Министерство образования и науки Республики Казахстан

Восточно-Казахстанский Государственный Технический Университет им. Д.Серикбаева

**КУРСОВАЯ РАБОТА**

### по дисциплине «металлургия благородных металлов»

Выполнил студент

Группы 240740

Срок обучения 3г 10 мес

Шифр:

Усть-Каменогорск, 2008 г.

Задание №1

***Рассчитать шихту для пробирочного анализа свинцового сульфидного концентрата.***

Состав концентрата:

Свинец (Pb) – 52,4%;

Цинк (Zn) – 3,5%;

Медь (Cu) – 1,2%;

Сера (S) – 15,7%;

Железо (Fe) – 4,4%;

Двуокись кремния (SiO2) – 8,2%;

Окись кальция (СаО) – 2,0%.

Задание №2

Выполнить расчет непрерывной переработки по извлечению золота из кварцевых руд. Схема установки включает:

Измельчение.

Отсадка с доводкой концентрата на концентрационном столе.

Двухстадийную классификацию хвостов отсадки.

Сгущение слива 2-ой стадии классификации с амальгамацией.

Агитационное цианирование.

Фильтрация после цианирования.

Цементация золота на цинковой пыли с фильтрацией "золотого" шлама.

Технологические режимы:

Производительность по руде – 50 т/час, содержание золота в руде – 10 г/т.

Плотность пульпы в мельнице – 75% твердого.

Выход гравитационного концентрата – 1% при плотности пульпы – 40%.

Амальгамация производится при Ж:Т = 2:1, извлечение золота в амальгаму – 36%.

Пески первой стадии классификации – 80% твердого.

Пески второй стадии классификации – 65% твердого.

Отношение выхода песков первой стадии классификации к выходу песков второй стадии классификации равно пяти.

Соотношение в сливе второй стадии классификации жидкой и твердой фаз равно Ж:Т = 4:1.

Продукты сгущения получаются в виде пульпы с Ж:Т = 1:1.

Потери золота при сгущении – 2%.

Режим цианирования: Ж:Т = 1.5:1.

Разбавление сгущенной пульпы осуществляется обеззолоченным раствором. Извлечение золота в раствор при агитации принять равным – 20%.

При фильтрации пульпы после цианирования получаются кеки при Ж:Т = 1:4 (80% твердого).

Кеки репульпируются обеззолоченным раствором и свежей водой и повторно фильтруются, после чего кек с 80% твердого сбрасывается в отвал. Фильтраты подаются на цементацию золота вместе со сливом сгустителя.

Обеззолоченные растворы содержат 0.03 г/м3 золота и идут в оборот (измельчение и др.).

***Недостающее количество воды возмещается свежей водой.***

**Содержание**

Введение

Основная часть

1 Решение задания №1

1.1 Расчет минерального состава концентрата

1.2 Определение количества селитры в шихте

1.3 Определение состава флюсов

2 Решение задания №2

2.1 Измельчение

2.2 Гравитационное обогащение

2.3 Классификация гравитационного концентрата

Список литературы

**Введение**

Золото встречается в природе почти исключительно в самородном состоянии, главным образом в виде мелких зёрен, вкраплённых в кварц или содержащихся в кварцевом песке. В небольших количествах золото встречается в сульфидных рудах железа, свинца и меди. Следы его открыты в морской воде. Общее содержание золота в земной коре составляет около 5\*10 -7 вес. %.

Золото — ярко-жёлтый блестящий металл. Оно очень ковко и пластично; путём прокатки из него можно получить листочки толщиной менее 0.0002 мм, а из 1 грамма золота можно вытянуть проволоку длиной 3.5 км. Золото — прекрасный проводник тепла и электрического тока, уступающий в этом отношении только серебру и меди.

Ввиду мягкости золото употребляется в сплавах, обычно с серебром или медью. Эти сплавы применяются для электрических контактов, для зубопротезирования и в ювелирном деле.

В химическом отношении золото — малоактивный металл. На воздухе оно не изменяется даже при сильном нагревании. Кислоты в отдельности не действуют на золото, но в смеси соляной и азотной кислот (царской водке) золото легко растворяется:

Au + HNO 3 + 3HCl —> AuCl 3 + NO + 2H 2 O

Так же легко растворяется золото в хлорной воде и в аэрируемых (продуваемых воздухом) растворах цианидов щелочным металлов. Ртуть тоже растворяет золото, образуя амальгаму, которая при содержании более 15% золота становится твёрдой.

Известны два ряда соединений золота, отвечающие степеням окислённости +1 и +3. Так, золото образует два оксида — оксид золота (I) , или закись золота , - Au2O - и оксид золота (III) , или окись золота - Au2O3. Более устойчивы соединения, в которых золото имеет степень окисления +3.

Все соединения золота легко разлагаются при нагревании с выделением металлического золота.

Серебро распространено в природе значительно меньше, чем медь (около 10 -5 вес. %) . В некоторых местах (например, в Канаде) серебро находится в самородном состоянии, но большую часть серебра получают из его соединений. Самой важной серебряной рудой является серебряный блеск (аргент) - Ag2S.

В качестве примеси серебро встречается почти во всех медных и серебряных рудах. Из этих руд и получают около 80% всего добываемого серебра.

Чистое серебро - очень мягкий, тягучий металл. Оно лучше всех металлов проводит электрический ток и тепло.

Hа практике чистое серебро вследствие мягкости почти не применяется: обычно его сплавляют с большим или меньшим количеством меди. Сплавы серебра служат для изготовления ювелирных и бытовых изделий, монет, лабораторной посуды. Серебро используется для покрытия им других металлов, а также радиодеталей в целях повышения их электропроводимости и устойчивости к коррозии. Часть добываемого серебра расходуется на изготовление серебряно-цинковых аккумуляторов.

Серебро — малоактивный металл. В атмосфере воздуха оно не окисляется ни при комнатных температурах, ни при нагревании. Часто наблюдаемое почернение серебряных предметов — результат образования на их поверхности чёрного сульфида серебра - AgS2 . Это происходит под влиянием содержащегося в воздухе сероводорода, а также при соприкосновении серебряных предметов с пищевыми продуктами, содержащими соединения серы.

В ряду напряжения серебро расположено значительно дальше водорода. Поэтому соляная и разбавленная серная кислоты на него не действуют.

**Решение задания №1**

***Рассчитать шихту для пробирочного анализа свинцового сульфидного концентрата.***

Состав концентрата:

Свинец (Pb) – 52,4%;

Цинк (Zn) – 3,5%;

Медь (Cu) – 1,2%;

Сера (S) – 15,7%;

Железо (Fe) – 4,4%;

Двуокись кремния (SiO2) – 8,2%;

Окись кальция (СаО) – 2,0%.

**1.1** Предварительно производится приближенный расчет минерального состава концентрата. При этом для простоты расчета с достаточной точности можно принять, что свинец практически полностью находится в виде галенита (PbS), цинк в виде сфалерита (ZnS), медь в виде халькопирита (CuFeS2), железо – в виде халькопирита и пирита (FeS2), двуокись кремния – в виде кварца и окись кальция – в виде кальцита (СаСО3).

Тогда имеем:

а. содержание галенита в концентрате

аPbS = аPb\*239/207 = 60,5%;

б. содержание сфалерита в концентрате

аZnS = аZn\*97.2/65.2 = 5,2%;

в. Содержание халькопирита в концентрате

а CuFeS2 = аCu\*197/64 = 3,7%;

в том числе железа аFe/ CuFeS2 = аCu\*55.85/64 = 1,05%;

г. Содержание пирита в концентрате

а FeS2 = (аFe – аFe/ CuFeS2)\*(55.85 + 64)/55.85 = 7,2%;

д. содержание кальцита в концентрате

аСаСО3 = аСаО\*100/56 = 3,57%.

Поскольку сумма содержаний основных минералов и двуокиси кремния практически совпадает с суммой содержаний основных компонентов, приводимых в условии, можно считать, что остальные минералы входят в состав шлакообразующих и их влиянием можно пренебречь.

**1.2 Определение количества селитры в шихте**

Определение количества селитры производится по восстанавливающей способности концентрата, которую в свою очередь рассчитывают по формуле:

β = ∑аi\*вi/100, г,

где, аi – содержание сульфида в концентрате, %;

вi – восстанавливающая способность i-того сульфида, г-экв.

PbS β = ∑60,5\*3.41/100 = 2,06,

CuFeS2 β = ∑3,7\*7.85/100 = 0,3

ZnS β = ∑5,2\*7.87/100 = 0,4,

FeS2 β = ∑7,2\*11.05/100 = 0,8,

β = (2,06 + 0,3 + 0,4 + 0,8)/100 = 3,5 г-экв/100.

Навеску руды принимаем 30 г. При плавке планируется получить 30 г веркблея. Без прибавки селитры проба восстановила бы 3,5\*30 = 105г свинца, следовательно необходимо окислить 105 – 30 = 75г свинца. Практическая окислительная способность селитры примерно составляет 3.7 г-экв, то есть потребуется селитры 75/3.7 = 20,3 г.

**1.3 Определение состава флюсов**

При плавке на веркблей принимаем, что протекают следующие реакции (А) и (В):

2FeS + 14PbO + 4Na2CO3 + SiO2 → FeSiO4 + 14Pb + 4Na2SO4 + 4CO2 (А)

10FeS2 + 28KNO3 + 6Na2CO3 + 5SiO2 → 5Fe2SiO4 + 14K2SO4 + 6Na2SO4 + 14N2 + 6CO3 (В).

Общее количество флюсов, необходимое для плавки выбирается из соотношения количеств флюса и концентрата равного 11:1, т.е. суммарное количество флюсов должно быть 330 г.

Количество соды во флюсах принимается равным количеству концентрата, т.е. 30г.

Количество соды для взаимодействия с селитрой находится из реакции (В) и составляет: 6\*106\*20,3/28\*101 = 4,5 г.

Количество соды для получения веркблея находится из реакции (А) и составляет: 30\*806\*4/14\*207 = 4.4 г.

Всего необходимо соды 8,9г.

Количество двуокиси кремния, необходимое для взаимодействия с содой 5\*60\*26.7/28\*101 = 2.83г., вводимого для связывания соды с флюсами рассчитывается по количеству соды, используемой с той целью из образования моносиликата натрия. Оно составляет:

30\*60/14\*207 = 0.6г. 30\*60/14\*106 = 8.5г.

Дополнительно надо добавить двуокись кремния для связывания избытка основного кислорода в окислах, полученных при концентратах:

а. основной кислород, связанный со свинцом:

30\*52,4/100\*207 = 0.07 г-атом;

б. основной кислород, связанный с цинком:

30\*3,5/100\*65.38 = 0.01 г-атом;

в. основной кислород, связанный с медью:

30\*1,2/100\*63.55 = 0.005 г-атом;

 г. основной кислород, связанный с железом:

30\*4,4/100\*55.85 = 0.02 г-атом;

д. кислотный кислород, связанный с двуокисью кремния:

30\*8,2/100\*60 = 0.04 г-атом;

е. основной кислород, связанный с окисью кальция:

30\*2/100\*56 = 0.01 г-атом.

Избыток основного кислорода составляет:

0.07 + 0.01 + 0.005 + 0.02 – 0.04 = 0.065 г-атом.

Для связывания его надо ввести 0.065\*60/2 = 1,95 г SiO2.

Таким образом, из компонентов флюса для реакции надо ввести кварца SiO2: (2.83 + 8.5 + 0.6 + 1,95 – 1,29) = 12,6 г и 30 г соды.

Всего введено компонентов флюса 12,6 + 30 = 42,6 г.

Дополнительно надо ввести флюсов: 330 – 42,6 = 287,4 г.

Если флюс состоит из глета и кварца, то вес глета для образования моносиликатов составляет: 287,4\*223/(223 + 60) = 226,5 г.

Вес кварца: 287,4 – 226,5 = 60,9 г.

Количество глета, необходимое для получения 30 г веркблея составляет: 32.3 – 15.99 = 16.31 г. (с учетом свинца в концентрате).

В результате шихта будет иметь состав (в г.):

кварц – 60.9 + 1,95 + 12,6 = 75,45 г;

сода – 30 + 4,5 + 4.4 = 38,9 г;

селитра – 20,3 г;

глет – 226,5 + 16.31 = 242,84 г.

**Решение задания №2**

Выполнить расчет непрерывной переработки по извлечению золота из кварцевых руд. Схема установки включает:

Измельчение.

Отсадка с доводкой концентрата на концентрационном столе.

Двухстадийную классификацию хвостов отсадки.

Сгущение слива 2-ой стадии классификации с амальгамацией.

Агитационное цианирование.

Фильтрация после цианирования.

Цементация золота на цинковой пыли с фильтрацией "золотого" шлама.

Технологические режимы:

Производительность по руде – 50 т/час, содержание золота в руде – 10 г/т.

Плотность пульпы в мельнице – 75% твердого.

Выход гравитационного концентрата – 1% при плотности пульпы – 40%.

Амальгамация производится при Ж:Т = 2:1, извлечение золота в амальгаму – 36%.

Пески первой стадии классификации – 80% твердого.

Пески второй стадии классификации – 65% твердого.

Отношение выхода песков первой стадии классификации к выходу песков второй стадии классификации равно пяти.

Соотношение в сливе второй стадии классификации жидкой и твердой фаз равно Ж:Т = 4:1.

Продукты сгущения получаются в виде пульпы с Ж:Т = 1:1.

Потери золота при сгущении – 2%.

Режим цианирования: Ж:Т = 1.5:1.

Разбавление сгущенной пульпы осуществляется обеззолоченным раствором. Извлечение золота в раствор при агитации принять равным – 20%.

При фильтрации пульпы после цианирования получаются кеки при Ж:Т = 1:4 (80% твердого).

Кеки репульпируются обеззолоченным раствором и свежей водой и повторно фильтруются, после чего кек с 80% твердого сбрасывается в отвал. Фильтраты подаются на цементацию золота вместе со сливом сгустителя.

Обеззолоченные растворы содержат 0.03 г/м3 золота и идут в оборот (измельчение и др.).

Недостающее количество воды возмещается свежей водой.

Целью расчета установки является составление водно–шламого баланса технологической схемы, на основе которого осуществляется дальнейший выбор технологического оборудования. Исходя из условий задания технологическую схему переработки руды разбивают на следующие этапы:

1. Измельчение;
2. Гравитационное обогащение с классификацией пульпы;
3. Амальгамация песков классификации;
4. Агитационное цианирование илов;
5. Цементация золота из растворов.

Составляем поэтапный водно-шламовый баланс.

**2.1 Измельчение**

Измельчение кварцевых руд производят в шаровых мельницах. По данным условия производят измельчение в шаровой мельнице с плотностью пульпы 75% твердого. При этом используют циркуляционную нагрузку в мельнице, как правило 30%. Тогда имеем:

Загрузка в мельницу руды – 50 т/час (по условию) воды и обеззолоченного раствора – 16.7 т.

50 т – 75%

х т – 25% х = 16.7 т.

Оборотной пульпы – 300% от загрузки, то есть 150 т/час.

Эти данные позволяют составить следующий водно-шламовый баланс операции измельчение.

Таблица 2.1

Водно-шламовый баланс измельчения.

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
|  |  Всего | В том числе твердого |
| Вводится:1. Исходной руды2. Воды (свежей+обеззолоченного раствора)3. Оборотной пульпы (300% от загрузки)ВсегоВыводится:1. Пульпы по отсадку.
2. Оборотной пульпы.

Всего. |  50 т. 16.7 т. 150 т. 216.7 т. 66.7 т. 150 т. 216.7 т. |  50 т. - 112.5 т. 162.5 т. 50 т. 112.5 т. 162.5 т. |

**2.2 Гравитационное обогащение**

Выход сухого гравитационного концентрата согласно условию задания составляет 1%, что при плотности пульпы 40% составляет суммарный выход влажного гравитационного концентрата 1.25 т. В сливы гравитационного обогащения уходит 49.5 т. твердой и 16 т. жидкой фаз. Твердая фаза поступает на классификацию, а фаза в виде пульпы идет на слив. Таким образом имеем следующий водно-шламовый баланс гравитационного обогащения.

Таблица 2.2

Водно-шламовый баланс гравитационного обогащения

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
|  |  Всего. | В том числе твердого. |
| Введено в гравитационное обогащениепульпы.Получено после гравитационного кон –центрата, направляемой на I стадию классификации.Сливы на хвостохранилище.Всего получено. |  66.7 т. 1.25 т. 65.45 т. 66.7 т. |  50 т. 0.5 т. 49.5 т. 50 т. |

**2.3 Классификация гравитационного концентрата**

Ввиду отсутствия данных принимаем, что в пески I-ой стадии классификации переходит вся твердая фаза классификации I. Тогда пески I стадии классификации имеют состав 0.5 т. твердой фазы и 0.185 т. влаги в нем (80%). Общий вес песков I стадии классификации составляет 0.625 т. Они направляются в слив.

В соответствии с условиями задания пески II стадии классификации составляют 0.625/5 = 0.125 т. общего веса или же 0.081 т. сухого веса. Всего в сливах II стадии классификации твердой фазы 0.541 т. или же 1.625 т. жидкой. Таким образом, на II стадию классификации необходимо подать функционально 2.45 т. воды.

Таблица 2.3

Водно-шламовый баланс двухстадийной классификации.

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
|  |  Всего. | В том числе твердого. |
| Введено на классификацию.Основы гравитационного обогащения.Воды на II стадию классификации.Всего.Получено после классификации.Слив I стадии классификации.Слив II стадии классификации.Пески II стадии классификации (на цианирование).Всего. |  1.25 т. 2.25 т. 3.507 т. 0.625 т. 1.625 т. 0.2 т. 2.45 т. |  0.5 т. - 0.5 т. - 0.419 т. 0.081 т. 0.5 т. |

Учитывая малый объем продуктов, направляемых на амальгамацию и цианирование, проектировать для тех операций с непрерывным режимом работы не представляется технологичным. Поэтому расчет этих операций не приводится. В целом получается технологическая схема приведенная на рисунке. Объединяя таблицы 2.1 – 2.3 получаем общий водно-шламовый баланс обогатительной установки.

Таблица 2.4

Водно-шламовый баланс установки обогащения руды.

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
|  |  Всего. | В том числе твердого. |
| Введено на обогащение:1. концентрата
2. воды на измельчение
3. воды на стадию классификации.

Всего.Получено после обогащения:1. сливы после гравитационного обогащения на хвостохранилище
2. сливы I стадии классификации
3. сливы II стадии классификации
4. пески II стадии классификации

Всего. |  50 т. 16.7 т. 2.45 т. 69,15 т. 66.7 т. 0.625 т. 1.625 т. 0.2 т. 69.15 т. |  50 т. - - 50 т. 49.5 т. - 0.419 т. 0.081 т. 50 т. |

Вода Руда Оборотная пульпа

Измельчение

Измельченная пульпа

Гравитационное обогащение

Гравитационный концентрат Слив гравитационного обогащения

 (в хвостохранилище)

I стадия классификации

Вода Пески I стадии Слив 1

 классификации (в хвостохранилище)

 II стадия классификации

Пески Слив 2

 (в хвостохранилище)

Рисунок 1 – Схема извлечения золота из кварцевых руд

**Список литературы**

1. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.Г. Металлургия благородных металлов. М.: Металлургия, 1972

2. Паддефет Р. Химия золота. М.:Мир, 1982

3. Малышев В.М., Румянцев Д.В. Золото. М.: Металлургия, 1979