

КОМПЛЕКСНОЕ
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ

АРМЯНСКОЕ РЕСПУБЛИКАНСКОЕ ПРАВЛЕНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО
ОБЩЕСТВА ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ И ПРОЕКТНЫЙ ИНСТИТУТ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
"АРМИПРОЦВЕТМЕТ"

553.042

М А Т Е Р И А Л Ы
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА "КОМПЛЕКСНОЕ
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ ПРЕДПРИЯТИЙ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ"

(8-10 октября 1974 г.)

Ереван

ИЗДАТЕЛЬСТВО "АЙСТАН"

ЕРЕВАН 1977



РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

АДИБЕКЯН А.Х. (ответственный редактор), ЕПИСКОПСЯН М.Л.
(зам. ответственного редактора), МЕЛИКЯН Э.А. (ответствен-
ный секретарь), АЙВАЗЯН С.М., БАРСЕГЯН Б.М., ВАРСЯН М.Б.,
СГАНЕСЯН Л.П.

С - Арминпроцветмет

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Стр.

<p>Р.С. ПИДЖАН, Ш.С. АМИРЯН, Р.Н. ЗАРЬЯН, А.И. КАРАПЕТИН, Б.С. ПАРОВИЧЯН, А.С. ФАРАМАЗЯН (Институт Геологических наук АН Арм. ССР). О комплексности использования руд цветных металлов главных месторождений Армянской ССР</p>	7
<p>Р.Л. АГАБАБЯН (АРМУИРЦВЕТМЕТ). Комплексное использо- вание рудного сырья - важнейший фактор расширения сырье- вой базы и повышения эффективности производства</p>	29
<p>Р.И. ИГЛЕВОВ, Н.И. ЕЛИСЕЕВ (УНИПРОМЕДЬ). Эффективность выделения, добычи и обогащения технологических сортов с целью повышения комплексности использования меднокол- чеданых руд сложного состава</p>	44
<p>А.М. СААКИН, В.И. ЛУЦЕНКО, А.А. РАГАНЯН (АРМИПРОЦВЕТМЕТ) Рациональное использование руд Каджаранского месторож- дения по безотходной технологии</p>	62
<p>Г.И. АРДАННИКОВ, А.В. МАКСИМОВ (УНИПРОМЕДЬ), В.А. БОЧАРОВ, Л.Я. ШУБОВ (ГИНЦВЕТМЕТ), Р.М. ГУСАРОВ, Г.А. ПРИМЕНЬКО, А.Ф. ГО- ЛОВ, А.К. КАСИН (Гайский ГМК). Совершенствование техноло- гии обогащения руд в направлении комплексности использо- вания сырья на Гайской обогатительной фабрике</p>	75
<p>М.Т. БАЙМАХАНОВ, Г.С. РОМАНЕНКО, В.Д. РАДАЕВ (КАЗМЕХАНСБР) О состоянии комплексности использования руд на обогати- тельных фабриках Казахстана</p>	86
<p>Н.В. СЕНЕЛЬЩИКОВА (ЦВЕТМЕТИНФОРМАЦИЯ). Новые гидро- металлургические схемы комплексной переработки медных руд и концентратов за рубежом</p>	97
<p>Ю.М. ВОЗДРИН (БГМК). Освоение технологии комплексного использования окисленных, смешанных и сульфидных руд Саякского месторождения на Балхашской обогатительной фабрике</p>	109
<p>И.А. ФЕДЬКОВСКИЙ, Н.Б. КОРСТЫШЕВСКИЙ, А.А. РЫБАЛЬЧЕНКО, Н.В. КОЗЛОВА (Криво-режский шрден Трудового Красного Зна- мени горнорудный институт; ВНИИПРОЭКОСТ). Извлечение молибдена из отвалов руд</p>	118

- А. А. РАГАНЯН, В. И. ДУЦЕНКО, А. А. АДЖЕМЯН, К. Т. ТАГВОРЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ), М. П. РАВИНЬВИЧ, В. К. ШМЕЛЕВ (Каджаранский ММК). Новые технологические решения для повышения извлечения металлов на Каджаранской обоганительной фабрике 125
- К. И. ЕЛИСЕЕВ, А. В. ЖИРОВА (УНИПРОМЕДЬ). Разработка флотационных схем с выделением медно-цинковых промпродуктов с целью создания комбинированных технологий переработки сырья 130
- Р. Н. ЦЕКАЛЕВА (УНИПРОМЕДЬ), Э. А. ВЕРШИНИН (УРАЛМЕХАНБР), И. А. КАКОВСКИЙ, Н. Г. ТОРИН (УПИ). Основы совершенствования реагентного режима при комплексном использовании вкрапленных и колчеданных медно-цинковых руд 137
- Э. А. ВЕРШИНИН, Э. М. КОСИКОВ, И. А. КАКОВСКИЙ, И. И. РУЧКИН, В. Ф. СУДНИЦЫНА (УРАЛМЕХАНБР, УНИПРОМЕДЬ, УПИ). О предварительной аэрации пульпы при селективной флотации руд 148
- Г. И. АРЖАННИКОВ, Б. М. БУРЮКИН, А. В. МАКСИМОВ (УНИПРОМЕДЬ). Состояние и основные направления повышения извлечения золота из медных и медно-цинковых руд Урала 160
- Н. И. ЕЛИСЕЕВ, Н. В. КИРБИТОВА, И. Н. ЗАЙЦЕВА (УНИПРОМЕДЬ). К вопросу старения осадков, образующихся в жидкой фазе флотационных пульп 170
- М. Д. ЭТИСКОПЬСЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Комплексная металлургическая переработка медных концентратов Армянской ССР 179
- Б. М. КОРОКИН, Г. И. АРЖАННИКОВ, Ю. Л. СЕЛЕЗНЕВ, Л. М. БОДЯТИНА (УНИПРОМЕДЬ), И. И. РУЧКИН, И. П. ПЬСТОВАЛОВ, Д. Д. ВАРГАСОВ (УРАЛМЕХАНБР), А. А. КОЛОСОВ, А. В. ШАБАЛИН (СУМЗ). Комплексное использование колчеданных медно-цинковых руд Дегтярского месторождения 184
- Т. Э. ИЗСТЕРОВА, Л. С. НИКИТИНА (ЦВЕТМЕТИНФОРМАЦИЯ). Получение редких металлов при комплексной переработке полиметаллического сырья 188
- Р. К. АРУСТАМЯН, Ж. Г. ГУКАСЯН, А. П. МЕЛИКСЕТЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Комплексная переработка Каджаранских молибденовых концентратов с получением высококачественного сырья

для ферросплавной промышленности	139
Н.Н.АСЛАНОВ,Н.Ф.АВТИСЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Электро- лизно-экстракционная технология расширяет перспективы при- менения экстракции в цветной металлургии	206
М.Т.БАЙМАХАНОВ,Г.С.РМАНЕНКО (КАЗМЕХАНСЕР). Исследо- вания и рекомендации, направленные на повышение комплексного использования руд цветных металлов	226
А.С.БУРНАЗЯН,О.А.ГРИГОРИН,Э.Е.ТОРОСЯН (АРМНИПРОЦВЕТ- МЕТ). Гидрометаллургическая переработка тонких пылей металлургического комплекса АГМК	235
Г.Л.ПУСТИЛЬНИК (ЦВЕТМЕТИНФОРМАЦИЯ). Основные направ- ления работ и достигнутые результаты по комплексному ис- пользованию сырья при производстве глинозема за рубежом	248
Л.А.ГРЕКУЛОВА,Л.Г.ПОДКОСОВ,Е.П.БРЮДИНА,В.Л.ЛАВЕРЬОВА, Ю.А.БЕБЕВДИН (ВИМС). Технология обогащения комплексных оловянно-вольфрамовых руд	275
Г.Д.КРАСНОВ,Т.Г.ТОМСОВ (Институт физики Земли АН СССР). Применение методов физико-химической механики для повы- шения эффективности процессов обогащения	280
Б.М.КЮРЮКИН,А.Ф.КОПТЯЕВ,Г.И.АРШАНИКОВ (УНИПРОМЕДЬ). Распределение ценных компонентов в продуктах обогащения уральских руд	292
Г.Н.НАЗАРОВА,Л.В.КОСТИНА,Л.Н.ДОРОЖИНА (Институт физи- ки Земли АН СССР). Применение электролитической флотации для очистки сточных вод обогатительных и металлургичес- ких предприятий с одновременным доизвлечением ценных компонентов	299
Л.И.ФИГУРКОВА (Институт физики Земли АН СССР), Э.А.АРУТЮНЯН (НИИАвтоматика). Повышение эффективности флотации полиметаллической руды при увеличении точности контроля щелочности пульпы	326
С.А.АБРАМЯН,А.Л.САГРАДЯН,К.А.УГОСЯН,Р.И.ИСААКЯН, Н.Г.ЧАЛАБЯН,А.М.ГОЛ-БУДАГЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Применение электрохимической технологии в процессе обогащения руд цветных металлов месторождений Армянской ССР	340

С.И. МИТРОФАНОВ, К.И. РУЧКИН, В.А. БОЧАРОВ, Н.Д. ПОСПЕЛОВ, В.Н. ФИЛИМОНОВ, В.М. УЛИЧКИН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Направления совершенствования технологических схем и аппаратурного оформления процессов измельчения и флотации для повышения извлечения металла из классов различной крупности	349
Н.Г. ТЮРИН (УПИ). Окисление и флотация сульфидных минералов	374
В.И. ТЮРНИКОВА (Институт обогащения твердых горючих ископаемых), Л.С. ХАЧАТРЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). О возможности совершенствования технологии флотационного обогащения медно-молибденовых руд Армении с применением окиси этилена	382
В.И. ТЮРНИКОВА, Ю.Б. РУБИНШТЕЙН (Институт обогащения твердых горючих ископаемых), Г.А. ГАСПАРЯН, В.И. ЛУЦЕНКО (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Исследование аэрации воды и водных растворов вспенивателя в трубчатом флотационном аппарате (стоячий режим)	393
Л.И. БАГИНА, Н.Г. ТЮРИН (УПИ), И.И. РУЧКИН (УРАЛМЕХАНОБР). Депрессирующее действие сернистого натрия в содовой и известковой средах	398
Ю.Б. РУБИНШТЕЙН, Ю.А. ФИЛИПОВ (Институт обогащения твердых горючих ископаемых). Построение и анализ кинетической модели флотации	406
В.А. МЕДКОНЯН (АРМНИПРОЦВЕТМЕТ). Проблема комплексной переработки сырья цветной металлургии Армении	419

С.О. ПИДЕЯН, И.О. АМИРИН, В.Я. ЗАХАРИН
А.А. КАРАПЕТЯН, В.О. БАРАДЖИКИ, А.С. КАРАМАЗЯН
Институт Геологических наук АН Армянской ССР

О КОМПЛЕКСНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ГЛАВНЕЙШИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АРМЯНСКОЙ ССР

Главнейшие месторождения цветных металлов Армянской ССР относятся к следующим формациям руд: медно-молибденовой, медноколчеданной, золоторудной и полиметаллической. Указанные рудные формации развиты в различных структурно-металлогенических поясах Армении и характеризуются комплексом цветных, редких и благородных металлов, которые внутри рудной формации закономерно распределены по отдельным типам руд и минералам.

Редкие и благородные элементы тесно связаны с главными рудообразующими металлами (медью, молибденом, свинцом, цинком и др.) и присутствуют в рудах в различных формах: в виде изоморфной примеси в решетках сульфидов, сульфосолей и в виде собственных минералов. В результате многолетних исследований, в рудах Армении авторами установлены многочисленные минералы редких и благородных элементов: теллуриды, минералы золота, германия, сульфосоли висмута, серебра, сурьмы и др. (I).

Несмотря на то, что руды цветных металлов Армении содержат ценные примеси редких и благородных металлов, к настоящему времени они комплексно не используются. В республике получают медный, молибденовый, цинковый и свинцовый концентраты. Из них лишь медный концентрат перерабатывается на Алавердском горно-металлургическом комбинате. Вне республики из электролитных шламов Алавердского ГМК извлекаются золото, серебро, селен и теллур, а на заводе "Электроцинк" (гор.Срджоникидзе) - из молибденовых кон-

центратов извлекается рений.

Медно-молибденовая формация руд широко развита в пределах Памбак-Зангезурской структурно-металлогенической зоны. В эту формацию, кроме собственно медно-молибденовых (Каджаран, Агарак, Да-стакерт и др.), входят также медные, с подчиненной ролью молибдена (Личк, Гехи) и молибденовые с небольшой ролью меди (Айгедзор, Анкаван и др.).

Медно-молибденовые месторождения располагаются среди интрузивных пород, частью в породах кровли, всегда в непосредственном экзо- или эндоконтакте рудоносных гранитов-гранодиоритов.

Наиболее широко развитым и промышленно важным является прожилково-вкрапленный тип минерализации, представленный мощными зонами гидротермально измененных пород с густой сетью тонких прожилков кварц-сульфидного состава и вкрапленностью сульфидов. Второстепенное значение имеют кварцеворудные жилы, более богатые медью и в особенности - молибденом.

Промышленные медно-молибденовые месторождения относятся к типу среднетемпературных гидротермальных образований умеренных глубин.

В рудах главными промышленными минералами являются молибденит и халькопирит, второстепенное значение имеют пирит, сфалерит, галенит, борнит, блеклые руды и др. Из минералов редких и благородных элементов установлены минералы теллура, висмута, золота и серебра.

Главные рудообразующие минералы в виде примеси несут повышенные концентрации рения, селена, теллура, висмута и других ценных элементов, что позволяет поставить вопрос о необходимости комплексного использования руд с извлечением из них всех ценных компонентов.

В медно-молибденовой фации руд наиболее крупными и интересными месторождениями являются Каджаран и Агарак.

Каджаранское месторождение. В геологическом строении его принимают участие вулканогенно-осадочные породы нижнего эоцена и прорывающие их гранитоиды Мегринского плутона - монциты и порфиroidные гранодиориты. Контролирующей структурой рудного поля является региональный Дебаклинский разлом, к висячему боку которого приурочено промышленное оруденение. Последнее представлено, главным образом, штокверковым типом, жильный тип имеет весьма подчиненное значение. Руды характеризуются большим разнообразием минерального состава сульфидов, сульфосолей, теллуридов и самородных элементов, хотя промышленную ценность в настоящее время составляют лишь молибденит и халькопирит.

Изучение закономерностей распределения редких и благородных элементов (*Re, Se, Te, Bi, Au, Ag* и др.) в сульфидных минералах и в медных и молибденовых концентратах показало, что они приурочены преимущественно к главным рудообразующим минералам - молибдениту, халькопириту, пириту, галениту и сфалериту, в связи с чем при обогащении руд большая часть указанных элементов накапливается в товарных медных и молибденовых концентратах (табл. I), количественно увеличиваясь по содержанию во много раз.

Извлечение различных рассеянных элементов в медные и молибденовые концентраты неодинаково с медью и молибденом, что обусловлено различной формой их нахождения и характером распределения в рудах. Например, если практически весь рений в рудах изоморфно рассеян в молибденитах, а селен и теллур связаны со всеми сульфидами, то теллур, кроме того, образует также самостоятельные минералы - теллуриды. Поэтому, естественно, что при получении медных

и молибденовых концентратов из руд, извлечение селена почти тождественно извлечению молибдена, извлечение же селена заметно ниже извлечения меди и молибдена вместе взятых, а извлечение теллура сильно уступает селену, т.к. заметные количества теллура, будучи связанными с пиритом, сфалеритом, галенитом и в особенности теллуридами, уходят в хвосты обогащения.

Таблица I

Содержание редких элементов в главных сульфидных минералах и концентратах Кадмарана

№ №	Наименование пробы	С о д е р ж а н и е в г/т					In
		Re	Se	Te	Bi	Cd	
1.	Молибденит	320	310	40	130	-	-
2.	Халькопирит	6,5-1,0	220	40	200	100	1,5
3.	Пирит	-	110	30	80	-	-
4.	Mo-концентр.	300	240	30	110	-	-
5.	Cu-концентр.	1,0-0,8	160	35	140	40	до 4,0

Исследованиями установлено, что более 90% извлекаемого из руд селена и теллура накапливается в медных концентратах и лишь 10% - в молибденовых, хотя абсолютное содержание селена в молибденовых концентратах более высокое, чем в медных, что очевидно обусловлено количественными соотношениями меди и молибдена в рудах.

Висмут рассеян в рудах в виде мельчайших включений минералов висмута, в тесной ассоциации с медной минерализацией, и поэтому большая часть этого элемента накапливается в медных концентратах и незначительно - в молибденовых.

Содержания Cd, In, Ge, Au, Ag и др. в рудах очень низкие, и их более повышенные концентрации отмечаются только в рудах

полиметаллической стадии минерализации, не имеющей, однако, промышленного значения. В рудах промышленных стадий и особенно медной, их содержания низкие, однако при больших масштабах разработки руд они могут представить практический интерес, ибо эти элементы в основной своей массе связаны с халькопиритом и при процессах флотации накапливаются в медных концентратах.

Таким образом, руды Каджаранского месторождения, наряду с медью и молибденом, являются сырьем и для рассеянных и благородных элементов. При этом молибденовые концентраты представляют интерес для *Re, Se, Fe, Bi*, а медные - *Se, Fe, Au, Ag, Bi*.

Агаракское месторождение расположено в Мефринском районе Армянской ССР. В геологическом строении месторождения принимают участие главным образом сиенито-граниты и шток гранодиорит-порфиров, внедрившийся в контакте интрузии монзонитов и сиенито-гранитов.

Руды месторождения относятся исключительно к прожилково-вкрашенному типу. Промышленными минералами являются молибденит и халькопирит. По своему минеральному составу руды месторождения мало отличаются от каджаранских с той лишь разницей, что здесь соотношение меди и молибдена более чем вдвое больше, чем в Каджаране.

В отношении состава и закономерностей распределения редких и благородных элементов руды Агарака также мало отличаются от каджаранских, хотя по содержанию некоторых элементов в главных рудообразующих минералах - молибдените и халькопирите - наблюдается достаточно заметная разница (табл.2). Содержания рения в молибденитах Агаракского месторождения заметно выше, чем в молибдените Каджарана. В главных сульфидах Каджарана содержания селена и теллура более высокие, чем в Агараке.

Таким образом, руды и концентраты Агаракского месторождения

представляют практический интерес, кроме меди и молибдена, также в отношении рения, селена, теллура, золота, серебра и, частично, висмута.

Таблица 2

Содержание редких элементов в главнейших сульфидах и концентратах Агарака

№ п/п	Наименование проб	С о д е р ж а н и е г/т					
		Re	Se	Te	Bi	Cd	In
1.	Молибденит	496	200	23	80	-	-
2.	Халькопирит	0,84	185	41	100	70	2
3.	Пирит	-	65	21	49	-	-
4.	Mo-концентрат	417	120	24	61	-	-
5.	Cu-концентрат	0,64	120	18	80	40	2

Исследовательские работы последних лет показали, что в медно-молибденовых рудах имеются незначительные содержания платиновых металлов (платина, палладий, родий), накапливающиеся в медных и молибденовых концентратах. При переработке медных концентратов на Алавердском медно-химическом комбинате платиноиды вместе с золотом и серебром концентрируются в обезмеженных шламах.

Промышленные месторождения колчеданной формации развиты в пределах Алавердского и Кафанского рудных районов и представлены Вямлугским, Алавердским, Кафанским медноколчеданными, Ахтальским барито-полиметаллическим и Шаумян-Халаджским золото-полиметаллическим месторождениями. Сруденение представлено жилами, линзами, прожилково-вкрапленными зонами штокеркового типа, развитыми в вулканогенных породах (аффузивы и пирокластические их разновидности) кислого и умеренно-кислого состава доверхнеюрского возраста. Наблюдается парагенетическая и пространственная связь колчеданных

руд с участками наиболее интенсивного развития субвулканических интрузий кварцевых порфиров и альбитофиров.

Руды колчеданных месторождений характеризуются большим разнообразием вещественного состава. Во всех месторождениях развиты серноколчеданные, медноколчеданные и полиметаллические руды. Кроме них в отдельных месторождениях развиты также баритовые (Ахтала), медно-мышьяковые (Кафан, Ахтала) руды. Кроме главных рудных минералов, представленных пиритом, халькопиритом, сфалеритом, галенитом, подчиненное развитие имеют борнит, халькозин, ковеллин, энаргит, теннантит. Сравнительно редко встречаются минералы теллура, висмута, серебра и германия.

Большой фактический материал, полученный путем детальных минералого-геохимических исследований, показывает, что руды колчеданных месторождений характеризуются повышенными содержаниями редких и благородных элементов - селена, теллура, висмута, кадмия, золота, серебра, а также индия, германия, галлия. Наиболее высокие концентрации редких и благородных элементов связаны с рудами наиболее поздних, сравнительно низкотемпературных стадий минерализации - колчеданной, медно-мышьяковой и полиметаллической. Наиболее интересными и промышленными месторождениями медноколчеданной формации являются Кафан и Шамлуг.

На Кафанском месторождении оруденение представлено жильным и прожилково-вкрапленным типами, формирование которых имело место в течение ряда стадий минерализации: серноколчеданной, медноколчеданной, медно-мышьяковой, полиметаллической, карбонатной, ангидрид-гипсовой.

Содержание золота в рудах серноколчеданной и медноколчеданной стадий колеблется в пределах от десятых долей г/т до 1-2 г/т,

а редко доходит до нескольких г/т. Более высокие концентрации золота связаны с поздними, сравнительно низкотемпературными стадиями минерализации (медно-мышьяковая и полиметаллическая). Среди главных рудных минералов наибольшим содержанием характеризуется халькопирит (табл.3), в нем это содержание доходит до 47,92г/т.

Таблица 3
Содержание *Au* и *Ag* в различных минералах
Кафанского месторождения

Минералы	<i>Au</i> в г/т	<i>Ag</i> в г/т
Пирит	0,05 - 4,2	10,4 - 15
Халькопирит	не обн. - 47,9	не обн. - 353
Борнит	0,2	48,6
Халькозин	0,35	80,1
Энаргит	0,73	18,2

Содержание серебра в рудах ранних стадий колеблется в пределах 2,5-5 г/т и редко доходит до нескольких г/т. В пирите среднее содержание серебра составляет 10-15 г/т, в халькопирите - 31,8 до 353 г/т (табл.1). В медном концентрате Кафанской обогащательной фабрики содержание серебра колеблется в пределах от 40 до 70 г/т.

Содержание висмута в рудах Кафанского месторождения составляет 0,00075%, в халькопирите - 0,003-0,01%, пирите - 0,001 - 0,003%, энаргите - 0,03%, в медных концентратах фабрики - 0,0048%.

Селен свои наиболее высокие концентрации образует в рудах медноколчеданной стадии, а теллуром обогащены руды наиболее поздних стадий минерализации (табл.4). Основными носителями селена являются пирит и халькопирит. В них концентрировано более 80%

селена месторождения. Наиболее характерные содержания селена для этих минералов колеблются в пределах тысячных долей процента. Руды Кафана представляют практический интерес в отношении золота, серебра, селена и теллура.

Таблица 4

Средние содержания *Se* и *Te* в различных типах руд, минералах и медных концентратах Кафанского месторождения

Руды и минералы	<i>Se</i> в г/т	<i>Te</i> в г/т
Кварц-пиритовая руда	24	5
Пирит-халькопиритовая руда	65	22
Халькозин-борнитовая руда	56	14
Знаргит-теннантитовая руда	51	26
Полиметаллическая руда	20	95
Рядовая медная руда	7	6
П и р и т	72-100	30-70
Халькопирит	40-100	24-87
Б о р н и т	136	35
Халькозин	82	85
Знаргит	126	656
Теннантит	80	100
Сфалерит	84	737
Галенит	140	805
Медный концентрат	46,3	62,0

На Шамдугском месторождении развиты серноколчеданный, медно-серноколчеданный, полиметаллический и борнитовый типы руд. Промышленное значение имеет только второй - медноколчеданный тип.

В целом формирование руд Шамлугского месторождения имело место в результате пиритовой, пирит-халькопиритовой, полиметаллической, баритовой, карбонатовой и ангидрид-гипсовой стадий минерализации.

Из редких и благородных элементов наибольший интерес представляют золото, серебро, селен, теллур. Содержание золота и серебра в рудах верхних горизонтов месторождения колеблется в довольно значительных пределах.

Руды Шамлугского месторождения содержат также селен - 21 г/т, теллур - 14%, *Bi* - 18 г/т. В полиминеральных пробах сульфидов (табл.5) отмечаются повышенные содержания золота, серебра, селена, теллура и висмута.

Таблица 5

Содержания некоторых редких и благородных элементов в минералах и медных концентратах Шамлугского месторождения

Минералы	<i>Au</i> , ‰	<i>Ag</i> , ‰	<i>Se</i> , ‰	<i>Te</i> , ‰	<i>Bi</i> , ‰
Пирит	не обн. - 0,025	2,9-50,0	53-110	не обн. - -44	не обн. - -5
Халькопирит	6,2-0,8	12, - - 5,0	27-52	7-46	10
Сфалерит	0,66	20,0	33	не обн.	7
Галенит	не обн.	219,2	10	75	20
Блеклая руда	20,0	300	-	-	3
Медный концентрат	0,21	22,1	179	26	53

Таким образом, руды Шамлугского месторождения, кроме основного металла меди, представляют практический интерес в отношении извлечения золота, серебра, селена, теллура и висмута.

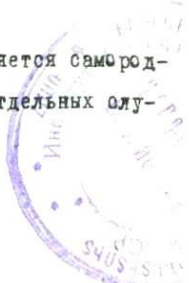
Золоторудные месторождения Армянской ССР подразделяются на следующие формации руд: золото-сульфидно-теллуридовую (Зад. Мегра-дзор, Намазелян и др.), золото-сульфидную (Тей, Шаумян-Талада, Армано и др.) золото-швелитовую (Гамзачиан), золото-свинцово-сурьмяную (Азатак, Сефи-бина).

В золоторудных формациях установлены: многочисленные минеральные типы руд, среди которых важное значение имеет золото-арсенопиритовый, золото-теллуридный, золото-полиметаллический, золото-швелитовый, золото-сульфантимонитовый и другие.

22/8
Минеральный состав руд золоторудных формаций довольно сложен, разнообразен и включает самородные элементы - *Au, Ag, Fe* и большое число сульфидов, арсенидов, сульфосолей, теллуридов, оксидов, карбонатов, сульфатов, вольфрамов и силикатов. Перечисленные минералы, в зависимости от физико-химических условий рудообразования, образуют самые разнообразные парагенезисы, выделившиеся во многих стадиях рудного процесса, главным образом в средних и поздних метаморфических условиях.

Золоторудные месторождения обнаружены во всех трех структурно-металлогенетических зонах Армянской ССР, в связи с интрузивным и субвулканическим магматизмом юрского, мелового, эоценового и олигоцен-миоценового времени. Однако более интенсивна золотеносность Севано-Амасийской и Памбак-Зангезурской зон, в связи с верхнетретичным магматизмом. Кроме магматического фактора, в образовании и локализации золоторудных месторождений важную роль играют разрывные нарушения и зоны дробления и смятия пород, вдоль которых развиты гидротермальные изменения.

Основной формой нахождения золота в рудах является самородное (в виде крупно- и тонкодисперсных частиц) и в отдельных олу-



циях химические соединения с теллурам - теллуриды (Зад, Меградзор и др.). Кроме гипогенного золота, на некоторых месторождениях, в результате разложения теллуридов и сульфидов, на верхних горизонтах рудных тел образуется вторичное золото.

Пробы золота различны для отдельных месторождений и ассоциаций минералов и варьируют в пределах 780-958. Самая высокая проба у вторичного золота.

В золоторудных месторождениях кроме золота, меди, свинца и цинка интерес представляют *Bi, Ag, Fe, Se и Sb*. Основными носителями и концентраторами редких и благородных элементов являются их собственные минералы и главные минералы руд, которые образуют определенные концентраты при обогащении и флотации.

Из перечисленных выше золоторудных формаций наиболее перспективными являются золото-сульфидно-теллуровая и золото-сульфидная, освоение месторождений которых начато. Золоторудные месторождения Гамзачимая, Арманис и другие находятся в стадии изучения, и их практическое значение не выяснено.

Задское месторождение относится к золото-сульфидно-теллуровой формации. Оно находится в области развития основных и ультраосновных пород мелового и эоценового возраста и генетически связано с верхнетретичными (олигоцен-миоцен) умереннокислыми гранитоидами. Месторождение образовалось в средне-низкотемпературных условиях, на средних-малых глубинах.

Минеральный состав руд характеризуется большим разнообразием. В рудах широким развитием пользуются пирит, арсенопирит, сфалерит, самородное золото, антимонит, теллуриды золота, серебра, висмута, никеля, свинца и др.

На месторождении установлено несколько стадий рудного процесса, среди которых золотоносными являются: пирит-арсенопиритовая,

золото-полиметаллическая и золото-теллуровая. Небольшие содержания золота в антимонитовых рудах объясняются перетолчением его из ранее отложенных руд.

Сруденение представлено несколькими зонами и кварцево-сульфидными жилами, несущими основную концентрацию редких и благородных элементов. Редкие и благородные элементы в рудах представлены как собственными минералами (*Au, Ag, Bi, Fe*), так и в виде изоморфной примеси (*Se, Cd, Bi, Ag, Fe*). Промышленные концентрации отмеченных элементов связаны со всеми рудными стадиями, однако определенные элементы наиболее высокие концентрации образуют в отдельных минеральных типах руд. Так, золото, серебро, теллур, висмут самыми высокими концентрациями представлены в золото-теллутовых рудах, кадмий - в сфалеритсодержащих арсенопиритовых и полиметаллических; селен - в золото-теллутовых и арсенопиритовых рудах.

В таблице 6 приведены содержания селена, теллура, висмута и кадмия по отдельным минеральным типам руд. В табл.7 приведены содержания редких и благородных элементов в концентратах руд.

Таблица 6

Содержание редких элементов в различных минеральных типах руд Зодского месторождения

Наименование тип в руд	Содержание элементов в г/т			
	<i>Se</i>	<i>Te</i>	<i>Bi</i>	<i>Cd</i>
Пирит-арсенопиритовый	35	325-380	50-80	340
Полиметаллический	18	200-250	50-65	470
Золото-теллутовый	46	7800	2500	10
Антимонитовый	5,7	25-31	17-40	15

Содержания галлия, германия, индия и таллия в различных типах руд не имеют промышленного значения и колеблются от следов до 8 г/т.

Таблица 7

Содержание редких и благородных элементов
в концентратах руд Зодского месторождения

Наименование концентратов	Содержание элементов в г/т		
	Ag	Fe	Bi
Коллективный концентрат из полиметаллических руд	377,4	542,0	133,0
Пиритовый концентрат из полиметаллических руд	104,3	851,0	310,0
Медный концентрат из полиметаллических руд	1082,0	3280,0	50,0
Коллективный концентрат из арсенопиритовых руд	350,0	914,5	223,0
Коллективный концентрат из антимонитовых руд	135,0	147,0	60,0
Золото-теллуристый концентрат	173,0	17600,0	50,0

Мегрэдзорское месторождение принадлежит золото-сульфидно-теллуристой формации. Сруденение представлено кварцеворудными жилами, прожилками и зонами прожилково-вкрапленной минерализации в гидротермально измененных породах.

Пересечение жильных пород с абсолютным возрастом 27-34 млн. лет кварцеворудными жилами говорит о посленижнеолигоценном возрасте оруденения.

На месторождении установлены следующие главные ассоциации минералов: кварцевая, кварц-карбонат-пирит-халькопиритовая, кварц-карбонат-полиметаллическая, кварц-карбонат-золото-теллуристая и кварц-карбонатная. Золото установлено в пирит-халькопиритовом, полиметаллическом и золото-теллуридовом типах руд.

Рудные минералы составляют 5-10% жильного выполнения и представлены главным образом пиритом, халькопиритом, сфалеритом, галенитом, самородным золотом, бледными рудами, теллуридами зо-

лота, серебра, висмута, свинца и ртути. В рудах золото представлено как в виде самородного золота, так и теллуридов. Размер золотин колеблется в широких пределах - от нескольких микронов до 2-3 мм. По результатам рационального анализа, 11,5% золота находится в свободном состоянии, 88,5% - в сростках и в соединении.

Проба золота варьирует в пределах 825-950, а золото-серебряное отношение составляет от 1:2 до 1-3. В рудах и минералах золото распределено весьма неравномерно, местами его содержание доходит до нескольких десятков г/т (нередко несколько сот г/т). Кроме золота, руды и минералы месторождения характеризуются также повышенными содержаниями серебра, висмута, селена, теллура и кадмия.

Содержание редких и благородных элементов в пирит-халькопиритовых и полиметаллических концентрациях составляет: *Au* - 660-2400 г/т, *Ag* - 180-810 г/т, *Se* - 20-43 г/т, *Te* - 132-350 г/т, *Bi* - 110-210 г/т, *Ga* - 1,6-3,3 г/т, *Ge* - 0,3-1,8 г/т, *In* - 3-10 г/т, *Cd* - 2,2-190 г/т. Гораздо выше содержание отмеченных элементов в золото-теллуридовых рудах и концентратах.

Как видно из приведенных данных, руды Меградзорского месторождения представляют интерес для комплексного использования. Наряду с золотом, можно извлекать также серебро, висмут, селен, теллур и кадмий.

Как видно из приведенных данных из руд Зодского и Меградзорского месторождений комплексно можно извлекать наряду с золотом также серебро, теллур, висмут, кадмий и селен.

Тейское месторождение относится к золото-сульфидной формации. Оно находится в Памбак-Зангезурской структурно-металлогенической зоне и генетически связано с малыми интрузиями гранит-гранодиорит-порфир в миоценового времени. В структурном отношении

месторождение приурочено к висячему боку Дебаклинского разлома. Рудовмещающими являются сопряженные с разломом северо-восточные зоны дробления пород и структуры сколового характера.

Рудная минерализация представлена пиритовой, пирит-халькопиритовой, золото-полиметаллической и золото-арсенопиритовой ассоциациями, где золотоносными являются полиметаллические и арсенопиритовые руды. Среди рудных минералов широко представлены: пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, самородное золото, висмутин, козалит, арсенопирит, теннантит и тетраэдрит.

В генетическом отношении месторождение относится к средне-температурным образованиям умеренных - малых глубин.

Концентрация редких и благородных элементов в различных типах руд составляет: *Se* - 12-27 г/т, *Te* - 12-54 г/т, *Pb* - 210-740 г/т, *Cd* - 32-670 г/т, *Ga* - 2-7,2 г/т, *Ge* - 2-2,4 г/т, *In* - 1,7-10 г/т, *Ag* - 39,53-340,26 г/т.

Как видно из приведенных данных, в рудах Тејского месторождения практический интерес представляют, кроме золота, также *Ag, Pb, Te, Cd, Se.*

Таким образом, золоторудные месторождения Армении, кроме золота, меди, цинка, свинца, представляют интерес для комплексного использования с целью извлечения серебра, висмута, теллура, селена и кадмия.

Месторождения свинца и цинка по своим генетическим и минералогическим особенностям относятся к следующим формациям руд: колчеданно-полиметаллической, свинцово-цинковой и полиметаллической.

Колчеданно-полиметаллическая формация является составной частью колчеданных и преимущественно

развита в Алаверди-Кафанской структурно-металлогенической зоне. Оруденение носит многостадийный характер и развивается обычно от серноколчеданной к медной и полиметаллической. Последняя стадия более интенсивно развивается во флангах (Шаумян-Халадж) или же верхних горизонтах (Алаверди, Шамдуг) медноколчеданных рудных полей.

Помимо главных компонентов - меди, цинка и свинца в этой формации промышленную ценность представляют также золото, серебро, кадмий, селен, теллур, галлий, германий, а для Шаумян-Халаджского месторождения вместе с тем также и индий. Оруденение Кафанского рудного района от Алавердского отличается относительно более высокими концентрациями золота, серебра, селена, теллура, висмута и индия.

В этой формации руд наиболее интересными и важными являются Ахталское и Шаумян-Халаджское месторождения.

Ахталское барито-полиметаллическое месторождение приурочено к субвулканическим кварцевым плагиопорфирам среднеюрского возраста. Рудные линзы залегают согласно границе между кварцевыми плагиопорфирами и вышележащими туфовыми образованиями андезито-базальтового состава. Руды состоят из сфалерита, халькопирита, пирита, галенита и теннантита. Небольшое развитие имеют борнитовые руды, в которых, кроме вышеперечисленных, широко развиты также минералы серебра - штрмейерит, акантит, стефанит, полибазит, самородное серебро, электрум, а также аксессуарные минералы германия - реньерит и германит.

Золото в рудах представлено в форме самородных частиц. В полиметаллических рудах присутствует до нескольких г/т. Высокие его концентрации отмечаются в теннантите и борните. Серебро концентри-

рутся, главным образом, в галените (338,2 г/т), блеклой руде (791,6 г/т), частично также халькопирите (25-II2,8 г/т). Высокие содержания серебра отмечаются в борнитовых рудах месторождения. В полиметаллических рудах серебра, в основном, представлено в изоморфном виде в теннантите и галените. В результате перехода теннантита в медный концентрат, последний содержит обычно больше серебра (~550 г/т), чем свинцовые концентраты (~370 г/т). Средние содержания селена в главных сульфидах варьируют в пределах 50-200 г/т, в теллура - 20-80 г/т. Небольшие содержания галлия отмечаются в пирите, борните, халькопирите и теннантите (до 50 г/т). Главным носителем этого компонента является сфалерит (100-200 г/т); при обогащении он переходит, в основном, в цинковый концентрат.

Повышенные содержания германия устанавливаются в борнитовых рудах. В полиметаллических рудах германий, по-видимому, представлен в виде изоморфной примеси к сульфидам меди и цинка и при обогащении переходит в их концентраты.

Ниже в табл.8 приводятся содержания некоторых редких и благородных элементов в концентратах Ахтальского полиметаллического месторождения.

Таблица 8

Содержания некоторых редких и благородных элементов в концентратах Ахтальского месторождения

Наименование концентрата	Se, г/т	Te, г/т	Bi, г/т	Cd, г/т	Au, г/т	Ag, г/т
Свинцовый	284	38	25	825	1,67	395,4
Цинковый	33	15	20	4050	2,57	192,0
Медный	40	18	29	1240	II, IC	843,0

Таким образом, помимо главных компонентов - цинка, меди, свинца и бария, в рудах Ахталского месторождения практически интерес имеют также золото, серебро, кадмий, селен, теллур и галлий.

Шаумян-Халаджское золото-полиметаллическое месторождение приурочено к среднеюрским андезито-дацитовым кварцевым порфири-там. Сруденение представлено в основном жилами. Минеральный состав руд сложный; наряду с главными - сфалеритом, халькопиритом, галенитом и пиритом, присутствуют также блеклая руда, барит, самородные золото и серебро, алтаит, тетрадимит, теллуrowисмутит, калаверит, креннерит.

Самородное золото и теллуrowые соединения золота рассеиваются как в сульфидных, так и в жильных минералах.

Содержание золота в главных сульфидах составляет от нескольких до десятков г/т. Золото представлено, в основном, в форме собственных минералов - гессита, петцита, калаверита - креннерита и самородного золота, которые рассеиваются в сульфидных и жильных минералах. Серебро в рудах присутствует в виде теллуридов и в меньшей мере - в изоморфном состоянии в сульфидах. Главные сульфиды месторождения содержат близкие концентрации серебра (319-353г/т)

Теллур присутствует, в основном, в виде теллуридов золота, серебра, свинца и висмута. В халькопирите и пирите его содержание составляет 65-80 г/т. Высокие концентрации его приурочены к сфалериту (20 г/т) и к галениту (320 г/т).

Главными носителями индия являются халькопирит (17 г/т) и сфалерит (80 г/т).

Промышленными компонентами руд Шаумян-Халаджского месторождения являются золото, медь, свинец, цинк и серебро. Практическое значение имеют также кадмий, селен, теллур и индий.

Свинцово-цинковая формация характерна для Севано-Амасийской зоны. Главные месторождения этой формации приурочены к Марцигет-Привольненской полосе, контролирующей Марц-Обвандаринским разломом. Сруденение свинца и цинка представлено метасоматическими пластообразными залежами в скарноидах (Привольное), а также крутопадающими жилами и зонами в туфах андезито-базальтовых порфиритов среднего эоцена (Марцигетская группа). Главными промышленными компонентами этих руд являются свинец и цинк, при второстепенной роли меди. Для Марцигетской группы (возможно, и для Привольненского месторождения) практическое значение имеет также золото. По содержанию элементов-примесей руды этой формации значительно уступают колчеданно-полиметаллической формации.

Полиметаллическая формация развита в пределах Памбак-Зангезурской зоны, где она парагенетически тесно связана с медно-молибденовой формацией, нередко располагаясь на флангах рудных полей последней. К этой формации относятся полиметаллические месторождения Аюцдзора (Газма, Азатек, Гомушана, Чирахлу и др.) и Зангезура (Мазра, Аткиз, Пхрут).

Сруденение Аюцдзорского района представлено, в основном, жилами и, реже, зонами прожилково-вкрапленных руд и локализуется в среднеэоценовых вулканогенно-осадочных породах, нередко переходя в интрузивные породы. Для формации в целом, помимо свинца и цинка, практический интерес представляют также серебро, висмут и кадмий. Для некоторых объектов (Азатек) главными рудными компонентами являются также золото, сурьма и селен.

Газминское месторождение приурочено к туфоосадочным отложениям среднего эоцена, около контактовой полосы интрузивного массива. Рудные тела, в основном, представлены жилами близмеридионального простирания. Минеральный состав - сфалерит, галенит, пирит,

халькопирит, блеклая руда. Присутствуют также минералы висмута, теллура, золота, серебра и молибдена.

Серебро отмечено в сфалерите, пирите и халькопирите от нескольких до десятков г/т. Главными его концентраторами являются блеклая руда и галенит. Оно в рудах представлено, в основном, в изоморфной форме к сульфидным минералам. Висмут присутствует в сфалерите (19 г/т), пирите (15-30 г/т), блеклой руде (48 г/т), халькопирите и галените (73-77 г/т). Он находится частью в изоморфном состоянии в галените, но главным образом в форме собственных минералов (айкинит, теллуровисмутит и др.).

Главные промышленные компоненты руд Газминского месторождения представлены свинцом и цинком, практически интерес представляют также серебро, висмут и кадмий.

Азатекское золото-серебряно-сурьмяно-полиметаллическое месторождение приурочено к туфоосадочным породам среднего эоцена, переходя местами в интрузивные породы. Главными рудными минералами являются пирит, сфалерит, галенит, буланжерит, бурнонит, геокронит, антимонит и тетраэдрит.

Золото представлено, главным образом, в виде самородных дисперсных частиц. Из рудных минералов наиболее высокие концентрации золота установлены в арсенопирите и сульфoантимонитах свинца и меди. Серебро присутствует в пирите и антимоните до 200 г/т. Концентрируется, в основном, в галените, сульфoантимонитах меди и свинца. Оно в рудах находится в изоморфном состоянии в сульфидах, очень небольшая его часть связана с собственными минералами.

Селен присутствует изоморфно в галените (22 г/т), пирите (до 154 г/т), а в более высоких концентрациях - в антимоните (340 г/т) и сульфoантимонитах (460 г/т). Руды характеризуются также повышен-

ными содержаниями висмута. В пирите, сфалерите и антимоните содержание висмута составляет 1-3 г/т. Повышенными его содержаниями характеризуются галенит и сульфантимониты свинца и меди (330-460 г/т), в которых висмут находится в изоморфном состоянии.

Промышленными компонентами руд Азатекского месторождения являются золото, серебро, сурьма, медь, цинк, свинец, совместно с которыми можно извлекать также селен и висмут.

Повышенные содержания ценных примесей - редких и благородных металлов - в главнейших месторождениях Армении ставят задачу организации комплексного извлечения из руд всех компонентов, в первую очередь, на уже действующих и строящихся горнорудных комбинатах, где наряду с главными металлами - молибденом, медью, свинцом, цинком и золотом можно получить значительное количество рения, селена, теллура, висмута, серебра и других редких металлов.

Л и т е р а т у р а

1. Магакьян И.Г., Пиджян Г.О., Фарамезян А.С., Амирян Ш.О., Карапетян А.И., Пароникян В.О., Зарьян Р.Н., Меликсетян Б.М., Аюпян А.Г. Редкие и благородные элементы в рудных формациях Армянской ССР. Изд. АН Арм.ССР, Ереван, 1972.

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУДНОГО СЫРЬЯ -
ВАЖНЕЙШИЙ ФАКТОР РАСШИРЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ
И ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА

Большинство руд цветных и редких металлов являются многокомпонентными. Наличие в рудах нескольких полезных ископаемых, с одной стороны, значительно повышает ценность добываемых руд, а с другой, - вносит существенные осложнения в технологические процессы их обогащения и металлургической переработки. В связи с этим вопрос обеспечения максимального извлечения полезных компонентов из комплексных руд в товарные продукты при минимальных затратах на их производство приобретает важное значение.

Комплексная переработка сырья и утилизация отходов производства в значительной мере способствует также предотвращению загрязнения окружающей среды вредными выбросами.

Проблема комплексного использования рудного сырья в цветной металлургии представляет весьма сложную научно-техническую и экономическую задачу, решить которую можно только лишь совместными усилиями работников предприятий, ученых, конструкторов и проектировщиков.

Руководствуясь Директивами XXIV съезда КПСС и Постановлением ЦК КПСС "О работе партийных организаций Усть-Каменогорского свинцово-цинкового и Балхашского горно-металлургического комбинатов по мобилизации коллективов на достижение высоких показателей по комплексному использованию рудного сырья", а также во исполнение приказа МЦМ СССР № Ю от 5/1-73 г. по данному вопросу, на предприятиях цветной металлургии республики ведутся систематичес-

кие работы по совершенствованию техники и технологии, а также по повышению показателей полного и комплексного использования добываемых руд. В начале 1973 г. предприятиями Управления был разработан комплекс мероприятий с целью дальнейшего повышения степени комплексного и более полного использования добываемого сырья. Уже осуществлен ряд мероприятий, направленных на достижение высокого технического уровня работы рудников, фабрик, заводов, обеспечивающих повышение извлечения полезных компонентов и комплексное использование руд и концентратов.

На горно-рудных предприятиях Управления за последние годы проделана определенная работа по усовершенствованию техники и технологии горно-добычных работ, благодаря чему уменьшились потери и разубоживание при добыче руды. Горно-рудные предприятия, в основном, успешно справились с выполнением заданий Министерства. Благодаря осуществлению ряда мероприятий, потери и разубоживание руды на Каджаранском, Агаракском и Кафанском предприятиях находятся на уровне, предусмотренном для достижения в 1973-1974 гг. приказом МЦМ СССР № 10 от 5 января 1973 г., на отдельных предприятиях даже ниже.

Так, потери руды на Каджаранском карьере в 1974 г. составили 3,2% против 3,7% по приказу Министерства.

На Кафанском руднике потери руды составили соответственно 7,27 и 8,0% на подземных работах; 2,05 и 2,5 при открытой добыче руд, на Агаракском карьере 2,8% против плана 3%; разубоживание руды при добыче на всех предприятиях Управления находится в пределах и ниже намеченных вышеуказанным приказом Министерства. За это время проведены значительные работы по усовершенствованию буровзрывных работ, применению более эффективных и дешевых ВВ, механизации взрывных работ, улучшению использования горно-транспорт-

ного оборудования и другие, в результате чего существенно уменьшились затраты по добыче одной тонны руды и улучшились технико-экономические показатели горно-добычных работ. Так, себестоимость 1 т руды в 1974 г. на Каджаранском комбинате составила 0,95 руб. против 1,16 руб. в 1973 г., а на Агаракском комбинате соответственно 1,17 руб. и 1,23 руб.

По объему горных работ, технической оснащенности и технико-экономическим показателям Каджаранский медно-молибденовый комбинат занимает ведущее место среди однотипных предприятий цветной металлургии страны. Коллективом комбината за последние несколько лет проведена большая работа по внедрению новой техники и передовой технологии, совершенствованию на их основе горного производства и повышению его экономической эффективности. Внедрение станков шарошечного бурения, механизации буровых работ и зарядки скважин, освоение большегрузных автосамосвалов БелАЗ-540 и других усовершенствований позволили осуществить более эффективную отработку месторождения.

Внедрение новой техники и передовой технологии, улучшение организации труда позволили на Каджаранском и Агаракском предприятиях значительно повысить экономические показатели и комплексность использования сырья. Параллельно с наращиванием объемов горных работ, на этих предприятиях непрерывно вовлекаются в переработку более бедные по содержанию полезных компонентов руды.

Оценивая комплексность использования сырья в цикле обогащения руд цветных металлов, следует подчеркнуть, что технический уровень этой стадии технологии производства цветных металлов во многом предопределяет эффективность производства и уровень комплексности использования рудного сырья по горно-металлургическому циклу в целом, так как от полноты извлечения ценных компонентов

и их распределения по продуктам обогащения зависит полнота использования сырья при металлургической переработке. Поэтому комплексное использование сырья и полнота извлечения металлов имеют при обогащении руд особое, можно сказать, решающее значение для повышения технико-экономических показателей работы данной подотрасли в целом.

Комплексность использования руд при обогащении, как правило, определяется полнотой извлечения содержащихся в них цветных, редких и благородных металлов в концентраты, качеством получаемых концентратов, а также извлечением в товарные продукты других полезных минералов, содержащихся в рудах.

За последние годы на обогатительных фабриках предприятий цветной металлургии республики повысились полнота и комплексность использования рудного сырья. Несмотря на непрерывное снижение содержания полезных компонентов в перерабатываемых рудах и увеличение в общем объеме переработки доли труднообогатимых руд, показатели по извлечению металлов значительно повышены.

Извлечение металлов в одноименные концентраты на фабриках предприятий в 1974 году составило, в %:

на Каджаранской фабрике - 81,76 молибдена и 76,14 меди;

на Агаракской фабрике - 73,22 молибдена и 77,51 меди;

на Кафанской фабрике - 83,53 меди.

По сравнению с 1971 г. извлечение возросло, %:

на Каджаранской фабрике - молибдена на 1,71 и меди на 1,16;

на Агаракской фабрике - молибдена на 2,32 и меди на 1,31;

на Кафанской фабрике - меди на 2,02.

Каджаранский медно-молибденовый комбинат перекрыл проектную мощность по извлечению меди. Извлечение меди за 5 месяцев 1975 г. составило 76,25%, против 75,0% по проекту, при содержании в руде

соответственно 0,314% и 0,33%. Извлечение молибдена за этот период составило 81,98%.

Таких высоких показателей предприятие достигло путем внедрения рекомендаций институтов "Армнипроцветмет" и "Механоёр", а также Всесоюзной школы по повышению эффективности селективной флотации медно-молибденовых руд в узле селекции и доводки молибденового концентрата, применения более эффективных реагентов, в частности, метасиликата натрия взамен жидкого стекла, осуществления мероприятий по интенсификации подачи пара во флотомшины с автоматической регулировкой заданной температуры, что наряду с повышением извлечения молибдена привело к значительному уменьшению расхода сернистого натрия; согласно рекомендациям института "Армнипроцветмет" была стабилизирована работа девяти мельниц I и II стадий по схеме 2:1, осуществлена схема дофлотации хвостов первой перемалывки коллективного концентрата. В цикле молибденовых перемалывок освоена новая схема с дополнительной седьмой перемалывкой. Прделана значительная работа по стабилизации шихтовки руды, поступающей на переработку, организации ритмичной работы карьера, канатной дороги и обогатительной фабрики.

На Агаракской обогатительной фабрике продолжают работы по реконструкции технологической схемы обогащения. Установлена дополнительная третья батарея гидроциклонов для повышения эффективности классификации в цикле рудного измельчения; завершен капитальный ремонт одной флотосекции, во флотационном отделении смонтированы две секции флотомшины для селективной флотации по новой схеме селекции и осуществлена новая компоновка флотационной нитки для доводки молибденового концентрата со всеми коммуникациями и необходимым оборудованием. В этом отделении были смонтированы также две нитки флотомашин ФМР-25, по 24 камеры каждая, для коллективной

флотации, был расширен фронт флотации. Благодаря этим и ряду других мероприятий на фабрике извлечение молибдена повысилось с 72,53% в 1973 г. до 73,92% в 1974 г. и до 73,98% за 5 месяцев 1975 г. Извлечение меди за 5 месяцев т.г. составило 77,77%.

На Кафанской фабрике в конце 1972 г. была установлена 5-я мельница (шаровая), которая использовалась для доизмельчения песков гидроциклонов первой секции. По рекомендации института "Армипроцветмет" были частично реконструированы глубокие аэролитные машины; для наладки работы отстоя слива сгустителя медного концентрата в дробильном отделении и у питателя стержневых мельниц установлены автоматические контрольные весы и др. В результате осуществления этих мероприятий извлечение меди в концентрат с 88,58% в 1972 г. повысилось до 89,59% в 1974 г.

На всех шаровых мельницах 2-ой стадии измельчения обогатительных фабрик используется резиновая футеровка, срок службы которой в условиях наших предприятий более чем в 2,5 раза превышает срок службы футеровки из марганцевистой стали.

Высокая абразивность руды, перерабатываемой на Кафанской фабрике, вызывает интенсивный износ футеровки стержневых мельниц. Замена футеровок мельниц производится непосредственно на фундаменте, поэтому простои оборудования по этой причине были весьма велики. В 1972 г. Кафанский комбинат совместно с институтом ВНИИТуглемаш провели испытания комплекта футеровок цилиндрической части барабана, изготовленных из износостойкого чугуна ВУ-4, в результате чего было установлено, что срок службы футеровок из износостойкого чугуна в 2,3-3,6 раза превышает срок службы футеровок из марганцевой стали ИЮГИЗМ. Начиная с января 1973 г. комбинат начал заказывать и устанавливать только футеровки из чугуна ВУ-4.

На металлургических предприятиях Армении продолжаются работы по повышению комплексности использования сырья.

Начиная с IV квартала 1973 г. на Алавердском горно-металлургическом комбинате проделана определенная работа для повышения извлечения металлов в черновую медь и степени использования серы для производства серной кислоты.

В 1974 г. извлечение меди из сырья в черновую медь составило 92,26%, а за 5 месяцев 1975 г. 92,63% против 86,28% в 1973 г., в связи с чем в 1974 г. безвозвратные потери меди уменьшились почти на 1000 тонн в сравнении с соответствующим периодом прошлого года. Повышение извлечения меди привело также к увеличению извлечения в черновую медь сопутствующих меди полезных компонентов - золота, серебра, селена и теллура.

Одним из резервов повышения комплексности использования сырья является применение в качестве флюсов материалов, в состав которых входят благородные металлы (золото, серебро).

В условиях Алавердского комбината использование в качестве флюсующей добавки при конвертировании медных штейнов Кафанской золото содержащей кварцитово й руды позволило извлекать из кварцитов также золото и серебро. Предприятием выполнен ряд мероприятий, способствующих увеличению извлечения меди и сопутствующих ей полезных компонентов.

Важным мероприятием для повышения комплексного использования сырья является также организация переработки конвертерного шлака в электропечи. С 20 декабря 1973 г. полностью прекращен вывоз конвертерного шлака на Ахтальскую обогатительную фабрику, и весь оборотный шлак перерабатывается в электропечи как в твердом виде после предварительного дробления на дробильно-сортировочной установке, так и в жидком виде путем залива жидкого расплава в

тот же агрегат.

Вынужденная переработка ранее указанных шлаков на Ахтальской фабрике была связана с нестабильной работой металлургического производства в 1972-1973 годы. Осуществление этого мероприятия наряду с повышением извлечения металлов привело к значительному уменьшению затрат, связанных с погрузкой, перевозкой (на Ахтальскую фабрику и обратно) и разгрузкой шлаков.

На комбинате налажена работа цеха шихтоподготовки: в настоящее время сырье подается на обжиг через шихто-усреднительную машину (Бединг).

Особую роль в повышении комплексности использования сырья сыграло увеличение производства серной кислоты путем повышения концентрации газов, поступающих в сернокислотный цех, и стабилизации работы пылеулавливающих систем. В этом направлении на комбинате выполнена значительная работа.

Произведен капитальный ремонт обжиговых печей № 2 и № 3 и электрофильтров. Совместно с институтами "Гинцветмет" и "Армипроцветмет" продолжается внедрение высокотемпературного обжига шихты ($850-860^{\circ}\text{C}$), уменьшен пылеваяс, стабилизирована работа электрофильтров. Значительно увеличена концентрация обжигового газа по содержанию сернистого ангидрида, за счет чего в 1974 г. использование серы из сырья для производства серной кислоты поднялось до 39,2% и за 5 месяцев 1975 г. до 43,7% против 32,6% в 1973 году. Повышение концентрации сернистого ангидрида в обжиговых газах дало возможность в смеси с ним направлять для производства серной кислоты также слабые конвертерные газы в объеме до 24-25 тыс. м³/час с концентрацией сернистого ангидрида до 3%. Осуществление этих мероприятий, а также интенсификация работы основного технологического оборудования позволили на тех же производственных площа-

дах увеличить выпуск серной кислоты и повысить эффективность производства.

За последнее время предприятием существенно сокращен сброс ствальных шлаков в р.Дебед, путем организации их реализации цементным заводам страны.

В 1973 г. цементным заводам было отгружено 124 тыс. тонн. Излишки ствальных шлаков намечено перевозить и складировать на Кармрашенском карьере, тем самым может быть прекращен сброс шлаков в р.Дебед.

На Канакерском алюминиевом заводе в 1973 г. была внедрена новая индукционная печь для переплавки алюминиевых отходов, в результате чего безвозвратные потери металла в этом переделе уменьшились более чем в два раза. Годовая экономия от внедрения этого мероприятия составила более чем 200 тыс.руб.

Однако, на предприятиях цветной металлургии республики борьба за технический прогресс может быть организована еще лучше. В ряде производственных подразделений анализ технико-экономических показателей проводится без вскрытия глубоких резервов работы цехов и участков. Имеют место случаи приема законченными строителями технологических объектов с большими недоделками, которые затрудняют их эксплуатацию и снижают уровень комплексного использования сырья.

На Каджаранской, Кафанской и Агарацкой фабриках еще имеются недостатки, которые значительно сдерживают повышение комплексности использования сырья. За 1974 г. извлечение из руды в медный концентрат на Каджаранской фабрике составило: золота - 37%, серебра - 51%; на Кафанской фабрике соответственно: 29,0% и 67,0%.

Такой низкий показатель извлечения золота на фабриках прежде всего можно объяснить весьма низким содержанием его в руде.

Содержание золота в перерабатываемой руде Каджаранской фабрики составляет менее 0,1 г/т, в Агаракской - "следы", т.е. находится на грани чувствительности пробирного анализа. Так как по данным минералогических и технологических исследований золото в медно-молибденовых рудах в основном связано с сульфидными медными минералами и при переработке совместно с медью переходит в медный концентрат, следовательно дальнейшее повышение извлечения золота связано с повышением извлечения меди и резким снижением потерь ее в отвальных хвостах.

Учитывая особую актуальность вопроса повышения извлечения золота на стадии обогащения, в настоящее время, в соответствии с указанием Министерства, институт "Армнипроцветмет" совместно с горнорудными предприятиями Управления занимается уточнением среднего содержания золота в продуктах обогащения, что позволит разработать конкретные мероприятия по повышению извлечения его из медно-молибденовых руд.

На Кафанской фабрике, в зависимости от состава рудной шихты, извлечение золота в медные концентраты колеблется от 20 до 35%. Технологическая схема фабрики в данное время не включает узла получения пиритных концентратов из хвостов медной флотации, с которыми связана часть золота, по причине нерешения вопроса реализации пиритных концентратов.

Имеются недостатки в организации поставки кондиционных по содержанию влаги медных концентратов. Содержание влаги в медном концентрате Каджаранского комбината колеблется в пределах 17-19% против нормы 14%, что значительно затрудняет работу Алавердского горно-металлургического комбината как при разгрузке концентратов (в зимних условиях), так и при шихтовке их с другими концентратами. В настоящее время комбинатом принимаются меры для устранения

этих недостатков.

В результате низкой трудовой и производственной дисциплины и слабого контроля за работой технологических цехов, Кафанский комбинат в течение 1974 года работал неритмично. Комбинат своевременно не выполнил ряд важных мероприятий, необходимых для нормализации работы предприятия и улучшения технологических показателей: не соблюдалась требуемая шихтовка руды и ее ритмичная подача на фабрику; пятая мельница работала в 54-64% своей мощности по причине неподачи слива классификатора 2-ой стадии в гидроциклоны мельницы. Из-за этого и ряда других причин на обогатительной фабрике до сих пор не обеспечивается плановый уровень по извлечению меди, переработке руды и выпуску медных концентратов. С мая месяца 1975 года проводится промышленное испытание схемы раздельной переработки руды, поступающей из карьера и подземных участков рудника, с целью повышения извлечения меди.

На Агаракском медно-молибденовом комбинате медленно осуществляются мероприятия: модернизация и монтаж подбункерного хозяйства дробленой руды с регулированием скорости движения транспортной ленты; отгрузка медного концентрата контейнерами, освоение новой схемы селективной флотации медно-молибденовых концентратов с насыщенным паром и введением бикарбоната натрия в горячую пульпу; установка автоматических пробоотборников на руде и в отвальных хвостах. Необоснованно затягиваются сроки регулировки режима помола промпродукта коллективной флотации. До сих пор не завершены работы по установке весов у приемного бункера сырой руды и др.

В результате вышеперечисленного, в последнее время комбинатом не выполняется план по извлечению меди и по качеству выпускаемого медного концентрата. До сих пор не освоена проектная мощность предприятия по извлечению меди и молибдена.

Из-за неритмичной работы Ахталъской обогатительной фабрики и частого нарушения технологического режима обогащения извлечение металлов из полиметаллических руд значительно ниже, чем предусмотрено по плану.

Имеются большие потери меди также с отвальными шлаками металлургического производства Алавердского комбината, содержание меди в отвальных шлаках составляет 0,9-1,0%. Еще на низком уровне находится степень использования серосодержащих газов, в частности конвертерных и электропечных, для производства серной кислоты и др.

Как видно из вышеизложенного, на предприятиях цветной металлургии Армении имеются еще большие резервы, использование которых приведет к существенному повышению полноты и комплексности использования добываемого сырья.

Большим резервом для повышения полноты использования добываемого сырья на Каджаранском комбинате является вовлечение в переработку внутриконструкционных балансовых окисленных и смешанных руд, удельный вес которых в текущей добыче руды значительно велик. Для изыскания возможности вовлечения в переработку этих руд в настоящее время институтом "Армнипроцветмет" ведутся комплексные исследования для разработки эффективной схемы их переработки.

Кроме того, в плане Каджаранского комбината на 1976-1980 гг. намечено продолжать снижение содержания металлов в перерабатываемой руде, с доведением содержания молибдена с 0,057% в 1974 г. до 0,05% в 1980 г. и меди соответственно с 0,312% до 0,28%. Одновременно намечается значительное повышение извлечения меди и молибдена.

На Каджаранской обогатительной фабрике в 1975-1979 гг. наме-

чается разработка и внедрение АСУТП, что также позволит существенно повысить извлечение металлов путем стабилизации технологических процессов обогащения и соблюдения оптимального режима при подаче реагентов в процесс.

Комплексность при обогащении руд цветных металлов может быть повышена путем организации получения пиритных концентратов на действующих обогатительных фабриках, при Кафанской обогатительной фабрике имеются секции для получения пиритного концентрата из хвостов медной флотации. Задержка в выделении пиритного концентрата на этой фабрике связана с нерешенностью вопроса его реализации. Видимо, независимо от этого, до положительного решения вопроса реализации пиритного концентрата надо организовать их выделение и складирование, с целью дальнейшего извлечения из них серы, меди, благородных металлов и рассеянных элементов.

При ускорении решения вопроса реализации пиритных концентратов, на предприятиях Управления об'ем выпускаемых пиритных концентратов составит 120-130 тыс. тонн в год, в том числе 70-75 тыс. тонн на Кафанском комбинате. Учитывая, что значительная часть благородных металлов при обогащении руд также переходит в пиритные хвосты, при этом значительно повысится степень извлечения золота и серебра в товарные концентраты. Лабораторные исследования в институте "Армнипроцветмет" показали, что выделение пиритных концентратов из хвостов медной флотации повышает извлечение золота из руды на 25-31%. Следовательно, суммарное извлечение золота из руд может быть доведено до 60-70%.

В 1975 г. наряду со свинцовым, цинковым и медным концентратами намечается получить также баритовый концентрат из полиметаллических руд на Ахталской обогатительной фабрике, который станет исходным сырьем для подготавливаемого в настоящее время к пуску

цеха сернистого бария Алавердского горно-металлургического комбината.

В Де-ой пятилетке намечается расширение мощности Агаракского карьера и обогатительной фабрики, в ходе освоения которых будет значительно усовершенствована технология извлечения основных и сопутствующих металлов. По плану предприятия на 1976-1980 гг. предусматривается параллельно с увеличением объема переработки постепенно снизить содержание меди и молибдена в перерабатываемой руде.

Большое значение придается разработке методов подземного и кучного выщелачивания забалансовых и потерянных руд Кафанского месторождения. В настоящее время институтом "Армипроцветмет" составлен технический проект для подземного выщелачивания меди из проектируемого опытного Кафанского месторождения для полупромышленного испытания разработанной институтом схемы. При положительном решении данного вопроса значительно увеличится степень использования руд Кафанского месторождения.

Кроме того, в будущей пятилетке намечается организация при Кафанской фабрике комплексной переработки золото-полиметаллических руд Шаумянского месторождения. В настоящее время институт "Армипроцветмет" разрабатывает комплексную схему переработки этих руд с условием максимального извлечения из руд всех полезных компонентов, что в последующем будет заложено в проект.

Основные потери металлов в металлургическом производстве связаны с применением незавершенных технологических схем, отсутствием оборудования и установок для переработки отходов и утилизации газов, а также с низкой эффективностью пылеулавливающих систем. Большую работу предстоит выполнить коллективу Алавердского горно-металлургического комбината по строительству установки для сжигания серы, вовлечению в переработку бедных металлургических

газов, реконструкции серно-кислотного цеха и пылеулавливающих систем, а также институту "Армнипроцветмет" по проектированию этих объектов.

В настоящее время на Алавердском комбинате используется около 45% серы, содержащейся в исходном сырье. Много серы еще выбрасывается в атмосферу. Приказом МСМ СССР № 534 от 13 декабря 1973г. разработан комплекс мероприятий, осуществление которых приведет к значительному повышению извлечения металлов, снижению потерь меди в отвалных шлаках, повышению степени утилизации серы из газов, а также позволит значительно улучшить комплексность использования сырья и оздоровить воздушный бассейн Алавердского комбината. Все намеченные мероприятия предусмотрено осуществить в течение 1974-1976 годов.

В настоящее время Алавердский комбинат, институт "Армнипроцветмет" и другие научно-исследовательские, проектные и строительные организации активно переключились на выполнение этой важной задачи.

В заключение следует отметить, что, прежде чем организовать производство для комплексного извлечения ценных компонентов из руд, необходима специальная экономическая оценка целесообразности и граница оптимальной величины извлечения каждого полезного компонента, так как общая сумма потерь полезных компонентов еще не характеризует полноту комплексного использования сырья. Счевидно, в каждом конкретном периоде существует предел извлечения, до которого оно на современном уровне техники и технологии возможно и экономически выгодно. Во всех случаях то или другое техническое решение должно правильно сочетать организационные и технические мероприятия с моральным и материальным стимулированием с целью улучшения использования рудного сырья.

УНИПРОМЕДЬ

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЫДЕЛЕНИЯ, ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СОРТОВ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КОМПЛЕКСНОСТИ
ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕДНОКОЛЧЕДАНЫХ РУД СЛОЖНОГО СОСТАВА

В народном хозяйстве СССР вопросам комплексного использования сырья придается важное значение.

Решения партии и правительства, вышестоящих инстанций по цветной металлургии нацелены на более полное и комплексное использование сырьевой базы за счет совершенствования технологии добычи и переработки руд, в том числе и медноколчеданных.

Однако одностороннее решение этого вопроса является одной из причин значительных потерь полезных компонентов. Дело в том, что в практике обычно наибольшее внимание сосредотачивается непосредственно на совершенствование технологических процессов добычи и обогащения руд на неоднородной массе сложного состава, и мало внимания уделяется обоснованному разделению сложных руд в том и другом процессах на легкообогащаемые сорта с различными режимами обогащения, что помогло бы существенно повысить показатели извлечения полезных компонентов. Поэтому организацию раздельной добычи и переработки различных сортов руд можно рассматривать "...резервом улучшения показателей фабрики" (Митрофанов С.И., 1971).

На недопустимость смешения руд сложного состава в один валовый сорт указывает и промышленный опыт работы ряда фабрик на Алтае и в Канаде, работающих на аналогичном сырье, где за счет "...дешевой, но эффективной системы рудоусреднения или переработки руд по сортам достигаются более высокие показатели обогащения руд" (Абрамов А.А., 1972; Цветметинформация, 1973).

Важность правильного выбора технологического сорта определяется еще и тем, что выделенные сорта служат исходными данными при разработке кондиций, окончательном выборе систем разработки месторождения и технологических схем переработки руд. Поэтому неточности и необъективный учет всех факторов, влияющих на выделение технологических сортов, часто приводит к серьезным осложнениям как при проектировании горнообогатительных комбинатов, так и при эксплуатации месторождений.

Таким образом, хотя важность раздельной добычи и обогащения признается исследователями и подтверждается промышленным опытом, до сих пор не делается настоящего упора на необходимость более обоснованного выделения технологических сортов руд специально для применяемых оптимальных схем обогащения.

Положение с раздельной добычей высококачественных сортов руд не изменилось со времени, когда проф. Б. П. Боголюбов отмечал, что "...на предприятиях цветной и особенно редкометальной промышленности требования к качеству рудного сырья еще более жесткие, чем на железорудных карьерах. Однако селективная разработка с применением методов сложной селективной экскавации не получила еще должного распространения. Одна из причин этого - недостаточная изученность и отсутствие научно обоснованного обобщения накопившегося опыта по селективной разработке сложных забоев" (Боголюбов Б. П., Грачев Ф. Г., 1964).

По уральским медным рудникам работы в этом направлении почти не ведутся, и в большинстве случаев проявляется тенденция к расширению смешения разнородных руд в один валовый сорт, даже тогда, когда для выделения однородных сортов не требуется усложнения технологии. Все это делается с целью облегчения выполнения плановой производительности и происходит от незнания того, какие потери

возникают при обогащении руд сложного состава.

Методика выделения и опробования технологических сортов руд цветных металлов разрабатывалась институтом "Типроникель" с 1971 г. Однако основные ее положения, справедливые для ряда типичных месторождений, оказываются недостаточными для выделения сортов некоторых сложных, в частности, медноколчеданных месторождений, характеризующихся неоднородными структурами и текстурами, многокомпонентным составом, различной степенью окисленности и многоэтапной наложенной минерализацией.

По мнению авторов, при разработке руд сложного состава любой горнообогатительный комбинат можно рассматривать как многоуровневую искусственную систему и сложную проблему выделения многокомпонентных сортов руд решать как задачу управления большими комбинированными системами.

Системный подход к решению подобных задач предполагает проведение математического моделирования результатов изучения как естественных геологических объектов, так и технологических производственных процессов с целью выбора оптимального решения при помощи ЭВМ. В качестве связующего звена всей модели принимается экономический фактор, так как он определяет условия получения конечной максимальной прибыли при минимальных производственных затратах.

Совместное построение моделей экономических и технологических процессов является сложным делом, потому что сами экономические модели сложны по структуре и по масштабам. Поэтому здесь оказывается существенным "...последовательное улучшение моделей, объединение их в системы, переход в результате анализа от более простых моделей к более сложным и полным... Конечные результаты исследования этих моделей представляют практический интерес только если

эти сами модели достаточно адекватно отображают реальные ситуации, если они достаточно совершенны" (Канторович Л.В., 1972). Поэтому настоящий доклад не претендует на законченное исследование, а является лишь одной из начальных ступеней системного подхода к решению проблемы максимального извлечения полезных компонентов в экономически выгодных условиях.

Исходя из сказанного, встает вопрос о разработке комбинированной технологии, объединяющей в одно целое разведку, добычу и обогащение руд и нацеленной на снижение затрат по особенно трудоемким и дорогостоящим процессам. Оценка всей системы должна производиться по конечному продукту (цене концентрата), а совершенствование отдельных процессов и операций для полноты извлечения полезных компонентов - до тех пор, пока оно оказывает положительное или нейтральное влияние на конечный продукт.

Изучение и оценка имеющихся материалов охватывает широкий круг вопросов разведки, добычи и переработки сырья и вызывает необходимость тесного сотрудничества высококвалифицированных геологов, горняков, обогатителей и экономистов. В научно-исследовательских институтах было бы целесообразно объединить их усилия в одной лаборатории, координирующей действия других подразделений по комплексному использованию сырья.

Геологические, горные и обогатительные этапы тесно взаимосвязаны и при выделении сортов имеют неравноценное значение. Поэтому необходимо установить их соподчиненность в рамках горнообогатительного комбината, в соответствии с теорией иерархических многоуровневых систем (Месарович М. и др., 1973), характеризующихся:

- 1) последовательным вертикальным расположением подсистем (этапов),
- 2) приоритетом действий или правом вмешательства подсистем верхнего уровня,
- 3) зависимостью действий подсистем верхнего уровня от

фактического исполнения нижними уровнями своих функций, предполагающей слаженное действие всей системы и отсутствие внутрисистемных конфликтов. В соответствии с теорией иерархии в системе ПУКа выделяется следующая последовательность уровней (снизу вверх): опробование - добыча - обогащение. Добыча пред'являет к опробованию возможность селекции руд с учетом рабочей мощности; обогащение - к опробованию и добыче - выделение легкообогатимых сортов.

Следовательно, в период эксплуатации месторождения основные требования к сырью должны устанавливаться обогатителями, которые занимают более высокий уровень в ПУКе. Действия же других подразделений должны быть подчинены или согласованы с этими требованиями.

Математическая модель опробования медноколчеданных руд

Для выделения технологического сорта, в первую очередь, необходимо правильно опробовать руду, потому что все наиболее ощутимые и неустраняемые ошибки в определении качественно однородных интервалов сортов возникают непосредственно в процессе опробования.

Если рассмотреть совокупность точечных содержаний компонента в месторождении, то они будут представлять непрерывное множество величин, ограниченное в области минимальных содержаний геохимическим фоном месторождения, а в области высоких - содержанием компонента в рудном минерале. При бессистемном объединении точечных проб в интервалы попадают разнородные участки, и результаты опробования будут представлять пересекающиеся подмножества, к которым неприменимы статистические операции над множеством чисел. Поэтому пробы и, соответственно, математическая модель должны строго отражать качественную однородность в интервалах рудных тел и дифференцироваться на классы с учетом технологических и экономических требований к сырью.

Разбиение (разделение) руд на классы целесообразно свести к операции получения частично упорядоченного множества, в котором границы непересекающихся классов устанавливаются в определенном порядке, а внутри классов упорядочения величин не производится (Колмогоров А.Н., 1968), и в качестве модели принять логнормальный закон распределения, так как он наиболее близок к естественному распределению полезных компонентов.

Бесыма важным является выбор шага разбиения по этой шкале.

Казалось бы, шаг разбиения должен соответствовать интервалу качества разнородных технологических сортов, но с изменением уровня развития технологии границы этих интервалов могут изменяться, и опробование, проведенное по таким классам, нельзя будет использовать для выделения других сортов. Кроме того, при разбиении необходимо учитывать также и экономическую ценность руд.

При технико-экономической оценке сырья наибольшая дробность признаков нужна в области низких содержаний, а наименьшая - в области высоких. Поэтому шаг разбиения на классы (модуль R) следует выбирать в области последовательных минимальных бортовых содержаний C_1 и C_2 .

$$\text{Тогда } R = C_2 : C_1 \quad (1)$$

Такое разбиение на классы будет относительным (Ланге С., 1971), а модуль R можно рассматривать как коэффициент относительной однородности или изменчивости.

В результате получим следующий ряд граничных содержаний:

$$C_1; C_2 = C_1 R; C_3 = C_2 R = C_1 R^2, \dots, C_n = C_1 R^{n-1} \quad (2)$$

Конечный член этого ряда C_n - максимальное содержание полезного компонента в месторождении - в предельном случае равен C_p - содержанию полезного компонента в рудном минерале, то есть $C_p =$

$$= C_I R^{n-1} \quad (5)$$

Из полученной формулы геометрической прогрессии (5) можно определить максимальное количество классов

$$n = 1 + \frac{\lg \frac{C}{C_I}}{\lg R} \quad (4)$$

Выделенные подобным образом классы можно назвать относительно однородными.

Для случая халькопиритовых колчеданных руд $C_p = 35\%$, $R = 0,4 : 0,3 = 1,33$.

$$n = 1 + \frac{35}{0,3} = 1 + \frac{2,9671}{0,1248} = 17 \text{ классов.}$$

Граничные содержания классов в относительной однородности здесь составляют: 0,3-0,4-0,5-0,7-0,9-1,2-1,6-2,2-2,9-3,9-5, 1-6, 8-9, 1-12, 1-16-21-28-35.

Выделенные классы охватывают все возможные содержания меди в халькопиритовых рудах, а их количество является вполне достаточным для выделения любого технологического сорта и для повариантного технико-экономического обоснования бортовых содержаний.

Для практического определения границ классов (интервалов опробования) можно использовать ядерно-геофизические методы непосредственного измерения содержаний полезного компонента в руде или визуальный метод определения объемного содержания рудных минералов. В последнем случае содержание полезного компонента может быть определено по формуле зависимости между содержаниями компонента и рудных минералов

$$C = \frac{\sum_{i=1}^n C_{PM} C_P d_P + C_{NM} C_H d_H}{\sum_{i=1}^n C_{PM} d_P + C_{NM} d_H} \quad (5)$$

C - содержание полезного компонента в пробе, C_p - содержание компонента в рудном минерале, C_{pm} и C_{nm} - объемное содержание рудных и нерудных минералов, соответственно, C_n - содержание компонента в нерудных минералах (геохимический фон месторождения), d_p и d_n - объемные веса рудных и нерудных минералов, n - число рудных минералов.

Ядерно-геофизические и визуальные методы применяются для определения содержаний по обнаженному приповерхностному слою руды. Поэтому для представительного определения содержаний компонентов или рудных минералов необходимо знать минимальную площадь, при расхождении которой расхождение в результатах (репрезентативная ошибка) не превышало бы допустимой ошибки объемного анализа. Величину этой площади можно определить по следующей формуле

$$S_{min} = \frac{d^2 t^2 C_{pm} C_{nm}}{\delta^2} \quad (6)$$

S_{min} - исследуемая площадь, d - средний размер рудных зерен или их агрегатов (гнезд, линзочек, прожилков, прослоек), δ - заданная абсолютная точность определения рудного минерала, t - нормированное отклонение среднего содержания от центра распределения, C_{pm} , C_{nm} - объемные содержания рудных и нерудных минералов.

Из обследованных элементарных площадок можно составлять пробы определенной длины по каждому классу относительной однородности.

Выполнив подобным образом опробование руд, можно составить модель месторождения по содержанию компонента, которая допускает строгую математическую характеристику с помощью статистических методов.

Статистикой в данном случае будет изучаться не распределение конкретных величин содержаний, представляющих смесь случайного и

закономерного, а случайный характер распределения классов относительной однородности.

Распределение компонентов в пределах каждого класса, в связи с небольшим размахом содержаний, можно принять за случайное и нормальное, т.е. для каждого класса относительной однородности статистические характеристики условно рассчитывать как для нормального распределения.

Для изучения распределения классов относительной однородности требуется другой подход, так как нормальному распределению здесь следуют не средние значения классов, а их логарифмы, и устойчивости являются не абсолютные, а относительные колебания средних содержаний классов. Поэтому для оценки среднего содержания в целом по месторождению необходимо применять не среднее арифметическое, а среднее геометрическое.

$$\bar{C} = \sqrt[n]{C_1 \cdot C_2 \cdot \dots \cdot C_n}$$

Для вычисления среднего геометрического обычно используют логарифмы.

Средняя квадратическая ошибка S_x (логарифмическая) вычисляется по формуле логарифма дисперсии (Данге С., 1972)

$$S_x^2 = \frac{\lg(C_i - \bar{C})^2}{n}$$

n - число классов, \bar{C} - среднее содержание компонента по месторождению, C_i - среднее содержание в классе относительной однородности.

Таким образом, введя понятие относительной однородности классов содержаний полезного компонента и коэффициента относительной однородности по технологическим и экономическим требованиям (модуль R), можно составить математическую модель месторождения по содержанию полезных компонентов, пригодную для статистической обработки, а также для регрессионного, корреляционного и графического

анализов. Также исследование может быть использовано для математически обоснованного выделения технологических сортов путем комбинирования близких по качеству классов.

Другой важной характеристикой, которая должна учитываться при опробовании руды, является размер рудных зерен.

Разделение руд по размеру зерен следует выполнять в соответствии с существующей технологической классификацией крупности материала - ГОСТ 3584-53 (Справочник по обогащению руд, том I, 1972).

По этому ГОСТу крупные контрольные сетки размером от 2,5 до 1 мм подбираются по модулю равному $\frac{10}{\sqrt{10}} = 1,26$; в мелкие - от 1,25 до 0,2, по модулю $\sqrt[3]{10} = 1,12$. Дополнительно следует ввести следующие размеры: 1-1,5-2 мм.

В результате получается следующая сложная логарифмическая шкала: 0,05-0,071-0,10-0,14,0,20-0,28-0,40-0,56-0,80-1,00-1,25-1,50-2,00.

Расчет среднего размера каждого зерна и среднего размера зерен в пробе может быть произведен различными методами (Справочник по обогащению руд, том I, 1972). В основу этих методов положена оценка крупности частиц неправильной формы через эквивалентный объем правильной геометрической формы.

Например, зная три измерения частицы (длину l , ширину b , толщину h) средний размер ее определяют, вычисляя среднеарифметический "диаметр" $d = \frac{l+b+h}{3}$, или среднегеометрический "диаметр" - $\sqrt[3]{l b h}$.

Пример математического анализа качества руды по содержанию основных полезных компонентов

При исследовании состава медно-цинковых руд, залегающих в

недрах, по каждому классу относительной однородности на ЭВМ определяются следующие характеристики: средневзвешенное содержание компонентов, их относительное количество, количество руды, эмпирическая дисперсия, коэффициент корреляции, отношение цинка к меди, однородность дисперсий (рис.1,2).

Аналогичные исследования можно произвести и для товарной руды с целью оценки влияния технологии добычи на качество руд.

Показатели обогащения каждого класса можно определить экспериментальным путем или при помощи пассивного эксперимента путем статистического исследования результатов промышленного процесса.

В качестве примера рассмотрим один из участков медноколчеданного месторождения.

Всего на участке рассмотрено 345 проб общей длиной 655 м, отобранных из керна рудных скважин.

Среднее содержание меди по участку 2,87%, цинка - 2,2%, среднее отношение цинка к меди - 0,77, корреляционное отношение меди по цинку - 0,51, цинка по меди - 0,66, дисперсия содержания меди - 5,5, цинка - 12,2. Такую среднюю характеристику может иметь усредненный валовый сорт.

Для анализа качества руды сгруппируем все содержания по классам относительной однородности меди и цинка (рис.1,2).

Характеристика руды по классам меди. Максимальное содержание меди на участке 16%, поэтому в интервале от 0 до 16% выделено 14 классов относительной однородности. В восьми классах меди сосредоточено: руды - 86%, меди - 94%, цинка - 96%. Ввиду незначительности запасов, остальные классы для анализа не представляют практического интереса.

По отношению цинк/медь все классы подразделяются на две большие группы: для классов с содержанием меди до 3,9% отношение

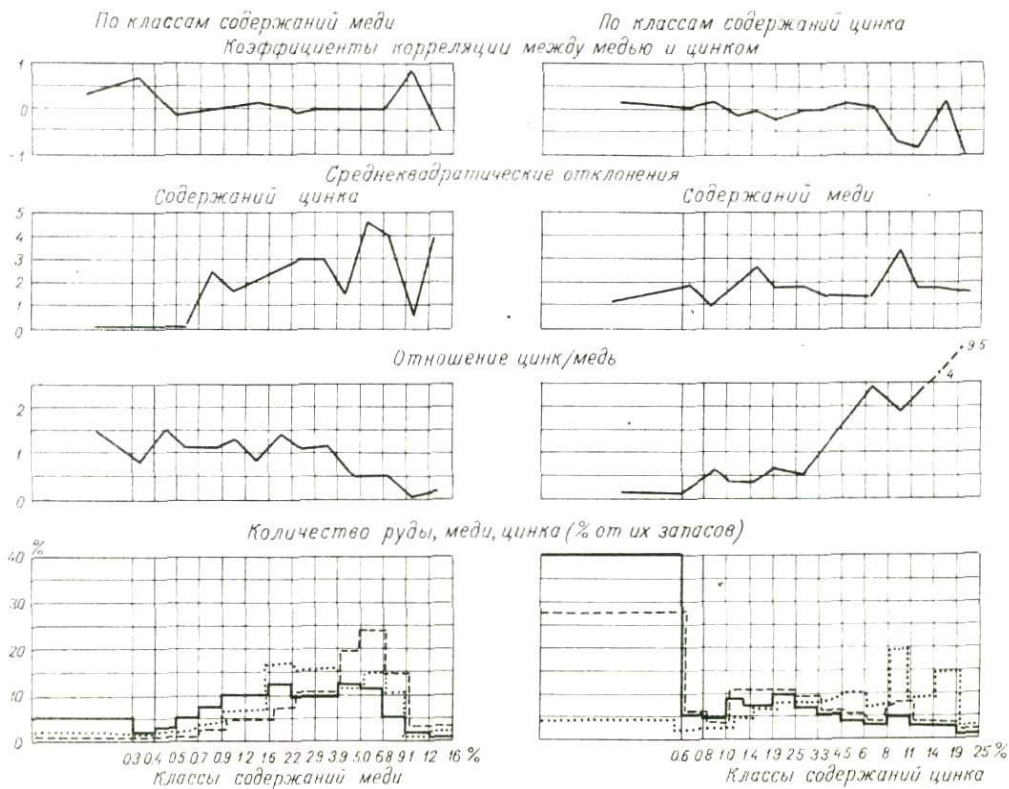


Рис. 1

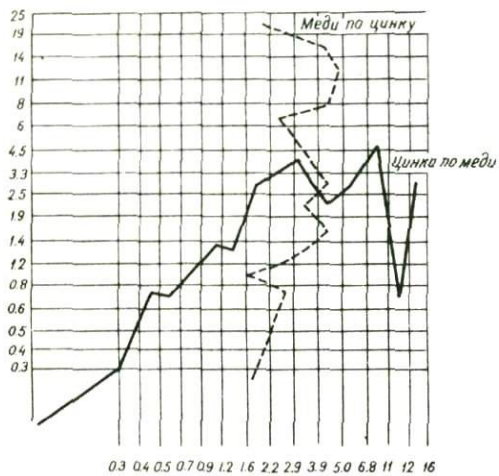


Рис. 2.

составляет $0,9-1,6$, при содержании меди более $3,9\%$ - отношение менее $0,6$.

Следует заметить, что прямая логнормальная связь между медью и цинком при содержаниях выше $3,9\%$ нарушается (рис.2).

Дисперсия меди по классам имеет наибольшие значения - $0,5$ и менее, а цинка до $20,2-25,3$.

Однородные дисперсии меди отмечены в интервалах содержаний $0,7-1,2$; $1,2-2,5$; $2,5-6,8$; $6,8-9,1$. Однородные дисперсии цинка отмечены только в двух классах: $5,0-6,8$; $6,8-9,1$.

Коэффициенты корреляции в каждом классе имеют низкие значения, что указывает на плохую связь между содержаниями меди и цинка.

Так как в различных классах наблюдается высокая дисперсия содержаний цинка, то, разделяя и усредняя руды по содержанию меди, трудно получить сорт с заданными стабильными содержаниями цинка и с постоянным отношением цинка/медь.

Следовательно, за основу разделения руд на классы и для усреднения в данном случае нельзя принимать медь, как это делается на этом участке.

Характеристика руды по классам цинка. По содержанию цинка выделяется 14 классов в интервале содержаний от 0 до 25% . Количество руды по классам цинка не превышает $3,2$, за исключением одного - в интервале содержаний от 0 до $0,6\%$ - 41% .

В классах цинка наблюдается меньшая вариация содержаний меди (отношение максимального к минимальному - 3 раза), чем содержаний цинка в классах меди (26 раз). Соответственно более равномерно распределено количество цинка и меди по каждому классу.

По однородности признаков, а также с учетом кондиций на сырье, классы цинка группируются следующим образом.

I. В интервале содержаний цинка от 0 до 1% . Количество руды

в этой группе составляет 51%, меди - 36%, цинка - 8%. По содержанию цинка эти руды являются забалансовыми, и их можно рассматривать как самостоятельный однокомпонентный технологический сорт медных руд.

2. В интервале содержаний цинка от I до 3,3% выделяется группа классов с однородными дисперсиями. Количество руды здесь составляет 31%, меди - 4%, цинка - 27%.

Цинк имеет низкую дисперсию содержаний 0,02-0,03, медь - более высокую - 2,92-7,39.

Отношение цинк/медь равно 0,4-0,6. Руды с подобным отношением цинка к меди имеют низкие показатели обогащения.

3. Группа классов в интервале содержаний цинка от 3,3 до 8% характеризуется небольшими дисперсиями меди и цинка, низким коэффициентом корреляции и отношением цинк/медь равным 1,1-2,4.

Количество руды равно 11%, меди - 12%, цинка - 25%. Среднее содержание меди 2,64-3,37%, цинка - 3,7-6,46%. Эти руды можно обогащать без существенного усреднения.

4. В интервале 8-11% наблюдается довольно высокая дисперсия меди - 12,36. Количество руды равно 4%, меди - 7%, цинка - 13%. Среднее содержание меди - 4,63%, цинка - 8,9%. Отношение цинка к меди составляет 1,9.

5. В интервале 11-25 дисперсии меди и цинка умеренные (по цинку - 0,06-1,25, по меди - 2,27-3,55). Количество руды - 9,4%, меди - 5%, цинка - 28%. Характерно высокое отношение цинк/медь - до 9,5.

Связь между цинком и медью в пределах каждого класса довольно тесная - коэффициент корреляции колеблется от 0,23 до 1.

Таким образом, на основании анализа различных признаков классов относительно однородности, можно выделить определенные

группы содержаний компонентов, имеющие различные технологические признаки. Из этих групп, с учетом их обогатимости, можно выделить промышленные технологические сорта руд, с оптимальными показателями извлечения полезных компонентов, как основных, так и попутных, которые находятся в парагенетической связи с основными, что и входит в задачу комплексного использования сырья.

Из рассмотренных групп можно составить следующие технологические сорта.

1. Сорт медных руд, что позволит увеличить извлечение меди и сократить расход флотореагентов. Количество такой руды 51%.
2. Сорт медно-цинковых руд в интервале содержаний цинка от 3,3 до 8%, не требующий существенного усреднения и имеющий благоприятное соотношение цинка и меди. Количество руды 11%.
3. Сорт оставшейся части медно-цинковых руд с высокими и низкими содержаниями цинка, добычу которого необходимо тщательно планировать для достижения планового соотношения цинка и меди и их абсолютного содержания. Ввиду крайне неравномерного распределения компонентов в этих группах, руды следует тщательно усреднять. Количество неоднородных медно-цинковых руд составляет 38%, меди - 52%, цинка - 68%.

Следует заметить, что сорта медно-цинковых руд желательно складировать отдельно, для последующего планомерного составления сорта заданного качества. Отдельный склад нужен и для медных руд.

Проведенный анализ можно считать достаточным, если в рудах два полезных компонента. При наличии большего количества компонентов аналогичным методом следует анализировать возможность повышения извлечения и других компонентов. Несмотря на большой объем расчетов, эта задача легко решается с помощью линейного программирования.

По технико-экономическим расчетам, выполненным на основании экспериментальных исследований, при селективной добыче и обогащении только двух сортов - медных и медно-молибденовых руд - может быть получена дополнительная прибыль около 1 млн. рублей в год. Причем, технология добычи принималась без существенного усложнения - минимальная рабочая мощность по сортам руд на открытых работах составляла 6 м - половину высоты уступа.

В заключение отметим следующее.

1. Технологическую классификацию медноколчеданных руд (модель опробования) следует проводить по логарифмической шкале, так как она соответствует логнормальному распределению полезных компонентов и при выборе модуля R отражает технико-экономические требования к сырью.

2. Выделенные классы относительной однородности можно подвергнуть строгой статистической обработке, как частично упорядоченное множество, с целью характеристики качества руды, а также для выбора оптимальных режимов обогащения.

3. Требования к выделению технологических сортов на действующих предприятиях с изученным составом руд, должны состояться обогатителями в соответствии с теорией иерархических многоуровневых систем.

4. Качество сырья при добыче необходимо контролировать с помощью ядерно-геофизических методов, используя достоверные методы определения содержаний.

5. Обработку материалов по выделению технологических сортов руд следует производить с помощью ЭВМ.

6. Выбор ведущего компонента при усреднении руд должен основываться математическими расчетами и анализом статистических характеристик.

7. Селективная добыча и обогащение руд сложного состава дают значительный экономический эффект, оцениваемый миллионами рублей и способствуют комплексному использованию руд цветных металлов.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Абрамов А.А. Об автоматизации флотационного процесса. Тр. конференции, посвященной всеобъемлющему смотру достижений науки и техники обогащения полезных ископаемых, вып. I. Обогащение руд цветных и редких металлов, Ленинград, 1972.
2. Боголюбов Б.П., Грачев Ф.Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. "Недра", М., 1964.
3. Канторович Л.В., Горстко А.Б. Оптимальные решения в экономике. "Наука", М., 1972.
4. Колмогоров А.Н., Фомин С.Б. Элементы теории функций и функционального анализа. "Наука", М., 1968.
5. Ланге С., Банасинский А. Теория статистики. Статистика, М., 1971.
6. Месарович М., Мако Д., Такахара Н. Теория иерархических многоуровневых систем. "Мир", М., 1973.
7. Митрофанов С.И., Кузькин А.С., Иванова З.В. Резервы обогащения медных руд. "Цветные металлы", № 7, 1971.
8. Справочник по обогащению руд, том I. "Недра", М., 1972.
9. Цветметинформация. Повышение извлечения металлов и улучшение комплексности использования полиметаллических руд на обогатительных фабриках Алтая. 1973.

РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУД КАДЖАРАНСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ П. БЕЗ-ТХИДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

В директивах XXIV съезда КПСС по пятилетнему плану, в целях повышения эффективности производства, предусмотрено сократить потери сырья при его добыче и переработке, обеспечить более полное извлечение цветных металлов из руд и увеличить количество попутно извлекаемых компонентов.

Рациональное и комплексное использование рудного сырья определяется геологическими, технологическими и экономическими факторами, а также развитием технических средств. В горнодобывающих и перерабатывающих отраслях промышленности технический прогресс обеспечивает возможность вовлечения в переработку многих новых видов минерального сырья, а также сырья с пониженным содержанием полезных компонентов [1].

В институте "Армнипроцветмет" в течение ряда лет исследовались перспективы более полного использования руд Каджаранского месторождения за счет вовлечения в переработку балансовых смешанных руд и бедных внутриконтурных (забалансовых) руд^{х)}.

Было показано, что за период 1965-1969 гг. из отбитой горной массы, принимаемой за 100%, на переработку поступило в среднем 38% ее тоннажа, остальная масса выдавалась в отвал, в том числе до 6% балансовой смешанной руды (из-за высокой степени окисления), 17% забалансовой руды и 39% пустой породы. Выдаваемая в

х) Исследования проводились Г. Э. Кочиняном, А. Г. Казаряном, В. И. Луценко, А. А. Раганяном, С. Г. Вртанесяном, Г. Г. Шехяном с работниками Каджаранского комбината - А. Ч. Данеляном, А. М. Саакяном, В. А. Петросяном, Г. Г. Аветисяном.

отвал рудная часть, ввиду единого отвального хозяйства, разубожи- валась пустой породой и обесценивалась.

Экономический анализ потерь металлов при выдаче этих руд в отвал показал, что потерянная ценность за указанные 5 лет по извлекаемому количеству металлов составила 51,6 млн. рублей. Вместе с тем, выданные в отвал руды при совместной переработке с плано- вой рудой в единой шихте вполне отвечают требованиям промышленно- го минимума.

Сдвиг использование этих руд снизило бы содержание в шихте сульфидного молибдена. Следовательно, для получения тех же техни- ко-экономических показателей необходимо было бы соответственно увеличить объем переработки руды на обогатительной фабрике. Такая возможность появляется с расширением производственных мощностей комбината. При этом открытый способ добычи позволяет составлять требуемую рудную шихту [2].

Фактически же до ввода новых мощностей за 1970-1974 гг. переработка была увеличена на 7%, однако содержание общего молиб- дена в руде сохранялось на уровне 1969 г., т.е. продолжалась прак- тика отработки наиболее богатых сульфидных руд и выдачи в отвал части балансовых (смешанных) и всех забалансовых внутриконтурных руд.

Современный уровень развития техники и технологии переработ- ки руд и требования более полного использования рудных богатств диктуют необходимость более широкого подхода к решению задачи ра- ционального использования рудных запасов Каджаранского месторож- дения.

В настоящее время в институте "Армипроцветмет" геологичес- ким, горным, обогатительным и металлургическим отделами ведутся комплексные научные исследования в разрезе изыскания возможностей

использования руд Каджаранского месторождения на базе безотходной технологии.

Основные технологические исследования по увеличению выхода товарной руды из отбитой горной массы за счет использования внутриконтурных бедных руд [3,4] по выделению шламового продукта [5] и его самостоятельной переработке с получением глинозема и других химических продуктов [6,7] и по повышению извлечения металлов на фабрике [8] проводились ранее и ведутся "Армипроцветмет"См в настоящее время в рамках плановой тематики. Вопросы использования отвальных хвостов флотации для получения строительных материалов и изделий рассматриваются по разработкам Научно-исследовательского института камня и силикатов (НИКС).

Принципиальная схема переработки руд Каджаранского месторождения по безотходной технологии рассматривается в 4 аспектах:

I. Полного использования рудных запасов

С вовлечением в переработку бедных внутриконтурных руд в единой шихте с балансовыми рудами, выход товарной руды из отбитой горной массы увеличится с 38 до 61% [9]. Это приведет к уменьшению годового объема вскрыши на 600 тыс.кубометров, по плановому уровню 1974 г., при условии, что шихта состоит из 75% балансовых руд и 25% бедных.

Приведенная рудная шихта характеризуется пониженным содержанием сульфидного молибдена по отношению к уровню проектного пускового комплекса расширения комбината.

С вводом новых мощностей в 1976 году комбинат имеет реальную возможность перейти на переработку рудной шихты с использованием внутриконтурных бедных руд. Например, по отношению к уровню проектного пускового комплекса переработки балансовой руды с плановым содержанием сульфидного молибдена, для обеспечения планируе-

мого роста выпуска металлов необходимо повысить производительность при переработке шихты руд всего на 14%, что вполне обеспечено производственными возможностями комбината. При работе на такой шихте с указанной производительностью комбинат сохранит технико-экономические показатели по выпуску металлов, рентабельности и прибыли. Сосуществив переработку такой шихты, комбинат увеличит выход промышленной руды из отобранной горной массы на 25-27% и повысит использование запасов сульфидного молибдена на 15%, т.е. практически будет использован весь находящийся в недрах металл.

2. Новая технология переработки руды

Анализ вещественного состава руды Каджаранского месторождения показал, что в составе руды находится 17-20% каолина, который при промывке руды переходит в шламовый продукт с содержанием глинозема до 25% [10]. Из годовой переработки руды по уровню проектного пускового комплекса можно получить 230 тыс. тонн глинозема. По извлекаемой ценности глинозем в рудах Каджаранского месторождения стоит на втором месте после молибдена.

Например, если в переработанных в 1973 г. рудах извлекаемая ценность молибдена и меди составила соответственно 35 и 6,9 млн. руб., то извлекаемая ценность глинозема составляет 20,1 млн. руб.

Это диктует необходимость применения новой технологии переработки руды с выделением шламового продукта в самостоятельный цикл переработки.

Институтом "Армнипроцветмет" предложена схема переработки шламового продукта, включающая обжиг и соляно-кислотное выщелачивание железа, молибдена, меди и части алюминия с получением глинозема и с последующим обжигом силикатного остатка и получением из него искусственного нефелинового продукта, пригодного как для получения глинозема, так и стекломассы (авт.св. № 190366, выданное

С.Г.Вртанесяну в 1967 г.). Высказаны также и другие варианты схемы [11]. Однако эти схемы не доведены до полупромышленного испытания и проектной разработки. Поэтому институт продолжает изыскания новых гидрометаллургических схем переработки шламов, в том числе и для получения чистого каолина.

Схема выделения шламового продукта из руды имеет большое народно-хозяйственное значение для повышения производительности обогатительной фабрики также и на период до полной разработки и внедрения самостоятельной переработки шламов. Даже по одному этому фактору целесообразно ввести цикл обесшламливания руды в действующую схему обогатительной фабрики. При этом обесшламленная часть руды пройдет полный цикл обогащения с высокими технико-экономическими показателями, а шламовый продукт пройдет обособленный цикл коллективной флотации с направлением черногого медно-молибденового концентрата в цикл песковой флотации. В этом случае обводненные отвальные шламовые хвосты могут быть использованы для транспортировки обезвоженных хвостов песковой флотации в связи с организацией водооборота на обогатительной фабрике.

Реализация схемы обесшламливания руды дает возможность наращивать мощности по переработке руды на фабрике, необходимые для вовлечения в переработку указанных выше внутриконтурных бедных руд.

3. Комплексное использование перерабатываемой руды

В рудах Каджаранского месторождения содержится более 15 полезных компонентов, из них молибден, медь, рений, селен, теллур, золото, серебро извлекаются в молибденовые и медные концентраты и имеют промышленное значение [12,13]. Сера и железо в основном извлекаются в медный концентрат, и при его металлургическом переделе сера частично используется для получения серной кислоты, а

железо остается в стальных шлаках. Извлечение глинозема и висмута пока не производится, и они теряются при обогащении руд и в металлургическом переделе концентратов. Цинк, свинец, хром, галлий, стронций, германий и некоторые другие элементы, ввиду малого их содержания в концентратах, практического значения не имеют.

Важным фактором улучшения экономики предприятия является дальнейшее повышение извлечения ведущих и экономически значимых металлов.

Особого внимания заслуживает рений.

В лаборатории молибдена "Армнипроцветмет" разработана технология получения рения из молибденового концентрата [14]. По этой технологии в составе комплекса Каджаранского медно-молибденового комбината в городе Кафане строится завод по переработке молибденового концентрата. Извлечение рения в молибденовый концентрат составляет 80-82%, а извлечение рения из молибденового концентрата на заводе будет порядка 70-75% [15]. Комбинат получит больше рения в виде ценной товарной продукции, и удельный вес рения в общем объеме реализованной товарной продукции комбината составит более 5%.

Селен и теллур частично извлекаются из медно-электролитных шламов Алавердского горно-металлургического комбината. Расчеты показывают, что от извлечения селена и теллура Каджаранский комбинат получает дополнительный прирост.

Фактические данные свидетельствуют о неудовлетворительном использовании серы на Алавердском горно-металлургическом комбинате. Использование серы для производства серной кислоты за последние четыре года составило в среднем 32%, а железо целиком теряется в шлаках при металлургической переработке. Содержащаяся в медном концентрате за 1973 г. сера в стоимостном выражении

составила в среднем 1,17 млн.рублей, а фактически из него получено товарной продукции на 330 тыс.рублей.

При металлургической переработке также не организовано извлечение висмута в товарную продукцию. По содержанию в руде и по стоимостному выражению висмут занимает седьмое место, и ежегодно на Алавердский горно-металлургический комбинат в медном концентрате поступает 15-20 тонн висмута. Все это количество безвозвратно теряется в металлургическом переделе медного концентрата. Извлечение висмута на Алавердском комбинате дало бы ежегодно 220 тыс. руб. дополнительной реализации.

Практическое осуществление извлечения рения, селена, теллура, висмута и повышение использования серы в металлургическом переделе увеличит реализацию Каджаранского комбината на 8 миллионов рублей ежегодно. В этом случае извлекаемая ценность одной тонны Каджаранской руды повысится с 7 рублей 57 копеек (по уровню 1973 г.) до 7 рублей 87 копеек.

Использование глинозема в вышеуказанном шлаковом продукте доведет извлекаемую ценность одной тонны руды до 11 руб.70 коп., что подчеркивает важность этой задачи.

4. Использование флотационных хвостов

В схеме рационального использования рудных запасов Каджаранского месторождения большое значение приобретает переработка хвостов флотации на нужные народному хозяйству строительные материалы и изделия [16].

Научно-исследовательский институт камня и силикатов изучил возможность использования флотационных хвостов с организацией производства силикатных блоков, панелей, газосиликатных изделий, стекловолокна, стеклопластики, стекловаты, мешкогары, кислотоупорного кирпича, каменных наполнителей и порошков, железобетонных

изделий для нужд сельского хозяйства, рудничных и магистральных шпал и многих других нужных народному хозяйству материалов. Укрупненные расчеты, составленные исходя из установленных оптовых цен на единицу продукции и удельных капиталовложений, показывают высокую эффективность такого производства.

Капитальные затраты на строительство восьми заводов по переработке хвостов Каджаранской фабрики окупаются менее чем за один год. При общих затратах на капитальное строительство в 146 млн. рублей годовая реализация составит 216 млн. рублей.

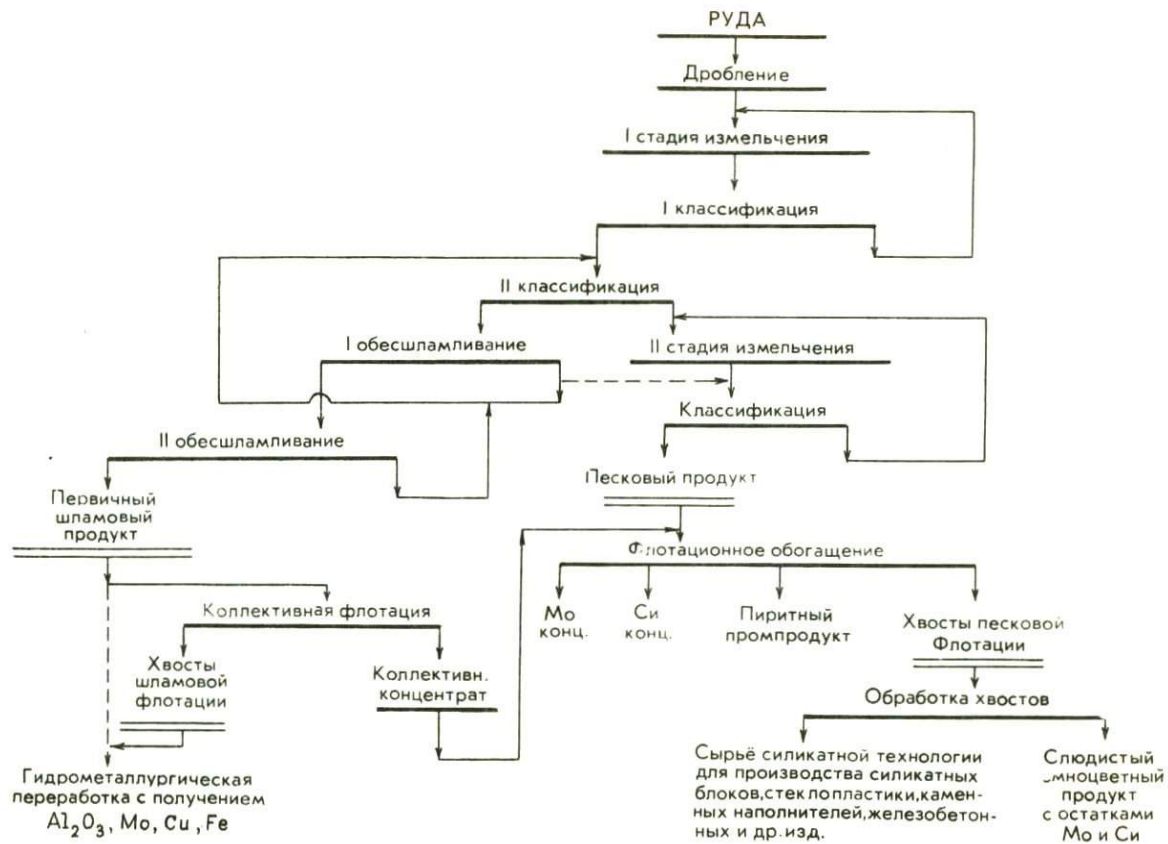
На приведенной общей принципиальной схеме рационального использования руд Каджаранского месторождения по безотходной технологии показаны основные циклы переработки руды и отходов:

- а) выделение шламового продукта в цикле измельчения руды;
- б) переработка шламового продукта с извлечением содержащихся в нем металлов и глинозема;
- в) флотация песковой части руды с получением молибденового и медного концентратов;
- г) переработка флотационных хвостов на строительные материалы и изделия.

Таким образом, принципиальная схема предусматривает переработку Каджаранской руды по безотходной технологии.

Расчеты по использованию флотационных хвостов выполнены на объем переработки 1973 г. В связи с расширением комбината следует более детально изучить потребность Республики и Закавказья в стройматериалах и изделиях с целью использования всего объема хвостов флотации.

При условии полного использования флотационных хвостов, извлекаемая ценность одной тонны Каджаранской руды составит 23 руб. т.е. вырастет против уровня 1973 г. в 3 раза.



Принципиальная схема рационального использования руды по безотходной технологии

Следует отметить, что Каджаранский комбинат все годы своего существования работает с высокой рентабельностью. Затраты на один рубль товарной продукции за 1971-1973 годы в среднем составили 49 копеек; прибыль предприятия в среднем за эти же годы составила 51 процент к общей реализации.

Однако наряду с этим, как это было показано выше, потенциальная извлекаемая ценность Каджаранской руды значительно выше используемого уровня и ставится задача более полного и рационального использования рудных богатств этого крупнейшего в Союзе месторождения.

Прежде всего необходимо уже с 1976 года, т.е. после ввода новых мощностей на комбинате, запланировать комбинату переработку шихты с использованием всех внутриконтурных бедных руд. При этом без увеличения общего объема добычных работ на карьере увеличится выход товарной руды из отбитой горной массы и соответственно сократится вскрыша (дайки, наносы) со значительным увеличением срока службы существующего отвального хозяйства.

Это позволит использовать весь геологически учтенный запас металлов на месторождении. Такое увеличение объема выдачи товарной руды равносильно вводу в эксплуатацию без новых капитальных затрат месторождения с годовой производительностью более 5 миллионов тонн переработки медно-молибденовой руды с обеспеченными запасами на долгие годы эксплуатации.

Организационной основой для вовлечения в переработку бедных руд является планирование и учет содержания молибдена в руде и его извлечения в товарный концентрат по сульфидной части металла. Научными исследованиями и практикой работы фабрики доказано, что окисленный молибден, сорбционно связанный с лимонитом и каолинитом, не извлекается в схеме флотации руды. Окисленные формы молиб-

дена и меди могут быть эффективно извлечены из шламового продукта при его самостоятельной гидрометаллургической переработке.

Перевод комбината на планирование по сульфидному молибдену необходим по следующим соображениям. Средняя степень окисления молибдена в бедных рудах составляет порядка 20%. При их использовании в смеси с балансовыми сульфидными рудами средняя степень окисления молибдена в шихте составит 8-10%, и эта шихта является кондиционной рудой для переработки. При учете же по объему молибдену извлечение металла из этой шихты составит 76%, что ниже планового, поэтому такую руду не будут принимать в переработку.

Следовательно, все бедные руды будут выданы в отвал только в результате неправильного подхода к планированию. Так как единственной извлекаемой формой металла является сульфидный молибден (молибденит), то планирование по сульфидному металлу обеспечит полное использование бедных руд в шихте с извлечением сульфидного молибдена порядка 97%. Форма планирования и учета работы Каджаранского комбината по сульфидному молибдену обоснована, и ее необходимо узаконить планом начиная с 1976 г.

С целью более полного использования извлекаемой ценности руды необходимо форсировать научно-исследовательские и опытно-промышленные работы по разработке новой комбинированной гидрометаллургической схемы получения глинозема из шламового продукта, выделяемого из руды перед ее измельчением. Даже до полной разработки и внедрения новой технологии целесообразно приступить к выделению на Каджаранской фабрике шламового продукта с пуском мельниц самоизмельчения типа "Каскад" (т.е. с 1976-1977 гг.). Это приведет к увеличению производительности действующей фабрики на 15%, а такая дополнительная мощность нужна для увеличения объема переработки бедных руд, вовлекаемых в шихту. В этом случае из шламо-

вого продукта будут выфлотированы молибден и медь.

Использование ствальных флотационных хвостов не является вопросом далекой перспективы. Эту задачу необходимо постепенно осуществлять, начиная с новой пятилетки.

Следует уточнить потребность республики и Закавказья в стройматериалах и изделиях, которые могут быть получены переработкой флотационных хвостов. Следует также уточнить возможность улучшения состава хвостов в качестве силикатного сырья для разных видов производства. Для практического решения этих вопросов целесообразно составить сводное технико-экономическое обоснование переработки хвостов на продукты силикатной технологии.

Таким образом, рациональное использование руд Каджаранского месторождения по безотходной технологии даст возможность полного использования рудных запасов месторождения и создаст серию взаимосвязанных высокопроизводительных и рентабельных технологических циклов производства с получением многих видов продукции, необходимой народному хозяйству.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Мовсисян С.А. Проблемы комплексного использования рудного сырья в республике. "Промышленность Армении", № 9, 1969.
2. Саакян А.М. Преимущества отработки руд Каджаранского месторождения открытым способом. "Промышленность Армении", № 1, 1960.
3. Луценко В.И., Данелян А.Н. Геолого-технологическая типизация руд Каджаранского месторождения. Труды совещания 1964 года в Ереване по комплексному использованию медно-молибденовых руд. Изд. "Айастан", Ереван, 1970.
4. Луценко В.И., Данелян А.Н. Проблема использования смешанных руд Каджаранского месторождения. Научные труды ИГиМС, вып. 8. Ереван, 1969.

5. Луценко В.И., Рагаян А.А. Схемы обогащения медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения, рекомендуемые для расширения комбината. Труды совещания 1964 года в г.Ереване по комплексному использованию медно-молибденовых руд. Изд. "Айастан", Ереван, 1970.
6. Луценко В.И., Вртанесян С.Г. Обоснование схемы комплексной переработки смешанных медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения. "Цветные металлы", № 4, 1964.
7. Вртанесян С.Г., Луценко В.И., Рагаян А.А. Вовлечь в комплексную переработку смешанные руды Каджарана. "Промышленность Армении", № 6, 1964.
8. Рагаян А.А., Луценко В.И., Рабинович М.П., Шмелев В.К., Аджамян А.С., Тагворян К.Т. Новые технологические решения для повышения извлечения металлов на Каджаранской обогатительной фабрике. Доклад на совещании по комплексному использованию сырья. Ереван, ноябрь, 1974.
9. Кочинян Г.Е., Шамцян Ф.Г., Амазаспян Г.С., Руднева Л.Д. Об эффективности использования руд Каджаранского месторождения. Научные сообщения Арзнипроцветмета, вып.1, 1972.
10. Казарян А.Г., Луценко В.И., Амирбекян Э.Г., Аюпян А.Г. О первичных шламах сульфидных и смешанных руд Каджаранского месторождения. ДАН Арм.ССР, том 46, № 3, 1968.
11. Аюпян С.М. Каджаранской руде комплексную переработку. "Промышленность Армении", № 7, 1972.
12. Луценко В.И., Акмаева С.С. О балансе распределения рассеянных металлов в продуктах обогащения. ДАН Арм.ССР, том 30, № 2, 1960.
13. Акмаева С.С., Карамян К.А. К методике определения редких и рассеянных элементов в медно-молибденовых рудах Армянской ССР. ДАН Арм.ССР, том 51, № 3, 1970.
14. Гукасян Э.Г., Айрапетян Г.М., Мусобяджян М.М. Способ улавливания рения из газов. Авт. свид. СССР № 175234, Бюллетень изобр. №10, 1965.
15. Гукасян Э.Г., Арустамян Р.К. К вопросу доизвлечения рения из продуктов переработки молибденовых концентратов. Научные сообщения Арзнипроцветмета, вып.2 (10), 1974.
16. Магакьян И.Г. Комплексное использование минеральных ресурсов Армении. "Промышленность Армении", № 5, 1974.

Г.И.АРШАНИКОВ, А.В.МАКСИМОВ

УНИПРОМЕДЬ

В.А.БОЧАРОВ, Л.Я.ШУБОВ

ПРИЦЕТИМЕТ

Р.М.ГУСАРОВ, Г.А.ПРИМЕНКО, А.Ф.ГОЛОВ, А.К.КАСИН

ГАЙСКИЙ ЦК

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД
В НАПРАВЛЕНИИ КОМПЛЕКСНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
СЫРЬЯ НА ГАЙСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

На Гайскую обогатительную фабрику поступают руды двух типов: вкрапленные медные и медно-цинковые руды и сплошные колчеданные медные и медно-цинковые руды.

Руды Гайского месторождения содержат цинк, серу, железо, кадмий, золото, а также редкие и рассеянные элементы.

Основные элементы образуют в руде самостоятельные скопления и выделяются в одноименные концентраты при обогащении. Содержание редких и рассеянных элементов в продуктах обогащения незначительное, т.к. они в основном ассоциируют с пиритом.

Характерной особенностью медных и медно-цинковых руд Гайского месторождения является сложность вещественного состава, наличие большого количества сульфатной меди, доходящей в отдельных типах руд до 20-24% (отн.); содержание вторичных сульфидов меди колеблется в широких пределах от 10 до 40%.

Минералогическим анализом установлено, что самостоятельных минералов редкие и рассеянные элементы не образуют, что обуславливает невозможность выделения их в одноименные концентраты.

Проблема комплексности использования сырья в цикле обогащения сводится к проблеме повышения извлечения основных минералов

и уменьшения потерь их в хвостах.

Сотрудниками институтов "Тинпромедь", "Тинцветмет", работниками Гайского горно-обогатительного комбината разработана программа проведения исследований и внедрений разработанных в институтах мероприятий, направленных на повышение комплексности использования всех перерабатываемых на фабрике сортов медных и медно-цинковых руд.

Комплексное использование сырья начинается с добычи. Для этой цели на карьерах проведен поуступный подсчет запасов с выделением всех технологических сортов руд: медно-цинковые разделяют на два сорта в зависимости от соотношения меди и цинка, а медные — по содержанию сульфатов — на сульфатную медную (содержание сульфатной меди более 6%) и сульфидную (менее 6% сульфатной меди). Предварительное разделение сортов производят по данным эксплуатационно-разведочных работ, окончательное — по данным опробования буро-взрывных скважин.

Несмотря на введение добычи руд по сортам, колебания вещественного состава руды, поступающей на фабрику, значительны. Усреднение руды начинается с карьера, где организовано несколько отвалов различных типов руд.

Усреднение руды на фабрике осуществляется во время ее разгрузки в приемный бункер (последовательная разгрузка машин) и в основном на складе усреднения с помощью машины "Рудоусреднитель IX". Усреднение руды в карьерах и на фабрике позволило сократить колебания содержания полезных компонентов в руде, что благоприятно повлияло на процесс флотации. Отклонения содержания меди в руде от среднего уровня снизились с 5% до 10-15% (отн.).

Переработка каждого типа руды на обогатительной фабрике производится по схеме, учитывающей его технологические особенности.

Медные сплошные колчеданные руды перерабатываются по схеме прямой селективной флотации с получением медного и пиритного концентратов. Схема включает следующие основные операции: измельчение с контрольной классификацией руды до крупности 90-92% кл. - 74 м км, медную флотацию в щелочной среде (сод. св. СаС - 300-400 г/м³ жидкой фазы), перечистки медного концентрата и промпродуктового цикла (хвосты I-ой медной перечистки и концентрат контрольной медной флотации измельчаются и перерабатываются в отдельном цикле).

Вкрапленные медные руды перерабатываются с получением медного концентрата, кварцевых и пиритсодержащих хвостов по схеме, отличающейся от предыдущей тем, что перед медной флотацией проводится коллективная сульфидная флотация при измельчении руды до крупности 65-70% кл. - 74 м км.

Сплошные колчеданные медно-цинковые руды 5-ой залежи перерабатываются на II-й секции обогащательной фабрики. Характерной особенностью этих руд является наличие большого количества сульфатной и вторичной меди, а также весьма тонкая, доходящая до эмульсионной, вкрапленность сульфидов друг в друга, требующая для их раскрытия очень тонкого измельчения. Содержание вторичной и сульфатной меди с увеличением глубины выработки в карьере уменьшается. Так, если в 1970 году содержание сульфатной меди доходило до 4-5%, то в настоящее время оно редко превышает 1,0-1,2%. Количество вторичной меди снизилось с 40-45% до 15-20%.

Первоначально эти руды перерабатывались по схеме прямой селективной флотации, включающей следующие операции: измельчение руды до крупности 90-92% кл. - 74 м км при I щелочности 50-80 гр. св. СаС на 1 м³ жидкой фазы, медный цикл флотации с доизмельчением грубого медного концентрата и трехкратной перечисткой грубого цинкового концентрата. Наличие большого количества сульфатной и

вторичной меди в руде и особенно значительные колебания в их содержании не всегда позволяли выдерживать стабильно щелочность в ходе процесса, являющейся основным технологическим параметром в цикле селекции медных и цинковых минералов.

С середины 1972 г. на фабрике была внедрена коллективно-селективная схема флотации с получением цинкового концентрата в виде камерного продукта. Первоначально схема включала в себя следующие операции: измельчение руды до 90% кл. -74 м км, коллективную медно-цинковую флотацию, десорбцию, сгущение, доизмельчение и селекцию медно-цинкового концентрата с получением медного концентрата пенным продуктом и цинкового концентрата камерным продуктом.

В дальнейшем усовершенствование схемы и режима флотации велось в следующих направлениях:

I. Выбор условий десорбции коллективного концентрата. Десорбция коллективного концентрата осуществляется сернистым натрием и активизированным углем. Найдено, что оптимальная плотность пульпы при десорбции должна быть не менее 40%. Снижение плотности приводит к увеличению расхода сернистого натрия (40-50%) и снижению извлечения цинка. Минимальная продолжительность контакта с сернистым натрием - 20 мин. Дальнейшее пребывание коллективного концентрата в контакте с сернистым натрием - 26-18 часов (например в сгустителе для отмывки) улучшает результаты разделения, стабилизирует процесс. Повышение содержания вторичных сульфидов в руде вызывает необходимость увеличения времени нахождения коллективного концентрата в сгустителе до 24 часов и более (по лабораторным данным).

Выдерживание коллективного концентрата в среде сернистого натрия позволяет не только стабилизировать операцию разделения, но и снизить расход сернистого натрия. В этом случае минимальные потери цинка в медном концентрате достигаются при остаточной концент-

рации сернистого натрия 400 мг/л, а в случае разделения сразу после десорбции - 800 мг/л.

2. Экспериментальное определение точки подачи в процессе медно-пиритной флотации промпродуктов селективного цикла. Хвосты первой перемычки медного концентрата, представленные в основном свободными зернами сульфидов, целесообразно подавать в цикл доизмельчения коллективного концентрата (для обдирки поверхности минералов) или непосредственно в цикл медной флотации. Возвращение этого продукта через операции десорбции, сгущения приводит к увеличению расхода сернистого натрия и цинкового купороса, а также к подавлению флотации меди.

Раздельная доводка хвостов первой перемычки медного концентрата позволяет в некоторых случаях получать готовый цинковый концентрат в камерном продукте. Однако проблема выделения и доводки промпродуктов, представленных в значительной части пиритом, который разубоживает медный и цинковый концентраты, пока не решена.

3. Организация раздельной доводки промпродуктов коллективного цикла, предусматривающая их доизмельчение и флотацию с получением в камерном продукте готового пиритного концентрата.

Необходимость организации этой операции во многом обусловлена низкой эффективностью перемычек коллективного концентрата в условиях применения оборотных вод и накоплением сфалерита в хвостах первой перемычки. Кроме того, в случае доизмельчения коллективного концентрата значительная часть сфалерита переизмельчалась и с хвостами первой перемычки коллективного концентрата возвращалась в голову коллективного цикла, увеличивая потери с отвальными хвостами. Раздельная доводка промпродукта с исключением операции доизмельчения коллективного концентрата позво-

лила сократить потери цинка в хвостах коллективной флотации на 4-5%, улучшить качество коллективного концентрата и на 20-25% увеличить выпуск готового пиритного концентрата, без каких-либо затрат на пиритную флотацию.

Внедрение вышеперечисленных мероприятий позволило значительно повысить извлечение меди и цинка в одноименные концентраты. Однако следует отметить, что качество медных и цинковых концентратов остается еще низким, а потери цинка в медном концентрате достаточно высокими (до 30%).

Анализ кинетики меди и цинка в коллективном цикле флотации показал, что активная флотация цинка начинается после того, как значительная часть меди уже сфлотирована. Кроме того, в настоящее время на фабрику поступает медно-цинковая руда, в которой цинк слабо активирован, а содержание сульфатной и окисленной меди в руде не превышает I, I-I, 2%.

В связи с этим в лаборатории была разработана схема коллективно-селективной флотации, которая позволяет выделить в голове процесса до 50-55% меди в готовый медный концентрат с минимальными потерями в нем цинка.

Во втором квартале 1974 г. эта схема была смонтирована на фабрике. Она включает следующие операции: измельчение перед флотацией до 80-85% кл. -74 м км, селективную медную флотацию, перемешивания концентрата, основную и контрольную коллективную флотацию с перемешиваниями коллективного концентрата, промпродуктовый цикл, десорбцию и сгущение коллективного концентрата, селекцию коллективного концентрата с доизмельчением его перед селекцией. Технологический режим претерпел изменения, а именно: измельчение перед медной флотацией ведется при щелочности 50-70 г.св. СаО на I м³ жидкой фазы. В измельчение подается 100 р/т сернистого

натрия, добавляется в I-ую перемешку медного концентрата.

После трехкратной перемешки грубого медного концентрата, как показали испытания схемы в августе и сентябре месяце, получается медный концентрат с содержанием меди 23-25% при извлечении 50-55%. Потери цинка не превышают 10-12%.

Внедрение этой схемы позволит наряду со снижением на 30-40% расходов в сернистого натрия и цинкового купороса, повысить качество медного концентрата и извлечение цинка в цинковый концентрат.

Медный концентрат содержит в среднем 4-5% цинка. Лабораторными опытами доказана возможность обесцинкования медного концентрата после доизмельчения с получением медно-цинкового промежуточного продукта, который можно затем разделить на медный и цинковый концентраты. Разработанная схема обесцинкования будет в ближайшее время внедряться на фабрике. Она позволит повысить качество медного концентрата и снизит потери цинка в нем на 4-5%.

Помимо разработки и внедрения мероприятий, направленных на повышение извлечения основных элементов (т.е. меди и цинка), проводятся исследования с целью повышения извлечения золота и серы.

Исследованиями Северокавказского горно-металлургического института доказана возможность повышения извлечения золота за счет выделения в цикле измельчения первой генерации пирита с повышенным его содержанием.

Схема включает гидроциклонирование песков разгрузки мельницы третьей стадии рудного измельчения в короткоконусных гидроциклонах с доводкой песков гидроциклонов на концентрационных столах. Внедрение этой схемы на фабрике позволит повысить извлечение золота.

В соответствии с программой работ по повышению комплексного использования руд, перерабатываемых на фабрике, были проведены

исследования по разработке технологической схемы и режима, обеспечивающих получение качественного пиритного концентрата и значительное повышение извлечения серы.

Пиритный концентрат на фабрике получают в настоящее время непосредственно из пиритсодержащих продуктов. При низком содержании серы применяется гидроциклонирование. Существующая технология не обеспечивает получение качественного пиритного концентрата, а использование гидроциклонов приводит к большим (30-40%) потерям серы.

В лаборатории комбината проведены исследования с целью изыскания дешевых и нетоксичных модификаторов. Активной флотации пирита требуется снижение pH среды с 12,5 (pH пиритсодержащих хвостов в настоящее время) до 6,5-7,5. Для снижения щелочности перед пиритной флотацией были испытаны следующие модификаторы: серная кислота, железный купорос, кислые шахтные воды, отходящие дымовые газы, содержащие углекислоту, сода и др. реагенты.

Из испытанных модификаторов наиболее экономичными в условиях Гайской обогатительной фабрики оказались кислые шахтные воды и углекислотносодержащие газы цеха обжига известняка или ТЭЦ. Следует отметить, что результаты опытов флотации пирита с использованием различных модификаторов сопоставимы как по извлечению серы в пиритный концентрат, так и по содержанию серы в нем.

В настоящее время ведется проектная проработка и монтаж схемы пиритной флотации, внедрение которой на фабрике позволит значительно повысить извлечение серы в пиритный концентрат при повышении его качества.

С 1973 г. на обогатительную фабрику стали поступать вкрапленные медно-цинковые руды, которые вначале перерабатывались с получением только медного и пиритного концентратов, цинк полностью

терялся с медным концентратом. В лабораторных условиях была разработана схема переработки этих руд с получением цинкового концентрата. Отличительной особенностью разработанной схемы от применяемой на фабрике для обогащения сплошных медно-цинковых руд 5-ой залежи является введение операции коллективной медно-цинковой флотации из коллективного медно-цинково-пиритного концентрата. В настоящее время вкрапленные медно-цинковые руды 3-ей залежи перерабатываются на первой секции фабрики с получением коллективного медно-цинкового концентрата, который подвергается селекции совместно с коллективным концентратом, полученным на второй секции из сплошных медно-цинковых руд 5-ой залежи.

Для изучения потерь ценных компонентов при обогащении медных и медно-цинковых руд Гайского месторождения был проведен анализ распределения их по продуктам обогащения. Исследованиями установлены следующие особенности в распределении некоторых редких элементов, содержащихся в продуктах обогащения медно-цинковых руд 5-ой залежи:

кадмий, ассоциированный в основном со сфалеритом, извлекается в медный концентрат на 20,67% и в цинковый на 46,00%. Основные потери его с хвостами коллективной флотации приходятся на тонкие (-20 м км) классы;

индий извлекается в медный концентрат на 53,75% и в цинковый на 19,46%, но содержание его в концентратах очень низкое;

галлий и теллур извлекаются в медный концентрат лишь на 15,8 и 12,1%, а в цинковый концентрат всего 4,6% и 1,94% (соответственно). Потери медных минералов в стальных хвостах представлены как сростками, так и свободными зернами (примерно по 50%), при этом халькопирит, основной медный минерал, теряется преимущественно в виде затеков и каямок в пирите; потери сфалерита преобладает в виде единичных зерен (на 70%).

Сфалерит в медном концентрате теряется в основном в виде свободных зерен (70% всех потерь), 30% потерь приходится на сростки (в основном с халькопиритом); преобладание сфалерита в виде свободных зерен вызывает необходимость применения операции обесцинкования медных концентратов.

Наличие очень тонкого взаимопрорастания медных и цинковых минералов и их сростков с пиритом обуславливает потери как меди, так и цинка в продуктах обогащения.

На основании изучения вещественного состава руд продуктов обогащения, анализа причин потерь ценных компонентов при обогащении медных и медно-цинковых руд и исследований намечены следующие направления повышения комплексности использования руд Гайского месторождения:

1. Переработка всех медно-цинковых руд по схемам с извлечением цинка.
2. Внедрение селективно-коллективно-селективной схемы флотации сплошных медно-цинковых и вкрапленных медно-цинковых руд.
3. Совершенствование схем измельчения и классификации руд, предусматривающих снижение потерь металлов в отвальных хвостах и разноименных концентратах за счет снижения переизмельчения и повышения степени раскрытия сростков.
4. Обесцинкование медных концентратов и разработка схем выделения медно-цинковых промпродуктов.
5. Совершенствование реагентного режима в цикле десорбции и разделения коллективного концентрата.
6. Спытно-промышленные испытания по выделению генерации пирита с повышением содержания золота.
7. Перефлотация пиритсодержащих хвостов с использованием

нетоксичных и эффективных модификаторов для повышения извлечения пирита в готовый пиритный концентрат.

Реализация этих направлений позволит значительно повысить комплексность использования сырья.

О СОСТОЯНИИ КОМПЛЕКСНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РУД
НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ КАЗАХСТАНА

Как правило, все месторождения полезных ископаемых Казахстана являются комплексными, так как содержат не только основные, но и сопутствующие компоненты. Особое место с точки зрения комплексности занимают месторождения цветных металлов. Под комплексным использованием минерального сырья в широком смысле понимается максимальное извлечение не только основных и сопутствующих компонентов, но и породных минералов.

Известно, что актуальность этого вопроса в последнее время возрастает в связи со следующими обстоятельствами:

- с постоянно растущим спросом на цветные и редкие металлы различных отраслей хозяйства, особенно со стороны таких новых отраслей науки и техники как электротехническая промышленность, космическая техника, авиа- и ракетостроение, электронная техника, атомная промышленность, плазменная и лазерная техника и т.д.;

- с постоянно снижаемым содержанием основных компонентов в добываемых рудах. Снижение содержания меди в добываемых рудах показано в табл. I. В связи с этим для выплавки 1 т меди необходимо добыть и переработать не 40 т руды, как в начале 1900-х годов, а 180-200 т (данные 1966-69 гг.)

Таблица I

Изменение содержания меди в добываемых рудах, %, по годам

	1880	1902	1906- 1910	1911- 1920	1921- 1940	1941- 1950	1951- 1956	1957- 1969
Содержание меди	3,0	2,7	2,1	1,7	1,6	1,0	0,8	0,6

- с дальнейшим техническим прогрессом как при добыче, так и при обогащении руд цветных металлов (обогащение в тяжелых суспензиях, рудное самоизмельчение, многостадийные схемы измельчения с межстадийной флотацией, новые флотационные реагенты, новые эффективные методы разделения коллективных концентратов, раздельное кондиционирование и флотация песков и шламов, различное новое оборудование, применение гидрометаллургических приемов при обогащении и т.д.);

- с вовлечением в переработку окисленных и смешанных руд, плохо поддающихся обычным методам флотационного обогащения; в некоторых случаях возникла необходимость использования принципиально новых источников сырья, в том числе растворов подземного выщелачивания, а в перспективе - и вод мирового океана;

- с проводимой КПСС и Советским Правительством политикой экономического планирования и стимулирования всех отраслей народного хозяйства, а также с вопросами цен и ценообразования.

В принятом недавно Постановлении Центрального Комитета КПСС "О работе партийных организаций Усть-Каменогорского свинцово-цинкового и Балхашского горно-металлургического комбинатов по мобилизации коллективов на достижение высоких показателей по комплексному использованию рудного сырья" отмечается, что более полное и комплексное использование сырья является важнейшим фактором расширения ресурсов для производства цветных металлов и сокращения затрат на единицу выпускаемой продукции. Комплексная переработка сырья на этих предприятиях позволяет наряду с основными компонентами извлекать и другие, реализация которых составляет почти четвертую часть объема товарной продукции и обеспечивает Балхашскому комбинату около одной трети, а Усть-Каменогорскому более половины всей прибыли.

основная (до 75%) потеря ценности на обогатительных фабриках происходит за счет перехода редких металлов в хвосты обогащения.

В настоящее время все элементы, содержащиеся в руде, извлекаются в 13 видах относительно селективных концентратов и товарных продуктов: медный, свинцовый, цинковый, баритовый, пиритный, оловянный, танталовый, висмутовый, вольфрамовый, молибденовый концентраты, золото содержащие пески и золото в полупродуктах, легкая фракция как товарный продукт после обогащения руды в тяжелых суспензиях. Значительная часть полезных компонентов остается в хвостах обогащения и сбрасывается в отвалы и хвостохранилища.

Объем продукции, пригодной для дальнейшей металлургической переработки, составляет всего 6,9% от общего объема добытого из недр и переработанного на обогатительных фабриках сырья. Коэффициент комплексности использования сырья по стоимостной оценке всех составляющих рудных компонентов определить не представляется возможным, так как на предприятиях ведется учет извлечения только основных металлов, содержащихся в руде.

Ориентировочные расчеты показывают, что комплексность использования сырья на стадии обогащения по всем составляющим руду компонентам не превышает 5%. Коэффициент комплексности, рассчитанный по 12 компонентам (*Cu, Pb, Zn, Mo, Ta, W, Bi, Cd, Au, Ag, Ba*) в целом по МЦМ КазССР за 1972 год составил 81,1%, за 1973 г. - 81,4%.

Коэффициент комплексности использования сырья за 1973 г. по подотраслям цветной металлургии Казахстана по переделу обогащения составил: по медной - 89,3% (по компонентам - медь, свинец, молибден, золото и серебро); по свинцово-цинковой - 77,6% (по всем компонентам), по редкометаллической - 69,2%, по золотодобывающей - 30,4%.

На отдельных обогатительных фабриках коэффициент комплексно-

сти колеблется от 81,7% (на Зыряновской фабрике) до 55,0% (на Майнаинской).

Среднее извлечение по перечисленным выше металлам в целом по МЦМ КазССР за 1973 г. составило 70,84%.

Потери ценных компонентов при обогащении идут по двум каналам: 1) с отвальными хвостами за счет недоизвлечения и 2) в разноименных концентратах за счет неудовлетворительной селекции минералов, причем, потери с отвальными хвостами преобладают (табл.2). Из таблицы видно, что потери свинца и цинка в разноименных концентратах очень велики, их снижение является одним из основных путей повышения комплексности использования сырья.

Высокие потери ценных компонентов с отвальными хвостами не дают возможности использовать этот продукт в качестве строительного материала или для других целей, они складываются и хранятся как сырье для получения цветных и редких металлов в будущем по мере совершенствования технологии.

Таблица 2

Потери металлов при обогащении на фабриках МЦМ КазССР за 1973 г.

	М е т а л л ы									
	медь	сви- нец	цинк	мо- либ- ден	вис- мут	оло- во	воль- фрам	тан- тал	зо- ло- то	се- ре- бро
Всего потерь	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Потери с от- вальными хвостами и стоками	76	61	54	81	90	92	99,5	89	96	95
Потери в раз- ноименных концентратах и продуктах	24	39	46	19	10	8	0,5	11	4	5

Хранение громадных объемов стальных хвостов связано со значительными затратами и, кроме того, вызывает загрязнение водоемов, почвы и атмосферы. Следует отметить, что даже на данном этапе некоторые фабрики (в частности, Кентауская) используют часть хвостов для закладки выработанного пространства. Экономическая целесообразность данного мероприятия для Кентауской фабрики сомнительна, так как в хвостах содержится более 9 г/т серебра.

Из приведенных показателей видно, что комплексность использования сырья по объему добытой рудной массы не превышает 7%; по стоимостной оценке всех содержащихся в руде компонентов не более 50%; по основным извлекаемым компонентам 81-82%; по среднему извлечению основных компонентов около 70%.

Все эти показатели недостаточно полно отражают комплексность использования сырья, и впредь, до разработки более совершенной методики, оценку комплексности использования сырья следует давать, по нашему мнению, по количеству извлекаемых ценных компонентов, содержащихся в рудах, и по степени извлечения этих компонентов.

По подотраслям цветной металлургии Казахской ССР комплексность использования сырья характеризуется нижеприведенными показателями.

Обогащение медных руд

На обогатительных фабриках медной подотрасли перерабатываются руды, содержащие: медь, свинец, молибден, серу, золото, серебро, рений и другие редкие и рассеянные элементы. На предприятиях учет распределения и отчетность ведутся по 6 компонентам: меди, свинцу, молибдену, золоту, серебру и рению. Извлечение и учет распределения остальных компонентов не стимулируются.

Степень извлечения учитываемых в балансе металлов характе-

риазуется следующими показателями:

Таблица 3

№ п/п	Извлекаемые металлы	Извлечение в %		
		1971 г.	1972 г.	1973 г.
1	М е д ь	30,54	89,94	89,76
2	С в и н е ц	64,34	61,41	66,06
3	М о л и б д е н	53,0	53,20	48,17
4	З о л о т о	нет данных	76,10	81,62
5	С е р е б р о	92,22	92,09	92,52

Из приведенных в таблице данных видно, что в медной подотрасли количество извлекаемых компонентов из руд в 1973 г. по сравнению с 1971 г. не увеличилось.

Повысилось по сравнению с 1971 г. извлечение свинца и серебра, а по остальным металлам извлечение снизилось.

Обогащение полиметаллических руд

На фабриках свинцово-цинковой подотрасли перерабатываются руды, содержащие: медь, свинец, цинк, золото, серебро, барит, кадмий, селен, теллур, индий, галлий и другие редкие и рассеянные элементы.

Учет распределения и отчетность ведутся по 7 компонентам, в том числе по кадмию, баланс по которому составляется только на Майкаинской фабрике.

Степень извлечения учитываемых в балансах металлов характеризуется следующими показателями (табл.4).

Извлечение увеличилось за рассматриваемый период по трем из 6 металлов (меди, свинцу и серебру) и снизилось по цинку, золоту и бариту.

Таблица 4

№ п/п	Металлы	Извлечение, %		
		1971 г.	1972 г.	1973 г.
1	М е д ь	71,14	73,17	75,24
2	С в и н е ц	79,21	79,92	80,10
3	Ц и н к	82,10	81,80	82,08
4	З о л о т о	76,43	75,43	75,17
5	С е р е б р о	72,14	72,49	72,25
6	Б а р и т	68,48	58,92	60,16

Из редкометалльных руд извлекаются тантал, молибден, олово, висмут, вольфрам. Показатели, характеризующие извлечение этих металлов, приведены в таблице 5.

Таблица 5

№ п/п	Извлекаемые металлы	Извлечение, %		
		1971 г.	1972 г.	1973 г.
1	Т а н т а л	67,53	67,44	68,41
2	О л о в о	54,69	55,40	57,79
3	М о л и б д е н	81,9	76,35	74,31
4	В и с м у т	34,3	43,73	46,89
5	В о л ь ф р а м	63,9	64,6	66,58

Кроме перечисленных компонентов, в редкометалльных рудах Белогорского комбината содержится мусковит, полевои шпат в количествах, позволяющих выпускать кондиционные флотационные полевешпатовый и слюдяной концентраты.

В целом можно констатировать, что за последние годы на обогатительных фабриках Казахстана проделана большая работа по повышению комплексности использования сырья, что позволило повысить извлечение основных и сопутствующих металлов, вовлечь в переработку

ряд отходов производства, организовать получение редких металлов, ранее неизвлекаемых.

Так, в условиях ухудшения вещественного состава перерабатываемых руд с одновременным снижением содержания в них металлов, обеспечили прирост извлечения металлов в концентраты к уровню 1970 года:

- Лениногорские фабрики - свинца на 3,23%, меди на 11%, цинка на 1,5%;
- Зырянская фабрика - цинка на 4,4%, свинца на 1,2%, меди - на 0,9%;
- Белоусовская - цинка на 1,8%, свинца - на 0,62%;
- Золотушинская - цинка на 1,9%, свинца - на 0,9%, меди - на 1,2%;
- Текелийская - свинца из собственной руды на 4,7%;
- Джамбулская фабрика № 2 Акчатауского ЦУКа - вольфрама на 3,7%; олова - на 0,5%, висмута - на 0,7%.

На Текелийской фабрике освоен выпуск баритового концентрата из турукских руд, на Кентауской - цинкового концентрата из карагайлинских руд. На Балхашской фабрике внедрена ионная флотация молибдена из растворов гидрокорпуса.

Однако, извлечение металлов из окисленных и смешанных руд, например, Андреевского карьера ЛПК, Греховского рудника ЗСК, Коксуйского рудника и ряда других, остается низким. Имеет место низкое извлечение свинца на Текелийской фабрике, цинка на Кентауской и Карагайлинской, свинца, цинка, меди на Майкаинской, при переработке Джезказганских комплексных руд.

Особенно низким остается извлечение элементов - попутчиков. Так, золото на Золотушинской фабрике извлекается только на 42%, серебро на Коксуйской - 45,7%, рений на Джезказганской - 50%.

Извлечение редких элементов не анализируется, балансы по ним не составляются и потребителями концентратов не оплачиваются.

Целый ряд причин, обуславливающих низкие показатели по комплексному использованию сырья, можно разбить на следующие группы:

1. Узко ведомственное решение вопросов при оценке ценностей, содержащихся в сырье, особенно при решении вопросов технологии переработки сырья.

2. Недостаточный об'ем исследований и технико-экономических проработок в направлении повышения комплексности использования сырья, отсутствие стимулов и заинтересованности научно-исследовательских и проектных институтов, предприятий в извлечении компонентов, сопутствующих основным извлекаемым металлам.

3. Отсутствие технологии извлечения компонентов - попутчиков в самостоятельные продукты.

4. Причины организационного и технического характера, отмеченные в материалах работы комплексных бригад на предприятиях цветной металлургии в соответствии с приказом по МЦМ СССР № 10 от 5 января 1973 г.

5. Недостаточная оснащенность и обеспеченность кадрами химико-аналитических лабораторий, недостаточный об'ем выполняемых хим-анализов по сопутствующим редким и рассеянным элементам, отсутствие на многих предприятиях учета этих элементов.

Для повышения комплексности использования сырья, на наш взгляд, необходимо:

1. Вести учет распределения сопутствующих редких и рассеянных элементов по продуктам обогащения с составлением квартальных балансов по этим элементам на основании анализа средневзвешенных квартальных проб продуктов обогащения.

2. Научно-исследовательским и проектным организациям соста-

вить детальные технико-экономические расчеты об использовании всех содержащихся в руде компонентов, привлечь к исследованиям научно-исследовательские и проектные организации смежных отраслей.

3. Создать материальные стимулы для повышения комплексности использования сырья в процессе обогащения по всем содержащимся в руде компонентам. В первую очередь, введение оплаты за серебро в цинковом концентрате, рения в медном, меди в свинцовом.

4. Увеличить объем работ академических институтов в направлении повышения извлечения сопутствующих элементов в продукты обогащения.

5. Научно-исследовательскими и проектными организациями при проведении исследований и разработке проектов строительства и расширения предприятий прорабатывать вопросы использования отвалных продуктов фабрик с незначительным содержанием ценных компонентов в качестве сырья для других отраслей промышленности и использования при ведении горных работ.

В В О Д И

1. Решение вопроса комплексности использования сырья в цветной металлургии - это прежде всего решение вопроса комплексного использования сырья на стадии обогащения, где теряется до 75% от общих потерь от руды до чистых металлов.

2. Существующие методики оценки комплексности использования сырья несовершенны и требуют существенной доработки.

3. Повышение комплексности использования сырья невозможно без внедрения систематического учета всех сопутствующих компонентов.

Н.В. СИНЕЛЬЩИКОВА

ЦВЕТМЕТИНФОРМАЦИЯ

НОВЫЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ ЗА РУБЕЖОМ

За рубежом широким фронтом ведутся исследования по разработке новых гидрометаллургических схем переработки медьсодержащего сырья, многие из которых доведены до промышленного и полупромышленного уровня. Развитию их способствует: повышение требований к чистоте окружающей среды, возможность вовлечения в сферу производства окисленных медных руд и других низкосортных материалов, а также возможность более комплексного использования сульфидных концентратов с получением железа и серы в виде товарных продуктов.

Наибольшее развитие гидрометаллургические способы переработки медьсодержащего сырья получили в США. Если в 1971 г. производство меди гидрометаллургическим путем в США составляло 118 тыс. т, то к 1975 г. оно должно достигнуть 400 тыс. т/год. Предполагается, что все капиталистические и развивающиеся страны в ближайшие годы будут производить гидрометаллургическим путем 1 млн. т/год меди, а по оптимальным вариантам до 1,2 млн. т/год, т.е. 18-22% от общего объема производства меди в этих странах [1].

Помимо кучного, чанового выщелачивания и выщелачивания отвалов, забалансового, низкосортного сульфидного и окисленного сырья, разрабатываются и испытываются гидрометаллургические схемы извлечения меди из сульфидных медных руд и концентратов, позволяющих получать медь, серу и железо в виде товарных продуктов. В настоящее время за рубежом действует более 10 полупромышленных установок.

Фирмами "Шеррит Гордон" и "Анаконда" производятся полупромышленные испытания аммиачного выщелачивания сульфидных медных концентратов. Фирмы "Сайпрус Майнз Корпорейшн" и "Дьювал Корпорейшн" в США, а также Национальный институт металлургии в ДАР для выщелачивания меди из сульфидных медных концентратов на своих полупромышленных установках используют растворы хлорида железа.

Многими фирмами ("Гекла Майнинг Компани", "Тредвелл Корпорейшн" и др.) разрабатываются в полупромышленном масштабе гидрометаллургические схемы, включающие сульфатизирующий обжиг сульфидных медных концентратов с последующим выщелачиванием полученных сульфатов.

Вариант сернокислотного автоклавного выщелачивания разрабатывается фирмами "Шеррит Гордон" и "Коминко Лтд" в Канаде. В настоящее время намечено строительство полупромышленного завода в г. Форт Саскачеван, работающего по предложенной в результате исследований схеме.

С целью более полного перевода меди в раствор при выщелачивании многими фирмами разрабатываются технологические схемы, в которых выщелачиванию предшествует предварительная обработка халькопиритового концентрата (активация).

Так, фирмой "Дурги" ведутся полупромышленные испытания процесса, в котором активация проводится при измельчении халькопиритового концентрата в вибрационной мельнице. При последующем автоклавном сернокислотном выщелачивании повышается селективность и скорость перевода меди в раствор.

Полученные в ходе испытаний на полупромышленных установках результаты позволили запроектировать и начать строительство четырех гидрометаллургических заводов.

Фирмой "Дьювал Корпорейшн" ведется строительство в Туксоне

(шт.Аризона) гидрометаллургического завода производительностью 35 тыс.т меди в год, работающего по схеме: выщелачивание сульфидных медных концентратов хлоридом металла с последующим выделением меди из раствора электролизом.

Примером рационального использования сырья является строящийся фирмой "Гекла Майнинг Компани" на руднике Лейкшор (шт.Аризона, США) завод, производительностью 30,3 тыс.т электролитной меди в год, который будет работать по процессу: обжиг сульфидных медных концентратов при температуре $630-700^{\circ}\text{C}$ с последующим выщелачиванием и осаждением меди из раствора электролизом (рис.1).

Кислоту, получаемую из обжиговых газов, будут использовать для выщелачивания окисленной руды, добываемой открытым способом, с получением цементной меди (74% Си) в количестве 38 тыс.т/год (по содержанию металла). Цементацию будут осуществлять на железной губке, полученной из кеков от выщелачивания концентрата. На заводе в качестве побочного продукта будут получать молибден. Пуск завода намечен на 1974 г.

В настоящее время на руднике Лейкшор уже работает полупромышленная установка по переработке сульфидных руд по схеме: обжиг при температуре $630-700^{\circ}\text{C}$ с последующим выщелачиванием огарка отработанным электролитом. При этом в раствор переходит 97% Си и только 5% железа. Производительность установки - 1 т катодной меди в сутки.

Наибольший интерес представляет процесс "Арбайтер", разработанный фирмой "Анаконда"; и процесс "Саймет", разработанный фирмой "Сайпрус Майнз Корпорейшн", по которым в США ведется строительство заводов.

Фирмами "Сайпрус Майнз Корпорейшн" и "Хазен Рисч Инк" разработан гидрометаллургический процесс получения цветных металлов

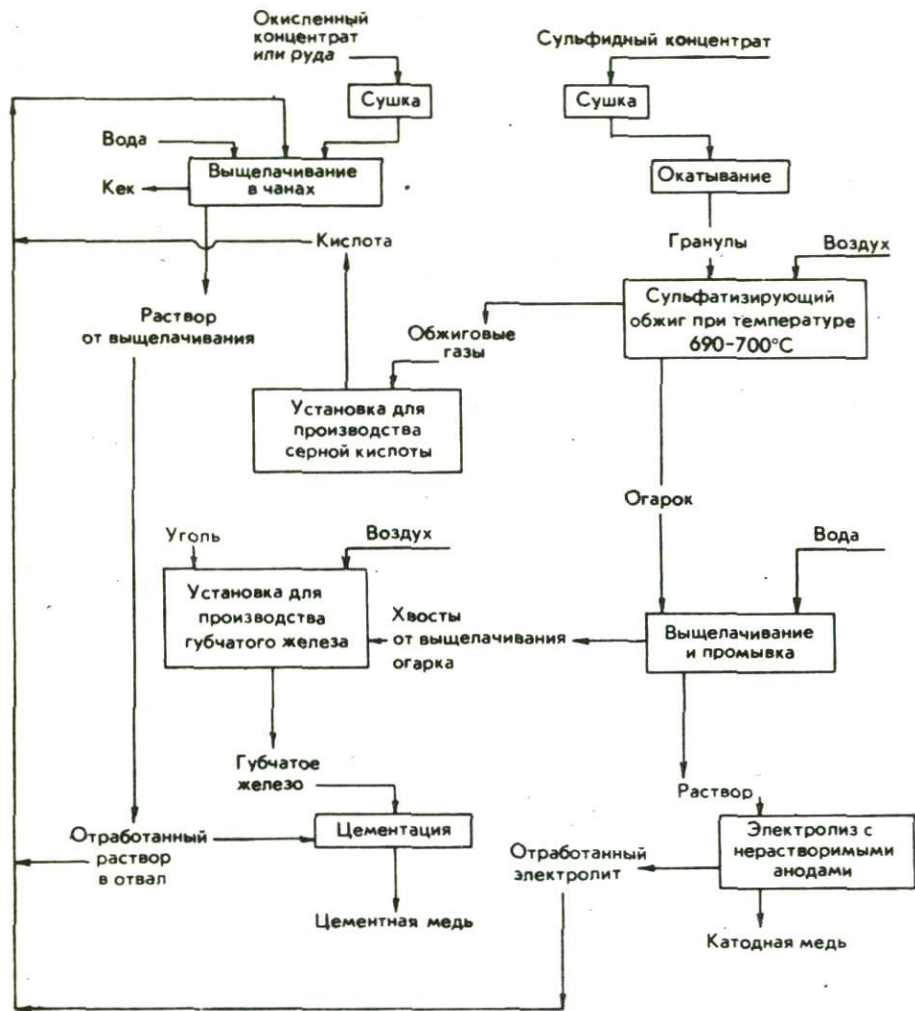


Рис. 1. Технологическая схема гидрометаллургического завода имени "Генерал-майора Козлова".

при выщелачивании сульфидных концентратов хлоридом железа с последующим электроокислением нерастворившихся сульфидов до элементарной серы на аноде и переводом ионов металлов в раствор. На катоде ионы металлов восстанавливаются до металлического состояния.

Предложенный процесс, получивший название "Саймет-процесса", прошел проверку на опытной установке производительностью 59 кг/сут. халькопиритового концентрата. В 1973 г. в штате Аризона намечался пуск полупромышленной установки производительностью 25 т/сут. концентрата, работающей по этому методу.

По схеме (рис. 2), осуществляемой на опытной установке, флотационный концентрат поступает на измельчение до 95% -4,074 мм в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле с гидроциклонами. Корпус шаровой мельницы и гидроциклоны футерованы резиной. Выщелачивание осуществляется в 2 стадии противотоком раствором хлорида железа, поступающим из электролизных ванн для осаждения железа. Реакция растворения экзотермична, но для нормального течения процесса необходимо поддерживать температуру в интервале 75-80°C. При выщелачивании в раствор переходит 50% серы и часть железа. Остаток от выщелачивания содержит до 25% элементарной серы. Сгуститель, установленный между 1-й и 2-ой стадиями выщелачивания, обеспечивает осветление раствора, поступающего к катодам электрических ячеек.

Раствор, поступающий на электроосаждение, содержит до 50 г/л Си и 160 г/л Fe.

Нижний слив сгустителя, установленного после второй стадии выщелачивания, подается на дорастворение в анодное пространство электролизных ванн, а раствор на очистку.

Анодные и катодные пространства ванн разделены диафрагмой из фильтровальной ткани или ионообменными мембранами.

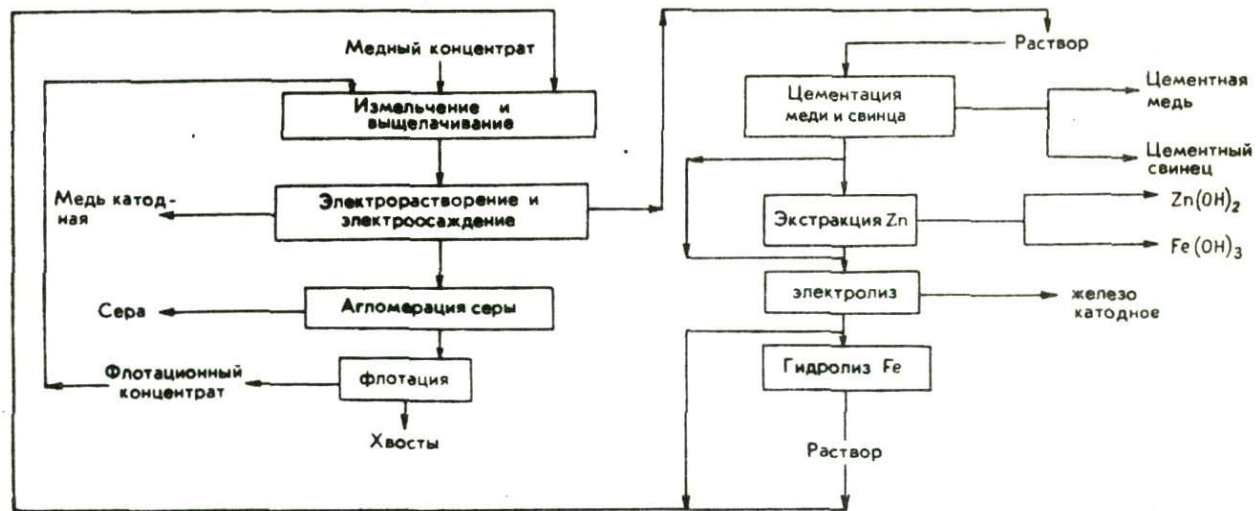


Рис. 2. Технологическая схема переработки комбинированного концентрата по процессу "Солмет"

Электрорастворение осуществляется в 2-х видах ванн. В этих ваннах переход меди в раствор доводят до 80%. Ванны № 1 работают при плотности тока 2150 а/м^2 . Для нормального течения процесса поддерживают температуру раствора в интервале от 50° до температуры кипения, используя испарительное охлаждение ванн. Ванны № 2 работают при более низкой плотности тока порядка 846 а/м^2 .

Из анодного пространства ванн пульпа поступает в сгуститель. Верхний слив сгустителя возвращается на первую стадию выщелачивания, а из нижнего слива, содержащего до 44% серы, после фильтрации и промывки получают серу при нагревании в автоклаве при температуре 135°С . При этом получают 90-96% серы в виде корольков размером $0,18 \text{ мм}$, которые отделяют просеиванием. После переплавки и фильтрации получают серу высокой чистоты ярко желтого цвета.

Остатки от автоклавного получения серы подвергают грубой флотации и полученный флотационный концентрат отправляют в голову процесса. Флотационный концентрат содержит 18% Си и около 5,6% элементарной серы. Хвосты флотации складываются.

Осветленный раствор, поступающий со сгустителя, установленного после первой стадии выщелачивания, подается в катодное пространство ванн № 1, где происходит электроосаждение меди. Содержание Си в католите в этих ваннах снижается до 10 г/л Си . В ваннах № 2 происходит дальнейшее обеднение католита до 2 г/л Си . Пульпу медного порошка, содержащую благородные металлы, сгущают, фильтруют, промывают, сушат, брикетируют и направляют на электрорафинирование. В исходном концентрате содержится 67 г/т серебра и $1,3 \text{ г/т золота}$. В медный порошок переходит 96% этих металлов. Католит далее очищается от остатков меди, свинца, сурьмы, висмута и мышьяка последовательной цементацией металлическим железом и цинком. Очистка католита от цинка, перешедшего в раствор из

концентрата и внесенного в раствор при очистке, проводится экстракцией гретициным амином. Реэкстракция ведется водным раствором щелочи. Из полученного раствора цинк осаждают в виде гидроксиды, и затем переводят в карбонат. Очищенный от примесей католит поступает на электролитическое осаждение железа. На катоде, представляющем собой железные маточные листы, осаждается высоко чистое железо, а хлористое железо восстанавливается до хлорида железа и направляется на стадию выщелачивания. Содержание железа в растворе при электролизе железа снижается со 160 до 120 г/л. Выход по току составляет 95%. Для поддержания баланса железа в процессе часть раствора после электролиза железа подвергают гидролизу с осаждением железа в виде гидроксиды, которую отделяют фильтрацией.

Преимущества процесса "Саймет" перед существующими пирометаллургическими способами считают отсутствие загрязнения атмосферы, повышение комплексности использования сырья с получением помимо электролитной меди элементарной серы в форме, удобной для хранения и транспортировки, а также электролитного железа высокой чистоты, используемого при производстве сплавов и в электротехнической промышленности.

Сравнение себестоимостей производства меди пирометаллургическим способом (плавка + электрофинирование) и гидрометаллургическим способом ("Саймет" - процесс) показывает, что себестоимость меди с применением "Саймет" - процесса составляет 164,7 долл/т по сравнению с 276,42 долл/т при пирометаллургическом способе. Тем не менее полагают, что высокая агрессивность горячих растворов хлорида железа, применяющихся в процессе "Саймет", будет ограничивать его широкое использование в промышленности.

Фирмой "Анаконда" разработан процесс переработки сульфидных медных концентратов, получивший название "Процесс Арбайтер" (рис.3)

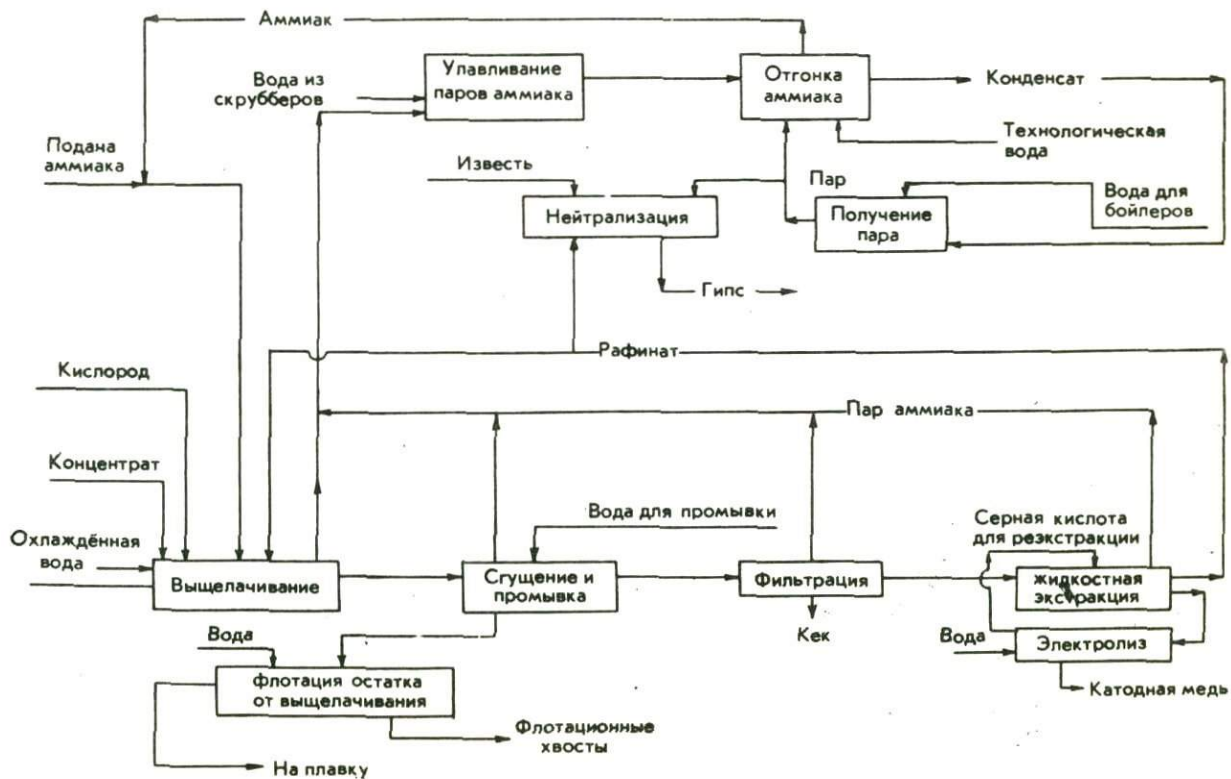


Рис.3. Технологическая схема процесса "Арбайтер"

Процесс включает аммиачное выщелачивание сульфидных концентратов с последующим извлечением меди из раствора методом экстракции *Lix 65 - N* - электролиз.

Процесс является разновидностью аммиачного выщелачивания, разработанного и уже проверенного в промышленном масштабе в шестидесятих годах фирмой "Шеррит Гордон".

Но в отличие от аммиачного выщелачивания фирмы "Шеррит Гордон", проводимого при температуре 80-90°C и общем давлении 7-8 ат, данный процесс ведется при более мягких условиях (температуре 60-90°C и давлении 0,35 кг/см²).

Фирма "Анаконда" проводит обширные исследования по применению данного процесса к переработке различных комплексных сульфидных руд и концентратов: никелевых концентратов, никелевых латеритовых руд и свинцово-цинковых руд.

В настоящее время данный процесс проходит испытания на полупромышленной установке в г.Туксон, шт. Аризона, США, и одновременно ведется строительство в шт. Монтана гидрометаллургического завода, производительностью 36 тыс. т/год Си, который будет работать по данному процессу.

На заводе будут перерабатываться калькопиритовые концентраты обогатительной фабрики Уид Концентрейтор (шт. Монтана, США), содержащие, %: 26,6 *Cu* ; 21,4 *Fe* ; 3,34 *Zn* ; 0,78 *As* ; 33,3 *S* ; 5,7 нерастворимых примесей и 263 г/т *Ag*, а также медно-висмутовые сульфидные концентраты рудника Виктория, содержащие, %: 26,9 *Cu* и 0,96 *Pb*.

Процесс выщелачивания предполагают вести при температуре 60-90°C, давлении 0,35 кг/см² в течение 1,5 часа, что позволит извлекать в раствор около 80% меди.

Предусмотрена флотация остатка от выщелачивания с последую-

шей плавкой полученного грубого флотационного концентрата на медеплавильном заводе "Анаконда", принадлежащем фирме. Сочетание выщелачивания с последующей флотацией позволит извлекать 96-97% Си, 90% серебра, 97% цинка и кроме того удалять из концентрата около 60-70% серы, что очень важно при дальнейшей пирометаллургической переработке флотационного концентрата.

Процесс "Арбайтер" имеет ряд преимуществ.

Применение аммиачного выщелачивания позволит отделять уже в голове процесса основную массу примесей, в том числе железо, мышьяк, висмут. Мышьяк, в случае переработки халькопиритовых концентратов, почти полностью переходит в остаток от выщелачивания в виде арсената железа.

При переработке других сульфидных медных концентратов, не содержащих достаточного количества железа, возможно добавление халькопирита к основному концентрату или осаждение мышьяка при нейтрализации раствора от выщелачивания с известью в цикле регенерации аммиака.

Большой интерес представляет процесс "Арбайтер" для переработки медно-висмутовых концентратов рудника Виктория. Висмут в процессе выщелачивания переходит в осадок и при последующей флотации остается в хвостах, что облегчает переработку флотационных концентратов на медеплавильном заводе "Анаконда".

Ведутся также исследования по применению данного процесса к переработке медно-молибденовых сульфидных концентратов.

Сочетание методов выщелачивания с флотацией остатка дает возможность повысить комплексность использования сырья при высоком извлечении ценных компонентов (96-97% Си; 90% Ag; 97% Zn).

Отмечают, что капитальные расходы на завод, работающий по новой технологии, по сравнению с заводом, работающим по стандарт-

ной технологии (пирометаллургической схеме), при одинаковой мощности составляют 60%.

Таким образом, за рубежом все большее значение приобретают гидрометаллургические способы переработки медьсодержащего сырья. Помимо действующих гидрометаллургических заводов по переработке забалансового, низкосортного сульфидного и окисленного сырья методами подземного, кучного и чанового выщелачивания, ведется строительство четырех гидрометаллургических заводов по переработке богатых сульфидных медных руд и концентратов по процессам: "Арбайтер" фирмы "Анаконда", "Саймет" фирмы "Сайпрус Майнз Корпорейшн", а также по процессу хлоридного выщелачивания, разработанного фирмой "Дьюваж Корпорейшн"; и серно-кислотного выщелачивания обожженных сульфидных концентратов фирмы "Гекла Майнинг Компани".

Ю.М.НОЗДРИН

БИМК

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
ОКИСЛЕННЫХ, СМЕШАННЫХ И СУЛЬФИДНЫХ РУД САЯКСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА БАЛХАШСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

Балхашский горно-металлургический комбинат более 30 лет перерабатывает руды Коунрадского месторождения. Актуальной задачей является вовлечение в переработку медно-молибденовых руд других месторождений. В настоящее время таковым является Саякское месторождение.

Месторождения Саякской группы имеют ярко выраженную комплексность оруденения. Наряду с медью, молибденом и золотом, составляющим основную ценность руды, в значительных количествах присутствуют железо, а также редкие металлы.

Пробы руды с различных участков и горизонтов существенно отличаются по минералогическому составу и количественному соотношению минералов. В значительной степени колеблется содержание первичных и вторичных сульфидов меди при незначительном колебании их общего содержания.

Для всех проб верхнего горизонта характерно преобладание окисленных форм меди, составляющей 70% от общего содержания. Соотношение хризокolla - малахит колеблется от 1:4 до 1:12.

На основании проведенных лабораторных исследований и полупромышленных испытаний проектной частью института "Казмеханобр" выполнен проект по строительству новой секции на Балхашской обогатительной фабрике для переработки руд Саякского месторождения. Проектом было предусмотрено самоизмельчение руды, коллективная медно-молибденовая флотация и магнитная сепарация хвостов.

Для ускорения ввода в сырьевую базу комбината руд Саякского месторождения переработка окисленных и смешанных руд была начата на одной из действующих секций фабрики. Технологическая схема включала основную и контрольную флотации, перечистку концентрата основной флотации с возвратом промежуточных продуктов (пенный продукт контрольной флотации и хвосты перечистки) в голову процессов. Исходное питание основной флотации распределялось на пять параллельно работающих флотомашин "Механобр-7а". Среднее извлечение за период работы по указанной схеме составило 60,3%.

С целью повышения технологических показателей в схему поэтапно внесены следующие изменения:

1. Смонтирована схема с параллельно-последовательным питанием флотомашин, т.е. исходное питание переведено на 3 параллельно работающие нитки флотомашин с последующей флотацией хвостов этих ниток на 2-х флотомашинах.

2. Расширен фронт перечисточной флотации. На рис.1 показана кинетика флотации Саякской руды по трем схемам. Как видно, перевод питания флотомашин основной флотации с параллельного на параллельно-последовательное и расширение фронта перечисточной флотации с выводом промпродукта в отдельный цикл повысило скорость флотации.

В лабораторных условиях была установлена четкая взаимосвязь расхода сернистого натрия и степени окисленности руды, получившая подтверждение при промышленных испытаниях, что позволило в дальнейшем правильно вести процесс в промышленных условиях. (Отражено на рис.2,3).

С развитием карьера увеличилось поступление Саякской руды на фабрику, в связи с чем на секции, перерабатывающей эти руды, были установлены две шаровые мельницы дополнительно и смонтирована

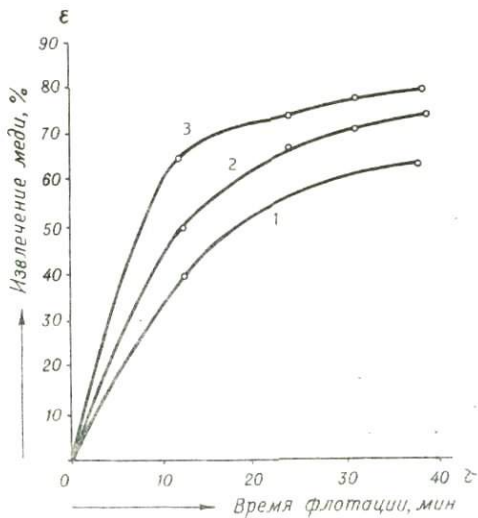


Рис. I. Кинетика флотации окисленной руды Саякского месторождения

I. - параллельное питание флотомашин
 2, 3 - последовательное питание флотомашин

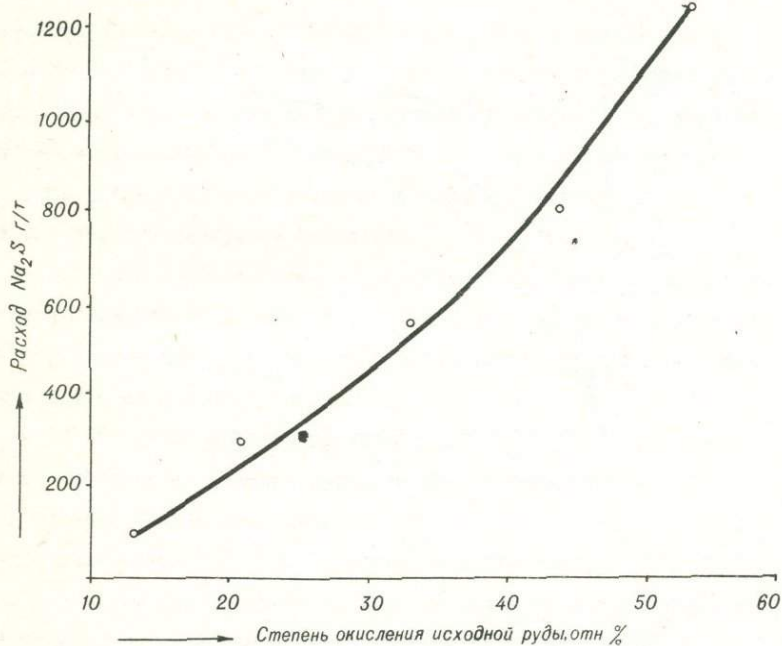


Рис. 2. Зависимость расхода Na_2S от степени окисленности руды (по данным лабораторных исследований на 14 пробах руды)

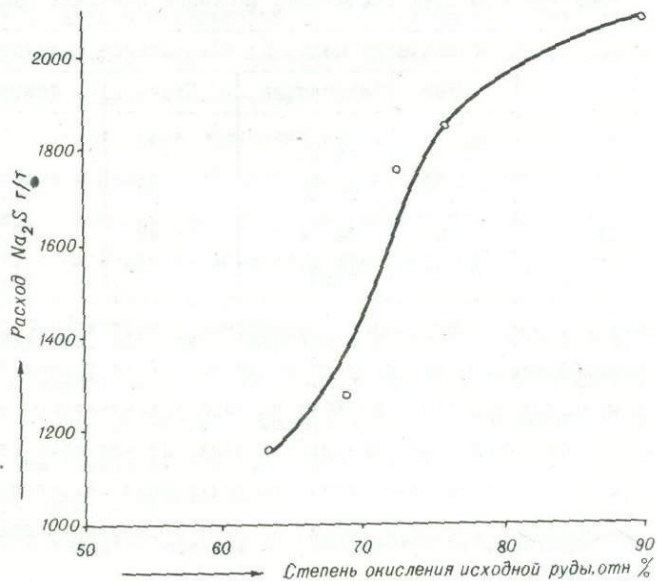


Рис. 3. Зависимость расхода Na_2S от степени окисленности руды (по данным промышленных испытаний)

3-х стадийная схема измельчения.

Технологические показатели работы секции, перерабатывающей Саякские руды, приводятся в таблице.

Таблица

Сравнение достигнутых технологических показателей с плановыми при освоении технологии флотации Саякских руд

Г о д	Извлечение меди, %		Извлечение молибдена, %	
	План	Фактически	План	Фактически
1972	72,0	74,81	-	-
1973	81,77	88,26	37,94	60,24
I кв. 1974	88,05	94,54	58,48	59,77
8 мес. 1974	89,47	93,85		61,53

Проектом предусматривалось разделение коллективного Саякского медно-молибденового концентрата вести по той же технологии, которая применяется при селекции Коунрадского коллективного концентрата. Однако оказалось, что смешивание этих концентратов резко нарушает процесс селекции из-за высокого содержания окисленных форм меди и связывания сернистого натрия за счет образования сульфидных коллоидов меди.

В лабораторных условиях был уточнен режим селекции Саякского коллективного концентрата. При этом была установлена необходимость выполнения следующих условий:

1. Селекция Саякского коллективного концентрата в отдельном цикле от Коунрадского.

2. Переработка коллективного концентрата из окисленных и смешанных руд методом окислительной пропарки с известью в сочетании с медно-сульфидной технологией. При промышленных испытаниях этой технологии был получен молибденовый продукт, содержащий 12-

-15% молибдена при извлечении 50-62%.

3. Переработка коллективного концентрата из сульфидных руд может производиться в среде сернистого натрия с подогревом пульпы; при промышленной переработке по этой технологии получен молибденовый продукт с содержанием 15-20% молибдена и извлечением 60%.

Хвосты коллективной флотации являются исходным сырьем для получения железных концентратов.

Проектная схема получения железного концентрата из отвальных хвостов коллективной флотации включала магнитную сепарацию всей массы отвальных хвостов и две перечистки магнетитового концентрата с последующим доизвлечением промпродукта перечисток.

При испытаниях из проектной схемы исключено доизвлечение промпродуктов, последние направлены в отвал. Усовершенствованная схема позволяет получить железный концентрат с содержанием железа на 4% выше проектного. Получен железный концентрат с содержанием в нем железа 67-68% при извлечении 60-62%, извлечение магнетита при этом достигает 99%.

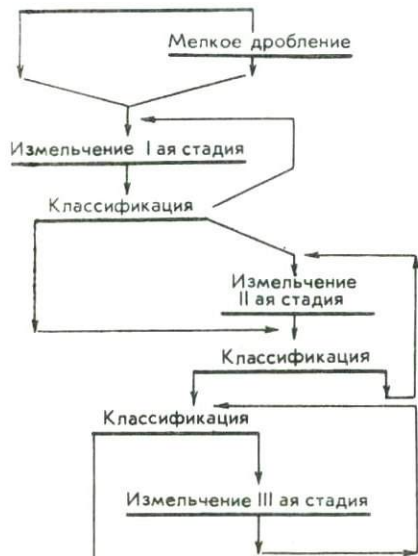
В III квартале введена в промышленную эксплуатацию установка для получения товарного железного концентрата и начата его регулярная отгрузка.

Совершенствование технологических схем и режимов при обогащении Саякских руд способствовало росту технологических показателей и комплексному использованию сырья. Только за счет сверхпланового извлечения меди из окисленных и смешанных руд получен экономический эффект 700 тыс.руб. За три месяца от реализации товарного железного концентрата получен экономический эффект 350 тыс. рублей.

Наличие окисленных минералов меди затрудняет ведение селекции с сернистым натрием. Сернистый натрий расходуется на сульфи-

дизацию окисленной поверхности медных минералов, расходы Na_2S увеличиваются до 20-25 кг/т, и даже при этом не достигается удовлетворительная депрессия сульфидов (естественных и искусственных) меди и железа даже при паровой флотации (при t пульпы до 90°).

В данном случае удовлетворительные результаты достигаются при применении технологии: окислительная пропатка с известью и затем флотация с $\text{Cu SO}_4 + \text{Na}_2\text{SO}_3$.



И. А. ФЕДЬКОВСКИЙ, Н. Б. КРОСТЫШЕВСКИЙ,
А. А. РЫБАЛЬЧЕНКО, Н. В. КОЗЯКОВА

Криворожский ордена Трудового Красного Знамени
горнорудный институт; ВНИПРОЗОЛОТО

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МОЛИБДЕНА ИЗ ОТВАЛОВ РУД

Отсутствие технико-экономически эффективной технологии извлечения молибдена из ферримолибдитовых руд предопределяет необходимость применения селективного способа разработки Сорского месторождения. При этом сульфидные руды перерабатываются на местной флотационной фабрике с выдачей товарного молибденитового концентрата, а окисные складываются в открытых отвалах, в применении к которым разрабатывается технология с целью вовлечения их в промышленную переработку. В этих отвалах содержится значительная доля от всего добытого молибдена в виде молибдатов и, в меньшем количестве, в виде сульфида. Срочность работы диктуется установленным нами процессом естественного выщелачивания всех химических форм молибдена под влиянием атмосферных агентов, приводящим к безвозвратным потерям молибдена и обесцениванию горной массы как руды. В основу разрабатываемой технологии положена наша теория химической подвижности минералов молибдена в естественных условиях и искусственно создаваемых реагентами средах.

Исследования проводятся по трем основным взаимодополняющим направлениям: 1) Кучное выщелачивание и сорбция молибдена в водных растворах, 2) Формы существования молибдена в рудах, 3) Фазовый химический анализ рудного молибдена.

Сорские руды характерны содержанием молибденита и ферримолибдита и близких к нему форм, приуроченных к высокожелезистым окисным образованиям. Горнотехнические условия позволяют вести

добычу руды открытым способом. Горную массу классифицируют по содержанию окисного и сульфидного молибдена: сульфидная (Mo сул. $> 0,02\%$; Mo ок. $\leq 0,04\%$), смешанная (Mo сул. $> 0,02\%$, Mo ок. $\geq 0,04\%$) и окисная (Mo сул. $\leq 0,02\%$, Mo ок. $> 0,04\%$) руды.

Ввиду резкого различия по содержанию и формам существования молибдена в отдельных участках вырабатываемых пространств, на месторождении создано несколько видов отвалов руд: богатые окисные, бедные окисные, бедные сульфидные, забалансовые, пустые породы.

По мере экономического развития района пустые породы предполагается во все большем объеме использовать в строительстве. Переработка забалансовых и бедных сульфидных руд ограничивается недостаточной мощностью измельчительного оборудования, а окисных руд - отсутствием рациональной технологии.

Безвозвратные потери Mo из открытых отвалов руд за счет его выщелачивания и выноса дивными водами может привести к глубокому обеднению и к переводу их в разряд убогих руд. В лабораторных условиях были подтверждены высказанные соображения на ряде пород и минералов, отобранных непосредственно на Сарском месторождении, как одном из характерных месторождений данного типа.

Известные свойства молибденовых минералов определяют применение флотационного или гидрохимического методов обогащения. Однако близость флотационных свойств ценных минералов с пустой породой и ряд других обстоятельств приводят к получению бедных концентратов, поэтому предполагается изучить возможность применения метода кучного выщелачивания руд, т.к. этот метод сравнительно прост и дешев, а ферримолибдит располагается по трещинам, что позволит ограничиться только дроблением горной массы.

Принципиально практика кучного выщелачивания в применении к молибденовым рудам не будет отличаться от практики выщелачива-

ния других руд.

Исследуемая проба представляла собой гранит и продукты его выветривания. Молибден в рудах рассматриваемого типа в значительной части связан с окислами железа. Полнота извлечения зависит от степени вскрытия частиц, содержащих молибден, поэтому наиболее эффективный реагент — кислота. Наиболее удобная кислота — серная, как доступный, дешевый и нелетучий агент.

Анион — сульфат присутствует в окисных и других рудах в заметных количествах за счет окисления сульфидов.

Опыты по выщелачиванию растворами едкого натрия подтвердили низкую эффективность процесса. Извлечение молибдена из растворов, при содержании в них долей грамма Мо на литр, успешно проводится ионообменным путем на смолах.

Ситовой анализ и распределение молибдена по классам дробленой руды показали обычный рост содержания молибдена в тонких классах, что позволит выделить их в отдельный цикл с извлечением окисного молибдена иловым процессом, а сульфидного — флотацией.

Из сорской руды (Мо ок. 0,1089%, Мо сул. 0,0142%), дробленой до -25 мм в контакте с раствором (12,5% серной кислоты и Т:К = 1:1,5), в течение 43 суток в два раствора можно извлечь 83,9% Мо. Содержание окисного молибдена в выщелоченной руде 0,0176%.

Более низкие концентрации кислоты, наиболее желательные для последующих процессов сорбции, увеличивают время выщелачивания.

Установленная возможность извлечения окисного молибдена из отвалов руд Сорского месторождения в режимах с умеренной концентрацией кислоты была подтверждена и при высоких концентрациях кислоты, что позволяет резко сократить время выщелачивания при достижении высокой степени извлечения. Опыты продолжались с рудой Сор-

ского месторождения, дробленной до -25 мм на навесках в 5 кг, (Т:Ж = 1:1), что позволяет утвердиться в практической реальности предлагаемого режима выщелачивания окисных руд растворами серной кислоты высокой концентрации. Результаты опытов, приведенные на рис.1, показывают, что раствор с концентрацией 39,1% серной кислоты извлекает молибден на 91,8%, а раствор, имеющий концентрацию 18,5, за те же 9 суток извлекает 79% молибдена.

Концентрация серной кислоты в результате взаимодействия с рудой снизилась соответственно до 37,1% и 16,4%. Удельный расход серной кислоты составил 20 кг/т и во втором случае 21 кг/т.

Далее была проверена возможность выщелачивания этой же руды растворами, очень концентрированными по серной кислоте. Навески по 250 г руды (Т:Ж = 1:1) подверглись воздействию растворов при комнатной температуре (рис.2).

Результаты опытов показывают необходимость применения какой-то оптимальной концентрации кислоты, что соответствует свойствам ее в части зависимости степени диссоциации от концентрации в растворе.

Проведенные опыты по выщелачиванию руды в концентрированных растворах (более 40% серной кислоты) показали резкий рост извлечения (до 90%) и возможность сокращения времени выщелачивания до 8 суток. Применение противотока позволяет достичь незначительного роста удельного расхода кислоты.

Проведенные исследования в направлении изучения возможности выщелачивания молибдена из отвалов руд Сорского месторождения методом кучного выщелачивания дали следующие основные результаты:

1. Наиболее эффективный выщелачивающий реагент - серная кислота.
2. Расход серной кислоты - около 20 кг/т руды.

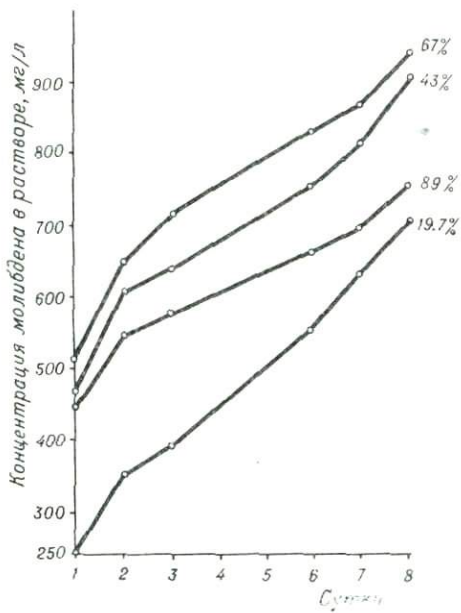


Рис. I. Выщелачивание молибдена из руды растворами серной кислоты

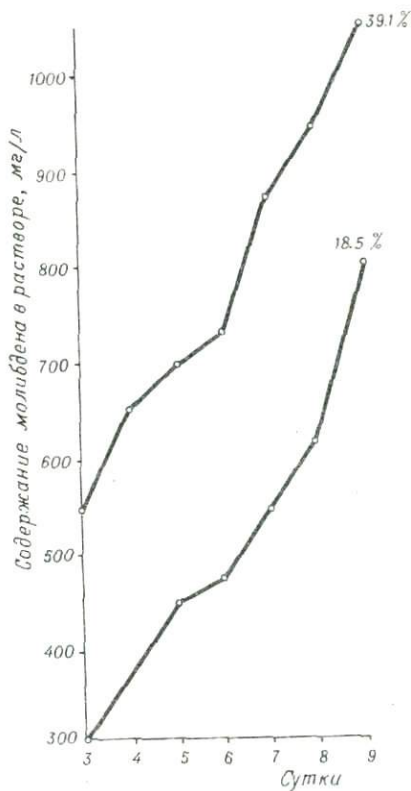


Рис. 2. Выщелачивание молибдена из руды растворами с различной начальной концентрацией серной кислоты

3. Начальные концентрации кислоты - около 40%.
4. Извлечение окисного молибдена в раствор сопоставимо с извлечением методом флотации сульфидного молибдена.
5. Стандартные ионообменные смолы ороша сорбируют молибден в обычных, принятых в промышленности режимах.
6. Концентрации молибдена в растворах достигали 0,9 г/л.
7. Возможно полное использование растворов в качестве оборотных.
8. Лабораторные испытания проводились при комнатной температуре, в силу чего промышленный процесс возможен в летний сезон без подогрева.
9. Достаточный технико-экономический эффект достигим уже на материале среднего дробления.

На базе этих показателей и принимая во внимание простоту технологии выщелачивания в кучах в сравнении с другими методами, можно считать, что извлечение молибдена из отвалов методом кучного выщелачивания в применении к условиям Сарского месторождения возможно.

Перспективность метода кучного выщелачивания, подтвержденная лабораторными исследованиями, позволяет перейти к полупромышленным испытаниям с отработкой режимов технологии на опытном отвале в условиях Сарского месторождения.

А.А.РАГАНЯН, В.И.ЛУЦЕНКО, А.А.АДЖЕМЯН, К.Т.ТАГВОРЯН
АРМНИПРОЦВЕТМЕТ

М.П.РАБИНОВИЧ, В.К.ШМЕЛЕВ
КАДЖАРАНСКИЙ ММК

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ НА КАДЖАРАНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

Повышение извлечения ведущих и сопутствующих металлов и улучшение качества выпускаемой продукции, приводящие к снижению затрат на переработку руды, являются важнейшими условиями повышения комплексности использования сырья.

Каджаранский медно-молибденовый комбинат, являющийся крупнейшим горно-обогатительным предприятием молибденовой отрасли, достиг к концу 1965 г. проектной мощности по переработке руды. Однако извлечение металлов и качество концентратов оставалось еще низким. Извлечение молибдена составляло 77,0% против 82,4% по проекту, а извлечение меди - 68,7%, против проектного 75,0%; содержание в одноименных концентратах составляло молибдена - 48,3%, против 49,5% по проекту и меди - 13,1% против 16% по проекту.

С целью повышения извлечения металлов и улучшения технологических показателей работы фабрики институтом "Армнипроцветмет" совместно с Каджаранским медно-молибденовым комбинатом за 1966-1973 гг. был разработан с внедрен на фабрике комплекс новых технологических решений:

I. Был осуществлен перевод мельниц I и II стадий измельчения со схемы сопряжения 1:1 на схему 2:1. При этом большинство мельниц II стадии были переведены на центральную разгрузку и резиновую футеровку и был соответственно отрегулирован технологический

режим помола руды. По схеме сопряжения I:I мельницы I стадии были перегружены, не могли принять необходимую нагрузку по переработке исходной руды и работали с циркуляционной нагрузкой менее 40%, что является очень низким показателем для мельниц с решеткой, а мельницы II стадии были недогружены и гидроциклоны работали неустойчиво из-за больших колебаний нагрузки (5).

В силу этого помол руды на фабрике составлял 52-56% -74 мк и 30-35% класса + 150 мк против потребного 56-60% -74 мк и менее 2% класса + 150 мк, а среднечасовая переработка руды на одну мельницу составляла порядка 60 т/час.

Новая технология измельчения с соотношением мельниц I и II стадий 2:I позволила повысить тонину помола руды до 58-60% -74 мк и снизить процент класса + 150 мк до 25-28% и наряду с этим увеличить среднечасовую переработку руды до 65-68 т/час при обеспечении более стабильной работы мельниц (I). Данный опыт в настоящее время переносится на Кафанскую и Агаракскую обогатительные фабрики.

2. Была осуществлена модернизация флотомашин "Механобр-6" комплексом регулирующих устройств (задним пеноотбойником, передней успокоительной полкой, перегородкой шпикастена и радиальными успокоителями), и все флотомашинны были оснащены регуляторами уровня пульпы с широким сливным порогом двух конструкций - а) с постоянным круговым сливным порогом, которыми оснащены флотомашинны юн-трольной флотации, перемешивания и селекции; б) с регулируемым сливным порогом, которыми оснащены флотомашинны основной флотации.

Эти мероприятия содействовали стабилизации технологического процесса, повышению производительности флотомашин и улучшению технологических показателей. Комплекс регулирующих устройств принят в конструкцию серийно выпускаемых флотомашин ФМР-25 и ФМР-63.

3. Внедрен новый реагентный режим в цикле коллективной флотации.

а) Осуществлена раздельная подача керосина в цикл измельчения руды, в смеси керосина и масла СУ - в средние камеры флотомашин основной и контрольной флотации, взамен подачи смеси этих реагентов в голову основной и контрольной флотаций.

б) Взамен подачи одного вспенивателя - ОПСБ осуществлена подача двух вспенивателей - водонерастворимого флотомаста (основного масла) порядка 7 г/т в измельчение и до 14 г/т в пульподелителе основной флотации и водорастворимого - ОПСБ или Т-66 в средние камеры флотомашин основной и контрольной флотаций с частичной их подачей с керосином и с водонерастворимым вспенивателем в качестве стабилизатора эмульсии.

в) Дробная подача ксантогената с дополнительной подачей реагентов в последние 6-тикамерные флотомшины контрольной флотации.

4. Новая схема перерешетки коллективного концентрата с доизмельчением его после I перерешетки, дополнительная III перерешетка и дофлотация хвостов I перерешетки (2).

5. Осуществлена новая схема перерешетки молибденового концентрата с организацией дополнительной седьмой перерешетки без подачи сернистого натрия, ликвидацией операции дофлотации хвостов второй перерешетки и подачей пенных продуктов предыдущих операций во вторые флотокамеры последующих операций.

6. Организация селективной схемы медной флотации из хвостов молибденовой селекции, которая включает операцию классификации и промывки с выделением шламовой фракции медного концентрата, агитацию и аэрацию и селективную флотацию медных минералов из песковой части с депрессией пирита, известью (3,4).

Эта операция необходима и для Агаракской фабрики в связи с

падением содержания меди в руде.

Проведенные мероприятия содействовали стабилизации процесса и значительному улучшению технологических показателей работы фабрики. За 9 месяцев 1974 г. извлечение молибдена составило 81,77%, меди 76,67%, то есть по сравнению с 1965 годом возросло по молибдену - на 4,77% (абс.) и по меди - на 7,37% (абс.). Содержание в одноименных концентратах составило молибдена - 50,26% и меди - 16,95%, несмотря на снижение содержания в руде молибдена на 9,3% и 22,3% по сравнению с 1965 г. и проектом, и меди - на 31,2% по сравнению с 1965 г. и проектом.

По сравнению с 1965 г. среднесуточная переработка руды возросла более чем на 27%, а по сравнению с проектом - более чем на 22%. Значительно снизился удельный расход реагентов и других материалов. Так, например, расход сернистого натрия снизился с 753 г/т в 1965 г. до 480 г/т за 9 мес. 1974 г., т.е. до 40%.

Указанные мероприятия дают среднегодовой экономический эффект более трех миллионов рублей.

Внедренная технология принята в проекте расширения фабрики.

Тесное научно-техническое сотрудничество института "Арминпроцветмет" и Каджаранского комбината в деле внедрения новых технологических разработок стало важным фактором дальнейшего совершенствования работы обогатительной фабрики.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Рагаян А.А., Вишнеvский Э.В. Интенсификация измельчительно-флотационного оборудования на Каджаранской обогатительной фабрике. Труды совещания по комплексному использованию медно-молибденовых руд, состоявшегося в Ереване в 1964 г. Изд. "Айастан", Ереван, 1970.

2. Луценко В.И., Раганиян А.А. Схема обогащения медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения, рекомендуемая для расширения комбината. Труды совещания 1964 г. Изд. "Айастан", Ереван, 1970.
3. Саградян А.А. Обогащение руд Армении. Изд. "Айастан", Ереван, 1973.
4. Справочник по обогащению руд, т.3, Изд. "Недра", Москва, 1974.
5. Рабинович М.П., Вишневикий Э.В., Луценко В.И., Раганиян А.А. О распределении нагрузки между мельницами при двухстадийном измельчении руды. "Цветные металлы", № 3, 1966.

УНИПРОМЕДЬ

РАЗРАБОТКА ФЛОТАЦИОННЫХ СХЕМ С ВЫДЕЛЕНИЕМ МЕДНО-
-ЦИНКОВЫХ ПРОИЗВОДУКТОВ С ЦЕЛЬЮ СОЗДАНИЯ КОМБИ-
НИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ

Уральские обогатительные фабрики перерабатывают сложные по составу, тонковкрашенные сплошные сульфидные медно-цинковые руды, отличающиеся переменным составом, наличием легкоокисляющихся пиритов, наличием многочисленных модификаций одного и того же минерала (сфалерит), значительными количествами вторичных медных минералов и легкорастворимых соединений меди, цинка и железа. Все это предопределяет трудности в создании и реализации чисто флотационных технологических схем, обеспечивающих достаточно высокую степень комплексности использования сырья. Многочисленные исследования, направленные на совершенствование технологических схем и реагентных режимов, указывают на определенные резервы в области флотационного обогащения. Однако условия реализации этих схем определяются состоянием оборудования, технологическими возможностями фабрик и не всегда позволяют достаточно оптимистично рассматривать перспективы развития чисто флотационных схем в ближайшие годы.

Очень часто технологические показатели на фабриках растут не столько за счет внедрения новых технологий, сколько за счет отработки сложных типов руд и вовлечения в переработку более простых. Извлечение цинка из уральских медно-цинковых руд, перерабатываемых по селективным схемам, уже на протяжении многих лет находится на постоянном уровне, причем, уровень извлечения испытывает незначительные колебания в ту или иную сторону. В связи с

тем, что объемы перерабатываемых руд постоянно растут, абсолютные потери цинка при обогащении медно-цинковых руд также возрастают пропорционально увеличению выпуска металлов и в настоящее время достигли значительной величины. Это указывает на необходимость разработки принципиально новых технологий, сочетающих низкую себестоимость переработки и более высокий коэффициент использования сырья. Так как часть потерь цинка связана с медным концентратом, а другая часть - с хвостами и пиритными продуктами, могут быть рассмотрены три основных направления по совершенствованию технологических схем. В основе всех направлений лежит создание комбинированных технологий, включающих две взаимосвязанные ветви - флотацию и гидрометаллургию. Такое сочетание приводит к качественно новому эффекту, так как уже на стадии рудной переработки позволяет рационально использовать преимущества как флотации, так и прогрессивных направлений металлургической технологии. Такие комбинированные схемы должны предусматривать получение, наряду с высококачественными концентратами, промпродуктов, содержание металлов в которых достаточно для рациональной их переработки металлургическими методами.

Объемы промпродуктов не должны быть большими, так как переработка продуктов металлургическими методами дороже, чем чисто флотационный способ обогащения руд.

Отмеченные выше три направления могут быть кратко охарактеризованы следующим образом.

I. Перефлотация готовых медных и цинковых концентратов в условиях подавления флотации минералов, снижающих качество этих концентратов, то есть так называемая доводка готовых концентратов. В этом случае часть цинка, теряемого с медным концентратом, и часть меди, теряемой с цинковым концентратом, переводятся в

промпродукт, направляемый в цикл гидрометаллургии. При этом качество конечных концентратов повышается. Такой путь требует дооборудования фабрик при отсутствии резервного технологического оборудования. Следует отметить, что перефлотация цинковых концентратов в условиях уральских обогатительных фабрик в настоящее время не всегда является необходимой, так как перевод части цикла в промпродукт из готового цинкового концентрата не увеличит его извлечения, а потери меди с цинковым концентратом относительно малы. Операции обезмезивания и обесцинкования неоднократно испытывались на обогатительных фабриках, но качество получаемых промпродуктов было подчинено требованиям флотационной схемы.

2. Выделение промпродуктов в середине флотационной схемы и направление их в цикл гидрометаллургии. Это позволит улучшить ход флотационного процесса, вывести уже в цикле флотации сложные сростки и минералы, обладающие аномальной флотиремостью, в условиях используемого фабрикой технологического режима. Опыт работы уральских фабрик, перерабатывающих медно-цинковые руды, имеет многочисленные примеры реализации подобных технологий, в которых промпродукты выводились в отдельный цикл и флотировались в отдельных циклах. Однако качество получаемых промпродуктов в этом случае также было подчинено требованиям флотационной, а не металлургической, технологии, так как схема замыкалась сама на себя. При этом возвращение продуктов в цикл флотации снижали качественные показатели.

3. Доизвлечение меди и цинка из пиритных концентратов методом флотации с целью снижения потерь меди и цинка с пиритсодержащими хвостами. При этом медь и цинк переводятся в промпродукт, направляемый в цикл гидрометаллургии.

Все три направления предусматривают наличие гидрометаллур-

гической ветви схемы, которая может быть реализована как в условиях отдельной фабрики, так и централизованно в условиях цинкового завода. Таким процессом, в частности, может быть автоклавное выщелачивание.

Нами проводились исследования и разработка комбинированных схем с целью определения путей повышения комплексности использования руд Сибайского, Карабашского, Дегтярского и Кировградского месторождений. С этой целью был проведен анализ технологических показателей работы фабрик за 1972-1974 гг. и намечены рациональные точки вывода промпродуктов. Так, для руд Кировградского, Дегтярского месторождений наиболее рациональной является доводка готовых медных концентратов. Это связано с тем, что потери цинка с медными концентратами составляет на Кировграде 40-44% (1973 г.), а на СУМЗе - 27,5% (1973 г.). Для Карабашских руд наряду с доводкой медных концентратов заслуживает внимания выведение в качестве промпродукта слива гидроциклонов сгущения коллективного концентрата, а для Сибайских руд, помимо промпродукта от доводки медных концентратов, в качестве промпродукта следует рассматривать пенный продукт цикла обезмеживания грубых цинковых концентратов. Таким образом, цикл доводки медных концентратов во всех случаях является обязательным. Качество медных концентратов, получаемых на фабриках, самое различное и колеблется: меди от 13-15% до 24%, цинка от 8-9% до 3-5%.

В связи с этим было принято решение о разработке более унифицированного технологического режима, позволяющего получать промпродукт с содержанием цинка не ниже 17%, а меди не выше 6-7%, из концентратов различного качества.

Последнее диктуется требованиями гидрометаллургии.

Указанная технология должна быть относительно простой, с

минимумом сложных операций типа сгущения, доизмельчения продуктов и не должна предусматривать использование таких реагентов, как цианиды, поскольку последние полностью исключены из режимов переработки уральских медно-цинковых руд в связи с требованиями к качеству сточных вод. Поэтому были использованы лишь те реагенты, применение которых освоено уральскими обогатительными фабриками в процессе внедрения бесцианидных технологий.

Наиболее перспективной схемой доводки медных концентратов, получаемых при обогащении уральских медно-цинковых руд, является схема, предусматривающая агитацию готового медного концентрата в среде сернистого натрия (расход 3000-4000 г/т исходного материала) в присутствии активированного угля, цинкового купюроса 4000-5000 г/т и сульфата натрия 1000 г/т исходного материала, а затем флотацию. При этом полностью исключены операции доизмельчения, сгущения и отмывки, что упрощает реализацию схемы на фабриках.

Таким образом, указанная схема является типичной схемой с десорбцией реагентов перед селекцией медных и цинковых минералов. Вместе с тем, высокие концентрации реагентов создают условия для образования в жидкой фазе пульпы тонкодисперсных осадков, в частности, сульфидов цинка, которые активно влияют на степень подавления свободного сфалерита, перешедшего ранее в медный концентрат. При этом активно подавляется переизмельченный тонкий сфалерит. Это создает условия для проявления своеобразной инверсии качества продуктов. Так, если исходные медные концентраты, получаемые при обогащении Карабашских руд, содержали 24-25% меди и 4-6% цинка, то промпродукт, полученный после доводки такого медного концентрата, содержал 26% цинка и 4% меди, то есть обратное соотношение. Извлечение цинка в промпродукт составило около 40%. Подоб-

ные либо близкие результаты получены при доводке всех медных концентратов, с которыми проводилась работа. Так, из Сибайских медных концентратов был получен промпродукт, содержащий меди 7,77%, цинка 34,7%, при извлечении в него цинка 45%, из Кировградских медных концентратов - промпродукт, содержащий меди 5,53%, цинка 36,84%, при извлечении цинка 56,3%. Эти данные показывают, что за счет доводки медных концентратов и последующей переработки промпродуктов (а извлечение цинка в цикле гидрометаллургии составляет 92-95%) можно повысить извлечение цинка из руд Карабашского месторождения примерно на 10%, из руд Кировградского месторождения на 20%, из руд Сибайского месторождения на 2,5-3,0%, из руд Дегтярского месторождения на 8-10%. При этом медь лишь на 4-6% извлекается в промпродукт, а после его переработки с клинкером вновь возвращается в медеплавильное производство.

На Сибайской и Карабашской обогатительных фабриках могут быть выделены промпродукты и в середине флотационного цикла: в первом случае это будет продукт, содержащий меди 1-2%, цинка 17-20%, во втором случае - меди 7%, цинка 9%.

Анализ распределения основных компонентов по продуктам обогащения, получаемым при выделении промпродуктов, показывает, что часть редких и рассеянных элементов концентрируется в промпродуктах. Это теллур, индий, галлий, селен, кадмий. Рациональный анализ промпродуктов указывает на то, что в них относительно более высокое содержание вторичных минералов меди (до 15% от всей меди, перешедшей в промпродукт). Это связано с тем, что вторичные минералы меди склонны к переизмельчению, что отрицательно сказывается на их флотуемости.

Следует отметить, что предложенная схема выделения промпродуктов отличается от ранее выданных технологий большей простотой

и надежность. В процессе исследований проводились опыты по рекомендованному режиму на различных по качеству исходных продуктах. Это приводило к небольшим колебаниям качества промпродуктов. Однако, уровень доизвлечения цинка постоянно сохранялся высоким.

В процессе исследований было отмечено, что получаемые промпродукты могут служить исходным материалом для чисто флотационного цикла обезмешивания.

Расчет экономической эффективности внедрения комбинированных технологий для руд Урала показал их перспективность. Расчет выполнен технико-экономическим отделом института "Унипромедь" и показал, что выделение промпродукта и переработка его методом автоклавного селективного выщелачивания даст экономический эффект в размере 7 млн. рублей в год.

Р. Н. ЩЕКАЛЕВА

УНИПРОМЕДЬ

Е. А. ВЕРШИНИН

УРАЛМЕХАНУБР

И. А. КАКОВСКИЙ, Н. Г. ТЮРИН

УПИ

ОСНОВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА
ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ВКРАТЛЕННЫХ И
КЛЮЧЕДАННЫХ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД

Комплексность использования медно-цинковых руд существенно зависит от условий эффективного использования флотационных реагентов.

В последние годы на обогатительных фабриках медной промышленности Урала внедрены бесцианидные реагентные режимы, основанные на использовании в качестве модификаторов таких реагентов, как сернистый натр, сульфит натрия и цинковый купорос. Несмотря на ряд исследований по взаимодействию этих реагентов с сульфидными минералами, до сих пор нет полной ясности в вопросе механизма их действия. В связи с этим, применяемые технологические режимы флотации, в ряде случаев, не являются оптимальными, и необходимо их совершенствование.

Наиболее эффективным подавителем сфалерита является сернистый натр, эффективность действия которого зависит от его устойчивости во флотационной пульпе, определяемой степенью окисленности минералов, ионным составом пульпы и другими факторами. Нами изучалось окисление сернистого натра в присутствии сульфидных минералов медно-цинковых руд. Концентрацию сульфидных ионов определяли потенциометрическим методом с помощью сульфид-серебряного электрода при непрерывном контроле рН среды.

Опытами по кинетике окисления сернистого натрия в присутствии сульфидных минералов и без них при $pH = 11,0-11,2$ (рис. I) установлено:

По воздействию на скорость окисления сернистого натрия минералы расположены в возрастающем порядке: сфалерит, халькопириты Березовского, Турьянского, Бакальского месторождений (различающиеся содержанием в них пирита) и пирит.

Наблюдаются три стадии изменения концентрации сульфид-иона в присутствии сульфидов металлов (за исключением сфалерита): очень быстрое в начальный период (в течение 3-х минутной агитации при расходе воздуха 2,35 л/час), замедленное во второй стадии и снова с ускорением - в завершающем периоде.

Значительное влияние на процесс окисления оказывает величина и свойства поверхности минерального порошка (ср. кривые 5 и 7, 6 и 8).

Проведенными исследованиями подтверждена каталитическое влияние сульфидов металлов на процесс окисления сульфидной серы в растворе. Определено, что катализатором является окисленное соединение на поверхности сульфидного минерала. При этом предполагается, что наличие активных центров в начальный период процесса обуславливает резкое снижение концентрации сульфид-иона в растворе (первая стадия процесса окисления). При насыщении активных центров протекает замедленный процесс окисления сульфида металла с образованием новых активных центров, причем, в этой стадии лимитирующей является величина поверхности катализатора. При образовании новых активных центров наступает третья стадия ускоренного процесса окисления.

Идентично катализу, флотационная активность сульфидных минералов зависит от наличия на поверхности последних окисленного

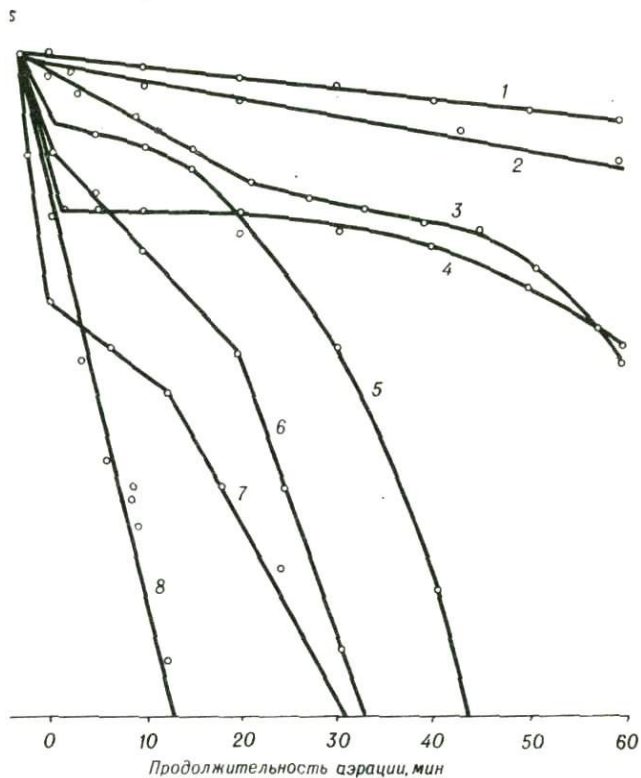


Рис. I. Кинетика окисления сернистого натрия в присутствии сульфидных минералов:

- 1 - раствор Na_2S (без минералов);
- 2 - сфалерит Садонский (-63 +43 μ);
- 3 - халькопирит Березовский (-167 +43 μ);
- 4 - халькопирит Турьинский (-166 +43 μ);
- 5 - халькопирит Гайский (-166 +43 μ);
- 6 - пирит Березовский (-166 +43 μ);
- 7 - халькопирит Гайский (-71 +43 μ);
- 8 - пирит (-74 +43 μ).

формы сульфидов металла.

Степень окисленности поверхности сульфидного минерала, необходимая для взаимодействия с собирателем, или его флотуемость в присутствии сернистого натра характеризуется отношением концентраций сульфид-иона и собирателя.

Отношение концентраций депрессора и собирателя в растворе зависит от природы минерала, условий подготовки поверхности, силы собирателя (длины углеводородной цепи) и ряда других факторов.

В присутствии сульфидной серы при pH среды = 10,0-11,5 проведены опыты флотации галенита, халькопирита, сфалерита и пирита с различными собирателями. Для этого значения pH среды преобладающим продуктом гидролиза раствора сернистого натра является гидросульфид-ион.

Величины отношения концентраций гидросульфида и собирателя (K) при флотации галенита получены: с амилловым ксантогенатом $K = 10^{-6}$; с диэтилдитиокарбонатом $K = 10^{-8}$; с короткоцепочными ксантогенатами $K = 10^{-7}$.

Для успешной флотации халькопирита в присутствии сернистого натра с этиловым ксантогенатом необходимо преобладание концентрации собирателя на один порядок.

Флотация сфалерита подавляется нацело при $K = 10^{-5,75}$ (в присутствии халькопирита).

Флотация пирита осуществляется при $K = (3-4) \cdot 10^{-2}$, т.е. когда концентрация гидросульфида превышает концентрацию собирателя на 1,5 порядка. При этих же значениях pH среды (10-11) без сернистого натра наблюдается полнейшая депрессия пирита.

Так же установлено, что в случае флотации пирита в присутствии сульфид-иона химическая активность собирателя не оказывает существенного влияния, флотацию могут обеспечить даже вспенива-

тели (сосновое масло, изоамиловый спирт).

В связи с вышесказанным, возникает вопрос: как обеспечить необходимую концентрацию подавителя?

По литературным источникам, на устойчивость сернистого натрия во флотационной пульпе оказывают влияние такие широко применяемые в практике обогащения реагенты, как сульфит натрия и цинковый купорос. Однако, до сих пор нет однозначного объяснения действия этих реагентов, особенно в схемах прямой селективной флотации.

Данные исследований, проведенных с аэрацией минеральной суспензии при различных соотношениях сернистого натрия и сульфита натрия, позволили выявить ряд новых и интересных закономерностей.

Во-первых, добавки сульфита или тиосульфата в суспензию минералов мгновенно снижают концентрацию сульфидной серы. Следует подчеркнуть, что и это явление наблюдается только в присутствии сульфидного минерала. При аэрации раствора сернистого натрия с добавками различных количеств сульфита и тиосульфата без минералов ускорения окисления сульфидной серы не наблюдается даже при 5-7 кратном превышении концентрации модификаторов над сульфидной серой.

Во-вторых, в большинстве случаев добавки сульфит- и тиосульфат-ионов в минеральную суспензию с сернистым натром не оказывают значительного влияния на скорость окисления сульфидного иона. Эти модификаторы не только не являются ингибиторами, как это предполагалось нами ранее, но даже несколько ускоряют процесс окисления, особенно при высоких значениях pH и значительном превышении концентраций модификаторов.

В области более низких значений pH (8-9) эти реагенты не оказывают влияния на скорость окисления сульфидной серы, снижая,

тем не менее, ее исходное содержание.

Такие же выводы по влиянию сульфита и тиосульфата на процесс окисления сульфидной серы можно сделать и по результатам аэрации суспензии медно-цинковой руды Карабашского месторождения (рис.2).

Таким образом, в результате применения точных методов непрерывного контроля ионного состава пульпы, получены несколько неожиданные выводы, дающие основание для пересмотра прежних суждений о действии и роли этих реагентов в процессе флотации.

Положительное действие сульфита натрия, наблюдаемое при флотации медно-цинковых руд в промышленных условиях, можно объяснить следующим. Предположим, что для селективного разделения медных и цинковых минералов существует критическая концентрация ионов сульфидной серы. При избыточной дозировке сернистого натра эта концентрация может быть получена после окисления избытка его кислородом воздуха, аэрацией пульпы в течение какого-то отрезка времени. Дозировка сульфита натрия резко сокращает это время и обеспечивает критическую концентрацию сульфидной серы, вызывая "оживление" флотации медных минералов.

Этого же эффекта можно достичь рациональной дозировкой сернистого натра, что подтверждается данными флотации Карабашской руды, приведенными на рис.3. Из этих данных следует, что при индивидуальном применении сернистый натр действует более жестко, чем в сочетании с сульфитом натрия и цинковым купоросом, подавляя флотацию и халькопирита при расходе свыше 300 г/т руды. При этом качество концентрата снижается за счет флотации пирита, активируемого избытком сернистого натра.

Применение сульфита натрия в условиях депрессии сфалерита сернистым натром позволяет сохранить постоянным извлечение меди,

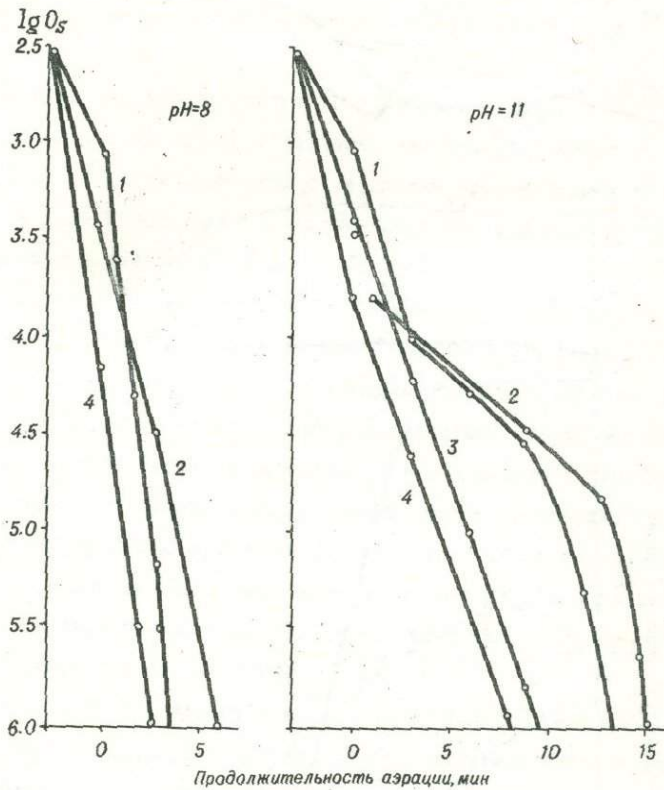


Рис.2. Изменение концентрации сульфидной серы аэрацией раствора Na_2S в присутствии медно-цинковой руды при соотношениях исходных концентраций $S : SO_2$, как 1) 1:0; 2) 2:1; 3) 1:2; 4) 1:4

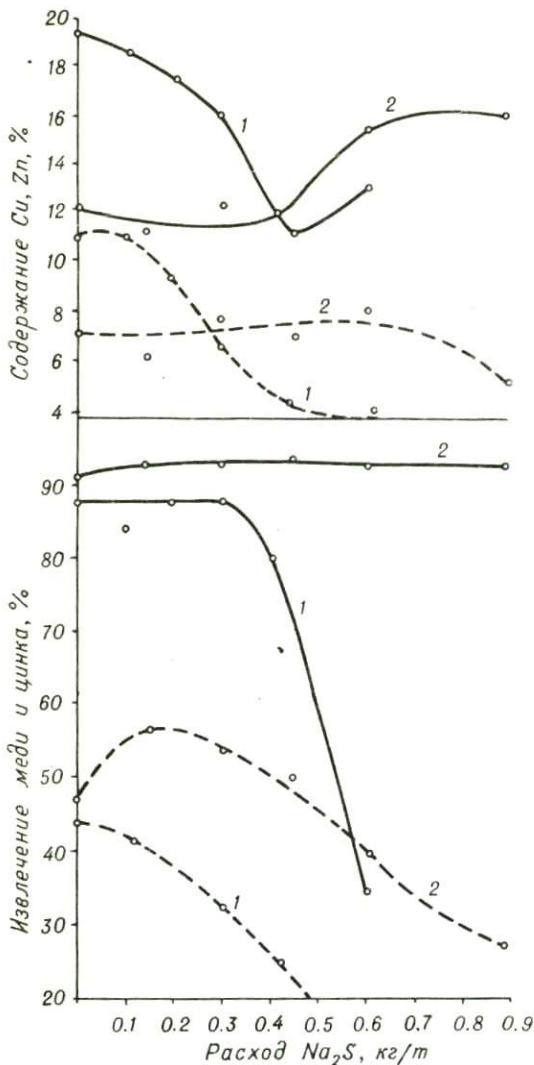


Рис. 3. Влияние сернистого натрия на флотацию медных и цинковых концентратов:

1 - индивидуальное действие;

2 - с ZnSO_4 - 1 кг/т и Na_2SO_3 - 0,25 кг/т

независимо от расхода подавителя. В то же время, для получения идентичных показателей, в случае применения сочетания реагентов по сравнению с дозировкой одного сернистого натра, необходим 3-х кратный расход последнего (при дозировке сульфита натрия - 250 г/т).

Влияние сульфатов цинка или однозначно закисного железа показано на рис.4. из которого следует, что незначительные их дозировки (0,3-0,4 кг/т) совместно с сернистым натром повышают содержание в медном концентрате не только меди, но и цинка, при очень незначительном увеличении извлечения металлов.

Следует оговориться, что действие этих реагентов не ограничивается только регулировкой pH среды в цикле измельчения (фактор, по которому контролирует необходимый расход цинкового купороса). В литературе отмечается, что двухвалентное железо увеличивает сорбцию коагумента на поверхности халькопирита и улучшает его флотацию (что подтверждается нашими опытами); степень гидрофильности поверхности сфалерита возрастает в случае обработки сульфатами цинка или закисного железа; предотвращается избыточное окисление сульфидной поверхности флотируемых минералов за счет окисления двухвалентного железа.

Кроме того, по нашему мнению, в силу большей растворимости образующихся в растворе сульфидов цинка и двухвалентного железа, они являются своеобразными датчиками сульфидного иона - подавителя флотации сфалерита. Соответствующими расчетами установлено, что концентрация сульфид-иона, полученная за счет растворимости указанных сульфидов металлов, почти близка к критической концентрации, необходимой для подавления неактивированного сфалерита при отсутствии в пульпе ионов меди. Недостающее количество сульфидной серы следует восполнить дозировкой сернистого натра, предотвращая

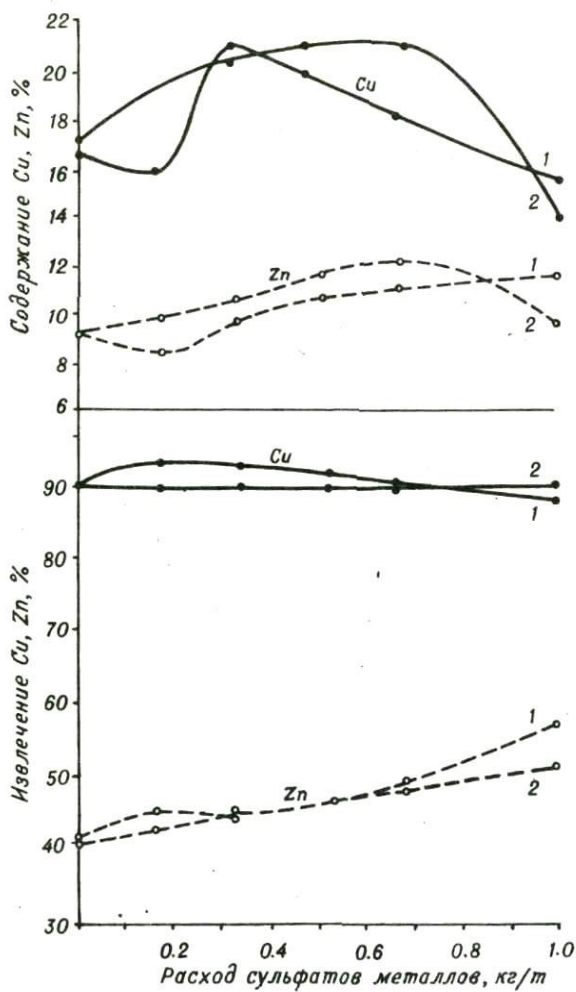


Рис.4. Сравнение действия цинкового (I) и железного (2) флюсов

его быструю окисляемость добавкой цинкового или железного купороса с образованием сульфидов металлов и обеспечивая необходимую для селекции концентрацию сульфид-иона.

Таким образом, на основе оценки действия различных реагентов была установлена принципиальная возможность применения бесцианидного реагентного режима флотации вкрапленных медно-цинковых руд Карабашского и колчеданных - Учалинского месторождений и усовершенствованы рекомендации по номенклатуре применяемых реагентов.

1. В качестве подавителей цинковых минералов можно применять один сернистый натр, не допуская, путем автоматического контроля, его перерасхода сверх установленного оптимального режима.

2. При отсутствии вышеуказанного контроля применение сульфита натрия позволяет нивелировать завышенный расход сернистого натра без существенного подавляющего его воздействия на флотацию медных минералов.

3. Стабилизация концентрации сульфид-иона, необходимой для селекции медных и цинковых минералов, возможна за счет использования цинкового или равноценно железного купороса при контроле их расхода по оптимальному значению pH среды в цикле медной флотации или дозамельчения коллективного концентрата.

В заключение следует отметить, что внедрение бесцианидного реагентного режима флотации на Карабашской обогатительной фабрике обеспечило получение экономического эффекта на сумму 964 тыс. рублей и на Учалинской обогатительной фабрике - 200 тыс. рублей.

Е.А.ВЕРШИНИН, Е.М.КОСИКОВ, И.А.КАКОВСКИЙ,
И.И.РУЧКИН, В.Ф.СУДИЦИНА

УРАЛМЕХАНОБР, УНИПРОМЕДЬ, УТИ

О ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ АЭРАЦИИ ПУЛЬПЫ ПРИ СЕЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ РУД

Известно, что предварительная аэрация пульпы существенно изменяет флотированность сульфидных минералов, что повышает степень их разделения в условиях селективной флотации руд, особенно, содержащих пирротин и быстроокисляющиеся разновидности пирита. Однако управление аэрацией с целью окисления минералов в пульпе затруднено, поскольку в опубликованных работах, рассматривающих этот вопрос, не определены параметры, контролируемые этот процесс.

Многие исследователи отмечают, что концентрация кислорода в жидкой фазе пульпы при обогащении сульфидных руд может быть значительно меньше насыщенной, вследствие поглощения этого газа при окислении. Необходимый для окисления кислород поступает из газовой фазы на твердую поверхность через раствор. Поскольку аэрация предназначена для окисления поверхности минералов, подробное рассмотрение массопереноса кислорода в характерной для флотации системе "газ-жидкость-твердая поверхность частиц руды" позволит установить влияние окисления на концентрацию окислителя и наметить пути к увеличению содержания растворенного газа, что повысит эффективность аэрации.

Возможность точного контроля массопереноса газа в условиях окисления измельченных минералов в растворе представляет методика изучения кинетики окисления, разработанная под руководством [1]. Скорость окисления, по этой методике, непрерывно контролируют по поглощению пульпой кислорода из газовой

фазы с помощью автоматического устройства, сконструированного Н.Г.Тырным и И.А.Каковским, при этом производят постоянную регистрацию содержания растворенного окислителя мембранным электрографическим датчиком. Частицы твердой фазы поддерживают во взвешенном состоянии перемешиванием с заданной интенсивностью.

Для установления факторов, регулирующих величину концентрации кислорода в пульпе, провели опыты по данной методике с окислением пирита Березовского месторождения при $t = 25^{\circ}\text{C}$ и pH 9,2, отношение Д:Т = 5:1.

Серией этих опытов установлено, что с изменением интенсивности перемешивания окисляемой суспензии концентрация кислорода в растворе $(\text{O}_2)_p$ также меняется (рис.1, кривая 2). При этом увеличение числа оборотов мешалки снижает недостаток кислорода в пульпе до определенного предела, после чего дальнейшее повышение скорости перемешивания сопровождается незначительным ростом содержания окислителя. При самом интенсивном перемешивании концентрация кислорода в суспензии составила 91% от насыщенной, рассчитываемой по закону Генри. "Удельная" скорость окисления минерала, равная отношению скорости к величине поверхности порошка $V' = V:S$, с увеличением интенсивности перемешивания также возрастает, но при этом прямо пропорционально зависит от концентрации растворенного кислорода в степени 0,5 (рис.2). Из этого следует, что "удельная приведенная скорость" окисления минерала, рассчитываемая по отношению количества расходуемого на окисление кислорода к времени протекания этого процесса, величине реагирующей поверхности и содержанию окислителя в степени 0,5 от интенсивности перемешивания не зависит, а наблюдаемое изменение скорости окисления обусловлено только изменением концентрации окислителя.

Очевидно, что при интенсивном поглощении из раствора по-

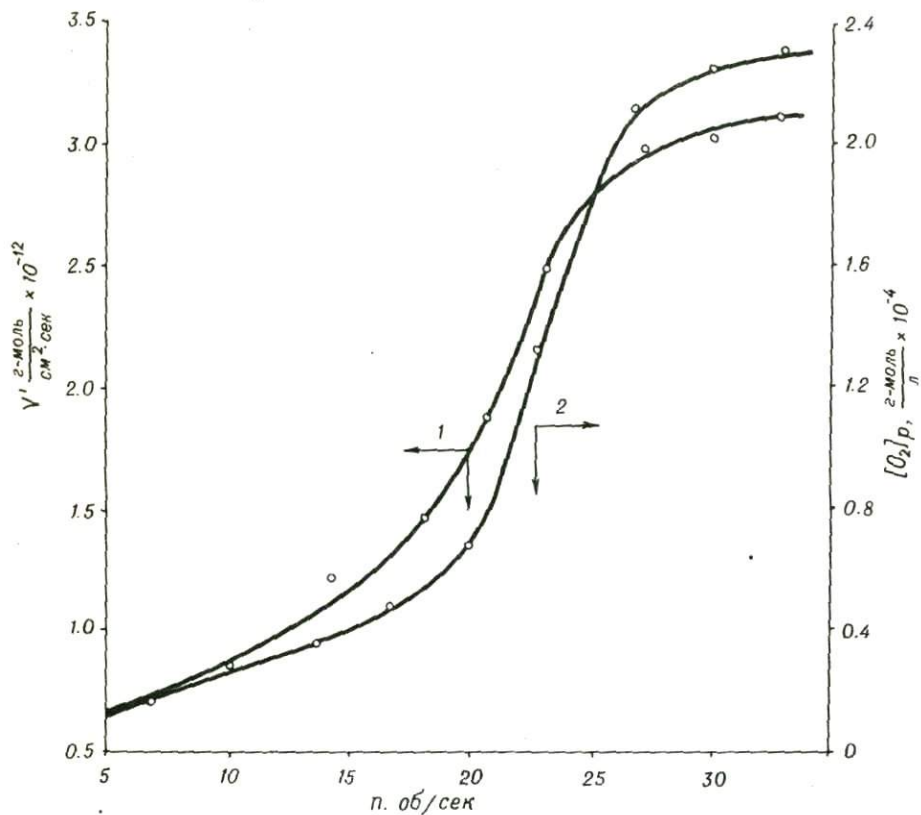
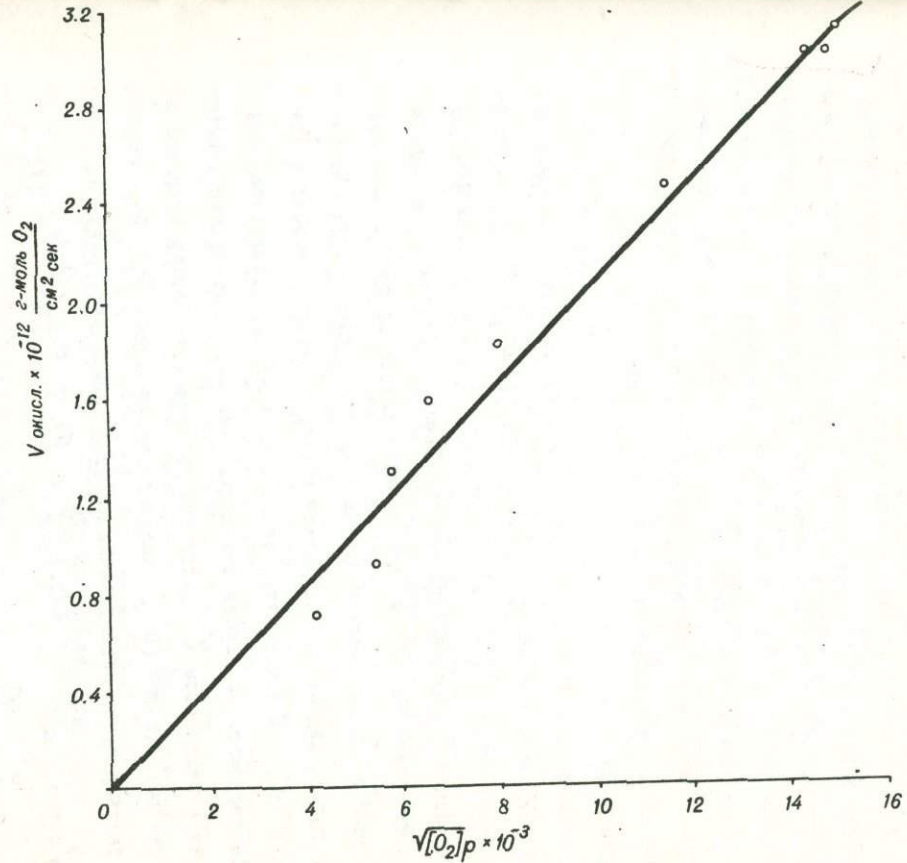


Рис. I. Зависимость концентрации кислорода в растворе $[O_2]_p$ и удельной скорости окисления пирита от интенсивности перемешивания ($t = 25^\circ\text{C}$, $P = 0,21$ ат, $\text{pH} = 12,3$)



1.2. Зависимость скорости окисления пирита $V_{\text{окисл.}}$ от концентрации растворенного кислорода

верхностью окисляемого минерала переход кислорода из газовой фазы в жидкую является лимитирующей стадией изучаемого процесса. Данные опытов подтверждают это: изменение условий транспорта окислителя из раствора к реагирующей поверхности при изменении числа оборотов мешалки не оказывает влияния на величину "удельной приведенной скорости" окисления. Возрастающая интенсивность перемешивания приводит к повышению концентрации кислорода в растворе за счет увеличения скорости массопередачи этого газа из газовой фазы в жидкую, вследствие чего возрастает и скорость окисления пирита, зависящая от концентрации окислителя в степени 0,5.

Механизм переноса вещества путем нестационарной диффузии для гетерогенных процессов является весьма сложным, а математическое описание подчас неопределенным. При рассмотрении массопередачи в системе "газ-жидкость" в химической технологии получила распространение "двухпленочная теория" Льюиса и Уитмена. В основе ее лежит представление о том, что на поверхности раздела газа и турбулентной жидкости имеется пленка жидкости и пленка газа. Чтобы проникнуть в жидкость, газ должен последовательно преодолеть обе пленки, скорость лимитирует пленка с большим сопротивлением, для малорастворимого кислорода это жидкая пленка. На поверхности пленки концентрация газа C_n достигает расчетной по закону Генри, а в жидкости под пленкой $(O_2)_p$ предполагается постоянной. Перенос газа в раствор путем молекулярной диффузии описывает уравнение:

$$V_{дифф} = \frac{dQ}{dt} = -D_L S \frac{dc}{dx} = D_L S \frac{c_i - [O_2]_p}{x}, \quad (I)$$

где $V_{дифф} = \frac{dQ}{dt}$ - скорость диффузии кислорода в растворе;

D_L - коэффициент диффузии газа;

S - величина поверхности раздела фаз;

$\frac{dc}{dx} = \frac{c_i - [O_2]_p}{x}$ - градиент концентрации;

x - толщина пленки жидкости на поверхности раствора.

Эта теория подверглась справедливой критике, поскольку предполагает отсутствие переноса вещества жидкостью в самой пленке, где допускается только ламинарное движение. Реальная гидродинамика включает и турбулентное движение, несомненно влияющее на массоперенос в пограничном слое. Дальнейшее развитие массопередачи вещества получила в работах, в частности, Хигби, Данквертса, где основное внимание было уделено турбулентности и ее влиянию.

Наиболее полное отражение механизм массопередачи получил в теории о диффузионном пограничном слое, которая учитывает как молекулярную, так и конвективную, связанную с движением жидкости, диффузию, включающую проникновение в пограничный слой турбулентных пульсаций. Однако, как уже сказано, строгое математическое описание массопереноса затруднено, и для решения частных вопросов используют упрощенные модели, поэтому качественное объяснение массопереноса кислорода на основе двухплочной теории Льюиса и Уитмена является вполне приемлемым.

Результаты серии опытов по установлению влияния интенсивности перемешивания на скорость окисления показывают, что с повышением числа оборотов мешалки толщина пленки жидкости на поверхности раздела фаз уменьшается, возрастает величина градиента концентрации $\frac{C_1 - [O_2]_p}{\Delta x}$ и величина скорости диффузии кислорода в раствор $V_{дифф}$. При этом концентрация кислорода в растворе повышается, в соответствии с чем увеличивается и скорость окисления пирита $V_{окисл}$. Устанавливается новое равенство скорости доставки кислорода в раствор и его потребления и определяемая этим равенством концентрация окислителя, соответствующая данной интенсивности перемешивания. Толщина диффузионного слоя при любой интенсивности перемешивания не равна нулю, при наличии поглощения концентрация

кислорода в растворе всегда меньше насыщенной.

Исходя из уравнения (1), с уменьшением толщины диффузионного пограничного слоя скорость массопереноса кислорода в раствор, которая лимитирует процесс окисления минералов, возрастает, это определяет возможность интенсификации аэрации. Нами предложен способ аэрации распылением пульпы в воздухе [4], обеспечивающий ограничение диффузионных осложнений для поступления кислорода на поверхность рудных частиц. В этих условиях толщина пограничного диффузионного слоя минимальная, вследствие чего имеется принципиальная возможность интенсифицировать процесс.

Для проверки способа нами использовано следующее аппаратное оформление (рис.3). Пульпа из бачка 1, снабженного мешалкой для предотвращения оседания твердых частиц, самотеком поступает в форсунку низкого давления 2. Избыточное давление воздуха - 200 мм вод.ст. Скорость истечения воздуха - не ниже 10 м/сек. После распыления пульпа самотеком поступала из сосуда 4 во флотомашину 5.

Барботажная аэрация осуществлялась обычным способом - засосом воздуха через импеллер флотомашин.

Проведенными нами исследованиями по аэрации при флотации по разным схемам медно-цинковых руд Учалинского и Сибайского месторождений показано, что при определенной продолжительности барботажки показатели селекции повышаются, в основном, за счет уменьшения флотиремости пирита.

Руда Учалинского месторождения содержала меди 0,87%, цинка 3,16%, серы 42,5%, содержание в руде Сибайского месторождения составило, соответственно, 1,18%, 2,8% и 43,2%. Предварительно был подобран оптимальный технологический режим, обеспечивающий получение достаточно высоких показателей обогащения. Результаты опытов, представленные на рис.4, показывают, что извлечение меди из Учалин-

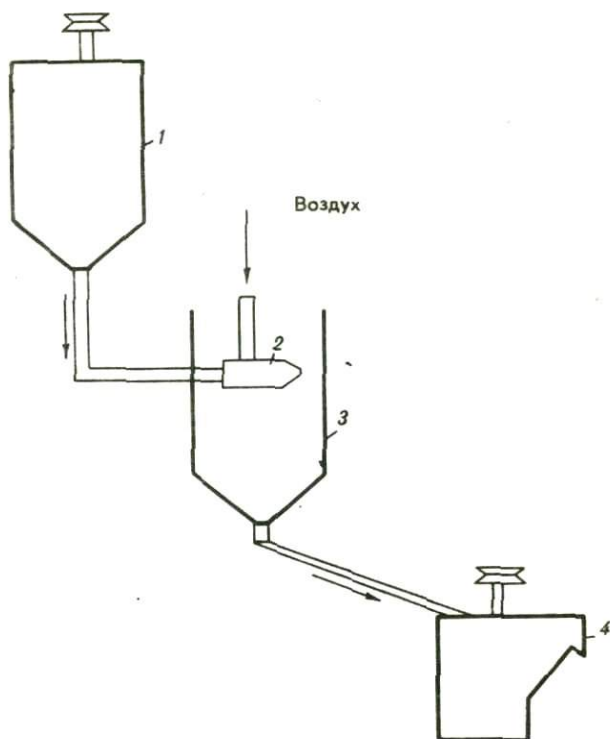


Рис.3. Установка для аэрации пульпы распылением:
1 - Агитатор; 2 - Форсунка; 3 - Кондиционер; 4 - Флегмашина

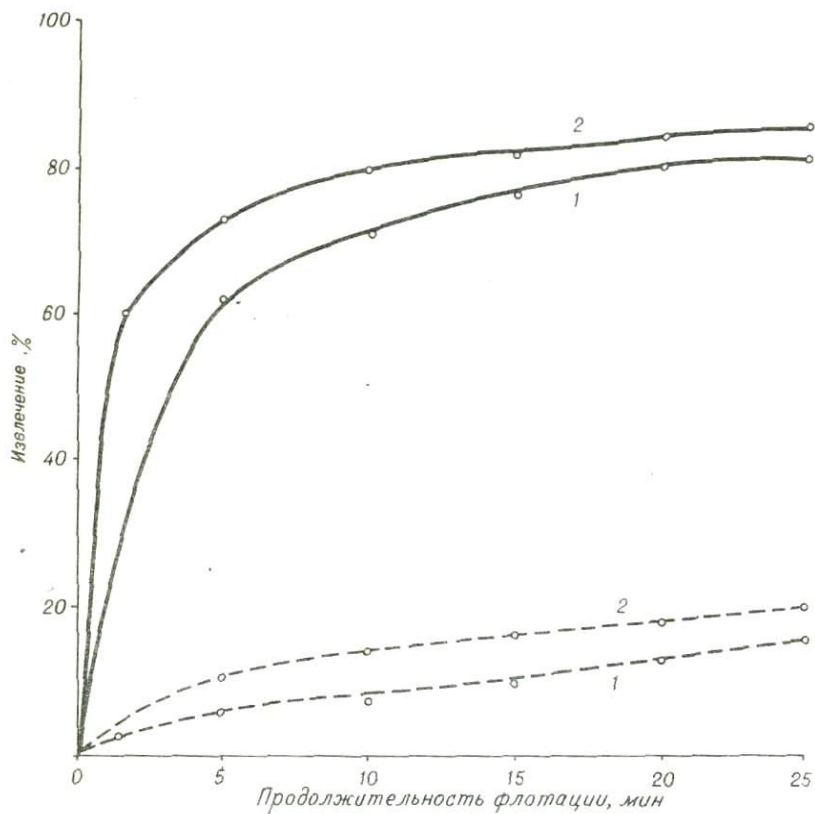


Рис. 4. — извлечение меди
 --- извлечение цинка

Влияние аэрации распылением на флотацию медно-цинковой руды Сибайского месторождения

ской руды повышено на 1,1%. Потери цинка в медном концентрате сокращены на 4,6%. Увеличение продолжительности аэрации до 10 минут приводит к активации сфалерита и, как следствие, нарушению селективности.

Данные о скорости флотации руды Сибайского месторождения с применением аэрации распылением, представленные на рис.4, показывают, что подготовка пульпы методом распыления позволяет в некоторых случаях интенсифицировать процесс флотации. Например, в наших опытах скорость флотации меди возросла в 1,5 раза. Имеет место также увеличение извлечения меди на 2% и одновременное повышение качества концентратов на 1,8%. При флотации руды Учалинского месторождения по коллективной схеме флотации с предварительной аэрацией распылением. Были поставлены также опыты с распылением пульпы кислородом. Из полученных результатов следует, что в случае применения кислорода повышается качество концентратов, за счет депрессии пирита его перекислением.

По результатам выполненной работы нами сделаны следующие выводы.

1. Кратковременная предварительная аэрация может быть резервом дальнейшего повышения комплексного использования некоторых типов колчеданных медных и медно-цинковых руд.

2. Предложен и испытан с положительными результатами новый способ предварительной аэрации пульпы путем ее распыления в воздушной среде.

3. Необходимы дальнейшие исследования в данном направлении с целью установления количественных закономерностей предварительной аэрации пульпы.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Каковский И.А., Косиков Е.М. "Обогащение руд". 1974, № 1, 28-31.
2. Тюрин Н.Г., Каковский И.А. Изв. ВУЗов, "Цветная металлургия", 1963, № 2, 172-173.
3. Косиков Е.М., Каковский И.А., Вершинин Е.А. "Обогащение руд", 1973, № 4, 39-41.
4. Вершинин Е.А. и др. Способ подготовки пульпы к флотации. Авт.свид. № 427736, СССР.
5. Киреев В.А. Курс физической химии. Москва, 1955.

Показатели флотации медно-цинковой руды Учалинского месторождения с применением азарции

Наименование показателей	Селективная флотация		Распыление кислородом	Распыление азотом	Коллективная флотация	
	без азарции	обработкой с оксигенацией 5 мин.			без азарции	распыление воздухом
Выход концентрата, %	12,6	11,3	9,6	14,9	35,2	34,5
Содержание в концентрате, %						
м е д и	5,3	5,8	7,17	5,1	2,64	2,14
ц и н к а	4,2	3,12	4,44	5,2	8,5	9,1
Вовлечение в концентрат, %						
м е д и	73,6	74,7	75,6	79,8	82,3	85,6
ц и н к а	15,0	10,4	11,9	22,1	87,5	89,5

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Каковский И.А., Косиков Е.М. "Обогащение руд", 1974, № 1, 28-31.
2. Тюрин Н.Г., Каковский И.А. Изв. ВУЗов, "Цветная металлургия", 1963, № 2, 172-173.
3. Косиков Е.М., Каковский И.А., Вершинин Е.А. "Обогащение руд", 1973, № 4, 39-41.
4. Вершинин Е.А. и др. Способ подготовки пульпы к флотации. Авт.свид. № 427736, СССР.
5. Киреев В.А. Курс общей химии. Москва, 1955.

УНИПРОМЕДЬ

СОСТОЯНИЕ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
ЗОЛОТА ИЗ МЕДНЫХ И МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УРАЛА

Сульфидные медные и медно-цинковые руды Урала содержат помимо основных компонентов благородные металлы, редкие и рассеянные элементы. Содержание золота в рудах, перерабатываемых на уральских обогатительных фабриках, колеблется в широких пределах от 0,20 до нескольких граммов на тонну руды.

Последние годы характеризуются дальнейшим ростом объемов добычи и переработки руд. Ввод в эксплуатацию двух очередей Гайской, трех очередей Учалинской обогатительных фабрик и частичная реконструкция Сибайской фабрики обеспечили значительный рост объемов переработки руд, извлечения и выпуска металлов в концентратах.

На всех обогатительных фабриках Урала внедрена бесцианидная технология флотации, что позволило полностью исключить возможность потерь растворенного золота. Однако это, к сожалению, не оказало заметного влияния на повышение его извлечения.

Несмотря на некоторый рост извлечения в 1973 году, уровень извлечения золота из медных и медно-цинковых руд остается недостаточно высоким. Основные потери золота связаны с пиритсодержащими продуктами и отвальными хвостами.

Уровень извлечения золота в медный концентрат определяется, главным образом, природой и характером его взаимосвязи с минералами, слагающими уральские руды.

Большинство уральских руд характеризуется тонкодисперсным (амульсионным) характером вкрапленности золота и преимущественной

ассоциацией его с пиритом. К этому типу руд относятся колчеданные руды Учалинского, Сибайского, Девятарского месторождений, Междозерного рудника, 5-й залежи Гайского месторождения, а также руды шахты Красногвардейская. Объем этих руд в 1973 году составил значительную часть от общего объема переработки руд на обогатительных фабриках Урала.

На фабриках, перерабатывавших, в основном, сплошные колчеданные руды, характеризующиеся тесной ассоциацией золота с пиритом, извлечение золота не превышает 50%. На фабриках, перерабатывающих вращенные и смешанные руды, извлечение золота достигает 80%. Следует отметить, что в ряде случаев отсутствует прямая зависимость между содержанием золота в руде и его извлечением в медный концентрат, т.е. уровень попутного извлечения золота во многом определяется вещественным составом руд и характером его ассоциации с рудными минералами.

По вопросам изучения природы золота в уральских рудах и характера его потерь различными научно-исследовательскими институтами выполнено более 100 работ.

Гайская фабрика.

По рудам Гайского месторождения выполнено более 10 научно-исследовательских работ. В ряде исследований указывалось на возможность извлечения части золота гравитационными методами. Однако, при проверке этих рекомендаций в условиях Гайской обогатительной фабрики эти выводы не подтвердились. В связи с этим, в последние годы был выполнен целый ряд новых исследовательских работ, которые, к сожалению, не подтвердили возможность попутного извлечения шлихового золота и золота, покрытого пленкой, гравитационными методами.

В частности, институтом "Уралмеханобр" в 1963 году проведено поисковое исследование по изысканию условий интенсификации процесса флотации с целью повышения извлечения золота.

При этом было установлено, что:

- золото под микроскопом не обнаруживается;
- распределение золота по классам крупности пропорционально выходам каждого класса, что указывает на равномерный и тонкий характер включения золота.

Был испытан целый ряд реагентов-собирателей: бутиловый, амидовый, гексилевый ксантогенаты, изопропилтиокарбонат, изопротилатилтиокарбонат, минереки, диксантогенид, соляровое масло; модификаторы (известь, содовые отходы Ачинского глиноземного завода), а также сульфит натрия, бисульфит аммония, гексаметафосфат, фосфорнокислый натрий и др.

Изучено также влияние на флотацию золота степени измельчения руды, плотности пульпы, перечистных операций грубого медного концентрата (с доизмельчением и без него).

Однако повысить извлечение золота в медный концентрат без снижения его качества не представилось возможным.

Повышение извлечения золота в медный концентрат связано только с увеличением его выхода за счет флотации пирита, что ведет к снижению качества медного концентрата.

Опыты по гидравлической классификации в восходящей струе воды пиритных концентратов и отвальных хвостов также не дали положительных результатов.

Выполненные поисковые исследования по цианированию "сырых" пиритных концентратов и отвальных хвостов в различных условиях обеспечивают невысокое извлечение золота.

Применение предварительного обжига с последующим цианирова-

нием позволяет значительно повысить извлечение золота из пиритного концентрата.

В 1972 году сотрудниками СКГМИ изучено распределение золота по продуктам обогащения и проведено изыскание возможных способов повышения его извлечения при переработке руд 5-й залежи Гайской обогатительной фабрики.

В результате исследований установлено, что потери золота в хвостах флотации происходят за счет золота, связанного с пиритом. Свободного золота в хвостах флотации не обнаружено.

По данным опробований установлено, что в циркуляционных нагрузках замкнутых циклов измельчения имеет место некоторая аккумуляция золота.

Применение гидравлических ловушек в циклах измельчения положительных результатов не дало.

Исследования по изысканию возможности выделения золотосодержащего пирита, проведенные СКГМИ совместно с институтом "Унипримедь" и Гайским комбинатом, показали возможность повышения извлечения золота.

Карабашская фабрика.

Установлено, что в исходной руде небольшая часть золота представлена свободными зёрнами, которые могут быть извлечены гравитационными методами.

Испытания гидроловушки на сливе классификаторов I-й стадии измельчения не дали удовлетворительных результатов. Поэтому дальнейшие испытания были прекращены до завершения реконструкции измельчительного отделения для создания перепадов для установки гидроловушек на сливе мельниц II стадии.

Красноуральская Фабрика

При переработке руд месторождения им. Ш Интернационала на Красноуральской Фабрике наибольшая аккумуляция золота наблюдается в разгрузке мельниц II-й стадии измельчения.

Проведены промышленные испытания гидроловушек, позволившие уточнить степень повышения извлечения золота.

При этом суммарное извлечение золота из руд Ш Интернационала в медный концентрат и пески гидроловушек повысилось.

Основным резервом повышения попутного извлечения золота из руд месторождения им. Ш Интернационала является установка и постоянная эксплуатация гравитационных аппаратов для его улавливания в цикле измельчения. В настоящее время работы в этом направлении проводятся институтами "Унипромедь", СТИ и комбинатом.

Учитывая отсутствие аккумуляции золота в песках при переработке сплошных колчеданных руд (Учалинского, Сибайского и Красногвардейского месторождений), извлечение золота из них гравитационными методами нецелесообразно.

Среднеуральская Фабрика

На фабрике перерабатываются колчеданные руды Дежтарского, Учалинского и Сибайского месторождений, отличающиеся тонкодисперсной ассоциацией золота с пиритом, что характеризует их как наиболее сложные для извлечения золота.

Периодическое опробование песков классификаторов на золото не обнаруживает заметной его аккумуляции.

Установлено, что золото находится в тонкодисперсном состоянии и связано исключительно с сульфидами, в основном, с пиритом, связь золота с нерудными минералами отсутствует. Эти данные показывают, что применение к подобным рудам гравитационных методов

обогащения нецелесообразно.

Анализ поведения благородных металлов при обогащении сплошных сульфидных медно-цинковых руд Дегтярского и Учалинского месторождений на Среднеуральской обогатительной фабрике показал, что основные потери золота и серебра происходят за счет тонкодисперсной их связи с сульфидами железа, сконцентрировать которые в виде обогащенного золотом продукта не представляется возможным.

Учалинская фабрика

Характерной особенностью Учалинских руд является высокая дисперсность золота в сульфидных минералах. Основное количество золота приурочено к пириту в форме чрезвычайно тонких (до молекулярных) включений.

Свободное золото в учалинских рудах практически отсутствует, и только в отдельных пробах руд выявилось наличие свободного золота.

Основной причиной низкого извлечения золота в медный концентрат является его тесная ассоциация с пиритом. Внедрение бесцианидной технологии не оказало заметного влияния на повышение извлечения золота.

В рудах Мезозерного месторождения отмечается несколько повышенная концентрация благородных металлов в сульфидах меди и цинка по сравнению с учалинскими рудами.

В 1971 г. профессором С.М.Анисимовым (СКИИ) при изучении условий возможного извлечения золота из руд Учалинского месторождения установлено, что в постелях первого и второго классификаторов концентрация золота и серебра отсутствует.

Ситовый и дисперсионный анализы пиритного концентрата показали, что золото и серебро распределяются пропорционально выходам

классов.

Рациональный анализ золота в пиритном и медном концентратах показал, что они практически не содержат свободного золота.

Наибольшая часть золота в пиритном концентрате находится в обнаженном состоянии и извлекается цианированием.

После дополнительного измельчения пиритного концентрата до 94,5% -0,065 мм доля этого золота повышается.

Большая часть золота в пиритном концентрате находится в форме весьма тонких включений.

Для извлечения золота из пиритного концентрата были испытаны гравитационный метод и флотация концентрата. Однако ни тот, ни другой способы обогащения не дали удовлетворительных результатов.

Прямое цианирование сырого концентрата дает низкое извлечение золота. Предварительное его доизмельчение до 96% -0,05 мм позволило несколько повысить извлечение золота.

Извлечение золота резко повышается при цианировании после предварительного низкотемпературного обжига, тонкого измельчения старка и предварительного выщелачивания его серной кислотой.

Кировградская фабрика

Основная часть всех перерабатываемых руд - вкрапленные, медно-цинковые и медные руды Левихинского, Ломовского, Новосеховского, Гумешевского месторождений с невысоким содержанием золота.

Исследованиями установлено, что при переработке вкрапленных и сплошных сульфидных руд значительное извлечение благородных металлов происходит в пиритные продукты за счет тонкой ассоциации золота с сульфидами железа и минералами пустой породы.

Гравитационными методами существенно повысить извлечение золота оказалось невозможным.

Выполненными исследованиями была показана возможность извлечения золота цианированием пиритных концентратов после их обжига. Но технико-экономические расчеты показали, что затраты на цианирование продуктов Кировградской фабрики значительно превышают доходы от реализации доизвлеченных благородных металлов.

В 1966 г. институтом "Уралмеханобр" были проведены промышленные испытания центробежно-гидравлических ловушек с целью повышения попутного извлечения золота при обогащении отдельных сортов руд, содержащих свободное золото. Результаты получены неудовлетворительные.

Дальнейшее существенное повышение извлечения золота может быть достигнуто при комплексной переработке пиритсодержащих продуктов.

Сибайская фабрика

На фабрике перерабатываются медные и медно-цинковые колчеданные руды Сибайского месторождения.

Характерными особенностями руд являются:

отсутствие свободного золота, покрытого пленками;

в связи с весьма тонкой вкрапленностью благородных металлов в пирите, золото в основе извлекается в пиритный концентрат;

извлечение золота в медный и цинковый концентраты невелико;

золото настолько тонко вкраплено в пирите, что даже переход фабрики на бесцианидную технологию не оказал заметного влияния на повышение его извлечения.

В связи с низким извлечением золота в медный и цинковый концентраты при переработке руд Сибайского месторождения, изучением причин и поисками путей повышения его извлечения занимался целый ряд институтов.

По данным профессора Анисимова (СКИМИ) следует, что ни в одном из классов руды и хвостов не происходит какой-либо концентрации золота и серебра; последние распределяются в руде и пиритном концентрате пропорционально выходам классов. Такое распределение золота и серебра в классах руды и пиритного концентрата указывает на тесную связь их с пиритом.

Большая часть золота в пиритном концентрате находится в форме тончайших включений в пирите.

Минералогическое изучение руды также показало, что основной формой золота является тончайшая, до субмикроскопической, вкрапленность частиц золота величиной в несколько микрон и менее в сульфиде, главным образом в пирите.

Испытание гравитации измельченной руды и пиритного концентрата с применением гидравлической ловушки показали, что концентрация золота и серебра в нижнем продукте ловушки при обогащении как руды, так и хвостов не наблюдается.

Извлечение золота и серебра в концентраты пропорционально их выходам.

Фильтрация предварительно доизмельченного пиритного концентрата с последующей его перемешкой также не дала положительных результатов.

Высокое извлечение золота из пиритного концентрата достигнуто при цианировании огарка.

Лучшими условиями оказались: низкотемпературный обжиг, тонкое измельчение огарка, выщелачивание его слабым раствором серной кислоты, цианирование выщелоченного огарка слабым раствором цианида в течение 12-24 часов. При этом в слабокислый раствор извлекается большая часть меди и цинка.

В целях дальнейшего увеличения выпуска и повышения извлече-

ния драгметаллов из медных и медно-цинковых руд Урала необходимо:

1. Ускорить работы по достройке обогатительных фабрик Урала (Гайской, Сибайской, Среднеуральской, Красноуральской), что будет способствовать увеличению объема переработки руд, увеличению выпуска и повышению извлечения металлов, в том числе благородных.
2. Внедрить усовершенствованные схемы флотации медных и медно-цинковых руд на Среднеуральской, Карабашской, Гайской, Сибайской, Учалинской и Кировградской обогатительных фабриках.
3. Испытать на Гайской, Карабашской, Кировградской, Турьинской и Бурибаевской фабриках щелевые концентраторы и при положительных результатах внедрить.
4. Организовать систематический сбор золото содержащих песков и железного скрапа на всех фабриках.
5. Провести на Гайской обогатительной фабрике промышленные испытания схемы выделения золотоносного пирита с использованием короткоконусных гидроциклонов и концентрационных столов.
6. В связи с тем, что повышение качества медных концентратов при обогащении достигается за счет удаления пирита и, соответственно, золота, связанного с ним, такие изменения в дальнейшем должны осуществляться после предварительного экономического обоснования с учетом сквозного извлечения по всему циклу добычи, обогащения и металлургической переработки.
7. Организовать комплексную переработку пиритных концентратов, что позволит существенно повысить извлечение золота.

Н. И. ЕЛИСЕЕВ, Н. В. КИРБИТОВА, И. Н. ЗАЙЦЕВА

УНИПРОМЕДЬ

К ВОПРОСУ СТАРЕНИЯ ОСАДКОВ, ОБРАЗУЮЩИХСЯ В ЖИДКОЙ ФАЗЕ ФЛОТАЦИОННЫХ ПУЛЬП

В связи с тем, что флотация большинства сульфидных медно-цинковых руд проводится в щелочных средах, одним из основных типов реакций, протекающих в жидкой фазе флотопульп, являются реакции гидролиза солей меди, цинка и железа с образованием коллоидно-дисперсных осадков гидроксидного типа. Наличие солей металла в жидкой фазе пульпы обусловлено либо введением их для активации (депрессии) минералов, либо растворением окисленной части минералов. Образующиеся коллоидно-дисперсные осадки могут существенно повлиять на конечные результаты флотации /1, 2/ за счет сорбции части ксантогената осадками, что приводит к его нерациональному использованию. Расход ксантогената при флотации медно-цинковых руд, как правило, колеблется в весьма широких пределах. Одной из причин этого являются различные условия образования гидроксидных осадков в жидкой фазе флотопульп.

Предыдущими исследованиями установлено, что состав осадков, образующихся при взаимодействии медного и цинкового купороса с растворами извести, неоднороден /3/. Осадок может содержать основные сульфаты типа $Me_2SO_4 \cdot 3Me(OH)_2$, гидроксид металла и оксид металла. Соотношение между указанными соединениями в осадке определяется величиной рН, при которой проводилось осаждение, и исходной концентрацией соли.

Учитывая, что время пребывания пульпы во флотационном процессе с учетом операции сгущения может достигать нескольких часов, представлялось интересным проследить изменение состава

осадков при различном времени контакта их с маточным раствором - старение осадка и влияние старения на результаты флотации. В качестве объекта исследований выбрана система $\text{CuSO}_4\text{-OH}^-$, как наиболее часто встречающаяся в практике флотации медно-цинковых руд. Старение осадков в системе $\text{CuSO}_4\text{-OH}^-$ наблюдается визуально: уменьшается во времени видимый объем осадка, что, очевидно, связано с потерей неструктурной воды, изменяется цвет осадка от бледно-голубого через синий, грязно-зеленый в коричневый.

Просмотр изучаемых осадков на электронном микроскопе EF-4 показал, что процесс старения сопровождается значительной коагуляцией частичек осадка.

Изменение цвета осадков при старении в условиях различных значений pH жидкой фазы оценивалось по изменению абсолютных коэффициентов диффузного отражения при длине волны 480 нм. Запись проводилась на спектрофотометре СФ-14. Условия записи: скорость развертки спектра - 3, щели - I.

Приведенные данные (рис. I) об изменении коэффициента отражения осадков свидетельствуют о том, что определяющее влияние на процесс старения оказывает величина pH маточного раствора: чем выше pH, тем большие изменения претерпевает абсолютное значение коэффициента диффузного отражения осадков при различном времени старения.

Подобная же закономерность была выявлена при исследовании химического состава осадков. Осадки анализировались на содержание меди и серы, что позволило оценить степень их изменения в процессе старения.

Анализ данных таблицы показывает, что кинетика старения осадков, изменение их химического состава определяется величиной pH маточного раствора. Содержание меди и серы в осадках, образо-

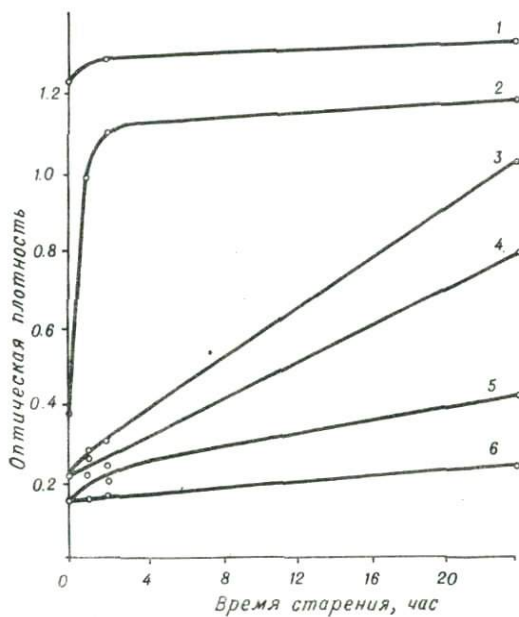


Рис. I. Изменение абсолютного коэффициента диффузного
сражения при $\lambda = 480$ нм. осадков системы
 $\text{SiSO}_4 - \text{CaO}$ при старении.

Значение pH системы:

1 - 12,0	4 - 9,5
2 - 11,0	5 - 9,0
3 - 10,0	6 - 8,0

Данные химического анализа осадков, полученных в системе $\text{CuSO}_4\text{-OH}^-$ при различном времени старения

Время старения, в час.	Содержание меди и серы (%) в осадках системы $\text{CuSO}_4\text{-OH}^-$, полученных при значениях рН							
	9,0		10,0		11,0		12,0	
	медь	сера	медь	сера	медь	сера	медь	сера
Без старения	54,1	7,35	52,5	7,56	54,1	6,23	66,8	0
2	54,0	7,13	52,8	-	56,7	5,52	70,5	0
4	54,1	7,06	53,4	6,78	63,8	4,14	69,6	0
24	54,1	7,06	56,6	6,23	69,2	2,01	70,3	0

ванных при рН=9 и 10, при старении изменяется незначительно. В осадках, полученных при рН = 11, эти изменения более существенны: если свежеприготовленный осадок содержит 54% меди и 6,25% серы, то есть близок к основному сульфату меди $\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$ (медь - 56,4%, сера - 7,0%), то при старении наблюдается частичный переход этой соли в гидроксид, о чем свидетельствует повышение содержания меди в осадке до 69,2% и понижение содержания серы до 2,01%. Старение осадка при рН = 12 также сопровождается увеличением содержания меди с 66,8 до 70,3%, что может быть объяснено дегидратацией выделившейся гидроксиды меди с переходом ее в CuO .

Увеличение содержания гидроксиды в твердой фазе при старении было подтверждено термогравиметрическим анализом осадков, образованных из растворов медного купороса (500 мг/л) при рН 11,5. Анализ проводился на дериватографе (Венгрия).

На кривых ДТА осадков (рис.2) наблюдается четыре эндозффекта (170° , 250° , 320° , 760°C) и один экзозффект 490°C . По данным (4,5) эндозффект при 170°C характерен для гидроксиды меди, а зффекты при 250° , 320° , 760° , 490°C - для основного сульфата меди $\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$.

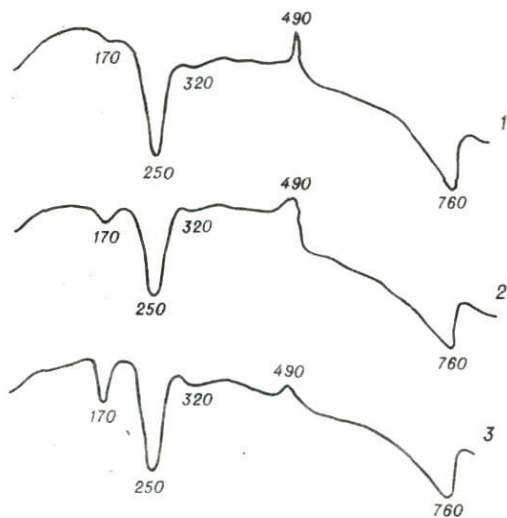


Рис.2. Кривые ДТА осадков системы $CuSO_4-OH$
(рН маточника 11,5)

- 1 - осадки не подвергались старению
- 2 - старение 4 часа
- 3 - старение 24 часа

Повышение величины эндозффекта при 170°C на кривых ДТА свидетельствует об увеличении содержания гидроокиси меди в изучаемых осадках при увеличении времени их старения.

Спределения удельной поверхности, выполненные на приборе Дерягина, показали, что удельная поверхность осадков составляет 14-15 $\text{м}^2/\text{г}$, т.е. на 2 порядка выше, чем удельная поверхность частиц флотационной крупности. Это указывает на возможный значительный вклад вновь образованных соединений в кинетику сорбционных явлений при флотации, что определяется их повышенной сорбционной емкостью.

Наблюдаемые изменения, протекающие при старении осадков: переход гидросоединений сульфатов в гидроокись и окись меди—должны существенно изменить сорбционную емкость осадков и, следовательно, повлиять на флотуруемость минералов. В частности, результаты флотации во многом будут определяться скоростью выведения ионов ковантогената из флотосистемы.

Кинетику выведения ковантогената из жидкой фазы, содержащей тонкодисперсные осадки, изучали методом снятия спектров в интервале длин волн 263-366 нм на спектрофотометре типа *Specord*.

Раствор ковантогената калия вводился в реакционную ячейку, содержащую осадки, образованные при взаимодействии растворов серноокислой меди и извести ($\text{pH} = 11,5$) и выдержанные в контакте с маточным раствором различное время. Отобранные по времени пробы жидкой фазы анализировались на остаточную концентрацию ковантогенатного иона по методике, приведенной в работе /6/.

Данные рисунка 3 наглядно иллюстрируют замедление выведения ковантогенатного иона из жидкой фазы, содержащей медные осадки, при увеличении времени старения этих осадков. Это может быть следствием изменения фазового состава осадков, а также процессов коагуляции, имеющих место при старении осадков.

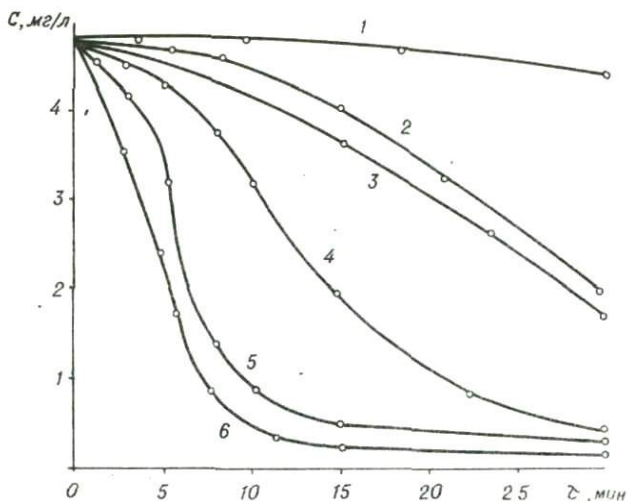


Рис.3. Кинетика выведения цианогенного иона из жидкой фазы в присутствии осадка системы $\text{SiSO}_4\text{-OH}^-$ ($\text{SiSO}_4 - 50$ мг/л, $\text{pH} = 11,5$)

Время старения осадка:

1 - 6 часов 3 - 3 часа 5 - 1 час
2 - 4 часа 4 - 2 часа 6 - 5 мин

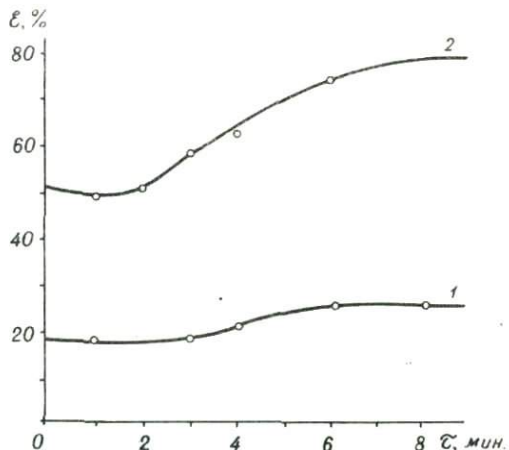


Рис.4. Зависимость флотируемости пирита от времени старения осадков системы $\text{SiSO}_4\text{-OH}^-$
Значения pH : 1 - 8,0; 2 - 10,5

Влияние на флотационную систему фактора старения изучаемых осадков было проверено при флотации чистого пирита крупностью -0,15 мм при отношении Т : Э = 1 : 15. Во флотационной камере создавались условия для образования осадка системы $\text{SiSO}_4\text{-CaO}$ и его старения при заданной величине pH. Затем вводился минерал и после пятнадцатиминутного контактирования его с осадком проводилась флотация с использованием ксантогената калия и изоамилового спирта. В продолжении всего опыта поддерживалось постоянное значение величины pH добавлением раствора извести.

Данные, полученные при проведении флотационных опытов, полностью согласуются с представленными выше результатами. В низкощелочной области изучаемые осадки при старении изменяются очень незначительно, в связи с чем старение осадков при величине pH = 8 фактически не изменяет флотиремости минерала в этой области (рис.4).

Старение осадков при величине pH пульпы, равной 10,5, приводит к увеличению извлечения минерала с 50% до 77%. Это объясняется уменьшением поглощения ксантогената осадками при их старении, что обеспечивает увеличение реального количества ксантогената, взаимодействующего с минеральной поверхностью.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Гроссман Л.И., Каджиев П.Г. Изучение условий депрессирующего действия цинксодержащих осадков на флотацию сфалерита и других сульфидов. Труды У научно-технической сессии института "Механобр", т.1, Л., 1967.
2. Базанова Н.М., Митрофанов С.И. К вопросу активации и дезактивации цинковой обманки. Сборник трудов Гинцветмета, вып.19, 1962.

3. Кирбитова Н.В., Елисеев Н.И. О кинетике выведения иона ксантогената в присутствии медьсодержащих осадков в щелочных средах. Труды института "Унипромедь", вып.17, 1974.
4. Маргулис Е.В. Исследование основных сульфатов меди. Журнал неорганической химии, т.7, вып.8, 1962.
5. Чалый В.П. Гидроксиды металлов. "Наукова думка". Киев, 1972.
6. Носков А.М., Цех И.В., Жирнова А.В., Кирбитова Н.В., Елисеев Н.И. С возможности применения ультрафиолетовых спектров поглощения для изучения кинетики адсорбции ксантогената на коллоидно-дисперсных осадках. Труды института "Унипромедь", вып.16, 1973.

М. Д. ЕПИСКОПСЯН

АРМИПРОЦВЕТМЕТ

КОМПЛЕКСНАЯ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА
МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ В АРМЯНСКОЙ ССР

Медные концентраты, перерабатываемые на предприятиях цветной металлургии по существующей пирометаллургической схеме, помимо основных компонентов (меди, серы и железа) содержат золото, серебро, цинк, свинец, селен, теллур, висмут и др. редкие металлы.

В медных концентратах медно-молибденовых месторождений помимо указанных элементов присутствуют также молибден и рений.

При существующем способе переработки медных концентратов из этого многокомпонентного сырья извлекаются: 85-90% благородных металлов, 90-95% меди, 25-30% селена и теллура и 30-40% серы.

Остальное количество ценных компонентов в том или ином виде выбрасывается в отвал.

Пирометаллургический способ переработки медного сырья, применяемый в металлургии меди с древнейших времен до наших дней, сыграл большую роль в истории развития медного производства. Однако, невысокие технологические показатели, тяжелые условия труда, трудность контролирования работы пирометаллургических агрегатов, высокий температурный режим, большие потери как основных, так и сопутствующих ценных элементов шихты являются неизбежным злом этого периода.

Необходимо отметить также, что при пирометаллургическом способе переработки медного сырья выделяется большое количество не утилизируемых вредных газов, которые затрудняют работу цехового персонала и отравляют окружающую атмосферу. На наш взгляд, техническая реконструкция металлургических процессов медного производ-

ства и совершенствование технологии переработки медных концентратов в дальнейшем должны развиваться по двум направлениям:

1. Гидрометаллургическая переработка медных концентратов с предварительной пирометаллургической подготовкой шихты к выщелачиванию;

2. Повышение степени десульфуризации обжигового передела и отдельная гидрометаллургическая переработка тонких пылей отходов сернокислотного производства.

В этой связи нами были проведены исследования по сульфатизирующему обжигу медных концентратов в Армянской ССР и выщелачиванию огарка.

Опыты по сульфатизирующему обжигу были проведены в лабораторном и крупнолабораторном масштабах при разных температурных и газозвудушных режимах.

Оптимальная температура сульфатизирующего обжига для медных концентратов в Армении оказалась в пределах 580-610°С.

При двухступенчатом выщелачивании огарка (сначала водой, а затем слабым раствором серной кислоты) извлечение меди в раствор доходило до 97-97,5%, а цинка до 95-96%).

Опыты по выщелачиванию огарка показали, что в раствор кислоты выщелачивания переходит около 55-60% серебра.

Полученные нейтральные растворы были подвергнуты электролизу с нерастворимыми анодами, а кислые - цементации металлическим железом.

Для извлечения благородных металлов кеки после сернокислого выщелачивания подвергали низкотемпературному хлорирующему обжигу с поваренной солью. Выщелачивание хлоридов осуществляли насыщенным раствором поваренной соли. Из хлоридных растворов медь и благородные металлы осаждали железом.

В целях установления оптимальных параметров выщелачивания огарка и цементации меди и благородных металлов изучалась кинетика растворения окислов меди в разных растворителях (H_2SO_4 , HCl) и цементации меди и серебра из сульфатных и хлоридных растворов. Кинетика указанных процессов изучалась с применением методики вращающегося диска, обладающей важнейшими преимуществами: простым и легко рассчитываемым гидродинамическим режимом и равнодоступностью поверхности.

Результаты опытов показали, что цементация меди и серебра из сульфатных и хлоридных растворов в пределах определенной кислотности (для H_2SO_4 - до 30 и для HCl до 10 г/л) протекает в диффузионной области, выше этих пределов переходит в кинетическую область.

На основании полученных данных были вычислены энергии активации и установлены зависимости констант скоростей реакций от температуры

$$\lg K_{Cu} = -3,52 - \frac{690}{T} \quad \text{и} \quad \lg K_{Ag} = -3,324 - \frac{660}{T}$$

При этом было выявлено, что цементация меди железом из насыщенных хлоридных растворов при равных условиях идет в несколько раз быстрее, чем из обычных растворов.

Изучение кинетики растворения окиси меди в соляно-кислых и серно-кислых растворах показало, что эти реакции также идут в диффузионном режиме с экспериментальными энергиями активации 2,82 и 2,94 ккал/моль, а растворение закиси меди в указанных растворах протекает с кинетическими осложнениями из-за образования металлической меди на поверхности диска.

Кек после выщелачивания хлоридов меди и благородных металлов с содержанием железа 50-54% и минимальным количеством серы может быть использован как сырье для получения чугуна или железа.

Из отработанных кислых растворов цинк можно извлекать обычными способами. После цементации меди и благородных металлов получаются хлоридные растворы, содержащие значительное количество глауберовой соли. Эту соль можно выделить из растворов с помощью кристаллизации.

Тонкая пыль пылесадительных систем, шламы и промывные растворы сернокислотного производства содержат значительное количество цветных и редких металлов. Эти отходы могут быть переработаны отдельной схемой с извлечением всех ценных элементов.

Ориентировочными технико-экономическими расчетами получены следующие результаты по извлечению ценных компонентов, %:

<i>Cu</i> (в катоды)	-	96,7-98
<i>Zn</i> (в окись цинка)	-	95
<i>Fe</i> (в железный к-т)	-	92
<i>Al</i> (в анодный шлам)	-	85-86
<i>Ag</i> (в анодный шлам)	-	92-93
<i>S</i> (в H_2SO_4)	-	80

При этом себестоимость 1 т катодной меди составляет - 614 руб., коэффициент рентабельности производства - 0,72, затраты на 1 руб. товарной продукции - 72 коп., в степень комплексного использования сырья - 95,4%.

На современных медеплавильных заводах извлечение меди в конечную продукцию не превышает 94-95%, а степень комплексного использования сырья 80-86%.

Такие ценные компоненты как железо, цинк и ряд других элементов полностью теряются в отвал. Кроме приведенных преимуществ разработанная нами комбинированная схема ликвидирует загазованность производства.

Таким образом, проведенный комплекс исследований показал возможность эффективной переработки медных концентратов Армянской ССР по пирогидрометаллургической схеме с высокими показателями извлечения основных и попутных ценных компонентов шихты на базе безотходного производства.

Б.М. КИРЮКИН, Г.И. АРЖАННИКОВ, Ю.Л. СЕЛЕЗНЕВ, Л.М. БОДЯГИНА

УНИПРОМЕДЬ

И.И. РУЧКИН, И.П. ПОСТОВАЛОВ, Д.Д. ВАРГАСОВ

УРАЛМЕХАНСЕР

А.А. КОЛССОВ, А.В. ШАБАНИН

СУМЗ

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОЛЧЕДАНЫХ МЕДНО- ЦИНКОВЫХ РУД ДЕГТЯРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Колчеданные руды Дегтярского месторождения относятся к группе руд Урала, отличающихся тонкокристаллическим монолитным строением и сильно развитой трещиноватостью, образовавшейся в связи с явлениями динамического метаморфизма. Особенность руд - полидисперсный характер вкрапленности сульфидов меди, цинка и пирита.

Исследование руд осуществляется с 1925 года. Первые работы в этой области посвящены изысканию условий эффективного извлечения меди из руд зоны цементации.

Начиная с 60-х годов (с возрастанием цинка в руде), исследования направлены на изыскание селективной технологии обогащения с получением медного, пиритного, а затем и цинкового концентратов. В конце 50-х годов содержание цинка достигает 1,4-1,5% - начинается промышленное освоение селективной флотации дегтярских руд.

Следует отметить, что в разработку технологии обогащения дегтярских руд внесли свой вклад все крупнейшие ученые страны, значительные работы выполнены А.Л. Сагрядян.

Дегтярская руда это руда полиметаллическая. Относительная стоимость основных ценных компонентов в ней может быть приближен-

но представлена в следующем виде, %: сера - 31,5; железо - 20,4; медь - 17,7; редкие металлы - 16,4; цинк - 9,5; благородные металлы - 4,5. Таким образом, в этих рудах первое место в ценностном отношении занимает сера, а стоимость редких элементов лишь незначительно ниже ценности меди, почти в два раза выше цинка и в четыре - благородных металлов.

В то же время современный уровень фактического использования при обогащении ценных компонентов (по основным извлекаемым полезным составляющим - меди, цинку, сере, золоту и серебру) находится на уровне 60%.

Дегтярская медно-цинковая руда характеризуется промышленными содержаниями основных и некоторых редких металлов, что связано с наличием собственных минералов их либо присутствием их в виде изоморфной примеси в халькопирите (медь, золото, серебро), сфалерите (цинк, кадмий, серебро), теннантите (медь, мышьяк), галените (свинец, висмут).

В продуктах обогащения отмечается значительная концентрация основных элементов (коэффициент концентрации более 10) и слабая концентрация редких металлов, за исключением кадмия, свинца, индия.

Таким образом, все редкие элементы связаны с основными рудными минералами - халькопиритом и сфалеритом, и поэтому проблема комплексности дегтярских руд в цикле обогащения сводится к проблеме увеличения извлечения этих минералов и уменьшения потерь их в хвостах.

Характерной особенностью всех исследований руд Дегтярского месторождения является необходимость применения весьма тонкого измельчения руды (практически до 100% кл. - 74 мкм) и доизмельчения продуктов обогащения (до 90-98% кл. - 43 мкм). Полного раскрытия зерен сульфидов даже при измельчении руды до 20 мкм не происходит.

Начиная с 70-х годов в переработку вводятся руды новых горизонтов, вещественный состав которых резко изменился. Содержание вторичных минералов меди возрастает в 2-3,2 раза и составляет 35-47%, сульфатов - до 4-8%. Вторичные минералы меди в основном представлены ковеллином и борнитом.

Ухудшение качества руды привело к снижению показателей обогащения. Возрастает потеря цинка в медном концентрате и особенно меди в коллективных и медных хвостах. Следует отметить возрастающую природную активность пирита и сфалерита в руде, а также резко возросшую активацию сульфидов цинка и железа в селективном цикле флотации.

Руда непрерывно перерабатывается по коллективно-селективной схеме флотации, внедренной в 1961 г. Однако технологический режим претерпел коренные изменения. В 1970 г. переработка переведена на бесцианидную технологию флотации с использованием, в качестве подавителей, сульфида натрия и цинкового купороса. Вскоре были разработаны режимы с использованием сульфита и бисульфита натрия. Перевод технологии обогащения на бесцианидную технологию позволял повысить извлечение меди до 72-75% и цинка до 57-59% в одноименные концентраты, а использование железного купороса как модификатора перед пиритной флотацией позволило довести уровень извлечения пирита до 70%. Реконструкция главного корпуса фабрики в 1971-72 гг. с установкой пневмомеханических машин позволила вовлечь в селективную переработку все дегтярские руды и удвоить выпуск цинкового концентрата.

В последние годы детально изучается минералогический состав руд и продуктов обогащения, в результате в классическую схему коллективно-селективной флотации вносятся изменения.

Так, по схеме разработанной институтом "Уралмеханобр", цинковый концентрат получают в виде пенного и камерного продукта. Данная схема сейчас проходит промышленную проверку на фабрике.

Институтом "Унипромедь" разработана схема, в которой использовано различие во флотаивности одноименных минералов цинка, позволившая извлекать медь до 75-78%, цинка - до 65%.

Данная схема уже смонтирована на фабрике и в ближайшее время будет испытана.

ПОЛУЧЕНИЕ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ
ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Рассеянные металлы индий, таллий, галлий, селен, теллур, германий, как правило, не имеют собственных месторождений; их минералы встречаются в виде включений в различных рудах, поэтому производство их базируется, в основном, на полиметаллическом сырье, при переработке которого их получают попутно с цинком, свинцом, медью, алюминием и другими металлами.

В случае полного извлечения рассеянных металлов на предприятиях, перерабатывающих свинцово-цинковые и медные концентраты, пиритные огарки, алюминийсодержащее сырье, ежегодно в мире можно было бы получать сотни тонн индия, таллия, галлия, селена, теллура. Однако существующие сложные схемы получения в качестве попутной продукции не обеспечивают полного извлечения.

Уровень развития промышленности рассеянных металлов далеко не соответствует потенциальным возможностям их производства. Спрос на индий и галлий в капиталистических странах превышает их производство, что связано с развитием полупроводниковой техники. Не хватает в мире и селена.

Усилия многих зарубежных фирм направлены на увеличение объема производства рассматриваемых металлов, что связано с попыткой расширить их сырьевые возможности, увеличить комплексность использования сырья за счет повышения извлечения и совершенствования технологических схем.

Индий. Основными промышленными источниками получения индия в капиталистических странах являются кеки от выщелачивания цинка

и пыли свинцового производства.

В 1970 году в капиталистических странах получено около 50 т индия, из них в Канаде - 23,3 т., Японии - 9,3 т, США - 8,1 т, ФРГ - 3,7 т, Бельгии - 2,3 т, Перу и Нидерландах - по 1,1 т.

В 1972-73 гг. производство индия сократилось, что связано с поступлением бедного по индию сырья и закрытием ряда свинцово-цинковых заводов. Производство индия в Канаде снизилось до 15,5 т, Японии - до 3,4 т.

Основным поставщиком индия является Канада, где на заводе "Трейл", мощностью 30 т индия в год фирмы "Коминко", его получают из свинцовых пылей и шликеров.

Из пылей и кеков выщелачивания индий извлекают в США на заводах в Порт-Амбой и Денвере фирмы "Асарко", в Японии на заводах "Миттака" и "Токехаро" фирмы "Мицуси Майнинг энд Смелтинг", заводе "Микайеи" фирмы "Ниппон Майнинг", заводе "Акита" фирмы "Мицубиси Майнинг энд Смелтинг".

На заводе "Аннака" компании "Тохо Цинк" в кеках от выщелачивания много ценных компонентов: цинк (2,3%), железо (26%), свинец (4%), медь (0,7%), кадмий (0,2%), индий (0,003%) и пр. Этот завод может служить примером высокой степени комплексности использования сырья.

Всушенный кек направляют на обжиг и затем в электропечь - на плавку. Одним из продуктов плавки является шлак, содержащий железо, свинец, цинк, серу, медь, кадмий и индий. После разделения шлака на немагнитную и магнитную (медьсодержащий чугунок) фракции, последняя отправляется на завод в Фудзюка для получения чугуна. При этом образуется пыль, содержащая около 0,15% индия. Пыль транспортируется снова на завод в Аннака, где из нее извлекают индий гидрометаллургической переработкой.

Завод "Айдзу" фирмы "Никко Сметтинг" также является примером высокой комплексности использования сырья, где возгоны, содержащие индий, перерабатываются хлорирующим обжигом в трубчатых печах.

Несколько отличной от существующих схем переработки цинковых кеков выщелачивания является процесс Зиллерета, разработанный Корпорацией "Серро де Паско" в Ля-Оро-Йя (Перу). Гранулы из смеси кека и углеродсодержащего материала восстанавливают в печи при 1100°C . Цинк, свинец, кадмий и индий возгоняются и затем разделяются гидрометаллургическим методом. Медь и серебро остаются в губчатом железе.

В Италии на заводе "Турто-Маргера" разработана технологическая схема для выделения цинка, германия и индия из сложного по составу сырья. После сушки во вращающихся печах, кеки плавят при 1250°C . Полученные возгоны обрабатывают для отделения цинка. Индиевый концентрат, полученный после осаждения танната германия, обжигают при 400°C для удаления органики. Выводятся из концентрата мышьяк по реакции Блюментала, медь - железной стружкой. Из очищенного раствора (45 г/л In) индий выделяется цементацией, рН раствора около 2.

Полученный черновой индий (97,5%) после плавки губки в железных тиглях рафинируют электролизом и плавкой в вакууме при 960°C с добавлением 0,1 г/л полиакриламида. Электролиз проводят с катодами из нержавеющей стали при 100 а/м^2 . Электролит непрерывно циркулирует в замкнутом цикле с фильтрацией.

Товарный металл получают чистотой 99,98%.

Своеобразным расширением сырьевой базы для получения индия является освоение процесса переработки пиритных сгарков хлорирующим обжигом в присутствии хлора на заводе в Дуйсбурге (ФРГ).

Возгоняющиеся при 1200°C хлориды цветных металлов растворяются в серной кислоте. В отфильтрованном растворе после очистки осаждают кадмий, таллий, индий цинковой амальгамой. Полученную амальгаму подвергают ректификации в 12-ти ступенчатой фракционной колонке с выделением ртути, содержащей 0,5% кадмия, в верхней части колонки и кадмия 99,95%-ной чистоты - в нижней части. Таллий и индий накапливаются в реторте и удаляются по мере накопления. Их разделение осуществляется серной кислотой, при этом таллий переходит в раствор в виде таллия, а индий остается в амальгаме, которую различают и получают гидрат окиси индия, растворяющийся в соляной кислоте. Чистый раствор хлорида индия, содержащий 500 г/л индия, подвергают электролизу с ртутным катодом. Из амальгамы (30-40% индия) индий извлекают электролизом хлорида индия при 250° ; анодом является амальгама индия, катодом - расплавленный индий, накапливавшийся в процессе.

Рафинирование индия, цинка и кадмия осуществляется на заводе сорбцией из сернокислотного раствора на хелатных смолах (слабокислый катионит аминокислотной кислоты в натриевой форме (Леватит СА-920).

Таллий. При полном вовлечении в производство промпродуктов цинковых и других предприятий США могли бы получать около 100 т таллия, против фактического выпуска в несколько тонн. Сложность извлечения всех редких металлов в том, что они размазываются по всем переделам и большая часть их попадает в отвал.

Основным сырьем для получения таллия за рубежом являются пыли свинцового производства в США, Японии, Италии, Перу и возгонны обработки пиритных огарков в ФРГ, упомянутые выше. При агломерации свинцовых концентратов в пыль переходит от 50 до 70% таллия (в виде окиси таллия), 30% селена, 34% таллия, 15% кадмия. В

агломерате полностью остаются галлий, индий, германий и таллий в сульфатной форме. При шахтной плавке агломерата в пыль переходит до 90% кадмия, 30% таллия, 20% индия, 60% теллура и 40% селена. Остальное количество этих элементов распределяется между черновым свинцом, штейном, шпензой и шлаком.

В целом по свинцовому производству в пыль редкие металлы переходят в следующем количестве: 75% кадмия, 80% таллия, 50% теллура и 50% селена.

Выбор схемы переработки пылей свинцовых заводов для извлечения редких металлов обусловлен особенностями технологии основного производства, источниками пылеобразования, составом пылей и рядом других факторов.

На большинстве заводов используется многократная циркуляция пыли для повышения содержания ценных компонентов с последующим выводом из цикла и переработкой богатого продукта.

Пыли, содержащие таллий, подвергают различным переработкам. Так на заводе "Окер" (ФРГ) их обжигают с целью окисления. Полученный огарок измельчают и выщелачивают 20%-ным раствором серной кислоты при 60-70°C. Таллий переходит в раствор на 50%, цинк - на 90%, кадмий - на 80%, мышьяк - на 70%.

Таллий из раствора осаждают в виде кристаллического осадка двойной соли, из которой его выщелачивают горячей водой.

Существенным недостатком этой схемы является низкое извлечение таллия (30%). Поэтому предложено вместо водного выщелачивания двойных хлоридов использовать содовые растворы, которые способствуют разложению малорастворимых соединений таллия.

При использовании окислительного обжига редкие элементы частично переходят в возгоны, частично остаются в огарке. Предварительной обработкой пылей сульфатирующим или хлорирующим обжи-

гом достигается перевод малорастворимых соединений металлов в сульфатную форму и удаление мышьяка.

Фирма "Асарко" (США) на заводе в Денвере перерабатывает в осекомышьяковистые пыли свинцового производства, получая 12 т/год таллия. Пыли сначала сульфатизируют при 430°C с добавлением серной кислоты и извести в трубчатой печи. Таллий остается в твердом остатке, который выщелачивают с хлористым натрием и хлорируют при 800°C . Таллий переходит в хлоридные возгоны, которые выщелачивают при 90°C горячей водой. Компактный таллий получают восстановлением хлорида таллия.

Из аналогичных пылей получают таллий и в Ля-Оройя (Перу), где таллий осаждают бихроматом натрия, вместо сульфида натрия. Из раствора таллий осаждают на цинковых листах с последующим рафинированием таллиевой губки.

Существенным недостатком схем получения таллия из пылей является наличие трудоемких операций, приводящих к низкому его извлечению.

При фьюминговании шлаков на заводе "Бален" (Бельгия) в возгоны вместе с окисью цинка переходит и германий (0,1%). Остаток после выщелачивания цинка из возгонов содержит 0,3% германия, который переходит в раствор. После фильтрации германий осаждают в виде кека, который перерабатывают с промежуточным получением тетрахлорида германия.

Подвергая тетрахлорид германия гидролизу в сосуде с водой получают двуокись германия.

Металлический германий получают при восстановлении двуокиси водородом при 650 и 1000°C в две стадии.

Таллий. Запасы этого металла в капиталистических странах сосредоточены преимущественно в алюминийсодержащих и цинковых

рудах и углях. Производство галлия за рубежом в 1973 году составило около 15 т.

Основным сырьем для получения галлия в капиталистических странах являются бокситы, при переработке которых методом Байера 75% галлия переходит в виде галлата натрия в алюминатный раствор. При дальнейшей переработке алюминатных растворов галлий снова распределяется между осадком и раствором. Накопление галлия в растворе ведет к повышению концентрации галлата. После выделения основного количества алюминия в оборотных растворах создается почти пятидесятикратное обогащение галлием по сравнению с исходными рудами.

Поэтому алюминатный раствор за рубежом представляет промышленный интерес как сырье для получения галлия.

В США алюминатный раствор подвергают медленной карбонизации для выделения из него 90% алюминия в виде гидроксида, что снижает количество галлия, увлекаемого в осадок. Получаемый раствор подвергают выкручиванию и вторичной карбонизации. Обогащенный осадок содержит около 6,45% окиси галлия.

Часть осажденной гидроксида алюминия после карбонизации подается снова на нее для затравки.

Во Франции для лучшего обогащения раствора галлием предложено сочетать разложение обратного алюмината раствора по методу Байера с двухстадийной карбонизацией.

Металлический галлий получают либо из обогащенных галлием концентратов, либо из алюминатных очищенных растворов.

Осадки, содержащие менее 1% окиси галлия, обрабатываются соляной или серной кислотами с последующим извлечением галлия экстракцией. Так, в США по этому методу полученный после выделения 90% гидроксида алюминия галлий растворяют в соляной кислоте.

Раствор после подкисления подвергают экстракции. Из органической фазы галлий реакстригируют водой.

Водную вытяжку после очистки подвергают электролизу для выделения галлия.

В Англии для извлечения галлия из алюминатных растворов используется экстракция его 20%-трибутилфосфатом в бензоле. Извлечение галлия в раствор около 90%.

В ВНР широко используется электрохимическое выделение галлия из алюминатных растворов.

Процесс осуществляется с образованием на ртутном катоде амальгамы, которую после ее насыщения галлием до 1% промывают водой и разлагают раствором едкого натра.

Разложение проводится в герметическом реакторе в присутствии кусочков железа или графита. Галлат натрия поступает на электролиз с неокисляющимся катодом из стали или жидкого галлия.

Более перспективным является получение галлия цементацией его натриевой амальгамой, которая образуется при электролизе обратных алюминатных растворов с ртутным катодом.

Красные шламы после переработки бокситов содержат 0,007% галлия. На заводе "Б.Кидрич" в Шибеник (СФРЮ) шламы предложено перерабатывать для выделения железа и галлия. Шлам растворяют смесью соляной кислоты и хлористого аммония, получаемые растворы содержат железо, которое затрудняет использование экстракции и электролиза для выделения галлия.

Поэтому раствор очищают от железа, восстанавливая его хлористым титаном. В растворе после обработки его родамином-Б галлий находится в виде комплексного соединения, из которого выделение галлия на 94% осуществляется экстракцией смесью бензина и диэтилового эфира (3:1). Ст органического растворителя галлий отде-

ляют реакстракцией водой.

В последние годы уделяется особое внимание росту объема производства галлия.

Совершенствуются существующие технологии и разрабатываются новые, но, к сожалению, сведений по их сути нет.

В Японии разработана технология по переработке скрапа полупроводниковых предприятий с целью извлечения галлия.

В Англии галлий получают из пыли газогенераторных установок, сжигающих угли. Кроме галлия в пыли в значительных количествах содержится и германий, после выделения которого в виде тетрахлорида германия следует схема извлечения галлия. Дистиллят, содержащий галлий, очищается от тяжелых металлов алюминиевой стружкой.

После добавления соляной кислоты полученный раствор подвергается экстракции изопропиловым эфиром. После соответствующей обработки раствор направляется на электролиз для извлечения галлия.

За рубежом рений извлекают попутно при переработке молибденовых концентратов, получаемых при обогащении руд медно-порфириновых месторождений. В настоящее время (1973 г.) производство рения в капиталистических и развивающихся странах составляет 5 т. К странам, производящим рениевую продукцию, относятся: США, ФРГ, Англия, Франция, Швеция, Бельгия, Чили, Япония. В США в 1973 г. было произведено - 2,9 т рения, потреблено - 2,0 т. Примерно 80% рения за рубежом идет на изготовление катализаторов для нефтехимической промышленности.

В Чили фирма "Карбомет" увеличила производство рения с 320 до 1230 кг/год. В 1974-1975 гг. фирма "Арико" предполагает ввести в действие установку по производству рения мощностью 1500 кг/год. На заводе будет внедрена экстракционная технология извлечения

рения, разработанная и применяемая с 1971 г. по 1973 г. на опытном заводе в г. Голдене, фирма "Континентал рениум Корп."

Рений извлекают из отходящих газов печей для обжига молибденитовых концентратов.

Из скрубберных растворов системы улавливания газов извлекают молибден и рений, используя процессы сорбции и экстракции. Рений селективно извлекают аминами: при сорбции применяют смолы алкиламинового типа ("ДАУБКС"), при экстракции - соответствующие экстрагенты (третичные амины типа "аламин").

Схема извлечения рения на одном из заводов (завод фирмы "Кеннекот коппер корп.", филиал "Юта коппер дивижн", в г.Юта) описывается ниже.

Молибденитовые концентраты, содержащие $0,2\% \text{ Re}$, обжигаются в многоподовых печах при $t = 540-650^\circ\text{C}$.

Рений при обжиге возгоняется на 90%. Концентрация рения в отходящих газах - $0,001-0,002\%$ (10-20 частей на миллион). Газы проходят систему очистки, состоящую из циклона и скруббера (типа "Вентури"). Содержание рения в циркулирующем скрубберном растворе, часть которого выводится для извлечения рения, составляет $0,2-0,5$ г/л. Раствор окисляется хлором для перевода молибдена, рения и железа в соответствующие соединения высшей валентности. После осаждения примесей (Си и др.) растворы направляются в сорбционные колонны, наполненные смолами алкил-аминового типа ("Дау-экс"). При содержании в растворе $\text{Re} - 0,82$ г/л, $\text{Mo} - 7,50$ г/л до проскака сорбируется 99,8% рения. Емкость ионита - $55 \text{ мл} \cdot \frac{\text{Re}}{\text{мл}}$ ионита, насыщение ионита проводят до 89,7 мг/л. Степень сорбции молибдена - менее $0,3\%$. Промыв смолу водой, элвируют молибден и другие примеси раствором NaOH (200 г/л). Потери рения при щелочном элвировании $\sim 1\%$. Смолу вновь промывают водой и элвируют

рений 0,5 и раствором NH_4SCN (роданистым аммонием).

Извлечение рения при алвазии составляет 98,4-99,8%; содержание рения в алвате составляет 7-10 г/л. Состав перрената аммония, полученного из алвата, %:

Re - 65-70, Mo - 0,11-0,89, Ca - 0,005-0,1, Fe - 0,01-0,02, Al - 0,01, S - 0,025. После перекристаллизации получается продукт, %:

Re - 66-72 ^{х)}, Mo - 0,02-0,07, Ca - 0,005-0,001, Fe - 0,005-0,01, Al - 0,001, S - 0,01.

В настоящее время из-за отсутствия технико-экономических показателей трудно оценить эффективность того или иного способа получения рассмотренных элементов. Это обстоятельство осложняется и чисто объективными причинами: спецификой предприятия, технологией производства основного металла, видом сырья, применяемым оборудованием и прочими многими причинами.

Однако следует отметить, что в капиталистических странах при переработке комплексного сырья уделяется большое внимание максимально полному извлечению ценных компонентов.

^{х)} Очевидно, приведен состав высушенного и частично прокаленного продукта, т.к. содержание рения в перренате аммония не может быть выше 69,43% согласно химической формуле.

Р. К. АРУСТАМЯН, Э. Г. ГУКАСЯН, А. П. МЕЛИКСЕТАН

АРМНИПРОЦВЕТМЕТ

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА КАДЖАРАНСКИХ МОЛИБДЕНОВЫХ
КОНЦЕНТРАТОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО
СЫРЬЯ ДЛЯ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Директивами XXIV съезда КПСС в числе главнейших направлений развития цветной металлургии нашей страны предусматривается значительное улучшение комплексного использования сырья, широкое внедрение замкнутых технологических схем с полной переработкой полупродуктов и организация использования отходов производства на металлургических предприятиях.

Указанные направления в полной мере касаются также развития цветной металлургии Армянской ССР, в частности, осуществления комплексной переработки молибденовых концентратов Каджаранского медно-молибденового комбината.

Учитывая требования современной техники к ассортименту и качеству специальных сталей, основной задачей комплексной переработки молибденовых концентратов является получение молибденовой продукции с низким содержанием примесей цветных металлов для ферросплавной промышленности, которая ныне потребляет около 80% выпускаемых промышленностью соединений молибдена.

В выпускаемых на отечественных предприятиях стандартных молибденовых концентратах основными примесями являются окислы, карбонаты и сульфиды кальция, свинца, цинка, магния, меди, железа и других, которые при окислительном обжиге реагируют с трехокисью молибдена с образованием соответствующих молибдатов и сульфатов.

Химический состав производственного молибденового огарка, полученного обжигом каджаранского молибденового концентрата в печи кипящего слоя: молибден - 49,9%, железо - 2,5%, общая сера -

2,76%, цинк - 0,1%, олово и сурьма - 0,3%, свинец - 0,1%, мышьяк - 0,025%, медь - 0,45%. Огарки указанного состава, вследствие высокого содержания примесей, не могут быть применены в производстве ферромolibдена.

Изучение литературных данных и данных химического и вещественного состава молибденовых огарков в печи кипящего слоя, а также проведенные поисковые исследования по промывке огарка водой и растворами минеральных кислот показали, что наиболее эффективным способом очистки огарка от примесей серы, цветных металлов и неметаллических включений представляется способ гидрометаллургической обработки огарка растворами азотной кислоты.

В связи с этим представляли практический и теоретический интерес исследования по изучению растворения окислов молибдена (MoO_3 и MoO_2) в растворах азотной кислоты при различных температурах.

Результаты этих исследований показали, что при обработке MoO_3 и MoO_2 в 7-10% растворах азотной кислоты при температуре выше 60°C значительная часть молибдена, перешедшего в раствор в виде комплексов $\text{MoO}_2(\text{NO}_3)_2$, $\text{Mo}_2\text{O}_5(\text{NO}_3)_2$ и $\text{Mo}_3\text{O}_8(\text{NO}_3)_2$, в дальнейшем, вследствие гидролиза этих соединений, выпадает в осадок в виде молибденовой кислоты, что приводит к сокращению степени перехода молибдена в раствор.

Для изучения возможности окисления дисульфида молибдена, содержащегося в производственных огарках печи кипящего слоя, были проведены исследования по изучению кинетики окисления его слабыми растворами азотной кислоты методом вращающегося диска.

При этом установлено, что реакция протекает в диффузионном режиме и при определенных условиях возможно окисление сульфидной серы.

Таким образом, проведенные исследования с чистыми соединениями молибдена подтвердили практическую целесообразность гидрометаллургической доводки огарков печи кипящего слоя растворами азотной кислоты.

С целью установления оптимальных параметров процесса промывки молибденового огарка, обеспечивающего удовлетворительную очистку его от примесей, были проведены исследования по обработке огарка печи кипящего слоя растворами азотной кислоты в интервале концентраций от 30 до 75 г/л, при температурах 20°, 60°, 80°С и при различных соотношениях твердой и жидкой фаз.

Полученные экспериментальные данные показали, что содержание серы и других примесей в промытом огарке резко снижается при обработке огарка растворами азотной кислоты от 7% и выше, при соотношении Т : Ж = 1 : 2 и температуре 80°С.

С целью удаления влаги и оставшейся серы из промытых огарков, последние после отделения от промывного раствора фильтрацией подвергались прокалке при температуре 480-500°С в течение часа.

Было установлено, что после прокалки огарков, промытых 7, 10, 15 и 20% растворами азотной кислоты, содержание серы в них не превышает 0,08-0,1%.

Результаты исследований по промывке огарка 7% раствором азотной кислоты при Т : Ж = 1 : 2, температуре - 80°С и различной продолжительности перемешивания пульпы показали, что основное количество примесей серы, кальция и цветных металлов переходит в раствор после 60 минут обработки огарка.

Дальнейшее увеличение продолжительности промывки практически не повышает степень перевода примесей в раствор.

Таким образом, на основании результатов проведенных иссле-

дований были установлены следующие параметры процесса промывки огарка: 7% раствор азотной кислоты, отношение Т : Ш = 1 : 2, температура процесса - 80°C, время перемешивания пульпы - 1 час. Выход промытого сухого огарка при этом составляет 80% от исходного, а содержание молибдена в нем достигает 58,7%.

Химический анализ прокаленного при 500°C промытого огарка, в котором молибдена - 59,0%, железа - 0,6%, серы - 0,08%, меди - 0,02%, олова - 0,001%, сурьмы - 0,003%, свинца - 0,05%, мышьяка - 0,01%, показывает, что при гидрометаллургической доводке огарков печи кипящего слоя 7% раствором азотной кислоты и последующей прокатке промытого огарка представляется возможным получение высококачественного молибденового продукта для производства ферромолибдена с низким содержанием вредных примесей.

Испытание разработанной технологии в производственных условиях подтвердило правильность полученных при лабораторных исследованиях параметров процесса.

В ходе проведения испытаний было получено 2600 кг промытого огарка, который далее испытывался в опытно-промышленных масштабах в производстве ферромолибдена на Челябинском электрометаллургическом комбинате (ЧЭМК).

Были проведены сравнительные плавки ферромолибдена с применением огарка ЧЭМК и огарка, полученного по разработанной технологии. Как показал химический анализ ферромолибденов, содержание вредных примесей в металле, выплавленном при использовании промытого огарка, в 6-10 раз ниже, чем в металле, выплавленном на огарке, выпускаемом на ЧЭМК.

Кроме того, испытания промытого огарка в производстве ферромолибдена показали, что благодаря хорошему гранулометрическому составу промытого огарка (размер частиц менее 0,05 мм) в процессе

плавки достигается значительное увеличение контактной поверхности "окисел-восстановитель".

Последнее приводит к заметному ускорению протекающих в ходе плавки реакций и, следовательно, к сокращению тепловых потерь. Это, в свою очередь, приводит к снижению расхода дорогостоящего алюминиевого порошка на 20-25%.

При промывке молибденового агарка 7% раствором азотной кислоты в промывной кислый раствор переходит 13-16 г/л молибдена, до 10 г/л железа, 13 г/л серы, 0,1 г/л мышьяка и др.

В связи с этим была изучена возможность выделения молибдена из азотнокислых промывных растворов в виде железо-молибденовых осадков, пригодных для применения в производстве ферромолибдена.

Исследования по осаждению молибдена и железа из азотнокислых растворов показали, что при нейтрализации азотнокислого раствора в интервале pH = 2,4-2,5 представляется возможность выделить в железомолибденовые осадки до 80-83% молибдена и до 90% железа. Содержание молибдена в них достигает 30-38%, железа 15-18%, а содержание вредных примесей серы и мышьяка не превышает 0,3 и 0,07% соответственно.

Савершенно очевидно, что продукт такого состава может быть успешно применен в производстве ферромолибдена.

Маточные растворы после выделения железомолибденовых осадков содержат в себе 2-3 г/л молибдена, практическая и экономическая целесообразность доизвлечения которого вполне очевидна.

В исследованиях для экстракции молибдена из этих растворов в качестве экстрагента впервые была применена техническая смесь гидроксамовых кислот (АГСАМ), которая является промпродуктом ряда отечественных предприятий.

В качестве разбавителя экстрагента были применены кубовые

остатки бутиловых спиртов (КОБС), являющиеся дешевыми (40 руб/т) отходами спиртовых заводов.

Установлено, что при экстракции молибдена 5% раствором АГСМ в КОБС-е, при отношении органической фазы к водному 1:1, за одну стадию экстракции в органическую фазу извлекается 99-99,6% молибдена.

Резэкстракцией молибдена из органической фазы 10-12% раствором аммиака достигается извлечение молибдена в аммиачный раствор на 98,6%.

Отработанные азотнокислые промывные растворы после доизвлечения молибдена содержат 65-70 г/л нитрат-иона, 35-40 г/л сульфат-иона и другие примеси.

После предварительной нейтрализации кислых растворов в аммиачной водой до pH = 8,0 они подвергаются выпариванию до содержания смеси солей сульфата и нитрата аммония 92-95%. Выделенные после охлаждения в кристаллизаторе соли подвергаются центрифугированию и направляются на сушку. Содержание общего азота в полученной соли достигает 30-35%.

Испытание солей в качестве удобрения показали, что получаемые из технологических отходов соли могут применяться в качестве эффективного азотного удобрения в сельском хозяйстве.

Обжиговые газы, образующиеся при обжиге молибденовых концентратов в печи кипящего слоя, содержат в себе значительное количество рения в виде возгонов и до 1% токсичного газа - двуокиси серы.

В настоящее время извлечение рения из обжиговых газов не превышает 60%. Разработана технологическая схема доулавливания возгонов рения, основанная на увлажнении обжиговых газов водяным паром и дальнейшем охлаждении парогазовой смеси (авт. свид.

175234)., позволяющая повысить извлечение рения дополнительно на 15-20%.

Очищенные от пылей серосодержащие газы, с целью их обезвреживания от токсичного $S O_2$ и утилизации серы, направляются на контактирование с газообразным аммиаком.

Газовая смесь из смесителя поступает в аппарат снабженный рукавными фильтрами, на которые оседают сухие кристаллы сульфата аммония.

Пыли из циклонов, сухого электрофилтра и системы мокрого пылеулавливания направляются либо на непосредственную переработку для получения промывного огарка, либо после предварительной грануляции заворачиваются на обжиг в печь кипящего слоя совместно с концентратом.

Разработанная технология получения молибденового огарка с низким содержанием примесей серы и цветных металлов с утилизацией отходящих обжиговых газов принята за основу при проектировании цеха переработки молибденового концентрата при Каджаранском медно-молибденовом комбинате.

Ч.Н.АСЛАПЬЕВ, Н.Ф.АВЕТИСЯН

АРМЕНИПРОЦВЕТМЕТ

ЭЛЕКТРОЛИЗНО-ЭКСТРАКЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ
РАСШИРИТ ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ЭКСТРАКЦИИ
В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Недостаточно широкое использование экстракционного метода в цветной металлургии объясняется некоторыми специфическими требованиями, которые предъявляет эта отрасль промышленности к экстрагентам в связи с невысокой стоимостью цветных металлов.

Одним из важнейших факторов, характеризующим экономическую эффективность экстракционного процесса и степень чистоты оборотных вод, является уровень невозвратных потерь органической фазы при экстракции. Решающее значение этот фактор приобретает в технологии цветных металлов, где ценность извлекаемого компонента и его содержание в растворе сопоставимы или ниже стоимости экстрагента и его безвозвратных потерь. Поэтому целесообразность применения экстракционного метода в цветной металлургии определяется прежде всего ценой экстрагента.

Однако, несмотря на дешевизну и доступность некоторых выпускаемых промышленностью реагентов, жидкостная экстракция получила распространение до настоящего времени только на предприятиях редкометальной отрасли. Предложенный в 1957 г. Гиндиным Л. М. с сотрудниками экстракционный процесс с использованием монокарбоновых кислот алифатического ряда, в частности, синтетических жирных кислот нормального строения / I /, несмотря на очевидные достоинства (низкая стоимость экстрагента, доступность и неиссякаемый источник получения, возможность извлечения и разделения большого числа металлов в соответствии с расположением их в ряду pH гидролиза) не нашел должного применения в технологии цветных металлов.

Основной недостаток процесса заключается в том, что извлекаемой из раствора формой металлов для карбоновых кислот является не солевая форма, а гидроксидная, для образования которой требуется введение значительных количеств дефицитной и дорогостоящей щелочи. Это отражается на экономике процесса, а в случае бедных растворов полностью компенсирует или даже перекрывает стоимость извлеченного металла. Другими существенными недостатками упомянутого способа являются трудность регулирования рН равновесной водной фазы (при использовании химических регуляторов изменение рН среды наступает в первую очередь в точке подачи реагента) и высокий уровень безвозвратных потерь органической фазы при экстракции. Кроме того, введение щелочи или других модификаторов сопровождается значительным разбавлением исходных растворов, что приводит также к увеличению объема технологического оборудования.

Отмеченные недостатки делают процесс практически неприменимым к бедным растворам цветных металлов, являющихся наиболее подходящим объектом для экстракционной переработки с использованием карбоновых кислот, позволяющих вести экстракцию по коллективной схеме с комплексным извлечением ценных компонентов.

Между тем, в промышленности накапливаются значительные объемы разбавленных растворов цветных металлов, содержащих порядка первых граммов на литр и меньше того или иного компонента (медь, кадмий, цинк, никель, кобальт и др.). Примером таких растворов являются промывные и сбросовые воды гидрометаллургических производств, растворы от вскрытия малоценных рудных концентратов (полу- и промпродуктов), а также растворы кучного и подземного выщелачивания забалансовых руд. Одним из наиболее эффективных путей переработки подобных растворов является коллективная экстракция ценных компонентов карбоновыми кислотами при одновременном кон-

центрировании металлов и сокращении материального потока в десяти раз с последующей селективной рекстракцией по способу обменной реакции между металлами в разных фазах и получением богатых монометалльных растворов, перерабатываемых на самостоятельные продукты.

Учитывая большие возможности использования экстракционного метода для переработки подобных растворов, одной из актуальных задач в этой области является совершенствование процесса экстракции карбоновыми кислотами в направлении устранения отмеченных недостатков, а именно:

а) исключение расхода щелочи или других реагентов для регулирования рН, т.е. создание необходимого рН среды при экстракции другим путем;

б) снижение до минимума безвозвратных потерь экстрагента;

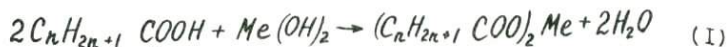
в) осуществление возможности плавного и тонкого регулирования рН среды при катионообменной экстракции.

Решение этих вопросов позволило бы значительно расширить области применения карбоновых кислот как наиболее дешевых и доступных катионообменных экстрагентов.

В лаборатории сорбционно-экстракционных процессов "Армни-процветмета" в качестве подготовительного процесса к экстракции карбоновыми кислотами предложен и испытан метод электрохимической обработки растворов /2,3/. Цель подготовки заключалась в переводе металлов - членов катионообменного ряда в извлекаемую карбоновыми кислотами гидроокисную форму и регулировании рН среды для последующей экстракции посредством наложения постоянного тока.

В качестве первого объекта для исследований служила рудничная вода естественного притока Кафанского месторождения (Арм.ССР), случайно оказавшаяся естественно подготовленной для переработки

по электролизно-экстракционной технологии и содержащая порядка нескольких десятков мг/л меди, цинка и кадмия в сульфатной форме. При электролизе рудничной воды в двухкамерном электролизере с инертной диафрагмой (фильтроткань, кожа, туф и др.) с получением католита и анолита, вместо ожидаемого электровосстановления суммы металлов на катоде, в объеме катодного пространства шло образование объемистого аморфного осадка, который при ближайшем рассмотрении оказался суммой гидроксидов меди, цинка, кадмия, магния и др. катионов. При последующем контактировании католита, содержащего вновь образованные гидроксиды, с катионообменным экстрагентом типа карбоновых кислот происходил мгновенный переход металлов в органическую фазу по реакции:



орг. фаза вод. фаза орг. фаза вод. фаза

где $C_nH_{2n+1}COOH$ - жирная кислота, Me - двухвалентный металл: медь, цинк, кадмий и др.

Более тщательное изучение процесса позволило установить, что применение электрохимической обработки рудничных вод в качестве подготовительного процесса к экстракции карбоновыми кислотами вместо традиционно используемых химических модификаторов среды обеспечивает ряд новых неожиданных эффектов, существенно меняющих характеристику и конечные показатели экстракционного процесса. В частности, резко возрастают скорость и полнота разделения органической и водной фаз, прямо определяющие объем экстракционного оборудования и производительность процесса экстракции, что объясняется, очевидно, новыми электрическими свойствами, характером и структурой гидроксидов, полученных в варианте с электрообработкой. Кроме того, изменением длительности электрохимической обработки растворов достигается легкое и плавное

регулирование рН объема католита, а как следствие - и рН равновесной водной фазы при экстракции. При достижении рН гидратообразования соответствующего металла (или суммы металлов) и полного выпадения его (их) гидроксиды в объеме католита и при последующем контактировании католита с экстрагентом, автоматически обеспечивается оптимальная величина рН равновесной водной фазы при экстракции. В свою очередь, проведение процесса экстракции в оптимальном интервале рН равновесной водной фазы, как показали наши совместные исследования с Харьковским политехническим институтом, предопределяет минимальные безвозвратные потери органической фазы.

Таким образом, было установлено, что сочетание электрохимической обработки растворов с последующей экстракцией карбоновыми кислотами представляет собой принципиально новую комбинацию, не являющуюся простым суммированием двух процессов.

Наши первые попытки применить электролизно-экстракционную технологию для переработки производственных кислых металлодержащих растворов успеха не имели, т.к. при наложении постоянного электрического тока происходил процесс обычного катодного электровосстановления металлов, весьма неэффективный при электролизе бедных растворов. Изучение солевого состава рудничных вод и химизма электрообработки их показало следующее:

а) рудничные воды естественного притока содержат значительное количество щелочных металлов (в виде хлоридов и сульфатов), в присутствии которых реакции катодного электровосстановления многовалентных металлов не происходит, а идет выпадение их гидроксидов в объеме католита за счет вновь образующейся у катода щелочи;

б) рудничные воды с рН = 2,9-3,2 представляют собой естест-

венно нейтрализованные растворы, практически не имеющие избыточной кислотности против стехиометрии на содержащиеся в растворе катионы.

Таким образом, были выявлены факторы, позволяющие значительно расширить области применения электролизно-экстракционной технологии.

Ниже приводятся краткое описание, области применения и конкретные примеры осуществления предложенного способа.

В общем случае способ применим к бедным растворам, содержащим металлы - члены катионообменного ряда (медь, цинк, кадмий, никель, кобальт, редкоземельные элементы и др.), и осуществляется следующим образом. Нейтрализованный до устранения свободной кислотности исходный раствор с рН около 3 вводят в катодное пространство двухкамерного электролизера с инертной диафрагмой и подвергают электрохимической обработке в присутствии (в католите) соли щелочного металла, после чего католит с образовавшимися гидроокислями направляют на контактирование с экстрагентом с целью извлечения или концентрирования металлов.

Сущность происходящих при электрообработке процессов заключается в следующем. По мере разряда ионов водорода на катоде и переноса анионов в анодную камеру, в объеме католита накапливаются несбалансированные с ионами водорода и анионами кислотного остатка соответственно гидроксил-ионы и ионы натрия. Они образуют щелочь, под влиянием которой в катодной камере выпадают гидроокисли тяжелых металлов. Как видно из этого, образование гидроокисных форм многовалентных металлов происходит под влиянием той же щелочи, но она образуется в самом процессе электрообработки в присутствии соли щелочного металла. Таким образом, предложенное техническое решение создает возможность получения экстрагируемых

гидроксидных форм без непосредственного введения щелочи.

В качестве анолита используют либо сам обрабатываемый раствор, либо раствор любого электролита, не содержащего ценных компонентов, например, сульфата натрия.

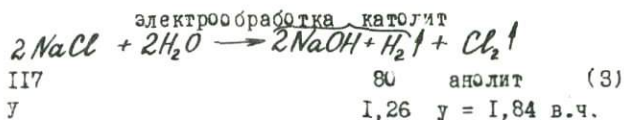
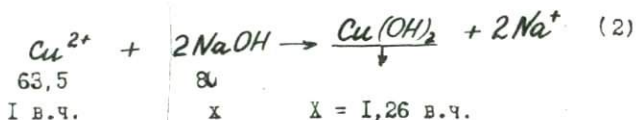
Основное требование, предъявляемое к диафрагмам электролизера заключается в необходимости обеспечивать электроконтакт между катодитом и анолитом, но не допускать физического смешения их объемов. Наиболее подходящим инертным материалом перегородок для лабораторных электролизеров является кожа, туф и др.

Минимальное напряжение и сила тока при электрообработке определяются порогом электролитического разложения исходного раствора, а визуально - началом разряда ионов водорода на катоде. Продолжительность электрообработки определяется моментом достижения в катодите рН гидролиза соответствующего металла или суммы металлов и полного выпадения их гидроксидов в катодите.

Материал катода выбирается в зависимости от ионного состава растворов. Для природно-нейтрализованных вод типа рудничных возможно использование обычной или нержавеющей стали. Анод - графитовый. Соотношение площадей электродов выбирается таким образом, чтобы обеспечить наибольшую производительность процесса по катодиту. Межэлектродное расстояние 15-25 мм.

В качестве соли щелочного металла предпочтительно использование хлорида или сульфата натрия, имеющих широкое распространение в природе и, таким образом, наиболее доступных и дешевых. Количество введенной щелочной соли должно быть эквивалентно содержанию извлекаемых металлов из расчета на образование на первой стадии реакции гидроксидов щелочного металла с последующим осаждением вновь образовавшейся щелочью катионов цветных металлов в виде гидроксидов.

Например, для случая медьсодержащих растворов и хлорида натрия, вводимого в качестве щелочной соли, имеет место следующий расчет:



Таким образом, для полного осаждения в виде гидроксидов I весовой части меди при электрообработке требуется 1,84 весовых части хлорида натрия. Если в качестве щелочной соли используется природный сульфат натрия, то, согласно расчету, его требуется 2,24 вес.ч. на I вес.ч. меди. Аналогичный расчет производят для любого извлекаемого металла и любого вводимого электролита. Фактический расход вводимой соли соответствует теоретическому. Допускается ведение процесса электрообработки при избытке щелочной соли, которая при экстракции играет роль высаливателя, улучшая технологические показатели.

Пример I. Переработка растворов кучного выщелачивания (КВ)^{х)} отвалов Шаумянского участка Кафанского месторождения Армянской ССР.

Характеристика раствора:

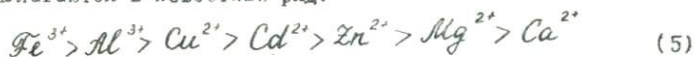
pH = 1,95-2,00; сухой остаток = 16,5 г/л; г/л - SO_4 _{одн.} = 10,2;
 Cu = 0,5; Zn = 0,8; Cd = 0,05; Fe _{одн.} = 1,25; Fe³⁺ = 1,12; Ca = 0,52;
 SiO₂ = 0,22; Al = 0,48; Mg = 0,37; Na₂O + H₂O = 0,06; H₂SO₄ _{своб.} = 1,35.

х) Растворы КВ получены в секторе кучного выщелачивания канд. техн. наук Арамян В.Г.

Как видно из данных ионного состава, промышленный интерес в растворах КВ представляют медь и цинк, в значительно меньшей степени кадмий. Однако, как показывают расчеты, ценность кадмия резко возрастает в случае коллективного извлечения металлов с последующим переводом кадмия в цинковый товарный продукт. Так, при соотношении $Cd:Zn$ в исходном растворе, равном 1:16 (на долю кадмия приходится в весовом отношении 6% от содержания цинка), стоимость кадмия в цинковом концентрате (при цене кадмия в нем по 6 руб. за 1 кг) составляет около 50% от стоимости цинка. Таким образом, экономический аспект также указывает на необходимость комплексного извлечения металлов из растворов КВ.

В связи с тем, что извлечение меди, цинка и кадмия из растворов КВ намечалось монокарбонными кислотами и, в частности, предложенными нами ранее высшими изокарбонными кислотами (ВИК) /4/, необходимо было изучить условия коллективного извлечения этих металлов намеченным экстрагентом. В качестве экстрагента применялся раствор кубовых остатков ВИК в керосине - 400 г/л с добавкой 10% (объемных) первичных жирных спиртов (ПЭС) фракции $C_7 - C_9$ для предотвращения образования эмульсии при экстракции. В качестве экстрагента использовались также фракции ВИК C_7-C_{11} и $C_{11}-C_{19}$.

По экстрагируемости содержащиеся в растворах КВ катионы располагаются в известный ряд:



Поскольку при экстракции карбонными кислотами pH равновесной водной фазы зависит от концентрации извлекаемого металла, необходимо было установить оптимальные пределы pH экстракции меди, цинка и кадмия при тех концентрациях, которые имеют место в реальных растворах. Это давало возможность установить pH равновесной

водной фазы для коллективной экстракции ценных компонентов. Такая работа проведена как на искусственных монометалльных растворах меди, цинка и кадмия, так и на рабочих растворах КВ. При этом использовалась известная экстракционная методика с введением NaOH /6/.

Сравнение экстрагируемости ценных компонентов из синтетических (рис.1) и рабочих растворов (рис.2) показывает практически полную сходимость полученных показателей как по извлечению, так и по интервалам pH экстракции. Видно, что для коллективного извлечения меди, цинка и кадмия раствором кубовых остатков ВМК в керосине (400 г/л) + 10% ПЭС $\text{C}_7\text{-C}_9$ величина pH равновесной водной фазы при экстракции должна составлять не менее 6,5.

Аналогичные исследования проведены с более низкомолекулярными фракциями ВМК. Сказалось, что для фракции ВМК $\text{C}_{11}\text{-C}_{19}$ величина pH равновесной водной фазы при коллективной экстракции должна быть равна 6,0; для фракции ВМК $\text{C}_7\text{-C}_{11}$ - 5,5. Эти данные подтверждают известное положение экстракции карбоновыми кислотами о том, что замена высокомолекулярных фракций низкомолекулярными (при равных прочих условиях) вызывает сдвиг равновесного значения pH в сторону меньших величин. Однако для обеспечения максимальных показателей по извлечению величина pH равновесной водной фазы при экстракции с использованием низкомолекулярных фракций ВМК должна быть также не менее 6,25-6,5.

Полученные значения pH равновесной водной фазы коллективной экстракции меди, кадмия и цинка использовались при разработке оптимальных режимов электролизно-экстракционной технологии растворов КВ. Методика экспериментов при этом состояла в следующем: 0,5 л раствора кучного выщелачивания (в каждом опыте), нейтрализованного до устранения свободной кислотности (pH около 3), вводили

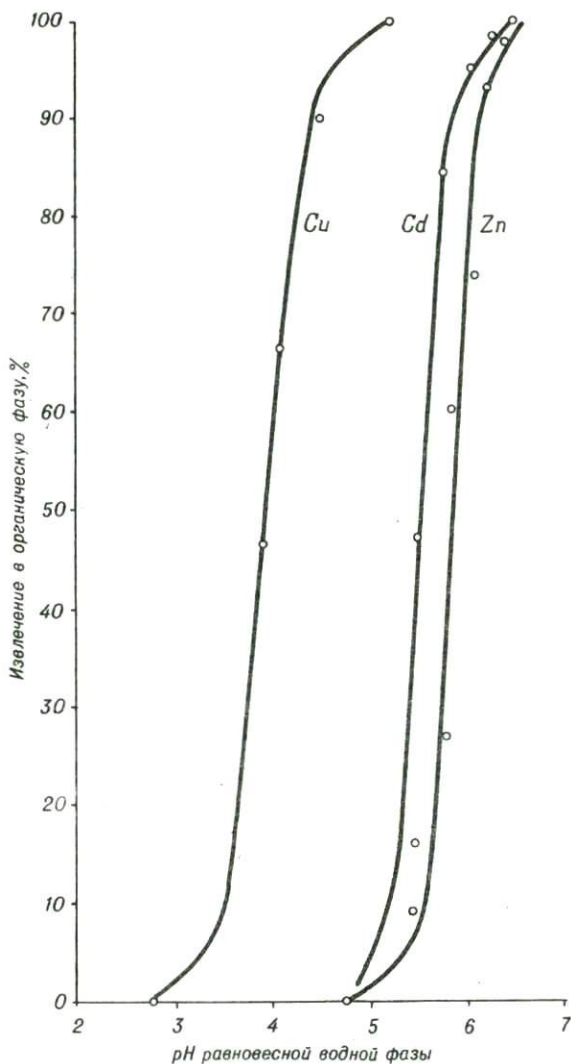


Рис. I. Зависимость экстракционного извлечения меди, кадмия и цинка из искусственных монометаллических растворов от pH равновесной водной фазы O:B = 1:5

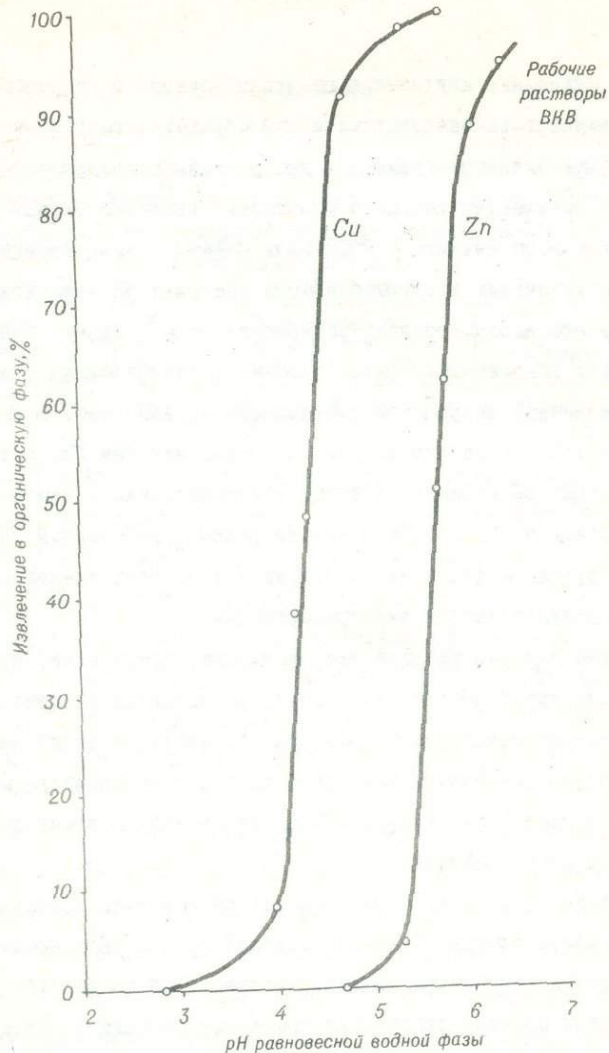


Рис.2. Зависимость экстракционного извлечения меди и цинка из рабочих растворов кучного выщелачивания от pH равновесной водной фазы
C:В = 1:5

в катодное отделение двухкамерного электролизера с инертной диафрагмой и подвергали электрохимической обработке постоянным током в течение определенного времени в присутствии сульфата или хлорида натрия с получением католита и анолита. Анолитом служил раствор соли щелочного металла (Na_2SO_4 или $NaCl$) с концентрацией 5-15 г/л. По окончании электрообработки измеряли рН католита и в жидкой фазе его контролировали содержание меди, кадмия, цинка и сопутствующих компонентов. Затем католит контактировали с экстрагентом в течение 1 минуты при соотношении органической и водной фаз - $O:B = 1:5$. После отстаивания и разделения фаз (по истечении 5 мин) измеряли рН рафината и также контролировали в нем содержание извлекаемых металлов. По величине равновесной водной фазы (рафината) судили о величине рН католита и соответственно о необходимости продолжительности электрообработки.

Изучено влияние расхода щелочной соли, природы ее, продолжительности электрообработки на величину рН католита и показатели электролизно-экстракционного процесса. Установлена также необходимость выбора определенного материала катода в зависимости от ионного состава растворов. Результаты исследований по этому вопросу будут опубликованы позднее.

В таблице I приведена зависимость рН католита и рафината от расхода сульфата натрия. Видно, что введение 2 кг/м^3 недостаточно, т.к. разделение фаз не происходит с достаточной скоростью. Во всех остальных случаях экстракция протекает нормально, разделение фаз происходит очень быстро и время отстаивания может быть принято не более 5 мин. Величина рН равновесной водной фазы во всех опытах при расходе сульфата натрия более 2 кг/м^3 оказалась больше 6,5, т.е. больше того значения рН для коллективной экстракции цветных металлов, которое было установлено на синтетических и

рабочих растворах с введением щелочи.

Таблица I

Зависимость pH равновесной водной фазы от расхода сульфата натрия при продолжительности электрообработки 45 мин (катодная плотность тока - 100 а/м^2 , анодная - 145 а/м^2)

№ оп.	Расход Na_2SO_4 кг/м ³ раств. КВ	pH като-лита	pH ра-фи-ната	Содержание в жидкой фазе католита, г/л			Содержание в рафинате, г/л		
				Cu	Zn	Cd	Cu	Zn	Cd
I	2,0	8,15		Разделения фаз не происходит					
2	4,0	9,20	6,55	0,005	0,006	0,005	0,005	0,008	0,005
3	6,0	9,91	6,85	0,005	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005
4	8,0	10,15	7,00	0,005	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005
5	10,0	10,20	7,43	0,005	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005
6	12,0	10,65	7,50	0,005	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005
7	16,0	10,90	7,10	0,005	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005
8	20,0	11,03	7,70	0,005	0,006	0,005	0,005	0,006	0,005

Оптимальный расход сульфата натрия при электрообработке составляет 6 кг/м^3 раствора КВ, что соответствует теоретически эквивалентному количеству, определенному из расчета произведения суммы содержаний осаждаемых катионов на коэффициент 2,24 (3). В оптимальном режиме расхода сульфата натрия содержание извлекаемых компонентов в жидкой фазе католита - следы, а извлечение в органическую фазу близко к 100%.

В таблице 2 представлены результаты опытов, отражающие влияние времени электрообработки на pH католита и pH рафината.

Таблица 2

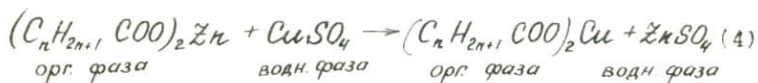
Зависимость рН католита и рН рафината от продолжительности электрообработки при расходе сульфата натрия 6 кг/м³ раствора КВ

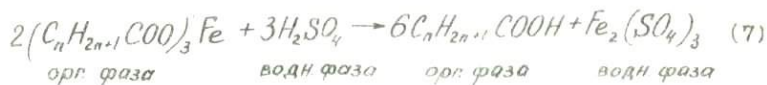
№ оп.	Продолжительность эл. обр., мин	рН католита	рН рафината	Содержание в жидкой фазе католита, г/л			Содержание в рафинате, г/л		
				Cu	Zn	Cd	Cu	Zn	Cd
1	0	2,85	-	Проведение экстракции невозможно					
2	10	2,90	-	в связи с недостаточно высоким					
3	20	4,65	-	значением рН католита					
4	30	5,30	-						
5	45	8,26	-						
6	50	10,17	7,45	<0,005	<0,006	<0,005	<0,005	<0,006	<0,005
7	60	10,98	7,60	<0,005	<0,006	<0,005	<0,005	<0,006	<0,005

Видно, что при продолжительности процесса 50 минут и более возможно достижение в католите требуемой величины рН, обеспечивающей необходимые условия для коллективной экстракции из растворов КВ меди, цинка и кадмия с практически полным извлечением.

Последующими экспериментами установлено, что процесс получения в растворе гидроксидных экстрагируемых форм одинаково успешно протекает как при введении сульфата, так и хлорида натрия.

Дальнейшая селективная реэкстракция металлов из органической фазы не вызывает затруднений и осуществляется по способу обменной реакции между металлами в разных фазах. В нашем случае имеют место следующие реакции:





Как видно из рис. I (обратный ход кривых), четкого разделения цинка от кадмия на стадии реэкстракции получить не удается. Поэтому реэкстракцию цинка и кадмия проводили коллективно с отделением от меди. Для реэкстракции цинка и кадмия может быть использована часть реэкстракта $CuSO_4$, получаемого на II стадии. Содержание меди в реэкстракте должно быть эквивалентно сумме содержаний цинка и кадмия в уравнениях (4) и (5). При реэкстракции раствором 4,45 г/л Cu величина pH реэкстракта составила 4,75, что обеспечивает перевод цинка и кадмия в водную фазу. Из I реэкстракта возможно получение товарного цинко-кадмиевого продукта.

Медь может быть реэкстрагирована самостоятельно (в случае последующего электролиза) или наряду с железом (в случае последующей цементации). С учетом сравнительно невысокого дебита растворов кучного выщелачивания более предпочтительна цементация меди металлическим железом. При этом преимуществом получаемых медных реэкстрактов является их весьма небольшой объем и гораздо более высокое содержание меди.

На рис. 3 приведена рекомендуемая технологическая схема электролизно-экстракционной переработки растворов кучного выщелачивания. В отличие от известной схемы с цементацией меди непосредственно из растворов КВ, предлагаемая технология решает также вопрос извлечения цинка и кадмия. Кроме того, промышленная реа-

лизация предложенной технологии связана с меньшими капитальными и эксплуатационными затратами, т.к. уже в начальной стадии процесса обеспечивает резкое сокращение объема технологического потока.

Следует отметить, что в промышленных условиях предварительная нейтрализация исходных растворов до $pH = 3$ либо может быть вообще исключена, т.к. режимы кучного выщелачивания допускают получение растворов с практически нулевой свободной кислотностью, либо будет производиться минимальным количеством извести непосредственно на выходе растворов после орошения куч. При этом выпадения осадка гипса происходить не будет, т.к. образующийся в процессе нейтрализации сульфат кальция будет иметь концентрацию около 1 г/л , что находится на уровне величины растворимости $CaSO_4$ в воде.

Пример 2. Переработка рудничных вод Кафанского месторождения Армянской ССР

Характеристика раствора:

$pH = 2,9-3,2$; сухой остаток = $5,75 \text{ г/л}$; $mg/l - Cu = 76$;
 $Zn = 24$; $Cd = 8$; $MgO = 719$; $CaO = 145$; $Fe_{одн} = 113$;
 $Al_2O_3 = 170$; $Na_2O + K_2O = 307,5$.

Технология переработки рудничных вод в принципе аналогична, однако процесс осуществляется значительно проще в связи с отсутствием необходимости введения щелочной соли (последняя содержится в рудничных водах естественного притока в необходимом количестве) и возможностью использования в качестве материала катода - железа или нержавеющей стали. Достигнутая нами степень концентрирования металлов из рудничных вод и сокращения объема питательного раствора равна 100 .

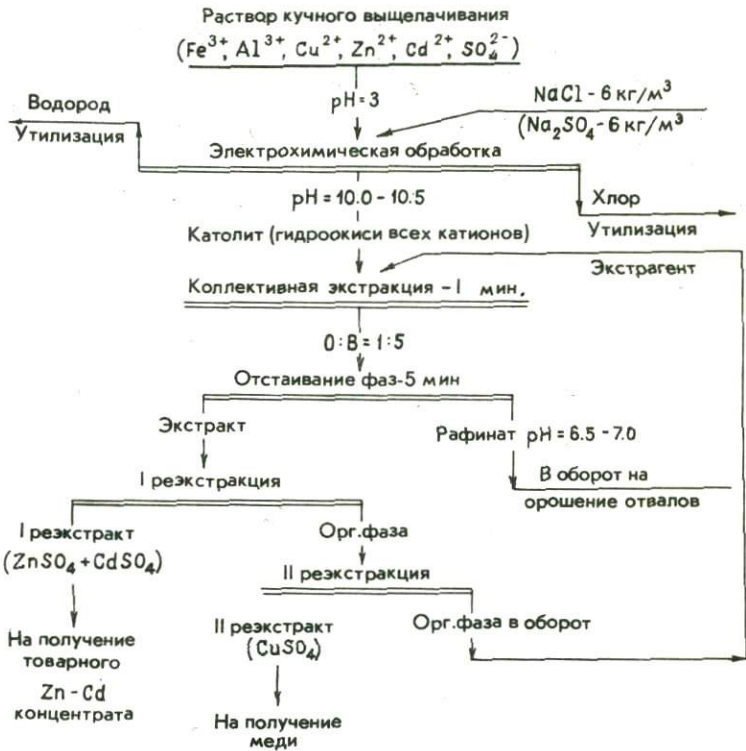


Рис. 3. Технологическая схема переработки растворов кучного выщелачивания

В ы в о д н ы

1. Обоснована предпочтительность использования монокарбонных кислот алифатического ряда для экстракционной переработки бедных промышленных растворов цветных металлов: промывных и сбросных вод, растворов от вскрытия малоценных рудных концентратов, а также растворов кучного и подземного выщелачивания забалансовых руд.

2. Дан анализ недостатков, ограничивающих распространение экстракционного метода с использованием карбонных кислот на предприятиях цветной металлургии.

3. Рекомендованы направления по совершенствованию процесса экстракции карбонными кислотами. В частности, в качестве подготовительной операции к экстракции предложен метод электрохимической обработки растворов, обеспечивающий перевод извлекаемых металлов в экстрагируемую гидроокисную форму и плавное регулирование pH среды для последующей экстракции наложением постоянного тока.

4. Впервые изложена сущность, предполагаемый механизм, области применения и преимущества предложенной электролизно-экстракционной технологии переработки металлосодержащих растворов.

5. Приведены результаты лабораторных исследований по разработке параметров электролизно-экстракционной технологии применительно к растворам кучного выщелачивания отвалов Шаумянского участка Кафанского месторождения (Арм.ССР) и рудничным водам естественного притока этого же месторождения - носителям меди, цинка и кадмия.

Показана возможность переработки растворов кучного выщелачивания по схеме: электрохимическая обработка в присутствии сульфата или хлорида натрия, последующая коллективная экстракция ценных

компонентов из католита высшими изокарбонowymi кислотами с одновременным концентрированием металлов и сокращением материального потока в несколько раз, селективная рекстракция вначале цинка и кадмия, а затем меди по способу обменной реакции между металлами в разных фазах с получением обогащенных монометалльных растворов, перерабатываемых на самостоятельные продукты. Извлечение по стадиям переработки - практически полное.

6. На основании результатов проведенных исследований рекомендована технологическая схема переработки малоценных комплексных промышленных растворов.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Гиндия Л.М. и др. Способ разделения металлов экстракцией. Авт.свид. № 114038, 1957.
2. Асланов Н.Н. и др. Способ извлечения меди из водных растворов экстракцией. Положительное решение ВНИИГПС по заявке № 1788081 от 23.05.72 г.
3. Асланов Н.Н., Аветисян Н.Ф. Способ переработки нейтрализованных кислых металлосодержащих растворов. Положительное решение ВНИИГПС по заявке № 1891920 от 2.03.73 г.
4. Асланов Н.Н., Барышева К.Ф., Фрейдлина Р.Х., Терентьев А.Б. Способ извлечения металлов из кислых растворов экстракцией. Авт.свид. № 392126, 1971.
5. Маркин Э.Н. Экстракция металлов некоторыми органическими катионообменными реагентами. Цветметинформация, М., 1968.
6. Гиндия Л.М. и др. Разделение металлов методом обменной экстракции жирными кислотами под влиянием щелочи. Ж.Н.Х., т.5, вып.8, 1960.

М.Т.БАЙМАХАНОВ, Г.С.РОМАНЕНКО

КАЗМЕХАНОБР

ИССЛЕДОВАНИЯ И РЕКОМЕНДАЦИИ, НАПРАВЛЕННЫЕ
НА ПОВЫШЕНИЕ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ
РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Государственный научно-исследовательский и проектный институт по обогащению руд цветных металлов "Казмеханобр", как самостоятельный институт существует 8 лет (в 1966 году он был преобразован из небольшого филиала института "Механообр").

В настоящее время объем научно-исследовательских работ института составляет 1 млн. 800 тыс. руб. в год, проектно-исследовательских - 1 млн. 500 тыс. Здесь трудится 1200 человек.

Четко определился профиль работы института - головной институт по очистке промышленных сточных вод в отрасли и ведущий по обогащению руд цветных металлов в Казахстане и Средней Азии. Объем работ по очистке промстоков составляет 65% от общего объема, по обогащению руд 35%.

Основные площадки, на которых в последние годы работает институт, это Ачисайский, Текелийский, Балхашский, Акчатауский комбинаты, комбинат "Майкаинзолото" и др.

Кентауская обогатительная фабрика

Программа работ по фабрике предусматривает широкий диапазон исследований как по регулировке цикла измельчения, так и по совершенствованию схемы и режима, направленному на повышение извлечения свинца, цинка, серебра.

В 1973 году на фабрике были проведены лабораторные, а затем промышленные исследования по применению флокулярного режима

флотации в цинковом цикле на рудах Карагайлинского месторождения путем подачи аполлярного реагента - керосина. Испытаниями показан прирост извлечения цинка на 1,2% с годовым экономическим эффектом 80 тыс.руб.

Этот режим внедрен в 1972 г. по рекомендации института "Каз-механобр" впервые в мировой практике, ранее на Зыряновской фабрике с большим экономическим эффектом, а также в 1973 г. на Карагайлинской фабрике, где при расходе керосина 40 г/т получен прирост извлечения цинка на 3,5%.

На Кентауской фабрике производилась регулировка и подбор оптимального режима работы гидроциклонов для повышения циркуляционных нагрузок и повышения эффективности работы мельниц. Работами текущего года показана возможность увеличения производительности мельниц на 5% и улучшения ситовой характеристики слива классификаторов, что в свою очередь приводит к повышению извлечения свинца.

В текущем году на фабрике подготовлена коллективно-селективная схема флотации в цинково-пиритном цикле и проведено ее генеральное опробование.

В 1973-74 гг. проводились исследования по разработке рекомендаций, направленных на повышение извлечения серебра.

Испытывались гидрометаллургические схемы извлечения серебра из баритового утяжелятеля растворами тиомочевины и цианистого натрия, показавшие возможность извлечения серебра на 50-55% от исходного. Однако экономические расчеты не подтвердили рентабельности этого процесса. Методами флотации в лабораторных условиях показана возможность доизвлечения 20-25% серебра в сульфидный продукт, содержащий 300 г/т серебра. В настоящее время изучается влияние активаторов сульфидов на повышение извлечения серебра, достигнут прирост извлечения серебра на 4-5%. Полученный продукт содержит

7-8% Pb и I-I, 5% BaSO₄ и может быть подшитован к товарному свинцовому концентрату.

Институт намечает в ближайшее время проведение полупромышленных испытаний на комбинате и внедрение этой технологии.

Балхашская фабрика

Институт совместно с коллективом комбината успешно осваивает переработку нового для комбината сырья - медно-молибденовых руд Саякского месторождения.

В 1972 году на окисленных рудах достигнут прирост извлечения меди по сравнению с плановым 2,63%, экономический эффект составил 161,0 тыс.руб.

В 1973 году при переработке сульфидных руд за счет освоения работы пневмомеханических машин, предусмотренных проектом освоения и совершенствования цикла измельчения и флотации, получен прирост извлечения меди 5,33% (к плановому), экономический эффект составил свыше 260 тыс.руб.

Достигнуты проектные показатели.

В текущем году на комбинате осваивается впервые в медной подотрасли самоизмельчение саякских руд, начат выпуск магнетитового концентрата. Об этом подробно докладывал здесь представитель комбината.

Текежийская фабрика

Руда сложная, труднообогатимая, весьма разнообразна вкрапленности минералов.

Институт разработал и выдал рекомендации по переводу фабрики на 3-х стадийную схему измельчения с межстадийной флотацией, что должно обеспечить (на основании лабораторных разработок)

прирост извлечения свинца 2-3%, с экономическим эффектом порядка 300,0 тыс.руб.

С целью повышения извлечения свинца проводятся исследования по выделению углистых сланцев в голове процесса. Разрабатываются условия температурной обработки пульпы при извлечении цинка из текелийских и барита из турукских руд.

Направление температурной обработки флотационной пульпы при флотации полиметаллического сырья институт начал недавно и видит в нем перспективу.

Коксуская фабрика

С июня 1973 г. на фабрике начала перерабатываться окисленная руда собственного (Коксуского) месторождения. Институтом совместно с коллективом фабрики уточнен в промышленных условиях фронт флотации по стадиям и операциям, определены расходы реагентов и точки их дозирования, уточняются оптимальная степень измельчения и условия перемешивания.

В 1973 г. зафиксирован экономический эффект 36,7 тыс.руб., освоение продолжается.

Ожидается в текущем году достичь прироста извлечения свинца на 2,5% с экономическим эффектом 150,0 тыс.рублей.

Акжалская фабрика

В 1973 г. проведены лабораторные исследования руды западного участка, перерабатываемой в настоящее время на фабрике, и выданы рекомендации по оптимальному режиму, в результате внедрения которых фабрика улучшила технологические показатели по извлечению свинца и цинка и получила годовой эффект порядка 80,0 тыс.руб.

Исследованиями установлена также целесообразность доизмель-

чения цинкового концентрата, внедрение которого намечено выполнить в 1975 г., что позволит дополнительно повысить извлечение цинка и улучшить качество цинкового концентрата.

Проводятся исследования по выделению баритового концентрата из тяжелой фракции руды Западного участка. В лабораторных условиях по разработанному режиму получен баритовый утяжелитель с содержанием сернокислого бария 84-86% (удельный вес 4,0-4,1 г/см³) при извлечении от исходного 60,0%.

Майкаинская фабрика

В 1973 г. проведена работа по выбору наиболее эффективного вспенивателя в цикле цинковой флотации.

На рудах месторождения "В" разрабатывалась схема обогащения труднообогатимой разнородности колчеданно-полиметаллических руд с высоким содержанием флотационно-активного пирита. В результате сравнения 4-х испытанных схем рекомендована схема с выделением сульфидов с последующей селекцией.

Намечено проведение полупромышленных испытаний на установке института.

В баритовом цикле проведены промышленные испытания режима с использованием смеси олеиновой кислоты с алкилсульфатной пастой в качестве реагента. Показана возможность увеличения извлечения барита на 4%. В настоящее время рекомендованный режим внедряется на фабрике.

В текущем году проводятся исследования по изучению возможности получения баритового утяжелителя из тяжелых хвостов фабрики.

Вот далеко не полный перечень разработок института на фабриках Казахстана.

В последнее время, после выхода в свет приказа Министра

от 5/1-73 г. № 10 и назначения института главным по извлечению золота из полиметаллических руд в отрасли, институт начал системный подход к решению вопроса комплексного использования сырья.

В 1973-74 гг. проведены генеральные опробования и составлены балансы по золоту и серебру по следующим обогащительным фабрикам: Алмалыкской медной и свинцовой, Балхашской, Байжансайской, Березовской, Кайрактинской, Карагайлинской, Коксуской, Лениногорской, Майкаинской и Текелийской.

По всем фабрикам рассчитаны количественно-шламовые схемы, определены размеры и характер потерь золота и серебра, намечены направления исследований по повышению извлечения этих металлов.

Работой установлено следующее:

1. Потери золота с хвостами флотации составляют 22-40%, серебра 8-73,6%;

2. Одной из причин низкого извлечения благородных металлов является недостаточная степень измельчения исходной руды и промежуточных (Алмалыкская медная фабрика, Белоусовская, Байжансайская, Карагайлинская, Кайрактинская, Коксуская, Лениногорская фабрики);

3. Применение в процессе флотации руд известия и сернистого натрия без определения оптимальных расходов приводит к депрессии благородных металлов (Алмалыкские фабрики, Коксуская, Карагайлинская, Байжансайская и др. фабрики);

4. Применение цианидов в процессе флотации приводит к частичному растворению благородных металлов и потерям их со сливами стужителей (Белоусовская, Березовская, Джезказганская, Майкаинская, Текелийская фабрики);

5. Отсутствие рациональной технологии переработки пиритных концентратов приводит к накоплению и затовариванию в них благо-

родных металлов (Майкаинская, Лениногорская фабрики).

На ряде фабрик выпуск пиритных концентратов вообще не организован и благородные металлы, ассоциированные с пиритом, теряются с отвальными хвостами (Белоусовская, Алмакская свинцовая и др.).

Одним из наиболее реальных путей повышения извлечения благородных металлов является усовершенствование процессов обогащения полиметаллических и медных руд, а именно:

а) упорядочение и отработка оптимальных режимов измельчения с учетом необходимой степени раскрытия благородных металлов (в настоящее время, как правило, оптимальную степень помола подбирают по основным металлам);

б) более широкое применение гравитационных способов выделения свободного золота в цикле измельчения (например, Саякские руды на БГМК);

в) разработка реагентных режимов с оптимальным расходом или полным исключением цианидов;

г) организация выпуска пиритных концентратов и разработка рациональной схемы их переработки;

д) испытание и внедрение новых реагентов, собирателей и модификаторов, селективных по отношению к благородным металлам.

Работы успешно ведутся в нашем институте;

е) и, наконец, извлечение свободного золота сорбцией на активированном угле.

Несколько слов о разработках института по извлечению золота.

В 1972-73 гг. разработана и успешно внедрена на Белоусовской фабрике процесс угольно-сорбционного извлечения золота из сливов сгустителей. Схема является 2-х ступенчатой противоточной, с применением в качестве сорбента пылевидного активированного угля УАФ.

В процесс рекомендуется подавать коагулянты и флокулянты. Внедрение этой технологии на Белоусовской фабрике позволило дополнительно доизвлечь золота на 4-5%, снизить расход угля. Экономический эффект составил 86,0 тыс. рублей.

Как уже отмечалось, институт ведет исследования по применению новых реагентов для флотации благородных металлов. Испытываются как отходы крупнотоннажных химических производств, так и синтезированные в институте реагенты, также на базе доступных продуктов.

Многие реагенты показали высокую технологическую эффективность при флотации золото содержащих руд. Намечено проведение промышленных испытаний.

Институт в 1973 году по указанию МЦМ СССР выполнил работу по изучению распределения рения в продуктах обогащения на Дзержинском комбинате. Установлено, что рений извлекается в процессе обогащения попутно лишь на 50%. Попытки повысить извлечение рения обычными обогатительными приемами не увенчались успехом.

Применение гидрометаллургических процессов экономически себя не оправдало.

Широким фронтом институт ведет исследования по разработке технологии и аппаратуры по сорбционно-безфильтрационному извлечению золота из золото содержащего сырья.

В институте сооружена укрупненная (60 кг в час руды) сорбционная установка, на которой уже переработаны большегрузные пробы золото содержащих руд: Васильковского месторождения, месторождений Таскара, Ак-Бакай и др.

Институт работает по очистке проточков, применяя утилизационные методы (такие, как вакуумная отгонка цианидов, виброце-

ментационное \bar{S} меди, сорбционное \bar{S} меди, C , никеля и других элементов).

Расчеты показывают, что в отдельных случаях утилизация ценных компонентов полностью окупит затраты на очистку и, что самое главное, предотвратит потери растворенных металлов.

А.С. БУРНАЗЯН, О.А. ГРИГОРЯН, Э.Е. ТУРСЯН

АРМНИПРОЦВЕТМЕТ

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТОНКИХ ПЫЛЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА АГМК

В цветной металлургии важное значение приобретает разработка технологической схемы для комплексного использования переработки минерально-сырьевых ресурсов, особенно при переработке полиметаллических руд, которые оказывают значительное влияние на все экономические показатели производства.

В связи со значительным увеличением добычи руды и производства медных концентратов в Республике, на базе вновь введенного в действие месторождения, а также дальнейшего роста производительности горнорудных предприятий, произведено расширение и реконструкция Алавердского меднохимического комбината.

Существлен переход на новую технологию обжига концентратов в кипящем слое и электротермическую плавку.

При пирометаллургической переработке медных концентратов на АГМК образуется значительное количество технологических пылей, которые содержат медь, цинк, свинец, железо, мышьяк, серу, висмут, кадмий, селен, теллур и другие редкие элементы.

На комбинате с переходом на обжиг кипящего слоя значительно увеличилось пылеобразование, что в свою очередь вызвало большие потери металлов как при самом обжиге, так и при повторной пирометаллургической переработке тонких мелкодисперсных пылей в обжиговых и плавильных агрегатах.

Вопрос повышения извлечения меди на АГМК при существующей в настоящее время технологической схеме вызывает срочную необходимость изыскания возможности нахождения эффективных методов

переработки тонких пылей пирометаллургического производства.

Одним из основных методов достижения высокого уровня извлечения является улучшение работы пылеулавливающих осадительных систем и другой, не менее эффективный, - вывод тонких пылей из пирометаллургического цикла переработки.

Ранее предложенные схемы по переработке пылей филиалом НИИМИ, Гинцветметом, ВНИЦветметом и др. научными организациями в настоящее время в условиях АГМК не могут быть приемлемыми в связи с изменением ассортимента перерабатываемых концентратов.

В настоящее время из полиметаллического сырья на АГМК извлекается лишь медь; благородные металлы, селен и теллур на 25-30% по ходу процесса переводятся в электролитный шлам, сера утилизируется для получения серной кислоты, а остальные компоненты теряются безвозвратно.

С целью поднятия показателя извлечения меди и сопутствующих ценных компонентов, а также повышения комплексности использования сырья, лаборатория редких металлов совместно с лабораторией тяжелых цветных металлов Арзнипроцветмета разработали комбинированную гидromеталлургическую схему для переработки пылей АГМК. Ниже приводится характеристика этих пылей и описание указанной схемы.

Обработанные пробы из пылей АГМК подвергались ситовому, химическому, рациональному и минералогическому анализам.

I. Пыли электроплавки характеризуются:

насыпной вес - 1,17 г/см³

гранулометрический состав: *ММ - %*

- 50	- 35,6	+250	- 400	- 2,9
+50	-100 - 32,1	+400	-	- 27,6
+100	-250 - 1,8			

Таблица 1

Химический состав по фракциям (%)

МК	Cu	Zn	Cd	Pb	Bi	Se	Te	As	Fe	S
-50	16,48	2,45	0,002	0,27	0,015	0,011	0,011	2,0	24,33	8,83
-100	15,68	2,35	0,002	0,30	0,018	0,009	0,008	2,32	25,6	9,14
-250	8,96	2,10	0,002	0,30	0,015	0,011	0,009	3,59	22,1	15,4
-400	10,17	1,60	0,002	0,25	0,014	0,005	0,008	2,39	22,35	19,2

Тонкие фракции пылей характеризуются большим содержанием цинка, селена, теллура и серы. Содержание же меди больше в тонкой фракции.

П. По конвертерным пылям

а) циклонные конвертерные пыли характеризуются следующими данными:

насыпной вес - 2,1 г/см³

Гранулометрический состав, мк/%

- 50	- 31,7%
+ 50 - 100	- 42,8%
+ 100 - 160	- 15,7%
+ 160 - 500	- 9,6%

Таблица 2

Химический состав основных фракций (%)

МК	Cu	Zn	Cd	Pb	Bi	Se	As	Ge	Te	Fe	Ca
-50	54,52	2,9	0,24	7,8	0,24	0,053	3,26	0,0014	0,066	17,2	0,77
-100	42,76	1,40	0,10	5,59	0,11	0,051	1,70	0,0005	0,031	21,7	0,49
-160	47,20	1,08	0,10	2,66	0,08	0,032	1,02	0,0005	0,021	23,6	0,63

Как видно из таблицы, тонкая фракция пылей отличается мень-

шим содержанием меди, железа и большим содержанием цинка, свинца, висмута и др. редких элементов.

Особое значение для характеристики перерабатываемых материалов имеет рациональный состав основных элементов.

Ниже в табл.3 приводится анализ пылей по основному элементу - меди.

Таблица 3

Фазовый состав пылей (% по меди)

Материал	Cu общая	Cu окисл. общ.	Cu метал- личес- кая	Cu суль- фидная	CuO Fe ₂ O ₃	CuFeS ₂
I	2	3	4	5	6	7
Пыль обжиговая из III поля электрофильтров	14,49	4,00	н.о.	2,71	7,53	-
Пыль обжиговая после электрофильтров	18,32	7,01	0,09	3,67	1,96	-
Пыль эл.шлавки	14,97	7,79	-	3,05	3,02	1,0
Пыль отражательная газоходная	18,84	7,08	-	6,1	5,29	-
Пыль конвертерная газоходная	5,31	4,8	-	0,1	0,19	-
Пыль конвертерная циклонная - 50 мк	34,38	15,65	4,12	12,1	2,51	-
- 100 мк	42,76	9,63	5,66	18,61	9,48	-
- 160 мк	46,88	5,4	4,6	17,51	19,34	-
Шлам сернокислотного цеха	15,84	1,93	0,16	13,71	-	-

Из таблицы следует, что содержание меди больше всего в кон-

вертерных циклонных пылях, поэтому этот материал целесообразно возвращать в конвертер. Общее содержание меди в остальных материалах почти одинакового порядка, кроме конвертерных газоходных пылей, в которых содержание не превышает 6-7 %.

Для комбинированной гидрометаллургической схемы особое значение имеет содержание в пылях сульфидной меди (подвергающейся флотации) и окисной - переходящей в раствор при выщелачивании.

Опыты показали, что при выщелачивании пылей раствором серной кислоты в раствор переходит также значительная часть ферритов меди (CuO·Fe₂O₃)

Сульфид и феррит меди больше всего содержатся в конвертерной циклонной пыли.

Таблица 4

Состав пылей и отходов АГМК

Наименование продукта	Содержание, %								
	Cu	Zn	Pb	As	Fe	Bi	Cd	Se	Te
Пыль газоходная электропечная	12,93	2,00	0,27	2,45	22,56	0,015	0,002		
Пыль газоходная конвертерная	8,15	7,4	13,1	5,38	5,5	0,4	0,66		
Пыль конвертерная циклонная	41,5	1,8	4,72	1,99	20,8	0,144	0,15		
Пыль обжиговая (III поле сухих эл.фильтров)	14,42	1,3	0,62	0,94	22,3	0,014			
Пыль обжиговая после эл.фильтров	13,89	2,13	0,8	1,73	24,7	0,025	0,03	0,012	0,036
Пыль газоходная конвертерная	8,15	7,4	13,1	5,38	5,5	0,4	0,66		
Шлам сернокислотный	12,85	0,64	4,1	0,68	21,91	0,09	0,014		
P-р СКЦ	0,42	0,218	-	0,15	0,8	-	0,1		

Таблица 5

Распределение основных элементов в пылях
и шлаках основных переделов

Элементы	П е р е д е л ы					
	Обжиг- вая пыль, %	Эл. плавка		Конвертирование		Общие к-ва в пы- лях, %
		Шлак %	Пыль %	Шлак %	Пыль %	
Медь	3,75	2,71	3,1	4,51	6,45	7,3
Цинк	2,05	40,9	5,97	20,66	30,1	38,12
Свинец	48,7	18,06	11,08	15,09	5,81	65,59
Селен	32,3	2,45	21,25	2,81	9,84	63,39
Теллур	14,7	2,81	26,76	1,98	9,81	51,27
Висмут	8,1	24,17	2,31	1,67	58,93	69,34
Кадмий	1,4	4,88	5,0	-	88,72	94,82

Из таблицы 5 видно, что с пылями и газами пирометаллургического комплекса теряются: свинец - 65,59%, селен - 63,39%, теллур - 51,27%, висмут - 69,34%, кадмий - 94,82%, цинк - 38,12%.

Комбинированный (флотационно-гидрометаллургический) способ
обогащения пульпы после сернокислотного выщелачивания

Согласно рекомендуемой схеме, тонкая пыль пирометаллургического комплекса и шлам сернокислотного производства подвергаются выщелачиванию слабым раствором серной кислоты (промывной раствор сернокислотного производства). При этом окисленные минералы меди и цинка переходят в раствор, а сульфиды остаются в осадке.

После этого пульпа подвергается цементации железным порошком (для перевода меди в осадок) и флотации, в результате чего получаем богатый медно-сульфидный концентрат с содержанием меди - 30-34%, раствор, куда переходит цинк и часть редких металлов, и хвосты, ко-

торые содержат окислы железа, двуокись кремния, небольшое количество меди и других элементов.

Медно-сульфидный концентрат с высоким содержанием меди (30-34%) после предварительной грануляции может быть переработан в конвертере совместно со штейном.

После цементации и флотации получены следующие результаты:

1. Выход концентратов, состоящих из цементной меди и медных сульфидов - 44% (от исходного количества пылей и шламов).

2. Выход хвостов - 46%.

3. Извлечение меди в концентрат - 94-96%.

Химический состав концентратов и хвостов, полученных при флотации пылей и шламов, приведен в табл.6.

Таблица 6

Наименование материала	С о д е р ж а н и е, %						
	<i>Cu</i>	<i>Fe</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>As</i>	<i>Bi</i>	<i>Cd</i>
Концентрат	30	6,8	1,2	2,7	1,14	0,025	0,03
Хвосты	2,4	40	0,84	-	0,16	0,016	-
Растворы, г/л	0,17	30,0	-	2,0	3,8	-	0,015

Концентрат с высоким содержанием меди может быть использован для непосредственной подачи в конвертер. Естественно, что при конвертировании концентрата ряд редких элементов - висмут, кадмий, селен и другие, а также цинк и свинец будут переходить в возгоны, а впоследствии - в конвертерные газоходные пыли.

Хвосты флотации, содержащие значительное количество железа и силикатов, могут быть восстановлены и подвергнуты магнитной сепарации для получения железного порошка, пригодного для процессов цементации. Немагнитная часть, представляющая собой силикаты,

может быть использована в качестве флюса.

Флотационные растворы богаты железом, поэтому использование их для выщелачивания конвертерных газоходных пылей позволит полностью осадить мышьяк, содержащийся в пылях. Флотационные растворы содержат значительное количество цинка, который может быть также извлечен.

Переработка конвертерных газоходных пылей

Конвертерные пыли, в которых процентное содержание ценных компонентов обычно в несколько раз больше, чем в исходном сырье (особенно газоходные конвертерные пыли), можно подвергать переработке с целью извлечения ряда тяжелых, цветных и редких металлов.

Опыты по определению температурного интервала плавления пылей АГМК показывают, что они легкоплавки, поэтому пирометаллургическое обогащение пылей будет малоэффективным.

С вводом пенно-струйных аппаратов для улавливания конвертерных газоходных пылей создаются благоприятные условия непосредственно гидрометаллургической их переработки. Отдельная гидрометаллургическая переработка конвертерных пылей дает возможность повысить степень комплексности использования сырья и улучшить технологические показатели передела. Предлагается для переработки конвертерных газоходных пылей два варианта - серно-кислотный и солянокислый (рис. I).

По сернокислотному варианту конвертерные газоходные пыли подвергаются выщелачиванию в растворах серной кислоты с концентрацией 15 г/л серной кислоты, отношением Т:Ж = 1:4, продолжительностью процесса 1 час, при $t = 70-80^{\circ}\text{C}$. Выщелачивание можно производить также отработанными растворами флотации, содержащими (г/л): 0,17 меди, 30 цинка, 3,8 мышьяка, 0,015 кадмия; 0,001 се-

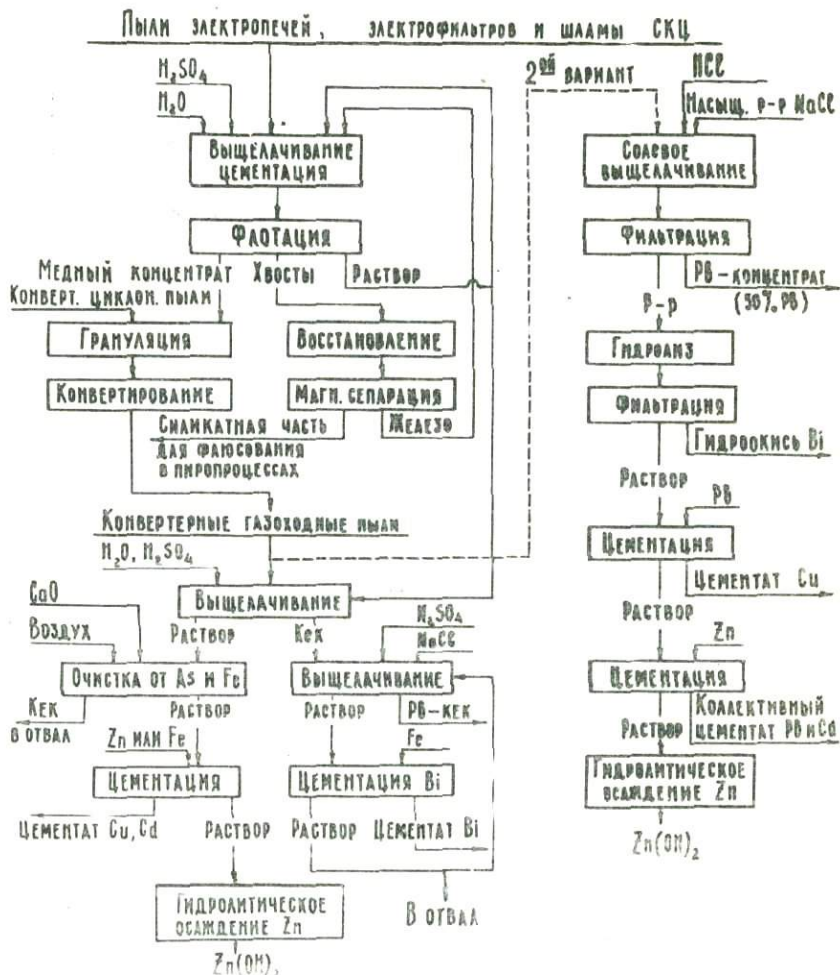


Рис. 1.

лена и $C_2O_4I_7$ теллура и др. В результате выщелачивания значительная часть пыли (около 2/3) переходит в раствор. После фильтрации пульпы получается кек и раствор.

Установлено, что при концентрации сернокислотного раствора 10-15 г/л, Т:Ж = 1:4 и продолжительности 1-1,5 часа в раствор переходит: меди - 96%, железа - 90%, цинка - 95%, кадмия - 97%, мышьяка - 90% и значительное количество редких металлов, а свинец и висмут остаются в кеке.

Содержание свинца в свинцовом кеке 53-55%; висмута 0,4-0,5%. Свинцовый кек выщелачивается раствором, содержащим 15 г/л H_2SO_4 и 250 г/л $NaCl$, в течение 2 часов, при $t = 20^\circ C$. При этом свинец остается в кеке, а висмут переходит в раствор. Из раствора висмут извлекается цементацией железом, а свинцовый кек можно подвергать восстановительной плавке для получения свинца.

Растворы выщелачивания конвертерных пылей содержат значительное количество мышьяка. Удаление мышьяка в голове процесса даст схеме большие преимущества. Для осаждения мышьяка раствор подвергался нейтрализации. На действующих предприятиях в качестве нейтрализующего реагента применяют окись цинка. Это имеет то преимущество, что серная кислота, подвергающаяся нейтрализации, переходит в сульфат цинка, но при отсутствии последней ее можно заменить известью, подаваемой в виде известкового молока. Кальций при этом не переходит в раствор и выпадает в виде гипса.

Удаление основной массы мышьяка (и эквивалентного железа) производится окислением мышьяка и железа до высших валентностей продувкой воздухом.

Для обеспечения значительного избытка железа по отношению к мышьяку, к раствору выщелачивания конвертерных газоходных пылей добавляли богатый железом раствор флотации.

Окислению железа ($Fe^{II} \rightarrow Fe^{III}$) способствуют ионы двухвалентной меди.

При нейтрализации исходного раствора окисью цинка или известью после фильтрации осадок с арсенатом железа или гипса выбрасывается в отвал, а из раствора после цементации и перекристаллизации можно получить товарный продукт - цинковый купурос.

Цементация раствора. Полученный после фильтрации раствор, содержащий медь, цинк, кадмий и остальные редко-рассеянные металлы, поступает на цементацию. В качестве цементирующего металла выбран цинк. При температуре $60^{\circ}C$, продолжительности 2 часа, происходит почти полная цементация меди, кадмия и частично остальных менее электроположительных катионов.

При цементации металлов кислотность раствора регулируется подачей цинковой пыли, поэтому решающим фактором для цементации оказывается количество прибавляемого цинка. При подаче цинковой пыли исходят из фактического количества находящегося в растворе цементируемых металлов.

Раствор, полученный после цементации, содержащий, в основном, сернокислый цинк (концентрацией 100-120 г/л) с незначительными примесями, можно подвергать электролизу для получения металлического цинка. Кроме этого цинк из раствора можно выделить в виде цинкового купуроса.

Сущность солянокислого варианта заключается в выщелачивании тонких конвертерных пылей насыщенным раствором поваренной соли в солянокислой среде.

Проведенные нами исследования в этом направлении показали, что при солевом выщелачивании конвертерных пылей, медь, цинк, кадмий, висмут и небольшая часть свинца переходят в раствор, а остальные компоненты остаются в кеке.

Ниже приводятся средние показатели извлечения металлов в раствор при оптимальных условиях (кислотность раствора 20%, температура - 50°C и продолжительность выщелачивания - 4 часа):

цинка	- 98,0%
кадмия	- 96,0%
висмута	- 97,0%
свинца	- 20,0%
меди	- 97,5%

Выделение металлов из растворов можно осуществить следующим способом: висмут можно осадить гидролизом, медь и кадмий - цементацией свинцом, а свинец - цинком.

Выделение висмута гидролизом является распространенным способом в металлургии висмута.

Свинцовый кек после солевого выщелачивания содержит около 50% свинца. Он может быть подвергнут восстановительной плавке на свинец или реализован как свинцовый концентрат.

Цинк содержащий раствор можно использовать для получения окиси цинка или металлического цинка. Способы выделения цинка из аналогичных растворов обычные.

Выделение тяжелых цветных металлов из хлоридных растворов можно осуществить ступенчатой цементацией. Воспроизводимость результатов параллельных опытов достаточно высокая:

При первичном выщелачивании переходит в раствор (в %):
меди - 96-97, цинка - 95-96, мышьяка - 91-92, железа - 78-86, кадмия - 96-97.

Переходит в свинцовый кек (%): Pb - 88-92, а висмута - 91,8-92,3.

При сравнении результатов сернокислотного выщелачивания с результатами выщелачивания конвертерных газоходных пылей флота-

ционными растворами видно, что кроме меди, остальных элементов (*Zn, Pb, Bi, Cd* и *As*) во втором случае извлекается больше чем в первом.

Ориентировочные техникоэкономические расчеты показали, что при применении отдельной гидрометаллургической схемы для переработки тонких пылевидных материалов пирометаллургических переделов и шламов сернокислотного производства АГМК рекомендуемым способом можно повысить извлечение меди на 3-4% и дополнительно извлекать от исходного содержания в соответствующие продукты (%): цинка 35-40, свинца 30-35, висмута 50-55, кадмия 70-80.

Степень комплексности использования медного сырья при этом повысится на 6-7%.

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАБОТ И ДОСТИГНУТЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ
ПО КОМПЛЕКСНОМУ ИСПОЛЬЗОВАНИЮ СЫРЬЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ
ГЛИНОЗЕМА ЗА РУБЕЖОМ

Развитие и усовершенствование технологии производства глинозема с целью повышения выхода глинозема и комплексного использования руды - важная задача. Этой проблеме посвящено большое число лабораторных и промышленных разработок.

В бокситах различных месторождений, помимо алюминия, содержится железо, титан, ванадий, галлий, многие редкие, рассеянные и другие элементы. Содержание ванадия в бокситах колеблется в пределах от 0,001 до 0,2% U_2O_5 /1/, а галлия - от 0,002 до 0,008% /2,3/. В бокситах Суринама содержание различных элементов составляет (в г/т): ванадия - от 4 до 200, ниобия - от 30 до 80, циркония - от 150 до 1400, лантана - от 55 до 80, галлия - около 10, тория - от 6 до 107, урана - от 1 до 5 /4/.

Большинство элементов, содержащихся в боксите, за исключением галлия и частично ванадия, концентрируются в красном шламе. Их концентрации достаточны для экономичного получения из шлама соединений железа, титана, циркония, ванадия (в виде ферро-ванадия), ниобия, лантана, тория и урана /4/. Поэтому красные шламы оцениваются как потенциальное сырье для получения ряда ценных соединений.

Красный шлак является основным отходом производства глинозема по методу Байера. В зависимости от состава перерабатываемого боксита в красном шламе содержится от 5 до 30-40% Fe_2O_3 , порядка 15% Al_2O_3 , 2-5% TiO_2 , 5% Na_2O .

Ванадий, содержащийся в бокситах, примерно на 80% переходит в алюминатный раствор и концентрируется в нем до 0,5-0,7 г/л U_2O_5 . Периодически ванадиевую соль осаждают из раствора и перерабатывают ее на пентокись ванадия.

Путно с ванадием на некоторых заводах извлекают фтор, который переходит в шлак, получаемый при очистке ванадиевой соли.

Галлий, содержащийся в бокситах, при переработке их методом Байера на 2/3 переходит в алюминатный раствор, а 1/3 остается в красном шламе. В оборотных алюминатных растворах содержание галлия достигает до 0,15-0,25 г/л Ga_2O_3 , а в красном шламе ~0,002%.

Промежуточные продукты переработки бокситов - алюминатный раствор и красный шлак, являются сырьевыми источниками получения ванадия, галлия, железа и потенциальным источником получения многих редких, рассеянных и редкоземельных элементов.

1. Получение пентокиси ванадия в качестве
побочного продукта при производстве
глинозема способом Байера

Осаждение ванадиевой соли. Содержание ванадия в бокситах составляет от 0,001 до 0,2% U_2O_5 . Например, венгерские бокситы содержат 0,06-0,18% U_2O_5 , югославские - 0,15, румынские, французские и гвинейские - по 0,06-0,07% U_2O_5 /1,5/. При переработке бокситов методом Байера большая часть ванадия переходит в алюминатный раствор, в который переходит также фосфор, мышьяк и фтор в количествах, зависящих от состава исходной руды. Эти вещества постепенно накапливаются в алюминатном растворе и периодически выделяются путем кристаллизации их солей.

Выделение ванадия из алюминатного раствора на заводе "Гарданн" (Франция) осуществляется при содержании его 0,7 г/л U_2O_5 ,

а на глиноземных заводах ВНР при содержании $0,5 \text{ г/л } V_2O_5 / I /$. Осаждение ванадия из аллюминатного раствора с удельным весом $I, I6 - I,38$ ведут при температуре $10-15^\circ\text{C}$. Ванадий осаждается в виде двойной соли вместе с примесями мышьяка и фосфора. Состав ванадиевой соли, получаемой на глиноземных заводах ГДР и ВНР, приведен в табл. I.

Таблица I

Состав ванадиевой соли / I /

Страна	Влажность, %	Химический состав, %			
		V_2O_5	P_2O_5	As_2O_5	F
ГДР	45-46	5,2	12	1,8	1,8
ВНР	45,7	5,2-5,9	9-12	-	1,8

С о с т а в ванадиевой соли зависит от содержания в оксидных примесей и условий осаждения. Как правило, ванадиевая соль имеет приблизительно следующий состав (в %): $5,12 V_2O_5$, $5-12 P_2O_5$ (отношение $P_2O_5 : V_2O_5 = 0,5-2,0$), $26-40 Na_2O$, $0,5-2,0 As_2O_5$, $0-8 F$, $I-2 C$.

Из раствора черновой ванадиевой соли чистые соединения ванадия получают кристаллизационным, экстракционным, ионообменным и электролитическим методами.

Кристаллизационные методы. При осаждении ванадия из аллюминатного раствора, одновременно с ним осаждаются и фосфор, мышьяк и фтор в виде двойных изоморфных солей: $2Na_3PO_4 \cdot NaF \cdot 19H_2O$; $2Na_3VO_4 \cdot NaF \cdot 19H_2O$; $2Na_3AsO_4 \cdot NaF \cdot 19H_2O$.

Поэтому ванадиевую соль (этот продукт называют также 'ванадиевый шлам') растворяют в воде с добавлением серной кислоты, очищают от примесей, а затем кристаллизацией выделяют ванадий в виде орто-

или гексаванадата натрия, тетраванадата аммония или пятикислородный ванадий.

Принципиальная технологическая схема различных способов очистки ванадиевой соли от примесей и выделения соединений ванадия из очищенного раствора приведена на рис.1 /1/.

Ванадий из раствора может быть осажден в виде гексаванадата натрия или тетраванадата аммония. Гексаванадат натрия осаждается при подкислении раствора соли до $\text{pH} = 2-3$, но продукт, получаемый при осаждении, сильно загрязнен. Кристаллизация тетраванадата аммония из нейтрального раствора ($\text{pH} = 7$) при добавлении солей аммония дает более чистый продукт, но он также требует очистки от фосфора и натрия. Поэтому в обоих процессах продукт первичного осаждения повторно растворяют, удаляют фосфор из раствора и осаждают ванадий в виде тетраванадата или гексаванадата аммония.

Технологическая схема двойной кристаллизации тетраванадата аммония с дополнительной очисткой от фосфора известью приведена на рис.2. Извлечение ванадия составляет 75-90% /4/.

Согласно французскому патенту № 957371, черную ванадиевую соль растворяют в воде, подкисляют до слабо щелочного pH , а затем охлаждают для осаждения фосфора путем кристаллизации Na_2HPO_4 , после чего осаждают ванадий в виде тетраванадата аммония или добавляют серную кислоту, выделяющую ванадий в виде V_2O_5 . Возможно также выделять ванадий в виде поливанадата натрия длительным кипячением растворенного в воде и подкисленного осадка. Если содержание P_2O_5 составляет 18-25%, то из подкисленного раствора сначала осаждают фосфор и мышьяк добавкой извести. Затем осаждают тетраванадат аммония с содержанием 20-25% V_2O_5 , переводят его в поливанадат натрия добавкой небольшого количества раствора едкого натра и сплавляют при 900° . Получают техническую пятикислородный ванадия

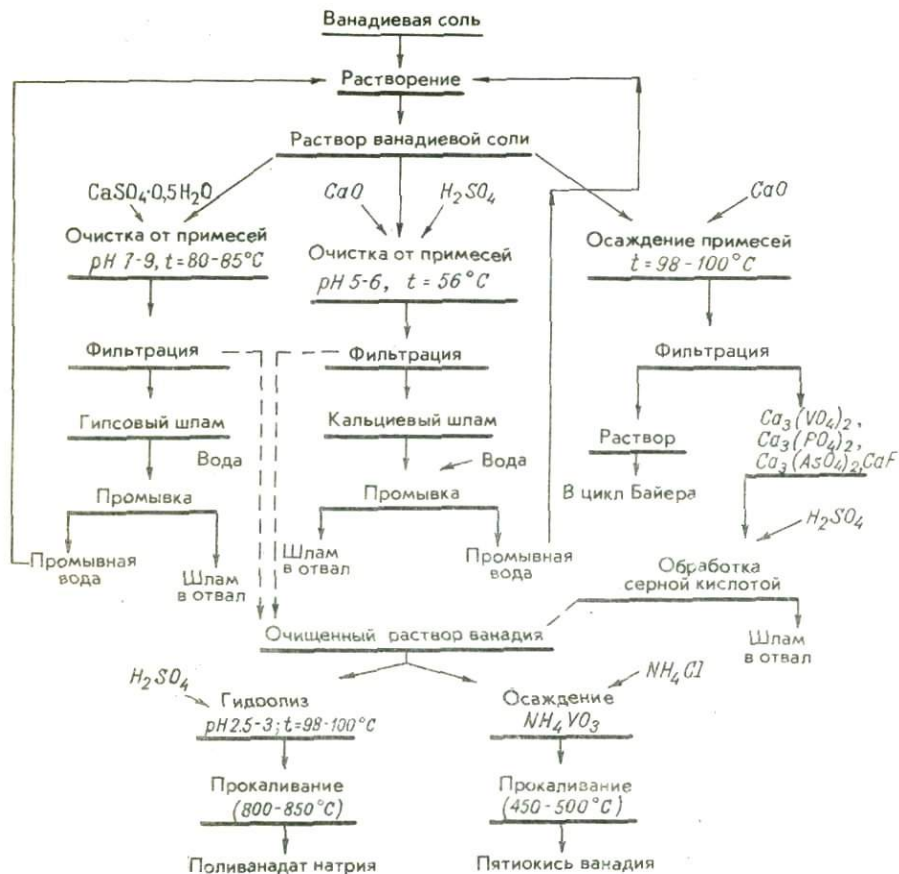


Рис. I. Принципиальная технологическая схема различных способов очистки ванадиевой соли от примесей

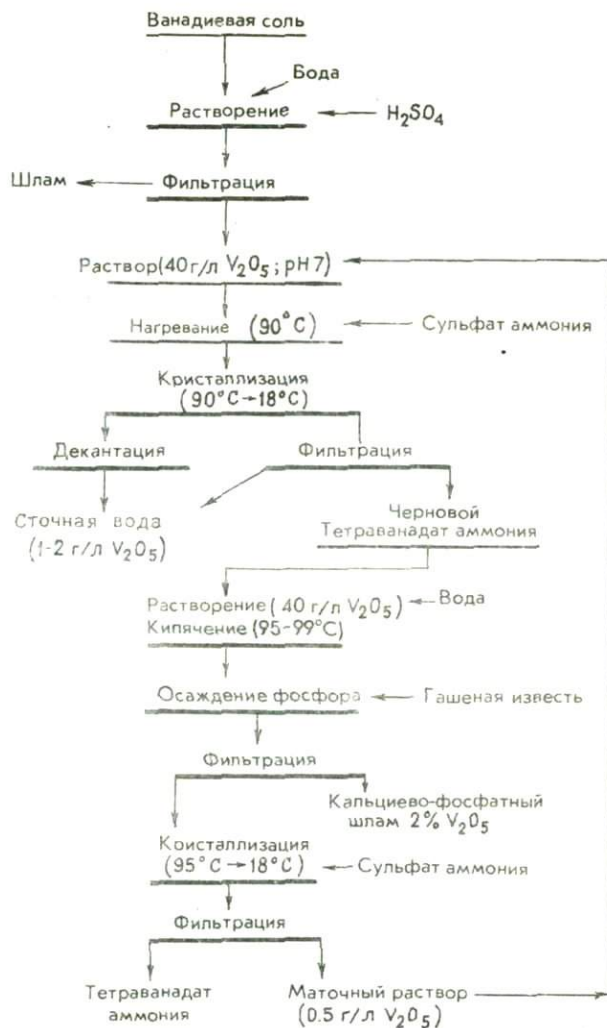


Рис. 2. Технологическая схема процесса кристаллизации тетраванадата аммония

с содержанием 88-91% U_2O_5 , 0,1% P_2O_5 и 6-7% Na_2O .

Способ выделения ванадата натрия из оборотных щелочных растворов, аналогичный предыдущему способу, запатентован в ГДР (пат. ГДР № 10865). Он основан на плохой растворимости ортованадата натрия в щелочных растворах при комнатной температуре. Первичный осадок растворяют в воде при отношении Т:Ж = 1:2,5. Водный раствор первичного осадка обрабатывают при 90° известковым молоком для осаждения фосфатов, арсенатов и фторидов, а затем раствор охлаждают до ~ 20°; из него практически полностью выделяется ванадий в виде ортованадата натрия. Теоретически необходимое количество извести отвечает молярному отношению $CaO:P_2O_5 = 3:1$. Получаемый при этом процессе в качестве побочного продукта фосфат кальция может быть переработан на удобрение.

Очищенный от примесей раствор ванадата натрия подкисляют для осаждения пятиокси ванадия или же добавляют к нему хлорид или сульфат аммония для перевода ванадия в метаванадат аммония. Как сульфат, так и хлорид аммония обеспечивают практически полное выделение очищенного ванадия из раствора (вторичный осадок). Автоклавная обработка вторичного ванадатного раствора гидроксидом кальция при 150-200° обеспечивает полное удаление фосфора при потере 1-2% U_2O_5 (патент ГДР № 29874).

Опубликован ряд работ по переводу ванадата натрия в ванадат-кальция с регенерацией едкого натрия, возвращаемого на выщелачивание бокситов. Получаемый порошкообразный ванадат кальция содержит 30-32% U_2O_5 , 45-50% CaO , < 1% P . Для дальнейшей переработки на феррованадий его агломерируют с небольшой добавкой U_2O_5 при 900-1000°. Согласно патенту ВНР № 145348, ванадат кальция растворяют в серной кислоте, отфильтровывают осадок, добавляют NH_4OH до щелочной реакции и осаждают ванадий в виде тетра-

ванадата аммония.

Для получения тетраванадата аммония, согласно швейцарскому патенту 242602, черную соль ванадия растворяют в равном по весу количестве воды, добавляют серную кислоту до слабо кислой реакции и охлаждают раствор для осаждения фосфора. К раствору, содержащему 40 г/л U_2O_5 , добавляют хлористый аммоний для осаждения ванадия в виде тетраванадата аммония. Выход ванадия в тетраванадат аммония составляет 95%. Если осадить ванадий продувкой через раствор аммиака, то выделяется чистый ванадат аммония, дающий после прокаливании 99,5%-ную U_2O_5 . По патенту ГДР № 32543 можно получить очень чистую пентаокись ванадия, содержащую (в %): 99,9 U_2O_5 , 0,047 P_2O_5 , 0,018 Na_2O .

Экстракционные методы. Для выделения соединений ванадия из раствора с большим содержанием примесей эффективной оказалась жидкостная экстракция органическими экстрагентами. Положительные результаты получены при экстракции из растворов пятивалентного ванадия ацетиацетоном. Извлечение ванадия составляет 90%, причем присутствие фторидов и фосфатов не мешает экстракции. Для экстракции ванадия из загрязненного раствора испытывали вторичные и третичные алифатические амины /6/.

На металлургическом комбинате "Альберт Функ" в ГДР разработан способ получения тетраванадата аммония из загрязненных ванадиевых солей, выделенных из алюминатного раствора путем экстракции ванадия аминами /7/. Черновая (первичная) ванадиевая соль содержит 3-7% ванадия, до 4,4% фосфора, до 0,8% мышьяка и 3,6% железа. Технологическая схема способа (рис.3) включает два основных периода: растворение черновой соли с добавкой серной кислоты и экстракцию. Состав получаемого раствора (в г/л): 5,0 U_2O_5 ; 3,5 P; 0,65 As; 4,15 S; 15,1 Na; 2,86 F; 0,16 Cl. Раствор после

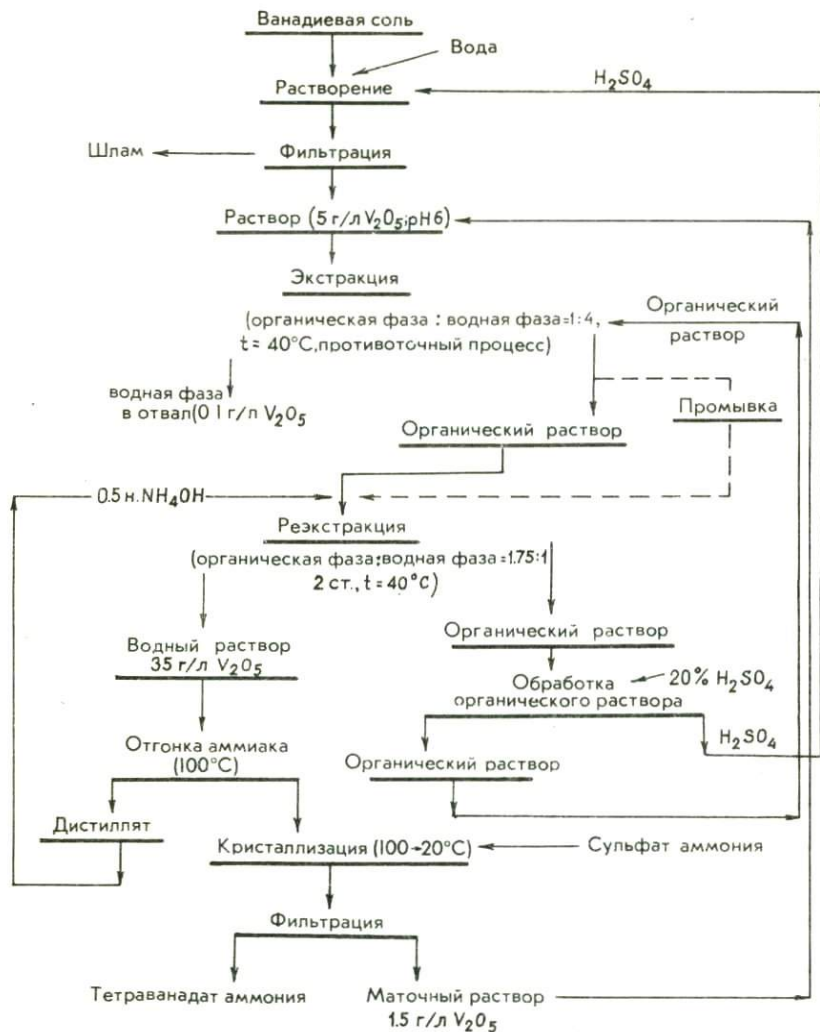


Рис.3. Технологическая схема жидкостной экстракции ванадиевых солей

фильтрации направляют на экстракцию.

В качестве экстрагента использовали технические вторичные алифатические амины, в качестве растворителя и разбавителя - смесь технических предельных углеводородов с температурой кипения 145-200° с присадкой алифатических нормальных спиртов (30 вес.%). Опыты по экстракции проводили в непрерывно работающей экстракционной колонке с мешалкой. Отношение органической фазы к водной 1:4, температура 20°С. Оптимальное значение pH водной фазы (для селективного извлечения ванадия) - 5-6. Органическая фаза промывается водой и слабым аммиачным раствором.

Экстракция и промывка осуществляются в непрерывном противоточном процессе, реэкстракция - при pH = 9 раствором гидроксида аммония. Содержание V_2O_5 в экстракте 30 г/л. Получение тетраванадата аммония из аммиачного реэкстракта осуществляется упариванием и отгонкой избытка аммиака из раствора с доведением pH до 7-8 и последующей кристаллизацией соли при охлаждении. Маточный раствор возвращается в процесс.

Выход ванадия в органическую фазу составляет 98%. Фосфор на 96-98% остается в водной фазе. Таким образом, коэффициент разделения ванадия и фосфора достаточно высок.

Этим способом получается тетраванадат аммония высокой чистоты. Состав исходной соли, промежуточных растворов и конечной продукции приведен в табл.2.

Основные стадии описанного способа проверены на полупромышленной установке. Расходы на этот процесс складываются из затрат на серную кислоту (54%), органические растворители (25%) и аммиак (15%). Расходы на электроэнергию невелики. Капитальные затраты выше обычных, но повышение извлечения ванадия на 20-30% делает новый способ экономически выгодным /7/.

Таблица 2

Состав продуктов экстракции /7/

Составная часть	Исходная смесь, %	Раствор исходной соли, г/л	Органическая фаза, г/л	Реэкстракт, г/л	Тетраванадат аммония, %
V_2O_5	6,3	5	19,6	25-35	77,6
P	4,4	3,5	0,07	0,1	0,03
As	0,8	0,68	0,04	-	0,001
S	-	4,15	0,08	0,1	0,002
Si	0,1	0,1	0,009	0,04	0,01
Cl	0,2	0,16	0,008	-	-
F	3,6	2,86	0,035	-	-
Na	19,3	15,1	-	0,2	0,005

В Югославии разработан эффективный метод жидкостной экстракции ванадия из ванадиевого белого шлама глиноземного производства /4/. Ванадий, содержащийся в шламе в виде фтористо-фосфорно-ванадиевой соли, легко выщелачивается водой при 80°C , отношении Т:Ж = 1:6 и продолжительности 15 мин. При этих условиях в раствор переходит около 95% ванадия, содержащегося в шламе.

Полученный раствор, в котором, кроме ванадия, содержатся соединения алюминия, натрия, фтора, фосфора и мышьяка, имеет pH ~13. Раствор подкисляют серной кислотой до pH 9, если концентрация ванадия 5-6 г/л V_2O_5 , или до pH 6, если концентрация его более 5-6 г/л, с целью снижения перехода фосфора в раствор. Затем раствор смешивают с органическим экстрагентом следующего состава: 7% аликат (хлоридметил-трикаприл-аммоний), 2% диэтилгексанол и 91% керосин. Отношение органической и водной фаз 1:1.

Ванадий реактригируется раствором, содержащим 10-14% NH_4Cl

и NH_4OH . Образуется соль ванадата аммония NH_4VO_3 , которая выделяется в виде белого осадка. Эту соль прокаливает при 550°C с получением пентоксида ванадия.

Регенерация экстрагента происходит в процессе рекстракции ванадия. Эффективность непрерывной четырехстадийной экстракции достигает 99%.

Ионообменный процесс. Ионнообменное извлечение четырехвалентного ванадия из растворов запатентовано в США (патент № 2849279). Раствор может содержать неорганические фосфаты. Четырехвалентный ванадий и часть фосфатов адсорбируются на катионите, из которого последовательно вымываются водой сначала фосфаты, а затем ванадий. Патент США № 2770522 предусматривает извлечение ванадия из загрязненных фосфатами кислых растворов, к которым добавляют растворимые фтористые соли, при помощи ионообменных смол типа *Dowex* I и II.

В ГДР при ионнообменном процессе применяли смолы АК-40 и *8W*. Технологическая схема этого процесса приведена на рис.4 /4/. Для адсорбции использовалось несколько фильтров из смолы, заполненных спиртовым раствором соли (80 г/л U_2O_5). Элюацию проводят I *N* раствором NH_4OH . Тетраванадат аммония выделяют кристаллизацией.

Электролитическое осаждение пентоксида ванадия. Электролитическое осаждение пентоксида ванадия из щелочных растворов ведут в ванне со стальными анодами при напряжении 6-8 в, плотности тока 2,7-3,7 а/дм², температуре 60-90°C, рН ~ 7 и концентрации NaVO_3 78 г/л (патент США № 3646148). Рекомендуют также в качестве катода циркулирующую ртуть (патент Англии № 797502). Процесс в этом случае ведут при напряжении на ванне 3,8-4,2 в, катодной плотности тока 0,45-0,6 а/дм² и температуре 40-60°C.

Электролитическое получение пентоксида ванадия с одновремен-

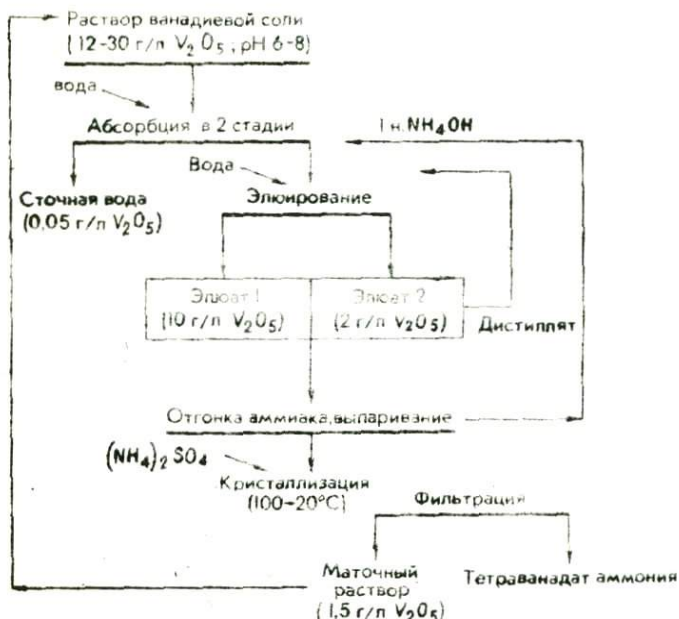
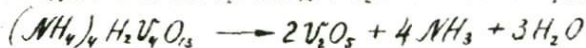


Рис.4. Технологическая схема ионообменного процесса получения ванадиевых солей

ным получением кристаллического фосфата натрия запатентовано в ГДР (патент № 32548). Раствор ванадата подвергает электролизу в ванне с катодом из циркулирующей ртутью, одним или несколькими анодами из железа, никеля или угля при напряжении 6-8 в, катодной плотности тока около 4 а/дм² и температуре 80°. Выход пентаоксида ванадия составляет 95%. Образующийся в качестве побочного продукта фосфат натрия содержит (в %): 0,1 V₂O₅, 19 P₂O₅, 28,3 Na₂O и 52,6 H₂O.

В целом электролитические способы достаточно просты и не требуют больших эксплуатационных затрат. Расход электроэнергии не превышает 10 квт.ч/кг V₂O₅. Однако электролизу мешают примеси фтора и мышьяка.

Разложение гетраванадата аммония. Термическое разложение гетраванадата аммония происходит при 500-550° по реакции:



В ГДР проводили полупромышленные испытания разложения гетраванадата аммония в кипящем слое. Оптимальная температура процесса 500°, скорость дутья 10-20 см/сек, продолжительность пребывания продукта в кипящем слое около 30 мин. / 5/.

Технико-экономическое сравнение методов очистки ванадиевой соли. В ГДР проведено технико-экономическое сравнение процессов получения гетраванадата аммония - NH₄V₄O₁₂ из раствора методами кристаллизации, экстракции и ионного обмена / 4/. Технологические параметры и технико-экономические показатели этих процессов приведены в табл. 8.

Технико-экономическое сравнение кристаллизационного, экстракционного и ионообменного процессов выделения ванадия из водных растворов ванадиевой соли, полученной из алюминатных растворов процесса Байера, показало следующее. Кристаллизационный процесс

проводится периодически, характеризуется большим расходом реагентов, низким извлечением ванадия (75-90%) и высокой чувствительностью процесса к изменению состава соли. Удельные капитальные вложения, однако, ниже, чем у других процессов выделения ванадия.

Таблица 3.

Технологические показатели и экономическое сравнение методов получения тетраванадата аммония

Процесс	Кристаллизация	Экстракция	Ионный обмен
Технологические показатели:			
Характеристика процесса извлечения ванадия	периодический	непрерывный/ /периодический	непрерывный с чередованием постоянных позиций
Промежуточный продукт	тетраванадат аммония	резекстракт (30 г/л)	Элюат (10 г/л)
Сбросный раствор	1,5 г/л рН - 7	0,1 г/л рН - 4	0,05 г/л рН - 8
Расход реагентов	-	добавление растворителя 0,5%	смола 0,02%
Извлечение ванадия	75-90%	97-98%	97,98%
Содержание примесей в конечном продукте	$P < 0,05\%$	$P - 0,03\%;$ $- 0,0\%$	$P < 0,05\%;$ $- 0,03\%$
Экономическая характеристика:			
Стоимость вложений	100%	105-120%	100%
Стоимость химреагентов	100%	66%	86%
Эксплуатационные расходы	100%	113%	108%
Себестоимость продукта	100% (при выходе 85%)	89-98%	97,98%

Экстракционный процесс непрерывен, обеспечивает высокую эффективность разделения и избирательности, высокий выход ванадия (96-98%), высокую чистоту продукта и нечувствителен к изменению состава соли, но требует больших капиталовложений, чем метод кристаллизации, дорогого оборудования, защиты от взрыва и нейтрализации агрессивных сточных вод.

Ионообменный процесс характеризуется высоким извлечением ванадия и малым расходом смолы. Недостаток процесса - низкое содержание ванадия в растворе (алват - 10 г/л V_2O_5). Коэффициент разделения компонентов в этом процессе ниже, а энергетические затраты выше, чем в экстракционном процессе, однако он лишен недостатков экстракционного процесса.

Себестоимость получения ванадия способами экстракции и ионного обмена примерно одинакова и ниже, чем при кристаллизации (см. табл. 3).

2. Получение фтористых солей из алюминатных растворов

Ванадиевая соль, получаемая из алюминатных растворов, кроме ванадия, в значительном количестве содержит и другие ценные в народнохозяйственном отношении элементы. В ВНР разработана и внедрена на заводах технология получения фтористых солей параллельно с производством ванадия /8,9/. При выщелачивании ванадиевой соли в насыщенном растворе плохо растворимые двойные соли фтора $NaF \cdot NaOH$ отделяются вместе с другими нерастворимыми солями, образуя коричневатый шлам, богатый органическими веществами и имеющий фтористый шлам. Фтористый шлам является сырьем для получения фтора. Содержание фтора в нем (в пересчете на NaF) колеблется от 20 до 70%, влажность 30-40%. Шлам содержит хорошо растворимые натриевые соли (Na_2CO_3 , Na_2SO_4 , Na_3PO_4 , своб. $NaOH$), которые удаляются пу-

тем обработки горячей водой (отношение Ж:Т = 0,5:1) и фильтрации. Чистый фтористый шлам подвергают обработке водой при 65-70°C в течение 8-10 часов, получая раствор, содержащий 30-40 г/л NaF . Раствор выпаривают, при этом получают кристаллы $NaF \cdot NaOH$, содержащие 50-60% NaF . Удаление $NaOH$ из кристаллов осуществляют кратковременной термической обработкой их при 650°C с последующей промывкой горячей водой (Т:Ж = 1:4). Органические вещества, входящие в соль, при сгорании взаимодействуют с $NaOH$, образуя углекислый натрий - Na_2CO_3 , который при выделачивании горячей водой переходит в раствор. Чистый фтористый натрий отфильтровывается, а из раствора выделяется кристаллическая сода.

Готовая продукция содержит 98-99% NaF и используется для получения криолита.

3. Комплексное использование красных шламов

Большое число исследований за рубежом проводят с целью разработки эффективных аппаратно-технологических схем комплексной переработки красных шламов. Комплексное использование красных шламов, образующихся при переработке бокситов методом Байера, наряду с дополнительным извлечением ценных компонентов (Na, O, Al, O_2, Fe и др.), позволяет снизить затраты на сооружение и эксплуатацию шламовых полей, приводит к улучшению санитарно-гигиенических условий окружающей местности, решает проблему борьбы с загрязнением окружающей среды отходами производства, которая в настоящее время является особо актуальной, поскольку производство глинозема растет быстрыми темпами и уже сейчас в капиталистических странах отходы красного шлама составляют более 25 млн. т/год.

Исследования по переработке красных шламов проводятся в лабораторном, опытно-промышленном и промышленном масштабах.

Целью проводимых исследований является дополнительное извлечение из красного шлама глинозема, регенерация щелочи, использование красного шлама для получения железа, двуокси титана, сульфата алюминия, дефосфорирующего флюса, который заменит в производстве стали дефицитный плавиковый шпат, для производства цемента, керамзита, строительного кирпича, флокулянтов для очистки сточных вод и других продуктов.

Химический и минералогический состав красных шламов, получавшихся при производстве глинозема по способу Байера, в основном определяется составом перерабатываемых бокситов (табл.4).

Таблица 4

Примерный химический состав красных шламов, %

	С о д е р ж а н и е, %									
	Al_2O_3	Na_2O	Fe_2O_3	SiO_2	TiO_2	CaO	Cr_2O_3	U_2O_5	P_2O_5	п.п.п.
Красный шлам из: австралийского боксита	30	9	20	13	7	2	0,2	0,1	0,1	14
европейского боксита	20	5	48	6	5	3	0,3	0,2	0,2	10

Исследования по разработке рациональной технологии комплексного использования красных шламов ведутся в двух направлениях:

- металлургическая переработка шламов с получением чугуна, глинозема, щелочи и сырья для производства цемента;

- прямые способы использования шлама с получением цемента, строительного кирпича, флокулянтов, дефосфорирующего флюса (заменителя плавикового шпата для сталеплавильной промышленности).

В ВНР, ГДР, ФРГ, США и других странах успешно проводятся опыты в полупромышленном и промышленном масштабах по извлечению железа из красного шлама, а также глинозема и щелочи из шлама, получаемого в процессе переработки красного шлама. Разработанные способы можно классифицировать следующим образом:

- восстановление красного шлама по кричному методу, магнитная сепарация железа, содово-известковое спекание отмагниченного шлама;
- восстановительная плавка красного шлама с получением чугуна, спекание шлама с известняком и содой;
- восстановительная плавка красного шлама с получением чугуна, обработка расплавленного шлама известью;
- каустификация красного шлама известковым молоком и последующая восстановительная плавка с получением саморассыпающегося шлама, состоящего из алюмината кальция.

Среднее извлечение основных компонентов из красного шлама, перерабатываемого этими способами, составляет (в %): 72-77 Al_2O_3 , 67-70 Na_2O , 70-90 Fe (с получением железистого продукта, содержащего 85-95% Fe). При этом общее извлечение Al_2O_3 из боксита повышается примерно на 10%, а расход щелочи снижается ~ на 50%.

Интересным направлением в исследованиях по утилизации красного шлама является создание на его основе заменителя дефицитного плавикового шпата для сталеплавильной промышленности, а также изготовление из шлама высококачественного строительного кирпича и эффективных флокулянтов для очистки промышленных и бытовых сточных вод.

Регенерация щелочи из красного шлама. При производстве глинозема 80-85% потерь щелочи происходит из-за потерь связанной Na_2O в красном шламе. Для снижения потерь щелочи ее необходимо регене-

рировать из красного шлама. Регенерацию щелочи из красного шлама можно осуществить путем каустификации его известковым молоком. Красный шлам смешивают с $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в молярном соотношении $\text{CaO}:\text{Na}_2\text{O} = 3:1$ и затем после каустификации тщательно промывают в две ступени. Извлечение Na_2O из шлама составляет $\sim 90\%$. Если каустифицированный красный шлам не промывать, то извлечение Na_2O снижается на 30-50%.

Представляют интерес технологические и экономические показатели процесса извлечения каустической щелочи из шлама на глиноземном заводе Айка (ВНР) /10/. Красный шлам обрабатывают известковым молоком, содержащим 250 г/л $\text{Ca}(\text{OH})_2$, с расчетом получения в конечном шламе 6-10% CaO . Известковое молоко готовится на подшламовых водах (2-3 г/л Na_2O). После каустификации получают раствор концентрацией 10-11 г/л Na_2O , который направляется в промывную систему процесса Байера.

Процесс каустификации осуществляется непрерывным способом в батарее мешалок емкостью 150 м³ при 80° в течение 8-12 часов. Пульпу после регенерации щелочи фильтруют на фильтрах Келли. После первой фильтрации шлам репульпируют и фильтруют повторно на таких же фильтрах. Содержание щелочи в отвальном шламе снижается с 11-12% до 5-6%, т.е. извлечение щелочи из красного шлама по описанной технологии составляет 50-60%. Работники завода считают этот процесс целесообразным даже при более низком извлечении Na_2O - 40-50%. Расход извести составляет 0,14-0,15 т CaO на 1 т красного шлама.

Извлечение глинозема и железа из красных шламов. В процессе производства глинозема из высокожелезистых бокситов получается значительное количество красного шлама, содержащего много железа. Извлечение железа из красного шлама в странах, бедных железной

рудой, имеет большое значение. Поэтому в ВНР, ГДР, ФРГ и других странах уже несколько лет успешно проводятся опыты в полупромышленном и промышленном масштабах по извлечению железа из красного шлама, а также глинозема и щелочи из шлама, полученного в процессе переработки красного шлама.

С целью усовершенствования производства глинозема по методу Байера, для повышения выхода глинозема и извлечения содержащегося в боксите железа в ВНР разработана технология производства глинозема и железа из бокситов, состоящая из следующих технологических переделов: выщелачивание бокситов по методу Байера, восстановление красного шлама по кричному методу; магнитная сепарация полученного продукта; содово-известковое спекание отмагниченного шлама; возвращение в цикл Байера алюминатного раствора, полученного при выщелачивании спека /8/.

Этот способ по существу является измененным вариантом комбинированного последовательного метода Байер - спекание с промежуточным извлечением железа из красного шлама.

На венгерских алюминиевых заводах при переработке бокситов с кремниевым модулем 9-10 методом Байера получают красные шламы, содержащие (в вес. %): 38-45 Fe_2O_3 , 15-20 Al_2O_3 , 10-15 SiO_2 , 8-12 Na_2O . Для извлечения железа и глинозема из шламов была принята двухстадийная схема: восстановление железа во вращающейся печи и спекание шлама, оставшегося после отделения железа, с известняком и содой. Для получения железа, легкоотделяемого от шлама, к шламу добавляют 4-7% CaO и 30% кокса. Выход железа в этом процессе составил 80-90%. Выход шлама на 1 т железа составил 2 т, расход кокса 1 т. Шлак, содержащий ~ 27% Al_2O_3 и 8% Fe_2O_3 , разламывали до крупности < 0,1 мм, добавляли к нему CaO из расчета образования двухкальциевого силиката и магнетита кальция, а

так же Na_2O для образования алюмината и феррита натрия. Шихту выдерживали не менее 1 часа при температуре 1200-1250°, т.е. вблизи точки размягчения шихты. Спек выщелачивали 10-30 мин. в растворе, содержащем 40-60 г/л Na_2O . Извлечение Al_2O_3 из красного шлама составляло 77-90%, Na_2O 50-75%.

В ряде других стран проводятся исследования по восстановительной плавке подобного сырья на чугун и алюминатный шлак.

Восстановительный обжиг красного шлама с углем во вращающейся печи с выпуском из нее жидкой массы проверялся венгерскими специалистами на заводе Ёйювице в ЧССР на вращающейся печи диаметром 3,6 м и длиной 60 м /II, I2/. В качестве восстановителя использовали кокс крупностью менее 6 мм. Влажность шлама 30%. Используемый красный шлам содержал (в %): 9,5 Na_2O , 20,6 Al_2O_3 , 12,3 SiO_2 , 27,7 Fe_2O_3 . Получен шлак состава (в %): 25-30 Al_2O_3 , 8-12 Na_2O , 25-30 SiO_2 , 4-5 CaO . Магнитная фракция (крица) содержала 75% Fe , извлечение железа в крицу составило 83%.

Отмагниченный шлак подвергается содово-известковому спеканию для извлечения из него глинозема и щелочи. Установлены технологические параметры этого процесса:

температура спекания, °C	1100-1200
время спекания, час	~ I
концентрация щелочного раствора, г/л Na_2O	60-80
Al_2O_3	25-35
время выщелачивания, мин	20
температура выщелачивания, °C	70

Лабораторные и полупромышленные испытания показали, что содержащиеся в шлаке Al_2O_3 и Na_2O могут быть эффективно извлечены путем содово-известкового спекания: Al_2O_3 на 84% и Na_2O на 85%. Шлак, оставшийся после выщелачивания спека, может быть ис-

пользован в цементной промышленности.

На основе полученных результатов были проведены технико-экономические расчеты, показавшие, что при новой технологии можно достичь сокращения расхода боксита и каустической щелочи и увеличения выхода Al_2O_3 по сравнению с классическим методом Байера. При применении этого способа извлечение глинозема в среднем на 15% больше, вследствие чего приблизительно на 0,4 т уменьшается расход боксита на производство 1 т глинозема. Потребность в Na_2O составляет только ~ 55% от потребности для метода Байера. В отличие от процесса Байера выход Al_2O_3 и расход Na_2O при указанной технологии почти не зависят от качества боксита. Однако новый процесс по сравнению с методом Байера требует дополнительных капитальных вложений.

Способ получения чугуна или стали из красного шлама разработан на заводе в Людвигсхафене в ФРГ /13/. Красный шлам состава (в %): 45-55 Fe_2O_3 , 15-20 Al_2O_3 , 5-8 TiO_2 , 6-10 SiO_2 , 5-8 Na_2O смешивают с мелким углем и измельченным известняком. Смесь направляют во вращающуюся трубчатую печь и обжигают при 1000°С. Промышленные испытания проводились на вращающейся печи длиной 100 м и диаметром 1,8 м. Восстановленное губчатое железо непрерывно выгружается из вращающейся печи и подвергается плавке. Содержание примесей в нем составляет ~ 2,5%.

Результаты испытаний показали, что при наличии крупной промышленной установки возможно экономичное производство железа из красного шлама, содержащего не менее 45% Fe_2O_3 .

Извлечение железа и алюминия из красного шлама спеканием в смеси с углем, известняком и карбонатом натрия или плавкой в электродуговой печи в присутствии кокса и известняка апробовано в опытно-масштабе Горным бюро США /14/. Перерабатывали шламы,

полученные из бокситов, добываемых на Ямайке и Суринаме.

По первому способу мокрую смесь загружали в сушильный барабан, ставиваемый газовой горелкой, для частичного удаления влаги и скатывания. Полученные окатыши обжигали в шахтной печи. Обожженные окатыши измельчали в шаровой мельнице с получением пульпы, содержащей 40% твердого. Пульпу выщелачивали водой в течение одного часа при 65°C. Из отфильтрованного раствора карбонизацией осаждали гидроксид алюминия.

Шлам от выщелачивания пульпы подвергали мокрой магнитной сепарации для извлечения железа. В магнитную фракцию переходит 75-90% железа. Магнитная фракция содержит от 50 до 70% железа. В немагнитной фракции содержится ~ 20% TiO_2 , которую можно извлечь на 87% выщелачиванием серной кислотой с получением продукта, содержащего 96% TiO_2 . Извлечение Al_2O_3 из красного шлама составляет 85-90%.

По второму способу гранулированный кек и в первом способе красный шлам плавят при 1500°C в течение 15 мин. с получением чугуна и шлага, содержащего алюминат кальция. Извлечение железа составляет 98%. Охлажденный шлак измельчают и выщелачивают раствором соды для перевода алюмината кальция в растворимый алюминат натрия. Фильтрат обрабатывают углекислым газом для осаждения гидрата окиси алюминия. Остаток от выщелачивания может быть использован для производства портланд-цемента /15/.

За последние годы фирма "Giulini GmbH" (FRG) провела многочисленные эксперименты по использованию красного шлама. Фирма разработала и испытала сначала на опытной, а затем на промышленной установке способ получения железа, а затем чугуна или стали из красного шлама, содержащего в сухом виде не менее 45% Fe_2O_3 . Этой же фирмой разработаны технологии производства из

красных шламов строительного кирпича высокой прочности и эффективного флюксанта для очистки сточных вод /I6-I9/.

На опытной промышленной установке на заводе "Мартинсверк" фирмой "Giulini" (ФРГ) опробован способ получения железа из красного шлама, содержащего в сухом виде более 45% Fe_2O_3 . Влажный красный шлак смешивают с измельченным углем и известняком и спекают во вращающейся печи длиной 100 м и при $1000^{\circ}C$. При спекании окислы железа восстанавливают примерно на 80% до металла. Продукт из вращающейся печи непрерывно выгружают в подовую отражательную печь, где его плавят при $1500^{\circ}C$, при этом окислы железа восстанавливаются на 95%. В подовой печи железо отделяется от шлака, который непрерывно удаляют и гранулируют для придания ему товарного вида. В получаемом железе содержится (в %): 1,5 С, 0,05 Si, 0,85 S, 0,15 Cr, 0,08 P. Поскольку в получаемом металле содержание углерода и кремния низкое, его можно перерабатывать в конвертере для получения стали, или после удаления серы и фосфора науглеречивать для получения товарного чугуна /I7-I9/.

Гранулированный шлак пригоден для дорожного строительства, может быть использован для получения шлаковаты для изоляции или как добавка в строительные материалы, изготавливаемые на основе цемента.

Производство строительного кирпича. Второй способ использования красного шлама, разработанный фирмой "Giulini" - это производство высококачественного строительного кирпича. Для этого используется красный шлак, содержащий в сухом виде Fe_2O_3 менее 45%, переработка которого на чугун нерентабельна.

Фирма "Giulini" разработала специальные добавки (какие - неизвестно) к красному шламу, которые, взаимодействуя с Na_2O при обжиге, образуют соединение, повышающее прочность кирпича и

стойкость к атмосферным воздействиям.

Прочность полученных кирпичей на сжатие составляет 500 кг/см², что выше прочности обычных кирпичей (150-350 кг/см²), используемых в строительстве. Прочность на сжатие легковесных кирпичей - 100 кг/см²; легкие строительные кирпичи, полученные фирмой "Ciulini" имеют прочность на сжатие 250 кг/см² /17/.

Получение коагулянтов для очистки сточных вод. Другой интересной возможностью использования красного шлама является получение флокулянта для очистки сточных вод. Флокулянт получают путем обработки красного шлама серной кислотой, при этом окислы, содержащиеся в шламе, образуют сульфаты. Флокулянт использован для очистки промышленных и бытовых сточных вод, степень очистки воды высокая /17/.

Применение красного шлама в производстве цемента и керамзита осуществляется фирмой "VAW" на заводе "Липенерк" (ФРГ) /16,20/. Добавкой гранулированного красного шлама к цементному клинкеру в количестве 2-10% от веса клинкера снижают температуру спекания на 200°С, что ведет к значительной экономии электроэнергии. Красный шлам используют для корректировки цементной шихты по содержанию Fe_2O_3 и Al_2O_3 . При производстве керамзита добавка красного шлама улучшает условия обжига глиняной смеси.

Опыты по использованию красного шлама в качестве дефосфорирующего агента в производстве стали проводятся японской компанией "Nippon Steel Corp.". Если опыты окажутся успешными, то красный шлам частично заменит используемый в настоящее время плавиковый шпат и в основном будет потребляться для этих целей /21/.

Первая в мире промышленная установка для получения заменителя плавикового шпата на основе красного шлама (побочного продукта глиноземного производства) введена в эксплуатацию в сен-

тябре 1972 г. на заводе "Шимизу Сити" (Япония) с объемом производства 3 тыс. т/месяц. По предложенному способу красный шлам смешивают с материалом, содержащим окись алюминия, и затем подвергают прессованию и сушке. Получаемый в виде гранул или брикетов продукт содержит 40-45% Al_2O_3 , 20-25% Fe_2O_3 и 8-10% SiO_2 (потери при прокаливании - 10-15%). В разработке материала принимали участие также другие фирмы Японии, фирмы ФРГ, Австралии и Люксембурга, заинтересованные в его приобретении. Большой интерес к использованию красного шлама в качестве флюсов в производстве стали объясняется возможным дефицитом в будущем плавикового шпата металлургического качества, увеличением цены на него вдвое за последнее десятилетие и получением в мире огромных количеств красного шлама (порядка 25 млн. т) /22/.

Несмотря на большое число проведенных исследований, освещенных в обзоре, /23/, проблему комплексного использования бокситового сырья нельзя считать решенной, и работы в этом направлении продолжаются.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. *Revista de Chimie*, 1970, v. 21, №6, p. 337-342.
2. *Metall*, 1969, №12, s. 134.
3. *Chimie analytique*, 1970, v. 52, №3, p. 285-287.
4. II Международная конференция ИКСОБА. М., Цветметинформация, 1971.
5. *Chem. Techn.*, 1966, v. 18, №9, p. 557-561.
6. *Freiberger Forschungshefte*, 1968, №128, s. 67.
7. *Neue Hütte*, 1969, Bd. 14, №4, s. 204-209.
8. Дробаш Д. Цветные металлы, 1968, № 5, стр. 60.

9. Венгерские патенты № I45919, I46585.
10. *Kohaszat*, 1968, v.101, №12, s. 524-528.
11. *Kohaszat*, 1968, v.101, №1, p. 112-119.
12. *Journal du four Électrique*, 1969, v.74, №2, p. 45-48.
13. *Chemische Rundschau*, 1970, №37, s. 827.
14. *Bureau of Mines, Report of Investigation*, 7454, 1970.
15. *Inst. Mining and Metallurgy*, 1971, №3(976), p. 88.
16. *Aluminium*, 1972, №6, s. 444.
17. *Erzmetall*, 1972, №9, s. 454-457.
18. *Aluminium*, 1972, №11, s. 748-750.
19. *Chemische Engineering Technik*, 1970, №20, s. A1889.
20. *Erzmetall*, 1973, №1, s. 18-20.
21. *Mining Journal*, 1972, №7151, p. 190.
22. *Industrial Minerals*, 1972, №60, p. 35-37.
23. Пустильник Г.Л., Нестерова Т.Е. Комплексная переработка бокситов и другого алюминийсодержащего сырья. Цветметинформация, М., 1972.

Д.А. ГРЕКУЛОВА, Л.Г. ПОДКОСОВ, Е.П. БРОДКИНА,
В.Л. ЛАВЕРОВА, Ю.А. БУБОВИДИН

ВИМС

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВЯННО- ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД

Комплексные оловянно-вольфрамовые руды со значительным преобладанием олова над вольфрамом имеют широкое распространение как среди эксплуатируемых в настоящее время месторождений, так и в подготавливаемых к утверждению запасов по промышленным категориям.

Обогащение таких руд, содержащих наряду с касситеритом, шешелит и вольфрам, по типовым схемам представляет довольно сложную задачу. Использование в этих схемах 3-х и 4-х стадий измельчения приводит к значительной концентрации олова и вольфрама в хвостах и шламах гравитационного цикла. Авторами предложена технология обогащения комплексных оловянно-вольфрамовых руд, базирующаяся на новом варианте гравитационной схемы на стадии получения черновых концентратов и применении развитых схем доводочных операций.

Объектом исследования являлась оловянно-вольфрамовая руда месторождения "Трудовое", содержащая 0,62% олова, представленного касситеритом, и 0,13% трехоксида вольфрама, представленного шешелитом (60%) и вольфрамитом (40%). Разработанная схема обогащения включала 3 стадии:

1 - гравитационное обогащение для получения черновых концентратов;

2 - доводку черновых концентратов методами гравитации, флотгравитации и флотации для удаления сульфидов;

3 - разделение коллективного оловянно-вольфрамового кон-

центрата на оловянный и вольфрамовый товарные продукты методами магнитной и электрической сепарации.

На стадии получения черновых коллективных концентратов предложен новый вариант гравитационного обогащения, разработанный в ВМСе с включением в голову схемы 2-х стадий отсадки неклассифицированного материала крупностью 12-0 и 6-0 мм.

Особенностью технологии обогащения по этой схеме является ориентация на выделение из руды в голове схемы при крупности -12+0 мм не свободных зерен касситерита, шеелита и вольфрамита, как это обычно принято, а более или менее богатых сростков. В отсадке получают бедный ($K_0 = 4-6$) черновой концентрат с выходом около 20% и высоким извлечением в него олова и вольфрама. Хвосты 2-й отсадки разубожены по сравнению с рудой примерно в 2,5 раза по олову. Далее они измельчаются до крупности, обеспечивающей существенное вскрытие рудных зерен, и обогащаются на столах в I-2 стадии.

Показатели получения черного концентрата приведены в таблице I.

Таблица I

Показатели получения черного концентрата, %

Продукт	Выход,	Олово		Трехокись вольфрама	
		Содержание	Извлечение	Содержание	Извлечение
Концентрат отсадки	18,20	2,46	72,21	0,38	47,30
Концентрат столов	2,70	4,2	16,5	1,70	29,60
Итого черновой и-т	20,9	2,58	88,71	0,53	77,9
Хвосты + шлам	79,1	0,089	11,29	0,04	22,1
Р у д а	100,0	0,62	100,0	0,143	100,0

В концентрат отсадки извлечено 72,2% олова и только 47,3% вольфрама, что, очевидно, объясняется более тонкой вкрапленностью вольфрамовых минералов по сравнению с касситеритом. Однако, в суммарный черновой концентрат достигнута высокая извлечение как по олову (88,71%), так и по вольфраму (77,9%).

Проведенные параллельно испытания обогатимости данной руды по типовой гравитационной схеме с применением отсадки для классифицированного материала -12+2 мм и развернутой трехстадиальной схеме обогащения на столах показали, что на стадии получения черновых концентратов извлечение по олову на 1,3%, а по вольфраму на 7,6% ниже по сравнению с результатами предлагаемой технологии. Последнее можно объяснить снижением переизмельчения касситерита и шеелита по предлагаемой схеме, по сравнению с типовой.

Большим преимуществом предлагаемой схемы является также значительное снижение содержания олова и вольфрама в шламах, благодаря направлению в тонкое измельчение сильно разубоженного материала. Шламы содержат 0,12% олова, что в 5 раз ниже, чем содержание в исходной руде, и 0,05% трехоксида вольфрама.

2-я стадия разработанной технологии заключалась в доводке черногового концентрата, которая включала гравитацию на столах, флотгравитацию сульфидов из крупных классов и флотацию сульфидов из тонких классов.

В результате доводки получен коллективный оловянно-вольфрамовый концентрат с содержанием олова 31,5% и трехоксида вольфрама 6,0% и извлечением 80,24% и 62% от руды. По типовой гравитационной схеме получен коллективный концентрат того же качества, но извлечение в него олова на 1,5%, а вольфрама на 4,5% ниже, чем по предлагаемой.

Таким образом, преимущества, достигнутые на стадии получения

черновых концентратов, сохранились и на стадии доводки бедных черновых концентратов до коллективного оловянно-вольфрамового концентрата.

Переходя к рассмотрению 3-ей стадии технологической схемы, отметим следующее.

По действующему прейскуранту цен, олово в полученном коллективном концентрате является товарным продуктом и соответствующим образом оплачивается, а вольфрам не оплачивается и, больше того, при содержании выше 5%, является вредной примесью и лимитируется ГОСТом на оловянные концентраты.

Предлагаемая нами технологическая схема предусматривает получение высокосортового концентрата по олову и товарных продуктов по вольфраму.

Основными операциями 3-ей стадии схемы является флотация для наиболее полного удаления сульфидов, магнитная и электрические сепарации.

Разделение коллективного концентрата в поле южного электростатического сепаратора позволяет получить после термообработки (нагрев до 100°C) и классификации на классы $(-0,2+0,07)-0,07+0,04$ мм - 2 фракции:

1. проводники, которые содержат вольфрамит, касситерит и остатки сульфидов;

2. непроводники, содержащие шеелит, флюорит, пироксен и турмалин.

Из непроводников с помощью магнитной сепарации, концентрации на столе и перемывка методом электростатической сепарации получен высокосортовый шеелитовый концентрат с содержанием трехоксида вольфрама 64%, удовлетворяющий требованиям ГОСТа на вольфрамовые концентраты. Из проводников с помощью магнитной сепарации

получены:

а) оловянный концентрат с содержанием олова 64% и удовлетворяющий требованиям ГОСТа;

б) оловянно-вольфрамовый товарный продукт, соответствующий техническим условиям на вольфрамовые преипродукты от 20 декабря 1972 г. В этой стадии извлечение олова составляет 97,7%, а триоксида вольфрама 98,5% от коллективного оловянно-вольфрамового концентрата.

Оловянно-вольфрамовые продукты перерабатывались автоклавно-содовым выщелачиванием. При этом вольфрам переходит в раствор на 93-95%, а остаток от выщелачивания является товарным оловянным продуктом.

Извлекаемая ценность олова в I т коллективного оловянно-вольфрамового концентрата составляет 2690 руб., а при раздельном получении олова и вольфрама извлекаемая ценность по обоим металлам из I т коллективного концентрата составляет 2950 руб. Таким образом, за счет извлечения вольфрама извлекаемая ценность из I т коллективного концентрата увеличивается на 260 руб. - это составляет 16% от общей извлекаемой ценности коллективного концентрата и обеспечивает значительный эффект.

Результаты проведенных работ послужили основанием для утверждения ГКЗ запасов руд изучаемого месторождения не только по олову, но и по вольфраму.

Г.Д.КРАСНОВ, Т.Г.ТОМОВ

Институт физики Земли АН СССР

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ МЕХАНИКИ
ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Основные процессы обогащения полезных ископаемых протекают в водной среде, причем, обогатительные пульпы представляют собой, как правило, полидисперсные системы типа жидкость-твердое. Часто, например, при обогащении в тяжелых суспензиях и в процессе флотации, мы имеем дело с пульпами, в которых находится значительное количество весьма тонких частиц коллоидной крупности, особенно если обогащаемый материал содержит глинистые, легко размокающие в воде частицы. Для таких систем характерно коагуляционное структурообразование.

Исследованию структурно-механических свойств дисперсных систем посвящено большое число исследований отечественных и зарубежных авторов - Бингама, Фрейндлиха, Оствальда, Ф.Н.Шведова, П.А.Ребиндера, Б.В.Дерягина. Эти исследования относятся к новой области коллоидной химии, физико-химической механике дисперсных систем, изучающей вопросы механизма образования, развития, деформации и разрушения дисперсных структур различных типов. На этой основе разрабатываются методы физического и физико-химического воздействия на дисперсные системы с целью управления их физическими свойствами. Основоположником физико-химической механики и руководителем школы исследователей этого направления был академик П.А.Ребиндер.

Многочисленными исследованиями установлено, что коагуляционные дисперсные структуры обладают особыми механическими свойствами, благодаря которым такие системы занимают промежуточное

положение между твердыми и жидкими телами. Наиболее характерные из этих свойств: упругость и сдвиговая эластичность в области малых напряжений сдвига, тиксотропия (способность самовосстановления структуры после ее разрушения), аномальная вязкость, зависящая от скорости и напряжения сдвига, реопексия — ускорение восстановления структуры при легком встряхивании или медленном перемешивании. Типичная кривая течения коагуляционной дисперсной системы показана на рис. I на примере водного раствора бентонитовой глины.

В соответствии с положениями физико-химической механики свойствами дисперсных структур можно управлять двумя способами — добавлением реагентов и вибрационным воздействием. Первый из этих методов широко используется в различных областях промышленности: технике бурения, керамической промышленности, химии полимеров, строительной промышленности. Этот метод успешно применяется и при обогащении углей в тяжелых суспензиях.

Вибрационные воздействия в основном благодаря работам школы П.А.Ребиндера широко используются в строительной промышленности, главным образом, для упрочнения цементных смесей.

Нми проведены исследования действия вибрации на движение тел в структурированных тяжелых суспензиях и на процесс суспензионного обогащения.

Структурно-механические свойства тяжелых суспензий оказывают большое влияние на процесс разделения. При накоплении шлама в суспензии резко ухудшается разделение мелких частиц и сростков, имеющих плотность, близкую к плотности суспензии.

Опыты показали, что вибрационные воздействия сильно влияют на скорость движения тел в структурированной суспензии. Малойинтенсивные колебания замедляют падение тел и повышают эффективную вязкость. При повышении интенсивности колебаний суспензии эффек-

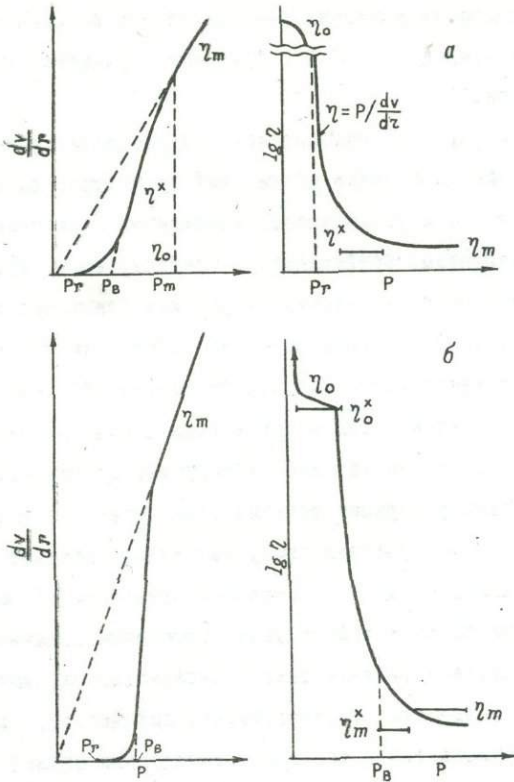


Рис. I. Зависимость градиента скорости $\frac{dv}{dr}$ и эффективной вязкости η от напряжения сдвига P для структурированной жидкости (а) и коагуляционной дисперсной структуры (б)

тивная вязкость резко падает в области малых напряжений сдвига и возрастает скорость движения тел, плотность которых близка к плотности суспензии (рис.2,3). При этом улучшается устойчивость суспензий (рис.4).

По-видимому, при малоинтенсивной вибрации суспензии происходит некоторое упрочнение дисперсной структуры, вызывающее возрастание вязкости и устойчивости аналогично известному явлению респексии, открытому Фрейндлихом и Юлиусбургером, при этом скорость движения падающих частиц возрастает благодаря частичному разрушению структуры в омываемом слое суспензии при вибрации последней. Это явление можно назвать "само смазкой". Оно имеет место не только при движении тел вверх и вниз в вибрирующей структурированной среде, но и при течении вибрирующих дисперсных систем в трубах. Отмечено ускорение течения таких сред при пульсациях струи. Именно поэтому на стуженных продуктах лучше работают не центробежные, а диафрагмовые насосы, создающие пульсирующий поток.

Особенно большой эффект дает совместное применение вибрационных воздействий и добавок реагента-пептизатора, который, адсорбируясь на поверхности структурообразующих частиц, гидрофилизует их, что проявляется в снижении структурных связей и снижении вязкости суспензии.

Целесообразность применения колебаний для интенсификации обогащения минералов в тяжелых суспензиях многократно подтверждалась нашими лабораторными и полупромышленными опытами, проведенными на различных рудах цветных металлов, фосфоритов, слюда и др. [1-3].

В табл. I приведены результаты обогащения полиметаллической руды одного из крупных месторождений.

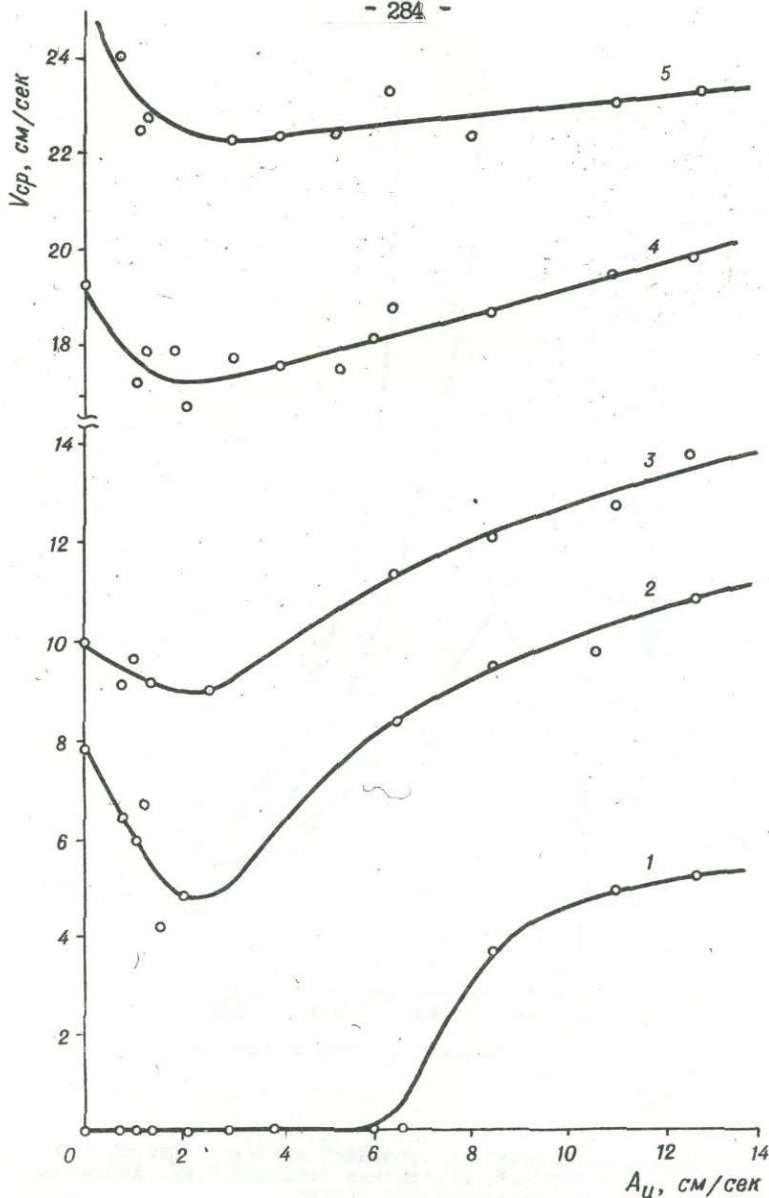


Рис. 2. Скорость падения шариков в зависимости от скорости колебаний суспензий: Плотность суспензии магнетита - 1,3 г/см³. Содержание глины - 6,4%. Плотность шариков: 1 - 1,51; 2 - 1,88; 3 - 2,02; 4 - 2,32; 5 - 2,51 г/см³.

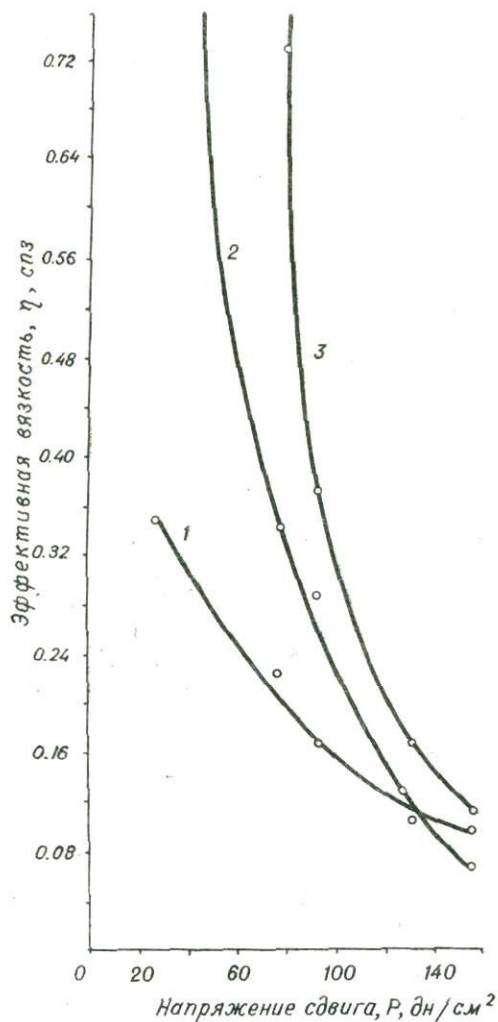


Рис. 3. Вибровязкость суспензии магнетита плотностью $1,3 \text{ г}/\text{см}^3$. Содержание бентонита $6,4\%$. Амплитуда скорости колебаний среды:
1 - $12,5$; 2 - 0 ; 3 - $2,5 \text{ см}/\text{сек}$

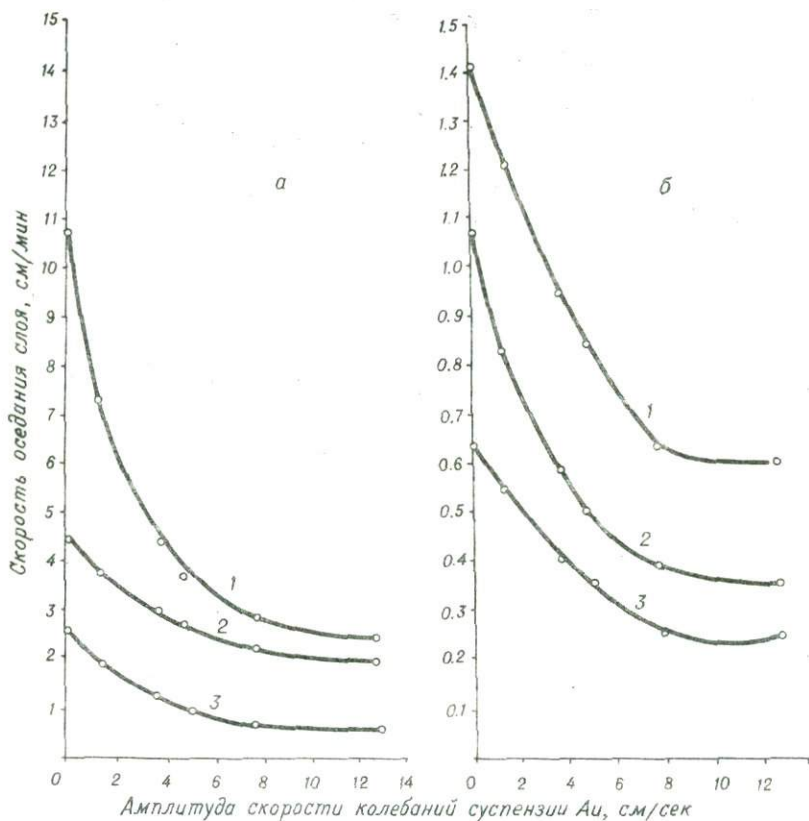


Рис.4. Скорость оседания магнетита в вибрирующих суспензиях слоя плотностью $1,51 \text{ г/см}^3$.
 а - концентрация бетонита $0,27\%$
 б - то же $1,07\%$
 Плотность суспензии: 1 - $1,6$; 2 - $1,7$;
 3 - $1,8 \text{ г/см}^3$

Таблица I

Результаты обогащения полиметаллической руды в тяжелой суспензии в обычных условиях и с применением вибраций

Класс крупности, мм	Фракция	Без вибраций			С вибрацией		
		Выход %	Содержание %	Извлечение %	Выход %	Содержание %	Извлечение %
-20+3	Тяжелая	27,4	2,45	81,1	46,0	2,35	98,3
	Легкая	72,6	0,21	18,9	54,0	0,14	6,7
	Итого:	100,0	0,83	100,0	100,0	1,16	100,0
-3+ 1,0	Тяжелая	29,0	1,65	48,5	38,7	1,94	76,3
	Легкая	71,0	0,72	51,5	66,3	0,30	23,7
	Итого:	100,0	0,99	100,0	100,0	0,85	100,0
-20+1	Тяжелая	24,0	2,57	72,0	43,0	2,80	91,3
	Легкая	76,0	0,31	28,0	57,0	0,174	8,7
	Итого:	100,0	0,86	100,0	100,0	1,1	100,0

Как видно из данных табл. I, в случае применения вибраций технологические результаты значительно лучше. Это выражено в более низком содержании свинца в хвостах (0,174% против 0,31%) и соответственно более высоком извлечении свинца в черновой концентрат (91,3% против 72,0%).

Представляет интерес поведение более узких классов при данных условиях разделения. Как и следовало ожидать, основные потери полезного компонента происходят за счет легких фракций более мелких классов руды. Однако при обогащении в условиях вибрации эти потери значительно ниже. Если потери в хвостах для класса -20+3мм при обогащении в условиях вибрации снижаются на 12,2%, то для

класса -S,C+I,O мм эти потери снижаются на 27,8%. Как видно из этих результатов, преимущества применения вибрации бесспорны. Аналогичные результаты получены и при обогащении других типов руд.

Считается общепризнанным, что структурно-механические свойства суспензий оказывают влияние на процесс обогащения только в том случае, если разделение происходит в условиях ламинарного течения среды. На этом основании некоторые авторы даже утверждали, что в тяжелосредних сепараторах влияние вязкости суспензии не должно существенно влиять на разделение.

Однако сейчас имеются данные, говорящие о том, что структурно-механические свойства обогатительных пульп влияют даже на те процессы, в которых среда заведомо значительно турбулизуется. Н.С.Сердюк обнаружил, что вязкость существенно влияет на обогащение угля в гидроциклонах [4].

В.И.Классен и В.Д.Мокрусов в книге "Введение в теорию флотации" [5] пишут, что вязкость флотационной пульпы в случае количеств тонких шламов может значительно возрасти. Это резко ухудшает условия аэрации и затрудняет всплывание минерализованных пузырьков в пену. Если бы достаточно было лишь пептизировать суспензию, говорится там же, то вопрос решался бы достаточно просто путем подбора соответствующих реагентов. Но флотация образуемых в результате этого процесса сильно гидратированных зерен невозможна. Поэтому приходится прибегать к кропотливому подбору условий применения комплекса реагентов, причем, подобрать оптимальные условия не всегда удается.

Эти слова указывают на целесообразность применения вибрационных воздействий при флотации. Всплывание воздушных пузырьков в вибрирующей пульпе во флотационной машине сопровождается теми же явлениями, которые имеют место и при свободном падении частиц

обогащаемого материала в тяжелой суспензии. Минерализованные пузырьки движутся в пульсирующей среде с переменной относительной скоростью. Вследствие этого происходит дополнительная турбулизация слоев жидкости, омывающей пузырьки, приводящая к разрушению коагуляционной дисперсной структуры, снижению вязкости пульпы и возрастанию скорости всплывания пузырьков. При флотации в вибрирующей пульпе следует ожидать увеличения скорости флотации, улучшения селективности разделения и качества пенного продукта.

В опытах виброфлотации [6] была использована обычная лабораторная флотационная машина, оборудованная простейшим приспособлением для сообщения вибрации флотируемому объему пульпы.

Опыты проводились на двух продуктах: вольфрамовом черном концентрате (крупность 81% - 74 мк, содержание WO_3 - 5,32%) и вольфрамовом промежуточном продукте (90% - 10 мк, WO_3 - 2,31%). Полученные результаты показаны в таблице 2, из которой видно, во-первых, что имеется оптимум частоты колебаний (150 гц) пульпы. В этих условиях флотация материала обычной крупности дает повышение на 2% качества концентрата при почти неизменном извлечении WO_3 . При тех же оптимальных параметрах флотация шламов дает прирост извлечения более, чем на 4% при практически том же содержании WO_3 в концентрате.

В заключение следует отметить, что, как известно, работы по виброфлотации проводятся в нашей стране. Подробно исследован метод флотатсадки. Создана флотационная машина с виброагрегатом. Однако, хотя и в том и в другом случае имеет место флотация в вибрирующей среде, именно это явление ускользнуло от внимания исследователей.

Во флотатсадке подробно рассмотрены результаты совместного обогащения крупных и мелких классов и отдельно крупных клас-

сов в присутствии флотируемой мелочи, но отдельно флотация в ко-
леблющейся среде не изучалась.

Таблица 2

Флотация в вибрирующей среде

Характеристика исходного продукта	Частота вибра- ции, гц	Содержание WO_3 в к-те, %	Извлечение WO_3 , %
Вольфрамовый черновой кон- центрат	0	9,71	96,74
Плотность пульпы 1396 г/л	50	10,36	96,34
Крупность 81% - 74 мк	100	10,98	96,70
Содержание WO_3 - 5,32%	150	11,76	96,67
	200	11,03	95,96
Вольфрамовый промежуточ- ный продукт	0	5,76	84,93
Плотность пульпы 1192 г/л	50	5,58	88,14
Крупность 90% - 10 мк	100	5,21	88,93
Содержание WO_3 - 2,31%	150	5,69	89,11
	200	5,72	88,68

При флотации в машине с вибросазатором имеет место комп-
лекс явлений, связанных с пульсационной подачей воздуха и тон-
ким его диспергированием, но одновременно в такой машине возни-
кает пульсирующее вихревое движение пульпы. Масштабы этого явле-
ния и его влияния в чистом виде на результаты флотации не рас-
сматривались и не изучались. Однако, в свете всего сказанного,
именно пульсация потока пульпы может быть основной причиной по-
вышенной эффективности работы этой машины.

В обогащении сейчас недостаточно внимания уделяется изучению структурно-механических свойств пульпы и суспензий и влиянию этих свойств на процесс обогащения. Между тем, здесь лежит большой резерв повышения производительности и эффективности обогатительных операций.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Краснов Г.Д., Маевский Ю.Р. Влияние механических колебаний на свойства структурированной суспензии и эффективность обогащения в ней угля. Сб. "Новые исследования в области обогащения мелких классов углей и руд". "Недра", 1965.
2. Краснов Г.Д., Гуляхиян Е.В., Маевский Ю.Р., Липшиц В.И. Применение низкочастотных колебаний. — путь интенсификации разделения руды и тяжелой суспензии. "Цветные металлы", № 9, 1970.
3. Краснов Г.Д. О возможности повышения эффективности обогащения руд в тяжелых суспензиях путем применения колебаний. Обогащение руд в тяжелых суспензиях на предприятиях цветной металлургии. Цветметинформация, 1970.
4. Сердюк Н.С. Технологические основы автоматизации процесса обогащения в гидродисклозе с магнетитовой суспензией на углисобогачительных фабриках. Автореферат кандидатской диссертации, 1971.
5. Классен В.И., Макроусов В.А. "Введение в теорию флотации". Госгортехиздат, 1959.
6. Болянский Е.М., Краснов Г.Д., Барский И.А. Флотация шламов в вибрирующей среде. Сб. "Флотационные системы, процессы и аппараты в процессах переработки минерального сырья". Есташпринт Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР, 1974.

УНИПРОМЕДЬ

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В ПРОДУКТАХ
ОБОГАЩЕНИЯ УРАЛЬСКИХ РУД

Основным типом руд, перерабатываемых на флотационных фабриках цветной металлургии Урала, являются медно-цинковые, полиметаллические, колчеданные и вкрапленные руды с доминирующим содержанием серы, цинка и меди. Относительная стоимость основных ценных компонентов уральских колчеданных руд может быть приблизительно представлена в следующем виде. S : сера - 22,4; железо - 22,4; медь - 20,9; редкие металлы - 17,4; цинк - 14,0; благородные металлы - 2,9. Таким образом, в этих рудах первое место в ценностном отношении занимает сера, а стоимость редких элементов лишь незначительно ниже ценности меди, почти в два раза выше цинка и в 4 - благородных металлов.

В то же время современный уровень фактического использования при обогащении ценных компонентов, входящих в состав колчеданных руд Урала, по основным извлекаемым полезным составляющим - меди, цинку, сере, золоту и серебру не превышает 60%.

Для повышения полноты комплексного использования рассматриваемого типа руд особое внимание необходимо уделить извлечению и использованию серы, железа, меди, цинка, а также изысканию условий повышения концентрации в продуктах обогащения редких, рассеянных и благородных металлов.

С целью изыскания путей повышения комплексности использования сырья нами изучено распределение основных ценных компонентов в продуктах обогащения характерных руд Урала.

Дегтярская медно-цинковая руда характеризуется промышленными содержаниями основных и некоторых редких металлов, что связано с наличием собственных минералов их либо они присутствуют в виде изоморфной примеси в этих минералах - халькопирите (медь, золото, серебро), сфалерите (цинк, кадмий, серебро), теннантите (медь, мышьяк), галените (свинец, висмут).

По степени концентрации элементы в продуктах обогащения можно разделить на 2 группы. Коэффициент концентрации металлов более 10. Они связаны, в основном, с собственными минералами (медь, цинк, свинец, мышьяк) либо находятся в качестве изоморфной примеси в соответствующих минералах (кадмий, висмут, золото, серебро). Однако (хотя при просмотре под микроскопом это было не обнаружено), не исключается возможность, что эти металлы образуют собственные минералы, но находятся в виде тонких дисперсий в тех же минералах. Об этом свидетельствует их высокая концентрация, сравнимая со степенью концентраций основных элементов, а также единичные находки гринокита (CdS), тетрадимита (Bi_2Fe_2S) и самородного золота в рудах других Уральских месторождений.

Гайская медная руда содержит до 50% нерудных минералов и поэтому характеризуется весьма низкими (за исключением меди) содержаниями основных ценных компонентов. Согласно данным Соломоновой Ф.К. (1959 г.), основными минералами-носителями их являются:

Минералы	С о д е р ж а н и е, %					
	Селен	Теллур	Германий	Галлий	Индий	Кадмий
Пирит	0,0135	0,0031	0,0001	0,0005	0,0002	н.э.пр.
Халькопирит	0,0005	0,0011	0,0012	0,0031	0,0052	н.э.пр.
Борнит	-	0,0237	-	0,0048	0,0050	н.э.пр.

Минералы	Содержание, %					
	Селен	Теллур	Германий	Галлий	Индий	Кадмий
Ковеллин	-	н.опр.	0,0023	-	-	н.опр.
Сфалерит	0,0009	0,0003	0,0078	0,0170	0,0010	0,32

Продолжение

Минералы	Содержание, %	
	Золото, г/т	Серебро, г/т
Пирит	1,4	24,0
Халькопирит	1,0	20,0
Борнит	33,6	400,0
Ковеллин	8,6	н.опр.
Сфалерит	1,9	51,0

Согласно таблице I, в продуктах обогащения происходит незначительная концентрация ценных компонентов в медном концентрате, что связано с присутствием вторичных медных минералов в руде и малыми содержаниями халькопирита и сфалерита — основных минералов-носителей редких металлов (за исключением теллура, золота и серебра).

Учалинская медная руда характеризуется простым минеральным составом и примерно такой же концентрацией ценных компонентов (за исключением меди), как и Гайская руда. Все редкие металлы связаны с основными рудными минералами и находятся в них в виде изоморфной примеси.

В продуктах обогащения отмечается значительная концентрация основных элементов (коэффициент концентрации более 10) и

Таблица I

Степень концентрации элементов (условные единицы)

	Медь	Цинк	Сера	Желе- зо	Кадмий	Таллий
Дегтярское месторождение (медно-цинковая руда)						
Медный концентрат	20,8	4,5	0,86	0,75	2,21	1,3
Цинковый концентрат	2,1	19,1	0,83	0,29	11,4	0,86
Пиритные хв.	0,24	0,22	-	-	0,43	2,40
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Гайское месторождение (медная руда)						
Медный концентрат	7,2	6,55	1,6	1,4	2,1	1,9
Пиритные хв.	0,1	0,2	0,9	0,95	0,5	0,8
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Учалинское месторождение (медная руда)						
Медный концентрат	11,8	10,6	0,92	0,79	11,5	1,0
Пиритные хв.	0,25	0,22	1,01	1,01	0,38	1,0
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0

	Свинец	Висмут	Славо	Мышьяк	Герма- ний	Индий
Дегтярское месторождение (медно-цинковая руда)						
Медный концентрат	10,0	21,6	2,45	54,0	-	0,5
Цинковый концентрат	2,95	2,16	1,27	0,58	-	1,0
Пиритные хв.	0,45	0,32	1,21	1,0	1,0	-
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Гайское месторождение (медная руда)						
Медный концентрат	2,16	3,3	-	3,1	2,4	8,0
Пиритные хв.	0,82	0,7	-	0,7	0,8	0,6
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Учалинское месторождение (медная руда)						
Медный концентрат	4,25	1,0	3,1	1,75	2,5	7,85
Пиритные хв.	0,77	-	0,91	0,96	0,89	0,61
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0

	Теллур	Селен	Золото	Серебро	Молибден	Кобальт
Дегтярское месторождение (медно-цинковая руда)						
Медный концентрат	2,0	-	19,1	7,7		
Цинковый концентрат	1,0	-	0,7	5,8		
Пиритные хв.	2,0	2,0	2,22	0,54		
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Райское месторождение (медная руда)						
Медный концентрат	2,75	1,5	4,3	5,5		
Пиритные хв.	0,8	0,95	0,5	0,4		
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Учалинское месторождение (медная руда)						
Медный концентрат	0,95	1,1	1,4	4,2		
Пиритные хв.	1,01	1,00	1,0	0,82		
Р у д а	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0

слабая концентрация редких металлов, за исключением кадмия, свинца, олова и индия (табл. I).

Таким образом, все редкие элементы связаны с основными рудными минералами - халькопиритом и сфалеритом - и поэтому проблема комплексности сырья в цикле обогащения на уральских обогатительных фабриках сводится к проблеме увеличения извлечения этих минералов и уменьшения потерь их в хвостах.

В зависимости от характера руд, перерабатываемых на обогатительных фабриках Урала, получаемые в процессе их обогащения селективные концентраты (медные, цинковые и пиритные) лишь условно могут быть названы селективными, так как по составу они являются по существу коллективными, полиминеральными и несомненно требуют применения специальных методов комплексного их использования, т.е. процессов доводки их до высококачественных.

Кроме кадмия и индия, извлечение которых достигает 65-75%, извлечение в медные и цинковые концентраты других содержащихся в рудах редких и рассеянных элементов находится в пределах 10-40%. Извлечение золота в пиритный концентрат составляет от 40 до 80%.

Основная масса редких и рассеянных элементов извлекается в пиритный концентрат. Учитывая возможность существующих обогатительных фабрик и развития гидрометаллургии в отрасли, можно сделать вывод о необходимости повышения извлечения традиционных элементов (медь, цинк, сера) из уральских руд, что приведет к повышению извлечения сопутствующих элементов.

Извлечение же редких и рассеянных элементов в самостоятельные продукты возможно лишь на дальнейшей стадии переработки концентратов.

Г.Н. НАЗАРОВА, Л.В. КИСТИНА, Л.Н. ДОРОХИНА

Институт физики Земли АН СССР

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЙ ФЛОТАЦИИ ДЛЯ ОЧИСТКИ
СТОЧНЫХ ВОД СБОГАТИТЕЛЬНЫХ И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ
ПРЕДПРИЯТИЙ С ОДНОВРЕМЕННЫМ ДОИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦЕННЫХ
КОМПОНЕНТОВ

Электрохимическая технология имеет достаточно хорошо разработанные и внедренные в промышленное производство методы. В настоящее время электрохимический синтез органических и неорганических соединений широко применяют в металлургии цветных и черных металлов, в нефтехимическом синтезе, в фармацевтической промышленности и т.д.

В процессе флотации и гидрометаллургии определились три основных направления использования электрохимической технологии:

- электрохимическая обработка растворов реагентов;
- электровосстановление и электроокисление флотационной пульпы для изменения режимов разделения ценных материалов;
- электрофлотация осадков ионов тяжелых металлов и тонкодисперсных минеральных частиц.

Применение новой технологии, как правило, начинается с исследований прикладного характера, в связи с чем на первом этапе почти всегда наблюдается отставание в области теоретических разработок. Сказанное в полной мере относится к процессу электролитической флотации металлосодержащих осадков применительно к отработанным промышленным растворам и сточным водам.

Совершенно недостаточно, например, исследованы вопросы, связанные с протеканием различных электрохимических реакций в процессе электролитической флотации, изменением окислительно-восстановительных свойств жидкой фазы, поверхностных свойств извлекае-

мых компонентов, состава и состояния присутствующих в жидкой фазе химических соединений и т.д. Особого внимания с нашей точки зрения заслуживает исследование поверхностных физико-химических свойств извлекаемых осадков. Ведь, если в минеральной флотации эффективность образования и прочность агрегата "частица-пузырек" зависит от изменения физико-химических свойств поверхности с помощью флотационных реагентов, собирателей и пенообразователей, то при электролитической флотации осадков, являющейся частным случаем минеральной флотации, изменение поверхностных свойств частиц происходит в отсутствие гидрофобизаторов. От чего же оно зависит? Очевидно, прежде всего от химической природы реагентов, применяющихся в качестве осадителей ионов металлов из растворов.

В более ранних работах по флотации гидроокисей никеля, кобальта, железа [1,2] уже отмечался факт ухудшения флотации при высоких значениях водородных показателей, (рис.1.). Однако результаты последующих исследований показали, что дело не столько в величине pH, сколько в количестве неорганического осадителя, содержащегося в жидкой фазе. Так, при осаждении никеля из растворов щелочью, карбонатом и фосфатом натрия во всех случаях при превышении стехиометрического расхода осадителя наблюдалось либо ухудшение флотации, либо отсутствие ее вообще, (табл.1.). Полученные данные давали основание сделать вывод об определяющем влиянии на результаты флотации избытка неорганических ионов, а также величины их заряда. Чем больше величина заряда аниона, тем большее депрессирующее действие он оказывает на флотируемость осадка [3].

Для выяснения влияния природы осадителя и условий осаждения металлов на свойства поверхности частиц образующихся осадков было проведено изучение электрокинетического потенциала частиц никельсодержащих осадков (гидроокиси, карбоната и фосфата), (рис.2).

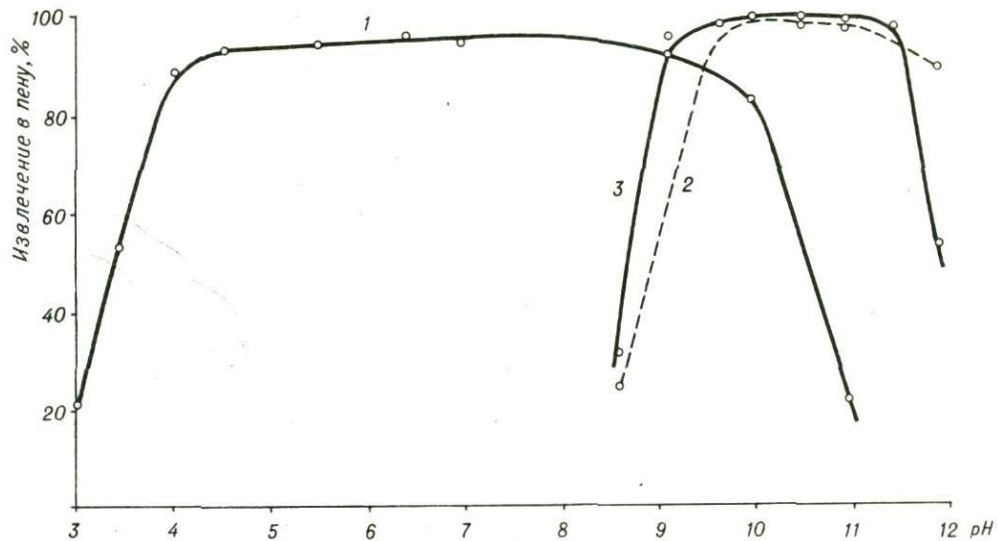


Рис.1. Флотация осадков 1 - $Fe(OH)_3$, 2 - $Ni(OH)_2$, 3 - $Co(OH)_2$ в электро-флотационной ячейке.

Таблица I

аты электролитической флотации никельсодержащих
в машине без диафрагмы ($i = 8 \text{ ма/см}^2$, $t_{\text{фл.}} = 7 \text{ мин}$)

Расход осадителя		рН		Извлечение Ni в пену, %	Извлечение Ni в осадк., %	Примечание
г/л	стехиомет.	до флот.	после флот.			
		8,67	7,50	75,0	84,3	Осаждение никеля во всех случаях производилось из растворов NiSO_4 $C_{\text{Ni}} = 210 \frac{\text{мг}}{\text{л}}$
		9,55	8,78	83,2	-	
		9,86	8,77	84,3	99,8	
		10,25	9,00	86,8	-	
		10,94	10,09	-	99,9	
		11,54	11,42	79,9	-	
		11,97	11,88	55,4	100,0	
0,21	0,5	8,38	7,81	28,5	-	то же
0,41	1,0	8,53	7,95	56,5	64,0	
0,62	1,5	9,14	8,80	54,5	91,2	
0,82	2,0	9,66	9,36	19,5	99,0	
1,02	2,5	9,96	9,80	5,0	99,5	
0,51	0,5	7,65	7,20	флотации не было	-	то же
1,02	1,0	8,25	7,92		90,2	
2,04	2,0	10,82	10,20		99,9	
3,06	3,0	11,25	11,03		99,9	

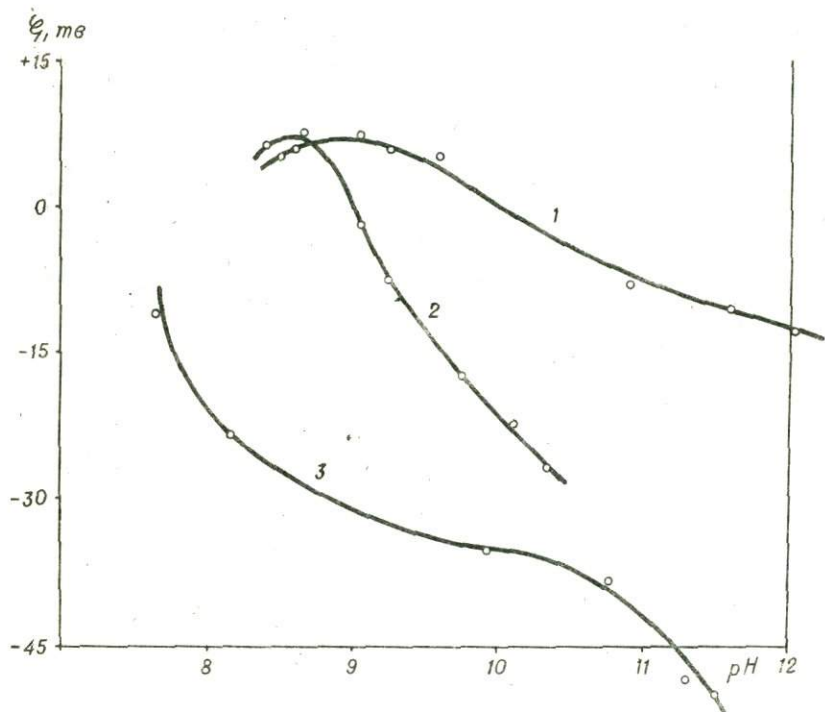


Рис. 2. ζ - потенциал частиц
1 - $Ni(OH)_2$; 2 - $NiCO_3$; 3 - $Ni_3(PO_4)_2$.

Полученные результаты показали, что самая большая отрицательная величина ζ -потенциала при избытке осадителя — у фосфата никеля, меньшая — у карбоната и еще меньшая — у гидроксиды. Причем, если для гидроксиды и карбоната никеля были установлены изоэлектрические точки, соответствующие области полноты осаждения металла, то в случае фосфата даже при расходе осадителя, составляющем 0,5 от стехиометрического, поверхность частиц осадка заряжена отрицательно.

Проведенные исследования по флотации различных металлосодержащих осадков с использованием в качестве газовой среды водорода, в одном случае, и водорода с кислородом, в другом, также показали различие во флотационных свойствах осадков (рис. 3-6).

Как видно из приведенных рисунков, ухудшение флотации осадков водородом наблюдалось в большинстве случаев значительно раньше, чем суммой газов. Для гидроксиды железа это отмечалось при величине рН более 6, для гидроксиды меди — более 8, для карбоната кобальта — при расходе соды, равном 1,5 от стехиометрического (рН=8,59), в то время, как суммой электролизных газов указанные осадки хорошо флотировались вплоть до величины рН, равной 10. Что касается гидроксиды никеля, то примерно до рН=10,5 флотация осадка водородом проходила заметно лучше, чем суммой газов. Еще более убедительные результаты были получены при сравнительных опытах флотации водородом и кислородом (рис. 5). Характер кривых флотации одного и того же соединения различными газами электролиза носит явно противоположный характер, причем фосфат кобальта, флотация которого ни водородом, ни суммой электролизных газов не идет, кислородом извлекается на 80% при невысоких расходах осадителя. При высоких расходах фосфата извлечение в пенный продукт снижалось очевидно с увеличением гидратации поверхности частиц

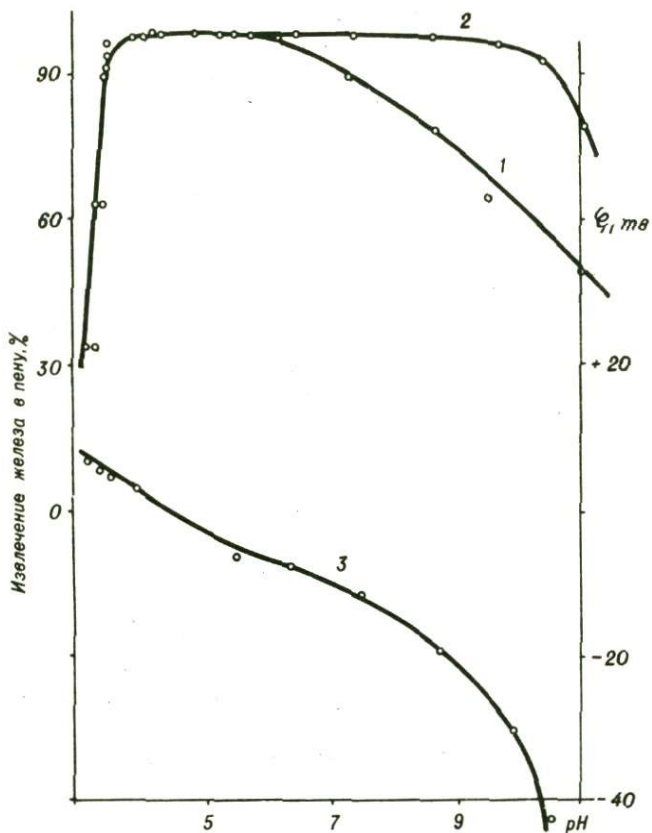


Рис. 3. Флотация гидроксидов железа водородом (1), водородом и кислородом (2); φ - потенциал частиц $Fe(OH)_3$ (3).

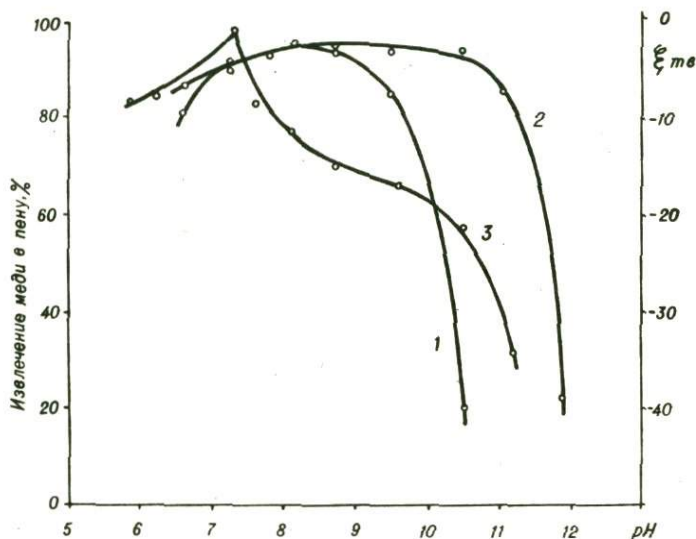


Рис. 4. Флотация гидроксида меди водородом (1), водородом и кислородом (2). ξ - потенциал частиц осадка (3). $t = 22^\circ\text{C}$

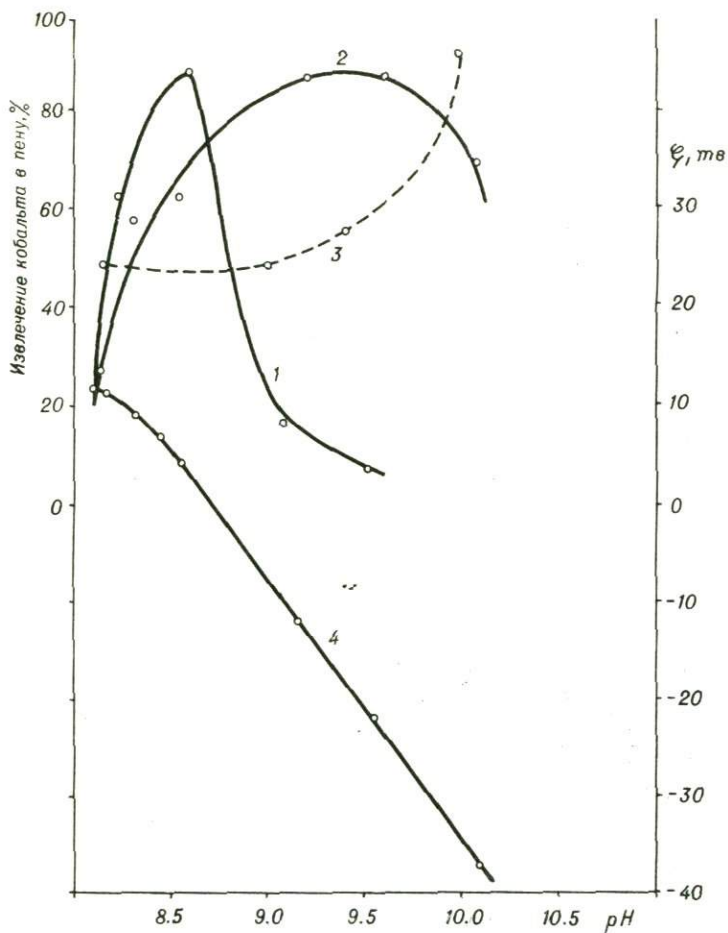


Рис. 5. Флотация карбоната кобальта водородом (1), водородом и кислородом (2), кислородом (3), ϕ - потенциал частиц CoCO_3 (4)

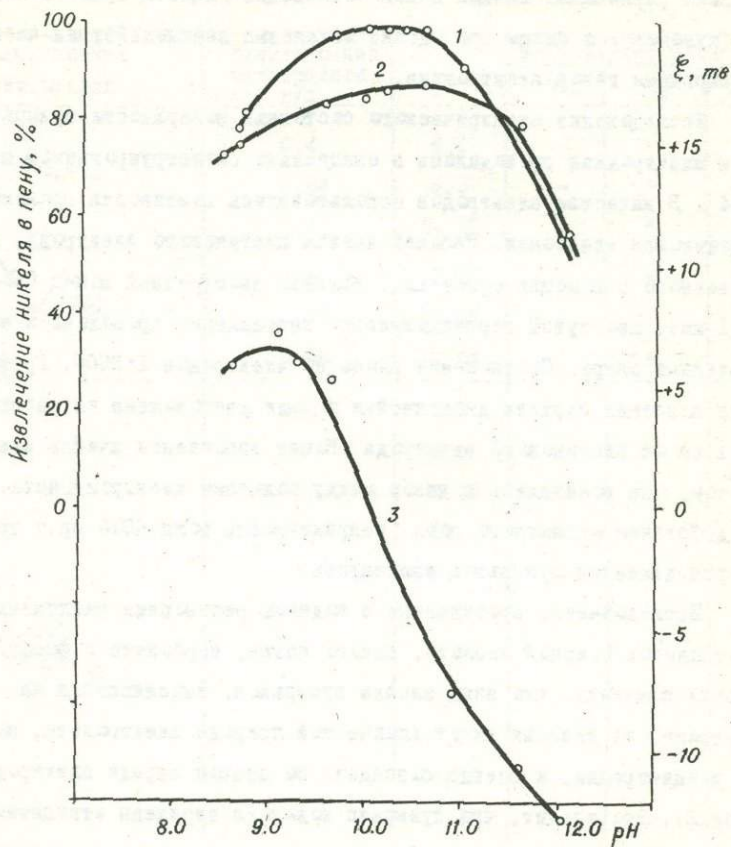


Рис. 6. Флотация гидроксиды никеля водородом (1), водородом и кислородом (2), ζ - потенциал частиц $Ni(OH)_2$ (3)

осадка в концентрированных растворах электролитов.

Сопоставление полученных данных флотации осадков в различных условиях различными газами давало основание отнести существенную роль кулоновским силам при оценке механизма взаимодействия частиц с пузырьками газов электролиза.

Исследование электрического состояния поверхности пузырьков газов электролиза проводилось в специально сконструированной ячейке [4]. В качестве электродов использовались платиновая проволока и графитовая пластинка. Рабочей частью платинового электрода, изолированного с помощью оргстекла, являлся заостренный конец ($d = 0,1$ мм), изогнутый перпендикулярно направлению проволоки и направленный вверх. Соотношение площадей электродов 1:3000. Графитовая пластина служила дном ячейки и была расположена на расстоянии 1 см от платинового электрода. После заполнения ячейки электролитом, она помещалась в зазор между полюсами электромагнита. Под действием магнитного поля (напряженность поля 4000 эр.) траектория движения пузырьков изменялась.

Исследования, проведенные с водными растворами различных электролитов (серной кислоты, едкого натра, карбоната и фосфата натрия) показали, что знак заряда пузырьков, выделяющихся на электроде, не зависит ни от химической природы электролита, ни от его концентрации, и всегда совпадает со знаком заряда электрода (табл.2). Это значит, что пузырьки водорода заряжены отрицательно, а кислорода — положительно. Указанная закономерность сохраняется независимо от природы газа. Так, в случае разложения хлорида натрия выделяющиеся на точечном электроде пузырьки хлора, как и кислородные пузырьки, были заряжены положительно.

Каким же образом можно объяснить отсутствие влияния химической природы электролитов и их концентрации в объеме жидкой фазы

Таблица 2

Влияние природы некоторых электролитов на знак заряда пузырьков газов электролиза

Наименование электролита	Концентрация электролита, г/л	рН	Знак заряда пузырьков		
			H ₂	O ₂	Cl ₂
Na ₂ CO ₃	0,4	8,1	-	+	
	0,84	9,5	-	+	
	1,4	10,15	-	+	
Na ₃ PO ₄	1,02	7,85	-	+	
	2,04	10,25	-	+	
	3,08	11,04	-	+	
H ₂ SO ₄ NaOH	не опред.	2,0	-	+	
	"	2,5	-	+	
	"	3,28	-	+	
	"	3,75	-	+	
	"	3,8	-	+	
	"	4,5	-	+	
	"	5,25	-	+	
	"	5,57	-	+	
	"	5,67	-	+	
	"	6,62	-	+	
	"	8,18	-	+	
	"	9,9	-	+	
"	10,95	-	+		
"	12,65	-	+		
NaCl	260	7,0	-		+
	280	7,0	-		+
	300	7,0	-		+

на знак заряда газовых пузырьков? По всей вероятности дело в том, что во всех случаях разложение исследованных электролитов независимо от их природы сопровождается значительным повышением концентрации гидроксильных ионов в прикатодном слое и водородных ионов - в прианодном. В момент образования пузырек соответствующего газа оказывается в зоне повышенной концентрации тех или иных ионов, которые, адсорбируясь на его поверхности, сообщают ему заряд положительного или отрицательного знака.

$$\text{Рассчитанный по формуле } e = \frac{tg \beta \cdot V_0 \cdot m}{B \cdot l} \quad (1), [5]$$

заряд пузырька размером 20 мкм составил $e = 0,01 \cdot 10^{-10}$ кул или $0,2 \cdot 10^{-6}$ кул/см².

e - величина заряда пузырька, кулон

V_0 - скорость подъема пузырька, м/сек

B - магнитная индукция, кг/кул.сек

l - путь пузырька газа в магнитном поле напряженностью 4000 эр, м

β - угол отклонения траектории движения пузырька газа от вертикали

m - масса пузырька, кг

$$V_0 = \frac{2(\rho - \rho_0) \cdot g r^2}{9 \eta} \quad (2), \text{ где}$$

ρ - плотность электролита, г/см³

ρ_0 - плотность водорода при 18°C, г/см³

η - вязкость электролита, пз

g - ускорение свободного падения, см/сек²

r - радиус пузырька, см

Подставим в формулу (2) следующие значения:

$$\rho = 1,007 \text{ г/см}^3; \rho_0 = 81,6 \cdot 10^{-6} \text{ г/см}^3; \eta = 1 \cdot 10^{-2} \text{ пз}; r =$$

$$= 2 \times 10^{-4} \text{ см};$$

$$g = 980 \text{ см/сек}^2, \text{ тогда } V_0 = 0,00087 \text{ м/сек.}$$

Теперь можно рассчитать заряд поверхности пузырька:

$$m = 4/3 \pi r^3 \rho = 6,26 \cdot 10^{-14} \text{ кг}; B = \mu M_0 H = 0,36 \text{ кг/кул.сек};$$

$\ell = 0,01 \text{ м}$. Подставив эти значения в формулу (I), получим приведенное выше значение e .

Предложенный электростатический механизм взаимодействия поверхности частиц осадков, по-видимому, является одним из основных факторов, обеспечивающих флотационное извлечение гидрофильных металлосодержащих осадков в ценный продукт без предварительной гидрофобизации поверхности. Существенное влияние на результаты электролитической флотации безусловно оказывают такие факторы, как форма поверхности частиц, степень их дисперсности, концентрация в жидкой фазе, размер газовых пузырьков, гидродинамика потока и другие, не затрагиваемые в данной статье.

Метод электролитической флотации может быть с успехом применен не только для извлечения растворенных металлов из разбавленных растворов, с помощью этого метода можно извлекать тонкодиспергированные взвеси минеральных частиц, содержащихся, например, в сливах стокителей обогатительных фабрик и т.д.

Результаты промышленных испытаний электрофлотационного метода применительно к разбавленным растворам, проведенных на одном из предприятий, перерабатывающих медно-никелевые руды, полностью подтверждают сказанное [6]. Исследовались различные промышленные стоки предприятия, содержащие весь никель в растворимой форме (суммарный сток № 1), в виде нерастворимой тонкодиспергированной взвеси сульфидов (слив стокителей концентратов после разделительной флотации фэйнштейна, сток № 2) и в обеих

формах (сток кобальтового цеха, сток № 3). Общее содержание никеля в сточных водах 60,0 мг/л; 3,35 мг/л; 4,0 мг/л (табл.3,4).

Для испытаний использовался двухкубовый электрофлотационный аппарат, представляющий собой ванну прямоугольной формы, в нижней части которой расположены графитовый анод и над ним на расстоянии 10 мм катод в виде сетки из ст.3 (диаметр проволоки 0,5 мм, размер ячейки 2,5-3,0 мм²). Рабочая площадь электродов 1,53 м², высота аппарата 1,8 м (рис.7). Питание электрофлотационной машины осуществлялось от генератора типа ЗН-7.

В случае стока № 1 и стока № 3 процессу флотации предшествовало осаждение никеля щелочью натрия или известью в виде гидроксида, рН флотации 10,6 (табл.4). Извлечение тонкодиспергированной взвеси сульфидов из слива сгустителей осуществлялось при небольшом расходе коагулянта, хлорного железа (0,032 г/л). Добавки щелочного агента при подготовке к электрофлотационной очистке слива сгустителей не требовалось. Содержание никеля после электрофлотации из стоков № 3 и № 2 составило соответственно 0,027 и 0,1 мг/л. Осаждение никеля из суммарного стока № 1 осуществлялось щелочью натрия или известью, лучшие показатели были получены при рН = 10,5-10,8. Извлечение никеля в пенный продукт составило 98,7%, содержание воднорастворимого никеля не превышало пределов санитарно-технической нормы. Выход пенного продукта - около 1% по объему от исходного. Пределы содержания основных компонентов в пене (% на сухой вес): никель - 21,99-38,45; медь - 0,058-0,74; кобальт - 0,14-0,58; железо - 1,30-2,80; кальций - 0,35-11,0; мышьяк - 0,029; алюминий - 0,42-0,88; магний - 1,39-3,97. Электрические параметры ванны - катодная плотность тока - 70-80 а/м², напряжение 12 вольт, расход электроэнергии 0,1-0,2 квт-час/м³ исходного раствора.

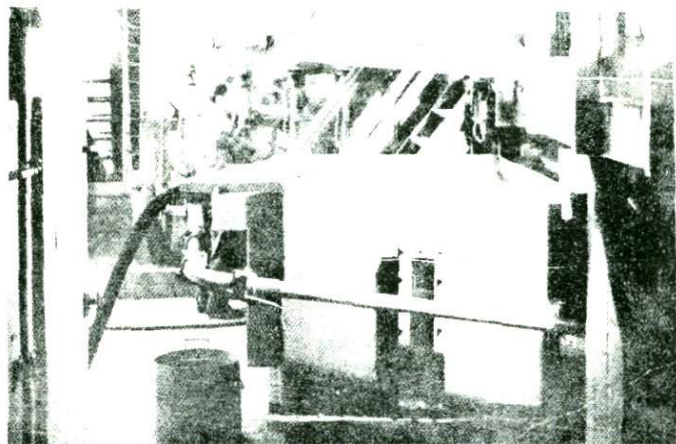


Рис.7. Общий вид электрофлотационной установки

Таблица 3

Состав исследованных промышленных сточных вод

Наименование вод	Содержание компонентов, мг/л				
	Никель		CaO	MgO	
	общ.	фильт.			
Суммарный сток, № 1	60,0	60,0	13,0	4,0	180,0
Сток УРФ, № 2	3,35	0,024	5,0	4,0	250,0
Сток кобальто- вого цеха, № 3	4,0	3,0	87,0	2080,0	37540,0

Наименование вод	Содержание компонентов, мг/л				pH
	Co	Fe _{общ}	Cu	Cl ⁻	
Суммарный сток, № 1	0,4	6,0	0,2	нет	6,9
Сток УРФ, № 2	0,2	1,0	1,0	нет	11,7
Сток кобальто- вого цеха, № 3	0,1	0,16	0,1	11950,0	8,7

Таблица 4

Результаты электролитической флотации сточных вод
комбината "Североникель"

Расход реагентов, г/л				рН		J, а	U, в	i, мв см ²
NaOH	CaO	FeCl ₃	собира- тель	до флог.	после			
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<u>Суммарные сточные воды</u>								
Флотация в одну стадию:								
-	0,3	-	0,0128	10,6	10,0	1,0	5,0	4,0
0,15	0	-	0,0032	11,1	10,8	1,0	5,0	4,0
Флотация в две стадии:								
I стадия								
0,15	-	-	0,0032	11,3	11,3	1,0	5,0	4,0
II стадия								
-	-	0,05	0,0032	10,4	10,0	1,0	5,0	4,0
<u>Сточная вода кобальтового цеха</u>								
Флотация в одну стадию:								
-	0,78	0,10	0,016	10,1	10,1	1,0	1,5-1,7	4,0
0,5	-	0,10	0,0128	10,15	10,0	1,0	1,5-1,7	4,0
<u>Сточная вода рафинировочного цеха</u>								
Флотация в одну стадию:								
-	-	0,032	0,0032	11,8	11,65	1,0	3-4	4,0
-	-	0,032	0,0032	11,8	11,65	0,24	3-4	9,6

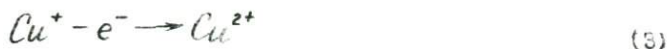
Исходное содержание Ni, мг/л		Содержание Ni в очищенном растворе, мг/л		Извлечение никеля в пенный продукт, %	t Флотации, мин
общ.	фильтрат	общ.	фильтрат		
10	11	12	13	14	15
<u>Суммарные сточные воды</u>					
Флотация в одну стадию:					
60,0	60,0	2,16	0,11	96,4	10
		0,85-1,0	0,03-0,06	98,5-98,8	10
Флотация в две стадии:					
I стадия					
		1,67	-	97,2	9
II стадия					
		0,19	0,016	99,7	8
<u>Сточная вода кобальтового цеха</u>					
Флотация в одну стадию:					
4,0	3,0	0,33	0,03	91,8	16
		0,10	0,03	97,3	15
<u>Сточная вода рафинировочного цеха</u>					
Флотация в одну стадию:					
3,35	0,02-0,05	0,10	0,03	97,0	9
		0,027	0,01	99,2	5

Метод электролитической флотации применительно к отработанным промышленным растворам и сточным водам можно с успехом сочетать с другими электрохимическими методами, например, методом электрохимического окисления. С этой точки зрения заслуживают внимания растворы, содержащие цианистые соединения с металлами, образующимися при переработке многих полиметаллических руд. Известно много методов обезвреживания отработанных растворов от цианистых соединений. Большинство из них основано на окислении цианидов до цианатов, токсичность которых в тысячу раз меньше, или до элементарного азота и углекислого газа.

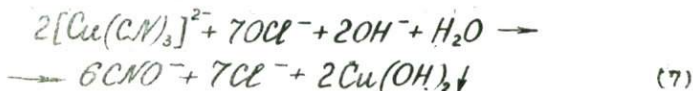
Из методов, основанных на окислении цианидов, заслуживает внимания метод электрохимического окисления. Этот метод экономичен, не требует применения дорогостоящих реагентов, эффективен и достаточно прост по аппаратурному оформлению [7,8]. Основными параметрами, определяющими процесс, являются анодная плотность тока, объемная плотность тока, напряжение на ванне, концентрация хлоридов и величина pH.

Рассмотрим основные реакции, протекающие на электродах и в жидкой фазе при электрохимическом окислении на примере растворов, содержащих медноцианистые комплексы:

Реакции на аноде:



Реакция на катоде:



При добавлении в раствор *NaCl* на аноде происходит разряд хлорид-ионов (1). Выделяющийся при этом на аноде свободный хлор в щелочной среде образует гипохлорит-ион (6), который окисляет цианиды согласно реакции (7). Одновременно с этой реакцией на аноде протекают реакции (2) и (3), образующаяся одновалентная медь окисляется до двухвалентной и осаждается на катоде.

Изменение величины pH раствора в значительной степени влияет на поведение хлор-ионов [9]. Так, в сильно кислой среде в растворе существует молекулярный хлор. С повышением концентрации гидроксильных ионов появляется хлорноватистая кислота, а затем, когда величина pH превышает 7, в растворе преобладают гипохлорит-ионы. Если сравнить окислительные потенциалы данных соединений хлора, то они для хлоргаза, хлорноватистой кислоты и гипохлорит-иона составляют соответственно +1,39 в; +1,56 в; +0,9 в.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что наиболее эффективно процесс окисления циан-ионов должен протекать в слабощелочной среде в присутствии хлорноватистой кислоты. Однако в этих условиях в результате взаимодействия молекулярного хлора с цианидами возможно образование сильно токсичного соединения, хлорциана. В сильнощелочной среде молекулярный хлор практически

отсутствует, тогда как наряду с гипохлорит-ионами имеется достаточное количество хлорноватистой кислоты, сильного окислителя. Таким образом, оптимальное значение величины рН цианосодержащих растворов, подвергающихся электрохимическому окислению, не должно быть ниже IС-II.

Как видно из представленных реакций, хлористый натрий добавляется в раствор для интенсификации процесса, однако сведения об оптимальном количестве хлоридов и параметрах обработки крайне противоречивы.

В нашей работе исследовалась возможность обеззараживания цианосодержащих сточных вод слива сгустителя медного концентрата Буряновской обогащательной фабрики с помощью электрохимического окисления с одновременным электрофлотационным извлечением меди в виде гидратного осадка. Содержание основных компонентов в сливе (мг/л): кальций - 67,8; магний - 5,89; хлор - 2130; SO_4^{2-} - 359,9; гидрокарбонат-ион - 1281; медь - 492,3; цинк - 67,68; свинец - 0,7; цианиды - 838,2; взвешенные вещества - 70-300; рН = IС-II.

Для электрохимического окисления слива использовался электролизер объемом 250 см³, высотой 200 мм и площадью поперечного сечения 45x35 см². На расстоянии 11,5 мм по обе стороны от анода расположены два катода из нержавеющей стали. Этот же электролизер в случае необходимости использовался для электролитической флотации, для чего в нижней части его были предусмотрены два электрода, на дне - графитовый анод и над ним на расстоянии 10 мм катод из нержавеющей стали.

Учитывая разноречивость литературных данных по электрохимическому окислению цианосодержащих растворов, были проведены предварительные потенциостатические исследования для установления оптимальных условий проведения процесса.

Снятие поляризационных кривых осуществлялось на потенциостате П-5848. Электроды изготавливались из тех же материалов, которые использовались в электролизере.

Перед снятием поляризационных кривых работающая поверхность электрода зачищалась наждачной бумагой, обезжиривалась, промывалась дистиллированной водой, неработающая поверхность изолировалась парафином. Измерение потенциала электродов проводилось относительно хлорсеребряного электрода в режиме потенциал-ток.

Анодная поляризация графитового электрода осуществлялась в исходном сливе и искусственных растворах с добавлением хлористого натрия.

Как видно из приведенных данных (рис.8), все кривые имеют одинаковый характер и на них можно выделить три участка. Первый участок $a-b$ связан с разрядом хлор-ионов, второй участок $b-c$ соответствует предельному току разряда по хлору, третий участок $c-d$ соответствует области преимущественного выделения кислорода. Все кривые имеют резко выраженный скачок потенциала, соответствующий плотности тока 15 а/м^2 .

Таким образом, область оптимальных условий электрохимического окисления цианидов соответствует значительно меньшим анодным плотностям тока, чем это известно из литературных данных ($400-800 \text{ а/м}^2$) [7].

Полученные в результате потенциостатических исследований данные были положены в основу проведения процесса электрохимической обработки слива сгустителя медного концентрата. Обработке слива в течение 30-35 минут при установленной плотности тока позволила полностью очистить раствор от циан-ионов, содержание их в фильтрате снизилось с 838,2 мг/л до нуля.

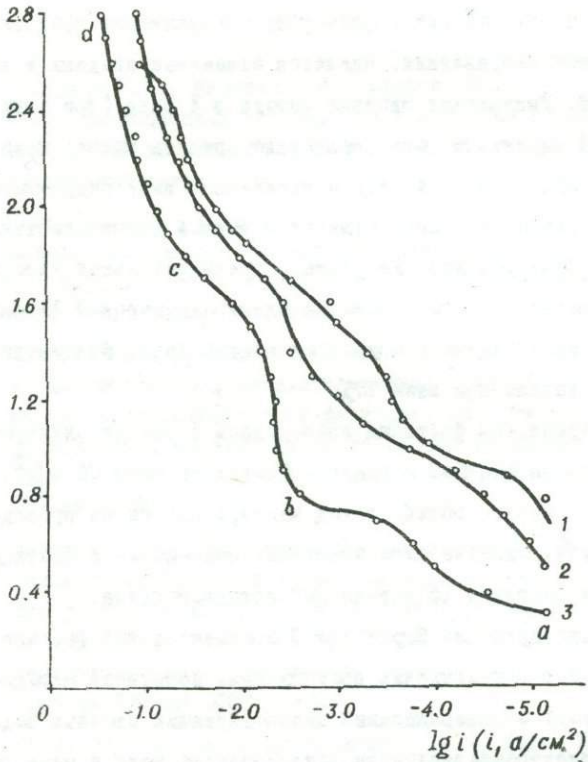


Рис.8. Анодные поляризационные кривые (анод - графит)
1 - слив сгустителя ($NaCl$ - 35 г/л); 2 - искусственный раствор ($CN = 800$ мг/л, $NaCl$ - 35 г/л)
3 - искусственный раствор ($NaCl$ - 35 мг/л, $NaOH$ - pH = 10,5)

Поскольку целью обработки слива медного стужителя являлась не только очистка от ионов Cu^{2+} , но и дополнительное извлечение меди, были исследованы условия преимущественного выделения ее в виде $Cu(OH)_2$.

Как выяснилось, основным фактором, определяющим протекание процесса в нужном направлении, является отношение анодных и катодных площадей. Уменьшение площади катода в 4 раза (при оптимальной анодной плотности тока) позволило снизить привес меди на катоде с 13 до 2%. Остальная медь осаждалась в виде гидратного осадка. Осадок гидроокиси меди отличался тонкой дисперсностью и практически не фильтровался. Результаты предварительных лабораторных опытов показали, что с помощью электролитической флотации возможно эффективно отделить осадок от жидкой фазы. Извлечение меди в пену составило при этом 97%.

Электролитическая флотация проводилась в том же электролизере по ранее разработанной методике. Плотность тока 80 а/м^2 , время флотации 7 минут. Общий расход электроэнергии на проведение операций электрохимического окисления циан-ионов и флотации гидроокиси меди составил 15 квт-час/ м^3 исходного слива.

В настоящее время на Зырянской обогатительной фабрике ведется подготовка к проведению промышленных испытаний метода электрохимического обезвреживания цианосодержащих сточных вод с одновременным электрофлотационным доизвлечением меди в виде гидратного осадка.

В заключение следует отметить, что применение электрохимической технологии в процессах флотации и гидрометаллургии позволяет заменить дефицитные виды сырья более дешевыми и доступными, достигая большой экономической эффективности процессов (затрата

на электроэнергию в десятки раз ниже затрат на химические реактивы). Технология отличается простотой конструкций аппаратов и их управления.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Назарова Г.Н., Костина Л.В., Классен В.И. О возможности применения флотационных методов для извлечения металлоосадков из производственных растворов. Сб. трудов ИОТТ "Проблемы обогащения твердых горючих ископаемых", т. I, М., 1971.
2. Назарова Г.Н., Костина Л.В., Алексеева Р.К., Классен В.И. К вопросу об очистке сточных вод электрофлотационным способом. Сб. трудов ИОТТ "Проблемы обогащения твердых горючих ископаемых", т. I, вып. 2, М., 1972.
3. Назарова Г.Н., Костина Л.В., Понурова Н.В. К вопросу о механизме взаимодействия металлоосадков с газовыми пузырьками при электролитической флотации. Сб. "Физико-химические методы повышения эффективности процессов переработки минерального сырья". Репринт Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР, 1973.
4. Назарова Г.Н., Дорохина Л.Н., Костина Л.В. Методика экспериментального определения заряда пузырьков газов, выделяющихся при электролитическом разложении водных растворов. Сб. "Физико-химические методы повышения эффективности процессов переработки минерального сырья". Репринт Сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР, 1973.
5. Савельев И.В. Курс общей физики, т. II, Изд. "Наука", М., 1970.
6. Назарова Г.Н., Алексеева Р.К., Костина Л.В., Владимирев Я.А. Опыт промышленных испытаний электрофлотационного способа очистки сточных вод комбината "Североникель". ЦИИИ Цветная металлургия, № 20, 1973.
7. Томилов А.Н., Осадченко И.М., Фуко Н.Ш. "Химическая промышленность", № 4, 1972.
8. Green J, Smith D.H. "Metal Finish J", 18, в 2II.

1972.

9. Милованов Л.В. Очистка сточных вод предприятий цветной металлургии. Изд. "Металлургия", 1971.

И. И. ФИГУРКОВА

Институт физики Земли АН СССР

З. А. АРУТЮНЯН

НИИавтоматика

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ПОЛИМЕТАЛ-
ЛИЧЕСКОЙ РУДЫ ПРИ УВЕЛИЧЕНИИ ТОЧНОСТИ КОНТ-
РОЛЯ ЩЕЛОЧНОСТИ ПУЛЬПЫ**

Руды Тетюхинского месторождения, перерабатываемые на Центральной обогатительной фабрике Дальневосточного горно-металлургического комбината, представлены несколькими типами, содержащими темные и светлые разновидности сфалерита. При изучении поверхностных и флотационных свойств нескольких месторождений Советского Союза была выявлена большое различие двух исследованных разновидностей сфалерита этого месторождения [1]. Об этом же свидетельствуют и технологические показатели, получаемые на фабрике при переработке руд с различных рудников. Так, при флотации руды Верхнего рудника, в которой сфалерит представлен, в основном, темной разновидью, качество свинцового концентрата, как правило, выше, чем при флотации руды II Советского рудника, для которой характерно наличие светлой разновидности сфалерита. Как показали результаты лабораторных опытов, проведенных исследовательским отделом ДВМК, содержание цинка в свинцовом концентрате при флотации первой руды ниже, чем при флотации второй руды (табл. I).

Установленное различие свойств сфалерита послужило основой изучения образцов сфалерита, отобранных со всех рудников, выдающих руду на фабрику. Химический состав восьми исследуемых образцов сфалерита Тетюхинского месторождения представлен в табл. 2. Это, в основном, образцы с высоким содержанием железа. Только

сфалерит, отобранный из II Советского, Садового и Верхнего рудника, гор.12 м, характеризуется относительно невысоким его содержанием (4-5%). Содержание меди изменяется от 0,04% (Верхний рудник, гор.88 м) до 0,70% (Садовое месторождение).

Исследуемые минералы характеризуются малою поглощательной способностью по отношению к ксантогенату. Насыщение образцов сфалерита при динамическом контакте с раствором ксантогената заканчивается при расходе последнего 200-300 г/т, исключение составляет сфалерит Верхнего рудника, гор.88, насыщение которого достигается при расходе ксантогената 500 г/т, причем этот образец характеризуется наименьшей поглощательной способностью по отношению к ксантогенату - 0,097 мг/т навески при расходе его 300 г/т.

Таблица I

Результаты флотационных опытов на руде
Верхнего и II Советского рудников

Рудники	Продукт	Содержание, %				Извлечение, %			
		цинк	свинец	медь	железо	цинк	свинец	медь	железо
Верхний	Свинц. конц.	2,60	79,69	0,50	0,88	1,6	95,0	15,3	0,3
	Цинк. конц.	56,06	0,66	1,21	6,21	96,8	2,1	77,4	11,2
	Хвосты	0,11	0,09	0,01	3,87	2,1	2,9	7,3	88,5
	Исх. пит.	4,58	2,91	0,10	4,56				
II Советский	Свинц. конц.	3,71	77,74	0,96	1,64	2,3	94,9	20,9	0,8
	Цинк. конц.	57,23	0,77	1,24	5,95	96,1	1,8	71,3	10,8
	Хвосты	0,07	0,07	0,01	3,31	1,6	3,3	7,8	88,4
	Исх. пит.	4,21	2,22	0,11	3,89				

Таблица 2

Химический состав образцов сфалерита
Тетюхинского месторождения

№ п/п	Условные обозначения	Место отбора образца	Содержание, %						
			Цинк	Сви-	Медь	Желе-	Кад-	Марга-	Серв
1	×	II Советский рудник	58,19	3,35	0,15	4,73	0,29	0,26	32,03
2	●	Смирновское месторождение, жила Поворотная	47,89	3,82	0,62	12,08	0,31	0,93	29,38
3	□	Садовое месторождение	59,43	0,21	0,70	5,38	0,26	0,26	32,46
4	⊗	Смирновское месторождение, жила Пятак	49,95	0,59	0,12	13,86	0,18	0,49	28,56
5	*	III Советский рудник, месторождение Дубинское	47,99	0,52	0,50	15,57	0,20	0,22	30,74
6	⊙	III Советский рудник, месторождение Ново-монастырское	47,68	0,52	0,22	15,63	0,22	0,22	30,06
7	○	Верхний рудник, Гор. I ам	56,34	3,20	0,10	4,66	0,22	0,26	32,52
8	●	Верхний рудник, Гор. 88 м	56,03	0,40	0,04	7,35	0,22	0,29	32,48
9	△	Искусственно выращенный сфалерит							

Наибольшей поглощательной способностью по отношению к ковантогенату обладает сфалерит жил Пятой и Швартовой Смирновского месторождения, количество поглощенного ковантогената этими образцами при таком же расходе ковантогената 300 г/т составляет 6,158 мг/г навески (рис.1).

Исследованные образцы сфалерита весьма различны по своей природной флотационной активности (рис.2), и при расходе вспенивателя (основное масло) 50 г/т извлечение в пенный продукт образцов 1 и 4 составляет 71 и 56% соответственно. Для повышения их извлечения до 80-83% требуется 40 г/т ковантогената. При этом же расходе собирателя извлечение образцов 3 и 7 составляет 66% и 70%. Для трех образцов 5, 6 и 8 такой подачи ковантогената недостаточно, и только увеличение его расхода до 1, 2 и 10 кг/т, соответственно, повышает извлечение до 60%. Наиболее интересно поведение образца 2: при низкой исходной флотуемости (6%), выход в пену этого минерала возрастает до 79%, когда расход последнего составляет всего 10 г/т, а при 40 г/т он имеет самое высшее (86%) извлечение без предварительной активации по сравнению с другими образцами.

Сопоставляя поглощательную способность с результатами по флотации и химическим составом, можно отметить, что лучше флотуруются те разновидности, например, II Советского, Смирновского (жилы Пятая и Швартовая), которые обладают повышенной поглощательной способностью по отношению к ковантогенату. Образцы сфалерита Верхнего (гор.12 и 88 м) и Садового рудников, хуже флотурующиеся, обладают, соответственно, меньшей поглощательной способностью. Кроме того, на флотуемость сфалерита Верхнего рудника, гор.88 м влияет большее содержание в нем железа и очень малая активированность его ионами меди - 0,04%.

Особую группу составляет сфалерит обоих месторождений III Со-

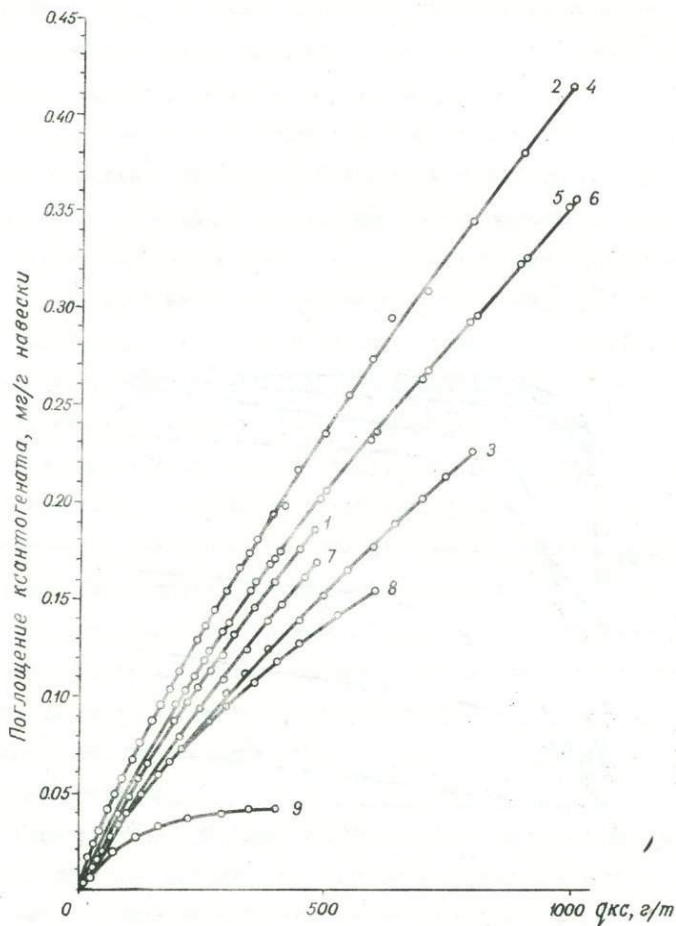


Рис. I. Кривые поглощения образцов сфалерита Тетюхинского месторождения в условиях динамического контакта с раствором ксантогената

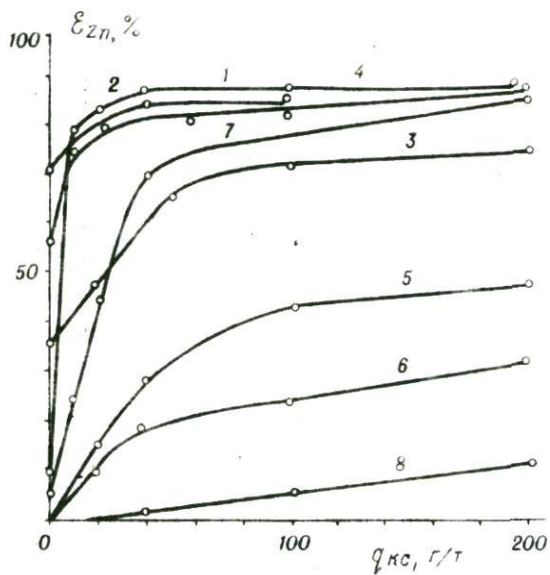


Рис.2. Извлечение сфалерита при мономинеральной флотации образцов Тетюлинского месторождения

ветского рудника - Ахабинского и Новомамынского. Эти образцы флотировались хуже, чем можно было бы ожидать по их поглощательной способности. Однако большое содержание в них железа, больше 15%, резко ухудшает их флотационные свойства.

Флотированность всех минералов повышается после активации серно-кислой медью при невысокой исходной концентрации. При этом наблюдается, что образцы, флотирующиеся при небольших расходах ксантогената, менее чувствительны к отрицательному действию избытка серно-кислой меди, чем те, которые не флотируются без предварительной активации. В этом случае превышение оптимального расхода активатора (неодинакового для различных образцов), вызывает значительное снижение их флотированности.

При изучении влияния щелочности на флотационную активность и поглощательную способность активированного и неактивированного сфалерита также выявлено, что для каждого образца сфалерита существует узкий предел оптимального значения.

Следовательно, для образцов Тетюхинского месторождения требуется тщательный подбор расходов активатора и депрессора и высокая точность контроля щелочности среды, что следует учитывать при оптимизации реагентного режима как цинковой, так и свинцовой флотации.

Известно, что рН-метры являются надежными точными приборами для контроля щелочности пульпы в пределах $2 < \text{pH} < 9$. При более высоких значениях щелочности наблюдается отклонение от прямолинейной зависимости между величиной рН и концентрацией гидроксильных ионов. Поэтому для контроля высоких значений щелочности жидкой фазы рудной пульпы отработаны методы кондуктометрического титрования ионов гидроксидов и пламенно-фотометрический метод определения содержания ионов кальция для случаев, когда

щелочная среда создается известью. Оценка возможности методов сделана в двух аспектах:

1. чувствительность метода, то есть возможность обнаружения наименьшей концентрации искомого элемента. Допустимая ошибка метода принята не более 3%.

2. качество анализа при определении относительно высокой концентрации элемента (воспроизводимость, точность).

Метод кондуктометрического титрования заключается в изменении при титровании электропроводности исследуемого раствора, вызванном протеканием реакции между исследуемым веществом и вводимым реагентом [2]. Для кондуктометрического титрования ионов гидроксила применялся 2 *N* раствор соляной кислоты, который порциями по 0,2 мл приливался из микробретки в стеклянную ячейку с платиновыми платинированными электродами. Удельная электропроводность за время титрования измерялась рекардным мостом типа Р-38. Температура раствора поддерживалась постоянной, равной 25°С. Для исследований применялись растворы с содержанием гидроксильных ионов 22,4 мг/л, 44,8 мг/л, 165,2 мг/л, 798,6 мг/л и 1069,6 мг/л, табл.3.

Наименьшая возможная определяемая концентрация гидроксильных ионов 44,8 мг/л. Для случая разбавленных растворов можно сдвинуть порог чувствительности в меньшую сторону, взяв менее концентрированный раствор соляной кислоты.

Расчеты среднеквадратичного отклонения и коэффициента вариации (воспроизводимость, точность) показали, что метод кондуктометрического титрования дает более точные результаты в случае растворов с высоким содержанием гидроксильных ионов. Так, например, с увеличением концентрации гидроксильных ионов с 44,8 мг/л до 798,6 мг/л ошибке измерения уменьшается с 2,6% до 0,81%.

Таблица 3

Вспомогательная характеристика методов контроля
гидроксильных ионов

Химический анализ, мг/л	Щелочность, рН	Кондуктометрия, сим/см	Кондуктометрическое титрование мг/л
11,20	9,75	$2,91 \times 10^{-4}$	не опр.
0,26	0,05	$3,80 \times 10^{-6}$	
2,30	0,55	1,31	
22,40	10,35	$1,22 \times 10^{-3}$	16,80
не опр.	0,04	$1,83 \times 10^{-6}$	1,34
не опр.	0,46	1,50	8,00
44,80	10,80	$3,92 \times 10^{-3}$	40,50
не опр.	0,04	$1,06 \times 10^{-4}$	1,05
не опр.	0,39	2,70	2,60
165,20	11,46	не опр.	159,40
не опр.	не опр.		3,28
не опр.	не опр.		2,06
798,6	12,10	$8,05 \times 10^{-2}$	788,50
не опр.	0,01	$1,05 \times 10^{-4}$	6,39
не опр.	0,05	$1,30 \times 10^{-1}$	0,81
1069,6	12,75	не опр.	1058,40
0,98	не опр.		не опр.
0,56	не опр.		не опр.

Сравнение результатов определения концентрации ионов OH^- методами кондуктометрического титрования и объемного анализа показало, что во всех определениях второй из методов дает повышенные концентрации ионов OH^- . Однако эта разница сокращается по мере повышения концентрации гидроксильных ионов в растворах.

Например, в растворе с концентрацией ионов OH^- равной 165,2 мг/л расхождение между результатами составляет 3,5%, а с повышением концентрации до 1669,6 мг/л - уменьшается до 1,05%.

Метод кондуктометрического титрования легко поддается автоматизации, и его можно рекомендовать для автоматического определения содержания гидроксильных ионов в жидкой фазе флотационных пульп на обогатительных фабриках при высоких значениях щелочности пульп.

Для контроля содержания ионов кальция во флотационных пульпах нами освоен пламенно-фотометрический метод. Определение химического состава методом фотометрии пламени основано на существовании функциональной зависимости между концентрацией определяемого элемента в пробе и интенсивностью спектральной линии этого элемента (или полосы молекулярного спектра его соединения), возбуждаемой в каком-либо источнике света при введении вещества пробы [3,4].

Условия анализа.

Тип прибора - пламенный фотометр марки ПММ.

Горючая смесь - воздушно-ацетиленовая.

Давление ацетилена - 110 мм вод.ст.

Давление воздуха - 0,3 атм.

Раскрытие диафрагмы - I.

Раскрытие ирисовой диафрагмы - 30.

Чувствительность - ..

Рабочие условия подбирались таким образом, чтобы можно было без разбавления раствора замерять как можно большую концентрацию ионов кальция.

Растворы готовились с содержанием кальция 16,23мг/л; 18,60 мг/л; 28,7 мг/л; 60,5 мг/л; 90,6 мг/л; 96,8 мг/л. Для подобранных условий анализа чувствительность метода равна 20 мг/л. Наименьшие ошибки определения получаются на отрезке шкалы от 30 до 83 МА (меньше 3%), что соответствует концентрации ионов кальция от 85 мг/л до 96 мг/л. В пределах от 45 мг/л до 60 мг/л ошибка измерения - 1% (табл.4) До этих пределов концентраций следует разбавлять исходные более концентрированные растворы.

Таблица 4

Линейная характеристика пламенно-фотометрического метода определения концентрации ионов кальция

Показатели	Концентрация ксантогената, мг/л						
	16,23	18,60	28,70	48,70	60,50	90,60	96,80
\bar{X}	8,16	14,20	24,20	38,00	54,00	83,40	88,80
σ	9,55	0,44	0,55	0,45	0,45	1,60	1,95
V	6,3	3,3	2,3	1,2	0,8	1,9	2,3

Проверилась также селективность данного метода в присутствии ксантогената и ионов меди, которые неизбежно присутствуют при флотации полиметаллических сульфидных руд. Выяснилось, что в пределах исследованных концентраций кальция влияние ксантогената и ионов меди не чувствуется. Так, для пробы с содержанием кальция, равным 73,5 мг/л добавление 10 мг/л ксантогената и 5 мг/л иона меди не вызывает заметного отклонения от первоначально опре-

деленного содержания кальция в растворе.

Метод фотометрии пламени точен, при сложном аппаратурном оформлении работа с прибором не вызывает затруднений, на каждый анализ тратится не более 15-20 секунд.

В настоящее время определение концентрации ионов кальция методом фотометрии пламени для контроля щелочности пульпы рекомендуется для исследований в лабораторных условиях.

В лабораторных условиях исследовались также кальциевые ион-селективные электроды. Большим преимуществом электродов является простота обращения с ними и пригодность их для промышленных целей, однако они требуют еще доработки.

Воспроизводимость результатов, особенно при высоких концентрациях ионов кальция, низкая.

Статистическая обработка данных опробования промышленного процесса Центральной обогатительной фабрики, проведенного в 1967 году, не выявила в цинковой флотации экстремальных зависимостей извлечения цинка и качества одноименного концентрата от концентрации в пульпе коагеноата и рН. Был лишь отмечен значительный рост концентрации коагеноата при повышении рН среды, что сопровождалось снижением извлечения цинка. Высокая щелочность среды, характерная для данной фабрики, вызывала повышенный расход коагеноата. Одной из основных рекомендаций для оптимизации цинковой флотации явилось применение более строгого контроля за подачей в процесс извести.

При проведении опробования промышленного процесса на этой же фабрике в 1971 году щелочность пульпы контролировалась измерением концентрации гидроксильных ионов, ионов кальция, по значению рН и электропроводности.

Известь на фабрике подается в хвосты первой перемолки цин-

ковой флотации, поэтому и наиболее высокая концентрация гидроксильных ионов (до 880 мг/л) была обнаружена в этой операции. Значительное колебание концентрации гидроксильных ионов, сопровождающее изменение расхода извести, - коэффициент вариации достигает 70%, - подтверждает необходимость стабилизации щелочности среды. При этом значение рН в данной операции не превышает 12, и коэффициент вариации равен 6,5%. Более высокие коэффициенты вариации удельной электропроводности и содержания ионов кальция в жидкой фазе флотационной пульпы (67-68%) по сравнению с коэффициентом вариации значения рН доказывают, что удельная электропроводность и концентрация ионов кальция являются более чувствительными для контроля щелочности пульпы, чем значение рН. Об этом же свидетельствуют более высокие коэффициенты корреляции между ними и концентрацией гидроксильных ионов по сравнению с коэффициентами корреляции между концентрацией ионов OH^- и значением рН. В операции перечистки цинкового концентрата они составляют 0,99 и 0,54 соответственно.

Полученные статистические уравнения связей параметров также выявили преимущество контроля щелочности измерением электропроводности или концентрации ионов кальция над потенциометрическим методом при высоких значениях рН пульпы. Зависимости рН от $[\text{OH}^-]$ предпочтительнее описываются нелинейными уравнениями. Корреляционные отношения у этих параметров выше коэффициентов корреляции (0,64 и 0,54 соответственно для операции перечистой флотации). Уравнения связи электропроводности и содержания ионов кальция с концентрацией гидроксильных ионов - линейные и нелинейные - имеют практически одинаковые оценки тесноты связи. Поэтому может быть введен более простой вид связи - линейный.

Таким образом, все сказанное выявляет перспективность использования электропроводности и концентрации ионов кальция для

контроля и регулирования расхода извести.

В настоящее время в промышленных условиях испытан кондуктометрический концентратомер КК-2, выпускаемый опытным заводом НИИ Автоматпрома, г.Гери. Он показал большую точность контроля и высокую надежность, что позволяет включить концентратомер в АСУ.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Околович А.М., Фигуркова Л.И., Вишнякова З.И., Суворовская Н.А. О флюорационных свойствах сфалерита. Цветная металлургия. Изд. ВУЗов. Изд. СНИИ (в печати).
2. Рейншахрит Л.С. Электрохимические методы анализа. Издательство Ленинградского университета. 1970.
3. Брицке М.Э. Анализ металлургических продуктов методом эмиссионной фотометрии пламени. Издательство "Металлургия", 1969.
4. Полуэктов Н.С. Экспрессные методы анализа при помощи фотометрии пламени в цветной металлургии. Металлургиядат, 1969.

С. А. АБРАМЯН, А. Л. САГРАДЯН, К. А. ПОГОСЯН,
Р. И. ИСААКЯН, Н. Г. ЧАЛАБЯН, А. М. ГЮЛ-БУДАГЯН

АРМНИПРОЦВЕТМЕТ

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ В ПРОЦЕССЕ ОБЕГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АРМЯНСКОЙ ССР

В связи с вовлечением в переработку труднообогатимых руд сложного минералогического состава и поставленной задачей по комплексному использованию минерального сырья возникла необходимость изыскания нового направления в технологии обогащения.

В этом аспекте большой интерес представляет применение в практике обогащения электрохимической технологии, предложенной советскими учеными под руководством Р. Ш. Шафеева [1].

В институте "Армнипроцветмет" в группе физико-химических методов исследования отдела обогащения с 1969 г. проводятся работы по выявлению возможности использования электрохимических способов обработки в процессе обогащения руд месторождений Армянской ССР.

Исследован широкий круг вопросов, включающих электрохимическую обработку воды, пульпы, растворов и эмульсий реагентов, электролитическое осаждение осадков ионов тяжелых металлов и тонкодисперсных минеральных частиц.

Установлена возможность значительного уменьшения или полного исключения реагентов - регуляторов среды, таких, как известь и щелочь. Так, например, при флотации руды Каджаранского месторождения с предварительной электрохимической обработкой пульпы с помощью электродной станции, где аноды были помещены в анодные камеры на фильтроткани, удалось снизить расход извести

на 20-25%, за счет смещения окислительно-восстановительного потенциала и pH среды.

При электрохимической обработке сточных и рудничных металлосодержащих вод, на примере Кафанского месторождения, выявлена возможность осаждения металлов в виде гидроксидов без применения реагентов. Безреагентное изменение pH среды с помощью электрообработки является весьма перспективным для подготовки различных объектов к флотации, экстракции и к другим процессам, требующим изменения pH.

Нами совместно с сотрудниками лаборатории сорбции и экстракции была предложена новая технология бесшлочногo выделения растворимых ионов металлов в виде гидроксидов из рудничных вод. Данный способ, включающий электрохимическую обработку с последующей экстракцией, получил положительную оценку ВНИИГПЭ.

Одновременно лабораторными флотационными опытами на руде Кафанского месторождения была установлена возможность применения электрохимически обработанной рудничной воды (католита) в качестве технологической, для приготовления известкового молока. Католит с pH 10-10,5, освобожденный от ионов тяжелых металлов и от солей жесткости, позволяет снизить расход извести на 40%.

Нами совместно с институтом ИСТТ (Москва) проведены работы по электрохимической обработке растворов реагентов - сернистого натрия и коантогената / 2 /.

Как известно, сернистый натрий на Каджаранской обогатительной фабрике применяется в качестве реагента - сульфидизатора в цикле коллективной флотации и депрессора в цикле медно-молибденовой селекции.

Электровосстановление раствора сернистого натрия проводили в электролизере проточного типа с диафрагмой.

С целью изучения кинетики процесса электрохимического восстановления раствора сернистого натрия и установления контроля за изменением его свойств, производились измерения окислительно-восстановительного и электродного потенциалов, а также определялась концентрация сульфидных ионов потенциометрическим методом сульфид - серебряным электродом / 3/.

Уравнение $E_{Ag_2S} = E_0 - 0,059 \lg [S^{2-}]$ позволяет связать величину потенциала электрода с концентрацией S^{2-} ионов в растворе.

Анализ кривых на рисунке 1 показывает, что при электрообработке раствора сернистого натрия происходит увеличение концентрации сульфидных ионов.

Изменение электродного потенциала халькопирита, пирита и молибденита под воздействием различных концентраций обработанного и необработанного раствора сернистого натрия показано на рис. 2. Как видно из рисунка, электрохимическая обработка вызывает сдвиг величины потенциала в отрицательных единицах. Эффект особенно выражен для концентрации сернистого натрия порядка 10^{-3} - 10^{-1} моль/л. Характер кривых до и после обработки идентичен. Однако, кривая, характеризующая изменение потенциала восстановленного раствора сернистого натрия, расположена ниже кривой этого же раствора до его обработки на 50-60 мв.

Следовательно, можно сделать вывод, что электрообработанный раствор сернистого натрия обладает более высокими восстановительными свойствами, что было также подтверждено измерением окислительно-восстановительного потенциала, величина которого смещается в отрицательную сторону на 20-30 мв.

Таким образом, установлено, что при электрохимической обработке раствора сернистого натрия повышаются его восстано-

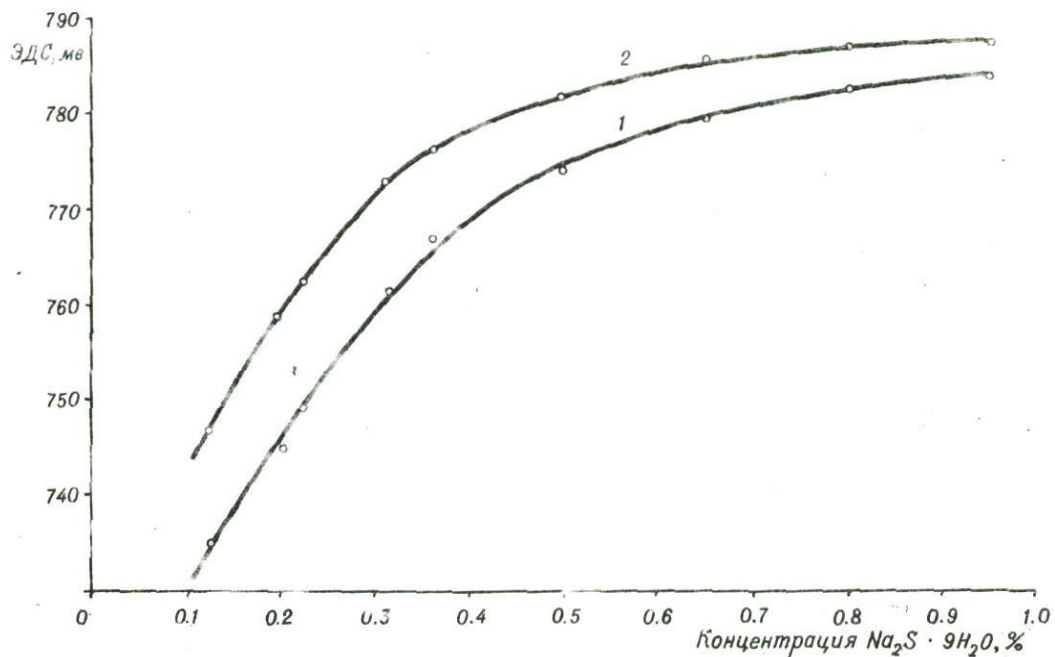


Рис. 1. Зависимость изменения величины ЭДС сульфид-серебряного электрода от концентрации раствора сернистого натрия
1 - необработанный раствор
2 - обработанный раствор

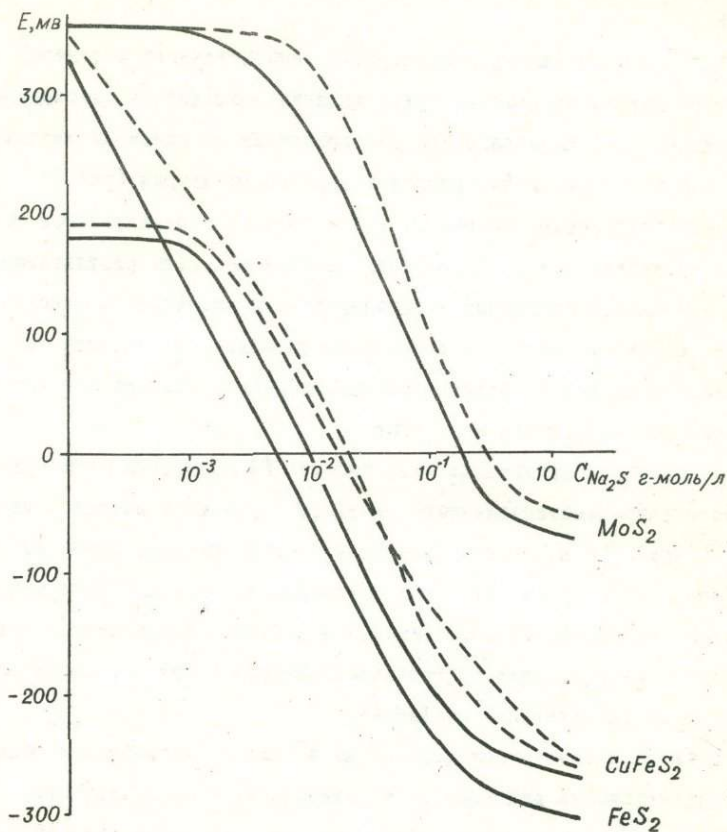


Рис. 2. Зависимость изменения электродного потенциала милливольт от концентрации раствора сернистого натрия
--- не обработанного,
— обработанного

тельные свойства, в результате чего может быть достигнуто снижение его расхода, улучшение процесса сульфидизации и депрессии минералов.

Для выявления влияния электровосстановительного раствора сернистого натрия на процесс сульфидизации проводились флотационные опыты на руде Каджаранского месторождения по схеме коллективной флотации при различных расходах сернистого натрия (рис. 5). При расходе сернистого натрия 70 г/т наблюдается значительное повышение извлечения меди. Прирост извлечения меди (по результатам фазового анализа) объясняется дополнительным извлечением окисленных форм медных минералов и вторичных сульфидов, вследствие интенсивного воздействия электровосстановленного раствора сернистого натрия на поверхность минералов.

В ранее опубликованных нами работах [4] показано, что применение электровосстановленного раствора сернистого натрия в качестве депрессора в цикле медно-молибденовой селекции приводит к уменьшению его расхода. Это было подтверждено промышленными испытаниями на Каджаранской обогатительной фабрике. Промышленная установка электровосстановления сернистого натрия с 1971 г. находится в постоянной эксплуатации на фабрике.

Проведены также исследования по выявлению возможности повышения эффективности действия электрохимически обработанного ксантогената на процесс флотации медно-молибденовых и медноколчеданных руд.

Как известно, отличительной особенностью процесса электроокисления ксантогената является получение тонкодисперсной эмульсии диксантогенида в растворе ксантогената, что способствует повышению его гидрофобизирующего действия.

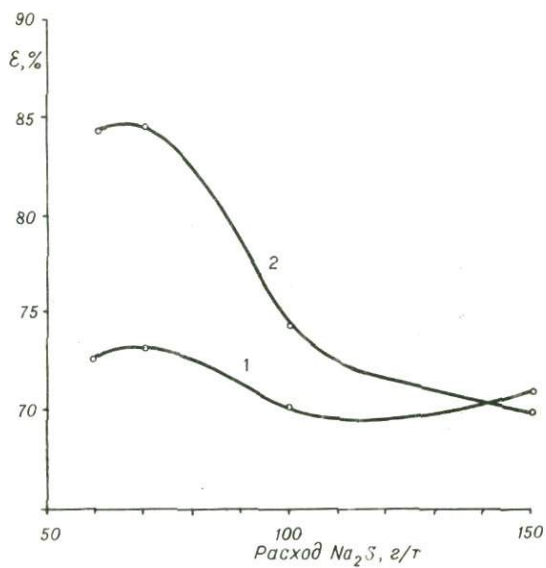


Рис. 3. Влияние раствора сернистого натрия необработанного (1) и обработанного (2) на извлечение меди

Лабораторными флотационными опытами с применением электрообработанного раствора ксантогената установлено следующее:

1. при флотации руды Каджаранского месторождения извлечение молибдена и меди повышается на 2,18% и 2,3% соответственно;

2. при флотации руды Кафанского месторождения с высоким содержанием меди (1,7%), где 68% ее представлено вторичными сульфидами, прирост извлечения меди в первую фракцию пенного продукта составляет 7% с одновременным улучшением качества концентрата на 6%.

На основании полученных данных были сконструированы промышленные электролизеры и смонтированы на Каджаранской и Кафанской обогатительных фабриках. Электрическая схема предусматривает автоматический режим включения и выключения электролизера, а также перемешивание электролита.

На Каджаранской обогатительной фабрике в узле медной флотации промышленный электролизер принят к постоянной эксплуатации. За 10 месяцев непрерывной работы установки извлечение меди выросло на 0,13% по сравнению со средними показателями 1978 г.

На Кафанской обогатительной фабрике работы по применению электроокисленного ксантогената находятся в стадии промышленных испытаний.

Проводятся также работы по исследованию возможности электроокисления керосина. Керосин применяется при флотации природно-гидрофобных минералов в качестве собирателя. Собирательные свойства керосина повышаются с введением высших карбоновых кислот (синтетических или натуральных).

В отличие от известных способов получения жирных кислот нами разработан способ их синтеза анодным окислением керосина. Сложность этой проблемы заключается в том, что керосин является токо-

непроходящим и водонерастворимым объектом. В связи с этим возникла необходимость конструирования специального электролизера.

Электролиз позволяет регулировать содержание карбоновых кислот в керосине и получать реагент с заданными собирательными свойствами. Способ электролиза карбоновых кислот получил положительное решение ВНИИГПЗ.

Нами сконструирован на Каджаранской обогатительной фабрике промышленный электролизер и в настоящее время проводятся промышленные испытания по подбору режима обработки.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Шафеев Р.Ш., Чантурян В.А. и др. Применение электрохимических методов в процессе флотации. Цветметинформация, 1971.
2. Саградян А.Д., Абрамян С.А., Шафеев Р.Ш., Стогова Г.Б. и др. Исследование электрохимических способов обработки растворов реагентов при обогащении руд месторождений Армянской ССР. Отчет "Армнипроцветмета", 1972.
3. Иванкин В.П., Машевский Г.П. и др. Изучение поведения сульфид - серебряного и платинового электрода в растворах сернистого натрия. Тр. НТО конференции института "Механобр", посвящ. 50 летию В.О.С.Р., т. I, 1968.
4. Саградян А.Д., Шафеев Р.Ш., Абрамян С.А. и др. Электрохимическая обработка раствора сернистого натрия. Труды "Армнипроцветмета", вып. I (10), 1972.

С.И.МИТРОФАНОВ, М.Я.РЫСКИН, В.А.БЕЧАРОВ,
Н.Д.ПОСПЕЛОВ, В.Н.ФИЛИМОНОВ, В.М.УЛИЧКИН

ЦИНЦВЕТМЕТ

НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ И АППАРАТУРНОГО ОФОРМЛЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА ИЗ КЛАС- СОВ РАЗЛИЧНОЙ КРУПНОСТИ

Многочисленные исследования, выполненные в условиях промышленного процесса обогатительных фабрик цветной металлургии, показывают, что существенным резервом повышения комплексности использования сырья является повышение извлечения металлов из классов граничной крупности.

В частности, при обогащении медных и медно-цинковых руд более 60% металла распределяется в хвостах флотации в классах менее 20 и более 70 мк. Общедные потери металлов в равноименных концентратах также в основном связаны с этими классами.

В табл. 1, 2, 3 представлены результаты химического анализа классов различной крупности продуктов флотации Гайской, Учалинской и Урупской фабрик.

Анализ фактических потерь металла в классах различной крупности расширяет задачу совершенствования процесса обогащения, определяя необходимость изыскания направлений оптимизации процесса измельчения для получения в питании флотации наиболее рациональной гранулометрической характеристики; технологических приемов кондиционирования и схем, обеспечивающих максимальное извлечение металлов всего спектра крупности, модернизации оборудования для измельчения и флотации.

Таблица I

определение металлов в продуктах обогащения
руд Учалинского месторождения

Классы	Выход класса %	Содержание, %		Распреде- ние, %	
		меди	цинка	меди	цинка
-0,74+0,080	17,2	10,6	1,6	13,8	3,5
-0,080+0,020	17,4	11,7	2,4	13,9	5,4
-0,020+0,010	22,9	13,8	7,1	21,5	20,9
-0,010	42,5	16,5	12,9	50,8	70,2
	100,0	15,0	7,0	100,0	100,0
-0,074+0,043	9,8	0,52	52,8	6,0	11,5
-0,043+0,030	28,8	0,68	40,8	23,2	26,1
-0,030+0,020	21,3	0,37	36,5	9,4	17,3
-0,020+0,010	10,5	0,60	45,5	7,4	10,6
-0,010	29,6	1,54	52,5	54,0	34,5
	100,0	0,84	45,0	100,0	100,0
+0,074	9,1	0,23	0,71	8,7	12,7
-0,074+0,044	20,5	0,31	0,42	27,0	16,8
-0,044+0,030	24,0	0,24	0,42	24,5	19,9
-0,030+0,020	13,3	0,18	0,27	10,1	7,0
-0,020+0,010	11,1	0,12	0,25	5,5	5,5
-0,010	22,0	0,26	0,89	24,9	38,1
	100,0	0,24	0,51	100,0	100,0

	Классы	Халькопирит			Сфалерит		
		в сростках, %	в том числе в сростках, %		в сростках, %	в том числе в сростках, %	
			с пиритом	с сфалеритом		с халькопиритом	с пиритом
Медный концентрат	-0,074+0,030	-	-	-	70,0	60,0	10,0
	-0,030+0,020	-	-	-	70,0	65,0	5,0
	-0,020+0,010	-	-	-	30,0	25,0	5,0
	-0,010	-	-	-	10,0	10,0	ед.з.
					в свободном виде		
		-	-	-	-	-	-
Цинковый концентрат	-0,074+0,043	85,0	10,0	75,0	-	-	-
	-0,043+0,030	40,0	20,0	20,0	-	-	-
	-0,030+0,020	40,0	20,0	20,0	-	-	-
	-0,020+0,010	10,0	2,0	8,0	-	-	-
		в свободном виде			-	-	-
		-	-	-	-	-	-
Хвосты	+0,074	100,0	90,0	10,0	90,0	20,0	70,0
	-0,074+0,044	90,0	80,0	10,0	80,0	ед. сростки	70,0
	-0,044+0,030	80,0	60,0	5,0	60,0	"-	60,0
	-0,030+0,020	35,0	20,0	ед. сростки			
		в свободном виде			в свободном виде		
		-	-	-	-	-	-

Таблица 2

ределение металлов в продуктах обогащения
руд Гайского месторождения

Классы, мм	Выход, %	Содержание, %		Распреде- ние, %	
		меди	цинка	меди	цинка
+0,074	5,0	19,0	5,5	5,76	3,5
+0,044	8,2	16,0	3,3	7,95	5,41
+0,040	7,4	11,0	2,9	4,94	4,3
+0,020	13,7	12,0	3,9	10,50	10,7
+0,010	42,0	20,20	5,3	51,51	44,5
+0,005	4,2	21,0	7,2	5,36	6,45
-0,005	19,5	15,5	4,25	15,20	16,55
	100,0	16,5	5,0	100,0	100,0
+0,044	9,1	3,25	38,0	13,70	7,19
+0,040	7,1	1,35	43,4	4,44	6,4
+0,020	9,5	1,10	53,7	4,84	10,60
+0,010	50,5	2,0	50,4	47,0	52,86
+0,005	15,6	3,0	47,2	21,80	15,30
-0,005	8,2	2,16	45,0	8,22	7,65
	100,0	2,15	48,1	100,0	100,0
+0,074	11,6	0,38	0,86	12,0	12,0
+0,044	7,3	0,38	0,74	7,5	6,50
+0,040	21,4	0,37	0,56	21,34	14,50
+0,020	13,5	0,32	0,54	11,60	8,78
+0,010	32,0	0,32	0,80	27,7	30,80
+0,005	3,4	0,56	1,2	5,16	4,92
-0,005	10,8	0,50	1,72	14,70	22,50
	100,0	0,37	0,83	100,0	100,0

Продукты	Классы, мм	Калькопирит			Сфалерит			Пирит в сре- стках, %
		в сре- стках	в том числе		в сре- стках	в том числе		
			с пири- том	со сфал- еритом		с пи- ри- том	с каль- копи- ритом	
Медный концентрат	+0,074	46	25	15	90	35	55	80
	+0,044	40	25	15	70	20	50	80
	+0,040							
	+0,020	25	20	5	30	20	40	75
	+0,010	15	10	5	25	5	20	50
	+0,005	10	10	-	20	5	15	40
	-0,005		в свободном виде					
Цинковый концентрат	+0,044							
	+0,040	50	35	15	20	10	10	75
	+0,020	35	25	10	15	10	5	75
	+0,010	10	-	-	10	-	-	20
	+0,005	5	-	-	5	-	-	20
	-0,005		в свободном виде					
Авосты	+0,074	100	80	10	60	50	10	40
	+0,044							
	+0,040	80	65	15	70	50	15	40
	+0,020	50	45	5	40	35	5	25
	+0,010	10	-	-	10	-	-	20
	+0,005	5	-	-	5	-	-	10
	-0,005		в свободном виде					

Таблица 3

Результаты химического анализа классов различной крупности продуктов обогащения Угурской фабрики

Наименование продуктов	Классы, микрон	Выход, %	Содержание, %			Распределение, %		
			медь	цинк	сера	медь	цинк	сера
Медный концентрат	+44	8,7	12,8	3,8	41,4	7,6	7,2	9,0
	+40	12,8	12,6	4,3	36,0	11,0	11,9	11,6
	+20	72,0	15,0	4,8	40,8	74,0	73,2	74,0
	+10	3,2	15,8	5,1	37,0	3,4	3,5	3,0
	-10	3,3	17,7	6,0	31,7	4,0	4,2	2,4
		100,0	14,6	4,7	39,8	100,0	100,0	100,0
Квасы	+290	3,7	0,24	0,18	8,34	2,9	3,0	1,0
	+200	3,8	0,27	0,21	11,53	3,4	3,5	1,5
	+140	8,0	0,35	0,27	19,22	9,2	9,5	5,2
	+100	2,5	0,47	0,21	24,71	3,9	2,2	2,1
	+71	7,7	0,41	0,32	28,88	10,3	10,8	7,5
	+44	3,3	0,55	0,29	35,85	6,0	4,2	4,0
	+40	12,8	0,42	0,20	35,0	17,6	11,3	15,0
	+20	41,2	0,24	0,12	34,0	32,4	40,0	47,5
	+10	6,4	0,27	0,22	30,3	5,7	6,2	6,7
	-10	10,6	0,25	0,20	26,4	8,6	9,3	9,5
	100,0	0,30	0,23	29,6	100,0	100,0	100,0	

I. Измельчение и классификация

Оценивая возможности совершенствования процесса измельчения и классификации, необходимо рассмотреть два принципиальных направления:

- вывод готового по крупности продукта между стадиями измельчения;
- введение контрольных операций слива или песков классификации.

Вывод готового по крупности продукта между стадиями измельчения или перед измельчением позволяет снизить шламообразование и повысить производительность измельчительного отделения.

Схема рис.1 предусматривает получение готового продукта в цикле классификации между стадиями измельчения. Учитывая фактическую эффективность классификации на действующих фабриках, не превышающую 64%, схема позволяет уменьшить количество готового продукта, который может перейти с песками классификатора на последующую стадию измельчения. В 1962-1963 гг. такая схема использовалась на Сибайской обогатительной фабрике и позволила снизить выход класса -5 мк в питании флотации с 25-28 до 12-15%.

Схема рис.2 представляет интерес для подготовки руд, характер минералогического состава и структура минералов которых позволяет выделить часть минералов в пенный продукт при относительно грубом измельчении (межцикловая флотация, выделение медной или медно-цинковой "головки" и т.д.). При этом контрольная флотация шламовой части с получением отвальных хвостов также преследует цель снижения переизмельчения. Наибольший интерес, на наш взгляд, представляет схема рис.3. Эта схема направлена на снижение шламообразования при доизмельчении грубых концентратов, промпродуктов

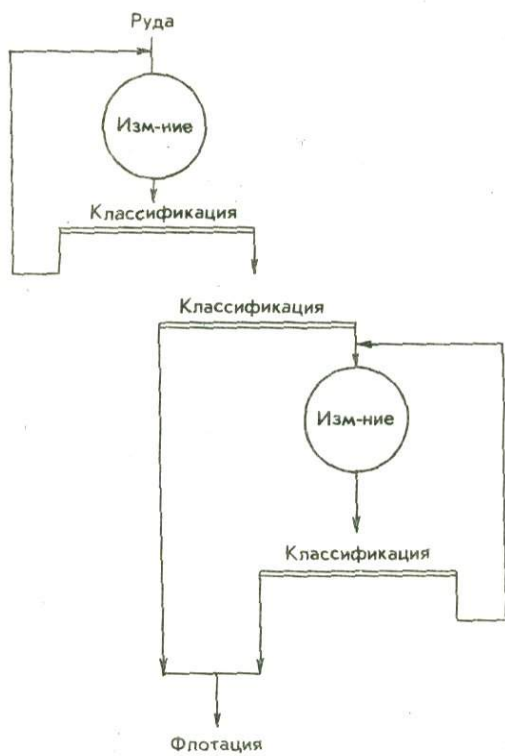


Рис. 1.

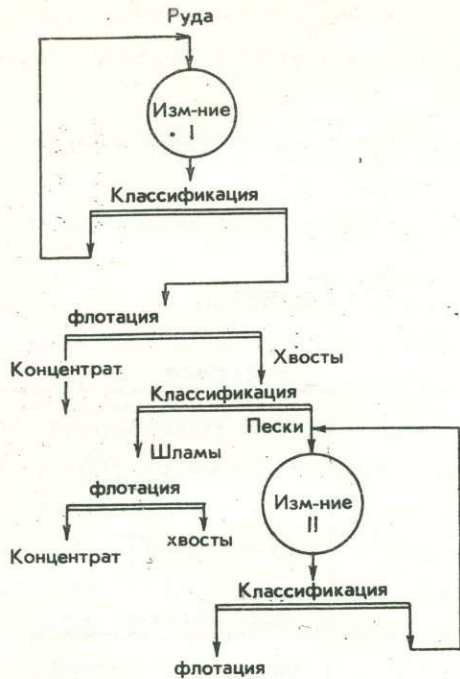


Рис. 2.



Рис. 3:

и других продуктов флотации. Схема предусматривает выделение готового класса из исходного продукта на отдельной батарее гидроциклонов и доизмельчение песков в мельнице, работающей в замкнутом цикле с самостоятельными (отдельными) гидроциклонами. В ряде случаев может представить интерес упрощение этой схемы, заключающееся в направлении на флотацию слива первой батареи гидроциклонов и разгрузки мельницы.

Введение контрольных операций в стадии классификации может решать как задачу получения более тонкого материала в питании флотации, так и задачу снижения выхода готового материала в песках классификации. Возможные варианты схем контрольной классификации приведены на рис. 4. Контрольная классификация во второй стадии измельчения была реализована на Среднеуральской обогатительной фабрике и обеспечила получение 95-97% класса -0,074 мм в питании флотации. На Урупской обогатительной фабрике внедрена контрольная классификация слива гидроциклонов II стадии. По указанной схеме, слив гидроциклонов diam. 500 мм направляется непосредственно (без насосов) в гидроциклоны diam. 350 мм. Результаты опробования узла классификации на Урупской обогатительной фабрике приведены в табл. 4. Внедрение контрольной классификации позволило повысить удельную производительность мельниц в целом по фабрике с I, 05 до I, 12 т/час.м³ класса -0,074 мм, повысить на 4-5% содержание готового класса в питании флотации и уменьшить выхлуд в слив классов крупнее 0,074 мм.

Контрольная классификация перед флотацией стабилизирует грансостав пульпы, исключает или снижает нарушения из-за неравномерной работы насосов. Однако введение контрольной классификации слива может привести к некоторому переизмельчению руды. Устранение или уменьшение переизмельчения возможно введением контрольной

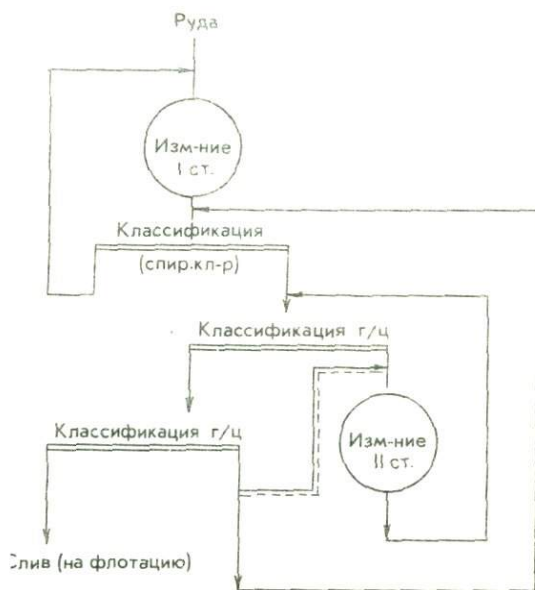


Рис. 4.

части.

5. Определение продукта, доизмельчение которого наиболее рационально для раскрытия минералов

Доизмельчение грубых, коллективных концентратов и других продуктов флотации находит в последние годы повсеместное применение на фабриках. И в этой связи важно определить наиболее рациональную операцию во флотации для включения доизмельчения и сам продукт флотации. Так, например, шламовый и минералогический анализ слива классификатора первой очереди Гайской обогатительной фабрики показал, что разделение коллективного концентрата возможно и без его доизмельчения, но при измельчении грубого медного концентрата. В этом случае сростки медных минералов с пиритом, перешедшие в грубый медный концентрат, будут раскрываться в процессе его доизмельчения. Доизмельчение грубого медного концентрата вместо коллективного будет обладать в данном случае рядом преимуществ:

а) снизится переизмельчение медных минералов, т.к. основная масса пирита будет выделена при разделении коллективного концентрата, что должно способствовать повышению извлечения меди;

б) снизится переизмельчение пирита, что улучшит классификацию хвостов селективной флотации в гидроциклонах и соответственно облегчит получение пиритного концентрата;

в) улучшатся условия раскрытия сростков в грубом медном концентрате, что должно повысить качество медного концентрата.

Проверка схемы с доизмельчением грубого медного концентрата вместо коллективного была проведена в лабораторных условиях применительно к медным рудам, перерабатываемым на Гайской обогатительной фабрике. Результаты опытов в замкнутом цикле, представ-

ленные в табл.6, показывают, что схема может обеспечить значительное повышение качества медного концентрата.

4. Обогащение руд различного вещественного состава, содержания металлов, измельчаемости

В практике обогащения колчеданных руд, например, медных, медно-цинковых и др. часто возникает необходимость переработки на одной фабрике сплошных и вкрапленных руд.

Флотация вкрапленных руд проходит, как правило, успешно, в то время как флотация сплошных руд требует развитых схем, сложных реагентных режимов и не обеспечивает получения высоких технологических показателей. Лучшие результаты достигаются при смешении сплошных и вкрапленных руд. Однако такой метод обладает серьезными недостатками:

- для выдерживания заданного соотношения смеси необходимо строительство рудоусреднительного склада;

- при усреднении руд снижается содержание серы в питании флотации и при получении пиритного концентрата требуется перефлотация всех хвостов, в то время как хвосты флотации сплошных руд представляют готовый пиритный концентрат.

Одним из интересных способов переработки сплошных и вкрапленных руд может быть внедренный на Урупской обогатительной фабрике способ флотации сплошных руд Власенчихинского и вкрапленных руд Урупского месторождений.

Исследования по флотации руд Власенчихинского месторождения с содержанием меди около 1,0% и серы - 42,0-44,0% показали, что при измельчении 96-98% -0,074 мм извлечение меди в грубый концентрат при выходе 20,0-25,0 составляет 88-90%. Однако из-за

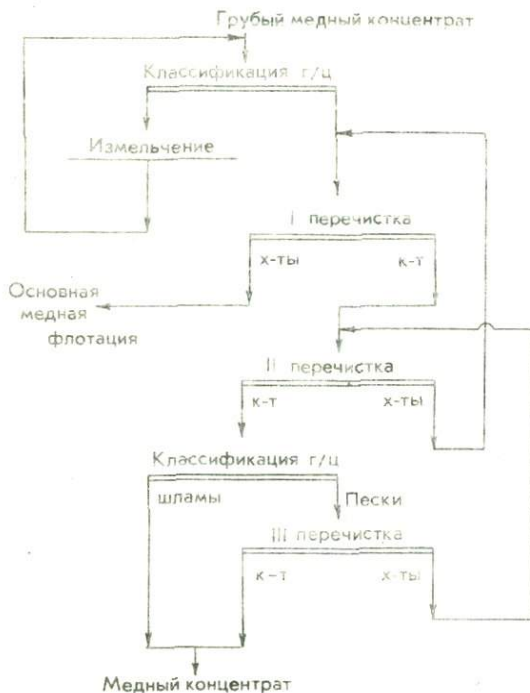


Рис.5. Схема доводки грубого медного концентрата с выводом шламов

Таблица 5

Результаты перерешетки медного концентрата
Урупской фабрики с предварительной класси-
фикацией по классу 20 микрон

Наименование продуктов	Выход, %	Содержа- ние меди, %	Извлече- ние меди, %	Примечание
1. Концентрат II пере- чистки фабрики	100,0	12,74	100,0	Классификация концентрата II перерешетки и дофлотация песковой части
2. Шламы -20 мк	27,7	13,9	30,2	
3. Пески +20 мк	72,3	12,25	69,8	
4. Концентрат флота- ции песков	52,3	18,5	47,0	
5. Хвосты флотации песков	40,0	7,22	22,8	
6. Общий медный кон- центрат (2+4)	60,0	16,5	77,2	
1. Концентрат II-й перерешетки	100,0	12,60	100,0	Без классифи- кации (III перерешетка)
2. Медный концентрат	53,3	16,1	68,2	
3. Хвосты перерешетки	46,7	8,6	31,8	

Таблица 4

Результаты работы гидроциклонов
с контрольной классификацией

Наименование продукта	%	Выход классов, %					
		Класс, микрон					
		+290	-290 +200	-200 +140	-140 +100	-100 +71	-71+43
Слив классификатора	63,5	5,83	6,0	7,05	9,05	8,0	12,15
Слив г/ц I ст.	38,0	1,67	1,7	3,85	7,55	12,7	16,84
Пески г/ц I ст.	76,0	4,12	10,4	18,72	23,6	19,92	9,77
Слив г/ц II ст.	33,0	0,75	1,05	1,37	2,25	4,55	13,75
Пески г/ц II ст.	76,0	2,87	3,7	10,22	20,52	26,67	18,85

Наименование продуктов	Выход классов, %	
	Класс, микрон	
	-71	-43
Слив классификатора	64,03	51,92
Слив г/ц I ст.	72,53	55,69
Пески г/ц I ст.	28,24	18,47
Слив г/ц II ст.	30,30	76,55
Пески г/ц II ст.	36,62	17,17

классификации песков, в частности, направлением песков гидроциклонов последней стадии классификации не в мельницу, а в классификатор второй или первой стадии (рис.4, "пунктирная линия"). Такая схема позволит одновременно перераспределить нагрузку между стадиями измельчения и увеличить общую удельную производительность мельниц. Схема может быть рекомендована для Учалинской обогатительной фабрики.

2. Выделение части продукта в цикле флотации в готовый концентрат

Это направление в той или иной степени используется обогатительными фабриками (получение медной "головки" на Кировоградской фабрике, выделение части пенного продукта основной флотации в готовый концентрат и т.д.). Одним из наиболее перспективных технологических приемов, использующих указанный принцип, является классификация продуктов флотации (грубых концентратов, пенных продуктов перечистных операций и др.) с выводом шламовой части в готовые или в соответствующие составу циклы флотации (в последнем случае имеется опыт Красноуральской и Среднеуральской фабрик).

Схема с выводом шламовой части концентрата второй перечистки с перефлотацией песков (рис.5) внедрена на Урупской обогатительной фабрике. В табл.5 приведены результаты опытов по указанной схеме. Внедрение схемы обеспечило повышение качества медного концентрата при сохранении или увеличении извлечения меди и благородных металлов.

Такая схема может быть рекомендована и для других обогатительных фабрик, в частности, Гайской, Учалинской, как для медного цикла, так и для повышения качества цинкового концентрата путем классификации камерного продукта и цинковой флотации песковой

Таблица 6

Результаты опытов с доизмельчением
грубого медного концентрата

№ № опы- тов	Наименование продуктов	Выход, %	Содер- жание меди %	Извле- чение меди %	Схема
45-49	Медный концентрат	10,8	15,1	93,5	Доизмельчение коллективного медно-пиритного концентрата
	Хвосты селекции	21,7	0,26	3,2	
	Отвальные хвосты	67,5	0,09	3,3	
	Р у д а	100,0	1,75	100,0	
50-54	Медный концентрат	7,2	22,0	94,0	Доизмельчение грубого медного концентрата
	Хвосты селекции	23,5	0,21	2,9	
	Отвальные хвосты	69,5	0,08	3,1	
	Р у д а	100,0	1,69	100,0	
55-59	Медный концентрат	18,1	9,64	96,3	Без доизмельчения коллективного и грубого концентратов
	Хвосты селекции	11,7	0,19	1,2	
	Отвальные хвосты	70,2	0,07	2,5	
	Р у д а	100,0	1,81	100,0	

высокой активности пирита, что осложняет условия перемешивания операций, извлечение меди в кондиционный концентрат не превышает 66-68%.

Зкрапленная руда Урупского месторождения, содержащая 2,5-3,6% меди и 18-20% серы требует более грубого измельчения (до 85% -0,074 мм), и получение медного концентрата с извлечением 86-88% особых трудностей не вызывает.

Для повышения извлечения меди был предложен и проверен в лабораторном, полупромышленном и промышленном масштабах способ раздельного измельчения руд, раздельной основной флотации и совместной флотации грубого медного концентрата руды Власенчихинского месторождения с рудой Урупского месторождения (рис.4).

Такой технологический прием позволил:

- а) выделить в хвосты основную массу пирита при флотации сплошных руд с отвальным содержанием меди и кондиционным содержанием для пиритного концентрата серы;
- б) исключить перефлотацию хвостов смеси руд, т.к. пиритный концентрат получается при флотации сплошных руд;
- в) усреднить и повысить питание секции обогащения Урупской руды по содержанию меди за счет добавления грубого медного концентрата от флотации сплошной руды и тем самым повысить извлечение в этой операции;
- г) обеспечить оптимальные условия измельчения для каждой руды.

Реализация указанных преимуществ обеспечила повышение извлечения меди в целом на фабрике на 3,5-4% в сравнении с результатами переработки этих руд в смеси.

Такой способ может быть использован и при флотации руд, отличающихся содержанием металлов. В этом случае флотацию одной

из руд следует вести таким образом, чтобы получить продукт, близкий по содержанию основным компонентам другой руды и флотировать их совместно.

Так, при обогащении медно-цинковых руд III залежи Гайского месторождения возможно выделение медной "головки", получение медного концентрата, доизмельчение и флотация коллективного концентрата с рудой или коллективным концентратом медно-цинковых руд У-ой залежи; такая схема осваивается в настоящее время на Гайской фабрике.

5. Измельчительное, классифицирующее и флотационное оборудование

На всех фабриках медной отрасли доизмельчение грубых концентратов и продуктов флотации осуществляется, как правило, в шаровых мельницах того же типа и размера, что и рудные мельницы. В связи с тем, что доизмельчаемые продукты флотации в значительной степени обводнены (не более 50% твердого) и представлены очень тонкими частицами (до 96% класса $-0,074$ мм), эффективность мельниц доизмельчения весьма низка. Так, для большинства фабрик Урала, удельная производительность мельниц доизмельчения по готовому классу в лучшем случае не превышает $0,1-0,3$ т.м³/час.

Для доизмельчения продуктов флотации весьма интересным и перспективным представляется применение центробежных горизонтальных мельниц конструкции Гипцветмета. Целесообразность их применения оправдывается тем, что в процессе обработки грубых и коллективных концентратов важное значение имеет не столько накопление вновь образованного готового класса, сколько осветление поверхности зерен минералов, снятие поверхностных пленок и контакт с реагентами. Мельница цилиндрическая имеет внутренние размеры -

диам. 750 мм, длину 1000 мм. В верхней части расположено отверстие с приемной воронкой для подачи пульпы, в нижней части - сливной патрубок для вывода измельченной пульпы.

Внутри корпуса вращается ротор, выполненный в виде вала, на котором закрепляется два диска с билами. Привод ротора осуществляется от электродвигателя типа АН2-91-4 мощностью 75 квт.

В качестве измельчающей среды используется буровая дробь крупностью 6 мм. Ориентировочная производительность мельницы по питанию 900 л/мин.

Для повышения эффективности классификации, особенно при необходимости выделения шламовой фракции и крупных классов, целесообразно применение трехпродуктовых гидроциклонов.

Возможны различные конструкции трехпродуктовых гидроциклонов, такие, например, как цилиндрический или гидроциклон на базе конического (рис.6).

Трехпродуктовые гидроциклоны могут быть полезны при классификации хвостов перед пиритной флотацией, в стадийной схеме флотации и др. Представляет интерес, в частности, разделение питания флотации на три продукта с отдельной флотацией среднего продукта и объединенных шламов и песков.

Такой прием, представляющий вариант раздельной флотации песков и шламов, испытан по предложению В.Д.Самыгина в лабораторных условиях при флотации медных руд Гайского месторождения. Результаты опытов показывают возможность повышения извлечения меди на 1,5 +2,0%.

Простым способом повышения эффективности работы гидроциклонов может оказаться установка перед входом пульпы в гидроциклон эжекторов. За счет эжектирования при входе пульпы в гидроциклон происходит аэрирование пульпы воздухом, что определяет усиление

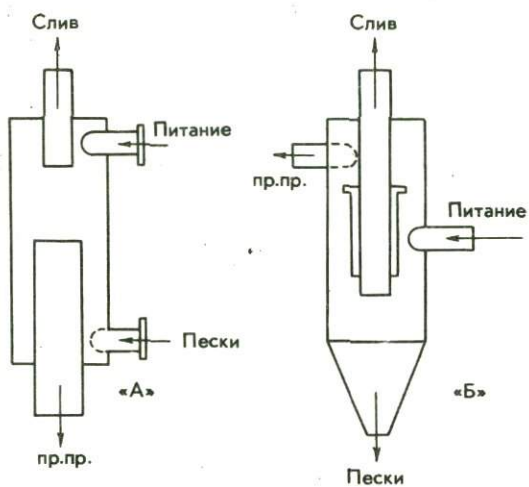


Рис.6. Трехпродуктовые гидроциклоны
А - с боковым выводом песков,
Б - с нижним выводом песков

аффекта флотогравитации в гидроциклоне. При этом тонкие гидрофобные частицы селективно выносятся в слив. Одновременно селективно изменяются и поверхностные свойства минералов за счет окисления аэктируемым воздухом.

Как показали эксперименты в лабораторном масштабе, использование этого способа кондиционирования при флотации дегтярской медно-цинковой руды повышает скорость флотации медных минералов и резко снижает извлечение пирита. Процесс флотогравитации в гидроциклоне целесообразно изучить в промышленном масштабе для различных типов руд. Следует иметь в виду, что, вместо аэктирования, подача воздуха в гидроциклоны может быть осуществлена и другими способами, например, от воздуходувки или вакуумированием.

Для улучшения флотации крупнозернистой пульпы в машинах ФПР (например, ФПР-63) представляет интерес замена кольцевого ротора на лопастный импеллер.

Перспективным способом интенсификации работы флотомашин является дополнительный или основной ввод в камеру предварительно диспергированного воздуха. Этот принцип введения воздуха, предложенный В.И.Классеном, конструктивно можно решить различными способами. На рис.7 показаны возможные варианты введения предварительно диспергированного воздуха в камеру механической и пневмомеханической флотомашин.

Разобранные направления и предложения не связаны с необходимостью больших капитальных вложений и серьезных переделок, что должно усилить интерес к ним со стороны работников обогатительных фабрик.

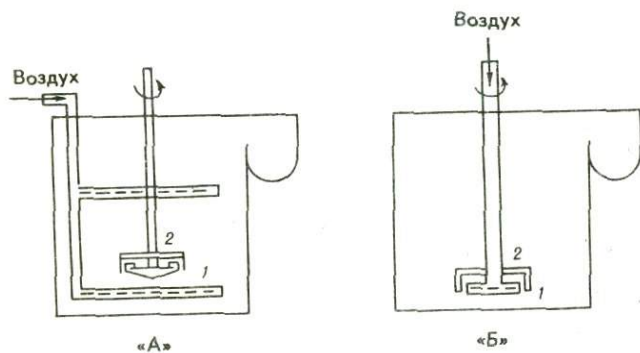


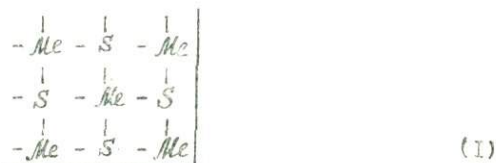
Рис. 7. Варианты подачи во флотомашину предварительно диспергированного воздуха
А - для машин механического типа (1 - диспергатор из перфорированных элементов, 2 - блок-шпеллер)
Б - для пневмомеханических машин (1 - диспергатор из перфорированных элементов, 2 - диспергатор машины)

ОКИСЛЕНИЕ И ФЛОТАЦИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

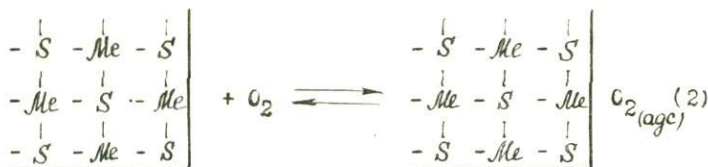
Вопрос о том, каким образом окисляются сульфидные минералы в водных растворах, интересует многих исследователей. Ему посвящено большое число экспериментальных и теоретических работ. Их анализ позволяет не только установить общие закономерности этого процесса, но и, что самое важное, по новому подойти к явлению флотации. В работе излагаются основные положения этой концепции.

Доказано /1/, что сульфидная сера, даже входящая в состав сульфидных минералов, в водных растворах окисляется предпочтительно до иона тиосульфата. Его наличие на поверхности окисляемых сульфидных минералов подтверждается спектральными /2/, химическими /3/, кинетическими /4/ и электрохимическими /5/ данными. Механизм его образования можно представить следующим образом.

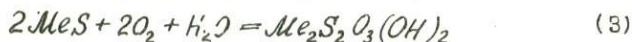
Большинство важнейших сульфидных минералов относится к ионным химическим соединениям /6/, отвечающим в общем случае составу MeS . Их кристаллическая решетка представляет последовательное чередование в пространстве катиона металла и аниона сульфидной серы:



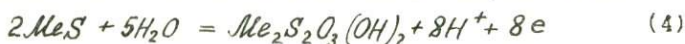
При контактировании такого минерала с водой на его поверхности адсорбируется растворенный кислород /7/:



Взаимодействуя с анионом сульфидной серы он окисляет ее до тиссульфата. Поэтому в элементарном акте окислительно-восстановительной поверхностной реакции принимает участие, по крайней мере, две молекулы исходного минерала и две молекулы кислорода, т.е.:



В электронно-протонной форме эта реакция имеет вид:



Это значит, что при образовании каждого иона $Me_2S_2O_3^{++}$ происходит перераспределение восьми электронов. Один из атомов сульфидной серы, переходя в шестивалентное состояние, передает эти восемь электронов четырем атомам кислорода. Так как на поверхности остаются только три из них, то естественно, что на ней возникает дефицит в два электрона. Другими словами, поверхность окисляемого сульфидного минерала приобретает два элементарных положительных заряда или две "дырки" /8/. Эти два положительных заряда в водном растворе могут быть нейтрализованы двумя анионами гидроксиль. Таким образом, поверхностное соединение $Me_2S_2O_3(OH)_2$, содержащее в своем составе как сульфидную (S^{-2}), так и сульфатную (S^{+6}) серу, является сульфидно-сульфатным комплексом по Д.А.Шведову /9/.

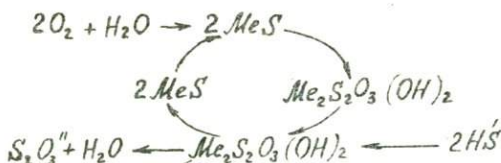
Процесс образования такого поверхностного соединения можно представить следующей схемой:

которая реализуется по двум каталитическим циклам, определяемым составом и природой катализатора.

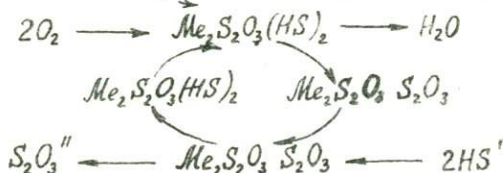
При высоких концентрациях сульфидной серы катализатором ее окисления служит поверхность неокисленного сульфидного минерала - MeS (I-й каталитический цикл). При низких концентрациях катализатором становится сульфидизированная поверхность, отвечающая составу $Me_2S_2O_3(HS)_2$ - (II-й каталитический цикл).

Схематически это можно представить следующим образом:

а) Высокие концентрации сульфидной серы
(I-й каталитический цикл)



б) Низкие концентрации сульфидной серы
(II-й каталитический цикл)

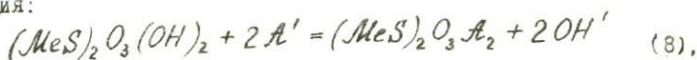


Предполагаемое строение окисленного слоя позволяет по новому представить и механизм взаимодействия сорбителей с поверхностью сульфидных минералов. Эта идея сводится к следующему.

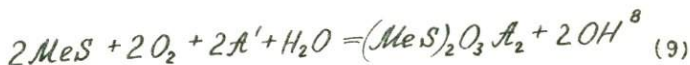
Учитывая строение окисленного слоя на поверхности минерала, его состав можно рассматривать и в более общем виде $(MeS)_2O_3(OH)_2$. Это значит, что при окислении сульфидных минералов их поверхность приобретает свойства и структуру обычного сорбента - $R-(OH)_2$,

в котором функцию активной группы (A^{++}) выполняет комплексный поверхностный катон $(MeS)_2O_3^{++}$, а два гидроксила - (OH') - функцию его обменивающихся анионов.

Специальными исследованиями установлено, что сульфидные минералы действительно являются эффективными сорбентами анионного типа. Они осаждают анионы мышьяка, фосфора, висмута и даже цианистого золота. При этом имеет место обменная поверхностная реакция:



закономерности протекания которой описываются обычными уравнениями ионного обмена. Поэтому процесс флотации сульфидных минералов, включающий предварительное окисление их поверхности (уравн. 5) и ее последующее взаимодействие с анионом собирателя (уравн. 8), соответствует суммарной окислительно-восстановительной реакции:



константа равновесия которой, являясь термодинамической константой флотации, равна:

$$K = \left(\frac{6Lp_s k_1}{k_1 k_2 k_3} \right)^{0,5} \cdot \frac{[H^+][A']^2}{Lp_a} \left(\frac{[H^+]^2}{k_5 k_6} + \frac{[H^+]}{k_6} + 1 \right)^{0,25} \quad (10)$$

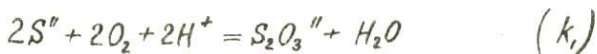
где:

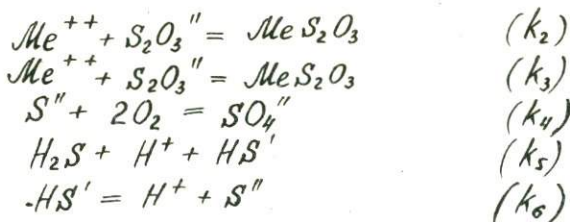
Lp_s - произведение растворимости сульфида,

Lp_a - произведение растворимости химического соединения катиона металла с анионом применяемого собирателя,

$[A']$ - равновесная концентрация собирателя,

$k_1 - k_6$ - константы равновесия реакций:





Заменяя в этом выражении термодинамические характеристики соответствующими числовыми значениями, которые при постоянной температуре являются постоянными (M, Y), получаем:

$$K = M[A']^2[H^+]^Y \quad (II)$$

Для критических условий ($K=1$) концентрация собирателя, как функция концентрации гидроксильных ионов, должна быть равна:

$$[A'] = m[OH']^y \quad (I2)$$

Совершенно аналогичная зависимость установлена А.М.Годаном /II/ на основании анализа обширных экспериментальных данных по флотировости сульфидных минералов.

Наконец, предполагаемое строение окисленного слоя позволяет понять и оценить роль сульфидной серы при селективной флотации сульфидных минералов.

В присутствии сульфидной серы уравнение флотации принимает вид: $(MeS)_2 O_3 (HS)_2 + 2A' = (MeS)_2 O_3 A_2 + 2HS'$ (I3)

а ее константа в этом случае равна:

$$K_f = \frac{L_{ps} K' [A']^2}{L_{p_0} k_1 L_{pa} \Sigma [S]^2} \cdot \left(\frac{[H^+]^2}{k_5 k_6} + \frac{[H^+]}{k_6} + 1 \right)^2 \quad (I4)$$

где:

$\Sigma [S]$ - суммарная концентрация сульфидной серы;

$L\rho_0$ - произведение растворимости поверхностного соединения $(MeS)_2O_3 (HS)_2$
 K' - константа равновесия реакции: (6).

Учитывая постоянство термодинамических характеристик, входящих в это уравнение, его можно представить в более общем виде:

$$K\phi = \frac{m'[H^+]^{n'}[A']^2}{\sum [S]^2}$$

где: m', n' - постоянные коэффициенты.

Для критических условий ($K\phi = 1$) концентрация собирателя равна:

$$[A'] = m [OH']^{n'} \sum [S] \quad (15)$$

Таким образом, предлагаемая нами концепция является дальнейшим развитием основной идеи Д.А.Шведова /9/ о сульфидно-сульфатных комплексах, которая в результате привлечения рекомендуемых тиосульфатных поверхностных соединений приобретает конкретную и реальную основу. Она позволяет не только представить механизм формирования гидрофобной поверхности сульфидного минерала и выявить в нем роль различных реагентов /12/, но и подойти к такой оценке на строгой количественной основе.

ЛИТЕРАТУРА

1. Каковский И.А., Косиков Е.М. "Обогащение руд", № I, 1974.
2. J. Leja, H. Little, G.W. Polling, *Bull. Inst. Min. and Met.* 676, 1963.
3. P.F. Wells, E. Nagy, Van Gleave, *Can. J. Chem. Eng.* 50, 1, 1972.
4. N.P. Finkelstein, V.M. Lovell, *J.S. Afr. Inst. Min. and Met.* 72, 12, 1972.
5. S. Mukai, S. Wakamatsu, *Main and Met. Inst. Japan*, 80, 675, 1981.
6. Бетехтин А.Г. Курс минералогии. Госгеолтехиздат, М., 1964.

7. Плаксин И.Н. Роль газов и реагентов в процессах флотации. Тр. совещ. по теории флотац. обогащения АН СССР, М., 1956.
8. Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш. ДАН СССР, т.132, № 2, 1960.
9. Шведов Д.А. "Горнообогатительный журнал", № 6, 1936.
10. Митрофанов С.И. Селективная флотация. Изд. "Недра", 1967.
11. Годан А.М. Флотация. Госгортехиздат, М., 1959.
12. Багина Л.И. и др. Этот же сборник.

В. И. ТЮРНИКОВА

Институт обогащения твердых горючих ископаемых

Л. С. ХАЧАТРЯН

АРМНИПРОЦВЕТМЕТ

О ВОЗМОЖНОСТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ
ФЛОТАЦИОННОГО ОБГАЩЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ
РУД АРМЕНИИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОКСИДА ЭТИЛЕНА

В большинстве случаев на фабриках, перерабатывающих медно-молибденовые руды, применяют схему коллективной флотации медных и молибденовых минералов с последующим разделением коллективного концентрата в среде сернистого натрия. Основным собирателем в коллективном цикле флотации является бутиловый ксантогенат при расходе 30-50 г/т.

Применение сильного собирателя - бутилового ксантогената - ухудшает условия последующей селекции медных и молибденовых минералов и приводит к значительной циркуляции металлов с промежуточными продуктами (до 13-15%). Кроме того, использование сильного собирателя вызывает необходимость повышенного расхода депрессора.

Постоянное снижение ценных компонентов в рудах требует от исследователей разработки новых технологических решений, позволяющих более селективно и полно извлекать молибденовые и медные минералы. Одним из перспективных направлений совершенствования технологии флотационного обогащения является применение сочетаний различных собирателей и изыскание новых селективно действующих реагентов.

Ранее была определена значительная селективность окиси этилена в сочетании с сернистым натрием при флотации сульфидных полиметаллических руд [1].

Свойства окиси этилена определяются наличием в ее молекуле атома кислорода с повышенной электроотрицательностью. Поэтому особенностью реакции окиси этилена в водных растворах является образование оксониевой формы, реакционная способность которой значительно выше, чем у исходной молекулы.

В условиях коллективной флотации медно-молибденовых руд и последующей селекции нами было исследовано влияние окиси этилена на:

- окисление ксантогената в водных растворах и на поверхности минерала;
- адсорбцию ксантогената поверхностью молибденита и халькопирита;
- восстановительную способность и адсорбцию сернистого натрия на поверхности молибденита и халькопирита.

Высокая реакционная способность оксониевого иона позволила предположить возможность окисления им ксантогената в диксантогенид. Рядом работ доказано, что образование диксантогенидов при флотации с ксантогенатами является необходимым фактором успешного ведения флотационного процесса [2]. Поэтому вопрос о возможности перехода ксантогената в диксантогенид в присутствии окиси этилена является важной задачей при исследовании механизма действия окиси этилена в качестве флотационного реагента. На основании результатов исследований по окислению ксантогената окисью этилена в водных растворах и в присутствии минералов можно сделать вывод (рис. 1), что окись этилена окисляет ксантогенат в водном растворе в значительной степени и тем полнее, чем выше концентрация окиси этилена. В присутствии молибденита окисление ксантогената идет интенсивнее, чем на поверхности халькопирита. Остаточная концентрация диксантогенида после адсорбции в присутствии молибденита выше,

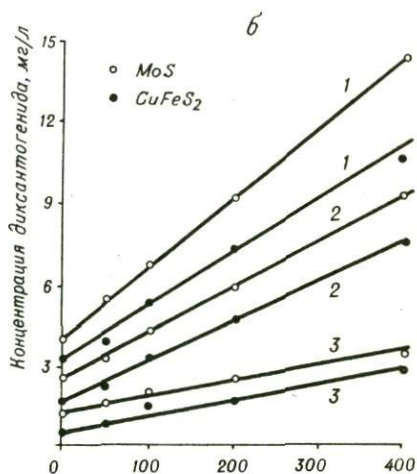
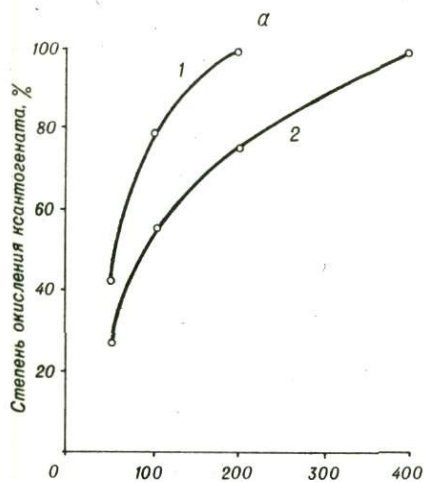


Рис. I. Окисление ксантогената окисью этилена
а - в водных растворах
б - в присутствии минералов

чем в тех же условиях в присутствии халькопирита. Очевидно, это связано с каталитическим действием поверхности молибденита.

Изучение влияния окиси этилена на адсорбцию коантогената и сернистого натрия молибденитом и халькопиритом проводилось с использованием радиоактивного изотопа S^{35} .

Исследование показало, что адсорбция коантогената после предварительной обработки поверхности минерала раствором окиси этилена увеличивается на молибдените и халькопирите в диапазоне испытанных концентраций (рис.2). Общее же количество адсорбированного собирателя на молибдените больше, чем на халькопирите.

Поскольку селекция медно-молибденовых минералов производится в среде сернистого натрия, необходимо было изучить влияние окиси этилена на флотационные свойства молибденита и халькопирита в присутствии сернистого натрия. Кроме того, важно было выяснить степень разложения сернистого натрия под влиянием применяемых концентраций окиси этилена в условиях селективной флотации.

Результаты измерений окислительно-восстановительного потенциала растворов сернистого натрия в присутствии окиси этилена и бутилового коантогената показали, что окись этилена исследованных концентраций (до 800 мг/л) не снижает восстановительного потенциала раствора сернистого натрия даже при малых концентрациях последнего. То есть, окись этилена в исследованном интервале концентраций не снижает равновесия реакции гидролиза сернистого натрия и, следовательно, восстановительные свойства его полностью сохраняются. Таким образом, потенциалопределяющим данной системы является сернистый натрий.

Особый интерес представляет изучение влияния окиси этилена на флотационные свойства сульфидов (MoS_2 и $CuFeS_2$) в присутствии сернистого натрия, т.к. разделение их является конечной целью

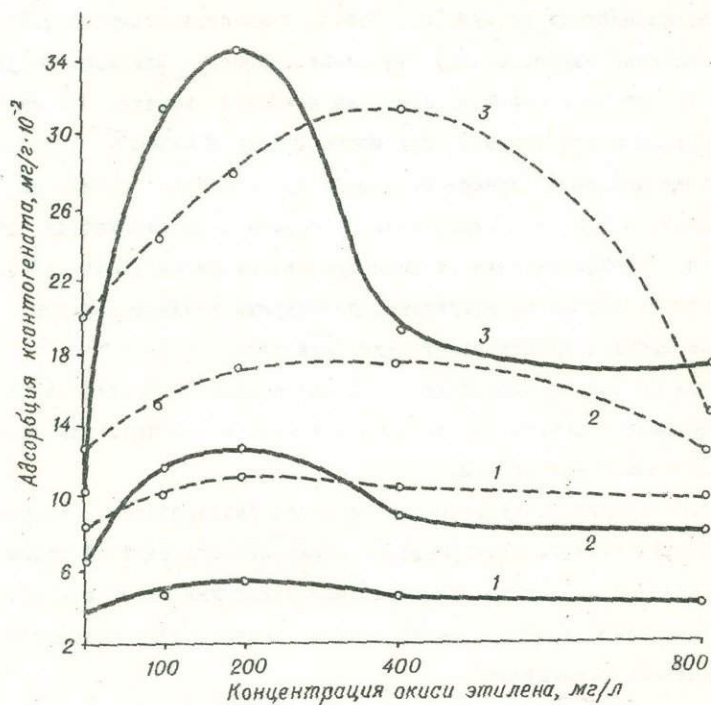


Рис. 2. Адсорбция хантогената на молибдените и халькопирите в присутствии окиси этилена
1 - концентрация бутилового хантогената - 25 мг/л
2 - концентрация бутилового хантогената - 10 мг/л

исследования.

Результаты адсорбционных опытов показали:

Оксид этилена, дозированная совместно с собирателем после обработки порошка радиоактивным Na_2S , увеличивает адсорбцию последнего на халькопирите на 15-20% и снижает на молибдените на 5-10%. Характер флотации чистых минералов молибденита и халькопирита в среде сернистого натрия (см. рис.3) полностью совпал с данными адсорбционных экспериментов: снижение скорости флотации молибденита в присутствии сернистого натрия наиболее заметно при малых дозировках окиси этилена. При концентрации 400-800 мг/л депрессирующее действие сернистого натрия на молибденит снижается. Это объясняется тем, что оксид этилена играет роль собирателя, дополнительно гидрофобизирующего поверхность. Депрессирующее действие сернистого натрия на флотацию халькопирита усиливается при применении высоких концентраций окиси этилена.

Таким образом, оксид этилена является селективно действующим реагентом и повышает селективность процесса при флотации медно-молибденовых концентратов.

Лабораторными исследованиями на рудах Каджаранского, Агаракского и Дастакертского месторождений определен оптимальный режим флотации медно-молибденовых руд Армении сочетанием окиси этилена с бутиловым ксантогенатом, обеспечивающий значительное повышение технологических показателей.

Как показывают результаты флотационных опытов, с применением окиси этилена в сочетании с бутиловым ксантогенатом повышается извлечение меди на 1,3-3,5% и молибдена на 1,1-2,5% в зависимости от типа руды при некотором улучшении качества коллективного концентрата по обоим ценным компонентам на руде Каджаранского месторождения и практически без снижения качества концентрата на рудах

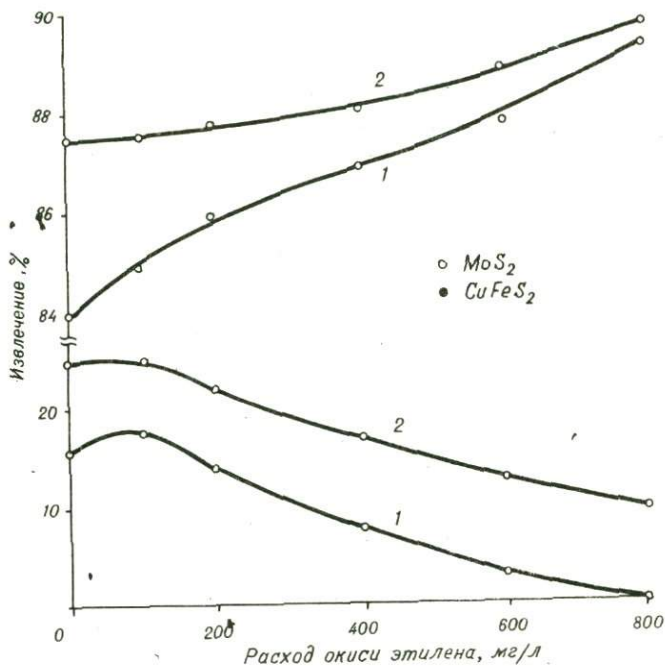


Рис. 3. Флотация чистых минералов сочетанием реагентов в присутствии сернистого натрия (флотация молибденита осуществлялась керосином - 24 мг/г минерала, халькопирита - ксантогенатом - 10 мг/г)

- 1 - расход сернистого натрия - 8 мг/л
- 2 - расход сернистого натрия - 16 мг/л
- 3 - расход сернистого натрия - 24 мг/л

Агаракского и Дастакертского месторождений.

Анализируя потери с промпродуктами можно заметить, что они минимальны и на I-I, % меньше в случае применения сочетания в сравнении с флотацией только бутиловым ксантогенатом. Таким образом, окись этилена повышает селективность реагентов в собирателях, снижает циркуляцию ценных компонентов с промежуточными продуктами и тем самым способствует увеличению извлечения меди и молибдена в черновой концентрат.

Результаты ситового анализа отвальных хвостов, а также распределение металлов по классам крупности показали, что применение окиси этилена способствует значительному снижению потерь меди с тонкими классами - 40 мкм. Очевидно, это связано со свойством окиси этилена снижать поверхностное натяжение и тем самым изменять гранулометрическую характеристику воздушных пузырьков в сторону уменьшения диаметра.

При проверке нового реагентного режима в промышленных условиях также исследовались фабричные отвальные хвосты по распределению ценных компонентов по классам крупности. Результаты исследований в лабораторных и промышленных условиях полностью совпали.

В ы в о д ы

1. Анализ современного состояния технологии обогащения медно-молибденовых руд Армении показывает необходимость совершенствования реагентных режимов и изыскания новых селективно действующих реагентов.

2. Исследованиями механизма действия окиси этилена в сочетании с ксантогенатом и сернистым натрием установлено, что:

- после предварительной обработки поверхности сульфидов

Таблица

Результаты флотации медно-молибденовых руд
месторождений Армянской ССР в присутствии
оксида этилена

Руда	Продукты	Новый режим				
		Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Mo	Сu	Mo	Сu
Каджаран- ская	Концентрат	2,3	2,67	10,05	85,4	79,9
	Пром. прод.	1,6	0,15	0,78	3,2	3,9
	Хвосты	96,1	0,009	0,052	11,4	16,2
	Р у д а	100,0	0,074	0,81	100,0	100,0
Агарак- ская	Концентрат	3,7	0,56	18,1	83,0	85,0
	Пром. прод.	11,0	0,017	0,4	7,0	7,6
	Хвосты	85,3	0,003	0,053	10,0	7,4
	Р у д а	100,0	0,025	0,579	100,0	100,0
Дасте- кертская	Концентрат	3,4	1,21	6,29	87,5	80,8
	Пром. прод.	8,1	0,020	0,18	7,7	11,0
	Хвосты	88,5	0,0026	0,025	4,8	8,2
	Р у д а	100,0	0,047	0,266	100,0	100,0

Руда	Продукты	Ф а б р и ч н ы й р е ж и м				
		Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Mo	Ca	Mo	Ca
Каджаран- ская	Концентрат	2,4	2,41	9,6	83,7	78,6
	Пром. прод.	1,7	0,145	0,8	3,5	4,6
	Хвосты	95,9	0,010	0,053	12,8	16,8
	Р у д а	100,0	0,071	0,285	100,0	100,0
Агарак- ская	Концентрат	3,3	0,64	13,9	80,5	81,5
	Пром. прод.	10,1	0,022	0,54	8,5	9,8
	Хвосты	86,6	0,0033	0,056	11,0	8,7
	Р у д а	100,0	0,026	0,563	100,0	100,0
Даста- кертская	Концентрат	5,3	1,19	6,24	86,4	78,0
	Пром. прод.	7,8	0,047	0,25	8,2	12,0
	Хвосты	88,9	0,0028	0,03	5,5	10,0
	Р у д а	100,0	0,045	0,265	100,0	100,0

раствором окиси этилена адсорбция ксантогената увеличивается как на поверхности молибденита, так и халькопирита, при этом происходит эффективное окисление ксантогената;

- введение окиси этилена в процесс совместно с ксантогенатом увеличивает флотационную активность молибденита в присутствии сернистого натрия и снижает при этом флотационную активность халькопирита.

3. Лабораторными и промышленными исследованиями установлено, что применение сочетания окиси этилена с бутиловым ксантогенатом при флотации медно-молибденовых руд Армении повышает извлечение в коллективный концентрат меди на 1,8-3,5% и молибдена на 1,1-2,5% и одновременно улучшает процесс разделения коллективного концентрата, снижая циркуляцию ценных компонентов с промежуточными продуктами.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Тюрникова В.И., Насекин В.А., Черных С.И., Богомолов В.М., Динев Б.И. Промышленные испытания нового реагентного режима для селективной флотации сульфидных полиметаллических руд. Сб. "Проблемы обогащения твердых горючих ископаемых", т. I, вып. 2, М., 1971.
2. Абрамов А.А. Характер закрепления бутилового ксантогената и диксантогената и флотирруемость халькопирита. "Обогащение руд", № 4, 1966.

В.И. ТЮРНИКОВА, В.Б. РУБИНШТЕЙН
Институт обогащения твердых горючих ископаемых
Г.А. ГАСПАРЯН, В.И. ЛУЦЕНКО
АРМИПРОЦВЕТМЕТ

ИССЛЕДОВАНИЕ АЭРАЦИИ ВОДЫ И ВОДНЫХ РАСТВОРОВ
ВСПЕНИВАТЕЛЯ В ТРУБЧАТОМ ФЛОТАЦИОННОМ АППАРАТЕ
(стоячий режим)

В институте "Армипроцветмет" создан новый пневматический флотационный аппарат, рабочие полости которого выполнены в виде вертикальных труб большого диаметра. В донной части труб расположены пневматические аэраторы для диспергирования воздуха и равномерного распределения воздушных пузырьков по всему объему флотационной пульпы, заполняющей рабочие трубчатые полости аппарата.

Флотационный процесс осуществляется обычно при значительных расходах воздуха в условиях стесненного группового всплывания пузырьков. Особый интерес представляет исследование газосодержания аэрированного объема жидкой фазы и связанной с ним скорости группового всплывания пузырьков при разных расходах воздуха в зависимости от высоты аппарата, так как влияние этого фактора на указанные параметры до сих пор остается мало изученным.

В настоящей статье представлены результаты первого этапа исследований, проведенных на воде и водных растворах вспенивателя Т-66 в стоячем режиме жидкой фазы. В последующих работах будут освещены результаты исследований в условиях прямого и противоточного движения жидкости относительно воздушных пузырьков.

Опыты проводились на лабораторной модели, выполненной из оргстекла, представляющей собой трубчатую камеру сечением 65x65

мм, высотой 4 м. Приняты шесть позиций высоты аэрируемого столба жидкости: 0,5-1,0-1,5-2,0-2,5-3,0 м; шесть вариантов концентрации вспенивателя Т-66: 0,0-4,0-8,0-12,0-16,0-20 мг/л и пять вариантов скорости воздуха по общему сечению трубчатой полости: 0,78-1,18-1,57-1,97-2,36 см/сек (т.е. расход воздуха от 2 до 6 л/мин).

Газосодержание аэрированного объема жидкости определялось по методу измерения прироста ее объема после подачи воздуха.

$$\mathcal{Y} = \frac{\Delta V}{V + \Delta V} 100\%$$

где V - объем жидкости до подачи воздуха.

Средняя скорость группового всплывания пузырьков воздуха в жидкой фазе рассчитывалась по формуле А.Г.Касабкина

$$\bar{u}_{гр} = \frac{\bar{u}_r}{\mathcal{Y}} \text{ см/сек}$$

где \bar{u}_r - скорость воздуха по общему сечению трубчатой полости (приведенная скорость) в см/сек;

\mathcal{Y} - газосодержание аэрированного объема жидкости в %.

Результаты определения газосодержания аэрированного объема жидкой фазы приведены в таблице только для четырех позиций высоты столба жидкости для трех расходов воздуха и для трех значений концентраций вспенивателя (учитывая монотонность изменения этого параметра). В этой же таблице приведена расчетная скорость группового всплывания воздушных пузырьков.

Фотографирование воздушных пузырьков при их групповом всплывании в воде позволило выяснить, что применяемый в опытах пневматический аэратор дает относительно равномерные по величине пузырьки в достаточно узких границах диаметра от 1,5 до 2,3 мм. С увеличением концентрации вспенивателя в водном растворе, размер пузырьков соответственно уменьшается.

Таблица

Газосодержание γ аэрированного объема воды и водных растворов пеногасителя Т-66 и расчетная скорость группового всплывания воздушных пузырьков \bar{u} гр в зависимости от изменения высоты столба жидкости и расхода воздуха (в стоячем режиме жидкой фазы)

Высота столба жидкости, м	Скорость воздуха по обделку сечения, см/сек	Техническая вода		Водный раствор пеногасителя Т-66			
				12 мг/л		20 мг/л	
		γ	\bar{u} гр	γ	\bar{u} гр	γ	\bar{u} гр
0,5	0,78	6,85	11,33	9,62	8,13	10,56	7,42
	1,57	12,30	12,76	15,60	10,02	17,17	9,14
	2,36	17,80	13,26	21,54	10,92	23,60	10,00
1,0	0,78	6,77	11,52	9,45	8,25	10,83	7,55
	1,57	12,15	12,92	15,60	10,00	16,72	9,51
	2,36	17,42	13,55	21,70	10,87	23,83	9,30
2,0	0,78	6,68	11,68	9,24	8,26	9,90	7,87
	1,57	11,70	13,42	14,85	10,57	17,80	9,20
	2,36	16,90	13,96	22,90	10,44	25,04	9,42
3,0	0,78	6,65	11,72	9,17	8,51	9,45	8,25
	1,57	11,50	13,65	14,80	10,59	18,43	8,52
	2,36	16,00	14,74	23,31	10,20	26,55	8,82

В стоячем режиме технической воды получены следующие результаты: а) газосодержание аэрированного объема воды возрастает с увеличением приведенной скорости воздуха для каждой из исследованных высот водного столба; б) при значениях приведенной скорости воздуха до 1,57 см/сек газосодержание практически мало изменяется с увеличением высоты водного столба; при дальнейшем повышении приведенной скорости до 2,36 см/сек наблюдается снижение газосодержания при увеличении высоты водного столба с 0,5 до 3,0 м.

Для водных растворов вспенивателя Т-66 газосодержание аэрированного объема жидкости имеет значительно большую величину, чем для воды, что связано с уменьшением размера пузырьков воздуха. Так же, как и для технической воды, газосодержание возрастает с увеличением приведенной скорости воздуха для каждой из исследованных высот столба жидкости. Начиная с концентрации вспенивателя 12 мг/л, наблюдается повышение газосодержания при значениях приведенной скорости воздуха более 1,57 см/сек с повышением высоты столба жидкости от 0,5 до 3 м.

В соответствии с изложенным, расчетная средняя скорость группового всплывания воздушных пузырьков $\bar{u}_{гр}$ для стоячего режима технической воды повышается как с увеличением приведенной скорости воздуха, так и с увеличением высоты столба жидкости. Для водных растворов вспенивателя Т-66 значение концентрации 12 мг/л является граничным; после дальнейшего повышения концентрации вспенивателя до 20 мг/л скорость группового всплывания воздушных пузырьков несколько уменьшается с повышением высоты водного столба, начиная с величины приведенной скорости 1,57 см/сек. Однако указанные изменения этого параметра практически незначительны.

Наблюдаемое в опытах на технической воде некоторое снижение газосодержания аэрированного объема с увеличением высоты водного

столба и повышении приведенной скорости воздуха объясняется увеличением размеров воздушных пузырьков с падением гидростатического давления и их коалесценций.

Увеличение концентрации вспенивателя в водном растворе до 20 мг/л (что отвечает флотационной концентрации) снижает скорость группового всплывания воздушных пузырьков, благодаря значительному уменьшению размеров пузырьков и замедлению процесса их коалесценции. При этом объяснении необходимо иметь в виду сложность структуры барботажного слоя и особенность поведения воздушных пузырьков при их групповом всплывании в жидкой фазе, а именно - возможность принятия пузырьками обтекаемой формы, уменьшение живого сечения жидкой фазы с увеличением газоудержания и связанную с этим различную степень деформации пузырьков на разных гидростатических высотах, а также возможность местных циркуляций при больших расходах воздуха.

Таким образом, опыты показали возможность регулирования в достаточно широких пределах газоудержания азрированного объема жидкой фазы и средней скорости группового всплывания воздушных пузырьков путем воздействия двух факторов: концентрации вспенивателя в среде и средней скорости воздуха, приведенной к общему сечению рабочей полости флотационного аппарата. При этом, влияние высоты столба жидкой фазы в пределах трех метров оказывается незначительным.

Л. И. БАГИНА, Ч. Г. ТОРИН

УПИ

И. И. РУЧКИН

УРАЛМЕХАНСБР

ДЕПРЕССИРУЮЩЕЕ ДЕЙСТВИЕ СЕРНИСТОГО НАТРИЯ В СОДОВОЙ И ИЗВЕСТКОВОЙ СРЕДАХ

В настоящее время на обогатительных фабриках Урала разделение сульфидов меди, цинка и железа производится в известковой среде с применением в качестве депрессоров сернистого натрия и сульфата цинка. Несмотря на несомненные преимущества этой технологии, она имеет и некоторые недостатки. Наиболее существенными из них являются:

1. легкая окисляемость сульфидной серы в присутствии тонкоизмельченных сульфидов, которые, как известно (1, 2, 3), являются катализаторами этого процесса, что снижает депрессирующий эффект сернистого натрия;

2. неудовлетворительная селекция минералов меди, цинка и железа при обогащении руд, содержащих так называемые блеклые руды и вторичные сульфидные минералы;

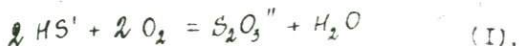
3. нарушение селекции при содержании св. CaO в голове медной флотации выше 100 г/м^3 .

Все эти обстоятельства вызывают повышенный расход сернистого натрия и других флотационных реагентов. Поэтому совершенствование реагентного режима бесцианидной флотации представляет большой практический интерес.

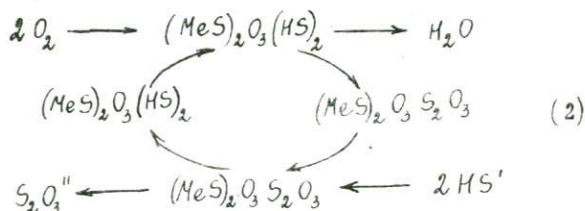
Одним из возможных путей решения этой проблемы является снижение скорости окисления сернистого натрия. Однако для этого необходимо представить механизм подавления сульфидных минералов

сульфидной серой, а также закономерности ее окисления в условиях флотации.

Согласно представлениям, развиваемым одним из авторов данной статьи, окисление сульфидной серы в водных растворах соответствует реакции:



которая в присутствии сульфидных минералов реализуется следующим образом:



Сульфидизированная поверхность минерала (катализатор), отвечающая составу $(MeS)_2 O_3 (HS)_2$, взаимодействуя с растворенным в воде кислородом, образует метастабильное (промежуточное) поверхностное соединение $(MeS)_2 O_3 S_2 O_3$, которое, в свою очередь, взаимодействуя с исходным анионом гидросульфида (HS), распадается на ион тиосульфата (конечный продукт) и вновь готовый к действию катализатор. В дальнейшем этот цикл повторяется до тех пор, пока в растворе существует сульфидная сера, способная взаимодействовать с поверхностью сульфидного минерала. Следовательно, для того, чтобы снизить скорость ее окисления, достаточно тиосульфатный комплексный катион $(MeS)_2 O_3^{++}$, который существует на поверхности сульфидного минерала, нейтрализовать каким-либо другим анионом, способным быть конкурентом аниона гидросульфида.

В условиях флотации таким анионом может быть анион гидро-

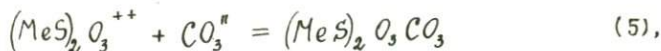
ксила:



Опытами установлено, что с увеличением pH выше 12, скорость окисления сульфидной серы, действительно, снижается. Однако, когда во флотационной пульпе присутствует известь, становится возможной следующая реакция:



которая ведет к полному разрушению поверхностного окисленного слоя сульфидного минерала, увеличивая таким образом скорость окисления самого сульфидного минерала и изменяя величину pH окружающего раствора. Детали этого вопроса на галените были изучены Ф.И.Нагирняком и Н.И.Елисеевым (4). Поэтому известь, подаваемая во флотацию, не только не решает поставленной задачи, но и в значительной мере усложняет ее. Деликатным реагентом в этом отношении может служить сода. В ее присутствии на поверхности сульфидного минерала имеет место реакция:



которая заканчивается образованием относительно труднорастворимого поверхностного соединения $(MeS)_2 O_3 CO_3$. Это значит, что часть активных центров, на которых могла окисляться сульфидная сера, оказываются занятыми анионом карбоната. Поэтому, естественно, что скорость окисления сульфидной серы в содовых растворах должна снижаться, вызывая таким образом лучшую селекцию сульфидных минералов. Для проверки этих положений были предприняты специальные исследования.

Опыты показали, что при измельчении минеральной смеси, содержащей пирит, в содовых и известковых растворах изменение pH происходит в различной степени. Так, например, в содовой среде

первоначальная величина $pH = 11,0$ изменилась всего на $0,2-0,3$ единицы, в то время как в известковой - она снизилась до $pH = 3,5$.

Установлено также, что при наличии в исходной минеральной смеси пирита, что характерно для колчеданных медно-цинковых уральских руд, количество сернистого натрия, необходимого для депрессии сфалерита, существенно возрастает. Однако его депрессирующее действие в содовой среде проявляется значительно выше, чем в известковых растворах.

Результаты флотации смеси халькопирит-сфалерит-кварц в содовой ($pH = 11,0$) и известковой ($pH = 11,0-12,0$) средах при различной дозировке сернистого натрия представлены на рис. I, из которого видно, что в содовой среде селекция сульфидов меди и цинка происходит более эффективно и при меньших расходах Na_2S . Так при 75 г/т Na_2S извлечение меди в содовой среде составляет 90% , цинка 16% . В известковой, даже при 250 г/т Na_2S извлечение меди 60% , а цинка 33% . Отмечено, что в содовой среде активнее и полнее флотируются халькопирит и тецнантит.

При разработке реагентного режима коллективно-селективной флотации руды Дегтярского месторождения установлено, что замена извести содой (400 г/т - в голову флотации, $pH = 11,0$) при одинаковом расходе депрессоров позволяет снизить потери цинка в грубом медном концентрате на $6,2\%$. Одновременная дозировка соды в измельчение коллективного концентрата ($200-400$ г/т) и в голову медной флотации ($400-600$ г/т) снижает потери цинка в грубой медный концентрат на 10% . Результаты этих исследований представлены в табл. I. Наряду с улучшением селекции минералов меди, цинка и железа, применение соды позволяет существенно снизить расходы Na_2S (на 100 г/т) и $ZnSO_4$ (на 500 г/т).

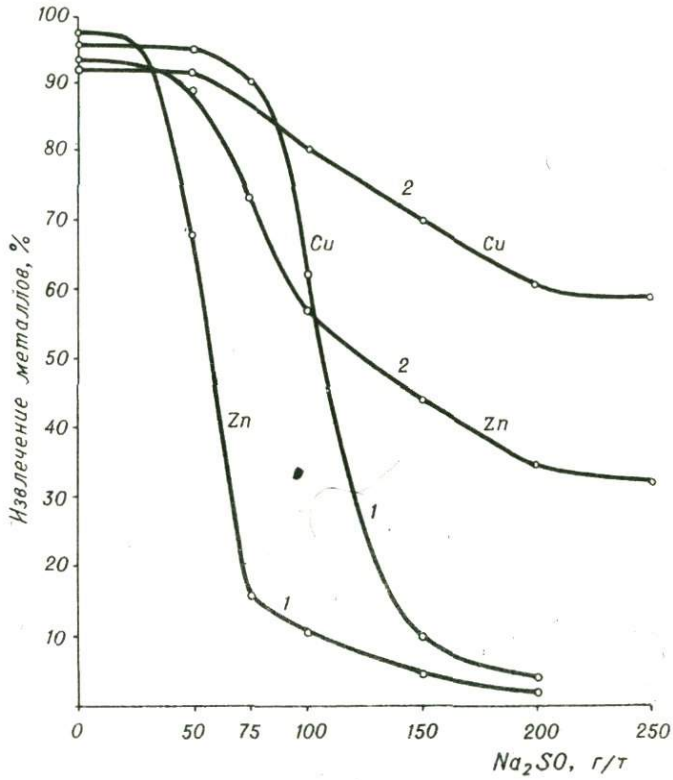


Рис. I. Влияние депрессирующего действия Na_2S в содовой (1, 1') и в известковой средах (2 - 2') на селекцию халькопирита и сфалерита.

Таблица I

Сравнительные результаты в замкнутом цикле с применением содовой и известковой сред в медном цикле при флотации руды Дегтярского месторождения

Расход модификатора, г/т	Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %	
			меди	цинка	меди	цинка
Известь в голову медной флотации - 300 г/т св. - 103 г/м ³	I медный концентрат	5,8	15,3	9,85	73,6	28,0
	медный пром. продукт	1,4	4,4	13,3	5,6	10,0
	медный концентрат I перечистки	6,7	13,0	10,55	79,2	38,0
	хвосты перечистки	0,8	1,54	4,8	1,1	2,0
	грубый медный концентрат	7,5	11,75	9,9	80,3	40,0
	медный концентрат контрольной флотации	0,4	2,0	7,9	0,7	1,7
	хвосты селекции	24,1	0,49	3,77	10,8	48,8
	Коллективный концентрат	32,6	3,15	5,25	91,8	90,5
	Сода - 200 г/т в измельченные коллект. кон-та; 400 г/т в голову флотации pH-11,5	I медный концентрат	5,9	14,9	6,5	75,2
медный пром. продукт		1,9	4,0	3,43	6,5	9,7
медный концентрат I перечистки		7,8	12,2	7,25	81,7	30,4
хвосты перечистки		1,2	1,5	6,95	1,5	4,5
грубый медный концентрат		9,0	10,8	7,96	83,6	34,9
медный концентрат контрольной флотации		0,7	1,43	5,8	0,9	2,2
хвосты селекции		24,7	0,41	4,03	8,7	53,8
коллективный концентрат		34,4	3,15	4,92	92,8	91,6

В феврале и июне месяцах 1974 г. на III секции обогатительной фабрики СУМЗа проведены промышленные испытания на руде Дегтярского месторождения^х. Подача соды в виде 10% - раствора осуществлялась в мельницу измельчения коллективного концентрата (200-400 г/т) и в голову медной флотации (400 г/т). Руда содержала повышенное количество вторичных медных минералов (до 50,0%) и сульфатной меди (до 1,0 кг/т). За период испытаний потери цинка в медном концентрате снизились на 4,0%, извлечение цинка повышено на 2,0%, а также выявлена возможность снижения расхода Na_2S на 50,0%, цинкового купороса на 25,0-30,0%.

Установлено, что соду и сернистый натрий целесообразно подавать одновременно в одни и те же точки технологического процесса.

Результаты проведенных исследований позволяют сделать следующие основные выводы:

При обогащении медно-цинковых руд по бесцианидной технологии с применением содовой среды:

1. улучшается флотуемость халькопирита и теннантита и одновременно повышается извлечение этих минералов;

2. усиливается депрессирующее действие сернистого натрия, что позволяет снизить его расход на 50,0%, а расход сульфата цинка на 30,0%;

3. стабилизируется величина рН в голове медной флотации;

4. улучшается селекция сульфидов меди и цинка даже в присутствии блеклых руд и высокого содержания вторичных минералов меди.

^х В испытаниях принимали участие: Постовалов И.П., Обухова Н.П., Колышко В.А.Д.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Курочкина А.В., Митрофанов С.И. Каталитическое окисление сульфид-ионов в присутствии сульфидов тяжелых металлов. "Обогащение руд", № 5, 1965.
2. Голиков А.А., Нагирняк Ф.И. Каталитическое окисление ксантогената в водном растворе в присутствии сульфидных минералов. "Цветные металлы", № 4, 1961.
3. Каковский И.А., Бабак В.К., Молочникова Ф.Е. О влиянии минеральных примесей на процесс окисления сульфидных ионов в водных растворах сульфида натрия. "Обогащение руд", № 5, 1961.
4. Елисеев Н.И., Нагирняк Ф.И. Кинетика окисления сернистого натрия в суспензиях галенита. "Цветные металлы", № 1, 1965.

ПОСТРОЕНИЕ И АНАЛИЗ КИНЕТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ФЛОТАЦИИ

Кинетическая модель флотации должна стать основой моделирования процесса и конструирования аппаратов, подобно тому, как кинетические модели реакций стали основой моделирования сложных химических процессов / 1/. Кинетические модели отражают не соотношения между входом и выходом процесса, как регрессионные, а механизм этого процесса. Вместе с тем кинетические модели широко сосуществуют с регрессионными (вообще - статистическими) методами: применение статистических методов необходимо для оценки параметров модели, определения силы и вида связи между факторами процесса, уточнения зависимостей, еще не установленных полностью. Первая модель, предложенная Цунига и Белоглазовым, по аналогии с кинетикой химических реакций, записывается в виде дифференциального уравнения первого порядка

$$\frac{dC}{dt} = -KC, \quad (1)$$

где $C(t)$ - концентрация флотируемого материала в момент времени,

K - кинетическая константа.

Для объяснения отклонения опытных результатов от кинетики I-го порядка Моррис / 2/, а вслед за ним и другие авторы вводят понятия нефлотируемого остатка и максимально возможного извлечения. Однако практическое определение этих величин затруднительно.

Теоретическое обоснование кинетики порядка, отличного от первого, дал Мелких / 3/. Аппроксимируя результаты опытов, одни исследователи получили уравнение кинетики второго порядка,

других n меняется от 0 до 6,0. Как справедливо заметил Фирштейн /4/, вряд ли можно говорить о теоретическом обосновании процесса, описывая его таким способом. Допущение о n -ом порядке кинетики физически ничем не обосновано, и нельзя исчерпывающе объяснить нелинейность уравнения, т.к. при $n \neq 1$ его решение должно зависеть от начальной концентрации, что опровергнуто опытами по флотации пульпы различной исходной плотности. Отклонение экспериментальных данных от кинетики реакций I-го порядка было объяснено различием флотационных свойств минеральных частиц.

Уравнение кинетики принимает вид /5/

$$y(t) = C(t)/C(0) = \int_0^{\infty} \varphi(\kappa) e^{-\kappa t} d\kappa, \quad (2)$$

где $\varphi(\kappa) d\kappa$ - весовая доля частиц, имеющих константу скорости флотации от κ до $\kappa + d\kappa$. Функцию $\varphi(\kappa)$ можно подбирать априорно, определяя затем ее параметры по результатам опытов; можно предложить эффективный метод построения $\varphi(\kappa)$: $y(t)$ в (2) есть преобразование Лапласа функции $\varphi(\kappa)$ по κ , поэтому можно вычислить значение $\varphi(\kappa)$ с помощью численных методов обратного преобразования Лапласа.

Если исходный материал представлен конечным набором классов по константе скорости: $\varphi(\kappa) = \sum_{i=1}^n a_i \delta(\kappa - \kappa_i)$, то

$$y(t) = \sum_{i=1}^n a_i e^{-\kappa_i t}, \quad (3)$$

где $\delta(t)$ - дельта-функция, a_i - весовые доли классов, $\sum_{i=1}^n a_i = 1$; значения a_i, κ_i можно определить методом наименьших квадратов. В частности, при заданных κ_i (3) есть уравнение регрессии относительно a_i .

Определение вида функции распределения материала по флотуемости - важная и до конца еще не решенная задача.

С другой стороны, при описании кинетики процесса невозможно обойти процессы, происходящие в пенном слое; схематически можно представить процесс флотации как результат взаимодействия двух обратимых процессов: перехода частиц из пульпы в пенный слой и обратно. Такие (двухфазные) модели с переходами, подчиняющимися кинетике первого порядка, описываются системами обыкновенных дифференциальных уравнений первого порядка /6/.

Флотация минеральных частиц осуществляется в движении многофазных потоков пульпы и газовых пузырьков; такие потоки описываются уравнениями массопереноса /7/.

Как видно, развитие методов моделирования флото процесса привело к существенному усложнению моделей, что обусловлено сложностью и многофакторностью процесса. Характерно при этом объединение разных подходов и методов.

По нашему мнению, математическая модель процесса флотации должна объединять очерченные выше направления, т.е. описывать процесс с учетом обратимости минерализации пузырьков, неоднородности свойств материала, движения потоков пульпы и диспергированного воздуха. Коэффициенты уравнений должны иметь ясный физический смысл и достаточно просто определяться из экспериментов. Наконец, модель должна быть применима к описанию разных видов процесса, в том числе стационарного.

В настоящее время ни одна из предложенных моделей полностью не удовлетворяет этим требованиям.

Мы предлагаем построить модель на основе синтеза представлений об обратимости процесса с принципами массопереноса. Отправной пункт состоит в том, что двухфазная модель агрубляет процесс: обратимым является не только переход частицы из пульпы в пенный слой, а уже само по себе прилипание частицы к пузырьку. Если

обозначить концентрации (счетные или весовые) частиц в свободном состоянии и прилипших к пузырькам в пульпе в окрестности точки (x, y, z) в момент времени t через $n_p(t)$, $n_b(t)$, то в предположении, что переходы частиц из одной фазы в другую подчиняются кинетике первого порядка, получим систему дифференциальных уравнений в частных производных.

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial n_p}{\partial t} &= -K_1 n_p + K_2 n_b - \operatorname{div}(\vec{v} n_p) \\ \frac{\partial n_b}{\partial t} &= K_1 n_p - K_2 n_b - \operatorname{div}(\vec{v} n_b) \end{aligned} \right\}, \quad (4)$$

где $\vec{v}_p = \{v_p^x, v_p^y, v_p^z\}$, $\vec{v}_b = \{v_b^x, v_b^y, v_b^z\}$ - векторы скоростей движения потоков пульпы и воздушных пузырьков; K_1 , K_2 - константы скоростей переходов.

Системы вида (4) описывают потоки частиц с взаимными превращениями - химическими ли, ядерными - безразлично.

Гидродинамика потоков в камере флотомашины весьма сложна; рассмотрение существенно упрощается, если, как обычно, принять, что движения пульпы и пузырьков пульсируют около основных направлений, - тогда в системе (4) функции n_p , n_b , векторы \vec{v}_p , \vec{v}_b зависят лишь от одной пространственной координаты:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial n_p}{\partial t} &= -K_1 n_p + K_2 n_b - \vec{v}_p \frac{\partial n_p}{\partial x} - n_p \frac{\partial \vec{v}_p}{\partial x} \\ \frac{\partial n_b}{\partial t} &= K_1 n_p - K_2 n_b - \vec{v}_b \frac{\partial n_b}{\partial x} - n_b \frac{\partial \vec{v}_b}{\partial x} \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

Положим для простоты, что скорости движения частиц в потоке пульпы и пузырьков воздуха постоянны по всей высоте камеры; учтем, что векторы \vec{v}_p и \vec{v}_b антипараллельны; тогда система (5) примет вид:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial n_p}{\partial t} &= -k_1 n_p + k_2 n_b + v_p \frac{\partial n_p}{\partial x} \\ \frac{\partial n_b}{\partial t} &= k_1 n_p - k_2 n_b - v_b \frac{\partial n_b}{\partial x} \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

В потоках пульпы и пузырьков происходит осевое (строго горизонтально, также и поперечное) перемешивание; для учета осевого перемешивания следует добавить в правые части уравнений (6) члены, соответственно, $D_1 \frac{\partial^2 n_p}{\partial x^2}$, $D_2 \frac{\partial^2 n_b}{\partial x^2}$, где D_1, D_2 имеют смысл и размерность коэффициентов диффузии; случай $D_i \rightarrow 0$ соответствует идеальному вытеснению, $D_i \rightarrow \infty$ - идеальному перемешиванию, $i = 1, 2$.

Задавая различные начальные и граничные условия, можно получить описание переходных процессов в камере флотомшины, построить кривые кинетики и профили концентрации частиц в камере; граничное условие на входе для $n_p(x, t)$ может иметь стандартный вид, принятый при изучении динамики переходных процессов: скачок, прямоугольный импульс, дельта-функция и т.д.

Коэффициенты D_p, D_b , величины v_p, v_b можно определить прямыми экспериментами; кинетические константы K_1, K_2 зависят от скоростей v_p, v_b , - поэтому процесс (следовательно и модель), носит нелинейный характер. В первом приближении можно считать все эти параметры независимыми и определять их методом наименьших квадратов по результатам экспериментов. В настоящее время развитию методов решения таких задач (обратных задач математической физики) уделяется большое внимание (см., например, /8/).

С другой стороны, в соответствии с принятыми в теории флотации представлениями, константы скоростей K_1, K_2 есть, соответственно, $W_1 W_2$, $I - W_3 W_4$, где W_1, W_2, W_3, W_4 - вероятности, соответственно, столкновения частицы с пузырьком, закреп-

ления при столкновении, удержания частицы на пузырьке до выноса в пенный слой и выхода частицы из пены в концентрат. Определению этих вероятностей посвящено большое число работ; нами, в частности, выполнены исследования по оценке вероятности столкновения частицы с пузырьком, а также предложена формула зависимости кинетической константы от расхода собирателя, полученная на основе применения теории бипарных соударений.

Можно показать, что

$$W_1 = 6 u_{\infty} N = \pi R^2 (1 + \delta^2) E, \quad (7)$$

где 6 - сечение столкновения; u_{∞} - относительная скорость движения частицы и пузырька; r, R - радиусы частицы и пузырька соответственно; $\delta = r/R$ - параметр зацепления; E - гидродинамический коэффициент захвата, N - концентрация пузырьков в пульпе.

Расчетами установлено, что W_1 увеличивается с увеличением размера частиц, уменьшением размера пузырька и увеличением удельного веса минерала; вывод о лучшей флотационной способности мелких пузырьков подтвержден экспериментально.

Зависимость кинетической константы от расхода реагента (C_2) имеет вид:

$$k = p W_1 e^{-\frac{A}{B+C_2}}, \quad (8)$$

где p - стерический множитель; A, B - коэффициенты. Хорошая сходимость экспериментальных и расчетных данных показывает возможность использования предложенной формулы для оценки кинетической константы.

Для проверки предложенной формулы поставлены эксперименты на узком классе крупности минерала и различных собирателях.

По значениям коэффициентов формулы (8), полученным обработкой экспериментальных данных по методу наименьших квадратов на

ЗЕМ "М-220", построены кривые $K(C_2)$. Хорошая сходимость экспериментальных и расчетных данных (остаточная дисперсия не превышает 0,06), приведенных на рис. 1, показывает возможность использования предложенной формулы для оценки кинетической константы.

Коэффициенты A , B и ρW_1 для флотации, в отличие от химической кинетики, где они имеют абсолютные значения, зависят от флотоактивности материала и собирательных свойств реагента.

Зная извлечения при трех разных расходах реагента и вычислив по ним константы скорости, можно составить систему из 3-х уравнений с 3-мя неизвестными и рассчитать по ней A , B и ρW_1 .

Таким образом, эту формулу можно использовать для прогнозирования кинетических характеристик процесса при различных расходах реагента.

Коэффициенты D_1 , D_2 характеризуют продольное перемешивание в камере; удобнее оценивать перемешивание безразмерной величиной, обратной диффузионному критерию Пекле:

$$\frac{1}{Pe_i} = \frac{D_i}{uL}, \quad i = 1, 2, \quad (9)$$

где u - скорость движения, L - характерный размер камеры; $\frac{1}{Pe} \rightarrow 0$ - соответствует режиму идеального вытеснения, $\frac{1}{Pe} \rightarrow \infty$ - идеального перемешивания.

Нами получены значения параметра $\frac{1}{Pe_2}$ для различных режимов течения в противоточной флотационной колонне; экспериментально показано, что удельная производительность аппарата падает при увеличении $\frac{1}{Pe_2}$, т.е. при отклонении процесса от режима идеального вытеснения.

Для описания переходных процессов в камере флотомашин необходимо добавить к системе уравнений (6) соответствующие начальные и граничные условия; каждая из краевых задач соответ-

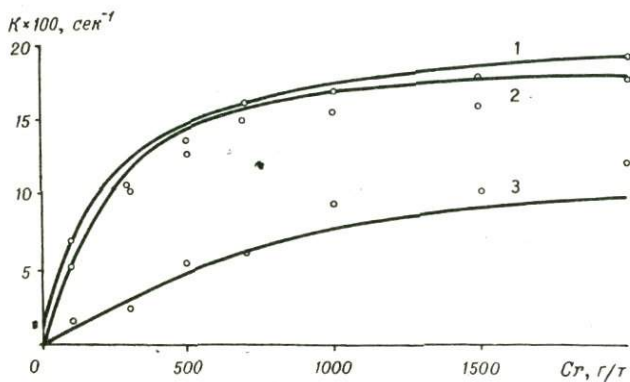


Рис. I. Зависимость кинетической константы от расходов реагента - собирателя
1 - ИС-20
2 - трансформаторное масло
3 - ДС-II

вует определенному виду процесса.

Решение краевой задачи можно получить, применяя в (6) преобразование Лапласа по времени; получится система обыкновенных уравнений первого порядка относительно x ; можно непосредственно решить эту систему, либо произвести преобразование Лапласа по x . Обратное преобразование Лапласа требует громоздких и длительных выкладок; при этом формулы для $n_p(x, t)$, $n_s(x, t)$ получаются громоздкими. Так, для уравнения первого порядка вида (6), содержащего одну известную функцию, решение представляется интегралом от громоздкого выражения, содержащего модифицированную функцию Бесселя. Следовательно, извлечение выразится двойным интегралом от сложной функции.

В то же время расчет $n_p(x, t)$, $n_s(x, t)$ по разностным схемам очень прост и требует гораздо меньше времени как на выкладки и программирование, так и на вычисления на ЭВМ. При этом извлечение и скорость извлечения получаются попутно:

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = n_s(z, t) v_s; \quad \varepsilon(\dot{t}) = \frac{\tau v_s}{n_0 z} \sum_{i=1}^M n_s(z, t) \quad (10)$$

где τ - шаг по времени в разностной схеме, n_0 - начальная концентрация частиц в пульпе, z - высота камеры, $M = \left[\frac{T}{\tau} \right]$, T - время флотации.

Для системы, не содержащей члены с D_p, D_s , нужно задавать меньше граничных условий; объем вычислений при этом также меньше.

В то же время, разложив $v \frac{\partial c}{\partial x} = v \frac{c_i - c_{i-1}}{h}$ в ряд Тейлара, имеем

$$v \frac{c_i - c_{i-1}}{h} = v \frac{c(x) - c(x-h)}{h} = v \frac{\partial c(x)}{\partial x} + \frac{1}{2} v h \frac{\partial^2 c(x)}{\partial x^2} + \dots \quad (11)$$

откуда видно, что решение такой системы удовлетворяет системе уравнений, содержащих члены с D_p, D_b , при условии

$$D_i = \frac{1}{2} v_i h, \quad i = p, b,$$

где h - шаг по координате в разностной схеме, $C_p = n_p, C_b = n_b$

Описанную здесь модель можно использовать для исследования стационарного процесса, положив $\frac{\partial C_p}{\partial t} = \frac{\partial C_b}{\partial t} = 0$. Получится система двух обыкновенных уравнений первого (или второго) порядка; для одной из искоемых функций (C_p) нужно задать условия на входе, для другой (C_b) - на выходе.

Решение системы обыкновенных уравнений второго порядка довольно громоздко; ограничимся поэтому случаем $D_p = D_b = 0$:

$$\left. \begin{aligned} v_p \frac{dC_p}{dx} - K_1 C_p + K_2 C_b &= 0 \\ v_b \frac{dC_b}{dx} - K_1 C_b + K_2 C_p &= 0 \end{aligned} \right\} \quad (12)$$

Общее решение этой системы имеет вид:

$$\left. \begin{aligned} C_p(x) &= C_1 + C_2 e^{s_2 x} \\ C_b(x) &= \frac{K_1}{K_2} C_1 + \frac{v_p}{v_b} C_2 e^{s_2 x} \end{aligned} \right\}, \quad (13)$$

где $s_2 = \frac{K_1 v_b - K_2 v_p}{v_p v_b}$. Будем считать, что ось O_x направлена вертикально вниз. Очевидно, прилипшие к пузырькам частицы не должны выноситься в хвосты:

$$C_b(x) \Big|_{x=L} = 0, \quad (14)$$

где L - линейный размер камеры; концентрация частиц на входе в камеру такая же, как в исходной пульпе:

$$C_p(x) \Big|_{x=0} = C_{p_0} = \text{const} \quad (15)$$

Спределим произвольные постоянные C_1, C_2 из граничных условий (14, 15)

$$C_1 = \frac{n_{p0}}{1 - \frac{\kappa_1 v_6}{\kappa_2 v_p} e^{-s_2 l}} ; C_2 = \frac{n_{p0}}{1 - \frac{\kappa_2 v_p}{\kappa_1 v_6} e^{s_2 l}} \quad (16)$$

Профиль концентрации частиц в пеньке по высоте камеры определяется уравнением:

$$C_{p+s}(x) = C_p(x) + C_s(x) = \left(1 + \frac{\kappa_1}{\kappa_2}\right) C_1 + \left(1 + \frac{v_p}{v_6}\right) C_2 e^{s_2 x} \quad (17)$$

Фронт флотации при заданных значениях параметров κ_1 , κ_2 , v_p , v_6 определяется из уравнения $C_{p+s}(x) = 0$; соответствующее значение $x = x_0$ есть

$$x_0 = L + \frac{1}{s} \ln \left(\frac{v_p}{\bar{\kappa}} \frac{1 + \bar{\kappa}}{v_p + v_6} \right), \quad (18)$$

где $\bar{\kappa} = \frac{\kappa_1}{\kappa_2}$.

Не исключено, что системы вида (4), (6), только уже с другими коэффициентами, окажутся пригодными для описания движения частиц в пенном слое. Более определенно ничего сказать нельзя, так как кинетика процессов, протекающих в пенном слое, пока наименее исследована.

Построенная здесь математическая модель флотопротесса обладает рядом достоинств:

- модель учитывает обратимость флотационного прилипания и процессы переноса;
- модель базируется на химической кинетике, это позволяет использовать результаты исследований структуры кинетической константы и методы расчета и моделирования, развиваемые в вычислительной химии;
- модель позволяет рассчитать стационарный процесс;
- коэффициенты систем имеют размерность и физический смысл;

некоторые из них (D_p , D_c , U_p , U_c) можно определить прямыми экспериментами / 9 / ; можно рассчитать коэффициенты, пользуясь методами теории идентификации систем; модель позволяет проследить за движением частицы в камере. После столкновения с пузырьком частица может прилипнуть к нему и будет всплывать. По дороге она может оторваться от пузырька и вновь столкнуться, уже с другим пузырьком. Для определения распределения частиц по времени пребывания в аппарате можно разыгрывать историю частицы, подобно тому, как это делается в ядерной физике при моделировании процессов переноса излучения / 10 / ;

- модель имеет ясно выраженные направления развития:

а) исследования гидродинамики потоков в камере флотомшины дадут возможность определить вектор-функции $\vec{v}_p(x, y, z, t)$, $\vec{v}_c(x, y, z, t)$ и перейти от одномерной модели к трехмерной;

б) модель можно дополнить, введя (дискретное или непрерывное) распределение материала по константам скоростей K_1 , K_2 ; основой для этого могут послужить методы фазового пространства, развитые в / 11, 12 / ;

в) параметры процесса непрерывно меняются, представляя собой случайные функции времени / 13 / ; построенная модель может служить основой управления процессом с помощью современных методов теории управления процессами, описываемыми уравнениями в частных производных / 14 / .

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Слинко М.Г. В сб. "Математические методы в химии", I-ый Всесоюзный симпозиум, Новосибирск, 1973.
2. *Mozzlis T.M. Trans. AIME, v 193, 1952.*

3. Мелких В.И. "Обогащение руд", № 6, 1965.
4. Fuerstensen D.W. 9th Internat. Min. Process Congr., Praha 1970, v3, p.
5. Imazumi T., Inoue T. 6th Internat. Min. Process Congr. (Cann., 6) УШ Междунар. конгр. по обогащ. полезн. ископ. (Л., 1968), т.2, 1969.
6. Богданов С.С., Емельянов М.Ф. Труды Механообра, вып. 136, 1971.
7. Тихонов О.П. Введение в динамику массопереноса процессов обогащительной технологии. "Недра", М., 1973.
8. Решение задач оптимального управления и некоторых обратных задач, МГУ, Тр. науч.-исслед. вычислит. центра, 1974.
9. Турникова В.И., Рубинштейн Ю.Б., Яцен В.И. С форме движения пылосов в противоточных машинах. КазНИИИИ, Информ. листок № 246, 1973.
10. Михайлов Г.А. Некоторые вопросы теории методов Монте-Карло. "Наука", Новосибирск, 1974.
11. Зайденберг И.Ш., Лисовский Д.И., Буровой И.А. Об одном подходе к построению математической модели флотации. "Цветные металлы", № 7, 1964.
12. Буровой И.А., Светозарова Г.И., Зайденберг И.Ш. Изв. ВУЗов. "Цветная металлургия", № 3, 1968.
13. Салыга В.И. Автоматическое управление и построение моделей технологических процессов на обогащительных фабриках. ЦНИИУголь, М., 1972.
14. Бугковский А.Г. Теория оптимального управления системами с распределенными параметрами. "Наука", М., 1965.

ПРОБЛЕМА КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ АРМЕНИИ

Характерной особенностью медных, медно-молибденовых и полиметаллических месторождений республики является повышенное содержание в них ряда ценных редких металлов. Поэтому многокомпонентный состав этого минерального сырья делает целесообразным и возможным отдельно извлекать, при дальнейшей переработке сырья, также некоторые редкие металлы.

Как показали исследования, проводимые институтом "Армнипроцветмет", а также составленные балансы распределения металлов, медные руды республики содержат заметное количество селена, теллура и частично висмута, медно-молибденовые руды включают в повышенных количествах рений, селен, висмут и теллур, полиметаллические руды - кадмий, висмут, теллур и частично германий, золото-содержащие руды характеризуются заметным содержанием висмута и кадмия и т.д.

При процессах обогащения этих руд на обогатительных фабриках горно-обогатительных комбинатов республики, выдаваемые этими предприятиями медные, молибденовые, свинцовые и цинковые концентраты, а также в скором времени золото-содержащие концентраты, содержат указанные выше редкие металлы уже в промышленных количествах, делающих экономически обоснованным их раздельное извлечение при дальнейшей переработке этих концентратов.

Как известно, медные концентраты, получаемые в результате флотации каджаранских и агаракских медно-молибденовых руд, а также кафанских, шамлугских медных руд и ахталских полиметалличес-

ких руд поступают для дальнейшей металлургической переработки на Алавердский горно-металлургический комбинат; в республике будут перерабатываться и здские золото-содержащие концентраты. Молибденовые же концентраты Каджарана и Агарака, а также ахталские свинцовые и цинковые концентраты в данное время отгружаются для дальнейшего использования на предприятиях, расположенных вне республики, хотя и в будущем предполагается осуществить переработку молибденовых концентратов также в пределах Армянской ССР.

При плавке медных концентратов на Алавердском горно-металлургическом комбинате продуктами и полуфабрикатами, в которых концентрируется повышенное количество редких металлов, являются медеэлектролитные и сернокислотные шламы, тонкие фракции металлургических пылей, некоторые промышленные растворы, а также частично стальные шлаки.

Если в концентратах содержание этих металлов составляет десятки и до сотни грамм в тонне, то в указанных выше продуктах Алавердского комбината содержание некоторых редких металлов исчисляется уже в процентах.

Как показала ценностная структура, в частности, кафанского медного концентрата, стоимость редких металлов в этом продукте составляет до 50% стоимости основного металла - меди, в каджаранском медном концентрате стоимость содержащихся в нем редких металлов уже доходит до 50% к стоимости меди. Примерно в таких пределах находится стоимость редких металлов к стоимости основного металла и в других концентратах. Поэтому целесообразность полного извлечения этих металлов при металлургической переработке концентратов не вызывает сомнений, чем значительно будет повышена рентабельность того предприятия, где перерабатывается данное

сырье. Следует напомнить, что эти концентраты содержат также свинец, цинк, железо, не считая серы, которая уже частично используется. Дополнительное выделение таких металлов может еще более повысить рентабельность работы предприятия.

В настоящее время при переработке медных концентратов на Алавердском горно-металлургическом комбинате, кроме основного металла - меди, извлекаемого на уровне 91-92%, используется также более 40% серы для производства серной кислоты. Кроме того 35-37% селена, 40-45% теллура, до 85% золота и серебра, находящиеся в исходном сырье, переходят в медьэлектролитные шламы, которые для отделения этих металлов отправляются вне пределов республики. Часть же селена и теллура и все остальные металлы при металлургической переработке концентратов на Алавердском комбинате безвозвратно теряются с газами, пылями, ствольными шлаками и промышленными стоками. Поэтому коэффициент комплексного использования сырья, показывающий в стоимостном выражении долю перешедших в товарные продукты компонентов, содержащихся в перерабатываемом сырье, невелик и заметно ниже чем на других аналогичных предприятиях Союза.

Для выяснения возможности попутного отделения некоторых редких и тяжелых цветных металлов из полуфабрикатов и отходов Алавердского комбината и разработки схем извлечения этих металлов институтом "Армнипроцветмет" в течении ряда лет проводились соответствующие исследования с дальнейшим апробированием полученных результатов в укрупненных, полупромышленных и опытно-промышленных условиях.

В частности, подробные исследования проводились по разработке прогрессивного метода переработки алавердских медьэлектролитных шламов в целях извлечения селена и теллура. К этим работам

был привлечен также Ленинградский горный институт. Результаты, полученные в лабораторных условиях, были апробированы в опытно-промышленных условиях на специально введенной в действие на Алавердском комбинате опытной установке. Полученные при разработке схемы основные показатели, как по величине извлечения, так и качеству полученных чистых металлов селена и теллура, были значительно выше, чем аналогичные показатели по выделению этих металлов из алавердских медеэлектролитных шламов на уральских предприятиях.

В данное время институтом предложен и другой вариант переработки медеэлектролитных шламов совместно с продуктами, которые должны быть выделены при обогащении зодских золотосодержащих руд на Араратской обогатительной фабрике. При этом кроме селена и теллура, из шламов с высокими показателями будет извлекаться и золото.

С отвальными шлаками Алавердского комбината в данное время ежегодно безвозвратно теряется до 1500 т меди, столько же цинка и более 60 тыс. тонн железа. Проведенные институтом исследования и результаты опытно-промышленных испытаний по электротермической переработке алавердских шлаков на одном из уральских заводов показали правильные пути экономически целесообразного выделения меди, железа и цинка из этих отходов с высокими технологическими показателями по извлечению и качеству получаемых металлов.

При металлургической переработке сырья и в процессе получения серной кислоты в Алаверди заметное количество селена и свинца переходит в сернокислотные шламы. Этот продукт также явился объектом исследований нашего института, в результате чего была разработана рациональная схема выделения свинца и селена из сернокислотных шламов.

Тщательному и длительному исследованию по нахождению путей переработки тонких фракций металлургических пылей были посвящены работы, выполненные институтами "Армипроцветмет", "Гинцветмет" (г. Москва) и Ереванским Государственным университетом. Несмотря на некоторые трудности, связанные с обезвреживанием вредной примеси - мышьяка, удалось успешно решить пути рационального выделения из пылей при их гидрометаллургической переработке ряда металлов, в том числе меди, селена, теллура, висмута. Аналогичные исследования по попутному извлечению некоторых металлов проводились и с оборотными конвертерными шлаками, растворами серно-кислотного цеха и некоторыми другими полуфабрикатами и отходами Алавердского комбината.

Значительное место в исследовании путей комплексной переработки сырья занимают работы по извлечению весьма ценного редкого металла - рения из кадjarанских молибденовых концентратов. Эти концентраты содержат уникальное количество рения по сравнению с другими аналогичными концентратами Союза. При переработке кадjarанских молибденовых концентратов на других заводах нашей страны рений из них либо извлекается в незначительных количествах, либо полностью теряется.

Ученые нашего института разработали и предложили схему повышенного извлечения рения при обжиге молибденовых концентратов с получением обожженного продукта (огарка) с минимальным содержанием серы и цветных металлов, годного для производства высококачественного ферромолибдена. Указанная схема была одобрена и принята Министерством Цветной металлургии СССР и заложена в технологическую схему строящегося на юге республики предприятия по переработке армянских молибденовых концентратов.

Однако, к сожалению, если по комплексной переработке молиб-

деневого сырья проведенные исследования находятся уже в стадии их внедрения, то по реализации на производстве схем комплексной переработки медных концентратов почти ничего не делается.

Несмотря на то, что уже выданы задания на проектирование установок по переработке ствольных шлаков, медьэлектролитных шлаков и некоторых других продуктов, а также составлен проект установки по переработке тонких фракций металлургических пылей и несмотря даже на указания и приказы Министерства цветной металлургии СССР о принятии к внедрению некоторых из разработанных схем, их реализация пока в ближайшее время не намечена.

В виду поставленных партией и правительством задач, настала уже пора соответствующим организациям вплотную и более оперативно заняться этой важной и актуальной для цветной металлургии республики проблемой.

ОТВЕТСТВЕННЫЙ РЕДАКТОР

А.Х.АДИБЕКЯН

Изд.редактор Г.А.АЙВАЗЯН

Худ.редактор Б.М.МАЗМАНЯН

Художник П.К.ПОГОСЯН

ВФ 00102

Заказ 475

Тираж 500

Подписано к печати 23.Ш.1976

Бумага № 1, 60x90¹/16; уч.-изд. л.13,8. Цена 1 р.80 к.

Полиграфкомбинат им. Акона Мегапарта Госкомитета Совета Министров Армянской ССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.

Ереван 9, ул.Теряна, 91

2218