

ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра "Обогащение полезных ископаемых"

**Конспект лекций
по дисциплине "Обогащение руд цветных металлов"
(для студентов специальности 05030302 -
"Обогащение полезных ископаемых"
Сост. доц. Самылин В.Н.**

Донецк, ДонНТУ

2008

Лекция № 1

Введение

Общие сведения о рудах цветных металлов

Характерной тенденцией в современном развитии каждой страны является непрерывный рост производства цветных металлов: меди, свинца, цинка, никеля, алюминия, молибдена, вольфрама и т.д.

Динамика роста производства основных цветных металлов в развитых странах приведена в таблице.

Таблица 1.1 - Динамика производства цветных металлов в млн. тонн

Цветной металл	1975 г	2010 г
Медь	5.5	8
Свинец	2.4	4
Цинк	4.4	6

Основным источником производства цветных металлов являются и останутся в дальнейшем сульфидные медные, медно-пиритные и полиметаллические свинцово-цинковые руды.

В связи с возрастающей добычей руд цветных металлов в перспективе наметилась тенденция переработки более бедных и забалансовых руд.

В США среднее содержание меди в перерабатываемых рудах за период с 1890 по 1970 год составило 4.1 % (2.8-7 %). К 2000-му году этот показатель уменьшится в 10 раз и составит 0.4 % (от 0.11 до 1 %).

Для обеспечения роста производства меди переработка рудной массы к 2000-му году увеличится в 4-5 раз по сравнению с 1975 годом.

Характеристика руд цветных металлов

В настоящее время из руд добывают около 50 металлов, в том числе 45 цветных, редких и благородных. Из 3000 минералов, имеющих в природе, только 200-250 имеют промышленное значение.

Все руды классифицируются по следующим признакам.

1. По минеральному составу руды подразделяются на:
 - Самородные;
 - Сульфидные;
 - Окисленные (несульфидные);
 - Смешанные

Особый интерес представляют сульфидные руды. Около 75-80 % свинцово-цинковых и более 85% медных руд являются сульфидными.

Согласно С.И. Митрофанову и С.И. Полькину к **сульфидным** относятся руды, в которых содержание несulfидных минералов не превышает 10 %.

Смешанными считаются руды, содержащие 10-20 % окисленных форм металла.

К **окисленным** относятся руды, содержащие более 20 % окислов.

Сульфидные минералы меди, свинца, цинка, железа, молибдена характеризуются высокой гидрофобностью свежей поверхности минерала, хорошо взаимодействуют с реагентами собирателями.

Несульфидные (окисленные) минералы имеющие, как правило, кислородсодержащий анион, обладают сильной ионной (полярной) связью и активно взаимодействуют с водой. Эти минералы не имеют выраженных гидрофобных свойств.

Характерной особенностью окисленных минералов является их растворимость в водных, слабых сернокислотных растворах.

2. По количеству полезных компонентов руды подразделяются на:
 - Монометаллические (медные, свинцовые и т.д.);
 - Полиметаллические (медно-цинковые, медно-свинцово-цинковые и т.д.)

Как правило, руды в большинстве случаев являются полиметаллическими, но не все металлические компоненты в них имеют промышленное значение.

3. По содержанию металлов руды делятся на:

- Богатые;
- Бедные;
- Забалансовые

4. По концентрации ценных минералов руды подразделяются на:

- Вкрапленные (порфиоровые, песчаники, жильные);
- Сплошные (колчеданные, массивные)

5. По крупности вкрапленности различают руды:

- С тонкой (эмульсионной) вкрапленностью ценных минералов (ниже 0.1мм);
- Мелковкрапленные (0.1-2 мм);
- Крупновкрапленные (2-20 мм)
- Очень крупновкрапленные (более 20 мм)

Краткая характеристика месторождений некоторых руд цветных металлов

Медные руды

Месторождения медных руд в СНГ представлены: медными песчаниками, медно-порфировыми, медно-цинковыми рудами.

Медно-песчаные руды содержат от 1 до 15 % сульфидов. Пустая порода представлена кварцем, полевым шпатом, хлоритом, серицитом и т.д. Основные рудные минералы: халькопирит (CuFeS_2), халькозин (Cu_2S), борнит (Cu_5FeS_4).

Медно-порфировые руды. Вмещающими являются гранитоидные породы (гранодиорит-порфиры, монзонит). Сульфиды вкраплены почти равномерно, либо в виде прожилков. Общее количество сульфидов не превышает 3-4 %. Очень часто эти руды содержат молибденит (Коунрад, Бошекуль).

Медно-цинковые сплошные сульфидные руды характеризуются высоким содержанием сульфидов (пирита), от 50 и более %. Основные рудные минералы: пирит (FeS_2), халькопирит (CuFeS_2), сфалерит (ZnS_2). Пустая порода представлена кварцем, баритом.

Руды, содержащие свинец и цинк

К этим рудам относятся:

- Медно-свинцово-цинково-пиритные;
- Свинцово-цинковые;
- Свинцово-цинково-баритовые;
- Свинцовые с различным соотношением между компонентами.

Например, в рудах Горевского месторождения отношение свинца к цинку составляет 1 : 0.2. Это в основном свинцовые руды.

В рудах Холодинского месторождения преобладает цинк. Соотношение между свинцом и цинком 1 : 4.5.

Свинцовые руды сосредоточены главным образом в следующих месторождениях:

- Метасоматических;
- Скарновых;
- Жильных

Метасоматические месторождения. Основными рудными минералами являются: сфалерит, галенит, пирит, арсенопирит. Имеются зоны окисления. Пустая порода представлена кварцем, доломитом. Месторождение в СНГ – Благодатское.

Скарновые месторождения. Руды крупно вкрапленные, легкообогатимые (Алтын-Топканское, Тетюхинское месторождения).

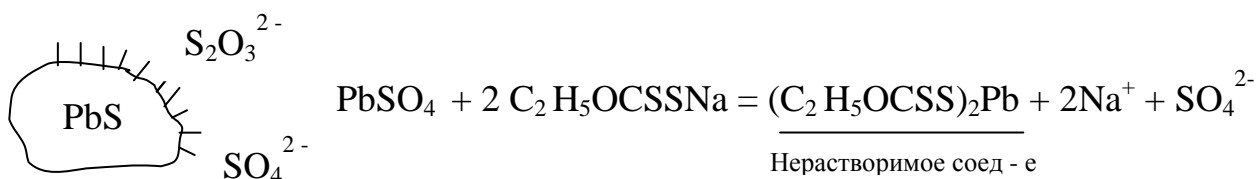
Жильные месторождения. Рудные минералы: галенит, сфалерит, пирит, халькопирит. Месторождение в СНГ – Садонское, Згидское. Жильные месторождения дают около 30 % мировой добычи свинца и цинка. Наряду со свинцом в свинцовых рудах содержится золото, серебро, висмут, кадмий, индий, селен, калий, редкие земли, сера. В ряде случаев содержание этих элементов имеет промышленное значение. Поэтому при обогащении руд цветных металлов основной целью является комплексная переработка этих руд.

Лекция № 2

Особенности технологии обогащения сульфидных руд цветных металлов

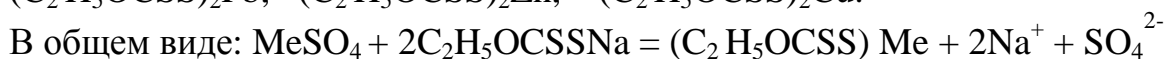
Теоретические основы гидрофобизации сульфидов цветных металлов

Для успешной флотации сульфидов цветных металлов их поверхность гидрофобизируется сульфгидрильными собирателями (ксантогенатами, аэрофлотами). Для химического закрепления анионов ксантогената на минеральной поверхности необходимо, чтобы на сульфидной поверхности начались процессы окисления серы. Тогда происходит обменная реакция.



Анионы ксантогената химически связываются с ионами металлов, входят в кристаллическую решетку минерала. Закрепление собирателя носит мозаичный характер. Он закрепляется на наиболее активных участках энергетически неоднородной поверхности минералов.

После обработки реагентом на поверхности сульфидов образуются гидрофобные нерастворимые соединения типа:



Минералы и руды меди. Кондиции на медные и пиритные концентраты

Важнейшими медными минералами являются: халькопирит, халькозин, ковеллин, борнит, характеристика которых приведена в таблице.

Таблица 2.1 - Характеристика основных медных сульфидных минералов

Минерал	Хим. формула	Содержание меди, %	Твёрдость по шкале Мооса
---------	--------------	--------------------	--------------------------

Халькопирит	CuFeS_2	34.6	3.8
Халькозин	Cu_2S	79.9	3.3
Ковеллин	CuS	64.5	1.5 - 2
Борнит	Cu_5FeS_4	63.3	3.8
Теннантит	$\text{Cu}_5\text{As}_2\text{S}_7$	57.6	3.5

Из перечисленных минералов халькопирит является первичным. Остальные минералы – вторичные, подвергшиеся окислению (восстановлению) в месторождении.

Постоянные спутники сульфидов меди – сульфиды железа:

Пирит – FeS_2 ; Пирротин – Fe_6S_7 ; Марказит - FeS_2 .

Наибольшее промышленное значение имеют два типа медных сульфидных руд:

1. Сплошные сульфидные руды (колчеданные);
2. Вкрапленные (порфировые) руды.

Флотационные свойства сульфидных минералов медьсодержащих руд

Халькопирит (CuFeS_2) является одним из важнейших медных минералов. С ним ассоциирует золото, серебро. Халькопирит склонен к переизмельчению. Свежеобразованная поверхность халькопирита имеет некоторую гидрофобность. На воздухе халькопирит адсорбирует кислород, который повышает его флотационную активность. При продолжительном окислении поверхность халькопирита покрывается гидроокисью железа, при этом флотиремость его резко снижается. В нейтральной и слабощелочной средах остаётся в течении длительного времени гидрофобным. При $\text{pH} > 10$ начинает окисляться с образованием ионов SO_4^{2-} , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$. В слабокислой среде при $\text{pH} = 6$ окисляется, при этом в раствор переходят ионы Cu^{2+} , Fe^{2+} , SO_4^{2-} .

Халькопирит флотируется ксантогенатами, аэрофлотами, меркаптанами.

Депрессируется:

1. При $\text{Cu} - \text{Pb}$ флотации цианидами;
2. При разделении $\text{Cu} - \text{Mo}$ концентратов избытком сульфида натрия.

Хроматы, сульфит (Na_2SO_3), гипосульфит ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$) не действуют на халькопирит, в связи с чем они применяются при разделении $\text{Cu} - \text{Pb}$ концентратов для депрессии галенита (PbS).

Халькозин (Cu_2S) склонен к переизмельчению. В качестве примесей содержит серебро, золото, кобальт, никель, железо, мышьяк. Хорошо флотируется ксантогенатами.

Депрессоры: цианиды, сульфид натрия (Na_2S), гипосульфит, сульфит натрия (Na_2SO_3), известь при высоком расходе.

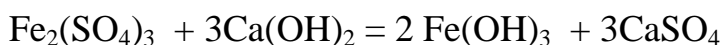
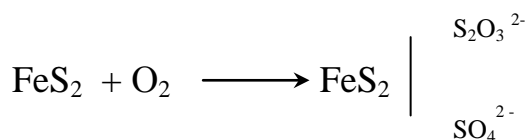
Халькозин легко окисляется, при этом в пульпу переходят ионы меди, которые активируют сфалерит и пирит. Его присутствие усложняет отделение медных минералов от цинковых.

Ковеллин (CuS) встречается в виде тонких покрытий ярко синего цвета, легко шламуется. Характеризуется наличием ионов Cu^+ и Cu^{2+} , S^{2-} и S_2^{2-} . По флотационным свойствам близок к халькозину.

Борнит (Cu_5FeS_4) по флотационным свойствам находится между халькозином и халькопиритом. Депрессируется цианидами.

Пирит (FeS_2) самый распространённый сульфидный минерал. Примеси пирита: медь, золото, серебро и др. Пирит сравнительно быстро окисляется. При измельчении поглощает кислород, при этом на его поверхности образуются хорошо растворимые соединения с ионами SO_4^{2-} , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, SO_3^{2-} . При окислении на поверхности пирита образуется плёнка гидроокиси железа $\text{Fe}(\text{OH})_3$. В результате этого наступает резкая гидрофилизация и депрессия его. В щелочной среде эта реакция протекает весьма активно.

Реакция депрессирования пирита протекает следующим образом. Сначала пирит взаимодействует с кислородом, в результате чего образуются соединения, хорошо растворимые в воде. При взаимодействии с известью происходит обменная реакция, в результате которой на поверхности пирита образуется плохо растворимое соединение гидрата окиси железа.



Пирит легко флотируется ксантогенатами и аэрофлотами при $\text{pH} = 6 - 7$. В щелочной среде флотация ухудшается. Аэрофлоты ($\text{R}_2\text{O}_2\text{PSSMe}$) хуже адсорбируются на пирите, чем на медных минералах, что используется при селективной флотации медно-пиритных руд.

Депрессоры пирита – щелочи и цианиды. Широкое применение как депрессор пирита нашла известь. Депрессирует пирит марганцевокислый калий (KMnO_4), хроматы (K_2CrO_4), бихроматы ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$). Селективно депрессирует пирит горячий крахмал, обработанный серной кислотой.

Активация пирита осуществляется в кислой среде.

Пирротин ($\text{Fe}_{x-1}\text{S}_x$). Встречается в виде Fe_6S_7 до $\text{Fe}_{11}\text{S}_{12}$. Обладает магнитными свойствами. Сопутствующие примеси: никель, кобальт, медь, цинк и др. Легко окисляется. Трудно флотирует ксантогенатами в кислой среде. Флотация медных минералов начинается после полного окисления пирротина и появления свободного кислорода в пульпе.

Марказит(FeS₂). Встречается редко в рудах цветных металлов. Обладает более высокой флотационной активностью чем пирит. По флотационным свойствам близок к пириту.

По флотационной активности сульфиды железа можно расположить в следующий ряд: **пирротин < пирит < марказит.**

В зависимости от типа руды, фазового состава медных минералов и размера их вкрапленности, могут быть получены концентраты с содержанием от 12 до 40 % меди и более. Качество концентрата по содержанию меди и примесей регламентируется соответствующими стандартами и техническими условиями.

Таблица 2.2 - Технические требования к медным концентратам

Марка медного концентрата	Содержание, %			Марка медного концентрата	Содержание, %		
	Меди не менее	Примесей не более			Меди не менее	Примесей не более	
		Цинка	Свинца			Цинка	Свинца
КМ0	40	2	2.5	КМ5	20	10	8
КМ1	35	2	3.0	КМ6	18	11	9
КМ2	30	3	4.5	КМ7	15	11	9
КМ3	25	5	5.0	КМ8	12	11	9
КМ4	23	10	7.0	Су п.п.			

Таблица 2.3 - Технические требования к пиритным концентратам (Колчедан серный флотационный)

Марка концентрата	Содержание, %			
	Серы не менее	Примесей не более		Влаги
		Pb и Zn		
КСФ - 1	47	1		3.8
КСФ - 2	45	1		3.8
КСФ - 3	42	1		3.8
КСФ - 4	38	1		3.8

Лекция № 3

Схемы и реагентные режимы флотации медных и медно-пиритных руд

Основная задача при обогащении медных и медно-пиритных руд – отделение сульфидов меди от сульфидов железа, представленных главным образом пиритом.

Одностадиальные схемы

Одностадиальные схемы применяются при флотации легко обогатимых руд с крупной и равномерной вкрапленностью флотируемых минералов, которые слабо шламуются в процессе измельчения. Схемы этого типа применяются на фабриках небольшой производительности. Они включают основную флотацию, контрольную и 1-3 перечистки концентрата. (Рис. 3.1).



Рисунок 3.1 - Одностадиальная схема флотации медных руд

Двухстадиальные схемы

Двухстадиальные схемы находят широкое применение на фабриках средней и большой производительности. Они целесообразны при неравномерной вкрапленности полезных минералов. Реализуются в следующих основных вариантах:

1. Получение в одну стадию части готового концентрата и богатых хвостов, которые поступают на доизмельчение и вторую стадию флотации. Эти схемы применяются при флотации медных и медно-пиритных руд, в которых медь представлена вторичными медными минералами (ковеллином и халькозином), склонным к шламообразованию. В СНГ по этим схемам обогащают медно-пиритные руды уральских месторождений (рис. 3.2).

2. В соответствии со 2-м вариантом в 1-й стадии получают готовый концентрат и отвальные хвосты. Промпродукт поступает на доизмельчение и 2-ю стадию флотации.

В соответствии со 3-м вариантом исходная руда измельчается до 45-60% класса – 0.074 мм. В первой стадии получают отвальные хвосты и грубый медный концентрат, который поступает на доизмельчение до крупности 85-95% кл. – 0.074 мм и вторую стадию флотации. Эти схемы применяют при флотации медных и медно-молибденовых порфириновых руд с большой производительностью.

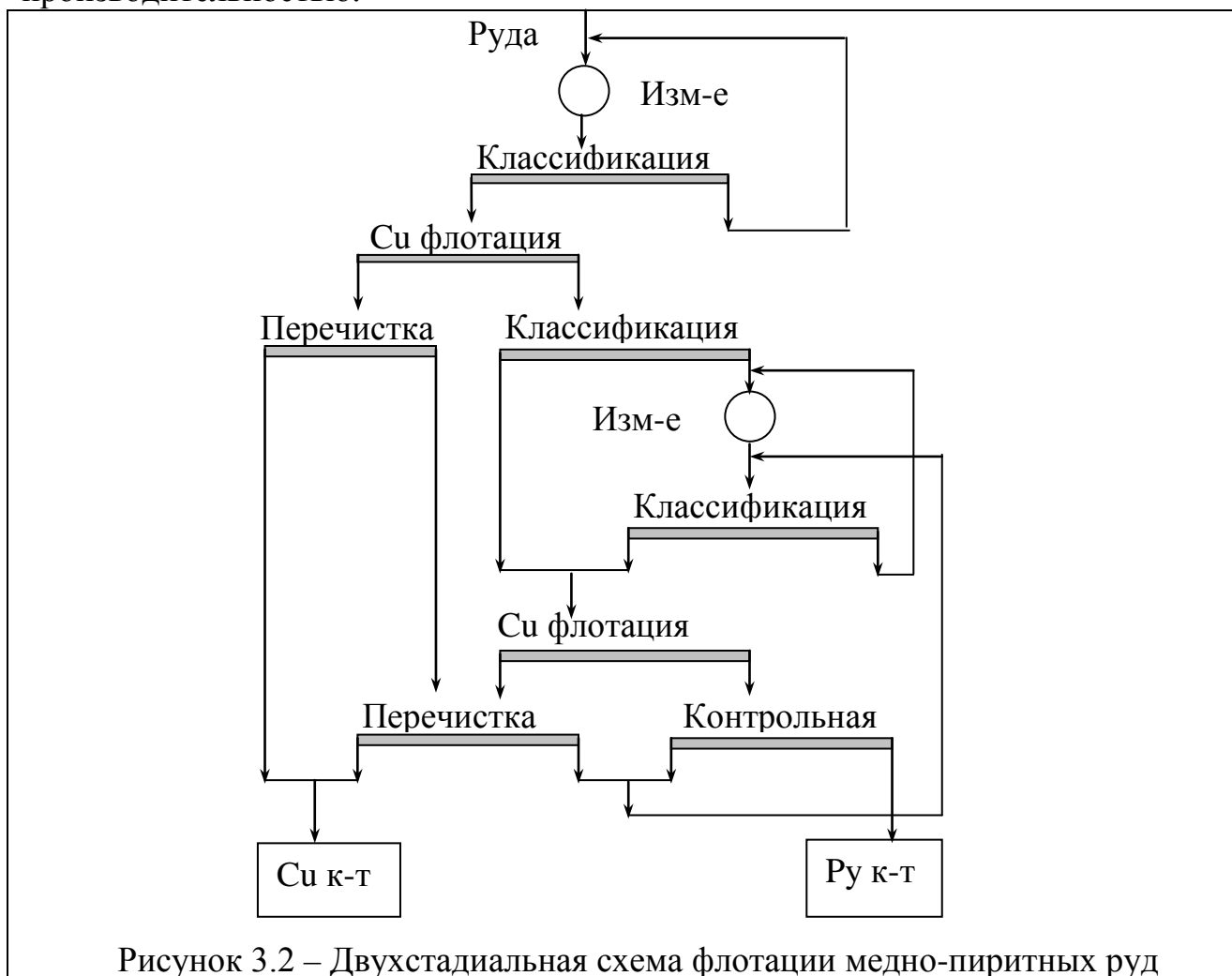


Рисунок 3.2 – Двухстадиальная схема флотации медно-пиритных руд

В последнее время схемы этой группы были усовершенствованы и получили название Cleaner-Scavenger или C- S (рис. 3.3).

Схемы C- S включают три основные группы операций:

1. Рудная флотация (без контрольной);
2. Доизмельчение грубого медного (медно-пиритного или медно-пиритно-молибденового концентрата);
3. Доводка доизмельчённого концентрата (две, три перечистки и контрольная флотация хвостов 1-й перечистки)



Рисунок 3.3 – Двухстадиальная схема флотации системы Cleaner-Scavenger

Достоинства схемы:

1. Рудная флотация производится интенсивно при высокой плотности пульпы и однородном по характеру материале (без возвращения в цикл промпродуктов), что снижает фронт флотации и расход реагентов.
2. Измельчение руды проводится до максимально возможной крупности, что увеличивает производительность мельниц.
3. Проведение промпродуктовой флотации после раскрытия сростков обеспечивает высокую селективность процесса, хотя требует значительный объём флотомашин (15-20 от объёма для рудной флотации).

Схемы с отдельной флотацией песков и шламов

Эти схемы применяют при флотации руд с высоким содержанием первичных шламов и растворимых солей, либо при склонности руд к сильному ошамованию в процессе измельчения. Схема позволяет осуществить флотацию шламов и зернистой части при оптимальном технологическом режиме. (Джезказганская, Алмалыкская фабрики-СНГ, Бьют США).

Реагентный режим при флотации медных и медно-пиритных руд

Сульфидные медные минералы обладают высокой флотоактивностью в широком диапазоне рН среды – от 6 до 14. При этом вторичные сульфиды меди флотируются лучше первичных и депрессируются при более высоком значении рН.

Сульфиды железа чувствительнее сульфидов меди к депрессирующему действию гидроксильных и цианистых ионов. Это используется при селективной флотации медно-пиритных руд.

Цианиды NaCN, KCN используются при высокой активности части пирита или во избежание депрессии молибдена при рН свыше 11.5.

При флотации медных руд в качестве регулятора среды применяют известь, которую подают в процесс измельчения. Для депрессии пирита расход извести колеблется от 250 – 500 грамм до нескольких килограммов на тонну.

При флотации вкрапленных медных руд (порфировых, песчаников, жильных) применяется только медная флотация, при этом рН среды поддерживается в пределах 7.5- 8.5.

Флотация сплошных медно-сульфидных руд с содержанием пустой породы менее 10-15% осуществляется по прямой селективной схеме с рН пульпы в основной и перечистных операциях 11.5 и более. В этом случае хвосты являются готовым пиритным концентратом.

В качестве собирателей при флотации сульфидов меди и железа используют ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты). Чаще всего применяются этиловый, бутиловый, изопропиловый, амиловый ксантогенаты в отдельности и в сочетании.

В качестве пенообразователей применяют: сосновое масло, ОПСБ, Т-66, ИМ-68, Дауфрос-250, метилизобутилкарбиол. Иногда используют сразу два вспенивателя.

Расход собирателей: 30-50 (100) г/т.

Расход пенообразователей: 20-50 (70) г/т.

Сведения о собирателях ксантогенатах

По физическому состоянию применяются ксантогенаты двух типов:

- Калиевые- жидкие;
- Натриевые – твёрдые.

Подают ксантогенаты в процесс в виде 2-х, 5-и или 10-и процентного раствора. Раствор желательно готовить на одну смену. В крайнем случае, на сутки, т.к. ксантогенат разлагается через двое суток.

Ксантогенаты действуют на минеральную поверхность только в щелочной среде при рН 7.5-11.

Применяются ксантогенаты следующих типов:

CH_3OCSSK	- метиловый	- 7.1A^0
$\text{C}_2\text{H}_5\text{OCSSK}$	- этиловый	- 8.4A^0
$\text{C}_3\text{H}_7\text{OCSSK}$	- пропиловый	- 9.7A^0
$\text{C}_4\text{H}_9\text{OCSSK}$	- бутиловый	- 10.2A^0
$\text{C}_5\text{H}_{11}\text{OCSSK}$	- амиловый	- 12.8A^0

Длина углеводородного радикала у отмеченных выше ксантогенатов находится в пределах 7.1-12.8 ангстремов (A^0).

Лекция № 4

Обогащение медно-цинковых руд

Минералы и руды цинка. Кондиции на цинковые концентраты

Известно 54 минерала цинка, однако к промышленным минералам относится небольшая группа. Это:

- Сфалерит - сульфид;
- Смитсонит - окисел;
- Каламин - окисел;
- Гидроцинкит - окисел.

Характеристика этих минералов приведена в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Характеристика основных цинковых минералов

Минерал	Химическая формула	Содержание Zn, %	Плотность, кг/м ³	Твёрдость по шк. Мооса
Сфалерит	ZnS	67.1	3500 – 4200 4100 – 4500	3 – 4
Смитсонит	ZnCO ₃	59.5	3580 – 3800	2.5
Каламин	Zn ₄ [Si ₂ O ₇][OH] ₂ H ₂ O	54.2	3400 – 3500	4 – 5
Гидроцинкит	Zn ₅ [CO ₃] ₂ [OH] ₆	59.5	3580 - 3800	2.5

Сфалерит, или *цинковая обманка*, различается содержанием примесей. Чистая разновидность его называется **клеюфаном**, железистая цинковая обманка – **марматитом** и марганцовистая- **вюрцитом**.

В зависимости от примесей цвет цинковой обманки может изменяться от белого (клеюфан) до бурого или даже чёрного (марматит), реже сфалерит имеет желтый, красный или зеленоватый цвет. Блеск – алмазный. Встречается в виде кристаллов тетраэдрической формы. Основные примеси: железо (до 20 %), кадмий (до десятых долей процента), индий, галлий, марганец, ртуть и др.

Промышленные типы цинксодержащих руд представлены медно-цинковыми, свинцово-цинковыми, медно-свинцово-цинковыми рудами.

Медно-цинковые колчеданные месторождения СНГ расположены на восточном склоне Урала на протяжении почти 800 км. Эти руды залегают среди вулканогенных образований, содержат до 90 % пирита.

Рудообразующие минералы – пирит, халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин, сфалерит.

Минералы пустой породы представлены серицитом, хлоритом, кварцем, баритом.

Наиболее крупные месторождения Урала: Гайское, Сибайское, Учалинское. Аналогичные месторождения на Северном Кавказе- Урупское, Худесское.

Основными технологическими особенностями медно-цинковых руд Урала являются:

1. Тонкая (до эмульсионной) вкрапленность сульфидов меди и цинка в пирите, требующая измельчения до 95-100 % класса – 0.043 мм (-0.03). В то же время отделение сульфидных минералов от пустой породы происходит при измельчении руды до 60-70 % класса – 0.074 мм.

2. Сложность вещественного состава руды (наличие первичных и вторичных сульфидов, а также сульфатов меди) затрудняет селективную флотацию вследствие активации сфалерита и пирита солями меди.

Флотационные свойства цинковых минералов

Флотационные свойства цинковой обманки определяются составом и видом примесей, входящих изоморфно в её кристаллическую решётку. Основными изоморфными примесями в цинковой обманке являются: 2-валентное железо, медь, марганец.

В противоположность другим сульфидам неактивированная цинковая обманка при окислении снижает свою флотируемость, т.к. на её поверхности образуются ионы SO_4^{2-} , способствующие гидратации поверхности сфалерита.

В щелочной среде при pH более 7 сульфат-ионы вытесняются ионами гидроксила и на поверхности цинковой обманки образуется гидрат окиси цинка $Zn(OH)_2$. Увеличение количества железа в кристаллической решётке ZnS увеличивает её способность к окислению и гидратации. При этом на поверхности образуется гидрат окиси железа $Fe(OH)_2$, что снижает адсорбционную способность ZnS к ксантогенату. Кроме того, ксантогенат цинка и железа хорошо растворим в воде, поэтому он плохо закрепляется на поверхности сфалерита.

Содержание железа в минерале определяет его чувствительность к депрессирующему действию извести, которая уменьшает адсорбцию собирателя с повышением содержания железа.

Активируют ZnS и значительно улучшают её флотационную активность соли тяжелых металлов (меди), катион которых с собирателем образует более трудно растворимые соединения, чем катион цинка. Основным активатором цинковой обманки является медный купорос. При этом поверхность сфалерита покрывается тонкой плёнкой сернистой меди CuS . Для успешной флотации это покрытие должно составлять не менее 25-30 % монослоя.

При наличии в месторождении водорастворимых минералов меди происходит природная активация цинка. Это значительно осложняет процесс

селективного разделения медных минералов и активированной цинковой обманки.

Все разновидности цинковой обманки депрессируются цианидами. При этом уменьшается сорбционный слой собирателя и переводятся в раствор активирующие ионы меди. Депрессирующее действие цианидов увеличивается в щелочной среде в присутствии цинкового купороса. Некоторые разновидности сфалерита депрессируются одним цинковым купоросом в щелочной среде. Сфалерит может депрессироваться также сернистым газом, сочетанием сернистого натрия и цинкового купороса, бисульфитом и сульфитом натрия.

Получаемые при обогащении цинксодержащих руд цинковые концентраты должны отвечать техническим требованиям, приведенным в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Технические требования к цинковым концентратам и продуктам

Марка	Содержание, %				
	Zn не менее	Примесей, не более			
		Fe	SiO ₂	Cu	As
КЦ-1	56	5	2	1	0.05
КЦ-2	53	7	3.5	1.2	0.1
КЦ-3	50	9	4	1.5	0.1
КЦ-4	45	12	5	2.5	0.5
ПЦ(пр.пр.)	40	6	6	3.5	Не нормир.

Схемы и реагентные режимы флотации медно-цинковых руд

Сочетание сульфидных минералов меди – цинка – железа считается наиболее сложным комплексом для флотации. Это сопряжено с трудностью разделения медных сульфидов и сфалерита.

В СНГ основное количество Cu-Zn руд обогащается на Урале (Кировоградская, Красноуральская, Среднеуральская, Карабашская, Учалинская, Сибайская, Гайская, Бурибаевская фабрики).

На медно-цинковых фабриках Урала дробление осуществляется в три стадии, но в открытом цикле. Измельчение осуществляется в две стадии в стержневых и шаровых мельницах до крупности 90-95 % класса – 0.044 мм.

Медно-цинково-пиритные руды относятся к наиболее сложным типам руд цветных металлов. Технология переработки этих руд определяется вещественным составом и характером вкрапленности ценных минералов. В зависимости от этого медно-цинково-пиритные руды могут обогащаться по схеме прямой селективной флотации или по схеме коллективно-селективной флотации.

По схеме прямой селективной флотации обогащаются вкрапленные и сплошные колчеданные руды, в которых медные минералы представлены

халькопиритом, а сфалерит не активирован ионами меди. Такие схемы применяются на фабриках Канады, Финляндии, Норвегии.

По схеме селективной флотации в голове процесса после измельчения руды до крупности 85-95 % класса – 0.074 мм флотируются сульфиды меди при депрессии сфалерита и пирита. Из хвостов медной флотации после активации сфалерита медным купоросом извлекают цинковый концентрат.

Хвосты цинковой флотации при обогащении сплошных сульфидных руд являются готовым пиритным концентратом. При низком содержании в них серы - флотируют пирит.

По коллективно – селективной схеме флотации после грубого измельчения руды до 50-60 % класса – 0.074 мм в голове процесса все сульфидные минералы извлекают в коллективный концентрат. После доизмельчения до крупности, необходимой для разделения сростков ценных минералов, концентрат направляется на селективную флотацию с получением медного, цинкового и пиритного концентратов. Эта схема обычно применяется для руд со сложной вкрапленностью при наличии вторичных сульфидов меди и природной активации сфалерита. (Среднеуральская, Учалинская, Гайская фабрики).

Технологическая схема Гайской фабрики

На Гайской обогатительной фабрике перерабатываются вкрапленные и сплошные колчеданные медно-цинковые руды (рис.4.1).

Вкрапленные руды содержат до 35 % серы. Рудные минералы – пирит, халькопирит, сфалерит. Нерудные – кварц, полевой шпат и т.д.

Колчеданные руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью сульфидов меди и цинка с пиритом. Разделение сульфидных минералов в этих рудах достигается только при измельчении до 98-100 % класса – 0.074 мм.

Дробление руды, поступающей из карьера, производится в три стадии в открытом цикле до крупности – 20 мм. Руда поступает на измельчение в стержневые, а затем в шаровые мельницы. Слив классификатора крупностью 65-70 % класса – 0.074 мм направляется на 1-ю коллективную флотацию, концентрат которой подаётся сразу на 3-ю перерешивную операцию. Концентрат 2-й коллективной флотации перерешивается трижды. Содержание CaO в операциях основной коллективной флотации составляет 150-500 г/м³, в перерешивных – 250-500 г/м³.

В коллективную флотацию для активации сфалерита подают медный купорос (200-240 г/т), собиратель – смесь изопропилового (120-170 г/т) и бутилового ксантогенатов (45-55 г/т), вспениватель Т-66 (30-60 г/т). В контрольную коллективную флотацию подаётся также 15 – 20 г/т бутилового аэрофлота.

Коллективный концентрат после десорбции реагентов сернистым натрием Na₂S (2200 – 3000 г/т) в присутствии активированного угля (300 г/т) сгущается и доизмельчается до крупности 90 – 95 % класса – 0.074 мм.

Медная флотация осуществляется при депрессии сфалерита сернистым натрием (150 – 350 г/т) и цинковым купоросом (250 – 450 г/т) при pH 8.5 – 8.7.

Медный концентрат содержит 16-18 % меди при $\epsilon = 87-89\%$. Хвосты медной флотации являются цинковым концентратом и содержат 42-45 % цинка при $\epsilon = 50-55\%$.

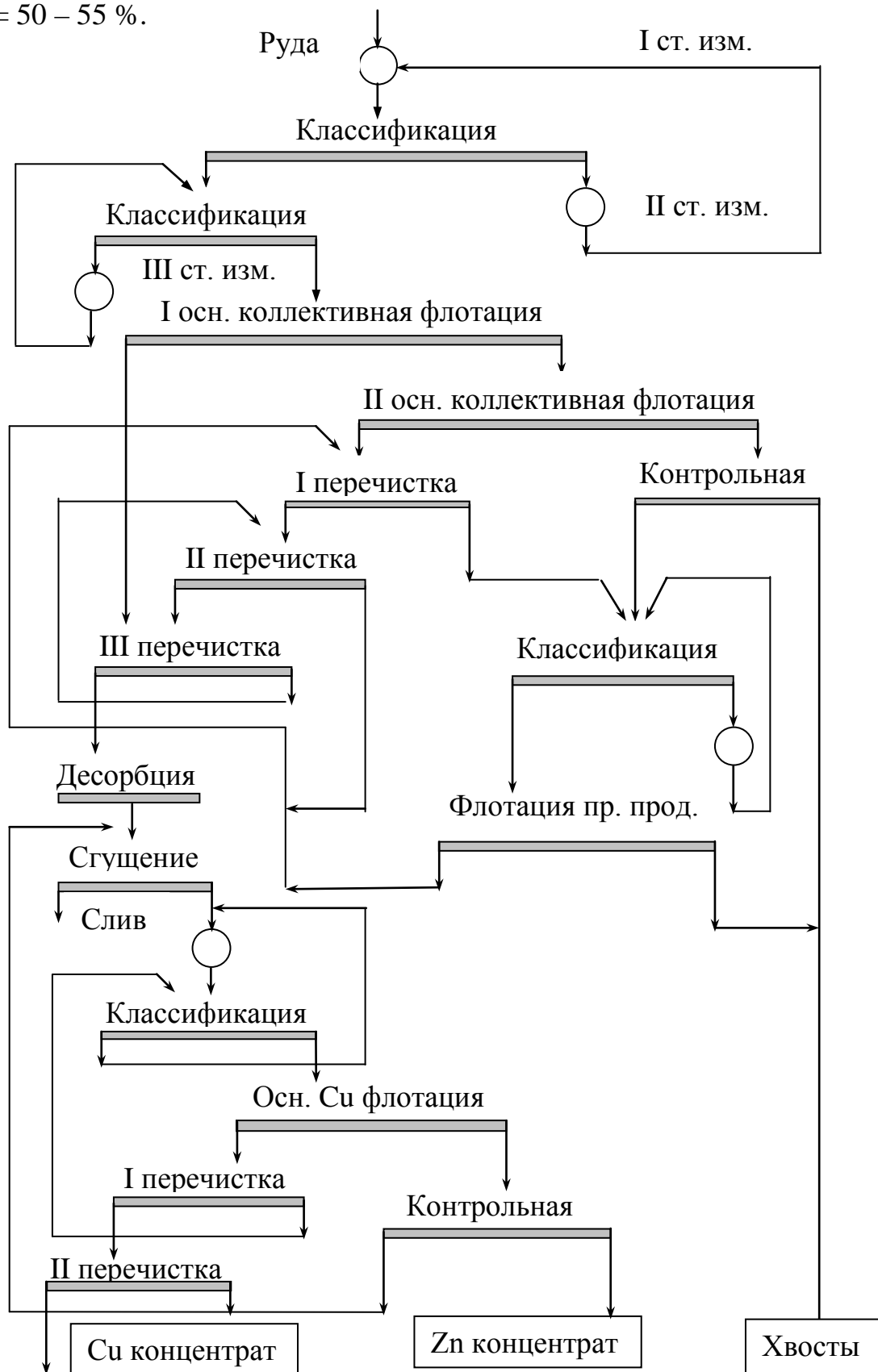


Рисунок 4.1– Схема флотации Cu-Zn руд Гайской обогатительной фабрики

Лекция № 5

Обогащение свинцово – цинковых руд Минералы и руды свинца Кондиции на свинцовые концентраты

В природе насчитывается 144 минерала, содержащих свинец, однако немногие из них имеют промышленное значение(таб.5.1).

Таблица 5.1 – Характеристика основных свинцовых минералов

Минерал	Хим. формула	Сод. Pb, %	Плотность, кг/м ³	Тверд. по шк. Мооса
Галенит	PbS	86.6	7400-7600	2-3
Церуссит	PbCO ₃	77.5	6400-6600	2.5-3
Англезит	PbSO ₄	68.3	6100-6400	2.5-3
Вульфенит	PbMoO ₄	55.8	6300-7000	3

Руды, содержащие только свинцовые минералы, встречаются крайне редко. Кроме свинца в них содержится барит, цинк, медь и др.

Галенит (свинцовый блеск) является основным свинцовым минералом в промышленных рудах. Кристаллическая решётка галенита имеет кубическую структуру типа NaCl. Цвет галенита свинцово – серый с металлическим блеском. Разрушение кристаллов галенита происходит по плоскостям спайности без разрыва ионных связей, поэтому свежееобнажённая поверхность галенита плохо смачивается водой, и он может флотироваться одним вспенивателем. Однако на воздухе галенит легко окисляется. Тогда он флотируется ксантогенатами.

Депрессорами галенита являются соли хромовой кислоты – хроматы и бихроматы (K₂Cr₂O₇ и K₂CrO₄). Под действием этих солей на поверхности галенита образуются гидрофильные соединения хромата свинца. Депрессируется галенит также крахмалом.

Цианидом галенит не подавляется. Поэтому цианид широко применяется при отделении галенита от медных минералов. Флотируемость галенита снижается при повышении щёлочности пульпы.

Из **окисленных** минералов свинца (около 90) промышленное значение имеют церуссит, англезит, пироморфит. Окисленные минералы свинца обычно флотируются сульфгидрильными собирателями после предварительной сульфидизации (активации) сернистым натрием.

Основные месторождения свинца в капстранах приходятся на США, Канаду, Австралию, Перу, Японию, ФРГ, Испанию. Содержание свинца в этих рудах 2-3 %. В СНГ свинец добывают из полиметаллических руд (Рудный Алтай, Казахстан, Восточная Сибирь, Северный Кавказ).

Свинцовые **концентраты** должны отвечать техническим требованиям, приведенным в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Технические требования к свинцовым концентратам

Марка концентрата	Содержание, %		
	Pb, не менее	Примесей не более	
		Zn	Cu
КС0	73	2	1.5
КС1	70	3	1.7
КС2	65	4	2.0
КС3	60	6	2.5
КС4	55	8	3.6
КС5	50	10	4.0
КС6	45	11	5.0
КС7	40	13	6.0
ППС(п- пр.)	30	Не нормируются	

Схемы и реагентные режимы флотации свинцовых руд

Сульфидные свинецсодержащие руды обогащаются по довольно простым схемам. Выбор схемы зависит от крупности вкрапленности зёрен галенита и равномерности его распределения в массе руды.

При крупной вкрапленности галенита руды обогащаются по комбинированным гравитационно – флотационным схемам. Основная масса галенита выделяется в голове процесса в тяжёлых средах. Полученный концентрат (тяжёлая фракция) после измельчения флотируется при pH 8-8.5. Флотируется галенит ксантогенатами, аэрофлотами (30-60 г/т). Если в руде присутствует пирит, его депрессируют цианидом.

К смешанным сульфидно – окисленным относятся руды, содержащие 15-80 % свинца в виде окисленных минералов. В зависимости от соотношения сульфидов и окислов возможно применение одной из двух схем.

1. При равном соотношении сульфидов и окислов руды обогащаются по схеме раздельной флотации сульфидных и несульфидных минералов. Сначала флотируют галенит при небольших расходах сернистого натрия (Na_2S) и собирателя. Затем производят сульфидизацию и флотацию окислов.

По способности к сульфидизации окисленные минералы делят на три группы:

- Легкосульфидизируемые (церуссит, англезит, вульфенит);
- Плохосульфидизируемые (пироморфит $\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$);
- Не поддающиеся сульфидизации и нефлотируемые – плюмбоярозит $\text{PbFe}_6[(\text{OH})_6(\text{SO}_4)_2]_2$.

Для сульфидизации сульфидизатор загружают либо в начало процесса, либо стадийно (до 3 – 6 точек).

2. Обычно в промышленных рудах преобладает одна из форм минералов. Поэтому флотация галенита и окислов осуществляется совместно после сульфидизации последних.

При флотации **окисленных** руд применяются жирные кислоты. Однако селективность процесса при этом низкая.

Схемы и реагентные режимы флотации свинцово – цинковых руд

На большинстве обогатительных фабрик применяется схема **селективной флотации**, по которой сначала флотируют свинцовые минералы при депрессии сфалерита (ZnS). Затем после активации сфалерита медным купоросом ($CuSO_4$) производится цинковая флотация. Для получения богатого цинкового концентрата увеличивают щёлочность, добавляя известь, которая депрессирует пирит. При высоком содержании пиритной серы в руде из хвостов цинковой флотации флотируют пиритный концентрат.

Депрессия сфалерита осуществляется по методу Шеридана – Гризволда. Метод заключается в том, что сфалерит депрессируется цианидом либо цианидом в сочетании с цинковым купоросом в щелочной среде.

По коллективной схеме флотации свинцово – цинковый концентрат перед разделением десорбируют сернистым натрием (Na_2S 4 - 6 кг/т). После доизмельчения добавляют депрессор сфалерита и флотируют галенит. После флотации галенита сфалерит активируют медным купоросом ($CuSO_4$ 100 –1000 г/т) в известковой среде для депрессии пирита и производят флотацию сфалерита ксантогенатом.

Коллективно – селективная схема в СНГ применяется только на Алтын – Топканской фабрике, т.к. разделение коллективного концентрата затруднено. Трудность разделения свинцовых и цинковых минералов связана с активацией сфалерита, который трудно депрессируется. Это вызывает необходимость введения обязательной операции десорбции собирателя перед селективной флотацией.

Технологическая схема переработки свинцово – цинковых руд На Рудоземской фабрике (Болгария)

Флотация производится по селективной схеме (рис. 5.1). Основная свинцовая флотация производится при подаче кальцинированной соды, жидкого стекла, сернистого натрия, цианистого натрия, цинкового купороса, ксантогената, соснового масла. Грубый свинцовый концентрат трижды перечищается с подачей жидкого стекла, цианистого натрия, цинкового купороса.

Готовый свинцовый концентрат содержит 69 % свинца при извлечении 93.6 % и 3.86% цинка. Коллективный цинково – пиритный концентрат после трёх перечисток разделяется на цинковый и пиритный при pH 10.5-11.3.

Цинковый концентрат после двух перечисток содержит 50.9 % цинка при извлечении 84.4 % и 1% свинца.

Камерный продукт цинковой флотации после 2-х контрольных флотаций является пиритным концентратом. Содержание серы в нём составляет 41.9 %. Отвальные хвосты содержат 0.12 % свинца и 0.21 % цинка.

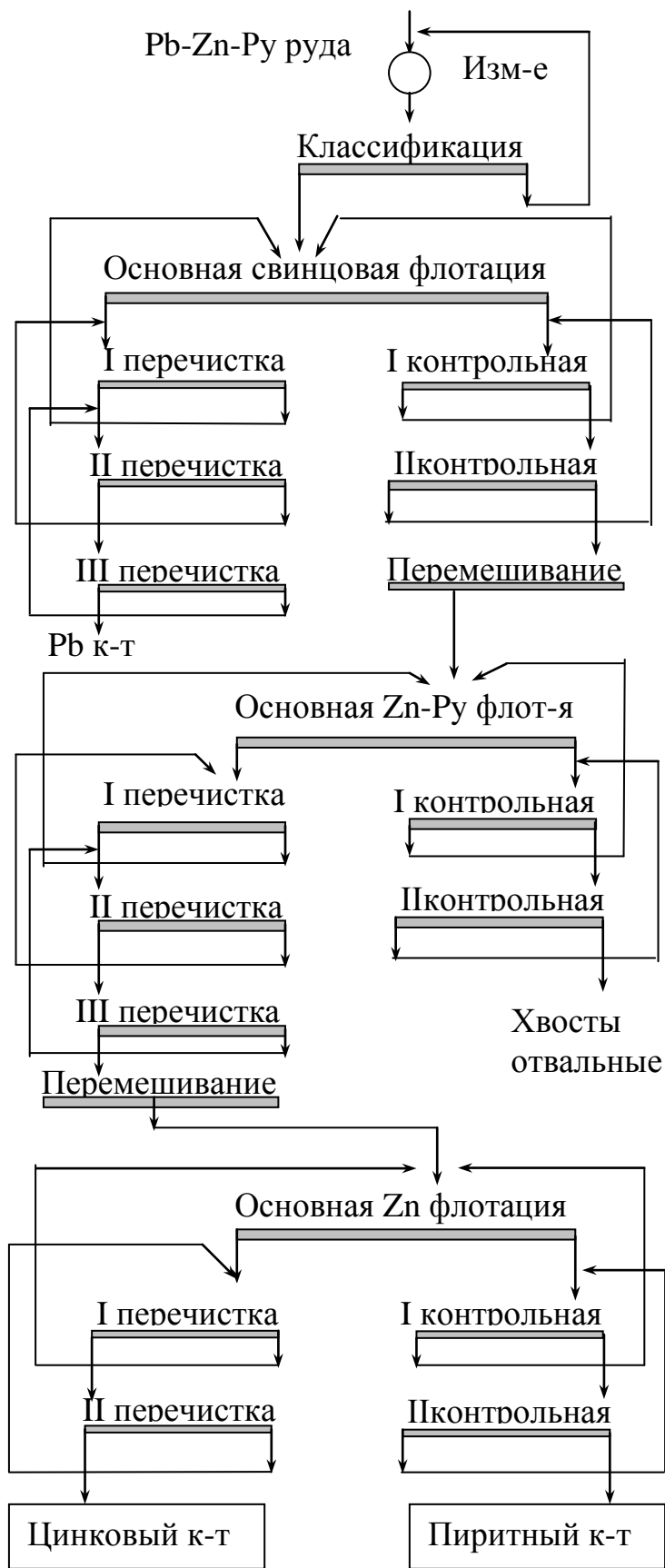


Рисунок 5.1 – Технологическая схема переработки Pb – Zn руд

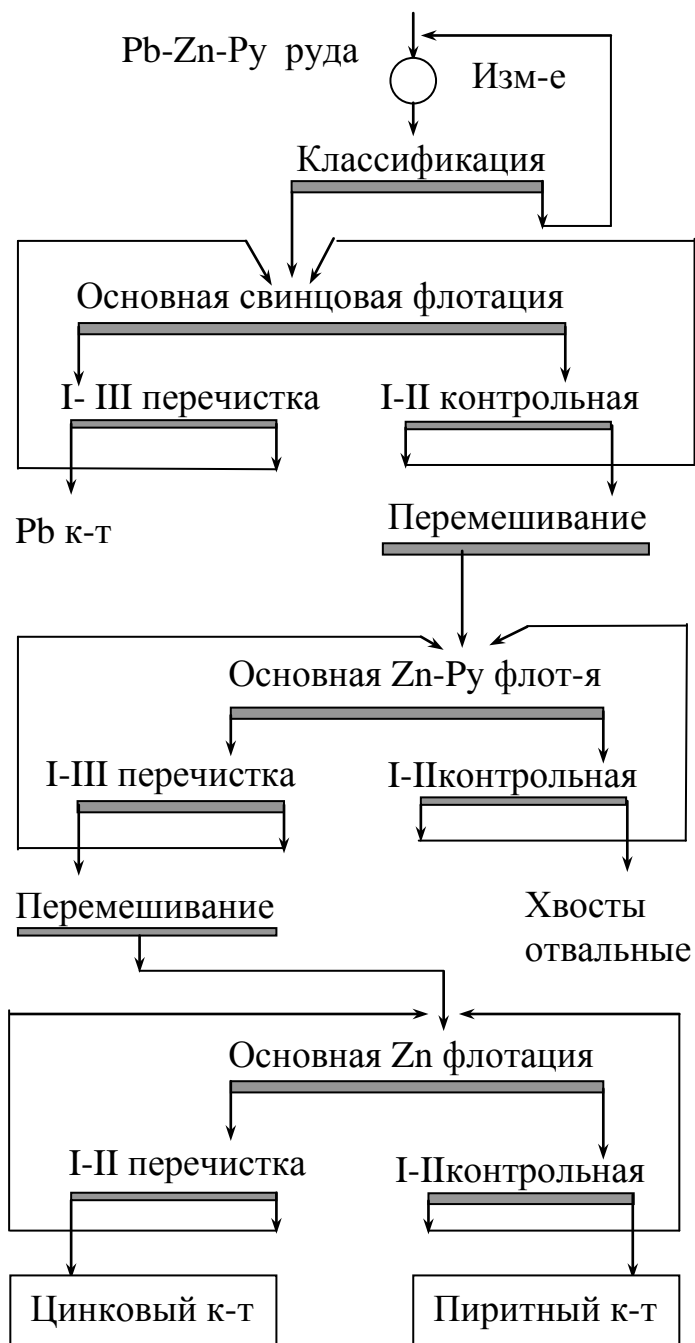


Рисунок 5.2 – Технологическая схема переработки Pb – Zn руд (Упрощённый вариант)

Лекция № 6

Обогащение медно – свинцово – цинковых руд (полиметаллических)

Полиметаллические Cu-Pb-Zn руды являются наиболее трудными с технологической точки зрения. Как правило, это вкрапленные руды. Кроме галенита и сфалерита в них входят первичные (халькопирит), вторичные (борнит, халькозин, ковеллин) и окисленные медные минералы. Сложность руд усугубляется присутствием большого количества пирита.

Для этих руд характерна агрегативная вкрапленность сульфидов в пустой породе. Выделение сульфидных агрегатов происходит при измельчении руды до 45-50 % класса – 0.074 мм. Разделение сульфидов возможно при измельчении агрегатов до крупности 85-90 (100) % класса – 0.074 мм.

В зависимости от минерального состава исходной руды может быть реализована одна из трёх принципиально различных технологических схем:

1. Прямая селективная;
2. Коллективно – селективная;
3. Частично коллективно – селективная.

Прямая селективная флотация не нашла широкого распространения. Эта схема применяется при наличии в руде легкофлотируемой пустой породы. Из руды сначала выделяют медные минералы, затем свинцовые, предварительно подавив сфалерит и пирит (известь, цианиды). Из хвостов свинцовой флотации выделяют сфалерит и пирит (после активации сфалерита медным купоросом).

При коллективно-селективной схеме после измельчения руды до крупности 50-60 % класса – 0.074 мм выделяют все сульфиды (агрегаты сульфидов). С целью раскрытия сульфидов руду доизмельчают и направляют на медно-свинцовую флотацию. Сфалерит и пирит депрессируют цинковым купоросом и цианидом. Хвосты медно-свинцовой флотации после активации сфалерита медным купоросом разделяют на цинковый и пиритный концентраты.

Медно-свинцовый концентрат разделяют на медный и свинцовый после подавления галенита бихроматом калия.

При коллективно-селективной схеме флотации применяется операция **десорбции**, необходимая для удаления собирателя с поверхности минералов. Этой операции подвергается коллективный концентрат перед доизмельчением и его селективным разделением.

Технология десорбции, разработанная А. Коневым и Л. Дебриной, включает:

1. обработку коллективного концентрата концентрированным раствором сернистого натрия Na_2S (4-6 кг/т концентрата) при содержании в концентрате 60-65 % твёрдого в присутствии активированного угля;
2. отмывку десорбированного собирателя.

При частично коллективно-селективной схеме в коллективный концентрат извлекаются только сульфиды меди и свинца. Сфалерит и пирит депрессируются. Затем из хвостов медно-свинцовой флотации после активации сфалерита медным купоросом извлекают сфалерит. Эти схемы широко распространены в СНГ, США и др. странах (Зыряновская, Берёзовская ОФ, Сан-Франциско, Булиден)

Коллективно-селективная схема флотации полиметаллических руд на Лениногорской ОФ

На эту фабрику (рис. 6.1) поступают сульфидные полиметаллические руды с преобладанием содержания цинка над свинцом и медью. Рудные минералы представлены галенитом, сфалеритом, пиритом и халькопиритом. Основным рудным минералом является пирит. Размер зёрен пирита от долей мм до 10-15 мм.

Основным нерудным минералом является кварц – зернистый, плотный и кристаллический. Кроме кварца присутствуют полевые шпаты, роговики, кварциты. Плотность руды 2850 кг/м^3 , коэффициент крепости 16-18. Подготовка руды включает 3 стадии дробления до крупности 90 % класса – 16 мм. Измельчение осуществляется в две стадии.

Особенностью схемы является применение отсадки в цикле измельчения с целью выделения богатого золотосодержащего продукта.

Основная коллективная флотация проводится при крупности питания 52-56 % класса – 0.074 мм и рН 8.5 - 9.5. Необходимое значение рН обеспечивается содой, которая подаётся в мельницы в количестве 300 г/т. Собиратель – бутиловый ксантогенат. Общий расход его на основную и контрольную флотации составляет 110-120 г/т. В качестве дополнительного собирателя используется трансформаторное масло (50 г/т).

Пенообразователь – смесь эфиров полиэтиленгликолей (50 г/т). Время основной коллективной флотации 7 минут, контрольной – 12 минут. Коллективный концентрат, содержащий 95 % всех сульфидных минералов, дважды перечищается ($t_1 = 17$ мин, $t_2 = 14.5$ мин). Хвосты коллективной флотации являются отвальными. Коллективный концентрат поступает на операцию десорбции, отмывку и доизмельчение. Десорбция осуществляется последовательно в двух чанах диаметром $d = 1.5$ м в присутствии сернистого натрия (220 г/т) в течение 9 минут.

Коллективный концентрат после сгущения направляется на доизмельчение. Слив классификатора после депрессирования сфалерита и

пирита поступает на медно-свинцовую флотацию. Расход цианида 17-25 г/т руды, цинкового купороса – 80 – 160 г/т. Медно-свинцовая флотация проводится при рН 8.4-8.8 с подачей бутилового ксантогената (2.5 – 3 г/т) и Т-66 (7-10 г/т). Время основной флотации 11 мин.

Медно-свинцовый концентрат после 3-й перерешетки направляется на селективную флотацию. Хвосты медно-свинцовой флотации являются исходным питанием цинковой флотации. Перед основной цинковой флотацией в пульпу подаётся медный купорос CuSO_4 (35-40 г/т) для активации цинковой обманки ZnS (сфалерита). Расход бутилового ксантогената 4-6 г/т. Время основной цинковой флотации $t_{\text{осн}} = 23$ мин. В контрольную флотацию подаётся 2-4 г/т бутилового ксантогената. Концентрат основной цинковой флотации подвергается 3-м перерешеткам. ($t_1 = 34$ мин, $t_2 = 42$ мин, $t_3 = 30$ мин).

Известь для депрессии пирита дозируется в первую перерешетку. Хвосты цинковой флотации направляются на пиритную флотацию. Расход бутилового ксантогената 10 г/т, Т-66 3-4 г/т. Время флотации $t_{\text{осн}} = 9$ мин, $t_{\text{контр}} = 8$ мин, $t_1 = 10$ мин, $t_2 = 20$ мин. Хвосты контрольной пиритной флотации являются отвальными. Потери с хвостами составляют: меди -1.7 %, свинца-1.3 %, цинка–1.8 %.

Медно-свинцовый концентрат разделяется бесцианидным методом. Перед разделением концентрат подвергается десорбции в присутствии сернистого натрия Na_2S и активированного угля. На Лениногорской фабрике впервые в мире для депрессии свинцового блеска применён железный купорос в сочетании с сульфитом натрия.

Основная медная флотация проводится в присутствии бутилового ксантогената (0.2 г/т). В 3-ю перерешетку подаётся 6 г/т сульфита натрия, в контрольную – 0.6 г/т ксантогената и 0.2 г/т Т-66.

Медный концентрат содержит 26-28 % меди при извлечении $\varepsilon = 64$ %.

Свинцовый концентрат содержит 46-47 % свинца при извлечении $\varepsilon = 77-83$ %.

Цинковый концентрат содержит 55-56 % цинка при извлечении $\varepsilon = 76-81$ %.

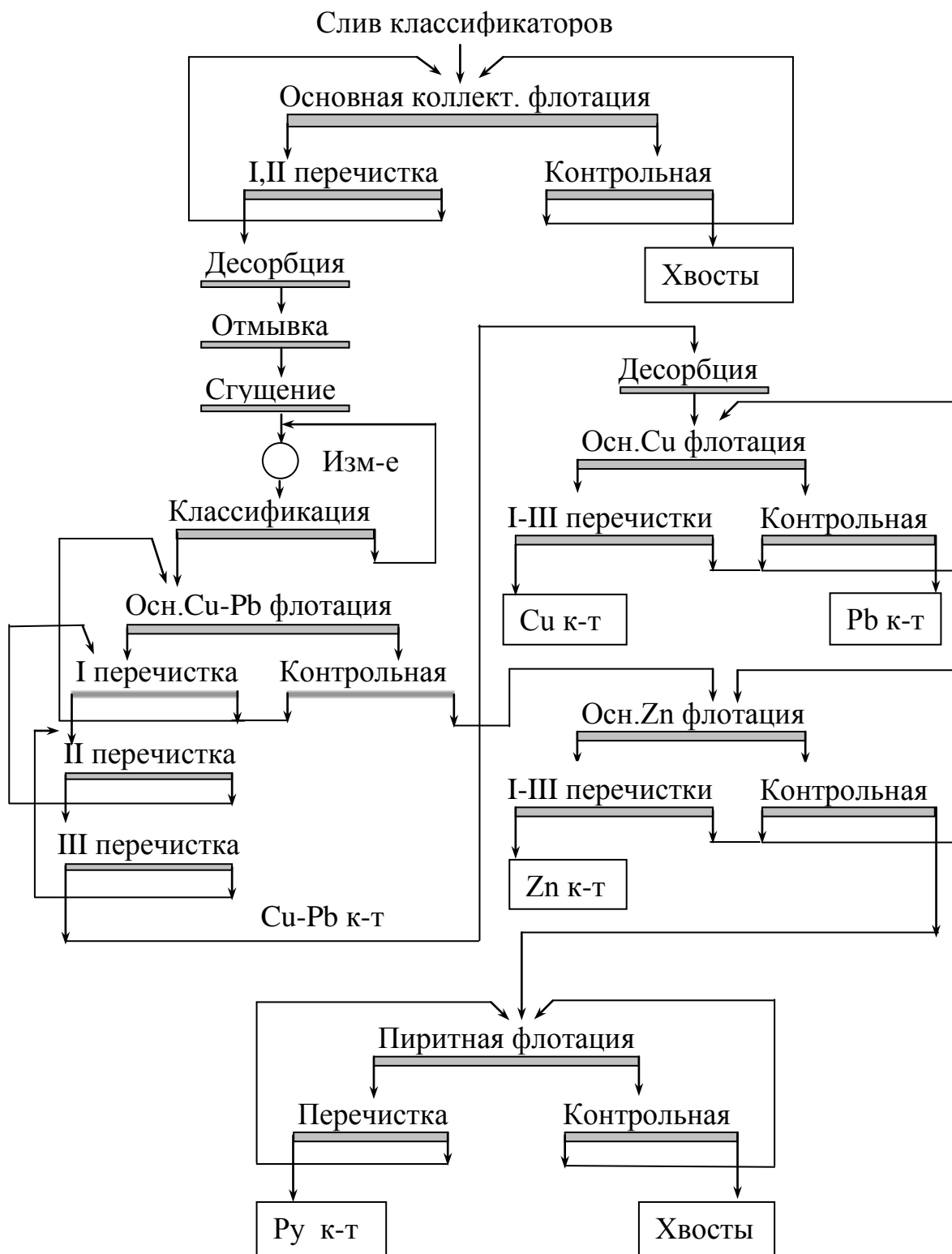


Рисунок 6.1 – Технологическая схема флотации медно-свинцово-цинковой сульфидной руды на Лениногорской фабрике

Лекция № 7

Обогащение медно-молибденовых руд

В природном сырье молибден представлен примерно 20 минералами. Однако существенное значение имеют следующие минералы:

- Молибденит;
- Повеллит;
- Молибдит (ферримолибдит);
- Вульфенит.

Первостепенное промышленное значение имеет молибденит, на долю которого приходится около 98-99 % мировой добычи молибдена. Характеристика основных минералов молибдена приведена в таблице 7.1.

Таблица 7.1 - Характеристика основных минералов молибдена

Минерал	Хим. формула	Содерж. Мо, %	Плотность, кг/м ³	Твёрдость по шк. Мооса
Молибденит	MoS ₂	59.94	4600-4800	1-1.5
Повеллит	CaMoO ₄	48.20	4250-4520	3.5
Молибдит (ферримолибдит)	Fe ₂ O ₃ ·MoO ₃ ·8H ₂ O	39.70	4500	1.5
Вульфенит	Pb MoO ₄	25.60	6300-7000	3.0

Молибденит (MoS₂) является самым распространённым молибденовым минералом. Для него характерна ассоциация с кварцем.

В гидротермальных жильных месторождениях сопутствующими минералами являются пирит, вольфрамит, полевые шпаты, слюды, барит, флюорит, касситерит, рутил.

В порфировых медно-молибденовых месторождениях молибден ассоциирует с халькопиритом и пиритом.

Молибденит характеризуется сложной кристаллической решеткой. Каждый слой из атомов молибдена расположен параллельно между двумя слоями атомов серы. В слое действуют сильные атомные связи, между слоями - слабые молекулярные силы. Поэтому молибденит обладает совершенным расщеплением и относится к минералам с аполярной поверхностью кристаллов.

При измельчении он расщепляется в виде чешуек или листовидных частиц. По этой причине молибденит обладает высокой природной гидрофобностью, практически не смачивается водой, но легко взаимодействует с углеводородными маслами.

Типичными собирателями для молибденита являются аполярные реагенты: керосин, трансформаторное масло, машинные масла и т.д.

Благодаря высокой гидрофобности, значительно превышающей гидрофобность сопутствующих минералов, молибденит хорошо флотируется при pH 8-8.5. Извлечение достигает 95 % независимо от низкого содержания в исходной руде (0.06 %).

Собирателями для молибденита являются также ксантогенаты и аэрофлоты. Как правило, при флотации молибденита применяется сочетание керосина и ксантогенатов. Анионные собиратели (ксантогенаты) десорбируются с поверхности молибденита ионами OH^- , HS^- , S^{2-} при высокой концентрации.

Депрессорами молибденита являются крахмал, декстрин и другие органические коллоиды. Его флотационная активность полностью подавляется после высокотемпературного окислительного обжига.

Повеллит (CaMoO_4) – продукт окисления молибденита. Встречается в зоне окисления молибденовых месторождений, часто в виде плёнок на молибдените. Флотируется жирными кислотами и их солями в щелочной среде. При высоком содержании повеллита его извлекают из хвостов сульфидной флотации. Наличие кальциевых минералов в руде (апатит, кальцит) затрудняет получение богатых повеллитовых концентратов.

Из вольфрамо-молибденовых руд повеллит извлекается вместе с шеелитом в коллективный концентрат, затем разделяется гидрометаллургическим способом.

Ферримолибдит ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{MoO}_3 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$) - встречается в зоне окисления молибденовых месторождений. Он является продуктом окисления молибденита в присутствии железосодержащих минералов. Флотируется жирными кислотами значительно хуже повеллита.

В содовой среде получают концентраты с содержанием менее 1 % MoS_2 , доводка которых осуществляется гидрометаллургическим методом.

В таблице 7.2 приведены технические требования, которым должны отвечать молибденовые концентраты.

Таблица 7.2 – Технические требования к молибденовым концентратам

Марка концентрата	Содержание, %					
	Mo, не менее	Примесей, не более				
		SiO ₂	As	Sn	P	Cu
КМФ-1	51	5	0.04	0.03	0.03	0.4
КМФ-2	48	7	0.06	0.05	0.04	0.8
КМФ-3	47	9	0.07	0.07	0.05	1.5
КМФ-4	45	12	0.07	0.07	0.05	2.5

Схемы и реагентные режимы флотации медно - молибденовых руд

В практике в настоящее время обогащаются следующие типы молибденосодержащих руд:

- Сульфидные молибденовые;
- Медно-молибденовые;
- Окисленные молибденовые;
- Свинцово-молибденовые;
- Висмут-молибденовые;
- Кобальт-молибденовые;
- Молибдено-вольфрамовые.

Добыча молибдена осуществляется практически из первых двух типов руд. При обогащении сульфидных молибденовых руд получают молибденовые концентраты, содержащие 51-55 % молибдена при извлечении 90-92 %.

При обогащении медно-молибденовых руд получают медные концентраты с содержанием 21-32 % меди при извлечении 75-95 % и молибденовые концентраты с содержанием 40-57 % молибдена при извлечении от 45-55 до 80-86 %.

Медно – молибденовые руды

Наибольшее значение имеют порфировые медно-молибденовые руды. При обогащении этих руд получают медные, молибденовые, а иногда пиритные концентраты. Руды характеризуются сравнительно крупной вкрапленностью молибденита и пирита, а также наличием тонковкрапленных минералов меди. Это обстоятельство вызывает необходимость применения стадийных схем обогащения. По этим схемам при сравнительно грубом измельчении руды до 45-55 % класса – 0.074 мм получают коллективный медно-молибденовый концентрат и отвальные хвосты. Грубый коллективный медно-молибденовый концентрат после доизмельчения до 90-95 % класса – 0.074 поступает на доводку (2-3 перечистки). После этого коллективный концентрат направляется на селективную флотацию.

Иногда применяют схемы, включающие контрольную флотацию в рудном цикле с перечисткой концентрата, получаемого в этой операции (фабрика «Пинто Вэлли» США).

При флотации медно-молибденовых руд в качестве **собирателя** для медных минералов применяют ксантогенаты, дитиофосфаты. Эти реагенты эффективно извлекают и молибденовые минералы. Пирит депрессируют известью при pH 9-11.5.

Основной проблемой при обогащении медно-молибденовых руд является **разделение медно-молибденовых концентратов**. Разделение может быть осуществлено путём депрессии медных минералов и флотации молибденовых и наоборот. Этой операции предшествует десорбция.

В настоящее время в промышленной практике применяются следующие методы разделения коллективных медно-молибденовых концентратов:

1. Окислительная пропарка коллективного концентрата при температуре $85-95^{\circ}\text{C}$ в течение 40 мин – 4 час. При этом происходит разрушение плёнки собирателя и окисление депрессируемых сульфидов меди и железа. После такой обработки молибденит флотировается аполярными реагентами с дополнительной подачей депрессоров для подавления сульфидов меди и железа (сернистый натрий, цианиды).
2. Депрессия молибденита органическими коллоидами (крахмал, декстрин) и флотация сульфидов меди и железа. Камерный продукт является грубым молибденовым концентратом. При применении этого метода поверхность молибденита должна быть тщательно отмыта от собирателей, т.к. затрудняется депрессия декстрином.
3. Низкотемпературный окислительный обжиг коллективного концентрата при температуре $260-330^{\circ}\text{C}$. При этом окисляется поверхность сульфидов меди и железа, разрушается плёнка аполярного реагента на поверхности молибденита без окисления самой поверхности. После обжига производится репульпация концентрата с последующей флотацией молибденита.
4. Депрессия сульфидов меди и железа сульфидом натрия (Na_2S) и флотация молибденита. Сульфид натрия десорбирует собиратель с поверхности сульфидов меди и железа и обеспечивает их надёжную депрессию.
Эффективность этого метода значительно повышается при пропарке концентрата (паровая флотация) и нагреве пульпы до $80-95^{\circ}\text{C}$. Расход сернистого натрия (Na_2S) при этом снижается в 3-5 раз.
Эта технология разработана в 1941 году в СССР и является самой распространённой на фабриках СНГ (Балхашская, Алмалыкская).
5. Депрессирование сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия (NaHS), сульфидом аммония – $(\text{NH}_4)_2\text{S}$ в отдельности или в сочетании с Na_2S без пропарки (фабрика Бренда Канада).
6. Депрессия сульфидов меди и железа путём применения окислителей типа перекиси водорода- H_2O_2 (0.5-1 кг/т), гипохлорида натрия- NaOCl (около 2 кг/т) и др.

Характерной особенностью схем для обогащения молибденосодержащих руд является включение в них цикла доводки черного концентрата до кондиционного. Обычно в черновых концентратах, получаемых в виде пенных или камерных продуктов, содержание молибдена составляет от 3-5 до 25-30 % при извлечении $\varepsilon = 70-90\%$. При доводке такие концентраты подвергаются доизмельчению и многократной перечистке (от 5 до 14).

Если флотация исходной руды проводится в плотной пульпе (40-45 % твёрдого), то перечистные операции проводятся в разжиженной пульпе, плотность которой непрерывно уменьшается вплоть до 3-5 %.

В конечном молибденовом концентрате извлечение молибдена составляет от 45-55 до 80-86 %. Иногда для снижения циркуляций после первых перечисток черного молибденового концентрата из схемы выводят промпродукт, который поступает на гидрометаллургическую переработку.

В цикле доводки **в качестве собирателя** используют керосин и другие аполярные реагенты. **В качестве пенообразователя** – сосновое масло, спирты.

При невозможности получения кондиционного молибденового концентрата в цикл доводки включается низкотемпературный обжиг ($260-330^{\circ}\text{C}$) и выщелачивание концентрата.

Технологическая схема флотации медно – молибденовых руд на фабрике Пинто Вэлли (США)

Производительность фабрики 40 тыс. тонн руды в сутки. На фабрике перерабатываются медно-порфиновые руды с содержанием 0.44 % меди и низким содержанием молибдена (рис.7.1). В результате обогащения получают медный концентрат с содержанием 28 % меди и молибденовый концентрат с содержанием 51 % молибдена (85 % молибденита) и 1.5 % меди. Фабрика ежедневно выдаёт 4.35 т молибденового концентрата при содержании 51 % молибдена.

Основным медным минералом является халькопирит. Молибден представлен молибденитом.

Подготовка руды включает трёхстадиальное дробление до крупности 0-18 мм. Измельчение осуществляется в одну стадию в шаровых мельницах. Мельницы работают в замкнутом цикле с гидроциклонами (на одну мельницу одна батарея циклонов из 8 штук, $d = 700$ мм). Слив гидроциклонов крупностью 51.3 % класса – 0.074 мм с содержанием твёрдого 30 % поступает на медно-молибденовую флотацию.

После двух перечисток Cu-Мо концентрат с содержанием молибдена 0.6-0.8 % поступает на сгущение до 35-55 % твёрдого и подаётся на разделение.

В Cu-Мо цикле медные минералы депрессируются реагентом «Ноукс» (продукт взаимодействия P_2S_5 и NaOH) с расходом 2.25-3.6 кг/т. Молибденовые минералы флотируются изобутиловым ксантогенатом. Медный концентрат является камерным продуктом основной молибденовой флотации.

Молибденовый концентрат подвергается двум перечисткам. Концентрат второй перечистки, содержащий 15-20 % молибдена, сгущается до содержания твёрдого 50 % и доизмельчается. Доизмельчённый концентрат подвергается ещё 7 перечисткам (III – IX).

Реагентный режим. Перед основной молибденовой флотацией подаётся собиратель – солярка с расходом 0.09 – 1.35 кг/т. Депрессор – Ноукс с расходом 2.25-3.6 кг/т. Регулятор среды – известь (рН 11). Время кондиционирования 40-80 мин. Перед 1-м доизмельчением молибденового концентрата расход солярки составляет 2.25 кг/т. Перед 3-й перечистой флотацией подаётся реагент Ноукс с расходом 2.7-5.4 кг/т.

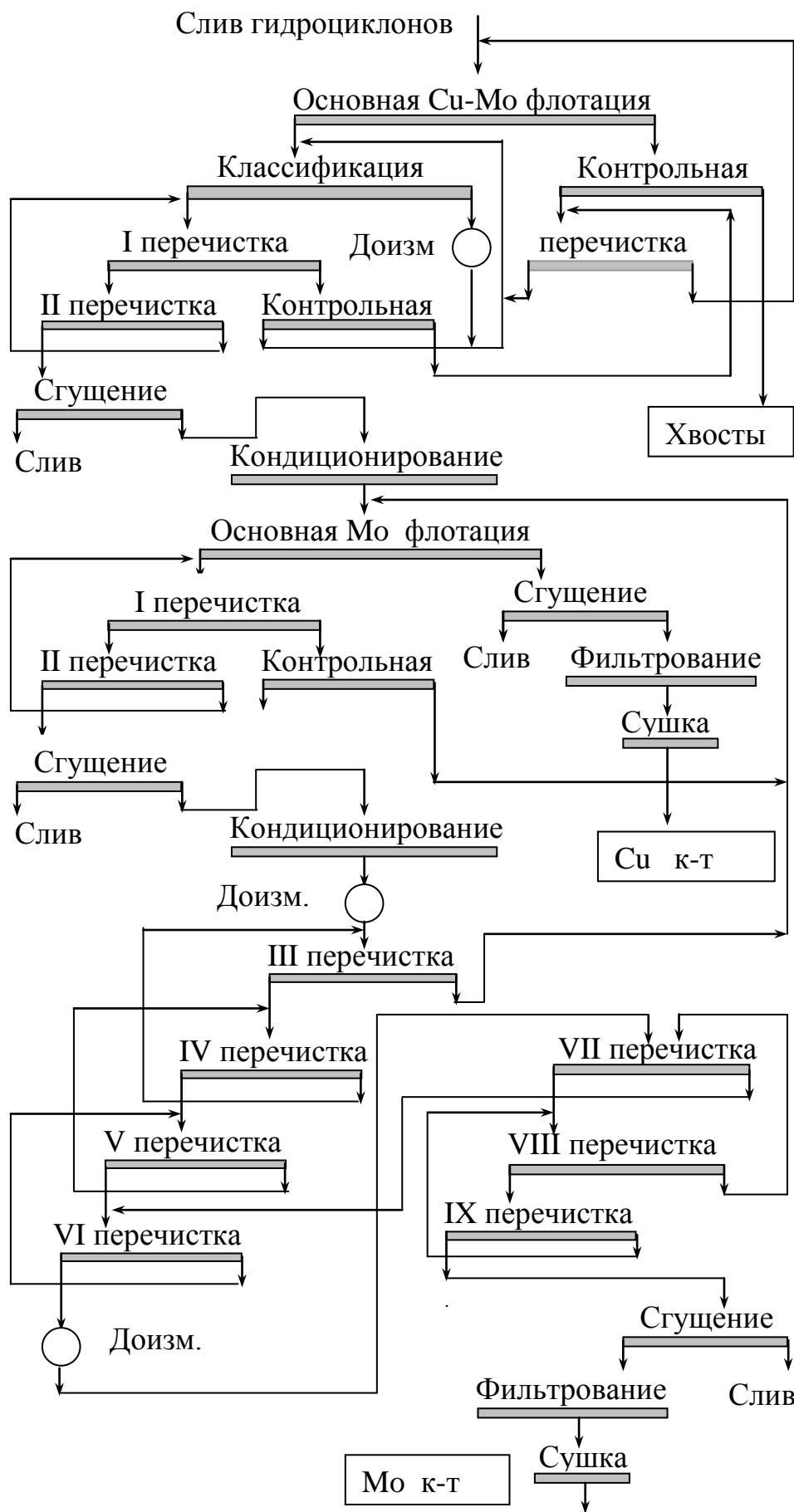


Рисунок 7.1 – Схема флотации Cu – Мо руд на фабрике «Пинто Вэлли»

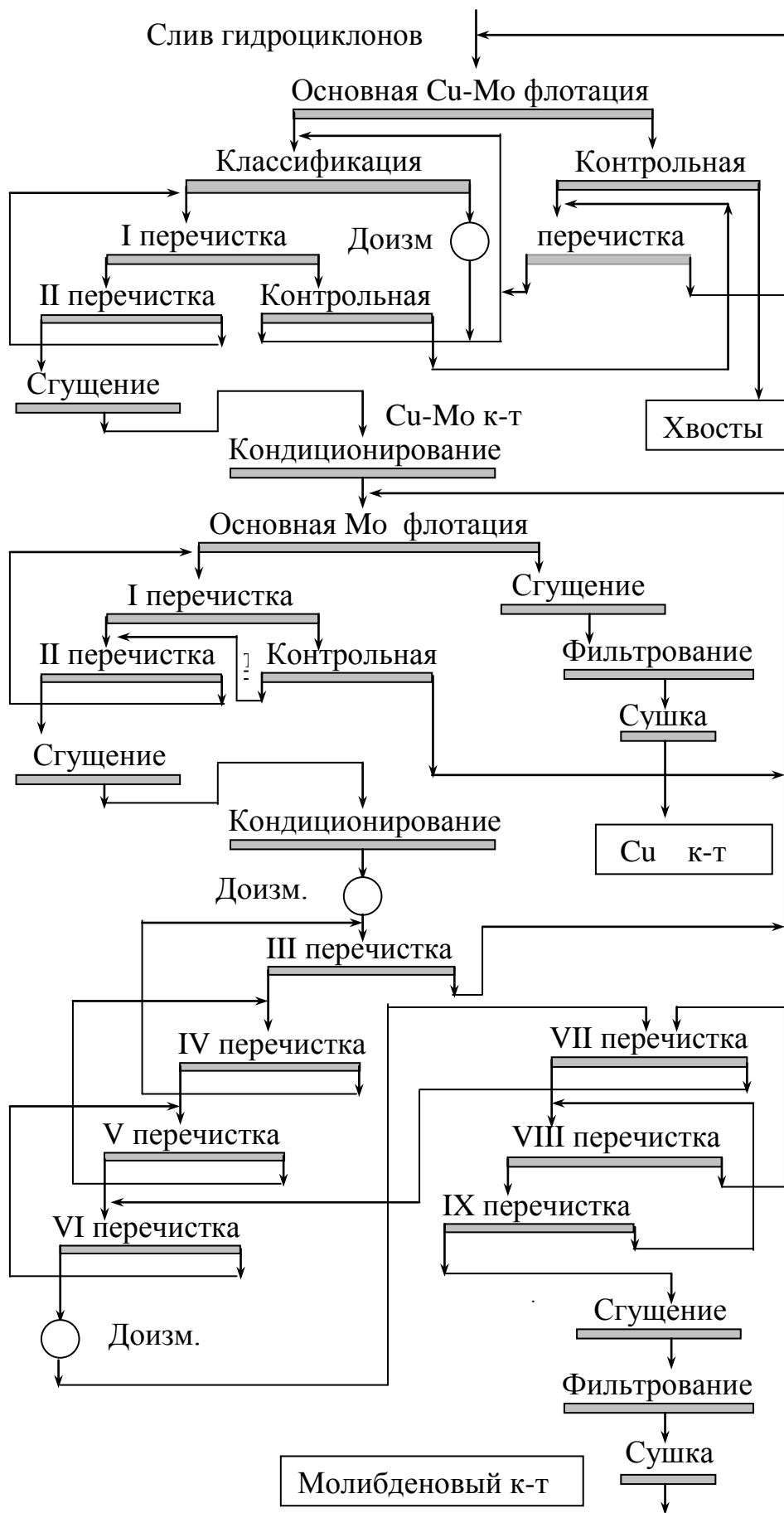


Рисунок 7.1 – Схема флотации Cu – Мо руд на фабрике «Пинто Вэлли»

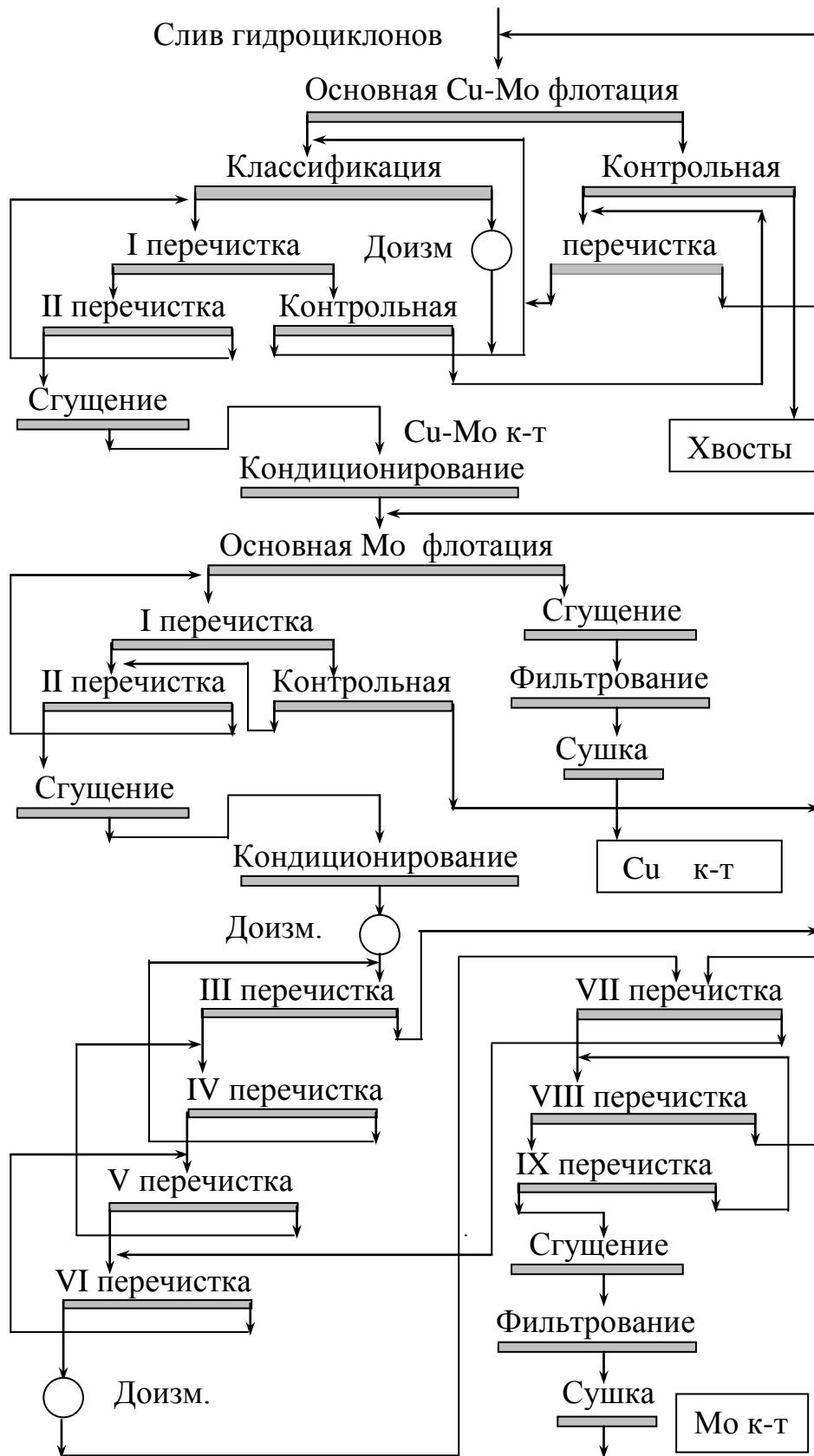


Рисунок 7.1 – Схема флотации Cu – Мо руд на фабрике «Пинто Вэлли»

Лекция № 8

Обогащение медно – никелевых руд

В природе насчитывается около 45 никелевых минералов. Однако промышленное значение имеет сульфид никеля – пентландит $(\text{Fe},\text{Ni})_9\text{S}_8$ (содержание Ni 22 %, плотность 5000 кг/м^3 , твёрдость 3-4). Кроме пентландита никельсодержащими минералами являются никеленосный пирротин, миллерит NiS.

Основные медные минералы – халькопирит, кубанит CuFe_2S_3 , талнахит $\text{Cu}_9\text{Fe}_8\text{S}_{16}$, борнит Cu_5FeS_4 . Медно – никелевые руды делятся на вкрапленные и сплошные.

Тонкое прораствание сульфидов меди и никеля не позволяет получить богатые никелевые концентраты (содержание никеля около 10 %). Медные концентраты получаются богатыми (20 – 25 % меди).

Прямая селективная флотация практикуется редко из – за трудной активации минералов после их депрессии. Поэтому в основном применяются схемы получения Cu – Ni коллективного концентрата.

Основная флотация проводится в щелочной среде при pH 9-10. В качестве собирателя применяется бутиловый (амиловый) ксантогенат с расходом 70-200 г/т. Пенообразователь Т-66. Депрессия минералов породы (флотоактивных силикатов) осуществляется жидким стеклом или КМЦ.

Разделение коллективного Cu-Ni концентрата осуществляется путём флотации медных и депрессии никелевых минералов. Депрессия достигается известью (pH 11-12), декстрином, пропаркой с известью при температуре 70°C .

При соотношении меди и никеля меньше двух, коллективный концентрат подвергается плавке на **файнштейн** и разделяется по методу И.Н. Масленицкого и Л.А. Кричевского (1943 г).

В результате обжига Cu-Ni концентрата в электропечах происходит частичное удаление серы. После застывания массы образуется металлургический полупродукт, содержащий соединения Cu_2S и Ni_3S_2 и сплав металлических меди и никеля. При измельчении файнштейна достигается довольно полное раскрытие всех компонентов сплава.

Флотация ведётся в щелочной среде ксантогенатом и пенообразователем. В пенный продукт уходит сульфид меди. В камерный – сульфид никеля и сплав никеля и меди.

Технология обогащения окисленных руд цветных металлов

Промышленное значение окисленных руд невелико. Часто окисленные руды встречаются вместе с сульфидными. Однако встречаются и самостоятельные месторождения окисленных руд. Наиболее важные методы флотации этих руд:

1. Флотация сульфгидрильными собирателями с предварительной сульфидизацией сернистым натрием Na_2S .
2. Флотация оксигидрильными собирателями (мыла, жирные кислоты). Метод имеет ограниченное распространение из-за малой селективности процесса.
3. Применение катионных собирателей (при флотации окисленных цинковых руд).
4. Комбинированный флотационно – гидрометаллургический метод.

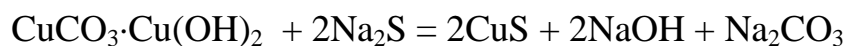
Медные окисленные и смешанные руды

Основные медные окисленные минералы:

- Малахит - $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$;
- Азурит – $\text{Cu}_3\text{CO}_3(\text{OH})_2$;
- Брошантит – $\text{Cu}_4\text{SO}_4(\text{OH})_6$;
- Атакамит - $\text{Cu}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$;
- Хризоколла - $\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$;
- Куприт - Cu_2O ;
- Тенорит – CuO

Способность медных окисленных руд к флотации определяется их растворением в цианиде. Из перечисленных минералов только силикаты и фосфаты меди не растворяются в цианидах, а переходят в сернокислотную вытяжку. Такие руды относятся к упорным и обогащаются комбинированными или гидрометаллургическими методами.

Флотация окисленных руд обычно проводится ксантогенатами после предварительной сульфидизации. Сульфидизация осуществляется с помощью сернистого или гидросернистого натрия при нормальной температуре в течение 0.5 – 1 мин. Расход сульфидизатора не должен быть избыточным, иначе образуется рыхлая сульфидная плёнка, которая легко отслаивается от минерала. Обычно расход сернистого натрия при флотации смешанных и окисленных руд составляет 0.3 – 2 кг/т. Ниже показан принцип сульфидизации малахита.



Величина pH при флотации смешанных и окисленных руд обычно находится в пределах 9 – 11.

В зарубежной практике при флотации смешанных руд кроме сульфгидрильных иногда применяются оксигидрильные собиратели (жирные кислоты), с помощью которых из хвостов сульфидной флотации извлекаются окисленные минералы.

При переработке смешанных и окисленных руд комбинированными методами наибольшее распространение получил метод В.Я. Мостовича. Метод включает выщелачивание окисленной меди серной кислотой, осаждение (цементацию) меди, перешедшей в раствор, металлическим железом и флотацию цементной меди. За рубежом этот метод называется LRF (выщелачивание, осаждение, флотация). Расход серной кислоты для выщелачивания, в зависимости от состава руды, колеблется от нескольких килограмм, до 40 кг/т руды. Продолжительность выщелачивания 10 – 60 мин.

В последнее время для обогащения окисленных упорных руд применяется схема, по которой после грубого измельчения выделяются шламы, в основном представленные труднофлотируемыми медными минералами. Эти шламы перерабатываются комбинированными методами.

Пески, представленные в основном сульфидами, доизмельчаются и обогащаются флотацией.

Окисленные свинцовые и цинковые руды

Основными окисленными минералами свинца являются:

- Церуссит $PbCO_3$;
- Англезит $PbSO_4$;
- Пироморфит $Pb_5[PO_4]_3Cl$;
- Крокоит $PbCrO_4$;
- Миметезит $Pb_5[AsO_4]_3Cl$;
- Вульфенит $PbMoO_4$;
- Ванадинит $Pb_5[VO_4]_3Cl$;
- Плюмбоярозит $PbFe_6[SO_4]_4OH_{12}$

Основными окисленными минералами цинка являются:

- Смитсонит $ZnCO_3$;
- Каламин $Zn_4[Si_2O_7](OH)_2 \cdot H_2O$;
- Гидроцинкит $Zn_5[CO_3]_2(OH)_6$

В смешанных и окисленных свинцово – цинковых рудах содержится также галенит (PbS) сфалерит (ZnS). Из нерудных минералов в смешанных и окисленных свинцово – цинковых рудах присутствуют кварц, силикаты, кальцит, доломит, барит.

Окисленные свинцовые минералы флотируются сульфгидрильными минералами после предварительной сульфидизации сернистым натрием Na_2S .

В отличие от малахита, для церуссита ($PbCO_3$) требуется глубокая сульфидизация, при этом отслаивание плёнки не наблюдается. Расход Na_2S составляет 200 – 300 г/т. Сульфидизация производится в контактных чанах или непосредственно во флотомашинах. Иногда сульфидизатор загружают в измельчение.

Из окислов свинца хорошо флотируется церуссит, хуже англезит и вольфрамит и очень плохо плюмбоярозит.

Окисленные цинковые минералы флотируются после извлечения сульфидов и окисленных свинцовых минералов. Разработаны два метода:

1. Девиса – Андреевой;

2. Рея

По первому методу окисленные минералы цинка сульфидизируются при температуре 40 – 60° С в течение 20 – 25 минут, активируются медным купоросом и флотируются сульфгидрильным собирателем.

По второму методу окислы цинка флотируются высшими первичными аминами после предварительной сульфидизации. Расход амина 80 - 170 г/т.

Лекция № 9

Обогащение оловянных руд

В природе известно 16 оловосодержащих минералов. Основным промышленным минералом является касситерит SnO_2 (содержание олова 78.8 %, плотность 6800 – 7100 кг/м³, твёрдость 6 – 7). Меньшее значение имеет сульфид олова – станнин $\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{FeS}\cdot\text{SnS}_2$, содержащий 27.5 – 29.5 % олова.

Промышленные оловосодержащие руды подразделяются на россыпные и коренные. Из россыпей добывается около 70 % олова. Минимальное промышленное содержание олова в россыпях – 200 г/м³.

Коренные месторождения подразделяются на кварц – касситеритовые и сульфидно – касситеритовые.

Состав оловянных продуктов, получаемых на обогатительных фабриках, различен. Содержание олова в них колеблется от 5 до 60 %. Наиболее богатые концентраты получают из россыпей (КО). Из коренных руд получают зернистые концентраты (КОЗ), которые направляются на доводочные фабрики. Шламовые оловянные концентраты, получаемые гравитационными и флотационными методами (КОШ), идут для плавки на черновое олово 2-го сорта. Из концентратов марки КОС (свинцовистые) получают черновой свинцовисто – оловянный сплав. Технические требования к оловянным концентратам приведены в таблице 9.1.

Таблица 9.1 – Технические требования к оловянным концентратам

Марка концентрата	Содержание, %						
	Sn не менее	Примесей не более					WO ₃
		Pb	As	S	Cu	Zn	
КО-1	60	2	0.3	Не нормируется			3
КО-2	45	2	0.3	Не нормируется			3
КОЗ-1	30	2	Не нормируется				5
КОЗ-2	15	2	Не нормируется				5
КОШ-1	15	2	2	5	0.5	3	5
КОШ-2	8	2	1.5	5	0.5	3	5
КОШ-3	5	3	0.5	Не нормируется			5
КОС-1	15	5	2	15	0.5	3	5
КОС-2	8	5	1.5	15	0.5	3	5
КОС-3	5	5	0.5	Не нормируется			5

Оловянные руды и россыпи обогащаются главным образом гравитационными методами с использованием шлюзов, отсадочных машин, концентрационных столов и винтовых сепараторов. Схемы обычно включают дезинтеграцию, промывку и концентрацию касситерита. Промывка и обогащение на шлюзах применяются при крупности зёрен > 0.2 мм.

Отсадочные машины применяются для крупновкрапленных руд (2 – 20 мм) при этом извлечение составляет 90 %. Доводка грубых концентратов осуществляется на концентрационных столах (крупность частиц 0.1 – 2 мм).

При обогащении коренных руд схемы усложняются из – за сложности состава минералов. При этом кроме гравитационных методов используется флотация, магнитные и электрические методы.

При подготовке руды к обогащению следует учитывать хрупкость касситерита, склонность к ошламованию. Около 70 % потерь олова связано с уносом в слив гравитационных аппаратов тонковкрапленного касситерита.

На некоторых фабриках в голове процесса применяется обогащение в тяжелых суспензиях. Это позволяет выделить в отвальные хвосты значительную часть пустой породы (30 – 35 %), снизить расходы на измельчение.

Большое распространение при обогащении оловянных руд получили винтовые сепараторы (класс 0.1 – 3 мм), применяемые вместе с отсадочными машинами и концентрационными столами.

В результате гравитационного обогащения получают черновой концентрат с содержанием олова около 20%. Черновой концентрат направляется на доводочную фабрику для доведения до кондиции. В результате доводки из чернового концентрата удаляются вредные примеси.

Доводка может осуществляться флотогравитацией на концентрационных столах для удаления сульфидов крупностью 3 – 4 мм. Для извлечения сульфидов такой крупности может применяться пенная сепарация.

Магнетит и гематит, содержащиеся в первичных концентратах, удаляются перед гравитационным обогащением магнитной сепарацией.

Доизвлечение ошламованного касситерита может осуществляться флотацией с применением жирных кислот. При наличии в шламах сульфидов, последние флотируются в начале процесса. В настоящее время флотация не получила широкого применения.

Технологическая схема обогащения коренных оловянных руд на фабрике «Юнион Тин» (ЮАР)

Исходная руда, содержащая 0.58 % олова, после дробления обогащается в тяжёлой суспензии. Лёгкая фракция удаляется в хвосты. Тяжёлая фракция (выход 39.1 %, содержание олова 1.26 %) измельчается и направляется на классификацию в гидроциклоны. Пески циклонов обогащаются на концентрационных столах, слив идёт на сульфидную флотацию (рис. 9.1).

Сульфидные концентраты удаляются в отвал. Хвосты сульфидной флотации обогащаются на концентрационных столах и винтовых сепараторах. После удаления из чернового оловянного концентрата магнитных материалов и оставшихся сульфидов, гравитационный оловянный концентрат содержит 54 % олова при извлечении 48 %. В шламах содержится до 0.85 % олова, которое извлекается флотацией. Флотоконцентрат содержит 27 % олова при $\varepsilon = 35$ %.

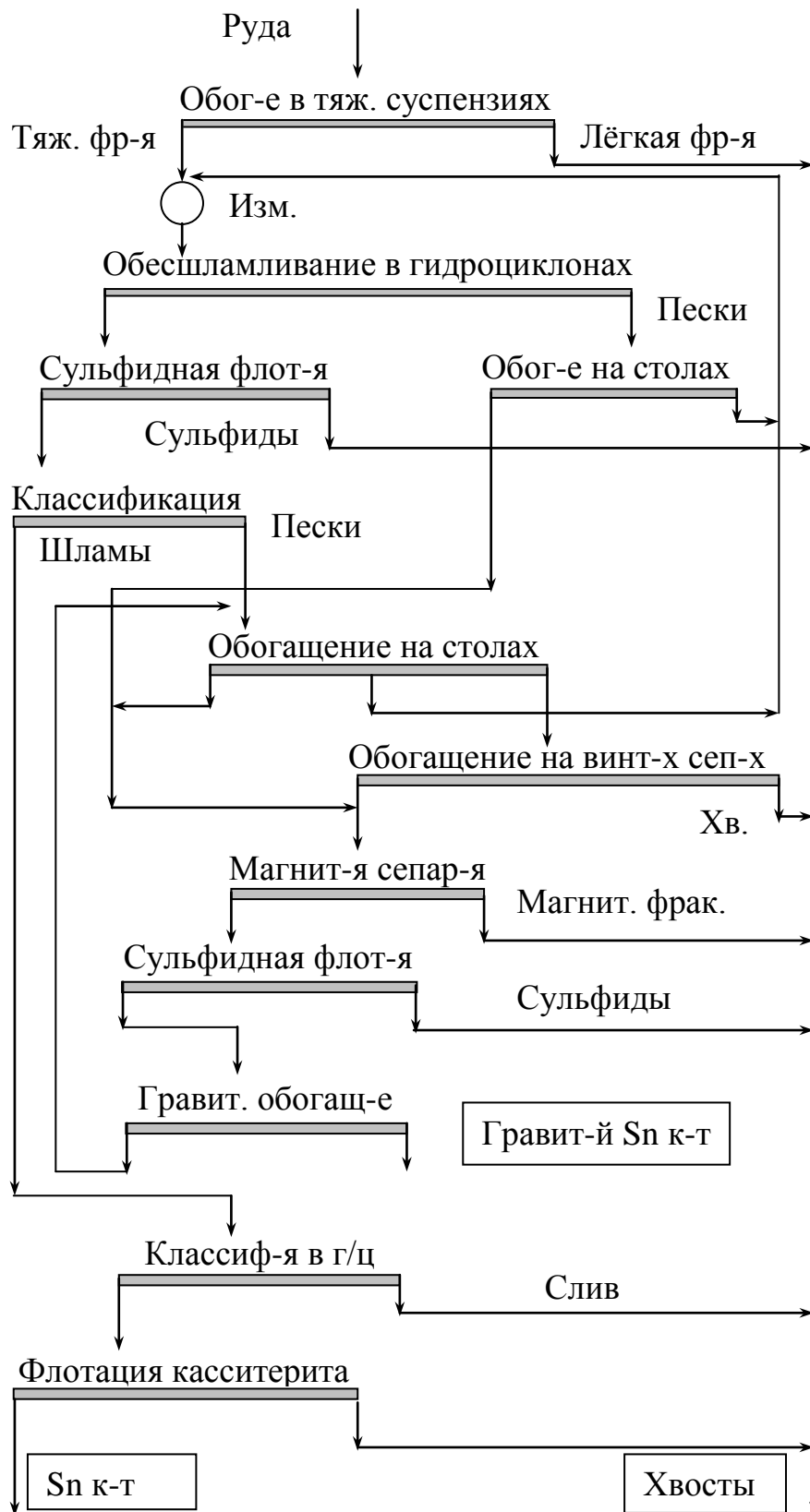


Рисунок 9.1-Схема обогащения оловянных руд на фабрике «Юнион Тин»

Лекция № 10 - 11

Обогащение и переработка золотосодержащих руд и россыпей

Общие сведения

Золото – один из первых металлов, поставленных человеком себе на службу. Это однородный, тяжёлый металл плотностью 19320 кг/м^3 с низкой твёрдостью, большой ковкостью и тягучестью (прокатывается до толщины 0.00008 мм и вытягивается в проволоку $d = 0.000002 \text{ мм}$) хорошей тепло – и электропроводимостью, высокой химической стойкостью (растворяется лишь в «царской водке» (3 части HCl и 1 часть HNO_3) и цианидах). $T_{\text{плав.}} = 1063^\circ\text{C}$, $T_{\text{кип.}} = 2530^\circ\text{C}$.

Кроме всеобщего эквивалента в условиях товарного производства золото широко применяется в авиационной и космической технике, электронике, радиотехнике.

Промышленные запасы золота в недрах по капстранам составляют 35 – 40 тысяч тонн. 80 % этого количества сосредоточено в Африке, 15 % - в Северной и Южной Америке, 5 % во всех прочих странах. Из 40 стран, участвующих в добыче золота, более 80 % его производства приходится на Южно – Африканскую республику.

За всю историю человечества из недр земли добыто 100 – 105 тыс. тонн золота (шар диаметром 46 м). Примерно 75 – 80 тыс. тонн сосредоточено в различных государствах. 20 – 25 тыс. тонн рассеяно по всему миру – спрятано в гробницах, кладах, в развалинах городов, скифских курганах, покоится на дне океанов в затонувших судах.

Основная масса золота в природе находится в виде золотин - самородных частичек, различных по размерам и форме, распределённых в различных горных породах. Самый большой самородок золота имел массу 153 кг (Чили).

Золотины состоят не из чистого золота, а из сплавов и соединений его с серебром, медью, железом, теллуrom, селеном, висмутом, платиной, иридием и родием. Главная примесь золота – серебро. Природный сплав золота с серебром (от 15 до 30 %) называется **электрум**. Известно только два химических соединения – селениды и теллуриды (калаверит AuTe_2).

В большинстве случаев размер золотин менее 0.1 мм. Часто встречается очень мелкое, иногда «невидимое» золото, входящее в состав пирита и других сульфидов.

Качественно золото оценивается пробой. Пробой называется количество весовых единиц химически чистого золота, находящегося в 1000 весовых единицах сплава. Наибольшей пробой является 998-я. Обычно золото, добываемое из руд, характеризуется меньшей пробой 750 – 800 и снижается до 500. Остальные составляющие являются серебро, медь, железо и др. Сумма металлов, входящих в сплав с золотом, называется **лигатурой**.

Виды месторождений золота

Месторождения золота подразделяются на коренные, возникшие в результате первичных геологических процессов, и россыпи, образовавшиеся в результате разрушения коренных руд под действием ветра, температуры, воды.

Руды коренных месторождений подразделяются на кварцевые и окисленные, кварцево-сульфидные, теллуристые и другие. Вмещающими породами могут быть граниты и гнейсы, сульфиды: пирит, пирротин, арсенопирит, халькопирит и др. В сульфидных рудах спутники золота – медь, свинец.

В россыпных месторождениях основная масса сульфидов окислена. Золотины находятся здесь в смеси, состоящей из валунов, гальки, песка и глины.

Обычно содержание золота в рудах 5 – 15 г/т, в богатых месторождениях до сотен граммов на тонну. Рентабельный уровень зависит от состава и характера залегания пород. При извлечении только золота, его должно быть более 3 – 5 г/т.

Поверхностное залегание россыпных руд, позволяющее разрабатывать россыпи открытым способом с помощью драг, мониторов, даёт возможность обогащать руды с содержанием золота 150 – 300 мг/т песка.

Обогащение россыпей

Наиболее эффективным способом извлечения золота из россыпей, разрабатываемых открытым способом, является дражный. На драге производится добыча песков, их обогащение и удаление пустой породы в отвал. Драга представляет собой сооружение (обоганительную фабрику) на плоском понтоне (плавучем основании).

Выемка песка и подача его на переработку осуществляется цепью с ковшами. Ёмкость одного ковша может быть от 50 до 600 литров. Соответственно производительность драг различных моделей может быть от 20 м³/ч до 650 м³/ч. Одна драга с ёмкостью ковша 600 л заменяет труд 12000 человек. Обслуживают драгу 8 человек. Глубина черпания драги (континентальной), разрабатывающей речные и озёрные россыпи, от 6 до 50 м. Морские драги с помощью специальных устройств могут вести разработку на глубине свыше 4 тыс. м.

Первая драга появилась в 1863 году в Новой Зеландии на реке Клаза (с ручным приводом). С 1870 года драги стали оснащать паровым приводом. В 1895 году в США появилась многочерпаковая драга.

Общий вид континентальной драги показан на рисунке 10.1. Обогащение песков на драгах осуществляется гравитационным способом. Отделение золотин, имеющих плотность 18000 – 19000 кг/м³, от породы плотностью 2600 – 7000 кг/м³ идёт в несколько стадий: на шлюзах, отсадочных машинах,

концентрационных столах. Упрощённый вариант технологической схемы обогащения песков на драге приведен на рисунке 10.2.

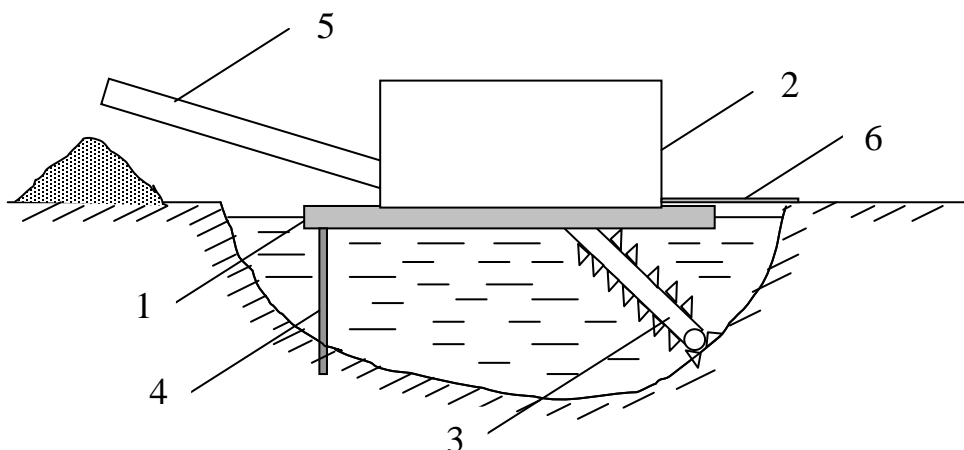


Рисунок 10.1 – Схема континентальной драги
1-понтон; 2-надстройка (обогащительная фабрика); 3 – сплошная черпаковая цепь; 4 – свая; 5 – стакер; 6 - мостик

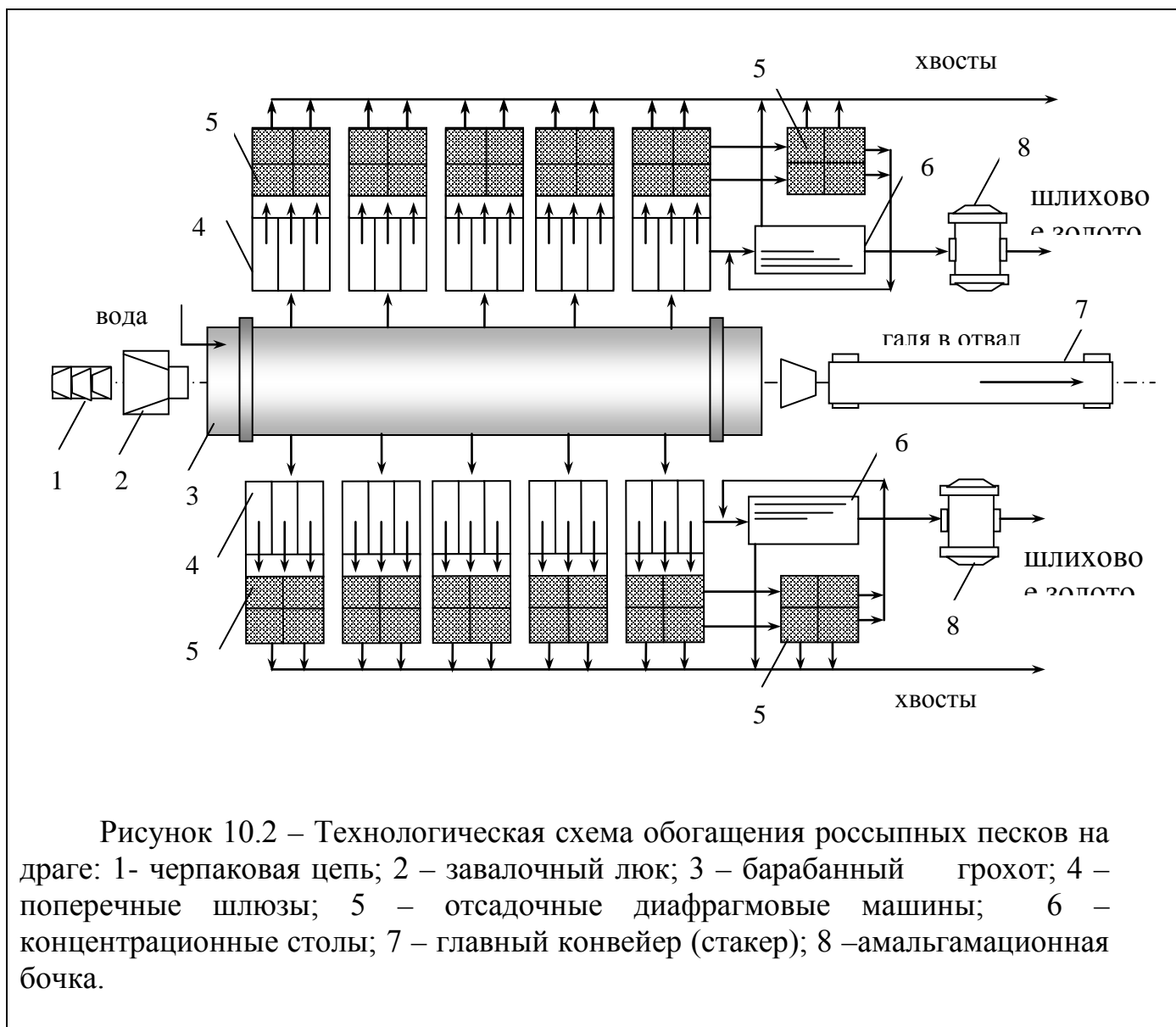


Рисунок 10.2 – Технологическая схема обогащения россыпных песков на драге: 1- черпаковая цепь; 2 – завалочный люк; 3 – барабанный грохот; 4 – поперечные шлюзы; 5 – отсадочные диафрагмовые машины; 6 – концентрационные столы; 7 – главный конвейер (стакер); 8 – амальгамационная бочка.

В соответствии с приведенной схемой золотосодержащую породу черпаковой цепью подают в завалочный люк и далее в барабанный грохот. Надрешётный продукт (галю) отправляют в отвал. Подрешётный продукт (эфеля) поступает на шлюзы, где улавливаются тяжёлые частицы металла. Пульпа, содержащая определённое количество металла, не успевшего осесть в шлюзах, обогащается в отсадочных машинах (диафрагмовых). Тяжёлая фракция уходит в конус отсадочной машины. Материал, находящийся на решетке отсадочной машины, направляется в хвосты. Концентрат отсадочных машин переобогащается и поступает вместе с концентратом шлюзов на последнюю стадию обогащения на концентрационные столы. Концентрат столов поступает на амальгамацию, в результате которой получают шлиховое золото. Дальнейшая переработка золота осуществляется на аффинажных заводах с помощью гидрометаллургических методов.

Характеристика основного оборудования драг

Сплошная черпаковая цепь

Сплошная черпаковая цепь устанавливается в середине драги на подвижной раме. Рама с черпаками может подниматься на 10 м над уровнем воды и погружаться на глубину 50 м. У 600 – литровой драги 169 черпаков. Масса одного черпака 3 т. Драга обеспечивает 18 – 22 черпания в минуту. Производительность драги $Q = 650 \text{ м}^3/\text{ч}$. Привод С.Ч.Ц. – 4 двигателя по 230 кВт.

Барабанный грохот (бочка)

Барабанный грохот представляет собой цилиндр диаметром 3.2 м длиной 15.3 м, поверхность которого образуют стальные перфорированные листы. Размер отверстий перфорации увеличивается от 6 до 20 мм в сторону разгрузки. В конце барабана имеются отверстия $d = 80 \text{ мм}$ для улавливания крупных самородков.

Вдоль внутренней поверхности барабана установлены стальные брусья – пороги, предназначенные для разрушения поступающей породы.

Участок бочки, имеющей отверстия определённого размера, называется став.(6 – 8 ставная бочка). Для эффективного разрушения пород внутрь бочки вдоль её поверхности из коллектора подаётся вода под большим давлением.

Масса грохота $m = 100 \text{ т}$, мощность двигателя $N_{\text{дв}} = 250 \text{ кВт}$, $n = 8-9 \text{ мин}^{-1}$.

Отсадочные машины

Для обогащения золота применяются только диафрагмовые отсадочные машины типа ОМДСД, ОМД, МОД. Отсадочные машины имеют стальной прямоугольный корпус, соединённый диафрагмой с конической частью машины (днищем). Под действием штока с эксцентриком днище перемещается, вызывая пульсацию пульпы с амплитудой 5 – 80 мм. Частота пульсаций 120 –

250 мин⁻¹. Тяжёлые продукты разгружаются через решётку и уходят в конус. Постель из стальных или чугунных шариков диаметром 15 – 16 мм имеет толщину 40 – 50 мм. Лёгкие частицы через надрешётное пространство уносятся сливом. Выход концентрата в зависимости от состава руды колеблется в пределах 0.2 – 0.8 % (по массе). Содержание золота в нём до 65 %.

Шлюзы

Шлюз представляет собой наклонный узкий жёлоб прямоугольного сечения, на дно которого укладываются трафареты или шероховатые покрытия, задерживающие тяжёлые минералы при движении пульпы по шлюзу (рис 10.3). Эффективность разделения тем выше, чем больше разность плотностей разделяемых минералов.

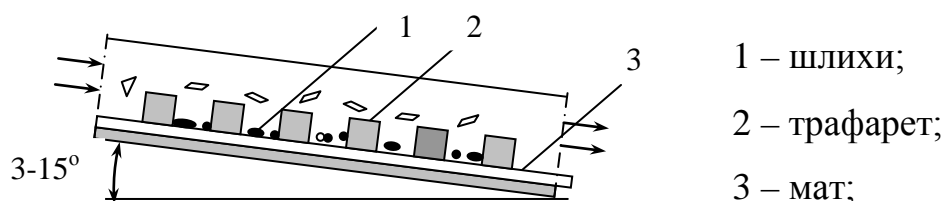


Рисунок 10.3 – Схема разделения частиц на шлюзе

Т:Ж питания может быть 1:10. Накопившиеся частицы тяжёлого минерала периодически снимают. Эта операция называется сполоском.

Для покрытия шлюзов применяют кардерой (ворсисто – рубчатую прочную хлопчатобумажную ткань), вельвет с широкими редкими рубцами, плис, рифлёную резину, войлок, сукно, груботканые ковры, брезент, холст, парусину.

Наиболее крупные частицы оседают на шлюзах с поперечным рифлением. Мелкие частицы требуют покрытий с коротким ворсом. В ячейках ворса возникают восходящие потоки воды, взмучивающие случайно попавшие лёгкие зёрна. С увеличением длины ворса извлечение золота возрастает, однако при этом повышается засоряемость концентрата лёгкими частицами.

В золотодобывающей промышленности применяются разнообразные по размерам и конструкции шлюзы (стационарные, ленточные, автоматические).

В качестве примера один из стационарных шлюзов имеет следующую характеристику:

Размер $(0.75 \times 1.2) \times (1.8 - 5.4)$ м;

Уклон $10 - 17^\circ$, при покрытии кардероем – до 29° ;

Производительность до $20 \text{ м}^3/\text{сут}$ при крупном золоте.

Ленточные шлюзы удобны при перемалывании концентрата. Бесконечная резиновая лента с бортами, натянутая между двумя барабанами обеспечивает облегчённый сполоск.

Амальгамация

Гравитационные концентраты, полученные в результате обогащения россыпных руд на драгах, кроме золота содержат определенное количество пустой породы. Одним из возможных способов дальнейшей обработки концентратов является амальгамация. В результате амальгамации получают шлиховое золото.

Добыча золота с помощью ртути была известна 2000 лет до н.э. При перетирке с рудой ртуть концентрирует в себе золото и серебро. Она практически не растворяет металлы, а лишь смачивает и диспергирует их, переводя в состояние по внешнему виду однородной, однако многофазной амальгамы. В ртути золото растворяется незначительно 0.1 – 0.2 %. Амальгама – сплав ртути с золотом (либо другими металлами).

Существуют два способа амальгамации:

1. **Способ внутренней амальгамации.** Амальгамация осуществляется вместе с процессом измельчения внутри измельчающего прибора, обычно в бегунных чашах, бочках, реже в мельницах. Расход ртути 15 – 20 г/т.
2. **Способ внешней амальгамации.** Процесс осуществляется вне измельчительного прибора (после измельчения) на амальгамационных шлюзах и в амальгаматорах различных конструкций. Расход ртути 2 – 3 г/т.

Процесс внутренней амальгамации значительно эффективнее.

Факторы, влияющие на процесс амальгамации

Для успешной амальгамации необходима чистая поверхность золотин, которые часто покрыты посторонними окислами и адсорбированным кислородом. Очистка поверхности золотин осуществляется трением или смыванием.

При достаточно чистой поверхности скорость образования амальгамы увеличивается с повышением температуры. Однако нагревание ртути опасно из – за её испарения и выделения ядовитых паров.

Сплав золота с серебром амальгамируются хуже чистого золота из – за внешнего загрязнения окислами.

Истирание и излом, обнажающие свежую поверхность, способствуют образованию амальгамы.

Скорость амальгамации зависит также и от чистоты ртути. Малые примеси свинца и меди понижают поверхностное натяжение и поэтому улучшают смачивание, а большие – затрудняют его.

Весьма вредны примеси меди, которая восстанавливается до металла частицами железа от истирания шаров и амальгамируется. Медь загрязняет амальгаму и повышает расход ртути. Для предупреждения этого добавляют известь, переводящую ионы меди в нерастворимую гидроксид.

Несущая золото нагруженная ртуть должна находиться в виде капель легко сливающихся в общую массу. Иногда это не достигается из – за загрязнения поверхности посторонними веществами.

Теряя способность сливаться, амальгама пемзуется – превращается в массу мелких шариков. В этом заключена главная причина потери ртути и благородных металлов. Пемзование опасно уносом ртути в отвалы, где она окисляется с образованием ядовитых растворимых солей.

Извлечение золота при амальгамации из руд непосредственно всегда невысокое (50 – 70 %).

Технология внутренней амальгамации

Амальгамация применяется преимущественно для переработки бедных гравитационных концентратов – шлихов.

Внутренняя амальгамация осуществляется в амальгамационной бочке, представляющей собой чугунный или стальной барабан с размерами $l = 1200$ мм, $d = 800$ мм. На поверхности барабана имеются отверстия для загрузки и выгрузки концентрата, закрываемые крышками с винтовыми зажимами.

Сначала в бочку загружают концентрат, стальные шары, заливают воду. Для очистки золотин бочку вращают определённое время. Затем заливают ртуть в соотношении по массе 8 – 15 к извлекаемому золоту, известь. Бочку с содержимым вращают 3 – 4 часа. Затем содержимое бочки выпускают в воронку – ловушку, удерживающую амальгаму.

Для выделения благородных металлов амальгаму подвергают отжимке и отпарке. Перед отжимкой амальгаму промывают горячей водой, а аппаратное железо удаляют магнитом. Затем амальгаму загружают в холщовые или замшевые мешки и помещают под пресс.

Ртуть идёт в оборот, твёрдая амальгама, содержащая 40 – 50 % золота и серебра, идёт на отпарку в ретортные печи. Процесс длится от 3 до 6 часов при температуре от $300 - 400^{\circ}$ в начале до $750 - 800^{\circ}$ в конце. В результате получают твёрдое спеченное золото 750 – 900 пробы. Ртути в нём 0.1 %.

Лекция № 12

Технология обогащения титано – циркониевых песков

Титано – циркониевые пески представляют собой комплексное минеральное сырьё, включающее ряд ценных компонентов. Одним из крупнейших месторождений в СНГ является Малышевское, расположенное на Украине в Днепропетровской области. На базе этого месторождения в городе Вольногорске построен горно-металлургический комбинат (ГМК). В состав комбината входит обогатительная фабрика.

Характеристика месторождения

Обогатительная фабрика перерабатывает титано - циркониевые пески, мелкозернистые, хорошо окатанные, морского происхождения. Содержание глинистой фракции составляет от 2 до 25 % (в среднем 19 %), кварца около 70 %, тяжёлой фракции - от 3 до 10 %. В таблице 12.1 приведен состав тяжёлой фракции обогащаемых песков.

Таблица 12.1 – Характеристика основных минералов Ti – Zr песков

Минерал	Химическая формула	Содержание, %
Ильменит	FeTiO_3	38 – 46
Рутил	TiO_2	14 – 18
Циркон	$\text{Zr}[\text{SiO}_4]$	9 – 21
Дистен	$\text{Al}_2[\text{SiO}_4]\text{O}$	12 – 15
Ставролит	$\text{Fe}_2\text{Al}_9[\text{SiO}_4]_4\text{O}_7(\text{OH})$	12 – 15
Силлиманит	$\text{Al}[\text{AlSiO}_5]$	11 – 12
Хромит	$(\text{Mg,Fe})\text{Cr}_2\text{O}_4$	1 - 3

Указанные компоненты называются тяжёлой фракцией, т.к. их плотность выше плотности кварца (2650 кг/м^3) и в среднем составляет 3500 кг/м^3 . Кроме указанных компонентов встречаются единичные зёрна алмазов.

Разработка месторождения производится открытым способом с помощью многочерпакового экскаватора на рельсовом ходу с конвейерным транспортом и фронтальным забоем (рис 12.1).

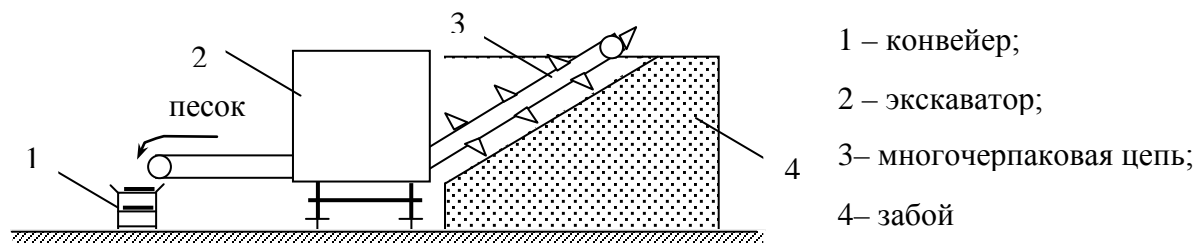


Рисунок 12.1 – Схема разработки месторождения

Характеристика концентратов

Обогатительная фабрика выпускает три основных концентрата: ильменитовый, рутиловый, цирконовый и два попутных – дистенсиллиманитовый и ставролитовый. Из отвальных хвостов фабрики получают кварцевые формовочные и стекольные пески.

Цирконовый концентрат. Выпускается 4 –х марок: КС-1; КС- 2; КС- 3; КС- 4, с содержанием ZrO_2 до 64 %.

КС-1 используется для производства огнеупоров, глазури, технического стекла. КС- 2 используется для литейного производства, эмалей, глазурей.

КС- 3, КС- 4 используется для литейного производства, эмалей, металлического циркония.

Твёрдость концентратов 7 – 8, плотность 4300 – 4800 $кг/м^3$, крупность 0.63 мм.

Ильменитовый концентрат. Содержание TiO_2 – 62 %, SiO_2 – 2%, Al_2O_3 – 3 %. Твёрдость минерала 4.5 – 6.6, плотность – 4150 $кг/м^3$, удельная магнитная восприимчивость – $58 \cdot 10^{-6}$ $см^3/г$. Применяется для производства металлургического титана.

Рутиловый концентрат. Содержание TiO_2 – 94 %, ZrO_2 < 0.1%,

FeO_2 < 3 %, SiO_2 < 1.5 %. Содержание фосфора и серы – 0.5 %. Удельная магнитная восприимчивость $7 \cdot 10^{-6}$ $см^3/г$. Применяется для производства металлического титана, обмазки сварочных электродов.

Дистенсиллиманитовый концентрат. Выпускается 2-х марок: КДСЗ и КДСП (зернистый и порошковый). Применяется для керамических покрытий в качестве огнеупорного компонента при изготовлении форм для точного литья. Содержание Al_2O_3 – 57 %. Твёрдость дистена – 6, плотность – 3650 $кг/м^3$. Твёрдость силлиманита – 7, плотность – 3200 - 3300 $кг/м^3$.

Ставролитовый концентрат. Применяется вместо бокситов в мартеновских печах для разжижения шлаков. Содержание Al_2O_3 – 44.5 %, плотность 3650–3900 $кг/м^3$, удельная магнитная восприимчивость $23.5 \cdot 10^{-6}$ $см^3/г$.

Кварцевые пески. Применяются в литейной промышленности как формовочный материал, в стройиндустрии, в стекольной промышленности.

Технология обогащения титано – циркониевых песков на ВДГМК

Обогатительная фабрика включает три отделения:

1. Отделение дезинтеграции;
2. Отделение гравитации;
3. Отделение доводки

На фабрике используются следующие технологические процессы: *промывка песков* с целью удаления глины, *гравитационное обогащение* для выделения тяжёлой фракции (коллективного концентрата) из промытых песков, *электрическое и магнитное обогащение* для разделения тяжёлой фракции на указанные выше концентраты (рис.12.2).

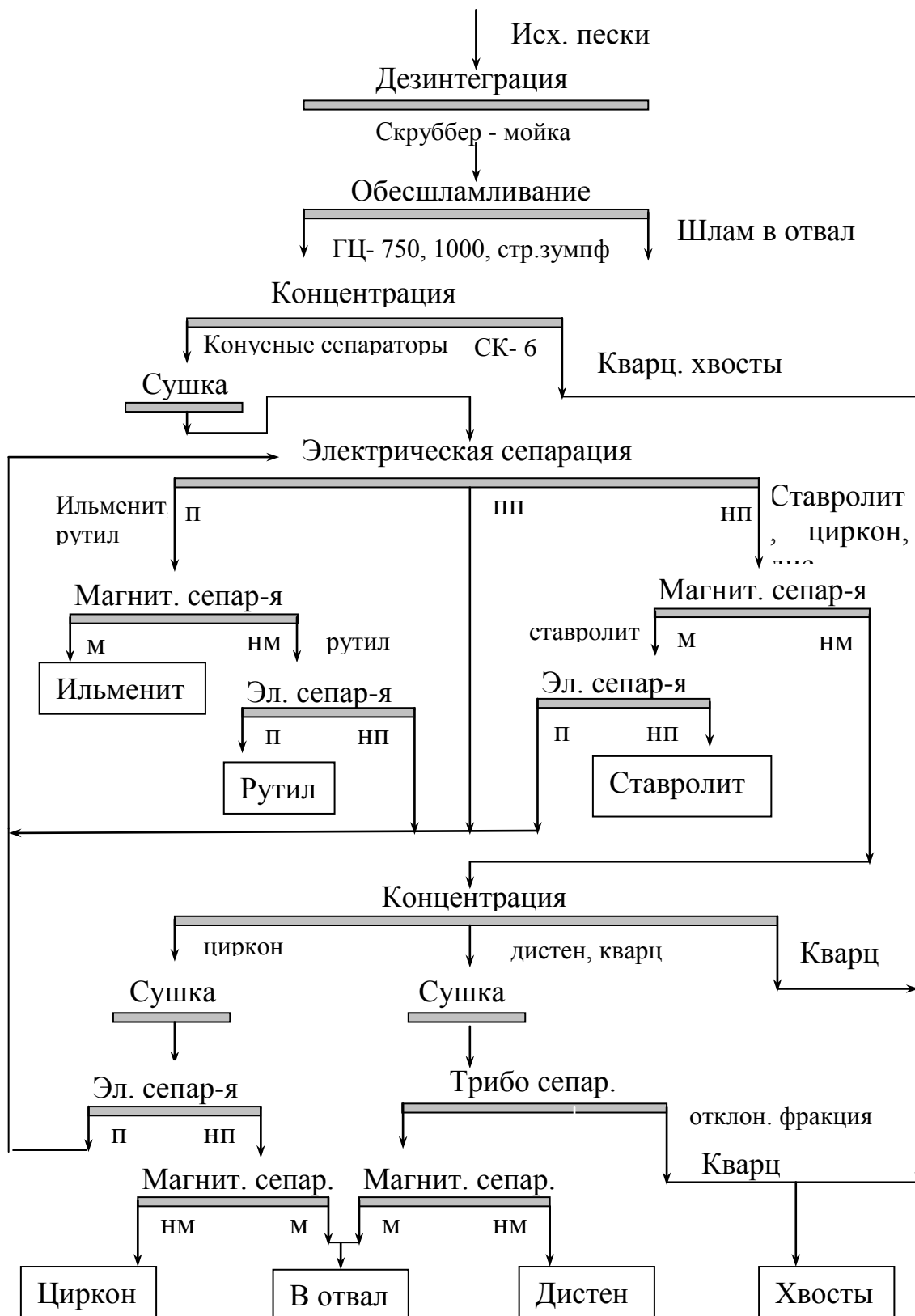


Рисунок 12.2 – Схема обогащения титано – циркониевых песков

При проектировании сложных технологических схем следует детально изучить свойства разделяемых компонентов, что даёт возможность правильно выбрать метод обогащения. Свойства минералов рассмотренной выше технологической схемы приведены в таблице 12.2

Таблица 12.2 – Свойства разделяемых минералов

Минерал	Электрич. свойства	Магнит. свойства	Плотность, кг/м ³
Ильменит	П	М	4150
Рутил	П	НМ	3900
Циркон	НП	НМ	4300 – 4800
Ставролит	НП	М	3650 – 3900
Дистен	НП	НМ	3650
Кварц	НП	НМ	2650

Примечание: П – проводник; НП – непроводник; М – магнитный; НМ – немагнитный.

Согласно приведенной таблице, все минералы в начале процесса можно разделить на две группы: проводники и непроводники.

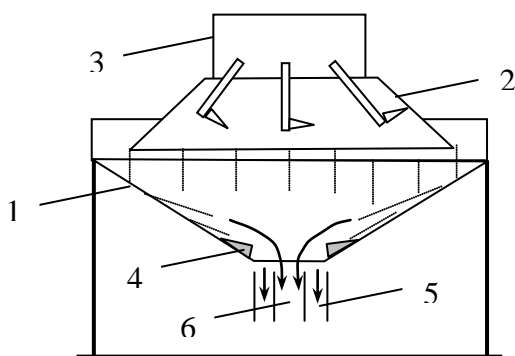
В группе проводников, используя различие в магнитных свойствах, можно отделить ильменит (магнитный) от рутила (немагнитный).

В группе непроводников можно выделить ставролит (магнитный). Остальные непроводники (кварц, дистен, циркон) заметно различаются по плотности, поэтому их легко разделить гравитационным методом.

Оборудование для обогащения Ti – Zr песков

Для дезинтеграции и промывки применяются скрубберы, корытные мойки, струйные зумпфы.

Для гравитационного обогащения применяются конусные сепараторы конструкции ВДГМК типа СК (рис.12.3) с количеством ярусов от одного до шести, винтовые шлюзы, концентрационные столы.



- 1- конус;
- 2- распределительный конус;
- 3- пульподелитель;
- 4- клинья;
- 5- тяжёлая фракция;
- 6- лёгкая фракция;

Рисунок 12.3 – Схема конусного сепаратора типа СК

Сепаратор работает на принципе разделения в суживающемся потоке частиц различной плотности. Лёгкие частицы кварца концентрируются в верхней части потока, тяжёлые – в придонной части потока. Суживающийся поток образуется при прохождении пульпы между клиньями, расположенными по периферии разгрузочного отверстия конуса.

Для доводки коллективного концентрата применяют электрические и электромагнитные сепараторы, концентрационные столы.

Электрическое обогащение производится на сепараторах ЭКС-1250, СЭС - 2000 (коронно - электростатические), ПЭСС - пластинчатые электростатические. Разделение идёт по электропроводности, в результате чего выделяют проводники с удельной электропроводностью $10^2 - 10^3$ См/м, полупроводники с удельной электропроводностью $10^{-1} - 10^{-8}$ См/м, непроводники с удельной электропроводностью 10^{-8} См/м и ниже.

Силы, действующие на частицу в электрическом поле сепаратора

1. Электрические силы:

- Кулоновская $F_k = Q \cdot E$, Н, где
 Q – величина заряда частицы [Кулоны];
 E – напряжённость электрического поля [В/м]
- Сила зеркального отображения $F_3 = Q^2/r^2$, Н, где
 r – радиус частицы, м
- Пондеромоторная сила $F_n = r^3 \cdot (\epsilon_q - \epsilon_c) \cdot E \cdot \text{grad } E / \epsilon_q + 2\epsilon_c$, Н, где
 ϵ_q и ϵ_c – диэлектрическая проницаемость частицы и среды разделения.
 Для воздушной среды $F_n = r^3 \cdot (\epsilon_q - 1) \cdot E \cdot \text{grad } E / \epsilon_q + 2$, Н
 Если $\epsilon_q < \epsilon_c$, то частица выталкивается в слабые участки поля и наоборот.

2. Механические силы:

- Сила гравитационного притяжения - F_g ;
- Центробежная сила - $F_{ц}$;
- Сила сопротивления среды – F_c

На криволинейном электроде в рабочей зоне сепаратора действуют следующие силы:

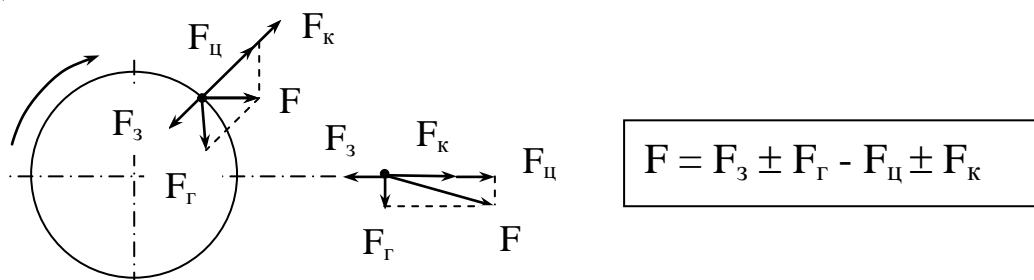


Рисунок 12.4 – Векторная диаграмма сил в рабочей зоне сепаратора

Лекция № 13

Очистка сточных вод (на примере ОФ руд цветных металлов)

Прогресс в технологии обогащения полезных ископаемых, в частности руд цветных металлов, связан с повышением технологических показателей по извлечению основных ценных компонентов и качества концентратов, с комплексным использованием сырья, а также с сохранением водных ресурсов и предупреждением загрязнения окружающей среды.

Сохранение водных ресурсов и предупреждение загрязнения окружающей среды является одной из крупных социально-экономических проблем.

Одно из решений этой проблемы предполагает необходимость снижения потребления свежей воды в технологических процессах на единицу продукции и сокращения сброса сточных вод в водоёмы.

В зависимости от источника водоснабжения предприятия промышленная вода может называться:

1. Свежей – это вода, подаваемая из естественного водоисточника;
2. Повторной – вода, подаваемая на фабрику после использования её на других предприятиях или в быту;
3. Обратной – вода стоков обогатительной фабрики или отдельных узлов её схемы.

Расход воды на обогатительную фабрику складывается из технологической воды и воды, расходуемой на хозяйственные нужды. Расход технологической воды колеблется от 2.5 до 6 м³ на 1 т руды.

Количество сточных вод, сбрасываемых в открытые водоёмы, зависит от степени применения водооборота на обогатительных фабриках. При полном водообороте расход свежей воды снижается до 1-1.5 м³/т руды.

В СНГ ежегодно перерабатывается около 1.5 млрд. т горной массы. Содержащей цветные, редкие, благородные металлы. Средний годовой расход воды для получения этих металлов составляет 6 млрд. м³, количество сточных вод – 3 млрд. м³, в том числе сточные воды золотодобывающих предприятий составляют около 40 %.

Сточные воды содержат нерастворимые грубо – и тонкодисперсные примеси, а также растворимые вещества. Основными вредными примесями сточных вод обогатительных фабрик являются:

- различные органические и неорганические флотационные реагенты, используемые при флотации руд;
- ионы тяжёлых металлов;
- различные комплексы высокотоксичных веществ, таких, как цианиды и другие.

К сточным водам обогатительных фабрик относятся:

- сливы сгустителей и других аппаратов, в которых производится сгущение концентратов и промпродуктов (2-3%);

- стоки процесса флотации (97 – 98 %).

По данным института Казмеханобр количество оборотной воды, используемой на фабриках цветной металлургии СНГ, составляет: 95 % - в оловянной, 50 % - в медной, 17 % - в редкометальной и 2% - в полиметаллической промышленности.

На обогатительных фабриках оловянной промышленности более 90 % основных процессов – гравитационные. Для осуществления водооборота достаточно воду осветлить в отстойниках.

Более сложной и трудной проблемой является реализация водооборота на фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды. Здесь отдельные циклы флотации резко отличаются технологическим и реагентным режимом, подготовкой пульпы. В связи с этим, водооборот может быть применён только по циклам. Однако это часто не оправдано. Основная масса сточных вод аккумулируется в хвостохранилище и оттуда сбрасывается в водоём.

В сточной пульпе флотации содержится от 100 до 400 г/л твёрдых частиц, которые осаждаются в хвостохранилище. Для ускорения отстаивания таких пульп применяют коагулянты (гашёная известь 50 –1000 г активированной окиси кальция CaO на 1 м³ пульпы). Кроме извести могут применяться: сульфат закиси железа FeSO₄·7 H₂O, сульфат алюминия Al₂(SO₄)₃·18 H₂O (расход 0.1 – 0.6 кг/м³).

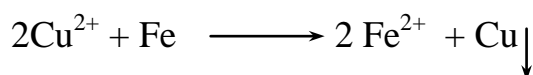
Ю.Ю. Лурье и В.А. Панова, исследуя водоёмы, установили, что при продолжительном нахождении вод в хвостохранилище наблюдается снижение концентрации цианидов, ксантогенатов и дитиофосфатов. Также наблюдается разрушение фенолов, крезолов. Эти процессы известны как общее явление самоочистки под действием двуокиси углерода и кислорода воздуха. В щелочной среде цианиды разлагаются в основном за счёт их биохимического окисления. В результате окисления ксантогената кислородом образуется диксантогенид, который выпадает в осадок.

Почти во всех хвостохранилищах вода осветляется на 99.7 – 99.9 %. Исключением являются хвостохранилища вольфрамо-молибденовых фабрик, где осветление затруднено из-за высокой концентрации жидкого стекла Na₂SiO₃.

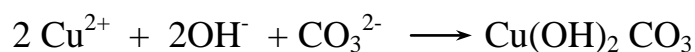
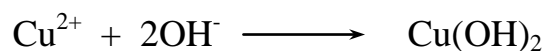
Очистка сточных вод от катионов тяжёлых металлов (меди, цинка, свинца и никеля) осуществляется гашёной известью, известняком, гипохлоритом кальция, хлором, сульфатом железа. Очистка осуществляется путём перевода ионов тяжёлых металлов в нерастворимые соединения. В перспективе возможно применение ионообменных смол, электрокоагуляции, электрофлотации.

Очистка от меди осуществляется в основном двумя способами:

1. цементация меди из кислых медьсодержащих вод железом, при этом на поверхности скрапа (железа) осаждается металлическая медь.



2. осаждение меди в виде труднорастворимых гидроокисей и гидрокарбонатов.



В этом случае реагентами являются негашёная известь, сода, известняк, мрамор, доломит. Аналогично протекает очистка сточных вод от цинка, никеля.

Очистка сточных вод от цианидов

Существует три способа нейтрализации цианидов:

1. окисление их до цианатов;
2. перевод простых цианидов в комплексные нетоксичные цианиды типа ферро – и феррицианидов;
3. образование нерастворимых осадков цианидов с железом.

В качестве окислителей применяют гипохлорит кальция $\text{Ca}(\text{OCl})_2$, гипохлорит натрия NaOCl , жидкий хлор в щелочной среде.