

КОМПЛЕКСНОЕ
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ
РУД

АРМЯНСКОЕ ПРАВЛЕНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ГОРНОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ (НИГМИ)
АРМГИПРОЦВЕТМЕТ

553.462

К. 63

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

150

ТРУДЫ СОВЕЩАНИЯ
г. Ереван 6—8 октября 1964 г.

ИЗДАТЕЛЬСТВО «АИАСТАН»
ЕРЕВАН, 1970



РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

Б. С. Вартапетян (ответств. редактор), *А. Л. Саградян* (зам. ответств. редактора), *С. М. Айвазян*, *А. Г. Казарян*, *Б. Г. Крангачев*, *В. И. Луценко*, *М. С. Малхасян*, *В. А. Мелконян*, *Л. П. Оганесян*, *А. М. Погосов*, *Е. А. Симонян* (ответств. секретарь).

А. Л. САГРАДЯН
НИГМИ

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕДНЫХ И МЕДНО- МОЛИБДЕНОВЫХ РУД АРМЯНСКОЙ ССР

Недра Армении таят в себе неисчерпаемые богатства меди и молибдена.

По производству меди и молибдена Армянская ССР занимает одно из ведущих мест в Союзе. Сырьевой базой медной и медно-молибденовой промышленности служат месторождения: Кафанское, Каджаранское, Дастакертское, Ахтальское, Шамлугское и другие.

Особенностью Кафанского месторождения медно-колчеданных руд является наличие большого числа слепых рудных тел, составляющих 80—85% от общего числа рудных тел месторождения.

Морфологически рудные тела представлены штокверками и крутопадающими жилами. Удельный вес штокверкового оруденения составляет 90% запасов руды и 82% запаса металла; остальную часть составляет жильный тип. Выполнение жил и штокверков, в основном, халькопиритовое, с примесью пирита и кварца. Руда, добываемая на рудниках, направляется на обогащение. Кафанская обогатительная фабрика сдана в эксплуатацию в 1935 г.

Фабрика систематически выполняет растущий из года в год план по переработке руды, выдавая, как правило, медный концентрат со сверхплановым содержанием и извлечением меди в концентрат.

В основу технологической схемы обогащения медных руд месторождения заложена коллективная флотация медных минералов и пирита. Действующая технологическая схе-

ма обогащения на фабрике отличается низким извлечением серы.

По проекту расширения и реконструкции Кафанского медно-рудного комбината, составленному Армгипроцветметом (по технологии, рекомендованной НИГМИ), производительность его по сравнению с 1965 годом увеличивается более чем в 3 раза.

Для проектирования новой фабрики выданы следующие рекомендации: оптимальной схемой измельчения для руд месторождения является двухстадиальная, с получением конечного продукта до 65% минус 0, 074 мм; в схему флотации должна быть включена перефлотация хвостов с перечисткой пиритного концентрата, которая технологически и экономически оправдывает себя; аэролифтная флотационная машина, давшая в течение многолетней промышленной эксплуатации на фабрике высокие технологические показатели, должна быть сохранена в качестве основного флотационного оборудования. В целях усовершенствования ее конструктивных деталей следует считать целесообразным проведение промышленных испытаний глубокой аэролифтной машины Механобра. В 1963 г. по инициативе Армгипроцветмета, на Кафанской фабрике Механобр, Кафанский медно-рудный комбинат, НИГМИ провели промышленные испытания этой машины.

В период промышленных испытаний машина работала в цикле основной медной флотации. Кроме того, машина была испытана при дофлотации хвостов с целью получения пиритного концентрата по технологии, рекомендуемой НИГМИ. Данные испытания явились первой проверкой в промышленном масштабе предложенной технологии.

Результаты технологических испытаний показали, что глубокие аэролифтные машины могут быть успешно применены для флотации руд Кафанского месторождения с использованием их в медном и пиритном циклах.

Испытаниями установлено, что объемная производительность глубокой аэролифтной машины в 1,5 раза выше производительности мелких машин. Указанная замена позволяет иметь экономию по занимаемой площади в 5 раз и по расходу электроэнергии на тонну перерабатываемой руды в 2

раза. На основании полученных результатов глубокая аэро-лифтная машина рекомендуется для укомплектования флотационного отделения строящейся новой фабрики. На существующей фабрике в данный период временно рекомендуется использование машины в пиритном цикле. Технологические показатели пиритного цикла: дебит пульпы 1,38 м³/мм, содержание класса минус 0,074 мм +52%; содержание твердого 25%; рН пульпы 9,9; расход ксантата 60 г/т; время флотации 19 мин; содержание серы в питании 4,73%, меди 0,059%, серы в черновом концентрате 38,51%; выход черного концентрата 7,57%; извлечение серы в черновой концентрат 61,52%.

О возможности получения высокосортного медного концентрата на Кафанской обогатительной фабрике следует отметить следующее. По существующей технологии Алавердскому медно-химическому комбинату поставляются концентраты со средним содержанием меди 16—17%.

Статистическая обработка данных работы фабрики показала, что не всегда представляется возможность получать высококачественный концентрат, особенно при обогащении бедных руд.

На основании дисперсионного анализа проб различных медных концентратов установлено, что с ростом общего содержания меди соответственно возрастает его количество во всех классах крупности. Наиболее низкое содержание и извлечение меди в концентрате наблюдается по классу—0,0106 мм, относительно высокое по классу + 0,074 мм. Таким образом, для улучшения качества медного концентрата не требуется тонкого измельчения руды или продуктов флотации (грубый концентрат, промпродукт). С увеличением меди в концентрате закономерно растет и количество халькопирита с одновременным снижением пирита. Общее содержание сульфидов остается постоянным или несколько возрастает, а SiO₂ и Al₂O₃ снижается.

Первые промышленные испытания двукратной перерешетки грубого медного концентрата в аэролифтной машине были неудачны ввиду невозможности производить регулировку необходимого количества подаваемого воздуха в процесс и быстрой забиваемости машин песками. Для последующих

экспериментов была смонтирована механическая машина М4. В результате двукратной перечистки в машине М4 удалось получить концентрат с содержанием 19—22% меди.

Кафанские концентраты на Алавердском медно-химическом комбинате шихтуются с другими концентратами, причем их объем в шихте составлял 30%.

Расчеты показывают, что повышенное содержание меди приводит к увеличению выпуска черновой меди на 4,3% за счет высвобождения производственных мощностей. При существующей производительности Кафанской обогатительной фабрики физический объем медных концентратов можно значительно сократить.

При этом годовая экономия от уменьшения количества перерабатываемых концентратов будет 71,6 тыс. руб. Кроме того транспортные расходы сократятся на 7,8%.

После ввода в строй новой обогатительной фабрики в Кафане экономический эффект от повышения содержания меди в концентрате составит 179 тыс. руб.

Увеличение содержания меди на кафанском концентрате на 3—4% дает возможность повысить производительность медно-химического комбината на 4,3%.

Для осуществления перечистки грубого концентрата на действующей Кафанской обогатительной фабрике необходимо: 1) установить две механические восьмикамерные флотомашин М4; 2) постоянно использовать проверенный в условиях фабрики (по инициативе обогатителей Кафанской фабрики)—вспениватель ИМ—68 из расчета 30 г/т; 3) провести промышленные испытания бутилового аэрофлота (в виде порошка); 4) снизить плановое извлечение меди в концентрат до 96,4%; 5) улучшить материальное снабжение фабрики всеми необходимыми материалами и реагентами; 6) по возможности стабилизировать содержание меди в руде поступающей на фабрику.

Одновременно следует решить вопрос использования пиритного концентрата на АМКХ для поднятия концентрации SO_2 в отходящих газах. Надо изучить вариант установки специальной печи «КС» для сжигания пиритного концентрата.

На Шамлугском месторождении известно более 100 руд-

ных тел, которые подразделяются на медно-серноколчеданные, полиметаллические и серноколчеданные. Месторождение эксплуатируется Шамлугской шахтой Ахтальского рудника. Для переработки шамлугской медной и ахтальской полиметаллической руд по проекту Армгипроцветмета строится новая обогатительная фабрика.

Алавердское месторождение меди эксплуатировалось до 1944 г. В настоящее время проводятся геологоразведочные работы.

Из вновь выявленных месторождений особенно перспективны Джиндаринское (Личкское), Арцвабердское, Шлоркутское, которые расположены в Мегринском и Кафанском районах.

Рудное тело Джиндаринского месторождения меди представлено мощным штокверком с чередованием участков с высоким и низким содержанием меди.

Армгипроцветметом составлено технико-экономическое обоснование освоения руд Джиндаринского месторождения, на основании которого рекомендовано переработку их осуществлять на существующей Агаракской обогатительной фабрике (после ее расширения, с транспортировкой руды на фабрику подвесной канатной дорогой). На пробе руды показана возможность получения медного концентрата с содержанием меди 15,5%, при извлечении 91,00%; молибден концентрируется в медном концентрате. При повышении содержания меди в руде извлечение соответственно поднимается до 93%.

На Арцвабердском месторождении ведутся разведочные работы. Руды месторождения могут транспортироваться на Агаракскую фабрику той же канатной дорогой. На пробе руды (при степени окисления меди и молибдена в руде 40%) получен медный концентрат, содержащий 26,85% меди и 0,033% молибдена; при извлечении 83,8% меди, 30% молибдена.

Показатели извлечения меди и молибдена сильно зависят от соотношения жильных и сульфидных форм минералов в руде. Работу необходимо продолжить в направлении изучения различных типов руд.

На сульфидной руде получен коллективный медно-мо-

либденовый концентрат, содержащий 27,8% меди, 0,6—0,7% молибдена с извлечением в него 91,4% меди и 80,8% молибдена. Селекцией коллективного концентрата с подачей сернистого натрия получен молибденовый продукт с содержанием молибдена 33,3% при извлечении 58%.

Шлоркутское месторождение находится в пределах рудного поля Каджаранского месторождения. В настоящее время ведутся геологоразведочные работы. Месторождение является перспективным.

При применении сочетаний реагентов, с введением в контрольную флотацию машинного масла, а также при двукратной перечистке концентрата содержание меди в нем повышается до 25 %, при извлечении 88%.

Состав медно-молибденовых руд месторождений Армянской ССР характеризуется большим многообразием минеральных видов, при постоянном преобладании халькопирита, молибденита.

Одним из важнейших медно-молибденовых месторождений является Каджаранское. До 1940 г. изучение месторождения проводилось периодически. С 1940 года началось систематическое его изучение, в результате чего была дана промышленная оценка месторождения и подсчитаны запасы. В 1951 г. месторождение передано в эксплуатацию, начала работать и обогатительная фабрика.

Имеющиеся большие запасы меди и молибдена, при благоприятных условиях добычи руды открытым способом, обуславливают высокую экономическую эффективность Каджаранского месторождения и позволяют расширить производственные мощности комбината.

За последние годы на Каджаранской обогатительной фабрикe внедрены следующие работы:

Интенсификация измельчительно-классифицирующего оборудования дала увеличение производительности измельчительного процесса на 12%;

модернизация флотомашин М 6 комплексом регулирующих приспособлений дала повышение извлечения металлов на 1—2%. Необходимо все машины фабрики укомплектовать комплексом регулирующих приспособлений в металлическом исполнении;

применение синтетического коагулятора полиакриламида позволило снизить потери меди со сливами сгустителей, уменьшить разрыв между технологическим и товарным извлечениями меди в медный концентрат на 0,56% против обычных, без добавки коагулятора—1,28%;

применение ОПСБ вместо флотомасла из окисленного скипидара дало возможность повысить извлечение меди и молибдена в коллективном цикле флотации на 1,0—1,5%, улучшить разделение медных и молибденовых минералов, снизить потери молибдена на 0,9%;

освоение ультразвукового гидродинамического эмульгатора для эмульгирования углеводородного собирателя смеси масла «СУ» с керосином создало условия для бесперебойной подачи в процесс высококачественной эмульсии;

промышленные испытания гексаметафосфата натрия вместо жидкого стекла в качестве подавителя флотации пустой породы показали, что его применение ведет к снижению потерь молибдена в медном концентрате на 1%. Принято решение о постоянном его использовании;

новый реагентный режим, предусматривающий снижение удельного расхода реагентов: бутилового ксантата с 90 г/т до 25 г/т; соды с 1,7 кг/т до 0,3—0,5 кг/т; жидкого стекла 30—50 г/т дали экономию затрат на 1 т готовой продукции.

Вторым крупным медно-молибденовым объектом является Агаракское месторождение. С 1925 года началось его систематическое изучение.

В результате проведенных работ выявлены промышленные запасы, утвержденные ГКЗ в 1946 г. На базе выявленных запасов построен медно-молибденовый комбинат.

На Дастакертском медно-молибденовом месторождении до 1940 г. проводились работы с целью выявления промышленных концентраций меди; в 1945 г. было выявлено молибденовое оруденение. В 1949 г. были подсчитаны и утверждены ГКЗ запасы, а в 1952 г. была сдана в эксплуатацию обогатительная фабрика.

Систематическое изучение наличия и распределения редких, рассеянных элементов в рудах республики началось с 1956 года.

Детальные минералогические и технологические исследования позволили установить закономерную ассоциацию редких, рассеянных элементов с определенными типами руд.

Показано, что большинство редких и рассеянных элементов геохимически связаны с определенными ведущими металлами (меди, молибдена, цинка, свинца, пирита и др.), в которых они присутствуют в изоморфном состоянии; повышение извлечения редких, рассеянных элементов связано с повышением извлечения основных металлов. В рудах республики большой промышленный интерес представляют: рений, селен, теллур, висмут, кадмий, индий, золото, серебро и др.

Из редких элементов, кроме изоморфного включения их в ведущие минералы, почти во всех месторождениях установлено наличие и самостоятельных минералов: самородное золото, теллуриды, минералы висмута, серебра и др.

Молибденовые концентраты Армянской ССР являются уникальными по содержанию в них рения и представляют собой весьма перспективный источник для получения этого металла.

В институте разработана и предложена к внедрению технологическая схема извлечения молибдена, редких и драгоценных металлов из молибденовых концентратов месторождений Армянской ССР.

По разработанной в НИГМИ схеме продолжительность процесса разложения молибденового концентрата сокращается до 1,5 часа. Молибденовый концентрат подсушивается; разложение его ведется в 56%-ной азотной кислоте, без добавки железа (имеющееся железо в концентрате достаточно для осаждения молибдена в виде ферромолибдата).

Рекомендуемая схема НИГМИ позволяет достигнуть более высокой степени разложения и сократить время вскрытия; улучшить процесс фильтрации; обеспечить извлечение благородных металлов из кеков выщелачивания.

Некоторые узлы технологической схемы НИГМИ приняты к внедрению; в дальнейшем схема подлежит проверке в промышленных условиях.

Вторая схема предусматривает улавливание возгонов

рения при обжиге каджаранских молибденовых концентратов.

В процессе окислительного обжига молибденовых концентратов при температуре 550—600°C при избытке воздуха происходит образование семиоксида рения. Последняя, ввиду высокой упругости ее паров, возгоняется и уносится вместе с обжиговыми газами.

На отечественных предприятиях извлечение рения из молибденовых концентратов осуществляется из пылей, уносимых с обжиговыми газами. В НИГМИ разработан способ улавливания возгонов рения из обжиговых газов, который обеспечивает повышенное извлечение рения по простой технологической схеме.

Суть способа заключается в том, что в газовый поток при 350—400° подается влажный водяной пар, который снижает температуру газа (до 90—22°) и создает развитую поверхность соприкосновения частичек пара и газа. Находящийся в газах рений в виде семиоксида конденсируется с образованием тонкодисперсной взвеси, частички которой в свою очередь служат центрами для конденсации на них паров воды. В результате этого образуются более тяжелые частицы, которые выпадают в виде конденсата в приемник-сборник.

Большие работы в НИГМИ ведутся в области использования смешанных медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения. В настоящее время на фабрике обогащается флотационным способом только сульфидная руда, запасы которой составляют 40% от горной массы и включают в себя 67% запасов сульфидного молибдена и 63% сульфидной меди.

Остальные руды—балансовые смешанные и забалансовые окисленные не перерабатываются. Они вывозятся в отвал вместе с пустой породой. С ними безвозвратно теряется 33% запасов сульфидного молибдена и 37% сульфидной меди. В том числе, в отвал вывозится балансовая смешанная руда в количестве 13% от объема горной массы, что соответствует 14% общего запаса сульфидного молибдена и 17% сульфидной меди.

Вовлечение в промышленную переработку смешанных и окисленных руд представляет сложную проблему, над разре-

шением которой занимались многие институты Союза. Однако, исследователи не увязывали технологические решения с состоянием рудной базы и старались извлечь только молибден, что не позволяло подойти к практически приемлемому решению.

В отделе обогащения НИГМИ разработана комплексная схема переработки смешанных руд Каджаранского месторождения, позволяющая рентабельно перерабатывать руды со степенью окисления молибдена до 45—50%. Схема разработана, исходя из особенностей вещественного состава смешанных руд, а именно — большого содержания первичных шламов и наличия в них труднообогатимых окисленных форм молибдена и меди. Глинистые компоненты шламов (каолинит и др.), диспергируясь в процессе измельчения руды и флотации, образуют глинистую суспензию с повышенной вязкостью, что крайне вредно сказывается на процессах измельчения, классификации и флотации. Вместе с тем, шламы обогащены за счет каолинита глиноземом с содержанием его до 23—25%. Вредные для флотации шламы являются ценным глиноземсодержащим сырьем, в котором молекулярное соотношение равно 3,3—3,5.

В случае вовлечения в переработку смеси балансовых и забалансовых руд месторождения, прирост извлечения молибдена из 1 тонны добытой горной массы составит 88% и примерно настолько же увеличится срок эксплуатации карьера.

НИГМИ считает, что разработка и исследование комплексной схемы обогащения смешанных медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения открывает перспективу для нового, более рационального решения вопросов организации отвалов и хвостохранилищ, а также использования оборотной воды и отвальных песковых хвостов.

На базе схемы переработки шламового продукта должно быть создано гидрометаллургическое производство с получением молибдата аммония (или трехоксида молибдена), окиси меди и других ценных продуктов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Наличие больших сырьевых запасов республики обязывает работников горнорудной промышленности провести серьезные работы по дальнейшему совершенствованию технологии обогащения руд цветных металлов и их металлургического передела.

Перед работниками предприятий республики, научно-исследовательских и проектных институтов, работающих в области обогащения, стоят первоочередные неотложные задачи по сокращению сроков реконструкции и расширения Каджаранской обогатительной фабрики; быстрейшему освоению технологии обогащения на Агаракской обогатительной фабрике; освоению Кафанской и Ахталской обогатительных фабрик.

Для разрешения проблемы полного извлечения редких элементов из молибденовых концентратов необходимо расширение научно-исследовательских работ в НИГМИ. Исследования должны быть направлены на: совершенствование газоочистки и улавливания рения при обжиге молибденового концентрата; улучшение и удешевление гидromеталлургического извлечения рения из улавливаемых возгонов; изыскание новых, более комплексных методов переработки молибденового концентрата; совершенствование методов получения металлического рения для полупроводниковой, вакуумной промышленности и др.

Следует внедрять схемы обогащения сульфидных, смешанных и окисленных руд, позволяющие обеспечить комплексное извлечение всех ценных компонентов.

Следует также широко заниматься вопросами самоизмельчения руд, автоматизации обогатительных фабрик.

Р. Р. СИНАНИАН
НИГМИ

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД НА ПРЕДПРИЯТИЯХ АРМЯНСКОЙ ССР

На территории Армянской ССР добыча и переработка медно-молибденовых руд осуществляется на следующих **действующих горнорудных** предприятиях: Каджаранском, Агаракском и Дастакертском.

Горные работы на Каджаранском и Агаракском комбинатах ведутся открытым, а на Дастакертском комбинате — подземным способом. Наиболее крупным, уникальным и перспективным из указанных месторождений является Каджаранское. В 1959—1964 гг. НИГМИ научно-исследовательские работы по совершенствованию технологии добычных работ проводил в основном на Каджаранском карьере.

Ниже приводятся сведения о горнотехнических условиях, о состоянии и перспективах совершенствования горнодобычных работ на перечисленных предприятиях республики.

КАДЖАРАНСКИЙ КАРЬЕР

Каджаранский медно-молибденовый комбинат является одним из высокорентабельных горнорудных предприятий страны. Степень рентабельности этого предприятия повысится еще больше, если учесть, что в соответствии с проектом расширения комбината объем добычных работ на карьере с

1970 по 1974 г. увеличится в 4—5 раз, при одновременном резком уменьшении коэффициента вскрышных работ с 2,5 до 0,94.

Горно-технические условия Каджаранского месторождения довольно благоприятны. Гора Пирдоудан, к которой приурочено месторождение, сложена монцонитами, несущими вкрапленность и тонкие прожилки сульфидов молибдена и меди. Монцониты прерываются немногочисленными дайками гранодиорит-порфиров, с выдержанным простиранием и мощностью от 1,0 до 30,0 м. Вскрышные работы на карьере не ведутся. Однако в отвалы вывозятся как типично пустые породы—дайки, так и окисленные и некондиционные руды. В этой связи четко выраженных границ между рудой и вмещающими породами нет; границы промышленного оруденения определяются только по данным опробования.

В зависимости от характера и степени гидротермальной измененности монцониты имеют коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f=4-11$ (в основном 6—9); гранодиорит-порфиры— $f=8-13$.

Степень нарушенности горных пород данного месторождения можно характеризовать интенсивностью их трещиноватости. Если обозначить через N число естественных блоков, ограниченных трещинами и приходящихся на 1 м^2 площади откоса уступа, то горные породы на Каджаранском карьере можно условно разделить на 3 группы: слаботрещиноватые ($N < 2$), среднетрещиноватые ($N = 2-5$) и сильнотрещиноватые ($N > 5$).

К числу характерных структурных особенностей горных пород карьера можно отнести неоднородность нарушенности массива в пределах одной и той же рабочей площадки уступа.

В гидрогеологическом отношении месторождение характеризуется отсутствием притока подземных вод. Расположение карьера на высоте 2130—2230 м от уровня моря, большое количество атмосферных осадков и весьма сложный рельеф местности вызывают определенные трудности.

Окончательный переход на открытый способ ведения горных работ на Каджаранском месторождении осуществлен в 1958 г.; месторождение вскрывается разрезными границами.

Разработка ведется уступами высотой 15 м, шириной 40—



50 м. Крупнокусковые руды вывозятся из карьера на автосамосвалах до отделения крупного дробления. Мелкая фракция руды транспортируется автосамосвалами до вертикальных рудоспусков карьера, а затем по транспортной штольне электровозной откаткой до дробильной установки.

Остановимся на основных процессах горных работ на **этом карьере.**

Бурение взрывных скважин до 1963 г. включительно, осуществлялось исключительно станками канатно-ударного бурения (КУБ) типов БУ—2М и БУ—20—2М, при длине лезвия долота 200 мм. Несмотря на примитивность этих станков, передовые буровые мастера карьера добились весьма высокой их производительности (до 40—45 пог. м в смену) в условиях пород, отнесенных ко II и III классу крепости по шкале для рудников цветной металлургии. Средняя производительность этих станков по карьере составляла в 1960 г. 20,1, в 1963 г. 23,8, а за 9 месяцев 1964 г. 25,7 пог. м в смену. Такие высокие показатели бурения взрывных скважин в аналогичных условиях были достигнуты лишь на небольшом числе карьеров нашей страны. Однако, буровые станки КУБ справедливо относят к числу устаревших, т. к. они не содержат резервов для дальнейшего повышения производительности. Учитывая намеченный рост мощности данного карьера, в проекте его расширения предусмотрена полная замена станков КУБ—станками шарошечного бурения.

Со второй половины 1964 г. начато освоение трех таких станков типа БСШ—1М. Несмотря на отсутствие опыта эксплуатации этих станков на карьере в июле—сентябре месяцах 1964 г. среднесменная их производительность составила 43 пог. метра при диаметре шарошечного долота 192 мм. В настоящее время фактическая стоимость обурирования 1 м³ горной массы при работе станков БСШ—1М в 2,2 раза выше, чем при работе станков КУБ. Имеется основание полагать, что при дальнейшем полном освоении этих станков, установления оптимального режима их работы и выбора для различных участков карьера соответствующих типов шарошек, средняя производительность станков БСШ—1М на легко и среднебуримых участках данного карьера составит около 60—65 пог. м в смену. Можно также ожидать, что в ближайшие годы на-

ша промышленность освоит серийный выпуск значительно более износостойких типов шарошечных долот, который позволит применять станки БСШ и на труднодробимых участках карьера при одновременном увеличении производительности и заметном снижении стоимости бурения взрывных скважин по карьере в целом.

Как известно, одним из слабых узлов станков БСШ—1М является недоработанность пылеподавляющего их устройства. В течение 1965 г. этот вопрос должен быть обязательно разрешен совместными усилиями работников НИГМИ и комбината.

Научно-исследовательские работы, проведенные НИГМИ в 1960—1964 гг. на данном карьере показали, что на участках средневзрывааемых пород (IV категории по местной шкале), составляющих около 60% от общего объема горной массы подлежащей взрывной отбойке, рациональный диаметр взрывных скважин равен 200—220 мм, а для пород трудно-взрывааемых (V и VI категории) и легковзрывааемых (II и III категории) он соответственно равен 100—150 мм и 250—280 мм. Установлено также, что скважины диаметром 100—150 мм целесообразно бурить только наклонно, т. е. параллельно откосу уступа, для возможности уменьшения значения СПП до 3,5—5,0 м. Для этой цели еще в 1963 г. на карьере был получен первый опытный образец самоходного бурового станка ударно-вращательного бурения типа П—24А. Указанный станок впервые в Союзе испытан в широких промышленных масштабах на Каджаранском карьере. НИГМИ в 1964 г. были выявлены все конструктивные и заводские недостатки указанного станка, которые, в основном, устранены. Станок сдан в эксплуатацию, но работает с перебоями. По предварительным данным фактическая производительность станка П—24А при бурении скважин диаметром 100 мм (с применением пневмоударника типа М—1900) и 165 мм (с применением пневмоударников ПП—165 и П—150) в условиях пород с $f = 12—8$ практически одинакова и колеблется в пределах от 30 до 45 пог. м в смену.

Таким образом, процесс бурения вертикальных взрывных скважин диаметром 200 мм на Каджаранском карьере не является узким местом и он может быть успешно выполнен с применением шарошечных станков. Можно ожидать, что наша промышленность в ближайшие годы освоит серийный вы-

пуск более универсальных типов шарошечных станков, позволяющих бурить вертикальные скважины диаметром до 280 мм и глубиной до 30—35 м. Это позволит скорее перейти к 30 м высоте уступов, намеченной в проекте расширения комбината.

В условиях данного карьера пока еще нерешенным остается вопрос бурения наклонных скважин диаметром 100—150 мм.

Взрывные работы. В качестве ВВ на карьере раньше применялись только порошкообразные аммониты № 6 и № 6—ЖВ. В НИГМИ в 1959 г. разработана и начиная с 1961 г. широко внедрена на Каджаранском карьере разновидность игданита—«игданит НИГМИ» на основе местной-чешуйчатой аммиачной селитры, выпускаемой Кироваканским химкомбинатом.

Объем внедрения игданита НИГМИ на карьере составил в 1960 г.—65 т, в 1961 г.—340 т, в 1962 г.—780 т, в 1963 г.—800 т, а в 1965 г. ожидается 1200 т. Стоимость игданита НИГМИ в 3,5 раза ниже стоимости аммонита № 6. Внедрение игданита НИГМИ, заложенного в проекте ведения горных работ на Каджаранском карьере, уже обеспечило получение фактической экономии в размере 450 тыс. руб. Замена аммонита № 6 игданитом НИГМИ позволила не только резко снизить стоимость расходуемого ВВ, но и при сохранении ранее принятого удельного расхода ВВ несколько улучшить качество дробления отбитой горной массы. Кроме того, игданиты менее опасны в обращении, чем аммониты. Учитывая это обстоятельство, НИГМИ разработал и в 1963 г. внедрил на данном карьере способ комплексной механизации процессов приготовления игданитов (на стационарной смесительной установке ССУИ—1) и заряжания им взрывных скважин (при помощи переоборудованного автосамосвала МАЗ—205). Внедрение игданита НИГМИ на Каджаранском карьере позволило: повысить производительность труда рабочих взрывников в 2 раза, исключить тяжелый физический труд этих рабочих; повысить культуру производства; создать возможность при прежнем составе бригады взрывников из 9 человек подготовить и осуществить в течение одной смены крупный массовый взрыв с общим расходом 35—40 т взрывчатого вещества. НИГМИ по просьбе 16 горнорудных пред-

приятий и проектных институтов страны разослал рабочие чертежи установки ССУИ—1 для внедрения ее на карьерах, применяющих в качестве ВВ—игданиты. До 1962 г. массовые взрывы на карьере осуществлялись мгновенным способом с преимущественно однорядным расположением скважинных зарядов. Масштаб разовых взрывов, т. е. объем отбитой горной массы при одном взрыве был небольшой и в среднем составлял 11,0 тыс. м³.

С 1963 г. массовые взрывы на карьере осуществляются многорядным короткозамедленным способом с частичным использованием параметров буровзрывных работ, разработанных НИГМИ. При этом объем отбитой горной массы при каждом взрыве рекомендуется довести до 50 тыс. м³ на вскрышных и до 35 тыс. м³ на рудных участках карьера.

Полное внедрение указанных выше рекомендаций на Каджаранском карьере позволит: уменьшить выход негабарита с 2,1% до 0,25%, т. е. в 8,4 раза; увеличить выход отбитой взрывом горной массы с 1 пог. м скважины примерно на 30%; повысить производительность буровых станков на 15—20% (из-за меньшей нарушенности массива от предыдущих взрывов на участках расположения скважин 2-го и последующих рядов по сравнению со скважинами, расположенными в первом ряду); повысить производительность экскаваторов на 30—35% за счет уменьшения выхода негабарита, времени на их разработку, сокращения непроизводительных операций (перегон от забоя перед каждым взрывом, остановки его работы в процессе заряжания скважин на данном участке и т. д.), а также за счет обеспеченности экскаваторов разрыхленной горной массой на более продолжительное время.

Расчетами НИГМИ установлено, что полное внедрение этих мероприятий на данном карьере позволит получить годовую экономию 300 тыс. руб.

В связи с полным переходом на транспортирование руды через подземные выработки, с предварительным перепуском ее через вертикальные рудоспуски с размерами ячеек грохота 600X600 мм требуется, чтобы взорванные куски руды имели размеры не выше 600 мм.

С 1964 г. НИГМИ приступил к проведению исследова-

ний для решения данной задачи. При существующих на карьере методах ведения буровзрывных работ, содержание кусков с размерами >600 мм в среднем по карьере составило около 30%. НИГМИ предложил на средне- и трудновзрываемых рудных участках применять блочный короткозамедленный способ взрывания, с применением наклонных скважинных зарядов диаметром 100—150 мм. В 1964 г. было проведено три опытных взрыва указанным способом, которые дали вполне удовлетворительные результаты. Однако в 1965 г. предстоит изучить многие стороны этого вопроса на основе анализа большого числа и разнообразных опытных взрывов на карьере.

При подготовке и проведении массовых взрывов на очистных участках, необходимо усилить роль геолого-маркшейдерской службы карьера для более правильного оконтуривания рудных зон в массиве, с целью сокращения потерь и разубоживания руды.

Погрузочно — транспортные работы. Погрузка разрыхленной взрывом горной массы осуществляется экскаваторами ЭКГ—4. Техничко-экономические показатели погрузочных работ на карьере пока несколько ниже плановых. Основными причинами этого являются: неудовлетворительное качество ряда массовых взрывов, из-за большой частоты их проведения (почти ежедневно), малого масштаба отдельных взрывов, плохого контроля за фактическими значениями их параметров, отклонением последних от оптимальных их значений (особенно для перебура скважин), частых простоев экскаваторов из-за необеспеченности их транспортными средствами, плохое снабжение запасными частями экскаваторов, а также несоответствие емкости ковша экскаватора ЭКГ—4 грузоподъемности автосамосвалов ЯАЗ—210 и КРАЗ—222, при котором коэффициент наполнения ковша вынужденно снижается до 0,65—0,75.

Транспортные работы осуществляются автосамосвалами МАЗ—525, ЯАЗ—210 и КРАЗ—222. По отчетным данным рудника коэффициент использования грузоподъемности указанных автосамосвалов близок к единице. Однако, семилетний план эксплуатации этих самосвалов показал, что они в условиях данного рудника, где внутрикарьерные и внешние

дороги имеют участки с уклоном превышающим 10—12%, тормозные устройства автомашин быстро выходят из строя и срок их службы сокращается.

Отвальные работы. Ныне действующие северные отвалы карьера расположены на крутом склоне горы и имеют общую проектную высоту ≈ 220 м. Опыт возведения аналогичных отвалов по Союзу недостаточен. Исследованиями НИГМИ установлены оптимальные параметры этих отвалов обеспечивающие их устойчивость. Осуществление рекомендаций НИГМИ позволит, кроме того, увеличить емкость этих отвалов дополнительно на 10 млн. м³. Нарушения порядка отвалообразования и превышение фактической высоты откоса по отношению к проектной—неоднократно приводили к крупным оползням отдельных участков отвалов.

Борты карьера. В настоящее время фактическая максимальная глубина карьера составляет 110 м, а максимальная проектная глубина 600 м. В этом смысле Каджаранский карьер относится к числу самых глубоких карьеров мира. Это обстоятельство выдвигает строгие требования к обеспечению устойчивости бортов данного карьера. Сложность решения этого вопроса усугубляется еще и тем, что наиболее высокая часть борта карьера расположена на крупном тектоническом нарушении Дебаклинского разлома. НИГМИ в 1964 г. завершил исследование данного вопроса и выдал исходные параметры для проектирования бортов Каджаранского карьера на всю его проектную глубину, с обеспечением их устойчивости при возможно минимальном объеме вскрышных работ.

Анализ фактических показателей горных работ на Каджаранском карьере с 1960—1964 гг. показывает, что совместные усилия горняков предприятия и НИГМИ дали определенные положительные результаты.

Фактические показатели за 1960—1964 гг. показывают, что состояние буровзрывного комплекса работ на карьере в основном удовлетворительное. В частности, себестоимость указанных работ на Каджаранском карьере значительно ниже, чем на других аналогичных по горнотехническим условиям карьерах страны. Однако наши расчеты показывают, что себестоимость буровзрывных работ на этом карьере может

быть дополнительно снижена и доведена до 0,09 руб. на 1 м³ горной массы.

Показатели погрузочно-транспортных работ на карьере из года в год также улучшаются. Однако средняя фактическая производительность экскаваторов все еще ниже плановой более чем на 20%, а стоимость транспортировки руды и вскрышных пород автосамосвалами МАЗ—525 и ЯАЗ—210 значительно выше, чем на большинстве других карьеров страны. Последнее, в основном, обусловлено неблагоприятными условиями местности. Полное прекращение в дальнейшем транспортирования руды по дорогам с большими уклонами до отделения крупного дробления позволит заметно улучшить экономические показатели транспортных работ на карьере. Начиная с 1970 г., главные показатели Каджаранского карьера, по данным ТЭДа по расширению комбината должны повышаться в значительной степени. В частности, намечается снизить себестоимость добычи 1 т руды в 2 раза, а производительность труда одного рабочего по карьере в целом повысить более чем в 2,5 раза. Такое улучшение основных показателей горнодобычных работ на Каджаранском карьере через 5 лет намечено осуществлять благодаря применению следующих мероприятий: повышения объема добычных работ в 4—5 раз; уменьшения коэффициента вскрыши от 2,5 до 0,94; применения 40- и 60-тонных автосамосвалов; применения мощных экскаваторов с емкостью ковша 8 м³ и более; перехода на разработку с высотой уступов 30 м с полной транспортировкой руды в рудоспуски, расположенные на горизонтах разрабатываемых уступов; снижения удельного веса стоимости цеховых расходов в общей себестоимости добычи 1 т руды.

АГАРАКСКИЙ КАРЬЕР

Агаракское месторождение как по своим запасам, так и по качеству руды намного уступает Каджаранскому. Однако горнотехнические и климатические условия, а также географическое его расположение значительно более благоприятны по сравнению с Каджаранским карьером.

Рудовмещающие породы представлены сиенито-гранитами и гранодиорит-порфирами имеющими $f=6-11$. Однако, ввиду весьма интенсивно развитой мелкой трещиноватости, разрабатываемые породы и руды в основном легковзрываемы. Негабаритные куски при взрывной отбойке горной массы здесь практически не наблюдаются. До 1964 г. на карьере велись лишь вскрышные работы. Добычные работы начаты с 1964 г. в связи с пуском обогатительной фабрики. Вскрытие месторождения осуществлено спиральными заездами. Разработка ведется уступами высотой 15 м, на горизонтах 1115—1180 м. В период разведки данного месторождения, его в гидрогеологическом отношении относили к сухим. Однако в ходе эксплуатации установлено, что часть карьера обводнена в различной степени. На ныне разрабатываемом участке месторождения примерно в 30% взрывных скважин высота столба воды превышает 1,5 м, что несколько затрудняет ведение буровзрывных работ на карьере.

Бурение взрывных скважин до 1963 г. осуществлялось только станками ударно-канатного бурения типа БУ—20—2 и БС—1. С 1963 г. на этом карьере, впервые в Армянской ССР начали успешно внедрять станки шарошечного бурения типа БСШ—1М. Производительность станка БСШ—1М в условиях данного карьера составляет в среднем 30 пог. м в смену, что в 2 раза выше производительности ранее применяемых станков КУБ.

Буровзрывные работы на карьере ведутся на договорных началах работниками Армвзрывпрома.

В качестве ВВ на карьере до 1962 г. применялись только порошкообразные аммониты (№ 6 и 6—ЖВ). В последние годы на карьере начали применять самые разнообразные ВВ: чешуйчатый тротил—15%, гранулированный тротил—15%, зерногранулит «50/50»—55%, гранулит «АС»—10% и аммониты—5%. Переход к применению дорогостоящих ВВ в условиях легковзрываемых пород Агаракского карьера ничем не обоснован. НИГМИ неоднократно выступал с предложениями о крайней целесообразности широкого применения на данном карьере игданита НИГМИ в сочетании с водостойчивыми ВВ для обводненных частей скважин. Осуществление этого простого меро-

приятия по примеру Каджаранского карьера позволило бы снизить стоимость расходуемого ВВ на Агаракском карьере в 4—5 раз и обеспечить получение экономии в размере около 200 тыс. рублей в год. К сожалению, это важное мероприятие до сих пор не осуществляется. Показатели буровзрывных работ на этом карьере ниже, чем на Каджаранском карьере. Учитывая более благоприятные горнотехнические условия Агаракского карьера (по сравнению с Каджаранским) можно считать, что показатели буровзрывного комплекса работ на данном карьере содержат значительные резервы для их повышения.

Применяемые на карьере экскаваторы ЭКГ—4 обеспечивают значительно более высокие показатели, чем на Каджаранском карьере, что объясняется лучшей степенью дробления пород взрывом и ведением до 1964 г. на карьере только вскрышных работ.

Транспортировка вскрышных пород во внешние отвалы и руды на обогатительную фабрику осуществляется автосамосвалами МАЗ—525, ЯАЗ—210 и КРАЗ—222. Установлено, что большие уклоны (до 12%) рудовозной дороги быстро выводят из строя тормозные устройства указанных автомашин. В условиях данного карьера назрело время для обоснованного выбора вида транспорта руды и вскрышных пород. Одной из важных задач здесь следует считать решение вопроса о способе осушения данного месторождения.

Для дальнейшего совершенствования технологии горнодобычных работ и повышения их эффективности на Агаракском карьере, помимо вышеизложенных мероприятий, необходимо: среднюю сменную производительность буровых станков довести до 60—70 пог. м, а выход горной массы с одного пог. м скважины до 70—80 м³; применять экскаваторы с емкостью ковша не менее 8 м³, а транспортные средства — с грузоподъемностью 40 и даже 60 т.

Широкое же применение игданита НИГМИ с комплексной механизацией процессов его изготовления и заряжания им взрывных скважин по примеру Каджаранского карьера, в сочетании с другими мероприятиями, позволяет снизить стоимость буровзрывных работ до 0,08 руб. на 1 м³ горной массы, что в 2,5 раза ниже фактического.

К числу важнейших задач следует отнести установление оптимального значения угла наклона западного борта Агаракского карьера, неоднократно подвергавшегося оползневому явлению. При этом следует избегать другой крайности, т. е. чрезмерного выполаживания откоса, приводящего к значительному увеличению дополнительных вскрышных работ. Нельзя не отметить, что специфика расположения Агаракского месторождения и легкодробимость горных пород создают благоприятные условия для применения наиболее прогрессивной—поточной технологии ведения горных работ.

Увеличение мощности данного предприятия может быть осуществлено путем выявления новых запасов руды при разведке нижних горизонтов, или привлечения к переработке руд соседних не крупных медно-молибденовых месторождений.

ДАСТАКЕРТСКИЙ РУДНИК

Месторождение вскрыто штольной, расположенной значительно выше намеченной по проекту отметки. Разработка руды ведется системами с магазинированием и подэтажного обрушивания. В связи с неуточненностью контуров рудных тел, потери руды при ее добыче значительны. По той же причине проходка нарезных выработок не всегда достигает заданной цели. Малый объем очистных работ, большая изменчивость горно-геологических условий и недостаточная их изученность привели к высокой себестоимости добычи 1 т руды и нерентабельности эксплуатации месторождения.

Для упорядочения горных работ на данном руднике прежде всего необходимо: утвердить новые кондиции, уточнить соответствующие им контуры рудных тел и детально изучить физико-механические свойства различных горных пород. Только на основе указанных выше уточненных дан-

ных может быть выбрана рациональная система разработки рудных тел, с различной морфологией.

Необходимо также провести новую штольню на горизонте 1963 м для попутной разведки нижних горизонтов и дальнейшего ее использования в качестве основной транспортной выработки.

По данным Армгипроцветмета это может привести к снижению стоимости транспорта руды в 2 раза.

И. Г. МАГАКЬЯН, Г. О. ПИДЖЯН, А. С. ФАРАМАЗЯН
ИГН АН Армянской ССР

ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕДКИХ И РАССЕЯННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В МЕДНО- МОЛИБДЕНОВЫХ РУДАХ АРМЯНСКОЙ ССР

Медно-молибденовые месторождения Армянской ССР (Каджаран, Агарак, Дастакерт, Анкаван и десятки др.) расположены в Памбак—Сюникской структурно-металлогенической зоне и в виде пояса прослеживаются в СЗ—ЮВ направлении почти через всю территорию республики на протяжении 300 км при ширине 40 км, охватывая частью соседние с Армянской ССР территории Азербайджанской ССР. Продолжение пояса на юг—в Иранский Карадаг и З—СЗ с перерывом в Западную Армению, Болгарию, Югославию.

В структурном отношении Памбак—Сюникская зона представляет крупный антиклинорий, в строении которого выделяют два яруса: нижний—сложенный метаморфическими и вулканогенно-осадочными породами палеозоя и верхний—сложенный вулканогенной толщей палеогена и более молодыми образованиями до четвертичных андезитобазальтов включительно. Породы обоих ярусов, вплоть до вулканогенных толщ эоцена и олигоцена, прорваны умереннокислыми гранитоидами, образующими массивы от нескольких километров до 1000 км² (Мегринский плутон). Возраст интрузивов T_r точнее в интервале $E_{oc} - O_{lg} - Mi_{oc}$; абс. цифры 25—10 млн. лет К— A_r методом.

Ось Памбак—Сюникского антиклинория ундулирует, в связи с чем, в местах воздымания структуры и более глубо-

кого среза (Сюник, Памбак) обнажаются породы нижнего яруса (P_z) и выходы гранитоидов занимают большие площади, а в местах погружения (Айюцзор, северо-западная окраина Баргушатского рудного района) широко развита вулканогенная толща палеогена, среди которой отмечаются небольшие штоки гранитоидов.

Наличие вертикальной и горизонтальной зональности в распределении металлов (глубокие горизонты обогащены молибденом и медью, а верхние—свинцом, цинком и сурьмой) приводит к преобладанию на глубоко размытых участках медно-молибденового оруденения с подчиненной ролью свинца и цинка, а в слабо размытых участках, наоборот, к преобладанию полиметаллической минерализации при подчиненной роли молибдена и меди.

Пространственно и генетически, в смысле родоначального очага, медно-молибденовая минерализация тесно связана с гранитоидами и в особенности тесно с порфировидными гранитами и гранодиоритами третьей самой молодой олигоцен-миоценовой фазы внедрения.

Месторождения располагаются среди интрузивных пород, частью в породах кровли, всегда в непосредственном экзо- или эндоконтакте рудоносных гранитов-гранодиоритов. Как правило, важным фактором контроля минерализации являются дайки гранодиорит-порфиров (наиболее молодые, но всегда дорудные), вдоль которых вытягиваются обогащенные металлами зоны с промышленным оруденением. Наряду с дайками, важным контролем являются разломы и зоны дробления СЗ, широтного и СВ простирания, вдоль которых циркулировали рудоносные растворы, вызвавшие гидротермальное изменение пород и минерализацию в них.

Наиболее широко развитым и промышленно важным является прожилково-вкрапленный тип минерализации, представленный мощными зонами гидротермально измененных пород с густой сетью тонких (от волосяных до 1—2 см и редко более) прожилков кварц-сульфидного состава и вкрапленностью сульфидов. Второстепенное значение имеют более мощные (до 1—6 м) кварц-сульфидные жилы (Каджаран, Айгедзор, Капутджих) с более богатым особенно

молибденом оруденением. Большой интерес представляет редкий тип брекчиевидных необычно богатых руд (Дастакерт). На отдельных участках развиты скарны с медно-молибденовым оруденением и шеелитом (Анкаван, Кефашен, Ньюады).

Медно-молибденовые месторождения по условиям образования относятся в основном к типу среднетемпературных гидротермальных умеренных глубин.

Детальное изучение отдельных рудных полей приводит исследователей к выделению для отдельных месторождений от 5—6 до 10 стадий минерализации, среди которых наиболее важными являются кварц-молибденитовая, кварц-халькопирит-молибденитовая и кварц-халькопиритовая.

Прожилки различных стадий минерализации отличаются не только содержанием и соотношением главных минералов и металлов, но также содержанием в одноименных минералах различных стадий таких рассеянных элементов, как рений, селен, теллур и др.

Состав медно-молибденовых руд в пределах всего рудного пояса характеризуется большим многообразием минеральных видов и постоянным преобладанием халькопирита и молибденита при подчиненной роли пирита, борнита, теннантита, энаргита, сфалерита, галенита и других минералов.

Из редких минералов, почти во всех месторождениях установлены самородное золото, теллуриды, минералы висмута, серебра.

В медно-молибденовых рудах, помимо меди и молибдена, интерес представляют рений, селен, теллур, висмут, золото, серебро, а в некоторых месторождениях возможно кадмий, индий.

Рений. Исследованиями установлено, что основным носителем рения являются молибдениты. Содержание рения в молибденитах различных месторождений колеблется в широких пределах в интервале от 0,008 до 1,88%.

Самые высокие содержания рения отмечаются в молибденитах Айоцзорского рудного района (Варденис, Элпин, Прошиберд, Газма) и рудопроявления Аравус, тогда как наиболее низкие содержания характерны для молибденитов Кефашенского скарнового месторождения. Таким образом, высокие содержания рения характерны для молибденитов, ко-

торые образовались в сравнительно низкотемпературных условиях и пространственно приурочены преимущественно к районам развития полиметаллической и свинцово-сурьмяной минерализации. Содержание же рения в молибденитах преобладающей части месторождений и рудопроявлений медно-молибденового пояса колеблется в пределах одного порядка — сотые доли % или сотни г/т.

Обычно в молибденовых и медно-молибденовых рудах наблюдается корреляционная зависимость между содержаниями молибдена и рения. В этом отношении исключение составляют руды Варденисского рудопроявления, где в некоторых пробах руд содержание рения в несколько раз превышает молибден. При среднем содержании молибдена 0,01% (результаты по трем пробам) среднее содержание рения составляет 0,024%, т. е. отношение $Mo:Re=1:2,4$. Такие соотношения молибдена и рения позволяют предположить о возможности обнаружения здесь, в Варденисе, самостоятельных минералов рения.

В результате изучения рениеносности молибденитов установлено, что, как правило, крупночешуйчатые разности характеризуются более высокими концентрациями рения, чем мелкочешуйчатые. На Каджаранском месторождении максимальные содержания рения приурочены к молибденитам главных стадий минерализации: кварц-молибденитовой и, особенно, кварц-халькопирит-молибденитовой (0,07—0,08%), в то время как молибдениты ранних и заключительных стадий минерализации содержат сравнительно низкие концентрации рения (0,025—0,030%).

Исследованиями авторов установлено, что кроме молибденита, незначительные концентрации рения присутствуют в других сульфидах руд (халькопирит, пирит, борнит и др.). Многочисленные анализы мономинеральных проб халькопирита и пирита показали, что содержание рения в них колеблется в пределах 10^{-4} — $п.10^{-50}\%$. В отдельных случаях рений устанавливается в пробах, где молибден отсутствует или его содержание исключительно низкое. Эти данные позволяют предполагать, что минералами-носителями рения, помимо молибденита, могут быть и другие сульфиды.

Формы нахождения рения в молибденитах изучались А. С. Фарамазяном и Э. Х. Хуршудян рентгенографическим методом. Исследования показали, что рений в молибденитах рассеян преимущественно в виде изоморфной примеси. Кроме того, выяснено, что вхождение рения в структуру молибденита уменьшает параметр «С» кристаллической решетки, несколько не влияя на параметр «а». Этими исследованиями была установлена также природная тригональная модификация молибденита (молибденит—3R), к которой приурочены самые высокие содержания рения.

Формы нахождения рения были изучены также методом водных вытяжек. Результаты этих исследований показали, что в водных вытяжках отношение Mo:Re по сравнению с молибденитом уменьшается от 2 до 6 раз, т. е. концентрация рения по отношению к молибдену возрастает. Количество перешедшего в раствор рения от общего в навеске колеблется от 0,5 до 2,5%. На основании этих исследований можно предполагать, что небольшая часть рения в молибденитах находится в форме легковымываемой водой, в связи с чем этот рений в гипергенных процессах и при флотации может легко вымываться и выноситься сбросными водами рудника и флотационной фабрики.

Селен и теллур являются типичными примесями в рудах медно-молибденовых месторождений. Селен присутствует в виде изоморфной примеси в решетках сульфидов и сульфосолей в то время, как теллур образует, большей частью, самостоятельные минералы — теллуриды свинца, висмута, серебра и золота.

Содержание селена и теллура в рудах медно-молибденовых месторождений колеблется от десятитысячных до тысячных долей процента. Весовые соотношения между селеном и теллуrom колеблются от 2:1 (Каджаран и др.) до 5:1 (Агарак).

В отношении селена наибольший интерес представляет кварц-молибденитовая, кварц-халькопиритовая и кварц-молибденит-халькопиритовая стадии минерализации, а в отношении теллура—кварц-пиритовая и, в особенности, кварц-сфалерит-галенитовая и медно-мышьяковая. В процессе рудоотложения отмечается повышение концентрации теллура от

высокотемпературных стадий минерализации к низкотемпературным.

Главнейшие рудообразующие сульфиды различных месторождений и стадий минерализации характеризуются различными содержаниями селена и теллура. Исследованиями установлено, что наиболее высокие содержания селена обычно приурочены к молибденитам (275—325 г/т), халькопиритам (140—430 г/т) и пиритам (48—230 г/т). В этом отношении исключение составляют молибдениты и халькопириты Дастакертского месторождения, содержащие низкие концентрации селена.

В отдельных пробах молибденита, халькопирита и энаргита содержание селена достигает от 0,048 до 0,12%, а в галените до 0,055%.

Хотя наиболее высокие содержания селена приурочены к молибденитам, однако большая часть его промышленных концентраций сосредоточена в халькопирите, так как количество последнего в рудах наиболее крупных месторождений (Каджаран, Агарак и др.) в 10—15 раз больше, чем молибденита. Главная масса теллура в рудах сосредоточена в халькопиритах и при флотации в основном переходит в медный концентрат.

Селен и теллур в окисленных рудах и гипергенных минералах образуют сравнительно с сульфидами небольшие концентрации. Отношение селена к теллуру для окисленных руд Каджаранского месторождения составляет 1:1. В процессах окисления селен и теллур рассеиваются, при этом рассеивание селена опережает теллур.

Индий, кадмий. Наиболее высокие концентрации этих элементов приурочены к рудам полиметаллической и медно-мышьяковой стадий минерализации.

Индий относится к сравнительно слабо изученным элементам медно-мышьяковых руд. В темных сфалеритах Каджаранского месторождения устанавливается до 0,0024% индия. В халькопиритах содержание индия достигает до 6,0 г/т и в среднем по данным 10 мономинеральных проб составляет 1,5 г/т.

Очевидно, основная масса рассеянного в рудах индия приурочена к халькопиритам, в связи с чем при процессах

флотации он накапливается в медных концентратах (до 4,0 г/т).

Сравнительно высокими содержаниями кадмия характеризуются свинцово-цинковые руды Дастакертского месторождения, где в отдельных пробах сфалерита устанавливается до 3% кадмия. В сфалеритах Каджарана содержание кадмия колеблется в пределах 0,1—1,0%.

В отношении кадмия некоторый интерес могут представить медно-молибденовые руды Каджарана, где кадмий обнаруживается в пределах сотых долей процента в халькопирите. В медных концентратах содержание кадмия составляет 25—40 г/т.

Перспективы извлечения индия и кадмия из медно-молибденовых руд, в частности Каджарана, довольно широкие, ибо эти элементы в основной своей массе связаны с халькопиритом и при процессах флотации накапливаются в медных концентратах (In 4 г/т, Cd до 40 г/т).

Висмут является одним из широко распространенных и типичных элементов, концентрации которого приурочены к рудам медно-молибденовой и медной стадий минерализации. Исследованиями установлено, что высокие содержания висмута в рудах обусловлены наличием микроскопических включений висмутовых минералов: висмутина, виттихенита, эмплектита, галеновисмутита, теллуrowисмутита, айкинита и др. Не исключена возможность также наличия его изоморфной формы примеси в молибденитах и халькопиритах.

Результаты анализов показывают, что наиболее высокими содержаниями висмута характеризуются медно-молибденовые руды Каджарана и Дастакерта, а также медно-молибденовые руды Анкавана. Интересно отметить, что главные рудообразующие сульфиды Дастакерта (молибденит, халькопирит, галенит) содержат более высокие концентрации висмута, чем те же минералы других медно-молибденовых месторождений.

Из минералов висмута самым широким распространением пользуются сульфосоли меди и висмута, которые парагенетически ассоциируют с халькопиритом. В связи с этим при процессах флотации основная масса висмутовых минералов в виде тесных сростаний с минералами меди накопи-

ваются в медных концентратах, где содержание висмута достигает 220—250 г/т. Это позволяет считать, что висмут в медно-молибденовых рудах представляет определенный практический интерес.

Золото и серебро являются характерными элементами медно-молибденовых руд; наиболее высокие содержания они образуют в рудах кварц-сфалерит-галенитовой и кварц-халькопиритовой стадий минерализации. В этих рудах установлены микроскопические включения минералов золота и серебра: самородное золото, петцит, гессит, аргентит и др. Содержание золота и серебра в отдельных пробах очень высокое, в связи с наличием мелких включений их теллуридов, г/т: в галените Au 41,73, Ag 154,6; свинцовом концентрате Au 19,41, Ag 86,13; цинковом концентрате Au 8,75, Ag 32,75. Промышленные концентрации золота и серебра связаны с халькопиритом главных стадий минерализации (Au до 2,4 г/т, Ag до 91,1 г/т). В халькопирите золото и серебро находятся преимущественно в виде субмикроскопической примеси. При процессах обогащения золото и серебро накапливаются в медные концентраты (Au 1—2,5 г/т, Ag 40—70 г/т).

Обобщение большого фактического материала представляющего результат многолетних систематических исследований по характеру распределения редких и благородных элементов в медно-молибденовой формации руд Армянской ССР позволяет сделать следующие выводы и рекомендации.

1. Распределение редких и благородных элементов в медно-молибденовой формации руд неравномерно как по отдельным месторождениям, так и по различным стадиям, типам руд и минералам. Установлено, что руды и минералы ранних стадий минерализации обычно бедны, а в отдельных случаях вовсе лишены примесей редких и благородных элементов. Максимальные их концентрации, как правило, приурочены к рудам и минералам средних и отчасти поздних стадий минерализации, продукты которых обычно представляют промышленную ценность и по главным металлам.

2. Редкие и благородные элементы в медно-молибденовых рудах присутствуют в различных формах как в виде примеси (изоморфной и др.), так и самостоятельных минералов.

За последние годы установлены многочисленные теллуриды, минералы золота, серебра, висмута.

Исследования показали, что в рудах присутствуют молибдениты резко обогащенные рением (тригональная разность β —Mob), селеном, висмутом и серебром; халькопириты с высоким содержанием селена, висмута, рения; борнит, энаргит и теннантит, содержащие высокие концентрации серебра и селена. Эти данные показывают, что детальное изучение указанных минералов может привести к обнаружению собственных минералов редких элементов.

3. Медно-молибденовые месторождения Армянской ССР (Каджаран, Агарак, Дастакерт, Анкаван и др.) содержат значительные концентрации редких и благородных элементов (**рений, селен, теллур, висмут, золото, серебро, реже In, Cd**), которые должны комплексно извлекаться наряду с молибденом и медью. Следует отметить, что главные потери редких металлов имеют место на стадии обогащения и, в особенности, металлургического передела. Поэтому важно увеличить выход минералов, содержащих редкие элементы, в концентраты и разработать такие методы обработки концентратов, при которых достигается оптимальное извлечение редких металлов.

4. На данном этапе изучения важное значение имеет промышленная оценка различных типов руд по их редкотементальности, основанная на установлении достоверных сведений о содержаниях, формах нахождения редких металлов и расчета процента их извлечения из руд. Поэтому необходимо продолжать работы по разработке новых, более эффективных методов изучения редких элементов, ведущихся в различных организациях республики.

5. Необходимо принять решительные меры по организации извлечения редких металлов в первую очередь из концентратов действующих горно-рудных предприятий—Каджарана, Агарака и Дастакерта.

С. В. МАРТИРОСЯН

Дастакертский медно-молибденовый комбинат

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ РАБОТ ПО ОПРОБОВАНИЮ БУРОВЫХ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ ДАСТАКЕРТСКОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В литературе имеются достаточные фактические данные по проверке достоверности опробования скважин. П. Т. Беловым [1] на оловяно-полиметаллических месторождениях Шерловой горы, где рудные тела представлены штокверками и жилами с неравномерным оруденением и залегают среди кварцевых порфиров и диорит-порфиров, проведены экспериментальные работы по проверке достоверности опробования по скважинам ударно-канатного бурения (станок БУ—20—2). Для этого были пройдены контрольные шурфы глубиной до 40 п. м; установлено, что содержание олова в пробах из скважин было на 12% выше, чем в пробах из горных выработок. По мнению автора данные опробования по скважинам более точны, чем по горным выработкам. Автор предлагает применять ударно-канатный способ бурения для разведки олова, вольфрама, золота, молибдена и др. полезных ископаемых типа Шерловой горы. Ю. П. Иванов, Г. В. Крылов и Г. А. Филько [3] рассматривают пример разведки редкометального месторождения штокверкового типа, на котором избирательное истирание вызвало снижение содержания полезных компонентов в керне приблизительно на 30%.

С. А. Денисовым [2] изложены результаты экспериментальных работ, проведенных на Кальмакире и Сарычеку для

установления зависимости между выходом керна и содержанием полезных компонентов в руде. С этой целью на месторождениях были отобраны специальные пробы, которые подвергались истиранию в мельнице без шаров, т. е. в условиях, приближающихся к условиям истирания керна в колонковой трубе.

Проведенными экспериментальными работами было установлено наличие закономерного снижения содержания меди и молибдена при снижении выхода керна в рудах прожилково-вкрапленного типа. Наличие закономерной связи изменения содержаний полезных компонентов с выходом керна позволяет применить поправочный коэффициент и тем самым повысить достоверность опробования буровыми скважинами; коэффициент может применяться к группе проб (10—20 штук) по среднему выходу керна для них (чем ниже выход керна, тем больше должно быть проб в группе). Возможность применения коэффициента позволит пересмотреть вопрос о минимально допустимом выходе керна, отказаться от опробования шлама и мути, снизить чрезмерные ограничения длины рейса, резко снизить требования к густоте сети скважин и объему проходки горных выработок. Полноценность скважин зависит не столько от общего процента выхода керна, сколько от равномерности распределения его по интервалам.

Г. В. Крыловым и В. Г. Ли [4] работы по изучению и определению избирательного истирания поставлены на месторождениях Батыстау, Кайракты и Коктинколь.

Установлено, что на месторождении Коктинколь избирательное истирание вызывает обеднение керна на 20—30% по всем полезным компонентам, а на месторождении Батыстау и Кайракты картина более сложная. На отдельных участках контрольных горных выработок фиксировано обеднение керна, на других—его обогащение. В целом же сравнение проб керна и валовых проб дает удовлетворительную сходимость. Контрольные анализы скважин также подтвердили этот вывод.

А. С. Филько [6] исходя из своих экспериментальных работ на Коктинкольском месторождении, предлагает попра-

вочный коэффициент к керновому опробованию, равный 36—47%.

К. Л. Пожарицкий [5] приводит подробные данные относительно зависимости высокого выхода керна от большого диаметра снаряда при дробовом бурении, очистки шлама от частиц дробы, учета количества засыпаемой дробы, сепарации дробы, определения свободного железа химическим анализом и подсчета среднего содержания по анализам керна и муты.

Дастакертское медно-молибденовое месторождение хотя и разведется с 1947 г. по настоящее время, однако до 1963 г. на месторождении не было проведено никаких экспериментальных работ по выяснению достоверности опробования буровых скважин.

Всего за 8 лет разведки было пробурено 17 п. км скважин (колонковое дробовое и алмазное бурение) с целью оценки запасов глубоких горизонтов и оконтуривания рудных тел.

Однако ввиду того, что при бурении скважин не опробовались шлам и муть, из пробуренных 104 скважин в подсчете запасов месторождения по состоянию на 1. 8. 1956 г. участвовали только 11 скважин.

Из всех пробуренных скважин только по 3 скважинам установлено кондиционное молибденовое оруденение: в интервалах 35—48 и 48—71 м и 78—92 м по скважине № 45; в интервале 160—110 м по скважине № 37 и в интервале 25—46 м по скважине № 38.

Кондиционное содержание меди по данным опробования керна указанных скважин более или менее выдержанное и оно устанавливается почти по всем скважинам.

Для эффективного производства горно-эксплуатационных работ в 1962—1963 гг. проведены экспериментальные работы по определению достоверности кернового опробования скважин в условиях Дастакертского месторождения.

Из горных выработок гор. шт. 30 вкост простирания жильных зон с богатым медно-молибденовым оруденением станками ГП—1 пройдены 3 скважины №№ 81, 83 и 84. Бурение скважин осуществлено мелкоалмазными коронками диаметром 59 и 46 мм, угол наклона скважин 0°. Скважина № 81 была пройдена в пределах первого рудного тела из

штрека № 10 по оси орта № 7, глубина скважины 15,0 м. В интервале 0,0—9,0 м скважина проходила по гидротермально измененным ороговикованным порфирирам с кондиционным медно-молибденовым оруденением. В интервале 9,0—15,0 м скважиной была подсечена диабаз-порфирировая дайка.

Шлам скважины с 0,0 по 10 м опробовался тщательно двухметровыми интервалами, а керн опробовался с 1,2 по 9,0 м, причем керн каждого опробуемого интервала по длине разделялся на две равные части. Каждая часть составляла одну самостоятельную пробу. Шлам опробовался непосредственно в процессе бурения, а керн после его завершения.

Скважина № 83 была пройдена в пределах первого рудного тела из штрека № 10 по оси орта № 1-бис (напротив орта № 7), глубина скважины 16,0 м. Скважина проходила по гидротермально измененным порфирирам с богатым молибденово-медным оруденением.

Скважина № 84 была пройдена в пределах первого и третьего рудных тел из выработки ГРП, глубина скважины 16,0 м. Скважина проходила по гидротермально измененным ороговикованным порфирирам с медно-молибденовым и медным оруденением в виде вкрапленности и прожилков. При документации керна скважины № 84 с особой тщательностью описывались трещины, несущие медно-молибденовое оруденение. В интервале 9,0—16,0 м по керну замерялись углы падения прожилков по отношению к оси керна.

Исследования показали, что молибденовое оруденение крайне неравномерное, а медное—более выдержанное и равномерное. Это видно из опробования керна из первой и второй половины как по отдельным интервалам, так и по отдельным скважинам в целом. Например, по скважине № 81 содержание молибдена в керне первой половины интервала 1,2—2,5 м составляет 0,100%, меди 1,01%, а в керне другой половины того же интервала молибден не обнаружен, а содержание меди составляет 0,80%. По скважине в целом содержание молибдена в керне первой половины составляет 0,052%, меди—0,59%, а в керне второй половины, соответственно 0,083%, меди 0,62%. Такая же картина по отдельным интервалам скважины № 83 и по скважине № 84 в целом, где содержание молибдена в первой половине керна составляет 0,45%,

меди 0,47%, а во второй половине керна 0,121% и меди 0,42%.

Из приведенных данных по скважинам №№ 81, 83 и 84 очевидно, что в процессе бурения молибденит и халькопирит избирательно истираются из керна и переходят в шлам и мусть. Размер истирания разный. Иногда наблюдается 100% истирание керна—в этом случае молибденит и редко халькопирит полностью истираются из керна и переходят в шлам.

100% избирательное истирание молибдена имеется по скважине № 81 в интервале 4,6—5,7 м, № 83 в интервалах 1,1—2,3, 4,6—6,0, 6,0—7,2, № 84 в интервалах 0—1, 1—2, 10—11, 11—12 и т. д. Избирательное истирание молибдена по скважине № 81 составляет 68%, № 83—72%, № 84—62%, а меди, соответственно: 51%, 47%, 41%, а среднем по Мо—67% и по Си—46%.

Устанавливается прямая зависимость между выходом керна и содержанием молибдена и меди в кернах. Чем выше выход керна, тем выше содержание полезных компонентов в нем и тем в меньших количествах переходят молибден и медь в шлам, и наоборот.

Так как рудные прожилки значительно хрупкие, чем вмещающие их породы, поэтому легко они истираются особенно при близком к горизонтали залегании.

Например, по скважине № 84 установлено, что когда рудные прожилки по отношению к оси керна падают под углом 25° (интервал 10,0—11), избирательное истирание молибдена составляет 100%. 30° (11—12 м)—100%, 55° (13—14 м)—20%, 60° (15—16 м)—1% и т. д.

Таким образом, анализ экспериментальных данных работ показывает, что в процессе колонкового разведочного бурения (1947—1955 гг.) имело место избирательное истирание керна, в результате чего молибденит полностью, а медь частично перешли в шлам, который ГРП не опробован, вероятно из-за применения глинистого раствора.

ЛИТЕРАТУРА

1. Белов П. Т. Опыт разведки оловяно-полиметаллических месторождений ударно-канатным бурением. Разведка и охрана недр, № 7, 1960.
2. Денисов С. А. Из опыта разведки медно-молибденовых месторождений Алмалыкского района. Бюллетень научно-технической информации МГ и ОН СССР, № 2, 1961.

3. Иванов Ю. П., Крылов Г. В., Филько Г. А. Опыт контроля качества буровой разведки месторождений штокеркового типа. Сборник Геология, методика и техника разведки. Алма-Ата, 1961.
4. Крылов Г. В., Ли В. Г. Материалы по методике разведки полезных ископаемых. Госгеолгиздат, 1962.
5. Пожарицкий К. Л. Опробование месторождений цветных металлов и золота. Metallurgizdat, 1947.
6. Филько А. С. О поправочном коэффициенте к кернам пробам при разведке штокерковых месторождений. Разведка и охрана недр, № 12, 1961.

С. И. МИТРОФАНОВ, А. В. КУРОЧКИНА

Гинцветмет

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ФЛОТАЦИИ МОЛИБДЕНИТА ИЗ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

При коллективной флотации сульфидов меди и молибдена из медно-молибденовых руд начальная скорость флотации молибденита ниже, чем скорость флотации сульфидов меди [1, 2]. Это явление характерно и для процесса одной из наших фабрик.

На рис. 1 приведены результаты анализа на молибден пленных фабричных продуктов, взятых покамерно по длине флотационных машин.

Наиболее бедная молибденом пена получается в начале флотации в первых камерах; содержание молибдена в пене достигает максимума лишь в середине машины и затем снова понижается к концу машины.

Для выяснения влияния крупности частиц на скорость флотации были выполнены ситовые анализы продуктов покамерного опробования второй перечистки медно-молибденового концентрата, сделаны анализы классов на медь и молибден и определено извлечение меди и молибдена по классам крупности и общее. При установившихся условиях процесс флотации в камере определяется уравнением

$$\frac{a}{\tau} = K \quad (1)$$

здесь «а»—% извлечения от поступившего в камеру металла в долях единицы; (1-а)—потери металла в хвостах; τ —про-

должительность пребывания пульпы в камере при постоянном объеме питания—величина постоянная, k —постоянная.

Отношение $\frac{a}{1-a}$ — аналогично коэффициенту распределения металла по продуктам, выходящим из камеры. Если K —величина для всех камер, т. е. в течение всего процесса постоянная, то [3] при общем числе камер n и общем извлечении металла— E будет справедливо уравнение

$$(1 - a)^n = 1 - E \quad (2)$$

или

$$\lg(1 - E) = n \lg(1 - a). \quad (3)$$

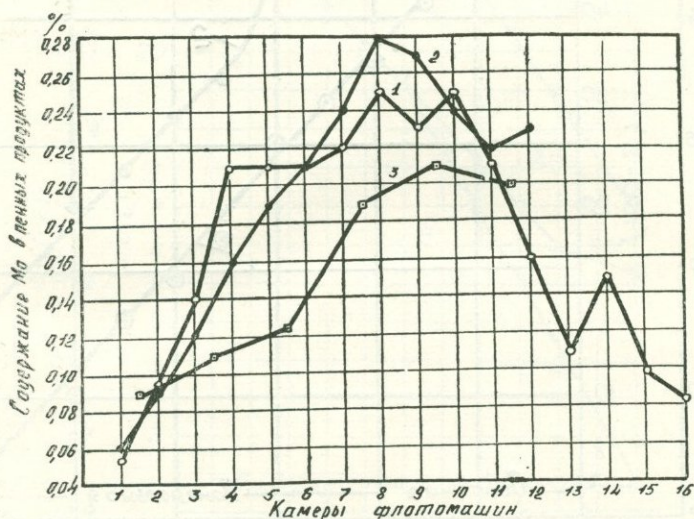


Рис. 1. Содержание Mo в пенных продуктах камер флотомашин различных операций медно-молибденового цикла:

1—рудная флотация; 2—первая перерешетка; 3—вторая перерешетка.

Если построить график, отложив по ординате $\lg(1 - E)$, а по абсциссе n , то при $a = \text{const}$, получим прямую. Если α —угол наклона прямой, то $\text{tg} \alpha = \lg(1 - a)$. При снижении флотуемости частиц от начала к концу машины «а» убывает и получается вогнутая кривая; если, наоборот, флотуемость повышается, получится выпуклая кривая.

На рис. 2 показаны кривые по уравнению (3) по результатам флотации меди и молибдена при второй перерешетке

коллективного концентрата, а на рис. 3 и 4 аналогичные кривые для трех классов крупности из тех же продуктов.

Согласно кривой 1 (рис. 2), средняя скорость флотации сульфидов меди в смеси по крупности в основном в течение

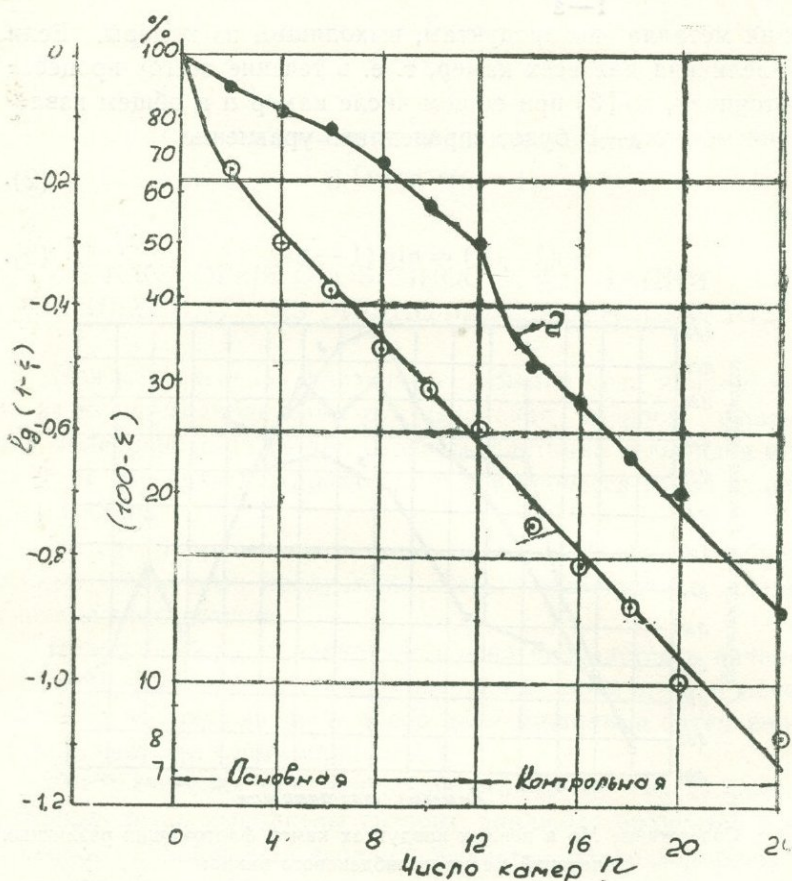


Рис. 2. Флотирваемость во второй перекачке сульфидов меди (1) и молибдена (2).

всего процесса постоянна и определяется уравнением (3). Лишь на первых двух камерах около 20—25% меди флотируется более ускоренно и около 10% меди с замедленной флотирваемостью остается в камерах двадцатой камеры. Кривые для классов крупности (рис. 3) показывают резкое различие во

флотуемости классов. Флотуемость класса минус 0,043 мм практически определяется уравнением (3).

Флотуемость класса плюс 0,074 мм резко замедлена коэффициент распределения $\frac{a}{1-a}$ в 6,5 раз меньше, чем

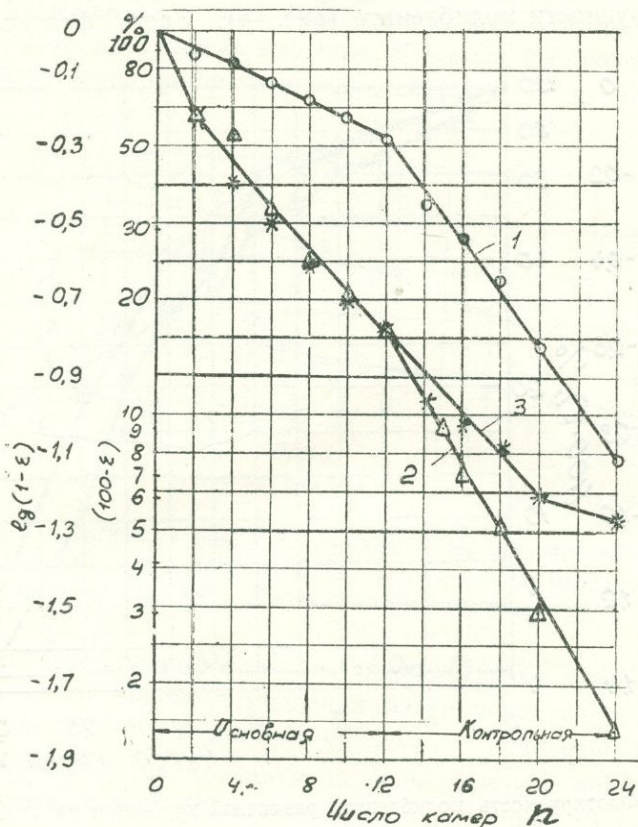


Рис. 3. Флотуемость сульфидов меди различной крупности во второй перечистке:

1—класс +74 мк; 2—класс -74 + 43 мк; 3—класс 43 мк.

для класса минус 0,043 мм. Кривая состоит из двух участков, каждый из которых удовлетворяет уравнению (3). Увеличение наклона кривой указывает на увеличение скорости флотации во второй части машины.

Кривая для класса минус 0,074 мм плюс 0,043 мм состоит также из двух участков. На первых двенадцати камерах фло-

тируемость частиц этого класса совпадает с флотуемостью частиц класса минус 0,043 мм. По-видимому, это флотуемостью более мелкие частицы этого класса. С 13 камеры флотуемостью ускоряется значительно в большей степени, чем частиц класса плюс 0,074 мм.

Несколько иная картина наблюдается при флотации классов крупности молибденита (рис. 4). Здесь флотуемостью

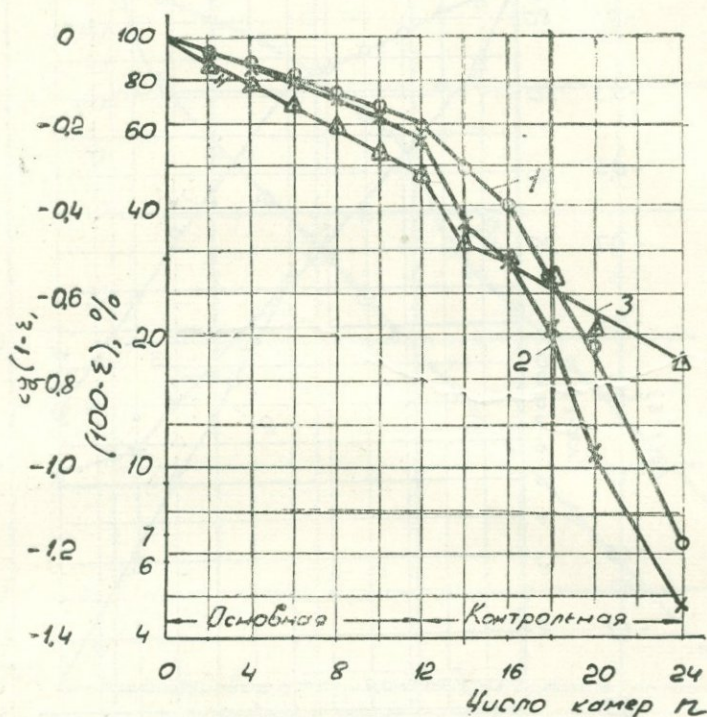


Рис. 4. Флотуемостью молибденита различной крупности во второй пере-
чистке:

всех классов замедлена по сравнению с флотуемостью сульфидов меди (рис. 3) и возрастает с середины машины.

В табл. 1 даны вычисленные значения „ τ “ «а», и «к» как для отдельных классов, так и общие для всего пенного продукта. По мере выхода пенного продукта объем пульпы уменьшается и возрастает τ по длине машины. В нормальных условиях с увеличением τ «к» должно убывать (рис. 5).

Между тем для молибденита величины «к» и «а» достигают наибольшего значения, особенно для крупных классов, в конце машины. Только для класса минус 0,043 мм «а» и «к» изменяются не столь заметно.

Замедление флотации молибдена, естественно, связано с повышением потерь молибдена в хвостах и причины такого явления необходимо выяснить. Казалось бы при наличии природной гидрофобности и хорошей флотуемости молибденит

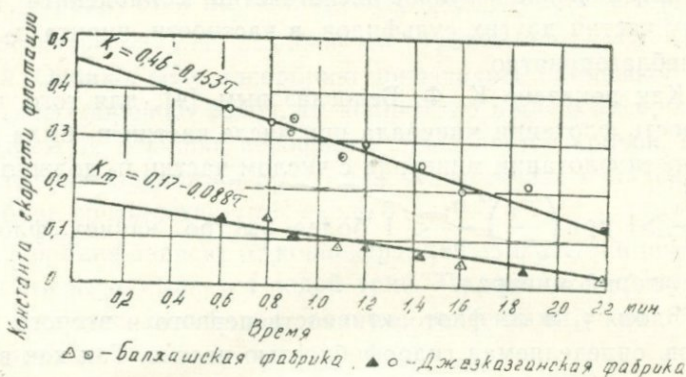


Рис. 5. Зависимость между K —константой скорости флотации и τ —продолжительного пребывания пульпы в камерах: $\Delta \circ$ —Балхашская обогатительная фабрика; $\blacktriangle \bullet$ —Джесказганская обогатительная фабрика.

должен бы флотировать быстрее сульфидов меди и железа. В качестве причин замедления флотуемости молибденита можно было бы выдвинуть следующие: окисленность поверхности частиц молибденита; наличие сростков молибденита с кварцем; несоответствие среды для флотации молибденита, в условиях флотации меди и железа и пониженная гидрофобность поверхности частиц молибденита по сравнению с сульфидами меди и железа; влияние соотношения числа зерен сульфидов тяжелых металлов и молибденита.

Влияние окисления могло в какой-то мере сказаться при рудной флотации. Однако рентгеноструктурное исследование частиц молибденита из хвостов показало отсутствие пленок соединения окисленного молибдена на поверхности молибденита.

Как видно по рис. 3, 4, крупные классы молибденита фло-тируют более замедленно, чем тонкие, что могло бы указы-вать на влияние сростков, поскольку число сростков в круп-ных классах должно быть больше. Однако разделение клас-сов ситового анализа в тяжелых жидкостях с последующим микроскопическим анализом показало, что сростки не играют основной роли, так как большая часть молибдена теряется в свободном виде, особенно в тонких классах.

Соотношение в пульпе числа частиц молибденита n_1 , к числу частиц других сульфидов, в частности, пирита n_2 весь-ма неблагоприятно.

Как показано К. Ф. Белоглазовым [4], для того, чтобы скорость флотации минерала при числе частиц n_1 была выше скорости флотации минерала с числом частиц n_2 должно быть $\frac{\varphi_1^2}{\varphi_2^2} \frac{n_1}{n_2} > 1$ при $\left(\frac{\varphi_1}{\varphi_2}\right)^2 \frac{n_1}{n_2} < 1$ более быстро начнет флотиро-вать второй минерал.

Здесь φ_1 и φ_2 флотоактивность первого и второго мине-ралов, определяемая гидрофобностью частиц. Так как в мед-но-молибденовых концентратах отношение $\frac{n_1}{n_2}$ составляет от 0,01 до 0,001, то очевидно, что молибденит может флотиро-ваться быстрее других сульфидов в том случае, если его фло-тоактивность будет в 10—100 раз выше флотоактивности дру-гих сульфидов. Можно попытаться достичь такого соотноше-ния путем повышения гидрофобности молибденита или путем понижения флотирруемости остальных сульфидов, в частности путем депрессии пирита.

Коллективная флотация сульфидов при флотации медно-молибденовых руд обычно ведется в слабощелочной среде при добавлении собирателей—ксантата и аэрофлота и вспе-нивателей—весьма разнообразных, как тяжелый пиридин, терпинеол, флотомасло и др. Кроме того, на ряде фабрик для повышения гидрофобности частиц молибденита добавляют углеводороды—керосин, масло Л или СУ, трансформаторное и др.

Надо сказать, что углеводороды в виде смазочных ма-сел попадают и с рудой и являются своего рода «неизбеж-

ной» добавкой. Роль ионогенных собирателей в повышении флотуемости сульфидов тяжелых металлов известна. Но эти собиратели повышают и флотуемость молибденита, хотя последний обладает высокой природной флотуемостью и для повышения его гидрофобизации достаточно добавления углеводородов.

Механизм действия ионогенных собирателей на молибденит тот же, что и на другие сульфиды. Ксантогенат и аэрофлот адсорбируются на молибдените. Зависимость адсорбции ксантогената от pH выражается уравнением $\Gamma = a - b \text{pH}$ линией. Однако, если адсорбцию производить промывкой минерального порошка водой, то количество прочно адсорбированного на порошке аэрофлота определяется кривой, аналогичной показанной на рис. 6 для ксантогената и максимум адсорбции соответствует pH около 6.

Адсорбция зависит от концентрации собирателя и последний почти не отмывается водой (рис. 7); но десорбируется как и с других сульфидов такими реагентами, как Na_2S (рис. 8 и 9).

Состав адсорбционной пленки ксантогената на молибдените и пирите качественно одинаков. Основная часть пленки растворяется в спирте и эфире и состоит, по-видимому, из диксантогенида; небольшая часть дополнительно удаляется пиридином и незначительная часть прочно связана с поверхностью минерала и не удаляется перечисленными растворителями (рис. 10 и 11). Одной из причин адсорбции ксантогената и аэрофлота на молибдените можно считать наличие сорбированных молибденитом катионов тяжелых металлов. Действительно, катион меди адсорбируется на поверхности молибденита и эта адсорбция зависит от pH. Зависимость адсорбции катиона меди от pH на молибдените аналогична адсорбции на цинковой обманке, но отличается от адсорбции на галените и халькопирите (рис. 12).

При адсорбции катиона меди на молибдените адсорбция ксантогената усиливается (рис. 13), соответственно повышается и флотуемость. Повышенные концентрации медного купороса понижают и адсорбцию (рис. 14) и флотуемость (рис. 15).

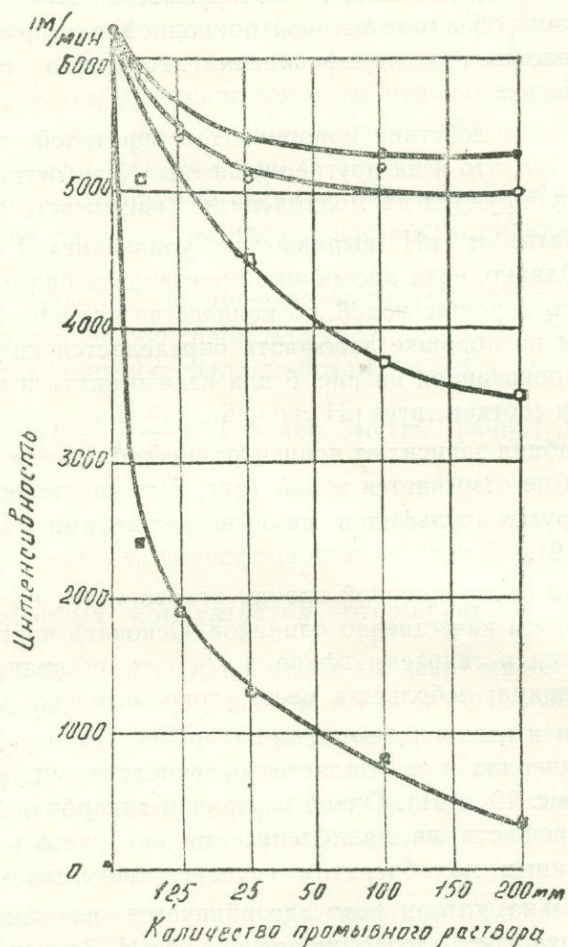


Рис. 8. Кинетика отмывки ксантогената с поверхности молибденита дистиллированной водой и раствором сернистого натрия (1,25 г/л):

- 1— MoS_2 обрабатывался ксантатом и отмывался водой;
- 2— MoS_2 обрабатывался ксантатом, затем керосином и отмывался водой;
- 3— MoS_2 обрабатывался ксантатом, затем керосином и отмывался раствором Na_2S ;
- 4— MoS_2 обрабатывался ксантатом и отмывался раствором Na_2S .

Адсорбция и флотуемость зависят от порядка добавки реагентов: подача медного купороса до ксантогената повышает адсорбцию ксантогената и флотуемость; обратный порядок, наоборот, вызывает некоторую депрессию.

Добавка углеводорода до ксантогената понижает адсорбцию последнего (рис. 7); наоборот, при добавке углеводорода после ксантогената, углеводород образует вторичную пленку

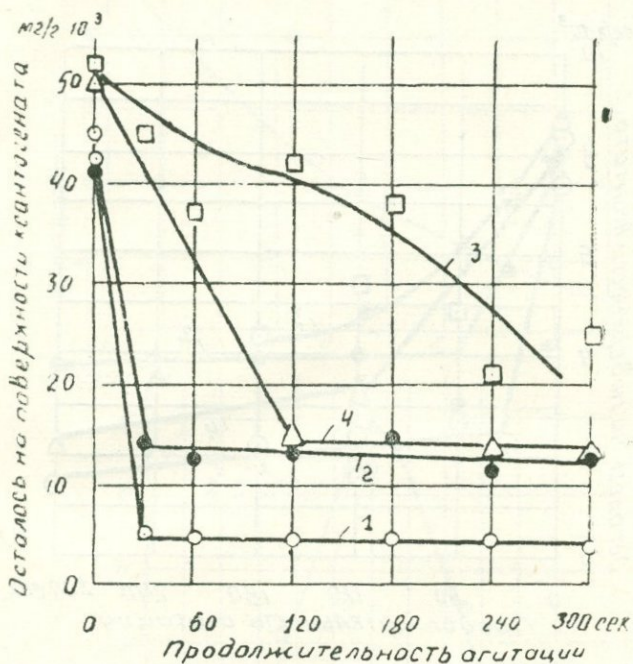


Рис. 10. Кинетика десорбции ксантогената с поверхности молибденита органическими растворителями:
 1—пиридин; 2—спирт; 3—эфир; 4—спирт+эфир; Co —5 мг/л; pH —10,2;
 t —3.

и эта пленка защищает пленку ксантогената от десорбции даже таким сильным десорбером, как Na_2S (рис. 8). Углеводородная пленка образуется и на поверхности частиц других сульфидов в местах покрытия ксантогенатом, повышая их флотуемость, как и флотуемость молибденита и сближает их по флотуемости. Естественно, что выравнивание

флотуемости частиц молибденита и других сульфидов углеводородами ведет к тому, что относительная скорость флотации частиц молибденита еще более понижается, поскольку в этих условиях будем иметь

$$\left(\frac{\varphi_1}{\varphi_2}\right)^2 \frac{\pi_1}{\pi_2} < 1$$

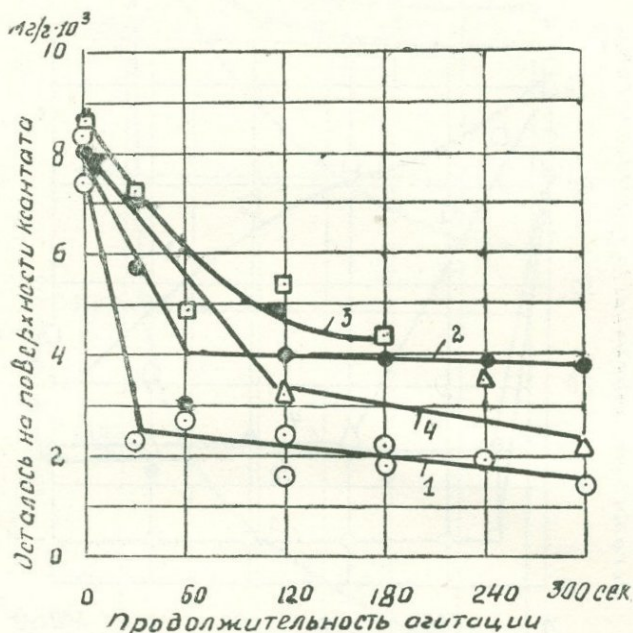


Рис. 11. Кинетика десорбции ксантагната с поверхности пирита органическими растворителями:
1—пиридин; 2—спирт; 3—эфир; 4—спирт+эфир; Со—5 мг/л; рН—10;
t—3'.

В то же время десорбция собирателя с поверхности сульфидов в цикле селективного разделения коллективного концентрата затрудняется при наличии углеводородной пленки (рис. 7).

Это затруднение будет тем больше, чем выше расход ксантагната и углеводорода.

Таким образом, подача углеводородов для повышения флотуемости молибденита в голове процесса коллективной

флотации без депрессии других сульфидов (пирит) не может существенно ускорить флотацию молибденита и может вызвать затруднения при селективной последующей флотации. Углеводороды, в случае их подачи в голове процесса, должны подаваться в небольшом количестве и до подачи ксантогена-

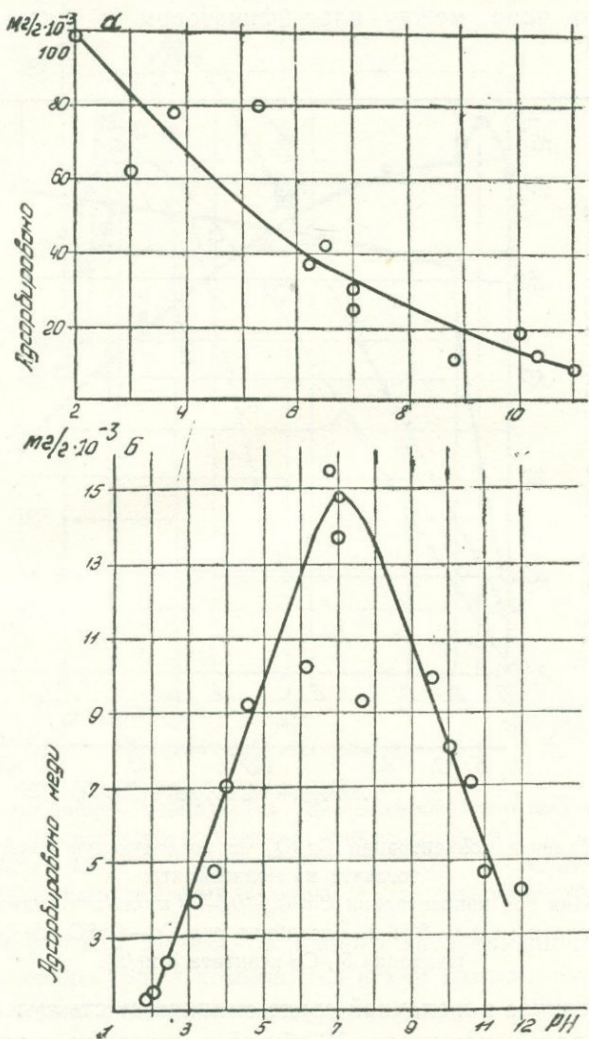


Рис. 12. Адсорбция катиона меди на халькозине (а) и молибдените (б) от рН (концентрация Cu —5 мг/л).

та. Обычно их подают в измельчение. Но в этих условиях усиливается и смачиваемость углеводородом других сульфидов по свежееобразованным граням. Вероятно, более целесообразна подача эмульсии углеводорода в выход мельницы или в слив классификатора с промежуточной установкой контактного чана между классификатором и флотомашинной.

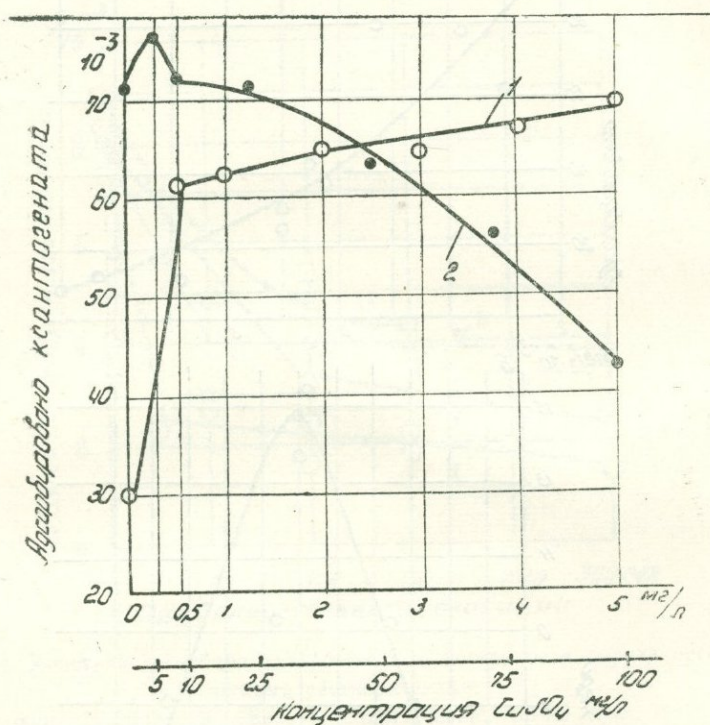


Рис. 14. Влияние концентрации CuSO_4 на последующую адсорбцию ксантогената на молибдените:

1—адсорбция при концентрации CuSO_4 —0,5—5 мг/л (агитация 5', Co ксантогената 2 мг/л t —5'); 2—адсорбция при Co — CuSO_4 5—100 мг/л (агитация 5', Co ксантата 5 мг/л).

В этом случае в щелочной среде смачиваемость сульфидов углеводородами понижена. В обычных условиях при отстаивании флотуемости молибденита добавление углеводорода более рационально в контрольной или промпродуктовой флотации, когда основная масса сульфидов сфлотирована. В

этом случае получаются более богатые молибденом продукты и повышается извлечение крупнозернистого молибденита (рис. 16).

В свете изложенного изменение относительной флотуемости молибденита возможно в двух направлениях: повыше-

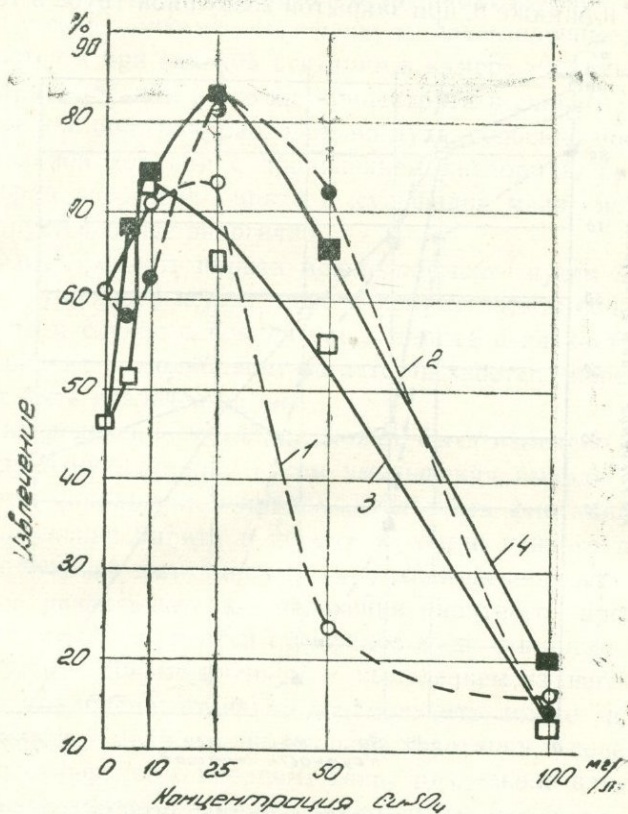


Рис. 15. Флотуемость молибденита, задепрессированного щелочами при различных концентрациях медного купороса:

1—сода—ксантат— CuSO_4 ; 2—сода— CuSO_4 —ксантат (50 мг/л); 3—известь— CuSO_4 —ксантат (время флотации 5'; сосновое масло 20 мг/л).

ние флотуемости пирита—основного загрязняющего коллективные концентраты компонента и тем самым еще большего понижения относительной флотуемости молибденита; депрессия пирита и тем самым повышение относительной флотуемости молибденита.

Первый путь можно осуществить регулируя рН и создавая еще более стесненные условия флотации путем ограничения аэрации.

Результаты опытов перераспределения сгущенного коллективно-го концентрата Балхашской фабрики показали, что при $\text{pH} \leq 10$ или ниже 8, при закрытой воздушной трубе в течение

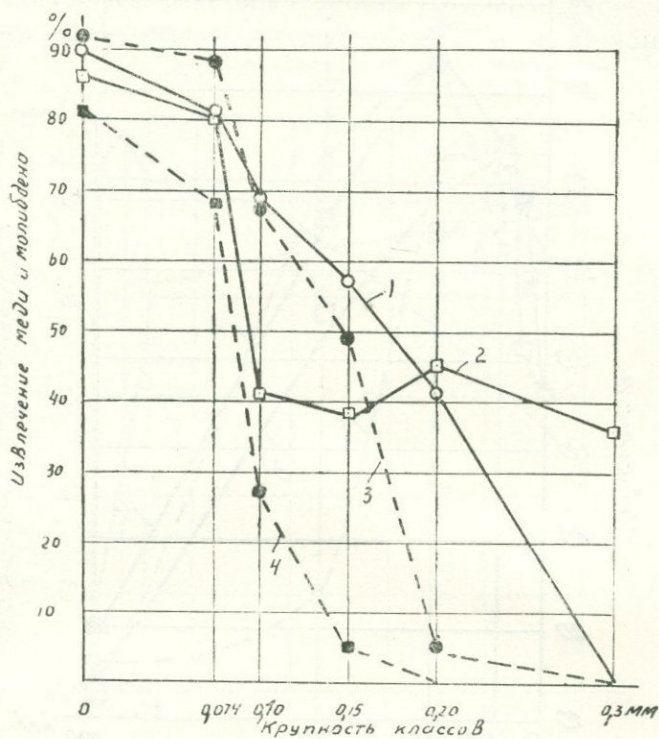


Рис. 16. Извлечение меди и молибдена по классам крупности при флотации руды с пиридином и при сочетании: в основную флотацию—пиридин, в контрольную—углеводороды + ОПСБ:

а) пиридин—ОПСБ+ углеводороды:

1—извлечение меди; 2—извлечение молибдена;

б) пиридин: 3—извлечение меди; 4—извлечение молибдена.

первых трех минут флотирует только пирит. Сульфиды меди и молибдена увлечены в незначительном количестве в виде механического выноса; содержание их может быть еще более понижено путем доизмельчения пиритного концентрата в из-

вестковой среде, с депрессией пирита и последующей флотацией сульфидов меди и молибденита.

При флотации с очень малым расходом воздуха, засасываемого через неплотности и выделяющегося из воды, происходит флотация, которую можно отнести к разновидности процесса флокулярной флотации, разрабатываемой Г. С. Бергером с сотрудниками. Аэрофлокулы здесь прочные, не разрушаются и при сильной агитации в камере машины.

При флотации этого же концентрата в сильно известковой среде с большим расходом воздуха, особенно после предварительной аэрации с добавлением кислорода, происходит некоторая депрессия пирита и сульфидов меди; молибденит флотируется более энергично.

Флотируемость пирита можно повысить путем доизмельчения сгущенного коллективного концентрата в содовой среде. В этом случае основная часть пирита извлекается в пенный продукт, а молибденит остается в хвостах перечистки и может быть извлечен из них.

Распределение металлов может быть изменено в более благоприятную сторону путем уменьшения выхода пенного продукта сокращением продолжительности флотации.

Выделение пирита в первые фракции пенного продукта с последующей флотацией меди и молибдена создает условия для отдельного доизмельчения пиритного продукта, в котором имеются сростки сульфидов меди и пирита, с последующим его доизмельчением и выделением из него остатка меди и молибдена; отдельно доизмельчить можно и кварцевые хвосты медно-молибденовой флотации, содержащие сростки сульфидов с кварцем. Такое отдельное измельчение даст возможность подобрать оптимальные условия измельчения и классификации, которые для пиритных и кварцевых продуктов должны быть, естественно, различными.

При стандартном процессе, когда депрессируется пирит и значительная часть молибденита переходит в хвосты перечистки, целесообразно доизмельчение песковой части хвостов и перефлотацию их производить в отдельном цикле; медно-молибденовый продукт с повышенным содержанием молибдена направлять в цикл селективной флотации для выделения молибдена.

Повысить относительную флотуемость молибденита можно только путем депрессии сульфидов тяжелых металлов (пирита) и снижением содержания пирита (уменьшение или устранение циркуляции пирита).

3. Для повышения флотуемости молибденита углеводороды целесообразно подавать не в голове процесса, а в контрольную или промпродуктовую флотацию после выделения основной массы сульфидов тяжелых металлов.

4. При пониженной флотуемости молибденита промпродукты (хвосты перечисток и др.) целесообразно перерабатывать в отдельном цикле с выделением более богатого молибденом медно-молибденового продукта и пиритного концентрата, понижая этим циркуляцию пирита в циклах флотации.

Для предупреждения падения концентрации сернистого натрия может быть использовано автоматическое регулирование по обратной концентрации или путем подачи заводского не нужного избытка сернистого натрия.

В Ы В О Д Ы

1. Пониженная скорость флотации молибденита при коллективной флотации с ксантогенатами и перечистных операциях вызвана выравниванием флотуемости молибденита и сульфидов тяжелых металлов (пирита) и неблагоприятным соотношением концентрации частиц молибденита и сульфидов в условиях стесненной флотации.

2. Относительную флотуемость молибденита можно еще более понизить, если перечистку сгущенного коллективного концентрата вести в еще более стесненных условиях: при резком снижении аэрации, пониженных значениях рН, или в содовой среде, или при снижении концентрации сернистого натрия ниже критической.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. Митрофанов С. И., Курочкина А. В. Некоторые вопросы флотации молибденита из медно-молибденовых руд. Сборник Гинцветмета № 10, 1955.
2. Аполлонов В. К. Извлечение молибдена на болгарской обогатительной фабрике Россен № 1. ЦИИН Цветная металлургия № 16 (165), 1960.
3. Митрофанов С. И. Селективная флотация. Металлургиздат, 1958.
4. Белоглазов К. Ф. Закономерности флотационного процесса. Металлургиздат, 1947.

В. И. ЛУЦЕНКО
НИГМИ
А. Н. ДАНЕЛЯН

Каджаранский медно-молибденовый комбинат

ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ТИПИЗАЦИЯ РУД КАДЖАРАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Каджаранское медно-молибденовое месторождение эксплуатируется более 10 лет, однако, разделение руд на технологические сорта до сих пор недостаточно обосновано. Установилась такая практика эксплуатации месторождения, когда в переработку поступают только штокверковые сульфидные руды со степенью окисления молибдена не более 12%.* Доля сульфидных руд составляет около 40% от вынимаемой горной массы. Руды с более высокой степенью окисления вывозятся в отвал, независимо от величины содержания в них сульфидных молибдена и меди.

Сульфидный молибден представлен молибденитом, а сульфидная медь халькопиритом, борнитом и рядом других вторичных сульфидов. Сульфидная руда обогащается флотационным способом с извлечением в коллективный концентрат сульфидного молибдена до 90% и сульфидной меди порядка 80%. Относительно невысокая степень извлечения сульфидных форм металлов объясняется малым их содержанием в руде.

Что касается показателей извлечения металлов в пересчете на их общее содержание в руде, то они характеризуют-

* Относительное содержание окисленного молибдена в процентах к общему его содержанию.

ся еще более низкими значениями: для молибдена порядка 80% и для меди 70%. Это объясняется тем, что в сульфидной руде присутствуют труднообогатимые окисленные формы молибдена и меди.

На месторождении значительно развита зона окисления и поэтому в зоне отработки карьера чисто сульфидные руды встречаются локальными участками попеременно с окисленными. В настоящее время рядовой сульфидной рудой можно считать рудную смесь с преобладанием сульфидного оруденения над окисленным со средней степенью окисления молибдена 6—8%. Эта цифра является конъюнктурной и уменьшается с углублением карьера.

Руды с большой степенью окисления молибдена, порядка 50—90%, относительно более бедны по содержанию металла. Они были распространены на верхних горизонтах карьера, а в настоящий момент расположены в основном на периферии контура промышленных руд. По мере отработки уступов карьера, эти руды вывозятся в отвал в качестве вскрышной породы.

Между указанными крайними типами штокверковых руд среднее место занимают смешанные руды (сульфидно-окисленные) с промышленным содержанием металлов, но с колебанием степени окисления молибдена от 12 до 50—55%, в зависимости от преобладания в рудной смеси сульфидного или окисленного оруденения.

По принятой на Каджаранской обогатительной фабрике технологии окисленный молибден и преобладающие труднообогатимые формы окисленной меди практически не извлекаются [1]. Это затрудняет переработку смешанных руд и препятствует использованию окисленных руд.

Однако, в условиях значительного расширения производительности Каджаранского комбината нельзя мириться с существующей низкой степенью использования добываемой горной массы. Необходимо расширить границы использования руд месторождения за счет вовлечения в переработку смешанных и окисленных руд.

С этой целью нами исследован ряд вопросов геолого-технологической типизации руд Каджаранского месторожде-

ния и в итоге предложены технологические кондиции на промышленные типы руд.

Как известно, геолого-технологическая типизация разрабатывается на основе изучения минералого-петрографических и связанных с ними технологических свойств руд месторождения. При этом, неизменным условием для выделения геолого-технологического типа руды является возможность его пространственного обособления с образованием блоков подсчета запасов.

Рассмотрим основные особенности вещественного состава руд Каджаранского месторождения.

Рудовмещающая порода—монцититы—подразделяется по степени гидротермального изменения на три разновидности: относительно свежие, слабо измененные и сильно измененные [2]. Указанные разновидности встречаются в объеме месторождения небольшими участками без резкого перехода, так что подчас разделение на разновидности является условным. Характерна частая перемежаемость этих разновидностей.

Статистический анализ данных геологической разведки [3] показал, что интенсивность оруденения убывает от сильно измененных монцититов к относительно свежим. Наблюдается некоторое преобладание прожилкового вида оруденения в сильно измененных монцититах по отношению к менее измененным, где господствует прожилково-вкрапленный вид. Однако, разница в содержаниях металлов и в размере рудных зерен не столь велика, чтобы по этим признакам различать разновидности. В масштабе суточной добычи происходит такое усреднение руды, при котором некоторая разница в вещественном составе и свойствах разновидностей монцититов (в частности—их размалываемости) практически не оказывает существенного влияния на технологический режим обогащения.

Как следует из [3] на месторождении более распространены сильно измененные монцититы. Весьма важной их

особенностью является присутствие значительных количеств каолинита.

Оставляя в стороне вопрос о генезисе каолинита [4] отметим, что каолинизация имеет повсеместное развитие на месторождении среди всех разновидностей монцонитов. Вследствие этого, каджаранские руды содержат значительное количество так называемых первичных шламов. Так, например, руда дробленная до крупности зерен менее 25 мм (питание мельниц на фабрике) содержит в среднем 11% класса зерен менее 74 микрона и в том числе около 4% класса зерен менее 30 микрон. Руда дробленная до крупности зерен менее 3 мм содержит до 20% класса зерен менее 74 микрона, в том числе около 10% класса зерен менее 30 микрон и порядка 5% зерен менее 15 мк.

Химический состав и термографическое исследование первичных шламов свидетельствуют о том, что в их составе преобладает каолинит.* Серицит, хлорит и другие продукты гидротермального изменения монцонитов занимают подчиненное положение. Шламы окисленных руд содержат также лимонит.

Технологическое исследование показало, что первичные шламы легко диспергируются при мокром помоле руды и в процессе агитации пульпы во флотационных машинах, образуя глинистую суспензию. Это ухудшает процессы измельчения руды, классификации пульпы и флотации.** Вместе с тем, установлен относительно постоянный уровень содержания первичных шламов в средней руде суточной добычи.

Таким образом, ни степень гидротермального изменения монцонитов, ни уровень содержания первичных шламов в руде не могут служить определяющими свойствами для технологической типизации руд.

Решающее влияние на технологические показатели обогащения и экономику переработки оказывает степень окисления руды. Значительное развитие на месторождении зоны

* Более детальное исследование, проведенное А. Г. Казаряном, указывает на присутствие также и гидрослюд, в частности, нонтронита.

** Исследование проведено совместно с А. А. Раганияном и А. Б. Пилипосян.

окисления со специфическим составом труднофлотируемых окисленных форм молибдена и меди является главенствующим фактором.

Следует отметить, что встречающиеся на глубоких горизонтах месторождения рудные жилы в сопоставлении с запасами штокверковых руд теряют самостоятельное значение.

Исследованием флотации сульфидных и смешанных руд доказано, что наличие окисленных форм металлов не влияет в известных пределах на показатели извлечения сульфидов. Последнее определяется, в основном, величиной абсолютного содержания сульфидов в руде. Поэтому технологические типы руд должны выделяться по содержанию сульфидных форм молибдена и меди и по степени окисления.

Так как молибден является ведущим металлом, то в качестве основы для типизации руд принимается предельный показатель степени окисления молибдена в руде.

При проведении геологоразведочных работ степень окисления металлов в руде определялась для ограниченного количества проб, отобранных из предполагаемой зоны окисления. Более полные данные были получены в процессе изучения проб эксплуатационной разведки. Поэтому, для подсчета запасов блоков руды с различной степенью окисления и для определения процентного соотношения между разными типами руд мы использовали данные для трех пятнадцатиметровых уступов карьера 2190, 2175 и 2160. Эти уступы характеризуют среднее состояние рудной базы Каджаранского комбината на ближайшие годы работы предприятия.

Подсчет запасов руды и металлов произведен нами по существующим геологическим кондициям, которые служат для градации руд на балансовые и забалансовые. Для разделения руд на сульфидные и смешанные принят предельный показатель степени окисления молибдена 12%.

Подсчет показал, что указанный предел степени окисления молибдена обеспечивает получение промышленных блоков сульфидной руды со средней степенью окисления молибдена 4% и меди 17%. Запас такой руды составляет 31% от вынимаемой горной массы и включает 55% запаса сульфидного молибдена и 48% запаса сульфидной меди (принимая за

100% общий запас сульфидного металла, заключенный в горной массе).

Однако, при проведении добычных работ сульфидная руда неизбежно разубоживается смешанными рудами и поступающая на фабрику руда имеет среднюю степень окисления молибдена 8%, а в отдельные месяцы степень окисления достигает даже 12—15%. Таким образом, практически некоторая часть смешанных руд из смежных блоков вовлекается в переработку.

Учитывая большой масштаб переработки руды и, следовательно, практическую возможность смешивания руды при добыче с выдерживанием постоянного состава рудной смеси, целесообразно в деле технологической оценки руд перейти от предельных показателей для единичного блока, к предельным показателям для средневзвешенной смеси, т. е. товарной руды.

В этом случае нет оснований исключать при добыче отдельные блоки забалансовых руд, находящиеся в массиве промышленных сульфидных руд. В рудную смесь могут входить любые блоки (исключая пустую породу) в таком соотношении, чтобы обеспечивался средний кондиционный состав товарной руды.

При этом необходимо учитывать важную особенность смешанных руд, а именно—с увеличением степени окисления молибдена падает абсолютное содержание сульфидного молибдена и, соответственно, меди. Как правило, руды с высокой степенью окисления молибдена, (более 50%), являются некондиционными.

Окисленный забалансовый тип выделяется при составлении товарной руды в том случае, когда после смешивания остаются в избытке блоки забалансовой руды, которые по горноэксплуатационным условиям отработки карьера подлежат вывозу в отвал.

Исходя из сказанного, предлагаются следующие технологические кондиции на типы руд Каджаранского месторождения:

1. Сульфидный тип—имеет кондиционное содержание сульфидных форм металлов и характеризуется степенью окисления молибдена менее 12%.

2. Смешанный тип—также имеет кондиционное содержание сульфидных форм металлов, но характеризуется степенью окисления молибдена более 12%.

3. Окисленный тип—имеет некондиционное содержание сульфидных форм металлов. Лимитировать степень окисления нет необходимости.

В НИГМИ разработаны схемы для промышленных типов руд—сульфидного и смешанного [5], [6]. Схемы учитывают вышеуказанные особенности вещественного состава руд и обеспечивают получение высоких показателей обогащения*.

В соответствии с новыми технологическими кондициями по результатам нашего подсчета проведено распределение запасов руды и металлов по геолого-технологическим типам в контуре месторождения.

На основании подсчета запасов в контуре трех обрабатываемых уступов карьера можно представить себе следующие варианты использования рудной базы Каджаранского комбината.

Первый вариант отражает существующую практику добычи и переработки сульфидного типа руды со степенью окисления молибдена 8% и меди 21%. При этом значительная часть смешанных руд и все окисленные руды вывозятся в отвал. Поэтому используется всего 40% горной массы, 67% запаса сульфидного молибдена и 63% запаса сульфидной меди.

По второму варианту в переработку поступают, наряду с блоками сульфидной руды, также и блоки смешанной руды. Степень использования горной массы возрастает до 53%, а степень использования запасов сульфидных металлов поднимается до 81% для молибдена и 80% для меди. При этом в отвал вывозится окисленный забалансовый тип руды.

По третьему варианту в переработку вовлекается смесь всех балансовых и забалансовых руд месторождения и ис-

* Схема комплексной переработки смешанного типа руд разработана в лабораторном масштабе и требует промышленной проверки. Схема позволяет извлекать до 90% сульфидного и около 50% окисленного молибдена. Извлечение сульфидной меди возможно на уровне 80% и окисленной—порядка 70%.

пользуется практически весь разведанный запас руды и металлов. Вскрышная пустая порода составляет примерно 10% от вынимаемой горной массы. Полученная при этом рудная смесь представляет собой смешанный тип руды, т. к. характеризуется кондиционным содержанием сульфидных форм металлов и имеет степень окисления молибдена 29% и меди 41%. Следует отметить, что содержание сульфидного молибдена в указанной рудной смеси выше, чем в эксплуатируемых рудах Агаракского и Дастакертского месторождений, расположенных по соседству с Каджараном.

В случае использования всех руд по третьему варианту прирост извлечения молибдена из одной тонны добытой горной массы составляет 88% и увеличивается срок эксплуатации карьера по сравнению с существующей практикой промышленного использования только одного сульфидного типа руды.

Это равносильно вводу в эксплуатацию крупного медно-молибденового месторождения.

ВЫВОДЫ

На основании изучения особенностей вещественного состава и технологических свойств штокверковых руд Каджаранского месторождения разработаны основные вопросы геолого-технологической типизации руд и предложены технологические кондиции на три типа руд: сульфидный балансовый, смешанный балансовый и окисленный забалансовый.

Технологические кондиции, в отличие от геологических, применены не к каждому отдельному блоку запасов, а к совокупности блоков, подлежащих выемке и переработке на обогатительной фабрике.

Таким образом, технологические кондиции характеризуют все количество шихты—товарной руды, предназначенной для переработки в определенный период времени. Такой подход к геолого-технологической типизации руд данного месторождения исходит из практики массовой добычи руды столь большого масштаба, при котором имеется возможность обеспечить постоянство среднего состава рудной шихты.

В качестве примера для трех уступов карьера определено соотношение типов руд в общем объеме вынимаемой горной массы и подсчитаны запасы руды и металлов со средним содержанием общего металла, а также сульфидных и окисленных форм.

Новые технологические кондиции отражают современный этап разработки более прогрессивной технологии для переработки руд Каджаранского месторождения. Согласно этим кондициям ранее обособленные типы руд могут быть превращены в рудную смесь с заданным содержанием сульфидных металлов и определенной степенью окисления. При этом степень окисления не лимитирует возможность переработки руды по новой схеме комплексного обогащения.

На этой основе показана возможность максимального использования рудных запасов месторождения. Объем вскрыши может быть сокращен до 15—10% от вынимаемой горной массы и более чем в полтора раза увеличен срок эксплуатации месторождения.

Данная работа представляет основу для технико-экономического расчета вариантов переработки рудных смесей и проектирования рудной базы для расширения комбината.

ЛИТЕРАТУРА

1. Луценко В. И. Промышленность Армении, № 3, 1962.
2. Мкртчян С. С. Зангезурская рудоносная область Армянской ССР, изд. АН Арм. ССР, 1958.
3. Луценко В. И., Оганесян Р. А., Овчинникова И. Е. Научные труды НИГМИ, выпуск IV, 1964.
4. Казарян А. Г. Известия АН СССР, серия геологическая, 1962, № 6
5. Луценко В. И., Раганян А. А. Схемы обогащения промышленных типов медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения, рекомендуемые для расширения комбината. «Материалы конференции»... Изд. «Айастан», 1969 г.
6. Луценко В. И., Вртанесян С. Г. Цветные металлы, 1964, № 4.

А. А. РАГАНЯН
НИГМИ
Э. В. ВИШНЕВСКИЙ
Каджаранский комбинат

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНО- ФЛОТАЦИОННОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА КАДЖАРАНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

Каджаранская обогатительная фабрика является крупным медно-молибденовым предприятием, имеющим союзное значение. Мощность комбината в дальнейшем будет значительно повышена, поэтому интенсификация работы измельчительно-флотационного оборудования на фабрике имеет большое народнохозяйственное значение.

Каджаранская обогатительная фабрика, пущенная в работу в 1952 г., достигла значительных результатов в своем развитии. В 1958 г. она достигла проектной мощности. С 1959 г. начались работы по реконструкции и дальнейшему расширению фабрики.

В настоящее время полностью реконструировано и расширено дробильное отделение (увеличена ширина транспортных лент до 1600 мм и пр.). В измельчительном отделении внедрено двухстадиальное измельчение руды. Установлены новые мельницы и произведено удлинение мельниц. В цикле коллективной флотации установлены два ряда новых флотомашин М6—В. Установлен единый 8-ми струйный пульподелитель, осуществлена централизованная перечистка коллективного концентрата, цикл селективной флотации полностью перенесен на нижний уступ фабрики.

Все работы проведены без длительных остановок фабрики и в условиях наличия высокого плана.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РАБОТЫ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

До реконструкции и расширения фабрика работала по одностадиальной схеме измельчения. За время работы по этой схеме не была достигнута проектная тонина помола руды до 60—65% минус 0,074 мм. Наилучшие результаты по этой схеме были получены в 1958—1959 гг., когда содержание класса минут 0,074 мм составляло 55%, при содержании класса +150 мм — 32%; плотность слива классификатора составляла 26—27% твердого, удельная производительность по классу минус 0,074 мм — 1,03 т/час на 1 м³ объема мельницы.

С целью достижения проектной тонины помола руды, повышения удельной производительности мельниц, увеличения плотности пульпы при флотации и снижения потерь металлов за счет переизмельчения и недоизмельчения руды И. Н. Шоршером и М. Г. Барлауховым в 1957 г. была предложена двухстадиальная схема измельчения руды с межцикловой флотацией, с применением гидроциклонов во II стадии измельчения и сопряжения одной мельницы I стадии измельчения к одной — во II стадии (сотрудниками НИГМИ В. И. Луценко и А. А. Раганяном в 1958 г. была предложена для испытаний схема сопряжения мельниц I и II стадий в соотношении 2:1).

Осуществление указанной схемы двухстадиального помола руды при сопряжении мельниц 1:1 на I и IV секциях позволило резко увеличить производительность этих секций за счет установки двух мельниц и 10-ти гидроциклонов. Пуск и регулировка двухстадиальной схемы на I секции производились И. Н. Шоршером и А. И. Поворовым совместно с работниками комбината. Прямая подача материала из насосов в гидроциклоны была заменена подачей через напорный бак, установленный на высоте 5 м.

Как показала длительная работа мельниц по этой схеме, производительность их по руде несколько упала по сравнению с работой по одностадиальной схеме, а тонина помола руды по классу минус 0,074 мм была всего на 1,5—2% выше, чем по одностадиальной схеме. Положительным явлением было повышение плотности слива, идущего на флотацию.

По просьбе комбината отделом обогащения НИГМИ

совместно с комбинатом с 1961 г. были начаты работы по регулировке и наладке схемы двухстадиального измельчения руды. Опробование показало, что удельная производительность мельниц II стадии примерно на 30% ниже, чем у мельниц I стадии (0,8—1,0 т/час м³ на II стадии против 1,2—1,3 т/час м³ на I стадии). Циркуляционная нагрузка мельниц II стадии составляла 150—160%, а на I стадии циркуляционная нагрузка колебалась в широких пределах—от 10 до 50%.

Работниками НИГМИ был предложен ряд мероприятий по улучшению работы цикла двухстадиального измельчения руды: реконструкция разгрузочного устройства мельниц II стадии, увеличение количества мельниц I стадии измельчения, контрольная классификация слива гидроциклонов, ликвидация межцикловой флотации и пр.

По предложению М. П. Рабиновича и А. И. Пашовкина были наращены ливные пороги спиральных классификаторов на 150 мм, что несколько улучшило работу классификаторов.

С целью увеличения удельной производительности мельниц II стадии как I этап работы была произведена реконструкция разгрузочного устройства мельницы II стадии измельчения (уменьшена величина отверстий решетки с 20 до 12 мм, закрыты отверстия в периферической части решетки), произведена догрузка в мельницу, наряду с шарами 60 мм, шаров диаметром 40 мм. Указанные мероприятия позволили повысить удельную производительность мельниц II стадии примерно на 8%.

Вторым этапом работ по увеличению удельной производительности мельниц II стадии измельчения было изменение схемы сопряжения мельниц I и II стадии.

Поскольку производительность насосов была ограничена, то было решено вначале испытать схему сопряжения мельниц I и II стадий в соотношении 1,5:1, а затем 2:1 в условиях ограниченной производительности насосов.

В августе 1963 г. на фабрике была осуществлена схема сопряжения мельниц 3:2 путем подачи половины слива классификатора 2-ой мельницы, работающей до этого по одностадиальной схеме, в зумпф насосов 5 мельницы, а второй поло-

вины—6-ой мельницы. Необходимые расчеты и режим работы был дан А. А. Клешниным. Были получены положительные результаты.

В январе 1964 г. на фабрике была также осуществлена схема сопряжения мельниц 2:1 путем подачи слива классификаторов 3 и 8 мельниц в зумпф насосов 7-ой мельницы. Указанная схема дала хорошие результаты.

В настоящее время на фабрике действуют различные схемы сопряжения мельниц I и II стадии—1:1, 1,5:1 (3:2), 2:1 и одностадиальное измельчение.

Нами произведена статистическая обработка данных о работе измельчительного отделения фабрики за II квартал 1964 г. при различной схеме сопряжения мельниц (1:0, 1:1, 1,5:1 и 2:1).

Наилучшие показатели достигнуты при сопряжении мельниц 2:1; производительность мельниц выросла на 11,5% по сравнению с 1:1; резко возросла удельная производительность мельницы II стадии, достигнув 1,2 против 1,00 при 1:1, т. е. выросла на 20%.

Осуществление схемы 2:1 для мельниц II стадии было равносильно увеличению циркуляционной нагрузки в два раза, что и сказалось на повышении удельной производительности. Кроме того, на II стадию стала поступать более тонкая руда, поэтому содержание средних классов заметно увеличилось, что благоприятно для флотации.

Удельная производительность мельниц I стадии при 2:1 несколько снизилась против 1:1. Это объясняется тем, что в условиях ограниченной производительности мельниц приходилось повышать плотность слива классификатора с нормального 1280—1300 г/л до 1450—500 г/л, что снижало циркуляционную нагрузку с 75—80% до 20—25%. Дальнейшие работы по интенсификации работы мельниц будут направлены на повышение циркуляционной нагрузки до нужной величины, перевод мельниц II стадии на центральную разгрузку и пр.

С целью повышения удельной производительности мельниц II стадии при сопряжении 1:1 нами также была испытана контрольная классификация слива гидроциклонов путем направления слива гидроциклона в блок-насос, который непо-

средственно был соединен с гидроциклоном. При этом содержание класса +150 мм снизилось с 30% до 15—20%. Одновременно повысилась тонина помола руды. Данная работа еще не завершена.

Экономический эффект от внедрения на фабрике схемы сопряжения мельниц 2:1 составит порядка 650 тыс. руб. в год. Внедрение этой схемы намечено произвести в 1966 г.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РАБОТЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОРУДОВАНИЯ В ЦИКЛЕ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ РУДЫ

Вторым неблагоприятным моментом была неудовлетворительная работа флотомашин Механобр 6—А. Наблюдалось большое бурение пульпы во флотомашине, из-за чего число оборотов было снижено с 280 до 260, что уменьшило и без того малый засос воздуха. На поверхности пульпы не было сплошного пенного слоя: пена была разбита на отдельные островки и не производилось своевременного съема пены.

С целью упорядочения работы флотомашин М6—А сотрудниками НИГМИ (В. И. Луценко, А. А. Раганыном и А. И. Пашовкиным) совместно с сотрудниками комбината (М. Г. Барлауховым и И. Я. Кашкаровым) был разработан комплекс регулирующих устройств и внедрен на фабрике. В состав комплекса входят: задний пеноотбойник особой геометрической формы; успокоительная решетка или планка в передней части фотокамеры; перегородка шпичкастена и пр., эти устройства позволяют спрямить потоки пульпы во флотокамере и ликвидируют вредное бурение в передней части флотокамеры. Благодаря указанному комплексу улучшилась работа флотомашин. Ввиду ликвидации вредного бурения, число оборотов импеллера вновь повысили с 260 до 280—300 об/мин.

На фабрике был внедрен скоростной режим флотации. Выход пенного продукта основной флотации был увеличен с 4—5% до 7—8%. Поток пульпы во флотокамере был увеличен с 2,0 до 3,5—4,0 м³/мин. Это в свою очередь потребовало увеличения мощности моторов в 1,4 раза на всасывающих камерах. Флотомшины были переведены на прямоток из 6-и

и 4-х камерных участков (предложение А. А. Раганяна, В. И. Луценко и Э. В. Вишневого).

В НИГМИ разработан оригинальный регулятор уровня пульпы с широким сливным порогом и рычажным шибером. Испытания на фабрике показали надежную их работу, поддерживающую заданный уровень пульпы во флотокамере. Ввиду поступления и монтажа на фабрике новых флотомашин М6—ВМ с регулятором уровня пульпы с более широким сливным порогом, подобным регуляторам флотомашин М7, регуляторы уровня пульпы НИГМИ не внедрены. Высвобожденные регуляторы от новых флотомашин М6—В были установлены на старых флотомашинах М6—А.

В результате проведенных работ производительность 1 м³ флотомашин выросла с 10,5 т/сутки в 1959 г. до 15,0 т/сутки в 1964 г. Время флотации сократилось с 33 мин в 1959 г. до 23 мин в 1964 г. Дебит пульпы вырос с 2 м³/мин в 1959 г. до 3,5 м³/мин в 1964 г.

Благодаря проведенным работам в цикле измельчения и коллективной флотации и ряда других мероприятий в помещении фабрики, производительность фабрики была увеличена в 2,5 раза. Товарное извлечение в соответствующие концентраты составило за 8 месяцев 1964 г. молибдена—79,46% и меди—72,07% против 1959 г. молибдена 77,64% и меди 66,80%, т. е. товарное извлечение выросло молибдена—на 1,82% и меди на 5,27%.

Себестоимость переработки 1 т руды в 1963 г. составила 1,73 руб., производительность труда на 1 трудящегося составила 5800 т/год, расход электроэнергии—18,7 квтчас/1 т руды*.

ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СУЛЬФИДОВ НА ФАБРИКЕ

В ближайшем будущем перед комбинатом стоят более грандиозные задачи. Мощность комбината должна быть зна-

* В 1965 г. себестоимость переработки 1 т руды составила 1,07 руб., производительность труда на 1 трудящегося—8,5 тыс. тонн в год. Расход электроэнергии—15,3 квтчас/т руды.

чительно увеличена при высоких технико-экономических показателях. Извлечение в соответствующие концентраты к 1970 г. должно составить—молибдена 82,5% и меди 75% из руды со степенью окисления молибдена до 6%, т. е. против достигнутого уровня извлечение молибдена должно возрасти на 3—4%, а меди примерно на 3%.

Для достижения вышеуказанного извлечения необходимо, чтобы содержание сульфидов в отвальных хвостах фабрики составило сульфидного молибдена—0,005% и сульфидной меди—0,05%.

В замкнутых лабораторных опытах, проведенных в НИГМИ, получены отвальные хвосты с содержанием сульфидного молибдена—0,005% и сульфидной меди—0,04%. Постоянные условия опытов: руда текущей добычи Каджаранского месторождения; тонина помола 56% минус 0,074 мм и 21% +50 мк; время основной и контрольной флотации—18 мин и аэрация пульпы—0,8—1,0 м³ воздуха в минуту на 1 м³ объема флотокамеры.

В отвальных хвостах фабрики по данным 8 месяцев 1964 г. содержание сульфидов составило: сульфидного молибдена 0,0075% и сульфидной меди 0,101%, при тонине помола руды 54—55% минус 0,074 мм и 30—33% + 150 мк, времени основной и контрольной флотации—21—25 мин и аэрации пульпы—0,2—0,5 м³/мин на 1 м³.

Таким образом, если содержание сульфидов в отвальных хвостах фабрики приблизить к лабораторному, то извлечение молибдена повысится на 1,5—2%, а меди на 2—3%. Для этого необходимо на фабрике уменьшить содержание класса +150 мк до 20%, повысить в два-три раза аэрацию пульпы, доводя до 0,8—0,9 м³/мин 1 м³, улучшить работу флотомашин, реагентный режим и пр.

Совершенство аэраторов флотомашин М6 показало возможность повышения засоса воздуха на фабрике.

Проведенные работы в НИГМИ показывают, что наряду с ОПСБ подача окисленного скипидара-терпинеола, а также раздельная подача керосина в голову флотации, а масла

СУ в контрольную флотацию снижают содержание сульфидов в отвальных хвостах*.

Проведенная работа по интенсификации работы измельчительно-флотационного оборудования на Каджаранской фабрике может представлять интерес и для других обогатительных фабрик Союза.

* В 1 кв. 1966 г. указанный режим был внедрен на фабрике, что позволило, наряду с другими мероприятиями (изменением схемы перемешивания коллективного концентрата с введением операции доизмельчения и снижением в измельченной руде содержания класса +150 мк до 30%) в отвальных хвостах фабрики в марте-апреле 1966 г. снизить содержание молибдена сульфидного до 0,005—0,006% и меди сульфидной до 0,05—0,06%. По сравнению с 1961—1965 гг. прирост извлечения молибдена сульфидного составило порядка 3% и меди сульфидной—6%.

С. Г. ВРТАНЕСЯН
НИГМИ

ОБЕСШЛАМЛИВАНИЕ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД КАДЖАРАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВОГО ПРОДУКТА

В связи с перспективой развития Каджаранского комбината вопрос усовершенствования технологии переработки сульфидных руд и поиск возможностей вовлечения в переработку смешанных и окисленных руд месторождения, приобретают важное народнохозяйственное значение.

Ниже излагаются результаты исследования трех проб руды, представляющих три сорта балансовой руды Каджаранского месторождения, имеющих важное значение при определении направления развития Каджаранского горно-металлургического комплекса.

ОБЕСШЛАМЛИВАНИЕ КАК ЭТАП ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ

Исследователи давно обратили внимание на ошламованность руд Каджаранского месторождения. С целью повышения извлечения металлов для обогатительной фабрики Каджарана Механобром была разработана схема, предусматривающая отдельную флотацию песков и шламов.

Шламовым продуктом считался продукт тоньше 0,15 мм, выделенный после первой стадии измельчения руды.

Однако, при осуществлении схемы оказалось, что высокие показатели флотации песковой части руды недостаточны для компенсации невысоких показателей флотации шламо-

вой части руды. Лабораторные исследования, проведенные в НИГМИ, также показали, что при флотационном способе переработки шламов и песков, схема раздельной флотации не имеет преимущества перед схемой их совместной флотации. В работе В. И. Луценко и А. А. Раганяном было отмечено облагораживание пескового продукта сульфидными формами молибдена и меди. Было обращено внимание на явление концентрации окисленных форм молибдена, меди и глиноземсодержащих минералов (каолинита) в шламовом продукте, выделенном из дробленной до 4 мм руды по классу минус 0,074 мм. Там же было показано, что шламы класса —0,015 мм и —0,035 мм содержат глинозема больше, чем имеется в общей массе шламового продукта, выделенного по —0,074 мм. В наших опытах того времени мы не отмечали наличия перераспределения молибдена и меди по классам крупности.

Исследования трех проб, представляющих три сорта балансовой руды месторождения, проведенные в 1963—1964 гг. в НИГМИ, показали возможность предварительного обогащения руды путем обесшламливания, при правильно выбранном режиме измельчения и оптимальном граничном зерне.

Далее исследования показали, что формы графических изображений характеристик измельчения по логарифмической сетке Беннета имеют резкое отклонение от прямолинейной закономерности, чем подтверждают разницу в измельчаемости сульфидных минералов и вмещающих пород Каджаранского месторождения.

В отличие от обычных форм графиков измельчения номинеральных продуктов, где из-за потери тонких классов в процессе гранулометрического анализа на нижних концах кривой наблюдается наклон к низу (в сторону уменьшения выходов тонких классов), в исследованных пробах руд на всех стадиях измельчения отмечаются высокие выходы тонких классов (на графиках изображается резким изгибом кривой кверху). Такие формы кривых объясняются тем, что руды Каджаранского месторождения содержат минералы с резко отличными друг от друга свойством измельчаемости. Наиболее легкоизмельчаемым минералом в породе является каолинит.

Путем многостадийного измельчения и обесшламливания трудно достигнуть полного удаления глинистого компонента.

В первой стадии измельчения шламовый продукт, выделенный как по классу $-0,015$ мм, так и по классу $-0,025$ мм представлен идентичными глинистыми минералами, лимонитом и имеет одинаковое невысокое содержание как общего, так и сульфидных форм молибдена и меди.

При второй стадии измельчения шламы класса $-0,015$ мм содержат еще значительное количество глины и также обеднены по содержанию общего и сульфидного металла, т. е. представляют окисленную забалансовую руду. Класс $-0,025$ $-0,015$ мм при второй стадии измельчения и обесшламливания имеет резко отличный от предыдущих шламовых продуктов состав. Содержание глинозема на 8-10% ниже, чем в шламах I стадии измельчения и по содержанию молибдена и меди, а также степенью окисления соответствует балансовым рудам.

Обесшламливание по оптимально выбранному граничному зерну и при соответствующих режимах измельчения и обесшламливания позволяет выделить до 28% рудной массы с явно забалансовыми содержаниями сульфидного молибдена.

Обесшламленная руда значительно обогащена сульфидным молибденом и имеет меньшую, чем руда, степень окисления.

Этими двумя факторами и определяется возможность значительно более высокого извлечения молибдена при флотации обесшламленной руды. Таким образом, обесшламливание позволяет рудную массу после грубого измельчения разделить на два, резко различных по составу и содержанию, потока.

Обесшламленная руда — где аккумулируется, в зависимости от выхода шламового продукта, до 95% сульфидного молибдена, и шламовый продукт с убогим содержанием сульфидного молибдена, но содержащий значительное количество каолинита и представляющий перспективное каолиновое сырье.

Обесшламливание приводит к повышению содержания сульфидного молибдена в обесшламленной руде на 14—28%, а содержание глинозема в шламовых продуктах повышается на 43—53%.

Исследование шламового продукта показало, что в нем, в основном, сконцентрирован каолинит.

Основой расчета послужило минералогическое описание продуктов классификации и химические анализы, пересчитанные по нормативно-молекулярному методу П. Ниггли.

Кроме указанных выше минералов, в руде имеется также кальций, лимпонит и др.

Содержание каолинита в шламовом продукте достигает 50—54%, а извлечение в шламовый продукт составляет 70%.

В опытах с двухстадиальным измельчением и обесшламливанием извлечение каолинита достигает 90%, а содержание каолинита в шламовом продукте составляет 55—60%.

В укрупненных показателях влияние обесшламливания руды на себестоимость молибденового концентрата можно проследить с помощью следующей формулы

$$\frac{A + B}{B} - \frac{A + O}{X_{об}} \cong 0,$$

где A — затраты на переработку 1 т руды до обесшламливания;

B — затраты на переработку 1 т руды после обесшламливания;

O — затраты на обесшламливание 1 т руды;

B — выход обесшламленной руды;

X_p — количество извлеченного сульфидного молибдена из 1 т руды в кг;

$X_{об}$ — то же, в обесшламленной руде.

Если после подстановки соответствующих значений A , B , O , B , X_p и $X_{об}$ левая часть уравнения равна нулю, то обесшламливание руды только во флотационном переделе не имеет экономических преимуществ перед переработкой всей массы руды.

Если левая сторона больше нуля, то схема с обесшламливанием экономически выгоднее схемы переработки всей

массы руды. В случае, когда левая сторона уравнения меньше нуля, то обесшламливание приведет к удорожанию молибденового концентрата.

Умножив обе стороны на X_p , формула примет вид

$$A + B - \frac{X_p}{X_{об}} \left(\frac{A + O}{B} + B \right) \cong 0$$

Соотношение $\frac{X_p}{X_{об}}$, характеризующее степень

концентрации извлекаемых форм молибдена в обесшламленной руде, и выход (В) определяются свойствами руды. О — затраты на обесшламливание зависит только от выбранного способа и аппаратурного оформления процесса обесшламливания.

При переработке сульфидной руды КС—1 имеет место удорожание молибденового продукта на 0,87%. При переработке окисленной руды КС—2 обесшламливание позволяет снизить затраты на молибденовый продукт на 4,5%, а в случае смешанной руды Пробы 2 не имеет место ни снижение, ни удорожание продукта.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВОГО ПРОДУКТА

Шламовый продукт, как источник получения только молибденового продукта, не представляет ценности, так как содержание молибдена небольшое. Как показали исследования Механобра из подобного сырья молибден можно извлекать с затратами в 2—2,5 раза превышающими затраты при получении молибдена из сульфидной руды.

По стоимости содержащихся полезных компонентов первое место в шламовых продуктах занимает глинозем, содержание которого в прокаленном продукте достигает 30%.

Сам по себе шламовый продукт, с весьма высокими пластичными свойствами, может служить сырьем при производстве керамических изделий.

Наши исследования показали, что для извлечения из шламов молибдена, меди и глинозема имеется много общих технологических переделов и благоприятных возможностей сочетания их извлечения по единой компактной схеме. Заме-

тим, что некоторые месторождения, такие как Ангрениские в Узбекской ССР и Бельские в Иркутской области, для которых разрабатываются схемы их переработки на глинозем, по содержанию кремнезема и глинозема не на много отличаются от состава шламовых продуктов Каджаранского месторождения.

Наличие молибдена и меди значительно повышает ценность шламового продукта, как источника минерального сырья.

Нами исследованы следующие перспективные схемы, которые могут стать основой при разработке схемы переработки шламового продукта на глинозем и другие продукты.

Схема I. — Обжиг шламового продукта при 1000—1100°C с последующим химическим обогащением огарка раствором едкого натрия. После химического обогащения кек имеет следующий состав: кремнезем — 36—37%, глинозем — 38—40%. Молибден из огарка полностью извлекается в щелочной раствор в процессе химического обогащения. Глиноземный концентрат может быть переработан как по гидрохимической схеме Пономарева — Сажина, так и спеканием с известняком, с получением саморассыпающихся спеков. Медь по такой схеме переработки шламов не извлекается.

Схема II. — Обжиг шламового продукта в присутствии углерода с добавкой 1,5—2,0% хлористого натрия в течение 30—40 минут при 1000°C.

Огарок можно выщелачивать как кислотами, (лучше соляной), так и раствором карбоната аммония в аммиаке. Такая схема переработки шламового продукта позволяет, наряду с высокими извлечениями молибдена и меди в соответственные растворы, силикатную часть шламового продукта подготовить к процессу химического обогащения с едким натрием. Однако эффект от химического обогащения в этом случае несколько меньше, чем по схеме I. Извлечение меди и молибдена как из кислых растворов, так и из раствора карбоната аммония, не представляет значительных трудностей.

Схема III. — Обжиг шламового продукта при 650—700°C и последующее выщелачивание в кислые растворы,

(лучше в солянокислый), молибдена, меди, глинозема, железа.

По такой схеме в 10% солянокислый раствор при 30-ти минутном выщелачивании огарка с соляной кислотой при температуре 85° и ж:т = 8—10:1 извлекается, практически

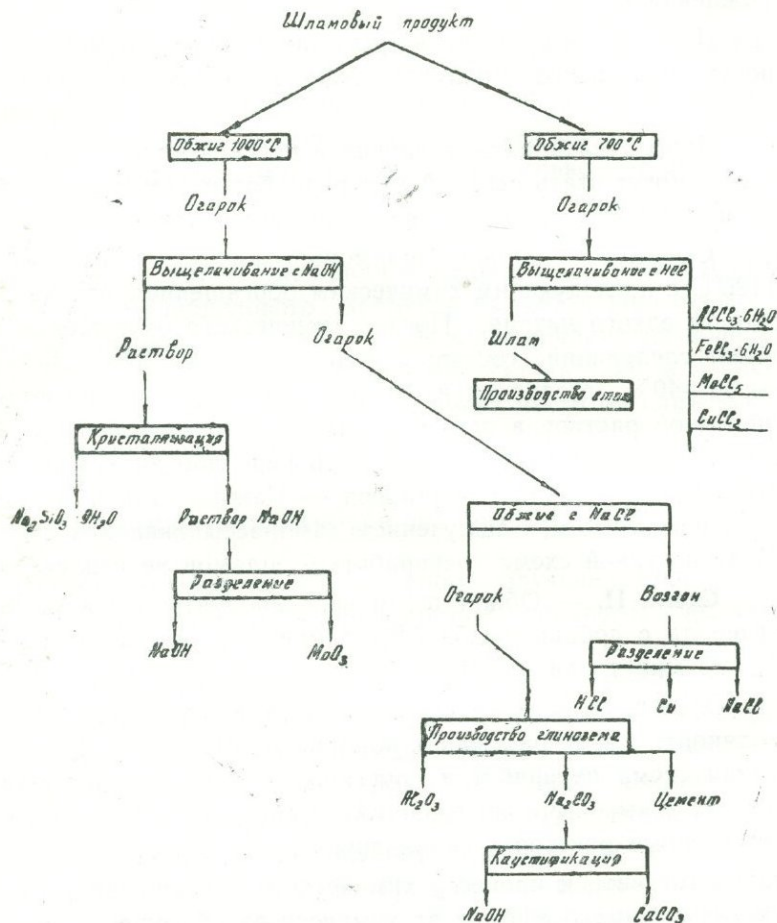


Рис. 1. Принципиальная схема переработки шламового продукта.

полностью, молибден и медь, железа—85% и глинозема — 65—70%. Шлам после выщелачивания имеет состав: кремнезем — 78—80%, глинозем — 11—13%, железо — 1—1,5%, остальное — кальций, магний, титан и окислы щелочных

металлов. Материал с подобной характеристикой вполне пригоден для производства товарного стекла.

Схема IV. — Обжиг шламового продукта или глиноземного концентрата, полученных по схеме I или II с хлористым натрием из расчета алкализации глиноземного концентрата или шламового продукта до соотношения $\frac{R_2O}{Al_2O_3}$ в огарке, после его промывки от NaCl—0,60—0,65.

Обжиг ведется при 850° в течение 2-х часов. Полученный из глиноземного концентрата огарок представляет силикатный материал следующего состава: кремнезем — 33—35%, глинозем — 31—33%, окись натрия — 12—13%. Молекулярное отношение $\frac{SiO_2}{Al_2O_3} = 1,7—1,8$, $\frac{R_2O}{Al_2O_3} = 0,65—0,6$. Извлечение глинозема по схеме спекания с содой и известняком показало высокое технологическое извлечение глинозема и щелочей.

При работе по IV схеме в процессе обжига с хлористым натрием выделяется большое количество хлористого водорода, которое может служить источником производства соляной кислоты, годной для переработки шламового продукта по третьей схеме.

Поэтому лучшим способом переработки шламового продукта на глинозем и др. продукты является осуществление параллельного варианта щелочного и солянокислого способа переработки шламового продукта.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. На примере трех проб медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения показана возможность предварительного обогащения руд путем их обесшламливания по классу 0,015 мм или 0,025 мм.

При выходе обесшламленной руды 72—83% содержание сульфидного молибдена в ней повысилось на 14—28%.

2. Путем обесшламливания можно значительную часть забалансовой руды перевести в балансовую, а часть руды из смешанного сорта выдать в качестве сульфидной руды.

3. Шламовый продукт, выделяемый при обесшламливании, является на 50—60% каолинитовым концентратом, с извлечением до 75—90% каолинита. По содержанию молибдена и меди шламовый продукт подобен забалансовым окисленным рудам месторождения.

4. Для бедной окисленной руды КС—2 обесшламливание позволяет снизить затраты на получение единицы молибденового продукта на 5%.

Преимуществом обесшламливания руд КС—1 и пробы 2 является возможность получения шламового продукта без дополнительных затрат, с сохранением стоимости молибденового продукта.

5. Шламовый продукт представляет ценное минеральное сырье и может стать источником получения глинозема, меди, молибдена с превращением всей массы шламов в цемент или сырье для производства товарного стекла.

6. Перспективной схемой для переработки шламового продукта является алкализирующий обжиг предварительно обогащенного продукта с хлористым натрием, в сочетании с ветвью солянокислотного способа переработки после его обжига при 650—700°C.

Ю. М. ЧИКИН
Иргиредмет

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И КОМПЛЕКСНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ РУД СОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ *

Исследованиями, проведенными в лаборатории Сорского комбината, было установлено, что при перефлотации хвостов доводки молибденового цикла возможно выделять медные концентраты, пригодные для промышленности. Несмотря на невысокое содержание меди в руде, предложенная схема позволила получить медный концентрат с содержанием меди 11—15%, при извлечении 70—80% от операции и молибденовый концентрат, содержащий 5—20% молибдена, который возвращался в основной цикл доводки.

Институтом Механобр разработана и внедрена технологическая схема с депрессией пирита в цикле коллективной флотации и получение медного концентрата непосредственно в виде конечных хвостов селективной флотации. Эффективная депрессия пирита достигнута подачей цинкового купороса, цианида, извести в измельчение и загрузкой цинкового купороса и цианида в контрольные флотации и первую перемешку коллективного концентрата.

В настоящее время Сорская обогатительная фабрика работает по схеме коллективной флотации с выделением коллективного молибдено-медного концентрата. Технологическим режимом, рекомендованным институтом Механобр пре-

* В работе принимали участие: З. И. Глотова, С. И. Храмченко и Г. А. Непокрытых.

Технологические показатели работы фабрики следующие: содержание в руде молибдена сульфидного 0,067%, общей меди 0,175%; содержание молибдена в молибденовом концентрате 50—51%, извлечение 86—87%; содержание меди в медном концентрате 9—15%, извлечение 58—63%.

Особые затруднения вызывает получение стабильных показателей по меди. Причиной низкого извлечения меди является непостоянство минералогического состава руды, которое выражается присутствием повышенного содержания трудноизвлекаемых форм медных минералов и пирита.

Пирит в рудах месторождения активен, поэтому в цикле коллективной флотации значительная его часть переходит в коллективный концентрат, который в дальнейшем концентрируется в камерном продукте селективной флотации, снижает качество медных концентратов.

На фабрике проведены некоторые усовершенствования технологической схемы. При значительном содержании пирита в медном концентрате предусматривается его дополнительная депрессия сочетанием извести с циансплавом В связи с увеличением масштабов производства и реконструкции фабрики, возникла необходимость рассмотреть вопрос о возможном усовершенствовании технологии обогащения руд месторождения в направлении улучшения технологии извлечения молибдена и меди и попутного извлечения других ценных компонентов. Выделение пирита в отдельный концентрат диктуется необходимостью развития сернокислотного производства в Сибири, а извлечение флюорита—все возрастающей его потребностью.

Иргиредметом проводятся работы по комплексному извлечению полезных компонентов из руд месторождения. Исследованию подвергались две пробы руды брекчиевой (№1) и штокверковой (№2) разновидностей, наиболее распространенных на месторождении.

По своему составу пробы почти идентичны; представлены породами гранитного состава. Молибден в руде находится в виде молибденита, образующего довольно крупные выделения и вкрапления, что особенно характерно для штокверковой разновидности руд (60—70% молибденита имеет размер чешуек — 0,5+0,1 мм).

Проба руды брекчиевидного типа характеризуется наличием более мелкочешуйчатого молибденита, встречающегося в виде тонких включений в кварце и в виде скоплений их, что потребует применения тонкого измельчения в стадии доводочных операций. Содержание окисленного молибдена в рудах незначительно (около 15%). Медь связана с халькопиритом, частично с ковеллином. Основная масса халькопирита представлена отдельными зернами (0,01—0,3 мм) или скоплениями, ассоциирующими с пиритом и молибденитом. Наиболее тесная ассоциация халькопирита с пиритом наблюдается в руде штокверкового типа, где наличие тонких вкраплений халькопирита в пирите более частое по сравнению с рудой брекчиевидной текстуры.

Предварительными опытами установлено, что применение последовательной стадийной флотации для выделения молибдена, меди, пирита, а также и флюорита требует громоздкой схемы. Исследование проводилось по следующим двум направлениям: коллективная молибдено-медная флотация с последующей коллективной медно-пиритной флотацией и с разделением коллективных концентратов на отдельные концентраты; коллективная флотация всех сульфидов с отработкой условий разделения коллективного концентрата на молибденовый и медно-пиритный и последующая селекция медно-пиритного концентрата на медный и пиритный.

При исследовании схемы коллективно-селективной флотации изучались условия флотации молибденита в отдельный концентрат без применения ксантогената в голове процесса, с последующим выделением во второй стадии флотации сульфидов меди и железа.

Особое внимание уделялось селективности процесса в цикле первой основной флотации, возможность минимального перехода сульфидов меди и железа с молибденитом, что может способствовать получению кондиционного молибденового концентрата.

Установлено, что загружая в основную флотацию только регулятор (сода 2 кг/т), коллектор молибденита (керосин 40—60 г/т) и вспениватель (терпинеол 50 г/т) возможно перевести в грубый молибденовый концентрат основную массу

молибденита, сконцентрировав медные минералы и пирит в камерном продукте. Во второй стадии, добавляя бутиловый ксантогенат (15—20 г/т) и вспениватель, возможно выделять медно-пиритный концентрат. Разработанный режим флотации сульфидов позволяет извлечь молибден и серу на 94—96%, общей меди на 82—84% в коллективные концентраты. Основные потери меди в хвостах флотации связаны с окисленными формами меди (на 80%).

Применение сернистого натрия и сочетание его с аэрофлотом и креозолом положительных результатов не дало.

Доводка грубого молибденового концентрата, в который переходит до 30% меди, особой сложности не представляет. Разделение молибдено-медного концентрата проводится в среде сернистого натрия при концентрации его в пульпе 1,0—1,1 г/л. При этом выделяется готовый медный концентрат с содержанием 17—19% меди и грубый молибденовый концентрат. Для получения кондиционного концентрата грубый молибденовый концентрат необходимо доизмельчать из руды брекчиевидного типа до 100% минус 0,074 мм и концентрата, выделенного из руды штокверкового типа до 78% минус 0,074 мм. Применение 4-х — 5-тикратных перечистных операций вполне достаточно для получения концентратов с содержанием молибдена 50—53%; содержание меди в этих концентратах не превышает 0,3—0,5%.

Разделение медно—пиритного концентрата можно осуществить с применением извести и цианида. Оптимальным расходом извести, позволяющим задепрессировать основную массу пирита — 4—6 кг/т концентрата и цианида 150—200 г/т. Обязательной операцией, перед селекцией медно—пиритного концентрата является доизмельчение.

Доизмельчение концентрата до 65—70% минус 0,074 мм позволяет получать медные концентраты, содержащие 16—18% меди, при извлечении 89—90% от операции и пиритные продукты с содержанием серы 43,5—47%. При этом содержание меди в пиритных концентратах не превышает 0,2—0,37%.

Технологический режим и схема коллективно—селективной флотации для обоих типов руд Сорского месторождения приведены на рис. 2.

Предлагаемая схема имеет ряд преимуществ. Выделение молибденита в грубый концентрат без применения ксантогенатов позволяет снизить содержание других сульфидов в концентрате, который идет в последующем на доводку. Такое решение вопроса позволяет уменьшить расход сернистого натрия в процессе селекции (0,2 кг/т).

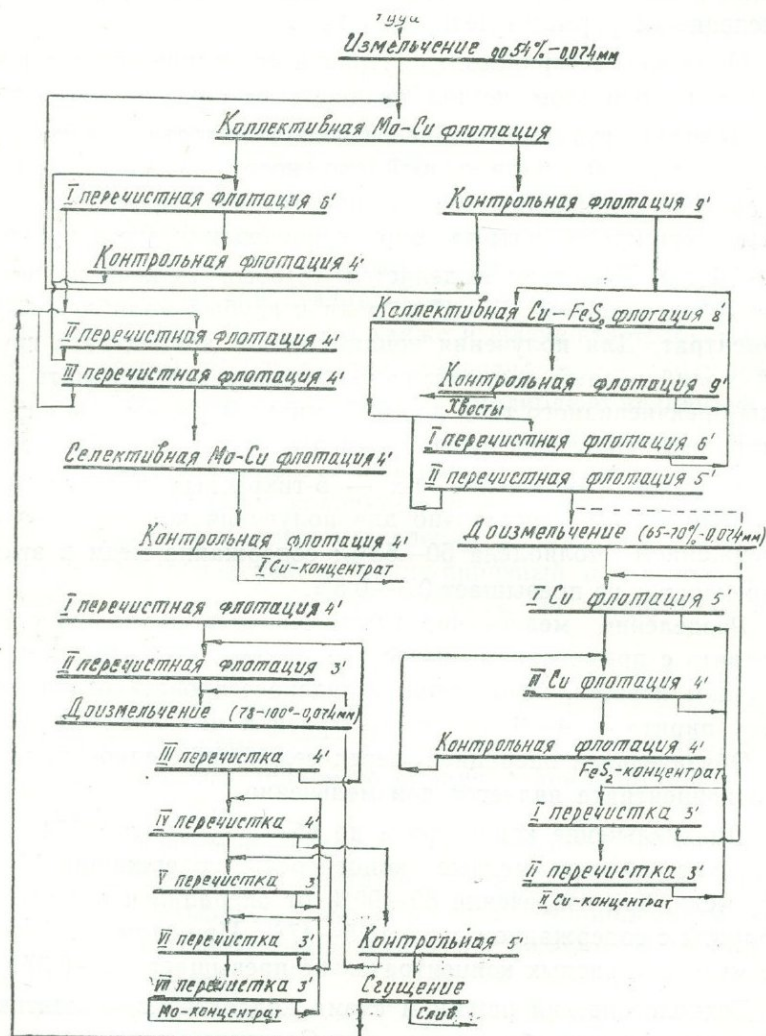


Рис. 2. Схема коллективно-селективной флотации.

Коллективная флотация сульфидов меди и железа позволяет значительно снизить потери меди в отвальных хвостах и получать дополнительно при селекции коллективного концентрата пиритный продукт. Из-за очень активной флотации части халькопирита и пирита, даже с применением только одного вспенивателя, невозможно сосредоточить эти сульфиды в одном продукте. Применение двух отдельных циклов флотации не позволяет сконцентрировать пирит в одном продукте и часть его переходит в медный концентрат. В связи с этим в пиритные концентраты извлекается только 60—70% пиритной серы.

КОЛЛЕКТИВНАЯ ФЛОТАЦИЯ СУЛЬФИДОВ С ПОСЛЕДУЮЩИМ РАЗДЕЛЕНИЕМ КОЛЛЕКТИВНОГО КОНЦЕНТРАТА

Установлено, что для выделения коллективного молибдено-медного концентрата достаточно применение в основной и контрольной флотаций загрузок керосина (60 г/т), ксантогената (10—15 г/т в основную и 5 г/т в контрольную) и вспенивателя (50—70 г/т), а общее время флотации не превышает 22 мин.

Указанный режим позволяет извлекать в коллективный концентрат молибдена 95—97%, меди 82—83% и серы 91—94%.

В качестве вспенивателя применялся терпинеол. Для выяснения возможности применения дешевых вспенивателей для флотации испытан ряд пенообразователей: ОПСБ, ОПСМ, ТЭБ и НЖК (низкомолекулярные жирные кислоты фракции — С₇—С₉).

Как показали результаты исследования, ОПСМ и ТЭБ при расходе 75 г/т, позволяют наиболее полно перевести сульфиды в концентрат, но выход пенных продуктов значителен и качество концентратов низкое. ОПСБ при расходе равном расходу терпинеола позволяет наиболее полно извлечь сульфиды в концентрат, но при значительном увеличении выхода общего концентрата (более 8%).

Обладая большой пенообразующей способностью ОПСБ создает плотную пену, затрудняет последующую селекцию концентрата. Пониженные расходы ОПСБ снижают техноло-

гические показатели. Опыты по применению низкомолекулярных жирных кислот показали, что они обладают хорошими вспенивающими свойствами. При расходе их 105 г/т извлечение молибдена, меди и серы высокое и не уступает показателям, полученным с терпинеолом. Использование низших жирных кислот в качестве вспенивателя при флотации руд Сорского месторождения вполне возможно.

Присутствующие в руде сульфиды не образуют тонкой, рассеянной вкрапленности и не требуют селективного ведения процесса, поэтому были поставлены опыты по схеме коллективной флотации, при грубом измельчении руды.

Установлено, что при крупности измельчения руды 45—46% минус 0,074 мм можно получать те же показатели, что и при измельчении исходной руды до 54% минус 0,074 мм.

При перечистке коллективного концентрата, полученного при загрубленном помоле, значительная часть сульфидов концентрируется в промпродуктах первой перечистки. Дополнительная дозировка коллектора, которая предусмотрена в перечистных операциях, не позволяет получить продукты с более низким содержанием ценных компонентов.

Рассев промпродуктов на классы +0,074 мм и —0,074 мм показал, что в классе +0,074 мм, выход которого составляет до 30%, содержание молибдена и меди довольно высокое.

Минералогическим анализом определено, что молибденит в классе +0,074 мм преимущественно встречается в сростках с кварцем, а в классе —0,074 мм — в свободном состоянии. Пирит и халькопирит в крупном классе также наблюдается в сростках с кварцем и полевым шпатом, размер сростков не превышает 0,04—0,1 мм. Кроме того установлено, что определенная часть зерен халькопирита, находящаяся как в сростках, так и в свободном состоянии, покрыта корочкой, налетом ковеллина.

Возвращение промпродукта в основную коллективную флотацию приведет к безвозвратным потерям молибдена, меди и серы. Поэтому, необходимо доизмельчение крупного класса, высвобождение и обнажение свежих граней сульфидных минералов.

Для раскрытия сростков можно применить два варианта обработки промпродукта. Предварительно расклассифициро-

вав по классу 0,074 мм, минусовый продукт, который в основном содержит свободные зерна минералов, направлять непосредственно в основную коллективную флотацию, а плюсовый продукт — в цикл первичного измельчения.

Но очень незначительный выход плюсового продукта по отношению к руде и содержание труднораскрываемых зерен не позволит высвободить ценные компоненты и циркуляция их в процессе флотации возрастет, что приведет к переходу последних в хвосты. Обработка промпродукта в отдельном цикле позволит более эффективно доизвлечь сульфиды.

Классификация промпродукта первой перемычки коллективного концентрата, полученного при измельчении исходной руды 54% минус 0,074 мм показала, что наличие в нем класса +0,074 мм не превышает 8—10%.

Поэтому была применена следующая схема обработки промпродукта, полученного при загрубленном помолу руды (45—46% минус 0,074 мм): доизмельчение до 90% минус 0,074 мм с последующей контрольной флотацией. Непосредственному измельчению подвергается незначительная часть материала, так как промпродукт следует направлять в классификатор, работающий в замкнутом цикле с мельницей.

Контрольная флотация проводилась с дополнительной дозировкой керосина (1 г/т), ксантогената (0,5 г/т), вспенивателя (1,0 г/т) (табл. 3).

Концентрат контрольной флотации следует направлять в голову первой перемычной флотации, а промпродукт, который по содержанию приближается к исходному питанию, необходимо направлять непосредственно в основную коллективную флотацию.

Таким образом, коллективную сульфидную флотацию руды Сорского месторождения возможно вести при измельчении 45—46% минус 0,074 мм; для полного доизвлечения сульфидов промпродукт 1-ой перемычки коллективного концентрата требуется доизмельчать и подвергать перефлотации с дополнительной дозировкой реагентов.

Для разделения коллективного концентрата были испытаны методы: обработка концентрата в растворе сернистого натрия, применение сочетания извести, цианида, сернистого натрия и цинкового купороса, пропарка в известковой среде,

а также изыскивались новые реагентные сочетания, позволяющие наиболее эффективно разделить коллективный концентрат на отдельные продукты.

Установлено, что из всех способов только с помощью сернистого натрия удастся эффективно разделить этот сложный комплекс минералов. Расход сернистого натрия при селекции 0,3—0,45 кг/т, при концентрации в пульпе 1,8—2,2 г/л.

В качестве полноценного заменителя сернистого натрия при разделении молибдена от сульфидов меди и железа, может служить так называемая сульфидная щелочь.

Сульфидная щелочь получается на нефтеперегонных заводах при очистке щелочью бензина от сернистых соединений. Стоимость сульфидной щелочи определяется стоимостью ее транспортировки от нефтеперерабатывающего завода к потребителю, что составляет сумму примерно в 6—8 раз более низкую, чем стоимость сернистого натрия. Для опытов применялась сульфидная щелочь, содержащая 4,8% двухвалентной серы. Сравнительные результаты селекции с сернистым натрием и сульфидной щелочью показывают на высокие селективные свойства последней. Опыты проводились при ж:т = 3:1 с загрузкой керосина в основную флотацию 0,2 кг/т концентрата и 0,1 кг/т в контрольную. Концентраты основной и контрольной флотаций объединены. Сульфидная щелочь может служить эффективным заменителем сернистого натрия при селекции сульфидов молибдена от меди и железа.

Доводка грубого молибденового концентрата с применением сернистого натрия и сульфидной щелочи позволяет получать кондиционные молибденовые концентраты с содержанием молибдена 50—51,5%, при извлечении 79—83% от руды в открытом цикле.

Технологическая схема представлена на рис. 3; показатели обогащения и расход реагентов по различным схемам — в табл. 5*.

Условия разделения медно-пиритного концентрата, несколько различны от селекции медно-пиритного концентрата,

* Извлечение показано с учетом доизвлечения металла из промпродуктов в количестве 50%.

получаемого по схеме коллективно-селективной флотации. При данной схеме обработки медно-пиритный концентрат является камерным продуктом селективной флотации с избытком концентрации депрессирующих реагентов. Поэтому непосредственная флотация медных минералов из камерного

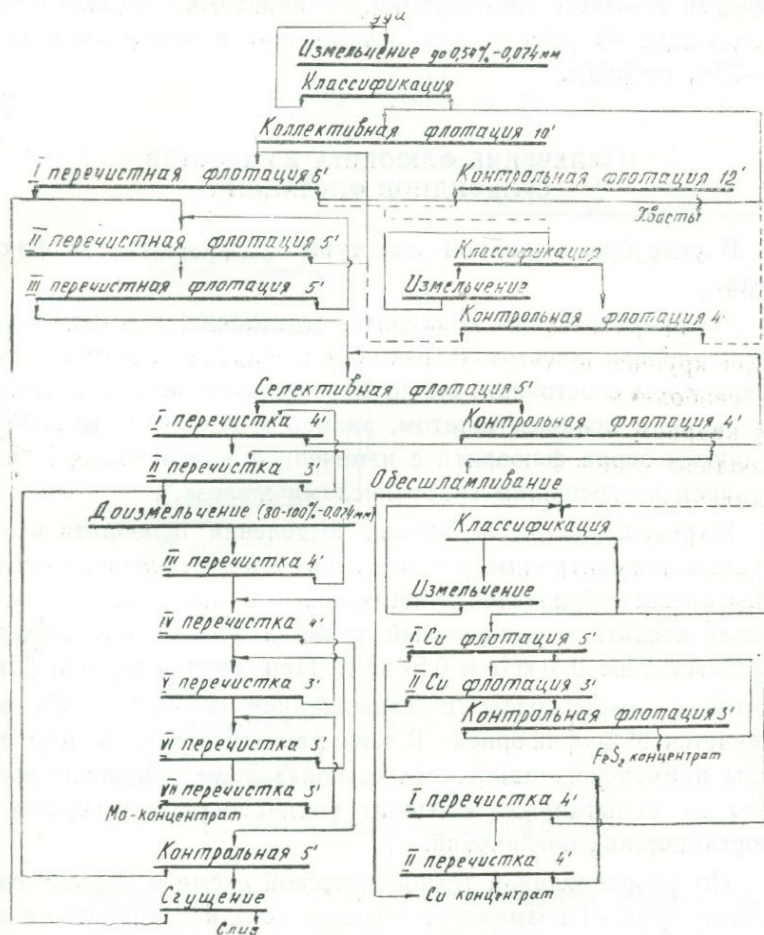


Рис. 3. Схема коллективной флотации.

продукта без соответствующих условий затруднительна.

Применив отмывку избытка реагентов с одновременным обесшламливанием по классу 0,030 мм (содержащий 9—12% меди) песковая фракция после дополнительного доизмель-

чения до 65—70% минус 0,074 мм подвергается разделению в известковой среде на медный и пиритный концентраты. После двух перечистных операций получают медные концентраты, содержащие 18—20% меди. Подсоединив шламы, содержание меди в концентратах составляет 15—18%, при извлечении 87—90% от операции. В пиритные концентраты, содержащие 43—49% серы извлекается в открытом цикле 65—75% от руды.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ФЛЮОРИТА ИЗ ХВОСТОВ СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ

В руде брекчиевидной текстуры содержится 1% флюорита.

Минералогическим анализом установлено, что флюорит, при крупности хвостов 0,15—0,2 мм находится, в основном, в свободном состоянии; около 20% представлено в сростках с кварцем и полевым шпатом, размером 0,04—0,08 мм. Наблюдаются зерна флюорита с измененной поверхностью, пропитанной по трещинам гидроокислами железа.

В результате исследования выделения флюорита в отдельной концентрации установлено, что из большого числа испытанных собирателей лучшим коллектором являются: олеиновая кислота и окисленный рисайкл при общем расходе соответственно 0,3 кг/т и 0,5 кг/т. При этом в грубые флюоритовые концентраты с содержанием 12—22% CaF_2 извлекается 85% флюорита. В качестве депрессора пустой породы применено жидкое стекло, показавшее лучшие результаты из испытанных большого количества органических и неорганических соединений.

По разработанной технологической схеме и реагентному режиму (рис. 4) возможно получение двух концентратов с содержанием CaF_2 85% и 70% при общем извлечении 60%. По несколько упрощенной схеме (уменьшение количества перечистных операций до 6) возможно получение одного концентрата с содержанием 70% CaF_2 при извлечении 70% в случае использования в качестве собирателя окисленного рисайкла и извлечении 76% с олеиновой кислотой.

Оптимальные условия: измельчения руды не ниже 54% минус 0,074 мм, так как более загрубленный помол до 45—46% минус 0,074 мм снижает выход и извлечение флюоритового концентрата. Извлечение флюорита в последнем случае снижается на 15—20%.

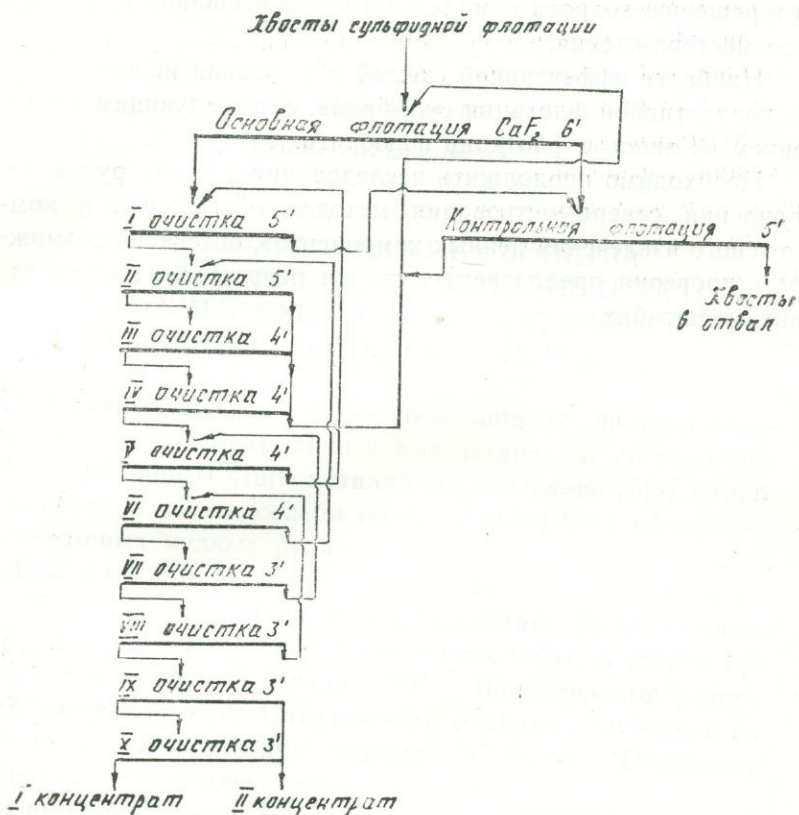


Рис. 4. Схема флотации флюорита.

Экономический расчет эффективности извлечения флюорита из руды Сорского месторождения показал, что получение флюоритового концентрата экономически выгодно при условии применения в качестве собирателя окисленного рисайкла; предприятие может получать прибыль около 200 тыс. руб. в год.

Развитие в Красноярском крае алюминиевой промышленности связано со значительным потреблением криолита.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разработанная технология обогащения позволяет подойти к решению вопроса комплексного использования руд Сорского месторождения.

Наиболее эффективной схемой обогащения является схема коллективной флотации сульфидов, с последующим извлечением из хвостов флотации флюорита.

Необходимо продолжить исследования сорских руд в направлении совершенствования методов обогащения и комплексного извлечения ценных компонентов, обеспечив возможность проверки предлагаемых схем и реагентов в полужаводских масштабах.

А. А. БАБАДЖАН

Институт «Унипромедь»

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА НЕКОТОРЫХ СОЕДИНЕНИЙ МОЛИБДЕНА И ВОЗМОЖНЫЕ СХЕМЫ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ИЗ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Сырьевые ресурсы страны по молибдену не исчерпываются только рудами Армении и Казахстана, где сосредоточены большие запасы этого металла. За последние годы молибден с промышленным содержанием (0,04—0,05%) обнаружен и в некоторых медных рудах Урала.

При флотации проб руды Фроловского рудника содержание молибдена в молибденовом концентрате было получено 32,26% при исходном содержании в руде 0,65% и 19,96% при исходном содержании в руде 0,23%. Молибденовые концентраты из бедной руды Никитинского рудника получены с содержанием 1,18% Мо при извлечении до 95%. Перечистке концентраты не подвергались.

Критерием оценки руд вообще и медных руд в частности должен быть анализ действительной их ценности по содержанию всех ценных составляющих, так как стоимость основных спутников (Mo, Au, Ag, S), медных руд представляет значительную величину.

Стоимость одного лишь молибдена, заключенного в исследованных рудах и безвозвратно теряемого в настоящее время, превышает стоимость меди в 1,3 раза (Каджаранское медно-молибденовое месторождение) и от 4,2 до 9,5 раз в Турьинских месторождениях на Урале. Указанные данные не

исчерпывают полного представления о ценности месторождений, если иметь в виду установленное в них содержание рения, селена, теллура, кобальта и некоторых других редких металлов. К сожалению поисковые работы в направлении нахождения и уточнения содержания молибдена в медных рудах Урала организовано недостаточно. Молибден присутствует в исходных и конечных продуктах, а также полупродуктах медеплавильного производства Красноуральского комбината.

Многочисленные исследования и опыт работы обогатительных фабрик показали, что обогащение молибденовых руд в случае, если они представлены только сульфидами, не вызывает особых затруднений как с точки зрения концентрации, так и извлечения металла. Непосредственная флотация молибденита из молибденовых руд с получением молибденового концентрата применяется для чисто молибденовых руд и руд, содержащих мало примесей. Трудную задачу представляет обогащение полиметаллических руд, в которых молибден и другие металлы являются сопутствующими минералами.

Результаты исследований, проведенных многими институтами, а также данные промышленной практики в СССР и за границей показывают, что получение высококачественного кондиционного молибденового концентрата (80—90% MoS_2 менее 1% Си) при селективной флотации бедных медно-молибденовых руд в отдельных случаях или невозможно, или при условии применения многократных перечисток молибденовой фракции связано с большими потерями молибдена и удорожанием стоимости процесса. Применение селективной флотации не обеспечивает получения чистых концентратов, как молибденовых, так и медных, свинцовых, цинковых; полиметалличность цветных руд всегда связана с переходом металлов — спутников в тот или иной концентрат.

Специальные более сложные методы обогащения медно-молибденовых руд [1, 2, 3, 4] не могут быть рекомендованы вследствие значительного и нерационального усложнения технологического процесса, сопровождаемого большими затратами.

Пирометаллургические способы извлечения молибдена из бедных медно-молибденовых руд, рекомендованные

М. А. Ермаковым [5], А. Е. Малаховым [6] в промышленных условиях не проверены и требуют дополнительного изучения. Хлорирующий способ по данным Х. К. Аветисяна и А. Н. Григорович [5] не обеспечивает полного извлечения в возгон молибдена и меди из концентратов. Способ профессора Соболева [5] также не может быть рекомендован, вследствие повышенного расхода едкой щелочи и газообразного хлора и затруднений в аппаратурном оформлении этого процесса.

При разработке возможных схем переработки медно-молибденовых концентратов, нами были изучены некоторые физико-химические свойства соединений молибдена [7].

КИНЕТИКА ОКИСЛЕНИЯ МОЛИБДЕНИТА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ

Ввиду отсутствия чистого препарата MoS_2 опыты были проведены с молибденовым концентратом, содержащим углерод. Схема установки показана на рис. 1. Результаты опытов приведены на рис. 2. На рис. 2 приведены также данные условных скоростей окисления сульфидов железа, меди, свинца и цинка [8]. Так как выше 494° началось падение скорости окисления, опыт был прекращен.

В случае одинаковых по составу и весу навесок для соответствующих температур, условные скорости окисления MoS_2 с повышением температуры будут увеличиваться больше. Несмотря на это, данные по определению условных скоростей окисления MoS_2 получены нами в условиях, приближающихся к реальным заводским условиям окислительного обжига. Заметное окисление препарата молибденита начинается в интервале температур $360\text{--}400^\circ$ и энергично протекает при температурах $400\text{--}500^\circ$, что полностью согласуется с данными И. А. Каковского и В. С. Чайковской по установлению наивыгоднейшей продолжительности и температуры спекания молибденита с содой [9]. Лучшей температурой спекания для полного разложения молибденита является $600\text{--}700^\circ$. И. А. Каковский и В. С. Чайковская указывают, что потери молибдена при улетучивании в их работе не имели места. Это свидетельствует о том, что молибдат натрия при этих условиях устойчив и не летуч. Они же отмечают, что полное

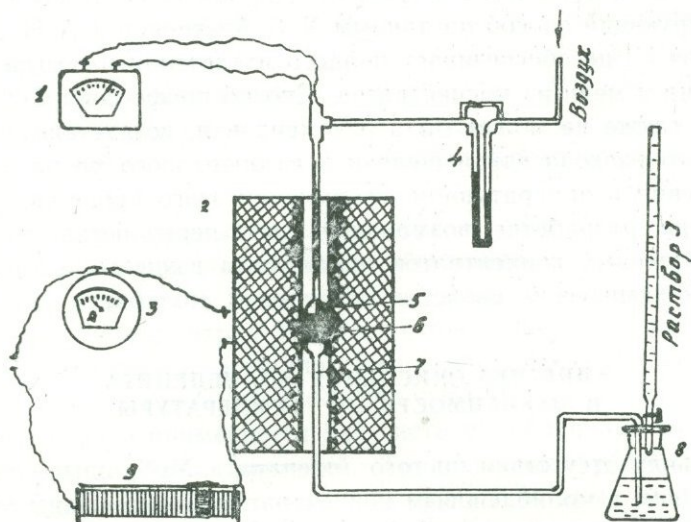


Рис. 1. Схема установки по изучению зависимости упругости пара MoO от температуры.

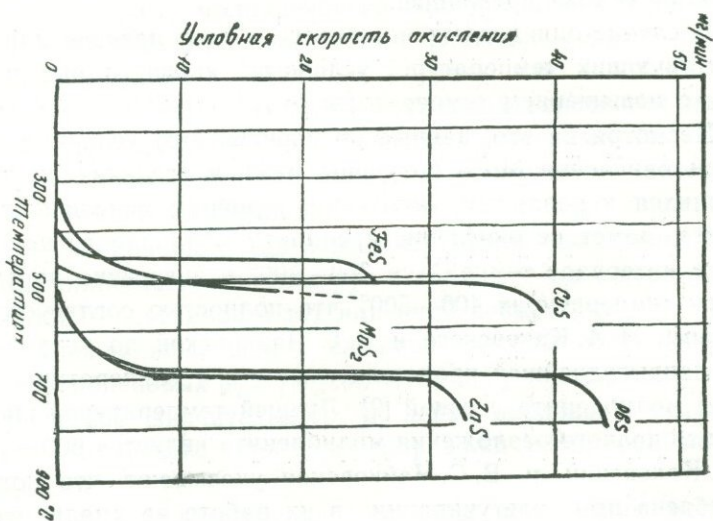


Рис. 2. Зависимость упругости пара Mo_3 от температуры.

разложение молибденита достигается при 3-х часовом спекании при температуре 700°. При одно- и двухчасовом нагревании разложение молибденита еще не заканчивается. Имеющиеся в литературе данные о свойствах соединений молибдена, представляющих интерес для металлургии (MoS_2 , MoO_3 , молибдаты), в основном характеризует химические свойства этих соединений. Данные о сульфидах почти отсутствуют. Нами установлено, что скорость окисления MoS_2 в интервале температур до 550° не превышает 7,55 мг SO_2 /мин, близка к скорости окисления сернистого железа и значительно ниже скоростей окисления сульфидов цинка, меди и свинца.

СУБЛИМАЦИОННЫЙ ОБЖИГ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА [7]

Были поставлены опыты по изучению условий отделения молибдена и виде молибденового ангидрида (MoO_3) из коллективного медно-молибденового концентрата методом сублимационного обжига, с последующим определением содержания и формы соединений серы и меди в обожженном концентрате. Обжиг концентрата с сублимацией молибденового ангидрида проводился в электрической печи Герреуса (рис. 3). Для целей опытов был использован образец медно-молибденовой руды состава, %: Си—17, 51, Мо—3,35, S—22,25, SiO_2 —24,50, Fe—28,72, что отвечает составу коллективного медно-молибденового концентрата, но по молибдену значительно богаче. В отношении минералов, наружный осмотр руды показывает наличие халькопирита и пирита, а молибдена в виде сплошного молибденита, не связанного с пиритом и халькопиритом.

Опыты по обжигу руды с сублимацией MoO_3 показали, что % летучести молибдена невелик и находится в пределах 22—40%.

На рис. 4 приводятся результаты возгонки чистого препарата MoO_3 в зависимости от температуры.

Полученные данные показывают, что обжиг при температуре, не превышающей 650°, является безопасным в смысле улетучивания молибдена. В интервале температур до 600°

имеет место ничтожное улетучивание молибдена, порядка сотых долей процента, при 650° — 0,48%. Начиная с 700° улетучивание MoO_3 из чистого препарата MoO_2 резко растет.

Сделав сравнение летучести MoO_3 в случае обжига руды

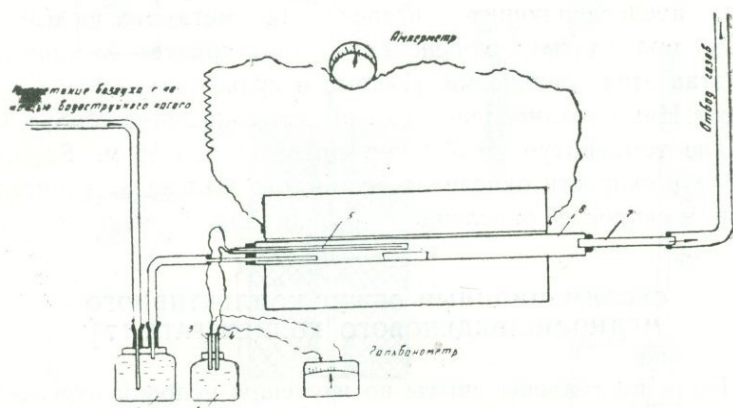


Рис. 3. Схема установки для изучения сублимационного обжига коллективного медно-молибденового концентрата.

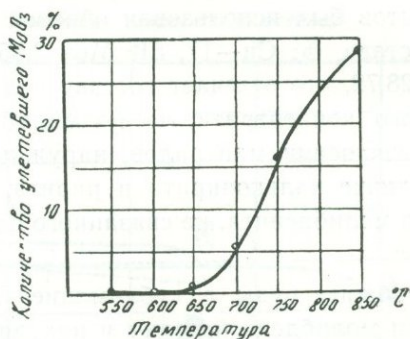


Рис. 4. Летучесть MoO_3 в зависимости от температуры.

с его сублимацией, с одной стороны, и в случае простой возгонки препарата молибденового ангидрида (MoO_3), с другой—приходим к следующему выводу: процент летучести

MoO₃ при температуре 900° и продолжительности возгона 2 часа в обоих случаях находится в одинаковых пределах.

Следует отметить, что в опытах 2 и 3 получен относительно меньший, по сравнению с опытами 1 и 4, процент улетучивания молибдена, т. е. соответственно 22% и 22,69%, что объясняется значительно большей навеской руды в этих опытах, при одной и той же скорости пропускания воздуха.

Вышеприведенные цифры по возгонке свидетельствуют о том, что метод сублимационного обжига для медно-молибденовых руд не обеспечивает хотя бы удовлетворительного извлечения молибдена, ибо 60—70% молибдена остается в обожженном концентрате. Опыты непосредственного обжига руды или концентрата при 900° (1—4 табл. 6) подтверждают неприемлемость этой температуры для обжига, так как в случае происходит явное спекание концентрата в лодочке и низкий по этой причине процент сублимации молибдена (лишь 30—40%).

Распределение меди по формам ее соединений в обожженной при 900° руде от опыта 1 следующее (табл.1).

Таблица 1

Форма соединений меди	г	%
Медь сульфидная	нет	—
Медь окисленная	0,56	4,7
Медь ферритная	9,43	95,3
	9,99	100,0

Как и следовало ожидать, в условиях проведенного обжига (900°), медь находилась преимущественно в ферритной форме (SiO·Fe₂O₃). В этих условиях низкая летучесть MoO₃ может быть объяснена взаимодействием MoO₃ с оксидами меди, железа, свинца, кальция и других основных металлов, дающих с MoO₃ химические соединения. В частности известно [8, 10], что при изучении улетучивания смеси RvO + MoO₃, RvO понижает упругость пара MoO₃. При отношении RvO и MoO₃ соответствующем соединению RvMoO₄ упругость пара MoO₃ достигает минимума. RvMoO₄ начинает испаряться только выше 1050° не разлагаясь. Окись кальция понижает

упругость пара еще в большей степени при соотношении MoO и CaO , соответствующем соединению CaMoO_4 . Из CaMoO_4 при 1200° еще не будет улетучиваться $\text{MoO}_3 \cdot \text{SiO}_2$ не влияет на летучесть MoO_3 . Таким образом, сублимационный обжиг коллективного медно-молибденового концентрата не обеспечивает удовлетворительного извлечения молибдена и не может быть рекомендован для целей металлургического разделения меди от молибдена.

Для переработки коллективного медно-молибденового концентрата полученного при обогащении бедных медно-молибденовых руд, рекомендуется комбинированный способ, основанный на предварительном обжиге медно-молибденового концентрата при относительно низкой температуре ($600\text{--}670^\circ$), выщелачивании молибдена в NaOH и последующей обработке медесодержащего остатка в серной кислоте с направлением растворов на электролиз с нерастворимыми анодами для получения катодной меди. Медь может быть получена также в виде черновой меди.

КИНЕТИКА ВОССТАНОВЛЕНИЯ ТРЕХОКСИ МОЛИБДЕНА ТВЕРДЫМ УГЛЕРОДОМ

Исследование температурной зависимости кинетики восстановления трехоксида молибдена твердым углеродом позволило обнаружить явления резкого возрастания скорости восстановления в определенных интервалах температур, которые безусловно, представляют интерес для промышленной практики. В частности, в процессах производства карбидов твердых сплавов существенное значение имеют реакции восстановления окислов твердым углеродом, сопровождаемые образованием карбидов. Однако сущность физико-химических явлений, происходящих при процессах, недостаточно изучена [11]. Принципиальная схема установки приведена на рис. 5.

Полученные результаты опытов показаны на рис. 6.

Скорость восстановления до 400° была очень низкой и поэтому тщательному изучению не подвергалась.

Выше 400° скорость восстановления прогрессивно возрастает: в интервале температур $560\text{--}611^{\circ}$ имеют место от-

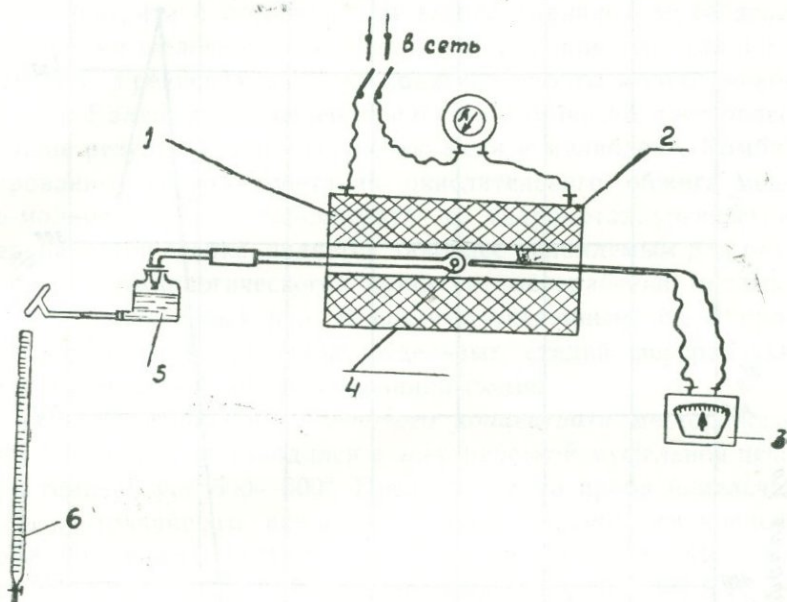


Рис. 5. Схема установки по изучению скорости восстановления Mo_3O_3 : 1—электропечь; 2—термопара; 3—гальванометр; 4—капсула с навеской; 5—аспидатор; 6—бюретка.

клонения скорости от плавного хода кривой. При 611° скорость восстановления достигает максимума и затем скачком понижается; в интервале температур $700\text{--}800^{\circ}$ скорость восстановления имеет очень низкие значения. Выше 800° происходит снова значительное увеличение скорости восстановления с периодически изменяющимся (при 870 и 990°) температурным коэффициентом. Вблизи $1030\text{--}1050^{\circ}$ кривая достигает максимального значения; на нисходящей ветви наблюдается резкое отклонение от плавного хода около 1150° с понижением скорости восстановления до нуля. Интересно отметить, что установившиеся температуры резкого изменения скорости восстановления трехокси молибдена твердым углеродом, соответствуют температурам значительного изменения реакцион-

ной способности как металлического молибдена, так и его окислов в различных химических реакциях.

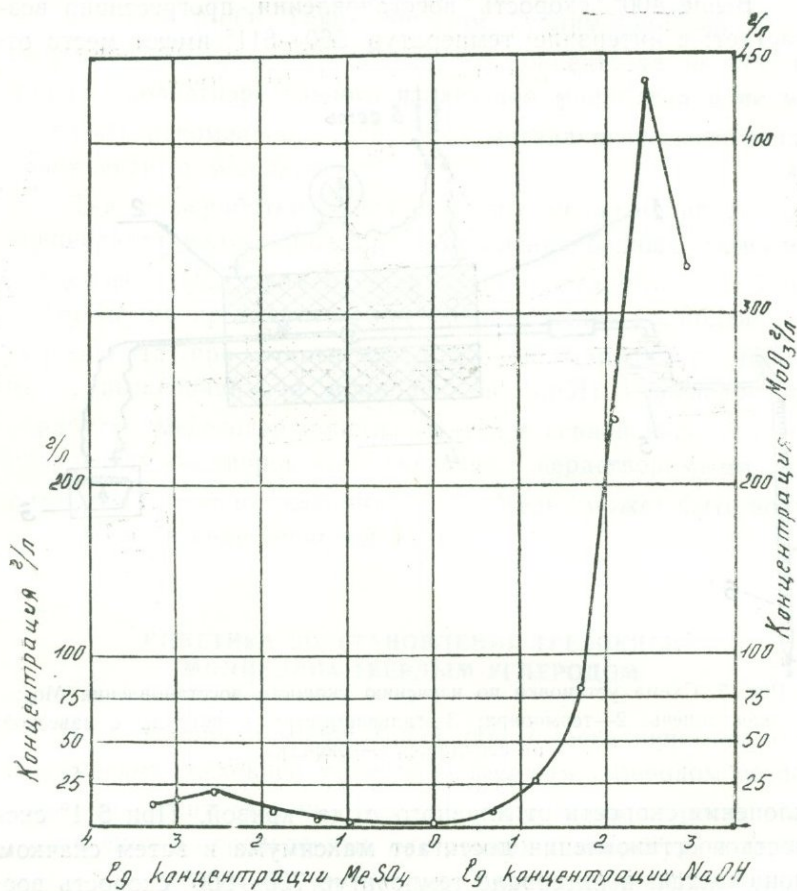


Рис. 6. Изменение скорости восстановления MoO_3 в зависимости от температуры.

Кроме того, особенности процесса около 800° и 1150° совпадают с температурой плавления (795°) и температурой кипения (115°) трехокси молибдена [12].

РАЗРАБОТКА КОМБИНИРОВАННОГО СПОСОБА ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

*(окислительный обжиг с гидрометаллургической
переработкой огарка)*

Окислительный обжиг коллективного медно-молибденового концентрата с последующим выщелачиванием молибдена растворами щелочи (исследования автора) или соды (по данным Н. С. Грейвера), а также практика работы молибденового цеха Балхашского медеплавильного комбината дает более лучшие результаты по разделению меди и молибдена. Комбинированный способ сочетания окислительного обжига медно-молибденового концентрата с гидрометаллургической переработкой огарка, является наиболее приемлемым для разработки технологического процесса переработки медных, медно-молибденовых руд. В связи с указанным, были проведены опыты по проверке отдельных стадий переработки руд по указанной комбинированной схеме.

Обжиг медно - молибденового концентрата месторождений № 1 и № 2 производился в электрической муфельной печи при температуре 500—600°. Предварительно проба измельчалась до тончайшего порошка. Обжигу подвергался концентрат следующего состава, %: 1 проба Си 17,51, Мо 3,35, S 22,25, SiO₂ 24,50, Fe 28,72. 2 проба Си 13,26, Мо 0,58, S 22,70, SiO₂ 25,28, Fe 29,98.

1. ВЫБОР РАСТВОРИТЕЛЯ. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСТВОРИМОСТИ MoO₃ В ЕДКОЙ ЩЕЛОЧИ И КИСЛОТЕ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ИХ КОНЦЕНТРАЦИИ

а) *Растворимость MoO₃ в едкой щелочи.* Были приготовлены растворы NaOH, отвечающие различным концентрациям.

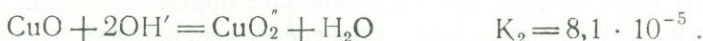
Растворимость MoO₃ в едкой щелочи достаточно высокая и следовательно, едкий натрий может быть с успехом применен в качестве растворителя в процессе извлечения молибдена. Однако, растворимость MoO₃ в едкой щелочи растет до концентрации 316 г/л NaOH в растворе. Выше указанной концентрации наблюдается понижение растворимости, что вызвано насыщением раствора по Na₂MoO₄.

б) Растворимость MoO_3 в кислоте (H_2SO_4). Опыты по изучению растворимости MoO_3 в H_2SO_4 были поставлены так же, как и при растворимости в NaOH . Растворимость MoO_3 в серной кислоте меньше, чем в едкой щелочи.

2) О РАСТВОРИМОСТИ ОКСИ МЕДИ В ЕДКОМ НАТРИИ

По данным В. И. Смирнова [13] окись меди растворяется в концентрированных растворах едких щелочей, но слабые растворы щелочей на нее действуют очень незначительно.

По Акимову [14] растворимость окиси меди в едком натрии описывается следующими уравнениями.



Первая реакция имеет место в разбавленных растворах, а вторая в более концентрированных.

Определим концентрацию щелочи, при которой количество низшего комплекса меди равно количеству высшего.

$$[\text{HCuO}_2'] = 1,03 \cdot 10^{-5} [\text{OH}'],$$

$$[\text{CuO}_2''] = 8,1 \cdot 10^{-5} [\text{OH}]^2,$$

откуда

$$1,03 \cdot 10^{-5} [\text{OH}'] = 8,1 \cdot 10^{-5} [\text{OH}]^2,$$

$$[\text{OH}'] = \frac{1,03 \cdot 10^{-5}}{8,1 \cdot 10^{-5}} \approx 0,13 \text{ гм/л.}$$

т. е. в растворах с концентрацией щелочи меньше 0,13 гм/л в основном присутствует низкий комплекс HCuO_2' , а в растворах более концентрированных, чем 0,13 гм/л NaOH —высший комплекс $[\text{CuO}_2'']$. В растворах, которыми обрабатывается огарок, концентрация щелочи равна 10% — примерно 100 г/л или 2,5 гм/л.

Даже в этом случае концентрация меди в растворе составит $[\text{CuO}_2''] = 8,1 \cdot 10^{-5} \cdot 2,5^2 = 5,06 \cdot 10^{-4}$ гм/л, что соответствует содержанию в растворе в пересчете на металлическую медь $5,06 \times 10^{-4} \cdot 63,6 = 0,032$ г/л. Обычно же при выщелачивании содержание свободной остаточной щелочи в

растворе ниже и с понижением содержания щелочи в растворе, содержание в нем меди будет падать

$$[\text{CuO}_2] = 8,1 \times 10^{-5} |\text{OH}|^2.$$

Так при 2% NaOH в растворе (что соответствует 0,5 гм/л) концентрация медного комплекса составит $[\text{CuO}_2] = 8,1 \times 10^{-5} (0,5)^2 = 4 \cdot 10^{-5}$ гм/л = 0,0025 г/л (в пересчете на металлическую медь).

Следовательно, высокое содержание меди в растворах от выщелачивания огарков едким натрием объясняется коллоидной природой гидроокиси меди, проходящей через фильтр.

При очистке раствора от примеси коллоидальная гидроокись меди захватывается выпадающими осадками.

3) ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ОБОЖЖЕННОГО КОНЦЕНТРАТА

Продолжительность агитации при выщелачивании заметно влияет на извлечение молибдена. При выщелачивании в течение часа извлечение составляет, %: 31,5—35,5 в течение 2-х ч.—75,5, 6-ти ч.—73,9—75,0. Следовательно, двухчасовое выщелачивание является достаточным для данной пробы медно-молибденового концентрата (табл. 10).

Аналогично опытам по щелочному выщелачиванию молибдена из обожженного медно-молибденового концентрата месторождения 1, были также проведены опыты по выщелачиванию огарка, полученного в результате обжига концентратов месторождений 2 и 4. Установлено, что при щелочном выщелачивании в 10%-ном растворе КОН в течение двух часов извлечение молибдена в раствор составляет от 66,7 до 80,1% по отношению к сырому концентрату.

Медесодержащий осадок после щелочного выщелачивания огарка, был подвергнут рациональному анализу с целью определения форм соединений меди и затем последующему сернокислотному выщелачиванию. Обжиг медно-молибденового концентрата при температуре 500—600° обеспечивает извлечение меди в раствор при сернокислотном выщелачивании в пределах 92,8—97,7% от его содержания в медесодержащем осадке от щелочного выщелачивания и 80,5—84,5% от его содержания в исходном сыром концентрате. В результате этих

опытов медь, находящаяся в форме окисленной и сульфидной, почти полностью растворяется в 3% H_2SO_4 , а остальная часть меди (до 100%) является сульфидной формой соединения, т. е. не переходящей в раствор при сернокислотном выщелачивании.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БЕДНОЙ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ РАЗЛИЧНЫХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПРЕИМУЩЕСТВА СХЕМЫ 2

Результаты соответствующих расчетов по определению коэффициентов комплексного использования бедной медно-молибденовой руды в зависимости от различных схем переработки приведены в табл. 2.

Коэффициент комплексного использования при переработке бедной медно-молибденовой руды по схеме 2 выше в сравнении со схемой 1. Для более бедных медно-молибденовых руд практически содержащих только молибден и медь разница в коэффициентах более высокая (20,53%). Таким образом, полное разделение молибдена и меди и их удовлетворительное извлечение достигается при сочетании процессов обогащения, пирометаллургии и гидрометаллургии, т. е. по схеме 2. Техничко-экономические преимущества схемы 2 в сравнении со схемой 1 видны особенно в цикле обогащения бедной медно-молибденовой руды.

В пользу схемы 2 кроме указанного следует также отметить значительно меньшие затраты на операции сгущения, фильтрации и транспортирования продуктов обогащения в связи с наличием одного лишь коллективного медно-молибденового концентрата. По схеме 2 обслуживающий персонал потребуется также в меньших количествах, чем по схеме 1, предусматривающей получение двух продуктов: молибденового и медного концентратов.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ КОМБИНИРОВАННАЯ СХЕМА КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ БЕДНЫХ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Рекомендована принципиальная технологическая схема переработки руд. Медно-молибденовый концентрат подвергается предварительному обжигу при низкой температуре

(550—670°) и выщелачиванию огарка в NaOH. Из молибдата натрия (Na_2MoO_4) молибден может быть извлечен в виде молибдата кальция (CaMoO_4) путем добавки в соответствующих количествах гашеной извести $\text{Ca}(\text{OH})_2$ или CaCl_2 (Балхашский завод). Молибдат кальция является товарной продукцией.

Таблица 2

Коэффициенты комплексного использования бедной медно-молибденовой руды в зависимости от различных схем переработки, %

№ медно-молибденовых месторождений	Схема 1	Схема 2	Перевышение коэффициентов схемы 2 против схемы 1
	Коллективная флотация руды с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый. Раздельная металлургическая переработка концентратов	Коллективная флотация руды с последующей переработкой коллективного медно-молибденового концентрата по комбинированной схеме	
1	5,34	76,41	11,07
2	62,06	76,20	14,14
3	62,51	71,70	9,19
3а	64,05	76,06	12,01
4	56,40	76,93	20,53

Медесодержащий остаток в условиях действующего медеплавильного завода может быть переработан по обычной стандартной схеме с получением черновой меди, или же катодной меди в случае организации гидрометаллургического способа извлечения меди.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Рассмотрено состояние вопроса обогащения и металлургической переработки медно-молибденовых руд и показана необходимость их комплексной переработки.

2. Изучены некоторые физико-химические свойства соединений молибдена, необходимые для выбора принципиальной технологической схемы: кинетика окисления молибденита (MoS_2), сублимационный обжиг коллективного медно-

молибденового концентрата, кинетика восстановления трехокси молибдена твердым углеродом, растворимость MoO_3 в едкой щелочи и кислоте.

3. Показаны технико-экономические преимущества и более высокий коэффициент комплексного использования при переработке бедной медно-молибденовой руды по рекомендуемой комбинированной схеме 2 в сравнении со схемой 1.

4. Для извлечения молибдена из бедных медно-молибденовых руд некоторых месторождений Союза, рекомендуется организация производства молибдена на действующих медеплавильных заводах по ранее указанной принципиальной технологической схеме.

5. Могут быть и другие решения для извлечения молибдена в цикле металлургического производства. Так, например, в случае необходимости выделения промежуточных продуктов при обогащении медно-молибденовых руд рекомендуется осуществлять переработку этих промпродуктов в конвертере методом пироселекции.

По такой комбинированной схеме будет обеспечено высокое суммарное извлечение цветных и редких металлов.

Коллективный медно-молибденовый концентрат может быть также переработан методом пироселекции. Молибден, как и все другие редкие и рассеянные элементы, в процессе пироселекции практически полностью перейдет в возгоны в виде пыли, из которой он может быть извлечен специальными гидрометаллургическими методами в виде товарной продукции, в частности в виде молибдата кальция.

Такое решение вопроса для промпродуктов обогащения медно-молибденовых руд заслуживает внимания, должно быть рассмотрено и в технико-экономическом отношении может быть оправдано.

ЛИТЕРАТУРА

1. Баюла А. Г. Известия АН Казахской ССР, № 30, серия металлургическая, вып. I, 1946.
2. Обзор металлургии меди на иностранных заводах. За 1938—1939 гг. (составил инж. Д. М. Юхтанов, 1940 г. ОБТИ).
3. Eng. and Min. Journ № 2, 1940.
4. Арашкевич В. М. Цветные металлы, № 7, 1939.

5. Григорович А. Н. К вопросам использования молибденовых ресурсов. Известия АН Казахской ССР, № 30, серия металлургическая, вып. I.
6. Малахов А. Е. Молибденоносные скарны Турьинских рудников. Цветные металлы, № 7, 1938.
7. Бабаджан А. А. 1) Зависимость упругости пара MoO_3 от температуры; 2) Условная скорость окисления MoS_2 от температуры; 3) Сублимационный обжиг коллективного медно-молибденового концентрата. Сборник трудов Уральского филиала АН СССР, вып. V, 1956, г. Свердловск.
8. Цефт А. Л., Абдеев М. А. Об условных скоростях окисления сульфидов цветных металлов. Труды Уральского индустриального института им. С. М. Кирова, Сборник 18, 1944.
9. Каковский И. А., Чайковская В. С. Объемный метод определения молибдена в рудах и продуктах обогащения. Отдельный оттиск из сборника трудов Орджоникидзевского ин-та цветных металлов, вып. I.
10. Крестовников А. Н., Шахов А. С. Термодинамические и физико-химические свойства редких металлов, 1939.
11. Уманский Я. С. Карбиды твердых сплавов. Металлургиздат, 1947.
12. Славинский М. П. Физико-химические свойства элементов. Металлургиздат, 1952.
13. Смирнов В. И. Гидрометаллургия меди. 1947.
14. Акимов. Теория и методы исследования коррозии металлов. Издание Академии наук СССР, 1945.

И. Н. ПЛАКСИН, Н. Е. ПЛАКСА, В. И. ТЮРНИКОВА,
Л. А. БАРСКИЙ, Ю. Б. РУБИНШТЕИН

Институт горного дела им. А. А. Скочинского,
Балхашский горнометаллургический комбинат

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА РЕЗУЛЬТАТОВ ФЛОТАЦИИ МОЛИБДЕНИТА В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Первостепенное значение отраслей промышленности нуждающихся в молибдене, непрерывный рост его потребления делает необходимым изыскать новые источники получения молибдена, повысить его извлечения из руд, вовлечь в процесс производства руды и продукты, переработка которых ранее считалась нерентабельной.

Извлечение сульфидного молибдена из молибденовых и комплексных руд даже при незначительных содержаниях молибденита освоено промышленностью. Значительно труднее извлечь из руд молибден в форме окисленных минералов. В СССР на ряде обогатительных фабрик осуществлена флотация окисленных молибденовых минералов как непосредственно из руды, так и из хвостов флотации.

Схема раздельной флотации основана на резком различии флотационных свойств молибденита и повеллита, необходимости применения различных реагентов для селективной флотации каждого из этих минералов.

Фабричная схема обогащения молибденовой руды с раздельными циклами сульфидной и окисленной флотации приведена на рис. 1. На молибденовой фабрике перерабатывается руда, в которой на долю сульфидного молибдена приходится 80—90% его общего содержания. Легкая флотиремость молибденита определяет ведущую роль цикла суль-

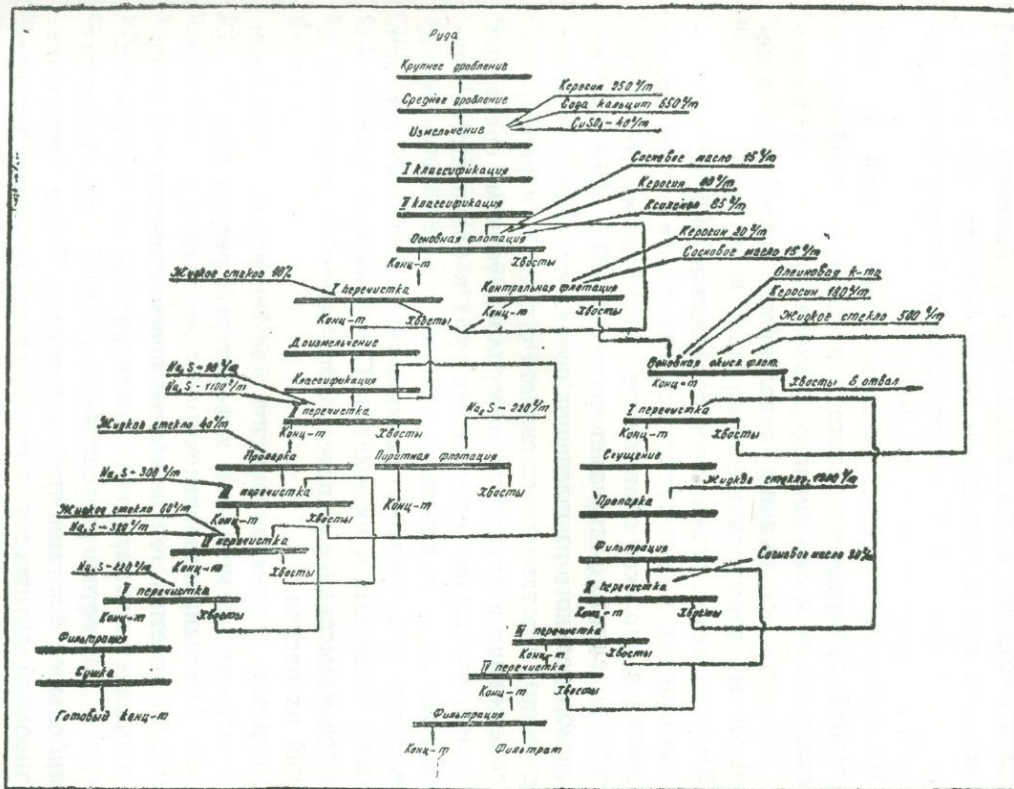


Рис. 1. Схема технологического процесса на фабрике.

фидной флотации, в которой извлекается около 89% молибдена, в то время как доизвлечение молибдена в окисленном цикле составляет 3% [1, 2, 3].

Извлечение тонковкрапленного молибдена из материала с низким содержанием, учитывая, что более 50% молибдена в нем находится в окисленной форме, является трудной задачей, так как минимальный коэффициент обогащения, необходимый для дальнейшей рентабельной переработки концентрата должен быть не менее 1000.

Технико-экономический анализ применяемой в промышленной практике отдельной, последовательной флотации сульфидного и окисленного молибдена указывает на нерентабельность извлечения окисленного молибдена в некондиционный промпродукт.

Вместе с тем, значительное содержание окисленного молибдена в рудах не позволяет полностью отказаться от его извлечения в процессе обогащения, несмотря на то, что извлечение повеллита составляет всего 40—60%. Причина неудовлетворительного извлечения повеллита заключается в сходстве его флотационных свойств с пустой породой, низким содержании в исходном материале, тонком срастании минералов. Флотация окисленных руд в большинстве случаев производится с помощью оксигидрильных собирателей, с длинными аполярными радикалами, главным образом жирными кислотами и их мылами. При этом, как правило, отмечаются невысокая избирательность действия реагентов и высокий их расход.

Делались попытки повысить эффективность действия этих реагентов применением заменителей, регуляторов и др. (3, 4, 5). Анализируя проведенные исследования в этой области, можно отметить, что наиболее перспективным, современным направлением является предварительное воздействие на водные растворы реагентов-собирателей для придания им наибольшей флотационной активности. Такое повышение флотационной активности достигается увеличением дисперсности этих растворов.

Создание менее агрегированных форм нахождения реагентов во флотационной пульпе возможно рядом методов. Наиболее устойчивые, тонкодисперсные растворы получают

ся кондиционированием водных растворов жирных кислот, их омыливанием при повышенной температуре в присутствии реагентов-эмульгаторов (6, 7).

Хорошими реагентами-диспергаторами являются поверхностно-активные вещества типа алкилсульфатов и алкиларисульфонов. Процесс диспергирования протекает при обычной температуре и незначительной концентрации реагентов-диспергаторов.

Важным положительным свойством этих соединений является их малая чувствительность к солям жесткости, что особенно важно при флотации в жесткой воде (10).

Метод диспергирования растворов жирных кислот и их мыл небольшими добавками поверхностно-активных веществ-диспергаторов был разработан и внедрен на Балхашской молибденовой фабрике в цикле окисленной флотации в 1959 г. [2]. В период промышленных испытаний было установлено, что новый реагентный режим дает возможность легко регулировать процесс (выход концентрата, устойчивость пены и ее минерализацию при изменении granulometric характеристики руды, плотности пульпы и вещественного состава) изменением расхода реагентов.

Несмотря на достаточно высокие технологические показатели, полученные в период промышленных испытаний по схеме раздельной флотации, следует отметить, что возможности, открывающиеся при применении реагентного режима, могут быть использованы более полно, при изменении схемы флотации.

Высокая селективность диспергированного олеата натрия по отношению к минералам молибдена и возможность получения концентратов высокого качества из очень бедных хвостов сульфидной флотации позволяет предположить возможность совместной флотации как сульфидного, так и окисленного молибдена в коллективный концентрат.

Расширение производства молибдена, увеличение производительности отдельных рудников связано с отработкой более бедных участков рудного тела, обогащенных окисленным молибденом. Изменение соотношения между содержанием сульфидного и окисленного молибдена ведет к нарушениям технологического процесса в случае раздельной (суль-

фидной и окисленной) флотации, с получением некондиционных концентратов.

С этой точки зрения разработка схемы коллективной сульфидно-окисленной флотации с получением кондиционных концентратов имеет большое практическое значение, так как значительно упрощает регулировку процесса в случае изменения состава руды. Введение совместной сульфидно-окисленной флотации дает возможность уменьшить фронт флотации, что связано с экономией электроэнергии и увеличить выход кондиционного концентрата, частично разгрузив гидрометаллургический цех.

Лабораторные исследования и теоретические расчеты [11] показали возможность перехода на схему коллективной флотации. Основной задачей опытов был подбор оптимальных расходов флотационных реагентов* с учетом разновидностей флотируемой руды и повышенной жесткости воды.

Реагентный режим коллективной флотации не является суммирующим реагентных режимов сульфидного и окисленного циклов и имеет ряд особенностей, связанных с совместным действием реагентов. В качестве основного собирателя молибденита используется керосин с добавками веществ полярно-аполярного строения. Эти добавки повышают извлечение сульфидного молибдена, адсорбируясь на полярных концах чешуек молибденита и улучшая распределение собирателей на его поверхности; при этом улучшается флотиремость сростков и повеллитизированного с поверхности молибденита. Действие полярных реагентов при флотации молибденита исследовано Крохиным и Коваленко, показано, что добавки ксантогената к керосину увеличивают извлечение молибденита.

Практика работы фабрики и наши исследования также подтвердили положительный эффект применения добавок к керосину ксантогената и олеата натрия (рис. 2). Другой функцией смеси олеатом натрия является флотация повеллита.

* Керосина, олеата натрия, сернистого натрия и поверхностно-активных добавок.

Таким образом, общее повышение извлечения в коллективной флотации по сравнению с сульфидной можно отнести, как за счет извлечения окисленного, так и улучшения флотуемости сульфидного молибдена.

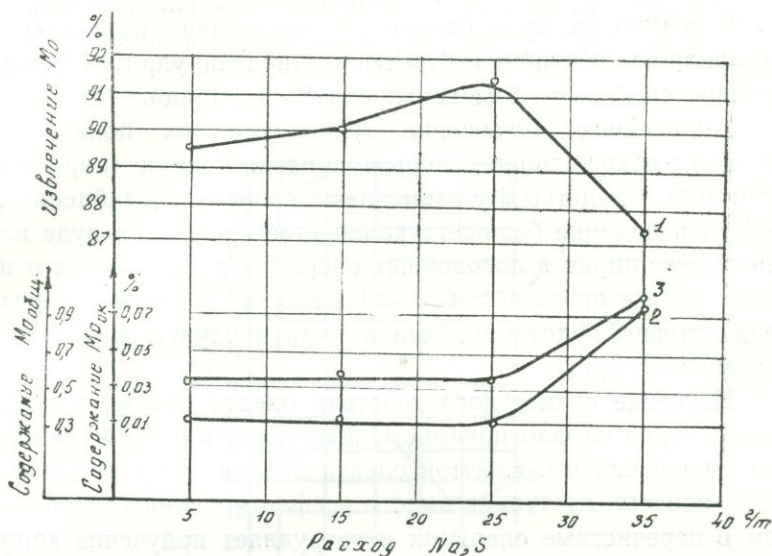


Рис. 2. Влияние расхода сернистого натрия на потери металла в пиритных хвостах и общее извлечение молибдена по фабрике: 1—извлечение фабричное; 2—содержание Mo общего в пиритных хвостах; 3—содержание Mo окисленного в пиритных хвостах.

При совместном применении олеата натрия или олеиновой кислоты с керосином, роль керосина не ограничивается флотацией сульфидного молибдена и регулированием пенообразования. Благодаря коллоидной растворимости (солюбилизация) аполярных молекул керосина в мицеллах олеата натрия, увеличивается флотационная активность оксигидрильного собирателя. Механизм улучшения флотуемости минерала при совместном действии аполярных и дифильных реагентов П. А. Ребиндер объясняет «надстраиванием» гидрофобных радикалов жирной кислоты аполярными молекулами. Увеличение прочности прикрепления минерала к пузырьку воздуха, В. И. Классен объясняет способностью аполярных

молекул вытягиваться вдоль трехфазного периметра смачивания [6].

Промышленные испытания и внедрение разработанной схемы коллективной сульфидно-окисленной флотации проводились в 1963 г.

В результате промышленного внедрения коллективной сульфидно-окисленной флотации молибдена удалось решить важную проблему обогащения руд В. Коунрада.

Дальнейшее повышение технологических показателей связано с сокращением потерь молибдена в цикле «пиритной» флотации. Сходство флотационных свойств молибденита и пирита и наличие большого количества сростков в руде концентрирует пирит в доводочных операциях; циркулируя и накапливаясь в процессе он ухудшает технологические показатели основной флотации. Вывод этого продукта связан с потерями металла.

Изучение совместного действия олеата натрия и сернистого натрия на флотирваемость молибденита и депрессию пирита показало, что избыток олеата натрия, накапливающийся в процессе, поступает вместе с сфлотированным повеллитом в перечистные операции и затрудняет получение кондиционных концентратов.

Для оценки влияния основных реагентов, применяемых в схеме флотации (олеата натрия, сернистого натрия), нахождения оптимальных расходов для различных типов руды, поступающих на фабрику, была проведена статистическая обработка сменных анализов и расходов реагентов. Изучение реагентного режима сернистого натрия показало, что минимальные потери молибдена наблюдаются в пиритных и отвальных хвостах при расходе 13,5 кг/т Na_2S (в пересчете на 3%). Избыток Na_2S приводит к подавлению молибденита и значительным потерям его в хвостах пиритной флотации.

Лучшие результаты по извлечению сульфидного и окисленного молибдена получены при расходе смеси олеата натрия с алкилсульфатом 65 г/т (рис. 3). Была выведена зависимость получения концентратов различных по содержанию молибдена (от 46 до 51%) и технологических показателей фабрики. При получении концентрата 2-го сорта с содержанием молибдена 48% потери металла в пиритных хвостах не-

значительны. На основании полученных результатов выработан режим доводки коллективного молибденового концентрата.

Для оценки работы фабрики по схеме коллективной флотации проведена статистическая обработка технологических показателей фабрики по сменным анализам и результаты сопоставлены с работой фабрики по селективной схеме и с работой фабрики в период внедрения схемы совместной флотации.

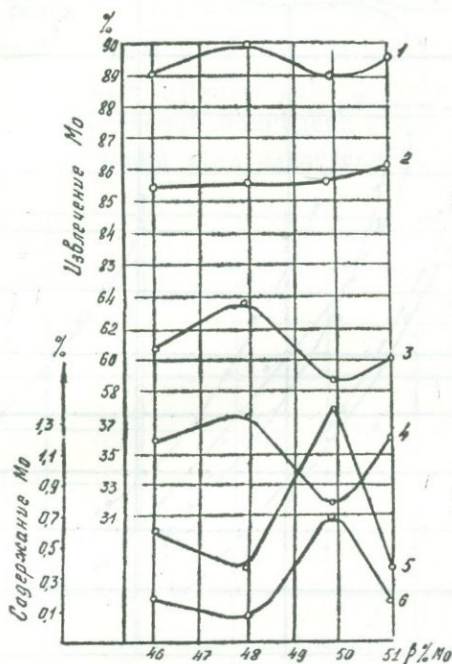


Рис. 3. Влияние смеси олеата натрия и алкилсульфата на технологические показатели фабрики:

1—извлечение фабричного Mo общего; 2—извлечение Mo общего по сульфидным хвостам; 3—извлечение фабричного Mo окисленного; 4—извлечение Mo окисленного по сульфидным хвостам; 5—содержание Mo общего в пиритных хвостах; 6—содержание Mo окисленного в пиритных хвостах.

Все сменные анализы разбиты на 2 группы по содержанию в исходной руде: меньше 0,162% Mo, т. е. руда по содержанию молибдена ниже плановой и больше 0,162% Mo. Содержание металла в руде, поступающей на фабрику, колеб-

лется от 0,06 до 0,35% с небольшим преобладанием бедной руды. Анализы концентратов, относящиеся к определенной группе, в свою очередь разбиты на интервалы и выписаны с соответствующими извлечениями.

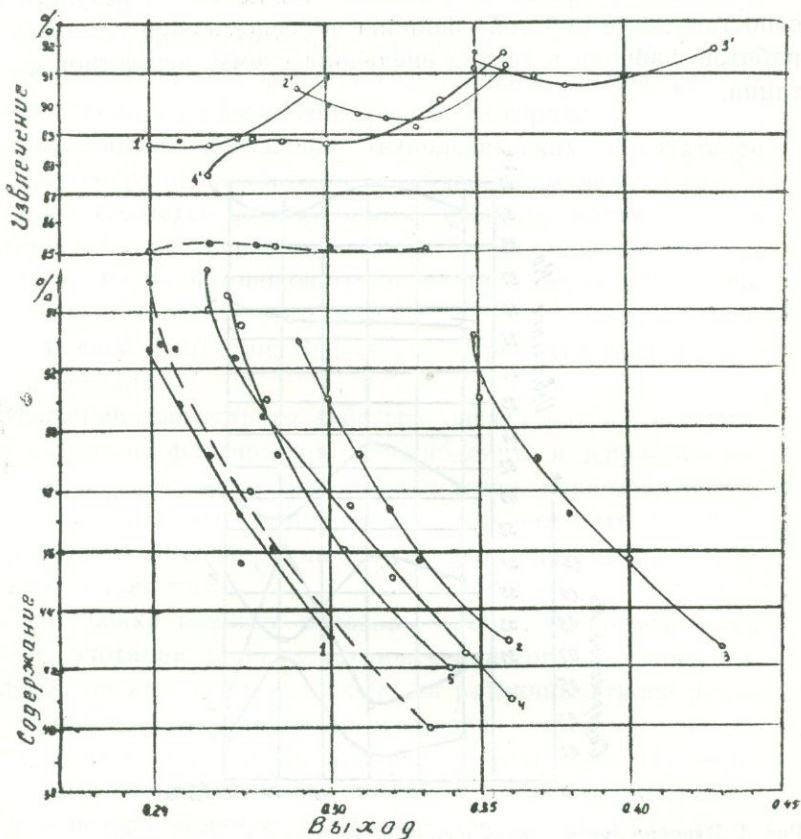


Рис. 4. Обогащаемость руды по схеме селективной и коллективной флотации: по селективной схеме (январь—апрель 1963), руда с содержанием Mo от 0,06 до 0,35%; по коллективной схеме: 1—руда с содержанием $\text{Mo} < 0,162\%$; 3—руда с содержанием $\text{Mo} > 0,162\%$; 5, 4, 2—руда с содержанием Mo от 0,06% до 0,35%; 5, 4—период внедрения коллективной схемы; 1, 2, 3—период (январь—апрель 1964); 1, 2, 3, 4—кривые извлечения.

В каждой группе вычислены среднеарифметическое извлечение и содержание и выход концентрата (рис. 4). Показа-

тели работы в 1964 г. по коллективной схеме, определенные по кривым обогатимости, выше, чем при **раздельной флотации** для любых содержаний металла в руде и чем в период внедрения коллективной схемы. Так, кривые 2, 4, 5, полученные по данным фабрики в период промышленных испытаний и последующей работы фабрики по схеме коллективной флотации сдвинуты вправо относительно графика, построенного по данным селективной схемы, а линия $\epsilon\gamma$ проходит ниже в среднем на 4% линии $\epsilon\gamma$ по коллективной схеме.

За сравниваемые периоды работы фабрики произведена классификация извлечений молибдена в концентрат и рассчитана частота получения этих извлечений [11]. Полученные

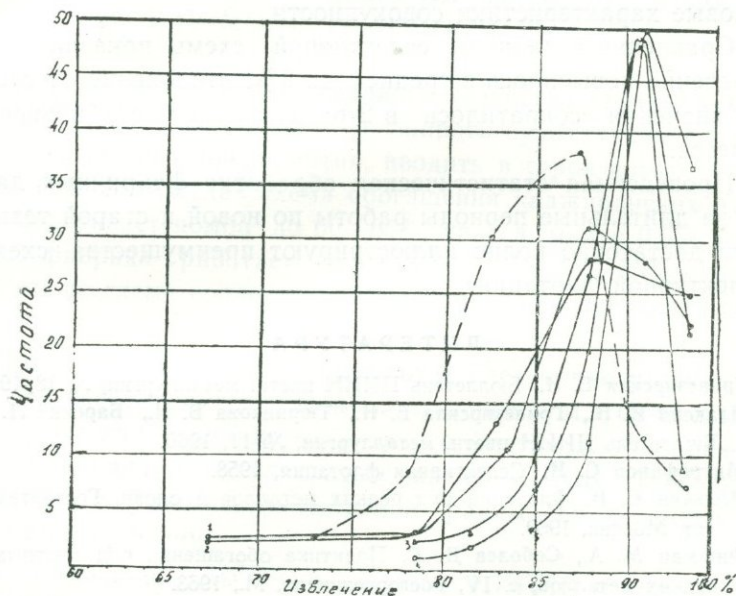


Рис. 5. Результаты статистической обработки технологических показателей фабрики:

Селективная схема (январь—апрель 1963), руда с содержанием Mo от 0,06 до 0,35%;

коллективная схема:

1, 2—период внедрения схемы, руда с содержанием от 0,06 до 0,35%, 3, 4, 5—периоды с января по апрель 1964 г.; 3—руда с содержанием Mo < 0,162%; 4—руда с содержанием Mo от 0,06 до 0,35%; 5—руда с содержанием Mo > 0,162%.

кривые частоты наглядно иллюстрируют преимущества новой схемы (рис. 5). Кривая распределения, полученная по данным селективной схемы выше кривых, рассчитанных в период внедрения коллективной флотации, но все точки сдвинуты вправо и среднее значение извлечения на 3% больше, чем по селективной схеме. Кривые 3, 4, 5 рассчитаны за период, когда фабрика работала по коллективной схеме. Для руд (забалансовых—3, плановых—4 и богатых—5) можно отметить стабильность результатов: отклонение от среднего значения сократилось в 2—3 раза по сравнению с 1963 г. Это говорит об установившемся режиме флотации по новой схеме. Значительно (>25%) увеличилась частота получения извлечения больше 90%. Для удобства сравнения вычислены некоторые числовые характеристики совокупности.

Сравнение с данными селективной схемы показало, что извлечение повысилось в среднем на 5%, отклонение от среднего значения сократилось в 2 раза за счет стабильности процесса.

Проведенная статистическая обработка фабричных данных за длительные периоды работы по новой и старой технологии достаточно полно иллюстрируют преимущества схемы коллективной флотации.

ЛИТЕРАТУРА

1. Гривезирская Е. Н. Бюллетень ЦИИН цветн. металлургии, № 18, 1959.
2. Плаксин И. Н., Гривезирская Е. Н., Тюрникова В. И., Барский Л. А. Бюллетень ЦИИН цветн. металлургии, № 11, 1960.
3. Митрофанов С. И. Селективная флотация, 1958.
4. Полькин С. И. Флотация руд редких металлов и олова. Госгортехиздат, Москва, 1960.
5. Фишман М. А., Соболев Д. С. Практика обогащения руд цветных и редких металлов, т. IV, Госгортехиздат, М., 1963.
6. Классен В. И., Мокроусов В. А. Введение в теорию флотации. Издание II, Госгортехиздат, 1959.
7. Классен В. И. Известия АН СССР, ОТН, № 5, 1957.
8. Барский Л. А., Плаксин И. Н., Тюрникова В. И. Известия АН СССР, ОТН, сер. Металлургия и топливо, № 1, 1961.
9. Плаксин И. Н., Тюрникова В. И., Барский Л. А. ДАН СССР, т. 131, № 6, 1960.
10. Горловский С. И. Обогащение руд. № 3, 1956.
11. Митрофанов С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. Госгортехиздат, 1962.

С. В. ДУДЕНКОВ, Э. Ш. ШАФЕЕВ, А. И. ПАШОВКИН
Гинцветмет, НИГМИ

ФЛОТАЦИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД КАДЖАРАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ ЗАГРУБЛЕННОМ ПОМОЛЕ ИСХОДНОЙ РУДЫ

Большая потребность народного хозяйства страны в меди и молибдене заставляют расширять существующие горно-обогатительные предприятия, вводить в строй новые мощности. Технологическая схема обогащения каджаранских руд предусматривает помол до 60—65% класса минус 0,074 мм. Сейчас фабрика работает при помоле руды 52—55% минус 0,074 мм по схеме коллективной флотации с последующей селекцией.

Для обогащения руд применяются следующие реагенты: сода или известь, смесь масла СУ с керосином, бутиловый ксантогенат калия, сернистый натрий и флотомасло из окисленного скипидара, а в последнее время—ОПСБ. Плановые показатели по извлечению металлов равны 71% по меди и 79,2% по молибдену.

За последние годы Гинцветметом, НИГМИ и коллективом Каджаранской обогатительной фабрики проделана значительная работа по усовершенствованию реагентного режима флотации медно-молибденовых руд Каджарана. Внедрен высокоэффективный пенообразователь ОПСБ, эмульгирование углеводородного собирателя и установление его оптимального расхода, промышленные испытания гексаметафосфата натрия в качестве депрессора пустой породы. В связи с этим появились предпосылки повышения флотиремости крупных

зерен и сростков. Было интересно проверить возможность флотации медно-молибденовых руд Каджарана при более грубом помоле исходной руды.

С этой целью выделенная после 1 и 2 стадии измельчения руда рассеивалась на узкие классы, подвергалась тщательно минералогическому анализу. Вмещающая порода медно-молибденовых руд Каджарана в основном представлена полевым шпатом и кварцем; в значительном количестве содержится биотит, в меньшем — карбонаты (кальцит, сидерит). Рудные минералы присутствуют в виде включений, вкрапленностей и пленок. Из них больше всего наблюдается халькопирит (1,2—1,8%), пирит (2—3%), гематит (1—2%), а также барит и молибденит, количество которых не превышает долей процента. Весьма редки одиночные зерна ковеллина и магнетита; реже зерна малахита в карбонатах. По трещинам встречаются гидроокислы железа, приуроченные к зернам пирита.

В результате анализа установлено, что уже в классе $-0,3 + 0,15$ мм наблюдаются преимущественно свободные зерна и, в основном, открытые сростки, которые при соответственно подобранных условиях могут быть сфлотированы; замкнутые сростки очень редки.

Минералогический анализ узких классов позволяет предположить возможность черновой флотации руды при измельчении до 15% $+0,21$ мм и 30—35% $-0,21 + 0,15$ мм. Такое измельчение в условиях Каджаранской обогатительной фабрики примерно соответствует 45% минус 0,074 мм.

На различных сульфидных рудах Каджарана нами проведено исследование зависимости величины извлечения металлов в коллективный медно-молибденовый концентрат от степени измельчения руды, из которого следует, что при грубом помоле руды можно иметь высокое извлечение металлов в черновой концентрат при соответственно подобранном реагентном режиме (табл. 1). Характерной особенностью разработанного реагентного режима является следующее: применение эмульгированных углеводородов, керосина, масла СУ и их смеси; подача эмульгированных углеводородных собирателей в середину основной или во вторую стадию флотации; применение в качестве пенообразователя—синтетического реагента ОПСБ.

Весьма перспективны опыты с подачей собирателей в порядке возрастания их собирательных свойств по отношению к крупным частицам и сросткам.

В этих опытах первая флотация проводилась на одном ксантогенате, во вторую флотацию подавался эмульгированный керосин и в третью — масло СУ. При этом происходит следующее: флотация основной массы медных и молибденовых минералов (при подаче ксантогената); дофлотация труднофлотируемых зерен молибденита (при подаче керосина); дофлотация сростков медных и молибденовых минералов (при подаче масла СУ).

Разработанные реагентные режимы позволили при помоле 42—45% минус 0,074 мм получать такое же извлечение металлов в черновые концентраты, как и с принятым реагентным режимом при измельчении 55—60% минус 0,074 мм.

Для того, чтобы приблизить лабораторное измельчение по содержанию крупных классов (+0,15 мм) к промышленному, была разработана следующая методика: от исходной руды отсеивался класс —0,8 мм и добавлялся за 3 мин до окончания измельчения в лабораторной мельнице. Указанная методика позволила получить такое же распределение классов крупности в измельченной руде, как и в промышленных мельницах, работающих на помоле 42—45% минус 0,074 мм.

Доводка черновых концентратов, полученных при загрузочном помоле руды, по обычной схеме показала, что извлечение металлов в кондиционный по меди коллективный концентрат резко снижается и большая часть металлов концентрируется в промпродуктах.

При условии получения конечного коллективного концентрата с доизмельчением промпродуктов, потери при доводке грубого концентрата до конечного уменьшаются и извлечение металлов в коллективный концентрат при измельчении до 45% минус 0,074 мм практически равно извлечению, полученному при измельчении 57—58% минус 0,074 мм, но без доизмельчения промпродуктов (рис. 1).

В цикле получения медного концентрата устанавливается его флотация из хвостов молибденовой флотации* и число перемесок молибденового концентрата увеличивается до 7-ми; повышение качества коллективного медно-молибденового концентрата не имеет большого значения.

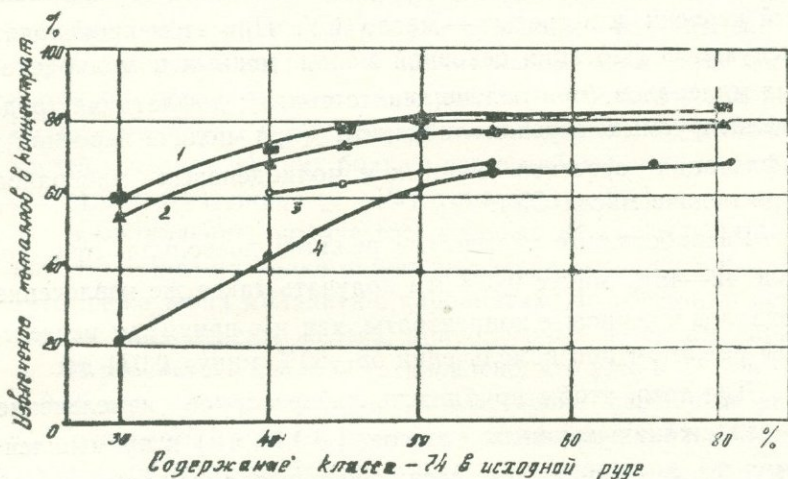


Рис. 1. График зависимости извлечения металлов от тонины помола руды.

В результате проведенной работы и испытания нескольких вариантов схем и реагентных режимов, в основном отличающихся друг от друга точками заворота оборотных продуктов, наиболее целесообразной схемой признана схема с выводом промежуточных продуктов в отдельный цикл флотации; это дает возможность получить в основном цикле более устойчивый процесс, менее засоряя его шламистыми частицами оборота, исключает циркуляционную нагрузку и при этом получается более богатый коллективный концентрат (рис. 2).

При проведении промпродуктовой флотации появляется возможность улучшения условий флотации шламистых частиц. Переход на более крупный помол обеспечивает повышение производительности на 10—15% на том же оборудова-

* В настоящее время медный концентрат получается как камерный продукт.

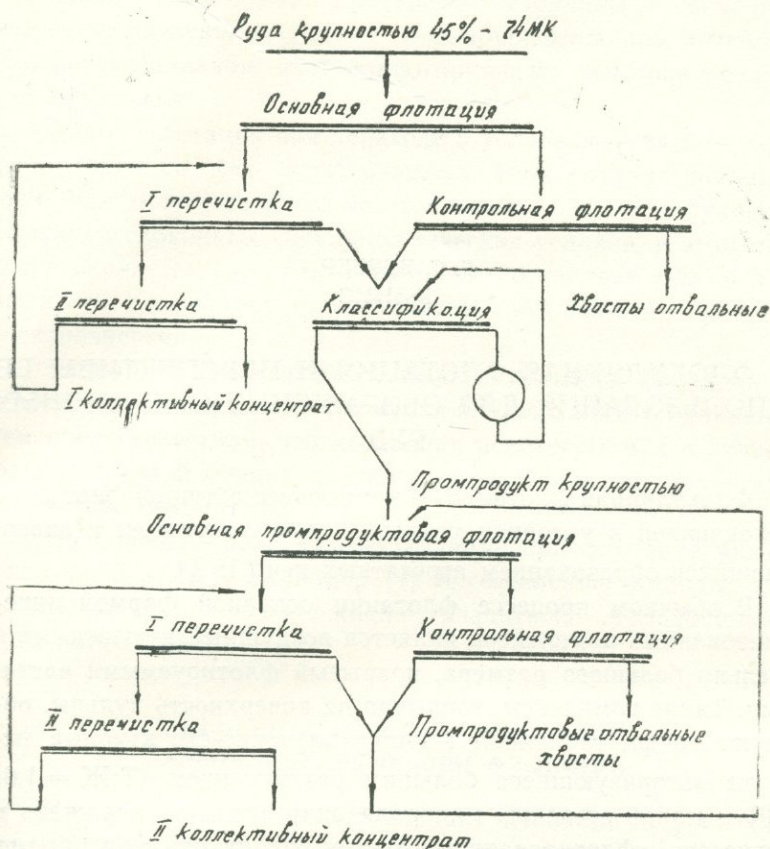


Рис. 2. Схема коллективной флотации медно-молибденовой руды Каджаранского месторождения с выводом промпродуктов в отдельный цикл.

нии. Поэтому необходимо проведение промышленных испытаний на Каджаранской обогатительной фабрике. Эти испытания дадут возможность установить окончательный вариант схемы и реагентный режим, которые смогут обеспечить экономически максимально выгодные показатели.

Г. С. БЕРГЕР
КазИМС

ФЛОКУЛЯРНАЯ ФЛОТАЦИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЕЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Флокулярная флотация — это процесс обычной флотации, протекающей в условиях усиления аэрофлокуляции и завершающийся образованием агрегатных пен [1, 2].

В обычном процессе флотации основной формой минерализованных комплексов является воздушный пузырек относительно большого размера, покрытый флотируемыми частицами. Такие комплексы, всплывая на поверхность пульпы, образуют во флотационной машине пленочно-структурные пены, характеризующиеся большим разжижением ($T:Ж = 1,6; 1:10$) и малой степенью минерализации (если ее выражать в количестве сфлотированного материала на единицу объема воздуха). Пленочно-структурные пены быстро разрушаются при остановке импеллера флотационной машины вследствие интенсивно идущего в слое такой пены процесса коалесценции воздушных пузырьков.

В практике лабораторных исследований и в ряде случаев промышленной флотации, например, природно гидрофобных минералов и углей наблюдались пены другого характера — агрегатные [3]. Эти пены образуются флотационными комплексами, состоящими из слипшихся друг с другом флотируемых частиц, перемежающихся воздушными пузырьками. Такие комплексы названы аэрофлокулами. Поднимаясь на поверхность пульпы, аэрофлокулы образуют плотные ($T:Ж = 1:1,5$), высокоминерализованные агрегатные пены. Агрегатные пены,

в отличие от пленочно-структурных, устойчивы в спокойных гидродинамических условиях и разрушаются при интенсивном перемешивании и от барботирующего действия воздушных пузырьков.

Время флотации при переходе к условиям усиления аэрофлокуляции во всех исследованных нами случаях сокращается. Учитывая необходимость создания для флокулярной флотации спокойных гидродинамических условий, в этом процессе окружная скорость импеллера составляет только 5—6 м/сек, что позволяет рассчитывать на снижение расхода электроэнергии.

Экономические выгоды перевода процесса флотации из обычной формы в форму флокулярной флотации усиливаются тем обстоятельством, что на пробах некоторых руд в режиме флокулярной флотации были получены более высокие технологические показатели.

На большую роль аэрофлокуляции при флотации указывал в 1950 г. П. А. Ребиндер [4]. К сожалению выводы этой работы не были подтверждены развитием исследований в этом направлении.

ОСНОВНЫЕ УСЛОВИЯ УСИЛЕНИЯ АЭРОФЛОКУЛЯЦИИ ПРИ ФЛОТАЦИИ

Для усиления аэрофлокуляции необходимо увеличить гидрофобность поверхности флотируемых зерен, усилить роль воздуха, выделяющегося из раствора, и в случае ксантогенатной флотации сульфидов, ввести в пульпу после обработки с ксантогенатом «мостиковый» реагент. Существенными оказываются также механические воздействия в цикле подготовки пульпы, так как они влияют на прочность образующихся аэрофлокул.

Повышение гидрофобности флотируемых зерен возможно путем увеличения расхода собирателя. Однако на этом пути возникают трудности, связанные с гидрофилизующей ролью избытка собирателя. Некоторые авторы считают, что с увеличением расхода химически чистого анионного собирателя не может происходить ухудшение результатов флотации [14]. Однако наши многочисленные опыты с длинноцепочечными реа-

гентами показывают, что не только избыточные расходы, но и наличие остаточной концентрации анионного или катионного собирателя приводит к снижению извлечения. К аналогичным по смыслу выводам пришли Тихонов и Милославская [15]. Поэтому в качестве средства повышения гидрофобности флотуруемых зерен в целях усиления аэрофлокуляции в наших исследованиях принято проводить упорядочение строения поверхностных пленок собирателя на минералах. Нами рекомендована отмывка пульпы после взаимодействия с собирателем непосредственно перед актом флотационного разделения. К аналогичным мерам относятся: обработка собирателем в плотной пульпе с последующим разжижением перед флотацией свежей водой; введение в пульпу после обработки с собирателем реагентов-пептизаторов для разрушения поверхностных мицелл собирателя; введение в пульпу, обработанную собирателем шламовой части измельченной руды, не подвергшейся обработке собирателем (аналогично рекомендациям В. А. Глембоцкого [5], но для других целей) и другие.

Проведение этих технологических операций в узле схемы между контактными чанами и флотационными машинами в ряде случаев позволяет резко усилить эффект аэрофлокуляции. При этом не предусматривается какое-либо изменение ассортимента или дозировки флотационных реагентов-собирателей против принятых в обычных условиях для обычной флотации. Для длиноцепочечных собирателей (олеиновая кислота и ее мыла, алкилсульфаты, длиноцепочечные амины и т. д.) это положение достаточно хорошо подтверждено экспериментально. Основные представления о характере строения поверхностной пленки собирателя здесь могут быть развиты на основе гипотезы Годена и Фюрстенау [6] о поверхностном геми-мицеллообразовании, когда на участках с наиболее плотным покрытием молекулами собирателя их аполярные кончики слипаются, образуя микрокапельные масляные покровы. Эти «капельки» масла могут служить центрами прикрепления зерен минерала друг к другу, что необходимо для усиления флокуляции. С другой стороны они являются местами неориентированного закрепления молекул собирателя из раствора. С тем, чтобы исключить вторую нежелательную для нас возможность и проводится удаление остаточной концен-

трации собирателя из пульпы перед актом флотационного разделения. Судя по экспериментальным данным, когда в одну отмывку или при двухкратном разжижении удастся резко усилить аэрофлокуляцию, вторые слои собирателя легко удаляются с поверхности, что соответствует экспериментальным данным о меньшей величине работы когезии в сравнении с работой адгезии [7].

При флотации короткоцепочечными собирателями типа растворимых ксантогенатов, которые не склонны к мицеллообразованию и, следовательно, не могут образовывать поверхностных геми-мицелл, для усиления флокуляции необходимо создать искусственно микро- или макрокапельные покрытия путем введения в пульпу после обработки ее ксантогенатом эмульсии аполярного собирателя. Особенно важно вводить эту эмульсию в пульпу, когда остаточная концентрация собирателя незначительная. В некоторых работах рекомендовано создавать устойчивые эмульсии аполярного собирателя путем стабилизации их иснами ксантогената [8]. Очевидно, что такая стабилизация масляной эмульсии может привести только к ухудшению результатов флокулярной флотации. Возможна и такая схема подготовки минералов к флокулярной флотации, когда после обработки с ксантогенатом сразу же вводится аполярный собиратель, но, затем производится отмывка пульпы. В этом случае закрепившиеся на поверхности обработанной ксантогенатом, капли масла могут нести обращенные наружу полярные группы иона ксантогената, экстрагированного маслом из раствора, но после отмывки аполярная поверхность масляных капель вновь обнажается. Только в этом случае рекомендация цитированной работы может оказаться полезной для флокулярной флотации.

Микромасляные покрытия, образующиеся при геми-мицеллообразовании длиноцепочечных собирателей, и капли аполярного собирателя, закрепившиеся на поверхности, обработанной ксантогенатом, являются как бы связующими мостиками между двумя флотируемыми зернами в акте флокуляции. В Канаде Паддингтон, Фарнанд и Смит разработали метод обогащения и обезвоживания суспензий, основанный на селективной флокуляции зерен, названный ими «сферическая агломерация» [10]. Их работы по времени примерно совпада-

ют с нашими. Интересно отметить, что по методу этих исследователей также оказывается необходимым введение после селективной гидрофобизации поверхности минералов специального реагента, выполняющего роль связующего. Они, в основном, использовали в этих целях нитробензол. Отличие флокулярной флотации от сферической агломерации состоит не только в том, что флокулярная флотация основана на селективной аэрофлокуляции, но также и в том, что нами обосновывается «мостиковая» роль геми-мицеллярных покрытий длинноцепочечных реагентов, то-есть здесь включаются случаи, не требующие введения дополнительного реагента, кроме самого собирателя.

Учитывая, что агрегация зерен во флокулы идет только за счет гидрофобизированных частиц минерала, этот процесс обладает высокой селективностью.

Усиление аэрофлокуляции предполагает вовлечение воздушных пузырьков во флокуляционный агрегат. Присутствие воздуха в аэрофлокуле может быть обязано прилипанию воздушных пузырьков к флокулам при их соударении, а также непосредственному выделению воздуха из раствора на гидрофобизированной поверхности. В работах В. М. Классена теоретически и экспериментально обоснована вероятность образования микропузырьков воздуха на гидрофобной поверхности минералов [9]. Опыт, выполненный нами, показывает, что аэрофлокулы часто образуются за счет газа, выделяемого из раствора. Навеска магнезита в стакане вручную перемешивалась с добавлением слабого раствора соляной кислоты. После перемешивания на дне стакана образовывался конус зерен минерала. Спустя 5—6 мин. спокойного стояния конуса, он деформировался, терял свои четкие очертания и на отдельных его участках появлялись пузырьки углекислого газа. Спустя еще небольшой отрезок времени практически вся навеска всплывала на поверхность раствора в стакане в форме большой аэрофлокулы. Эта аэрофлокула легко разрушалась при перемешивании, вновь на дне образовывался конус магнезитового порошка и снова через 5—6 мин. большая аэрофлокула всплывала на поверхность. Так происходило до тех пор, пока не была израсходована вся кислота в растворе. Добавление в раствор соляной кислоты позволяло проследить весь описан-

ный цикл заново. Очевидно, что при образовании газовых пузырьков непосредственно на поверхности минерала возможно и образование аэрофлокул; за счет столкновения аэрофлокулы в пульпе с воздушным пузырьком, последний может закрепиться на аэрофлокуле. Однако, мы наблюдали большое количество случаев, когда в обычных флотационных машинах воздушные пузырьки разрушали уже образованные аэрофлокулы. Поэтому для проведения флокулярной флотации желательно исключить соударение воздушных пузырьков с частицами. В целях усиления эффекта аэрофлокуляции за счет воздуха, выделяющегося из раствора, необходимо принимать те же меры, которые были рекомендованы В. И. Классеном для улучшения результатов обычной флотации [9]. Нами испытаны подогрев пульпы в стадии подготовки материала к флокулярной флотации, вакуумирование, а также эжекция воздуха в пульпу. В том и другом случае достигался эффект усиления аэрофлокуляции. В некоторых работах именно эжекции воздуха придают решающее значение в эффекте усиления аэрофлокуляции. Поскольку понятно, что этот способ подачи воздуха не является единственным для увеличения количества растворимого в пульпе воздуха, он и не может рассматриваться с такой точки зрения. Это обосновывается опытом с постепенным подогревом пульпы в стакане, когда аэрофлокуляция имела особенно обильный характер.

Механические воздействия на аэрофлокулы имеют большое значение; они могут упрочить образовавшиеся агрегаты из воздушных пузырьков и флотируемых зерен, но могут и полностью разрушить уже образовавшиеся аэрофлокулы. Интересные исследования на флокулах были выполнены Стоком [10], экспериментально обосновавшим это положение. Аэрофлокулы можно рассматривать как тиксотропные образования, свойства которых существенно зависят от характера механических воздействий [11]. Именно поэтому в одном режиме перемешивания можно получить прочные аэрофлокулярные образования, всплывающие на поверхность без разрушения, а в других — полностью прекратить аэрофлокуляцию. В работах [12,13] отмечалась важность соблюдения определенного гидродинамического режима обработки пульпы олеиновой кислотой при флотации алюмосиликатов. При этом предпола-

галось, что адсорбция собирателя на минералах в различных гидродинамических режимах протекает с разной степенью полноты. Вероятно, какое-то изменение количества закрепившегося собирателя при изменении гидродинамического режима в контактном чане имеет место. Однако, влияние механических воздействий на устойчивость и разрушение аэрофлокул несравненно значительнее.

По имеющимся наблюдениям спокойные условия перемешивания при обработке пульпы собирателем обеспечивают получение более прочных аэрофлокул. Возможно, что в области сверх-высоких скоростей вращения импеллера мы попадаем вновь в область благоприятную для аэрофлокуляции, вероятно, за счет тонкого диспергирования воздушных пузырьков. Но экономически это менее целесообразный путь.

УСЛОВИЯ СОХРАНЕНИЯ АЭРОФЛОКУЛ ВО ФЛОТАЦИОННОЙ МАШИНЕ

Рассмотренные вопросы сохранения и упрочения аэрофлокул на стадии подготовки пульпы к флотации сохраняют свое значение и в камере флотационной машины, где происходит их отделение от объема пульпы.

Существенной рекомендацией является необходимость снижения числа оборотов импеллера флотационной машины, в результате чего уменьшается механическое воздействие потоков пульпы на аэрофлокулы и снижается количество засасываемого воздуха, что в свою очередь ослабляет барботирующее действие воздушных пузырьков. Не менее важным является исключение надимпеллерной циркуляции пульпы.

Учитывая высокую степень минерализации и относительно большой вес аэрофлокул, в машине для флокулярной флотации необходимо создать преимущественно восходящие и ламинарные потоки, которые содействуют подъему аэрофлокул без их разрушения.

Образующиеся на поверхности пульпы при флокулярной флотации агрегатные пены легко разрушаются. Для полного их выделения в приемные желоба необходимо создать спокойные условия пеносъема, полностью исключив ударное воздействие свободно подвешенных лопаток пеносъемка.

В настоящее время создано три флотационные машины

для флокулярной флотации, из которых одна уже длительное время находится в эксплуатации (в лабораторных и опытно-промышленных условиях).

Конструкция флотационной машины для флокулярной флотации, выполненная на основе реконструкции флотационной машины «Механобр—1» (рис.1) в направлении изменения сечения камеры, исключения надимпеллерной циркуляции материала и переделки многокамерной машины в прямоточную.

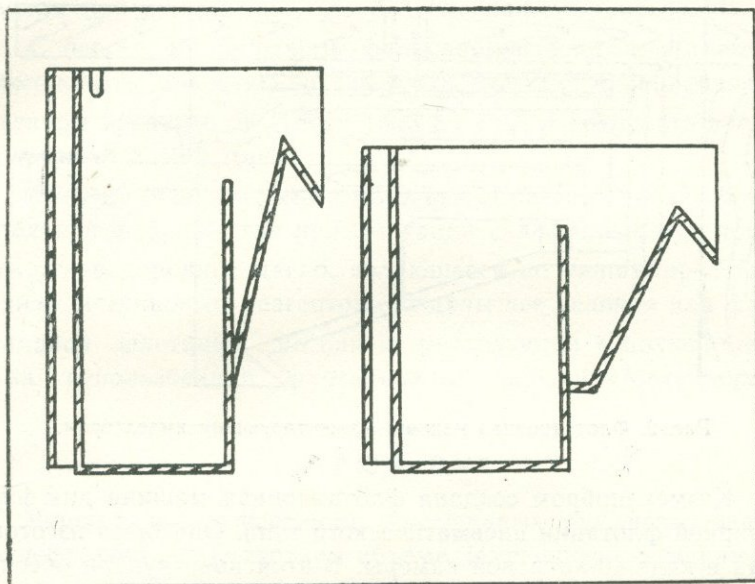


Рис. 1. Конструкция флотационной машины для флокулярной флотации.

Число оборотов вала импеллера снижено на 40%; нижняя часть камеры сужена вокруг импеллера с тем, чтобы исключить оседание материала. При работе в этой машине создаются три зоны: нижняя — плотная, средняя — разжиженная и верхняя — пенная. Машина прошла успешные испытания при опытно-промышленной переработке редкометальной руды, на ней было пропущено около 2000 т руды. Аналогичная машина установлена на Акчатаусской фабрике.

Флотационная машина с эжектирующим импеллером схематически показана на рис. 2. Она имеет вытянутую форму камеры и направляющие ребра по стенкам камеры. Импеллер машины особой конструкции вращается с окружной скоростью 5—6 м/сек. В настоящее время изготовлены и находятся в эксплуатации 3 четырехкамерные машины этого типа, емкостью камеры 15 л. Пока эта машина расценивается как наиболее удачное решение для флокулярной флотации.

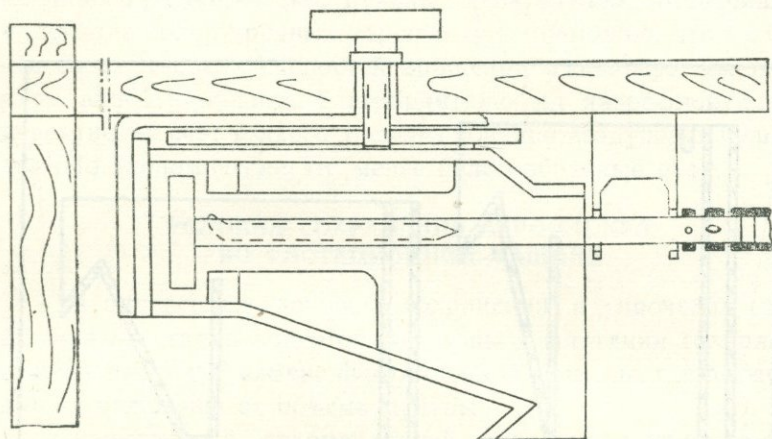


Рис. 2. Флотационная машина с эжектирующим импеллером.

Казмеханобром создана флотационная машина для флокулярной флотации пневматического типа. Она была изготовлена в виде 40-литровой камеры. В этой конструкции обеспечиваются наиболее благоприятные условия для выделения воздуха из раствора. Машина опробована с положительным эффектом на флюоритовой и баритовой флотации.

НЕКОТОРЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ, ПОЛУЧЕННЫЕ ПРИ ФЛОКУЛЯРНОЙ ФЛОТАЦИИ

Часть результатов обычной и флокулярной флотации опубликована [1, 2]. В настоящее время имеется возможность дополнить эти данные результатами, полученными нами совместно с институтом Уралмеханобр при опытно-промышленном обогащении редкометальной руды. В результате

внедрения флокулярной флотации в циклах основной, перерасчетной и контрольной флотации ведущего компонента руды было достигнуто резкое сокращение ассортимента и расхода реагентов, упрощение схемы обогащения и получение первосортных концентратов при относительно высоком извлечении. Были проведены опыты по флокулярной флотации сульфидной медно-молибденовой руды Чатыркульского месторождения. Испытания велись по режиму с использованием мостикового реагента, причем эта роль выполнялась сосновым маслом при повышенном его расходе или нитробензолом.

С переходом на режим флокулярной флотации имеется возможность значительно повысить степень минерализации в пенном продукте от $T:Ж = 1:9,3$ до $1:0,7$ и сократить время флотации с 8 до 5 мин.

Следует отметить, что в условиях Джезказганской обогатительной фабрики, где при флотации сульфидных руд подается углеводородное масло, являющееся по нашим представлениям мостиковым реагентом, созданы все условия для флокулярной флотации, но они не реализуются в полной мере из-за использования флотационных машин «Механобра».

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Флокулярная флотация сульфидных руд исследована в совершенно недостаточном объеме. Имеющиеся экспериментальные данные свидетельствуют о возможности реализации флокулярной флотации и на сульфидных рудах.

При изучении этого вопроса следует учитывать весь комплекс мер по усилению аэрофлокуляции и сохранение образующихся аэрофлокул, исследованный на рудах другого вида полезных ископаемых (рис. 3).

Принципиальная технологическая схема флокулярной флотации приведена на рис. 4; предусмотрено проведение операций дефлокуляции при перерасчетах пенного продукта. Обязательность этой операции выявлена нами на несульфидных рудах и поэтому требует проверки.

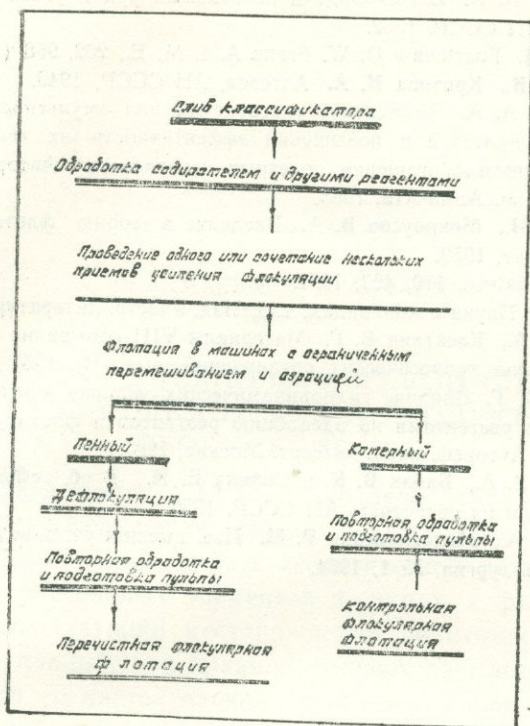


Рис. 4. Принципиальная технологическая схема флокуляционной флотации.

Применение флокуляционной флотации при обогащении сульфидных руд может привести к повышению технико-экономических показателей их переработки. Необходимы развернутые исследования в этом направлении.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бергер Г. С. Цветные металлы, № 2, 1964.
2. Бергер Г. С., Булатова Е. В. Добыча и обогащение руд цветных металлов, № 3, 1964.
3. Алейников Н. А. В сб. «Роль газов и реагентов в процессах флотации», АН СССР, 1950.
4. Ребиндер П. А. В сб. «Роль газов и реагентов в процессах флотации», АН СССР, 1950.

5. Глембоцкий В. А. В сб. «Задачи обогащения руд и углей Казахской ССР», АН СССР, 1962.
6. Gaudin A. M. Fuertenaw D. W. Frans A. I. M. E., 202, 958 (1955).
7. Дерягин Б. В., Кротова Н. А. Адгезия, АН СССР, 1949.
8. Байулаков А. А. Применение ультразвука для эмульгирования реагентов-собирателей и повышения эффективности их действия при флотационном обогащении полезных ископаемых. Автореф. канд. диссертации. Алма-Ата, 1963.
9. Классен В. И., Мокроусов В. А. Введение в теорию флотации. Госгортехиздат, 1959.
10. Stok D. I. Nature, 170, 423, 1952.
11. Кройт Г. Р. Наука о коллоидах, т. I, Изд. иностр. литературы, 1955.
12. Эйгелес М. А., Касаткин В. Г. Материалы VIII совещания работников лабораторий геологических организаций, вып. 10, 1961.
13. Касаткин В. Г. Влияние гидродинамических условий контактирования пульпы с реагентами на адсорбцию реагентов и флотуемость минералов. Автореф. канд. диссерт. Москва, 1963.
14. Каковский И. А., Бабак В. К. и Силина Е. И. В сб. «Флотационные реагенты и их свойства», АН СССР, 1956.
15. Тихонов С. А., Милославская Р. М. Изв. высших уч. заведений. Цветная металлургия, № 1, 1964.

С. С. АКМАЕВА, А. А. АСЛАНЯН
НИГМИ

К МЕТОДИКЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ РЕДКОМЕТАЛЬНОСТИ РУД И ПРОДУКТОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

В рудах Армянской ССР установлено наличие ряда рассеянных элементов: рения, селена, теллура, кадмия. Однако сравнение прогнозных данных геологической разведки о содержаниях рассеянных элементов в рудах с фактическими данными эксплуатации месторождений показывает, что геологические данные, как правило, бывают завышены.

В связи с настоятельной необходимостью технологической оценки руд Армянской ССР по содержанию редких металлов и по степени извлечения металлов-спутников в товарные концентраты обогатительных фабрик, в НИГМИ исследовались балансовые продукты опробования четырех обогатительных фабрик, а также продукты, полученные в лаборатории обогащением руд ряда перспективных месторождений.

Применен способ анализа балансовых данных, позволяющий не только определить достоверность химических анализов на различные элементы, но и подтвердить геохимические ассоциации рассеянных металлов с ведущими. В практике геохимических исследований для этой цели, как правило, пользуются анализом мономинеральных шлихов, причем получение необходимых количеств чистого минерала является весьма кропотливой и длительной операцией.

Предлагаемый способ не требует обязательного наличия чистых минералов. Достаточно с помощью обогатительного эксперимента получить продукты с различным содержанием

основных и рассеянных металлов и сопоставить содержания и извлечения этих металлов. Сходимость процентов извлечения рассеянного и ведущего металлов в продукты обогащения указывают на тесную геохимическую связь, а постоянство соотношений металлов выражает количественную сторону их взаимосвязи.

В отличие от корреляционных коэффициентов, общепринятых в геохимии, введены «модули», которые определяют количество рассеянного элемента в г/т, приходящееся на 1,0% ведущего металла [1]. Модуль выражается одно- и двухзначными числами.

Сопоставление различных продуктов с нарастающим содержанием молибдена и рения показало, что при определении рения по действующим методикам модуль $\frac{\text{Re г/т}}{\text{Mo, \%}}$ остается постоянным для богатых продуктов и значительно колеблется для бедных продуктов. Это объяснялось малой чувствительностью принятых методик анализа: отсутствие достаточно чувствительных методик для определения малых содержаний рения приводило к составлению мало достоверных балансов рения в продуктах обогащения и, следовательно, к ошибкам в оценке промышленного значения отдельных продуктов.

В связи с этим в НИГМИ проводились работы по разработке методики определения малых содержаний рения, в результате которых М. А. Мубаяджяном был разработан новый метод роданидного определения малых содержаний рения, позволяющий определять содержания рения в отвальных хвостах порядка 0,05 г/т [2,3].

Систематическое исследование среднемесячных балансовых проб обогатительных фабрик (за 30 месяцев) позволило установить относительное постоянство ряда модулей [4]:

1. $\frac{\text{Re}}{\text{Mo}}$ $\frac{\text{Se}}{\text{Mo}}$ $\frac{\text{Se}}{\text{Cu}}$ — для медно-молибденовых руд Армянской ССР и продуктов их обогащения.
2. $\frac{\text{Se}}{\text{Cu}}$ $\frac{\text{Se}}{\text{S}}$ $\frac{\text{Se}}{\text{Te}}$ — для медно-колчеданных руд, медных и пиритных концентратов, полученных из них.
3. $\frac{\text{Se}}{\text{Pb}}$ $\frac{\text{Se}}{\text{Cu}}$ $\frac{\text{Cd}}{\text{Zn}}$ — для полиметаллической руды и соответствующих концентратов.

Практическое значение постоянства модулей для данных продуктов, установленных по результатам анализа средне-месячных проб, заключается в том, что по известным модулям и содержаниям ведущего металла можно рассчитать содержание рассеянного металла в любом продукте.

Экспериментально установив среднее числовое значение модуля для промышленных блоков месторождения и основных типов руд можно судить как о геологических, так и извлекаемых запасах рассеянных металлов на месторождении. Этот вопрос, как известно, представляет большой практический интерес и им занимается целый ряд авторов [5, 6, 7].

С целью использования модулей, как достаточно показательных характеристик вещественного состава руд и концентратов, нами предложен способ расчета извлечения данного рассеянного металла в концентрат ведущего. Способ основан на простом следствии из балансовых расчетов.

Извлечение селена составляет:

$$\epsilon_{\text{se}}, \% = \gamma \frac{\beta_{\text{se}}}{\alpha_{\text{se}}}$$

где γ — выход концентрата; β_{se} — содержание селена в медном концентрате; α_{se} — содержание селена в руде.

Извлечение меди равно:

$$\epsilon_{\text{Cu}}, \% = \gamma \frac{\beta_{\text{Cu}}}{\alpha_{\text{Cu}}}$$

Так как выход концентрата (γ) в обоих выражениях один и тот же, то, поделив выражение (1) на (2), получим:

$$\frac{\epsilon_{\text{Se}}}{\epsilon_{\text{Cu}}} = \frac{\frac{\beta_{\text{Se}}}{\beta_{\text{Cu}}}}{\frac{\alpha_{\text{Se}}}{\alpha_{\text{Cu}}}} = \frac{M_{\text{K}}}{M_{\text{P}}}$$

отсюда

$$\epsilon_{\text{Se}}, \% = \epsilon_{\text{Cu}}, \% \cdot \frac{M_{\text{K}}}{M_{\text{P}}}$$

или в общем виде

$$\epsilon_{\text{расс.}}, \% = \epsilon_{\text{вед.}}, \% \cdot \frac{M_{\text{K}}}{M_{\text{P}}}$$

Итак, оперируя содержаниями рассеянного и ведущего металла в руде и концентрате и зная извлечение ведущего металла, можно определить извлечение рассеянного в соответствующий концентрат, не прибегая к детальным балансовым расчетам.

В случае, когда $\frac{M_k}{M_p} = 1$ извлечение рассеянного равно извлечению ведущего металла, т. е. имеет место тесная геохимическая связь. Если же рассеянный элемент связан с несколькими ведущими минералами, то и расчеты ведутся отдельно для каждого концентрата [8].

Разработанные расчетные средства и критерии успешно использованы для статистической обработки массовых данных фабрик, на основании чего дана технологическая оценка всех ныне эксплуатируемых и подготавливаемых к промышленному освоению рудных месторождений Армянской ССР по содержанию и извлечению ведущих, рассеянных и благородных металлов. Это послужило основой для утверждения запасов рассеянных металлов по ряду месторождений, а также для перспективного планирования извлечения металлов-спутников на действующих предприятиях.

По проделанной методике было установлено постоянство соотношений металлов и в продуктах ряда обогатительных фабрик Союза. В частности, предварительные данные, полученные в НИГМИ, подтверждают постоянство соотношений металлов в руде и в отдельных продуктах Балхашской обогатительной фабрики.

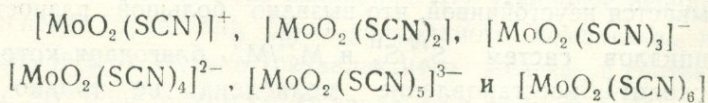
ЛИТЕРАТУРА

1. Луценко В. И., Акмаева С. С. ДАН Армянской ССР, том XXX, № 2, 1960.
2. Мубаяджян М. А., Наджарян С. Н., Саркисян А. М. Научные труды НИГМИ, вып. II—1961, Ереван.
3. Мубаяджян М. А., Саркисян А. М. Научные труды НИГМИ, вып. IV, 1964, Ереван.
4. Акмаева С. С. Научные труды НИГМИ, вып. II, 1961, Ереван.
5. Лексин В. И., Смирнягин Л. В. «Горный журнал», № 3, 1960.
6. Иванов О. В. Разведка и охрана недр. № 4, 1960.
7. Литвинович А. Н. Методика изучения редких и рассеянных элементов в полиметаллических рудах. Алма-Ата, 1961.
8. Акмаева С. С. Научные труды НИГМИ, вып. III, 1962, Ереван.

М. А. МУБАЯДЖЯН
НИГМИ

НОВАЯ МЕТОДИКА РОДАНИДНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕНИЯ

Среди всех мешающих колориметрическому определению рения элементов на первом месте стоит молибден. Это объясняется тем, что в природных месторождениях рений почти всегда сопутствует молибдену в виде изоморфной примеси к молибдениту. С другой стороны молибден образует окрашенные соединения почти со всеми теми реагентами, которые применяются для колориметрического определения рения [1]. Вопросу отделения молибдена от рения посвящено много работ [1]. Нами [2, 3] одновременно с В. Патровским [4] был предложен новый метод отделения молибдена от рения, основанный на экстракции этиловым эфиром роданидных комплексов шестивалентного молибдена [5]. Система $\text{Mo}^{\text{VI}} - \text{SCN}^-$ была изучена методами физико-химического анализа: методом изомолярных серий, потенциометрии и снятием спектров поглощения. При этом было установлено, что в указанной системе происходит ступенчатое комплексообразование, приводящее к образованию следующих комплексных групп:



с константами диссоциации равными соответственно:

$$K_1 = 3 \cdot 10^{-3}, K_2 = 1,29 \cdot 10^{-1}, K_3 = 1,1 \cdot 10^{-1},$$

$$K_4 = 8,4 \cdot 10^{-1} [5].$$

Роданидные комплексы шестивалентного молибдена хорошо экстрагируются этиловым эфиром и дают возможность полного и количественного разделения сотен миллиграммов молибдена от микрограммовых количеств рения. Помимо полного отделения молибдена от рения, указанный метод, как показал В. Патровский [4], дает возможность отделения от рения всех, мешающих роданидному определению последнего, элементов, за исключением урана и платины, возможное присутствие которых в анализируемых пробах маловероятно. В особенности это относится к пробам медно-молибденовых месторождений Армении.

Следующим шагом при разработке методики роданидного определения рения было исследование условий устойчивости окраски рений-роданидного комплекса. Дело в том, что вопреки установившемуся в литературе мнению о рений-роданидном комплексе как о соединении с вполне удовлетворительной устойчивостью [6] наши исследования показали, что окраска комплекса, полученного при почти всех условиях рекомендованных в литературе, неустойчив и кроме того в ряде случаев поведение рений-роданидного комплекса не подчиняется никакой определенной закономерности [7]. На рис. 1 представлено графическое изображение поведения рений-роданидного комплекса при условиях рекомендованных Хердом и Баблером [6]. Поведение комплекса при этих же условиях в водной среде также не подчиняется определенной закономерности.

Нахождение условий обеспечивающих устойчивость рений-роданидного комплекса было связано с почти аналогичным поведением роданидного комплекса пятивалентного молибдена. В случаях применения в качестве восстановителя хлористого олова окраска молибден-роданидного комплекса оказывается неустойчивой, что вызвано большой разностью потенциалов систем S_n^{IV}/S_n^{II} и M_o^{VI}/M_o^V , благодаря которой происходит восстановление молибдена не только до пятивалентного, но и до более низших степеней валентности, что вызывает быстрое ослабление окраски до полного ее обесцвечивания. Введение трехвалентного железа в раствор приводит к стабилизации окраски комплекса. Объяс-

нение стабилизирующего действия трехвалентного железа было дано А. К. Бабко и А. Т. Пилипенко [8]. При наличии, трехвалентного железа часть хлористого олова затрачивается на восстановление железа и в растворе образуется соответствующее количество ионов четырехвалентного олова $[Sn^{++++}]$, что повышает потенциал системы Sn^{++++}/Sn^{++} , определяемый по формуле

$$E = E_0 + 0,029 \lg \frac{[Sn^{++++}]}{[Sn^{++}]}$$

Иначе говоря, Sn^{++} несколько теряет восстановительную силу, что в связи со сказанным выше более благоприятно для определения молибдена. При этом интенсивность окраски раствора в присутствии железа больше, чем в растворах, не содержащих железа. Некоторые исследователи объясняют это образованием окрашенного соединения типа $Fe[M_0^V(SCN)_6]_3$ или образованием окрашенного роданидного комплекса, в состав которого входит не только молибден, но также железо или олово [9]. Однако, наиболее вероятной причиной повышения интенсивности окраски А. К. Бабко [9] считает повышение потенциала системы Sn^{++++}/Sn^{++} , приводящее к тому, что весь молибден в растворе присутствует в пятивалентном состоянии.

Вполне аналогично вышеописанному влияние трехвалентного железа на стабилизацию и повышение интенсивности окраски рений-роданидного комплекса [7, 10]. Разница в поведении сравниваемых комплексных соединений заключается в том, что в то время как окраска молибден-роданидного комплекса, полученного в отсутствие железа, постепенно и непрерывно ослабевает, окраска рений-роданидного комплекса, не подчиняясь никакой закономерности, может в одном случае ослабевать, в другом, наоборот, усиливаться и, наконец, в третьем, оставаться без изменения [7]. Наиболее вероятное объяснение поведения рений-роданидного комплекса, наблюдаемое в отсутствие трехвалентного железа в соответствии с его поведением после введения в раствор Fe^{3+} можно привести основываясь на литературных данных о составе рений-роданидного комплексного соединения. Прежде всего необходимо отметить, что мнения разных исследователей о

составе рений-роданидного комплекса и валентности рения в нем сильно расходятся. Так например, ряд авторов [11,12,13] считают, что окрашенное соединение имеет состав $\text{ReO}(\text{SCN})_4$, по данным других авторов оно содержит четырех- и пятивалентный рений [14], по данным Тараян [15] состав комплекса соответствует формуле $\text{Re}(\text{SCN})_5$. Рябчиков и Лазарев [16], а также Рябчиков, Заринский и Назаренко считают, что рений в роданидном комплексе пятивалентен, выражая состав соединения в виде $\text{K}_3[\text{ReO}_2(\text{SCN})_4]$ [17]. Йорданов и Павлова [18] нашли, что рений образует различно окрашенные роданидные комплексы в пяти- и четырехвалентном состоянии, причем комплекс $\text{Re}(\text{V})$ окрашен в желто-зеленый цвет и имеет максимум поглощения при 350 мкм, а комплекс $\text{Re}(\text{IV})$ окрашен в оранжево-красный цвет с максимумом поглощения при 420 мкм. В одной из последних работ Рябчиков и Назаренко [19] указывают, что существует два разно окрашенных роданидных комплекса пятивалентного рения. Красно-оранжевый комплекс с максимумом поглощения при 420 мкм образуется из желто-зеленого с максимумом поглощения при 350 мкм в присутствии избытка ионов родана (1 м). При недостатке ионов родана (0,2 м) можно наблюдать и обратный переход красно-оранжевого комплекса в желто-зеленый.

Таковы вкратце литературные сведения о возможном составе и свойствах роданидных комплексов рения и валентности рения в описанных соединениях.

Сопоставление ранее описанных нами данных по изучению условий, обеспечивающих устойчивость окраски рений-роданидного комплекса со сведениями о составе и свойствах этого комплекса, описанных в литературе, приводит к выводу о том, что только существованием двух или нескольких соединений рения с роданидом можно объяснить наблюдаемую картину изменения окраски во времени, представляя механизм изменения окраски в виде перехода одних комплексных форм в другие в зависимости от потенциала $\text{Sn}^{4+}/\text{Sn}^{2+}$ в растворе и концентраций HCl и SCN^- . При введении в раствор трехвалентного железа стабилизируется значение потенциала $\text{Sn}^{4+}/\text{Sn}^{2+}$ и при постоянных концентрациях HCl и SCN^- создаются условия, достаточные для домини-

рующего преобладания одной из комплексных форм, что в свою очередь приводит к устойчивости наблюдаемой непосредственно окраски раствора.

ХОД АНАЛИЗА ДЛЯ ПРОДУКТОВ СО СРАВНИТЕЛЬНО ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ РЕНИЯ И ОТНОСИТЕЛЬНО МАЛЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ЖЕЛЕЗА И МЕДИ

К указанным в заголовке продуктам относятся молибдены, молибденовые концентраты, пыли электрофильтров и т. п. Исходя из содержания в них рения, на определение вполне достаточно взятие навесок в 0,1 г. В случае более высокого содержания рения необходимо его определение производить из соответствующей аликвоты. Взятая навеска разлагается 10—20 мл концентрированной азотной кислоты. После 5—6-кратного непродолжительного кипячения азотно-кислотное разложение считается законченным и к пробе приливается 10—15 мл концентрированной соляной кислоты. После двух-трехкратного непродолжительного (1—2 мин) кипячения к охлажденному до $\sim 20\text{--}30^\circ\text{C}$ раствору над нерастворимым остатком осторожно по каплям приливается формалин до прекращения бурной реакции. После чего в пары, находящиеся в стакане, вносится полоска фильтровальной бумаги, смоченная 1% раствором дифениламина в серной кислоте. Отсутствие посинения бумажки свидетельствует о полноте удаления азотной кислоты. После чего, к раствору, оставшемуся в стакане, приливается 5-н и раствор NaOH до осаждения железа и меди в виде гидроксидов. Нерастворимый остаток вместе с осадком гидроксидов фильтруется на воронке Бюхнера с отсосом и несколько раз промывается холодной водой. Фильтрат переносится в делительную воронку (200—250 мл), нейтрализуется в присутствии фенолфталеина концентрированной соляной кислотой, после чего прибавляется еще 10—15 мл избытка кислоты. Объем раствора в делительной воронке не должен превышать 50—60 мл (в случае необходимости можно раствор выпарить до прибавления HCl). Полученный раствор готов к отделению молибдена от рения. Для этого к раствору прибавляется 10—15 мг трехвалентного железистого эфира и производится экстракция тщательным встряхиванием, затем 3 мл 40% раствора NaSCN, 15—20 мл этилового

ем воронки в течение 15 сек. Водный слой сливается в чистый стакан, а эфирный слой отбрасывается и делительная воронка хорошо промывается от следов красной окраски. Экстрак-



Рис. 1. Изменение оптической плотности со временем рений-роданидного комплекса при условиях комплексообразования рекомендованных Хердом и Баблером.

ция повторяется еще два раза с предварительным добавлением к раствору каждый раз 2 мл раствора роданида*.

* В случае сомнений о полноте удаления молибдена производят проверку. Для этого последний эфирный слой переносят в другую делительную воронку, содержащую 2 мл NaSCN , 4 мл раствора хлористого олова и 15 мл концентрированной HCl в 50 мл общего объема и тщательно взбалтывают. Обесцвечивание эфирного слоя свидетельствует об отсутствии молибдена.

К раствору, оставшемуся в делительной воронке после удаления молибдена, прибавляют 10 мл концентрированной соляной кислоты, 5 мг трехвалентного железа, 4 мл раствора роданида, 5 мм раствора хлористого олова ($350 \text{ г/л SnCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), встряхивают воронку и оставляют на 30 минут. Затем производят экстракцию рений-роданидного комплекса этиловым эфиром два раза, применяя по 15 и 10 мл эфира. Объем эфирного экстракта доводят до 25 мл. Колориметрирование экстракта производят на фотоколориметре ФЭК-М (Пульфриха и др.) с применением синего светофильтра и кюветы $l=30$ мм против дистиллированной воды. Калибровочную кривую строят применяя при этом раствор перренанта калия с концентрацией 0,004 мг/мл рения. Окраска комплекса рения при этих условиях вполне устойчива в течение длительного времени и может изменяться только за счет испарения эфира в случае негерметичности сосуда. Подчинение закону Бера соблюдается до содержаний рения 0,034 мг в 25 мл.

Описанный вариант методики может рассматриваться в качестве экспресс-метода в случае определений рения в молибденитах и молибденовых концентратах, так как позволяет за 6 часовой рабочий день проанализировать 10—15 проб. Этому способствует принятое в методике кислотное разложение навесок, которое позволяет 10—15 проб разложить за 60—70 минут и примерно столько же времени требуется для удаления азотной кислоты формалином.

ХОД АНАЛИЗА ДЛЯ ПРОДУКТОВ С МАЛЫМ СОДЕРЖАНИЕМ РЕНИЯ И ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ ЖЕЛЕЗА И МЕДИ

К таким пробам относятся медно-молибденовые руды, флотационные хвосты, медные концентраты, коллективные концентраты и т. п. Ниже приводится краткое описание* хода анализа с флотационными хвостами как наиболее тяжелыми объектами в смысле необходимости взятия больших навесок ввиду малого содержания в них рения (что составляет примерно $5 \cdot 10^{-1} \%$). Исходя из чувствительности роданид-

* Очень подробно методика описана в работах [2, 3].

ной реакции при этом для хорошего определения необходима навеска в 100 г. В такой навеске содержится около 7 г железа. В случае 20 г навески медного концентрата в растворе от ее кислотного разложения может содержаться примерно 3 г меди. Во избежание отделения этих элементов от рения путем осаждения их в виде гидроокисей, что связано со значительными трудностями, в описываемом ходе анализа производится экстракционное выделение рения из 0,2—0,5 н растворов НС н-бутиловым спиртом с последующей реэкстракцией четыреххлористым углеродом. С этой целью после разложения навески и удаления азотной кислоты в порядке описанном в предыдущем ходе анализа производят фильтрацию (с отсосом) от нерастворимого остатка, фильтрат переносят в 500 мл делительную воронку и доводят его до 150—250 мл. Прибавляют 20 мл н-бутилового спирта и тщательно встряхивают. Бутиловый экстракт переносят в чистую такую же делительную воронку, а в предыдущей воронке повторяют экстракцию еще 3 раза сливая полученные экстракты с первым. Затем к ним прибавляют равный объем четыреххлористого углерода 15 мл дистиллированной воды и производят встряхивание воронки. После расслаивания слоев водный слой переносят в 250 мл стакан. Этот процесс повторяют еще 3 раза, прибавляя к смеси органических растворителей по 15—20 мл воды. Полученный в стакане раствор несколько упаривают и переносят в 250 мл делительную воронку с таким расчетом, чтобы его объем не превышал 50—60 мл. Затем производят отделение молибдена от рения и ведут дальнейший ход анализа, как это было описано раньше. Колориметрирование в этом случае производят в кюветах 1=50 мм. Калибровочную кривую заранее строят с применением раствора рения 0,001 мг/мл и дистиллированной воды в качестве холостых растворов.

В описанном процессе экстракционного выделения рения в экстракт, наряду с рением, попадают небольшие количества железа (из 7 г около 10—15 мг) и молибдена (из 100 мг около 20—30 мг). Медь совершенно не экстрагируется. В этом случае в растворе содержится около 15 мг железа и поэтому при отделении молибдена от рения нет необходимости в его прибавлении.

Методика обладает хорошей воспроизводимостью и высокой точностью. При определении рения в хвостах воспроизводимость данных лежит в пределах $\pm 5\%$, а точность достигает $\pm 10\%$. Методика проверялась составлением балансов распределения рения по продуктам обогащения медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения Армянской ССР, а также методами добавок.

ЛИТЕРАТУРА

1. Методы определения и анализа редких элементов. Под редакцией Виноградова А. П. и Рябчикова Д. И. Изд-во АН СССР (стр. 634), 1961.
2. Мубаяджян М. А. Сб. «Научные труды НИГМИ», вып. I, 1960.
3. Мубаяджян М. А., Наджарян С. Н., Саркисян А. М. Сб. «Научные труды НИГМИ», вып. II, 1961.
4. Patrovsky V. Chem Zisty 51(81) 1295, 1957.
5. Мубаяджян М. А. Изв. АН Арм. ССР, серия хим. науки, XVI, 3, 1963.
6. Сэндел Е. Б. Колориметрическое определение следов металлов. Госхимиздат, 1949.
7. Мубаяджян М. А., Саркисян А. М. Сб. «Научные труды НИГМИ», вып. IV, 1963.
8. Бабко А. К., Пилипенко А. Г. Колориметрический анализ. Госхимиздат, 1951.
9. Бабко А. К. Физико-химический анализ комплексных соединений в растворах Изд-во АН Укр. ССР, 1955.
10. Тараян В. М., Налбандян Н. С. Изв. АН Арм. ССР, серия хим. науки, XIV, 5, 1961.
11. Noddak W. Noddak I. Z. anorg Chem, 215, 1933.
12. Geilmann W. Wrigge F. W., Weibke F. Z. anorg, allg. Chem, 208, 1932.
13. Друце И. Рений. Изд-во ИЛ, Москва, стр. 86, 1951.
14. Tribalat S. Compt. rend 223, 1946. App. Chimie, 4, 1949.
15. Тараян В. М., Овсепян Е. Н., Мушегян Л. Г. Рений. Из-во АН СССР, М., 1961.
16. Рябчиков Д. И., Лазарев А. И. Ж. аналит. химии, X, 4, 1955.
17. Рябчиков Д. И., Заринский В. А., Назаренко И. И. Ж. неорган. химии, VI, 3, 641, 1961.
18. Иорданов Н., Павлова М. Ж. аналит. химии, XIX, 2, 1964.
19. Рябчиков Д. И., Назаренко И. И. Ж. аналит. химии, XIX, 2, 1964.

В. И. БИБИКОВА, К. В. МАНУНОВА, Л. П. САРЫЧИХИНА

ВЫДЕЛЕНИЕ ПЕРРЕНАТА АММОНИЯ ИЗ РАСТВОРОВ, ПОЛУЧАЕМЫХ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МОЛИБДЕНИТОВ МЕТОДОМ ЭКСТРАКЦИИ

Исходным продуктом для получения чистого металлического рения является перренат аммония. Нами был разработан экстракционный метод получения чистого перрената аммония из перрената калия [1, 2]. В результате опробования целого ряда экстрагентов было найдено, что наиболее эффективным для рения является трибутилфосфат, преимуществом которого, по сравнению с другими экстрагентами, является его низкая растворимость в водной фазе, высокая температура кипения (289°) и вспышки (146°), устойчивость по отношению к кислым растворам, легкость регенерирования и др.

Экстракция трибутилфосфатом проводилась из солянокислых, сернокислых и азотнокислых растворов. Изучалось распределение соляной и серной кислот между водной фазой и трибутилфосфатом, влияние кислотности экстрагируемых растворов и концентрации рения на коэффициент распределения и процент экстракции рения трибутилфосфатом.

Оптимальные условия экстракции рения трибутилфосфатом следующие: кислотность 0,3 н соляной кислоты, экстракция (двухступенчатая) при комнатной температуре, соотношение объемов экстрагируемого раствора и трибутилфосфата равно 1:0,7 (1:0,35 каждая). В этих условиях рений практически полностью переходит в органическую фазу. Промывка экстракта производится 0,4 н раствором соляной кислоты. Двухступенчатая реэкстракция при температуре 50° 1,5 н рас-

твором аммиака при соотношении объемов равном 1:1 (1:0,5 каждая), приводит к практически полному извлечению рения из органической фазы. Из аммиачного раствора выделяется перренат аммония. Маточники кристаллизации и перекристаллизации используются для получения перренатов аммония и калия. Регенерирование трибутилфосфата осуществляется 0,3 н раствором соляной кислоты при соотношении объемов, равном 1:1. Регенерированный трибутилфосфат возвращается на экстрагирование рения.

Изучение поведения ряда примесей в процессе экстракции методом радиоактивных изотопов показало, что калий практически не экстрагируется, кальций целиком остается в водной фазе; железо и никель в незначительной степени попадают в экстракт, но не вымываются аммиаком.

Использование метода изучения зависимости коэффициента распределения рения от состава органической фазы (т. е. концентрации в ней экстрагента) и метода исследования спектров трибутилфосфата в инфракрасной области, позволило установить состав и строение экстрагируемого комплекса $[3(C_4H_9O)_3PO \cdot H_9O_4]^+ReO_4^-$. Трибутилфосфат экстрагирует рений в виде сольвата, катионная часть которого представляет собой полностью сольватированный трибутилфосфатом гидратированный ион гидроксония, а анионная— ReO_4 . Трибутилфосфат присоединяется к поляризованным молекулам воды с помощью водородных связей.

Была доказана возможность получения методом экстракции чистого перрената аммония из технического перрената калия, содержащего не более 60—61% рения (теоретическое содержание рения в перренате калия 64,36%).

Концентрация рения в поступающем на экстракцию растворе лимитируется растворимостью перрената калия в 0,3 н соляной кислоте, составляющей при комнатной температуре в пересчете на рений 5 г/л.

Исследовалась возможность извлечения рения из растворов, минуя стадию осаждения перрената калия, с содержанием до 15 г/л рения. Это позволило бы упростить технологическую схему, сократить потери рения и увеличить производительность процесса экстракции.

Поступающие на осаждение перрената калия растворы содержат, г/л: 8—15 рения, 1,9—3,8 кальция, 1—2 калия, 9 натрия; остальные примеси в количестве сотых и тысячных долей процента. Удельный вес растворов 1,1.

Исследовалось влияние кислотности экстрагируемого раствора, количества и качества трибутилфосфата на процент экстракции рения и чистоту получаемого перрената аммония, количества аммиака на извлечение рения из органической фазы.

Установлено, что рений практически полностью (на 99,65%) экстрагируется из 1 н солянокислого раствора при соотношении объемов экстрагируемого раствора и трибутилфосфата, равном 1:1.

В целях увеличения процента экстракции рения из растворов с более низким содержанием соляной кислоты и меньшем расходе трибутилфосфата опробовалась двухступенчатая экстракция перекрестным током; в этом случае рений достаточно полно извлекается уже из 0,3 н (на 99,4%) и на 99,65% из 0,5 н солянокислых растворов при соотношении объемов экстрагируемого раствора и трибутилфосфата, равном 1:0,75 (1:0,37 на каждой ступени). Из 1 н солянокислого раствора в этих условиях рений экстрагируется на 99,96%.

Исследование влияния кислотности экстрагируемого раствора на чистоту перрената аммония показало, что при экстракции рения из 0,3—0,5 н солянокислых растворов содержание калия в перренате аммония несколько ниже ($1,5 \cdot 10^{-3} \%$) чем при экстракции из 1 н раствора ($2,6 \cdot 10^{-3} \%$). Кроме того, 1 н раствор соляной кислоты имеет уже значительную растворимость в трибутилфосфате, что приводит (при последующем вымывании рения раствором аммиака) к некоторому загрязнению перрената аммония хлористым аммонием. Поэтому рекомендуется проводить экстракцию рения из 0,3 н раствора соляной кислоты.

Экстракция рения из растворов, предварительно подкисленных азотной кислотой, проходит при прочих равных условиях, менее полно, чем из солянокислых растворов (на 98,5% вместо 99,4% при экстракции из 0,3 н растворов) и перренат аммония несколько грязнее по содержанию в нем калия.

Испытания показали, что для экстракции может быть применен как химически чистый, так и технический трибутилфосфат. В этом случае повышалось только содержание фосфора до сотых долей процента вместо 0,001%. Проведенные нами исследования показали хорошую очистку перрената от фосфора абсолютным этиловым спиртом до $1 \cdot 10^{-4}$ — $1 \cdot 10^{-5}$ %. Содержание калия в перренате аммония при работе с техническим трибутилфосфатом составляло 2 — $2,5 \cdot 10^{-2}$ %.

В результате проведенных исследований была рекомендована следующая схема получения чистого перрената аммония из растворов. Раствор подкисляется соляной кислотой до 0,3—0,5 н и проводится двухступенчатая экстракция перекрестным током при соотношении объемов экстрагируемого раствора и трибутилфосфата 1:0,75 (1:0,37 на каждой ступени). Экстракт промывается 0,5 н раствором соляной кислоты. Реэкстракция проводится 0,5 н раствором аммиака при соотношении объемов экстрагента и аммиака, равном 1:1,2 (0,6 на каждой ступени). Регенерирование трибутилфосфата осуществляется 0,3 н раствором соляной кислоты при соотношении объемов трибутилфосфата к кислоте 1:1.

Содержание примесей в перренате аммония составляет, %:

калия— $1,5 \cdot 10^{-3}$ — $2,5 \cdot 10^{-3}$	хрома $< 1 \cdot 10^{-5}$
натрия $< 2,5$ — $6,5 \cdot 10^{-3}$	кремния $4 \cdot 10^{-4}$ — $1 \cdot 10^{-3}$
кальция $< 1 \cdot 10^{-3}$	молибдена $< 1 \cdot 10^{-5}$
алюминия $< 1,0$ — $2,0 \cdot 10^{-4}$	железа $5 \cdot 10^{-5}$
никеля $< 1 \cdot 10^{-5}$	фосфора $1 \cdot 10^{-5}$ — $9 \cdot 10^{-5}$
меди $< 2 \cdot 10^{-6}$	кадмия $< 2 \cdot 10^{-6}$ — $2,5 \cdot 10^{-5}$
магния < 2 — $5 \cdot 10^{-5}$	сурьмы $< 5 \cdot 10^{-5}$
марганца $7 \cdot 10^{-6}$ — $2 \cdot 10^{-5}$	свинца $< 5 \cdot 10^{-6}$ — $4 \cdot 10^{-5}$
	олово, висмут—не обнаружены при чувствительности $5 \cdot 10^{-6}$.

Применение воды, очищенной на ионообменных колонках, снижает содержание калия до $8 \cdot 10^{-4}$ %, причем достаточно ее применение только на двух последних операциях — реэкстракции и перекристаллизации.

Из перрената аммония были получены штабики металлического рения с удельным весом 19,5, что говорит об их хорошем качестве.

Получение чистого перрената аммония непосредственно из растворов, минуя стадию осаждения перрената калия, экстракцией трибутилфосфатом позволяет упростить схему, ликвидировав в ней несколько операций, — осаждение перрената калия, его фильтрацию, растворение, подкисление, фильтрацию раствора и соответственно снизить потери рения. В этом случае экстракция проводится из более богатых по содержанию рения растворов, что позволяет увеличить производительность процесса.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бибикова В. И., Марунова К. В., Абашин Г. И. Труды Гиредмета, том VI, 1961.
2. Бибикова В. И., Марунова К. В., Карякин А. В., Петров А. В. Труды II Всесоюзного совещания по рению. Изд-во «Наука», 1964.

И. Н. ПЛАКСИН, К. Ф. БАРЫШЕВА

Институт горного дела им. А. А. Скочинского

ИЗЫСКАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ ИЗ ОТХОДОВ ПРОМЫШЛЕННОСТИ АРМЕНИИ

Настоящее сообщение, по вопросу изыскания флотационных реагентов из отходов промышленности Армянской ССР, предлагается в порядке постановки проблемы. Решение данной проблемы может представить практический интерес, поскольку в настоящее время все действующие обогатительные фабрики Армянской ССР используют привозные флотореагенты.

В проектах вновь строящихся предприятий также заложены схемные решения с применением реагентов производства центральных районов Советского Союза.

В Армянской ССР имеется развитая химическая промышленность и виноградарство, отходы которых могут являться источниками получения различных флотационных реагентов, реагентов-регуляторов и экстрагентов. Напомним основные предприятия, как-то: Ереванские—поливинилацетатный завод и завод им. С. М. Кирова, а также Кироваканский химический комбинат, имеющие всесоюзное значение. В Ереване и его районе действуют несколько десятков крупных винных заводов, коньячный завод и завод получения винной кислоты. Помимо этого, имеется еще целый ряд более мелких заводов и комбинатов, а именно: завод «Хромпик», завод лаков и красок, опытный глиноземный завод, кожевенный завод, масложиркомбинат, эфиромасличный комбинат в Октемберяне и др. Не исключена возможность использования карбоновых кислот, синтезированных из парафина

(отходов переработки грозненской нефти) на Волгодонском химкомбинате жирозаменителей.

Как правило, отходы подавляющего большинства этих предприятий не используются и, зачастую, выбрасываются.

Задачей исследователей в первую очередь является изучение вещественного состава отходов промышленности, с учетом их количества, качества и стоимости по каждому предприятию, при этом особое внимание должно быть обращено на возможность получения реагентов постоянного состава.

На основании ознакомления с некоторыми ереванскими предприятиями, а также результатов исследований, проведенных в ИГД им. А. А. Скочинского совместно с НИГМИ, нам представляется возможным использование целого ряда отходов и продуктов для синтеза органических и неорганических реагентов, необходимых горнодобывающей промышленности Армянской ССР.

В частности, с завода «Поливинилацетат» возможно использовать синтетическую целлюлозу в качестве флокулянта, как заменителя полиакриламида, а также ацетатные кубовые остатки для кислотного вскрытия окисленных минералов (меди и др.) и синтеза ацетатсодержащих собирателей. Состав этих кубовых остатков изучается в одной из органических лабораторий гор. Кировакана, в частности, в Арм. НИИхимпроекта.

С винодельческих заводов и масложиркомбината, а также с эфиромасличного комбината, возможно получение из отходов оксигидрильных собирателей, экстрагентов и различных высокомолекулярных органических реагентов-регуляторов флотации или осадителей редких элементов из растворов и модификаторов ионообменных смол. Не исключена возможность синтеза ксантогената на основе использования коньячной барды Ереванского коньячного завода.

С опытного глиноземного завода возможно использовать глиноземные остатки в качестве заменителей жидкого стекла для депрессии породных минералов. В нашей практике уже имелся некоторый опыт применения глиноземных остатков в качестве депрессора на обогатительной фабрике комбината КМАруда. Одновременно, желательно выяснить возможность

использования отходов хромпикового завода как реагента-регулятора в условиях рудной флотации.

Отходы завода им. Кирова нами еще не изучены, однако известно, что кубовые остатки аналогичных заводов используются как собиратель (пенареагент) для флотации углей из углистых шламов *).

В НИГМИ, совместно с ИГД им. А. А. Скочинского, проведены работы по извлечению флюорита и редкометалльных продуктов из бедных комплексных руд в условиях флотации сульфатным мылом, синтезированным из отходов винной промышленности Армении. Схема коллективно-селективной флотации руды осуществлялась при подаче собирателя и декстрина только в голове процесса коллективной флотации руды (70%—74 мк) и в двух перечистках. После нескольких перечисток и доизмельчения пенного продукта (до —44 мк), сгущенная пульпа пропаривалась в присутствии фтористого натрия и жидкого стекла. После пропарки, разбавленная свежей водой пульпа флотировалась без добавления собирателя. Следует отметить, что такой прием флотации обеспечил получение кондиционного флюоритового концентрата с содержанием 98% флюорита, при извлечении до 90%.

Кроме этого из отходов виноделия нами синтезированы натриевое мыло, а также некоторые органические реагенты-регуляторы постоянного состава, которые были применены в условиях обратной флотации магнитных концентратов, с получением высококачественных железных суперконцентратов. Испытанные жирнокислотные собиратели являются эффективными заменителями дистиллированного таллового масла и оленовой кислоты.

Приведенный, далеко неполный, перечень и возможности использования отходов промышленности с очевидностью указывают на важность поднятой проблемы для горнодобывающей промышленности Армении.

На основании результатов более полного изучения вещественного состава отходов, несомненно, будет выявлен еще целый ряд продуктов, которые могут быть использованы в реагентном хозяйстве обогатительных фабрик и в гидрометал-

* По работам В. И. Классена и Н. С. Власовой.

лургических переделах. В мировой практике, по данным Суанамид С⁰, известен целый ряд примеров использования отходов нефтяной, химической, пищевой промышленности и др. для синтеза флотационных реагентов.

В этом направлении имеются значительные успехи и в Советском Союзе — в институтах Гиншветмет, Механобр, Гиредмет, ИГД им. А. А. Скочинского и особенно в Иргиредмете. Иргиредмет в ближайшее время может обеспечить нужды сибирских обогатительных фабрик флотационными реагентами, синтезированными из отходов промышленности.

Нам представляется целесообразным организовать в НИГМИ группу исследователей по изысканию флотационных реагентов из отходов промышленности Армении. В Ереване имеются квалифицированные органики, которых можно привлечь для этой работы или для оказания консультации.

В. В. РЫБАКОВ

Механообр

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВО-ПИРИТНЫХ РУД, С ПРИМЕНЕНИЕМ ДЛЯ СЕЛЕКЦИИ КОНЦЕНТРАТА ПРОПАРКИ С ИЗВЕСТЬЮ

При обогащении медно-молибденовых руд, содержащих пирит, извлечение сульфидов осуществляется в коллективный концентрат. Задача последующего разделения на одноименные концентраты может быть выполнена лишь после удаления с поверхности минералов коллектора типа ксантогената. Обычной схемой селекции медно-молибденовых концентратов является схема с сернистым натрием, позволяющая за счет временной десорбции ксантогенатов с поверхности медных минералов и пирита, разделить молибденит, обладающий естественной гидрофобностью и остальные сульфиды. Другим путем разделения является продолжительная пропарка сгущенного до 50—60% твердого концентрата с известью, чем и достигается разделение сульфидов меди и железа от молибденита при последующей флотации.

Известны три обогатительные фабрики (все в США), использующие при селекции концентратов окислительную пропарку с известью [1—6].

Процесс пропарки осуществляется на двух фабриках, в нескольких последовательно установленных чанах при 93—96°C и времени пропарки 2—4 часа. На третьей фабрике концентрат подвергается обработке при 150° и 2,7 атм, что способствует весьма активному разложению ксантогената.

Разработка процесса в СССР находится на стадии лабораторных исследований и лишь для концентратов БГМК в 1962 г. проведены полупромышленные испытания [9]*.

ТИПОВАЯ СХЕМА СЕЛЕКЦИИ МЕДНО-ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА
С ПРИМЕНЕНИЕМ ПРОПАРКИ (РАЗРАБОТАННАЯ
ПРИМЕНИТЕЛЬНО К РУДАМ БАЛХАШСКОГО, КАДЖАРАНСКОГО
И АГАРАКСКОГО КОМБИНАТОВ)

Схемы селекции (рис. 1) концентратов, как правило, включают ряд операций доизмельчения для раскрытия сростков молибденита и сульфидов меди с пустой породой либо сульфидов меди, молибдена и железа между собой. Лишь для

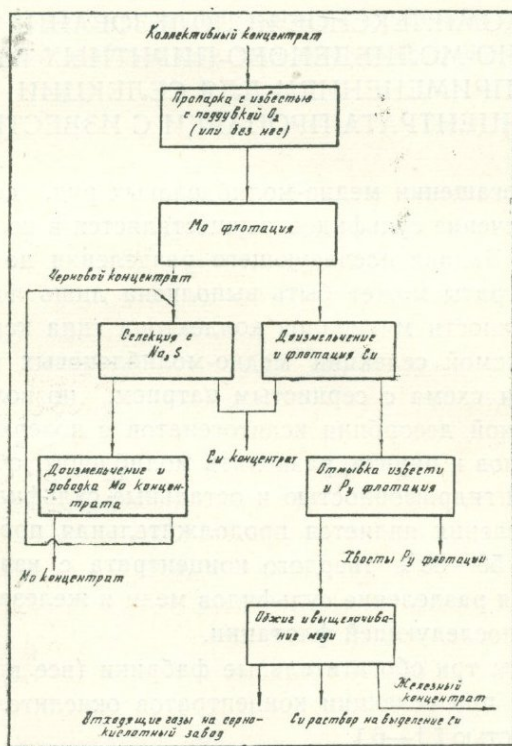


Рис. 1. Типовая схема селекции медно-молибденово-пиритного концентрата после пропарки с CaO .

* За время, прошедшее после доклада, пропарка внедрена коллективом Алмалыкской фабрики совместно с институтом Гинцветмет.

концентратов Балхашской фабрики эта операция осуществляется в голове процесса, в связи с тонким проращением молибдена в остальных минералах. В других случаях введение операции доизмельчения концентрата, приводящее к повышению количества в нем тонкоизмельченных, труднодепрессируемых при дальнейшем разделении сульфидов меди и железа, не производится. Раскрытие сростков достигается при раздельном доизмельчении черновых молибденового и медного концентратов.

Выделение молибдена в Мо флотации осуществляется за счет пониженной флотуемости сульфидов меди и железа, прошедших пропарку, после разрушения коллекторных покрытий. На поверхности сульфидов, содержащих железо, образуются гидраты окиси железа. Для лучшей диспергации пульпы целесообразны загрузки жидкого стекла, различные в зависимости от шламистости концентратов. Хорошее пенообразование в цикле Мо флотации обеспечивается остатками вспенивателя, однако в контрольной флотации при загрузке углеводородов необходима одновременная подача вспенивателя.

При полупромышленных испытаниях на БГМК извлечение Мо в этом цикле селекции составило около 89% при выходе концентрата от операции порядка 5,0%. Подавляющая масса сульфидов меди и железа оставалась в камерном продукте.

Близкие показатели по депрессируемости сульфидов получены при лабораторных исследованиях на коллективных концентратах Каджаранского и Агаракского месторождений. Извлечение молибдена от операции, как правило, было выше и составляло около 98—98,9% для Каджарана [8] и 97—98% для Агарака.

Вывод основной массы сульфидов в камерный продукт с применением пропарки имеет ряд преимуществ перед существующей технологией с сернистым натрием: 1) Резкое снижение расхода дефицитного и дорогого сернистого натрия (за счет исключения его из I стадии селекции). Особо важно это для руд, содержащих окисленные минералы и вторичные

сульфиды меди, где расходы сернистого натрия достигают 35—50 кг/т.

2) Повышение извлечения молибдена. Во-первых, извлечение повышается в цикле коллективной флотации (для БГМК) за счет устранения избыточных количеств извести, подаваемой в перемешивание коллективного концентрата для депрессии пирита. Во-вторых, повышение извлечения за счет увеличения фронта флотации. В ряде случаев фронт флотации

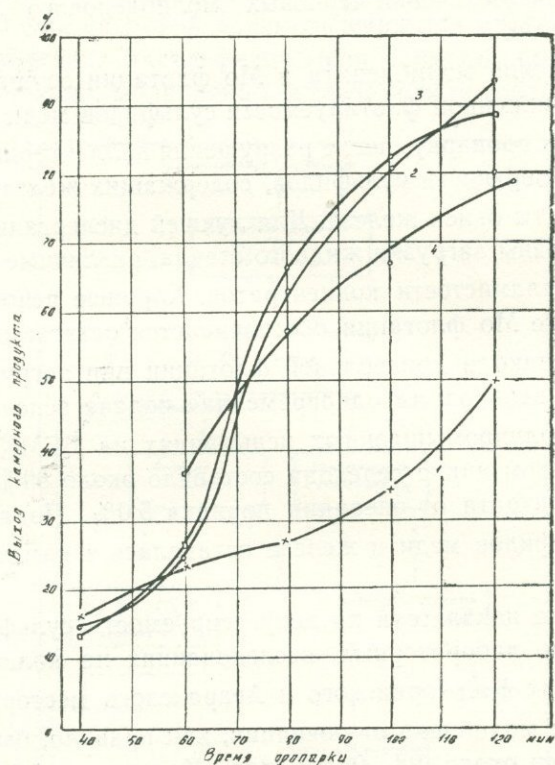


Рис. 2. Кинетика депрессии сульфидов (γ кам. пр.) при различных расходах извести ($T=75^{\circ}\text{C}$).

при селекции определяется не необходимым для максимального извлечения молибдена временем, а временем экономически целесообразным с точки зрения расхода сернистого натрия.

3) Получение камерного медного продукта, качество ко-

того может быть значительно повышено путем последующей перефлотации при минимальной дозировке коллектора, и подаче извести для депрессии части пирита. После доизмельчения крупных фракций черногового медного концентрата происходит удаление пустой породы.

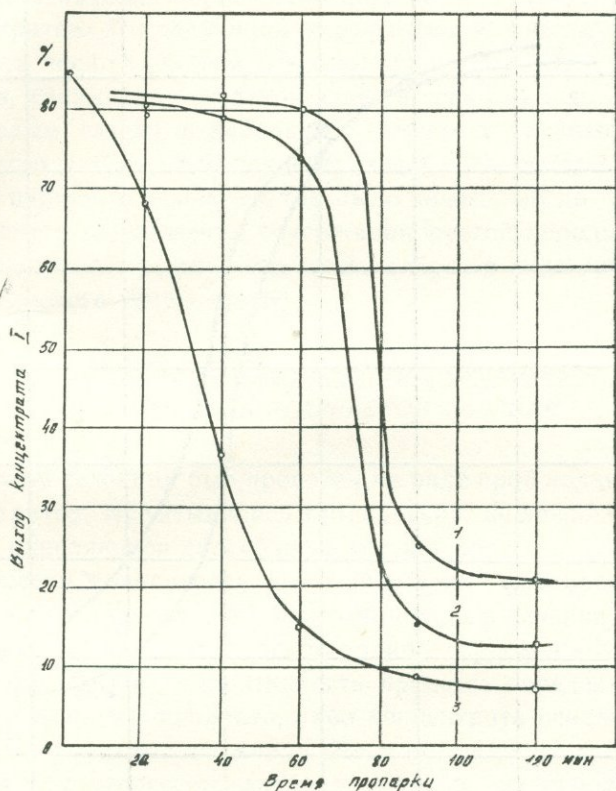


Рис. 3. Кинетика депрессии сульфидов при различных расходах извести ($T_{\text{проп}} 80^{\circ}\text{C}$).

Осуществление цикла доработки медного концентрата позволило получить из концентратов БГМК продукты, содержащие 22—33% меди, вместо 16—18%, полученных в этот период на фабрике. Выделение более высококачественных концентратов связано с потерями меди в хвостах флотации. Исследования по доизвлечению меди показали, что обогащательными операциями не удастся снизить содержание меди ниже

1%. Поэтому были поставлены опыты по гидрометаллургическому извлечению меди. После обжига при 450—475° и кратковременного выщелачивания, извлечение меди в раствор со-

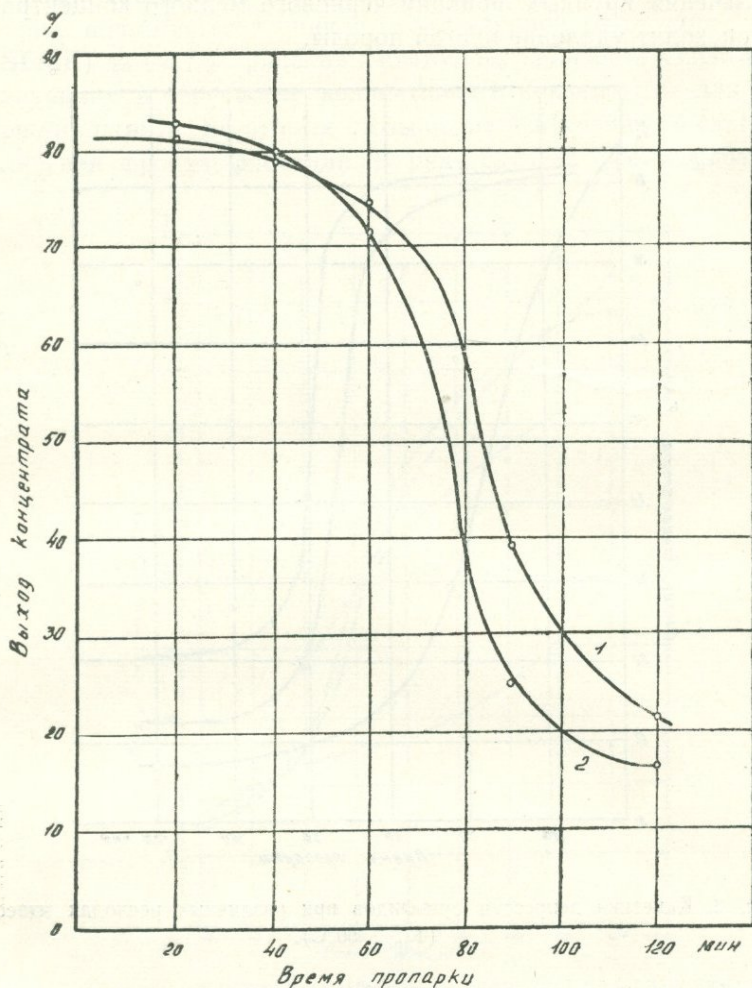


Рис. 4. Кинетика депрессии сульфидов при различных расходах известки ($T = 90^{\circ}\text{C}$).

ставило около 94—95%. Использование получаемых при этом «крепких газов» для питания серноокислотного завода—дополнительный довод в пользу данной операции.

4) Хвосты медной флотации являются пиритным концентратом. Однако они, как правило, содержат много пустой породы.

Раскрытие сростков пирита с пустой породой достигается при доизмельчении черногового коллективного, либо медного концентратов. Последующая перефлотация пирита активно проходит после удаления основной массы извести и тонких шламов, связывания остатков извести серной кислотой (либо углекислым газом) и небольших загрузках ксантогената и сернистого натрия. Для концентратов БГМК содержание железа в пиритных концентратах было повышено до 44%, при одновременном снижении содержания пустой породы до 6%, что обеспечивает выдачу пиритного огарка в виде кондиционного железного концентрата.

УТОЧНЕНИЕ РЕЖИМА СЕЛЕКЦИИ КОЛЛЕКТИВНОГО КОНЦЕНТРАТА АГАРАКСКОЙ ФАБРИКИ

Режим селекции был проверен на ряде проб коллективных концентратов. Испытывались температура, щелочность и различная окисляющая способность жидкой среды.

Навески концентрата после пропарки флотировались в 0,5 литровой лабораторной флотомашинке в течение 5 минут без реагентов и 5 минут после подачи керосина (100 г/т) и скипидара (50 г/т). Селективность процесса определялась по выходу камерного продукта, либо концентрата основной флотации. Поскольку содержания Mn малы, эти показатели характеризуют депрессируемость сульфидов при пропарке.

На рис 2—4 представлены результаты опытов, проведенных при различных условиях пропарки.

Результаты опытов флотации концентрата при переменном времени пропарки с различными расходами извести показывают, что депрессия сульфидов заметно проявляется при времени пропарки 80—90 мин в довольно широком диапазоне температуры (70—90°) при расходах извести 2,0—4,0 кг/т (рис. 5—6). Повышенные расходы извести несколько ухудшают депрессируемость сульфидов при низких температурах.

Ухудшение депрессии сульфидов при повышении температуры пропарки свыше 80° определяется понижением раство-

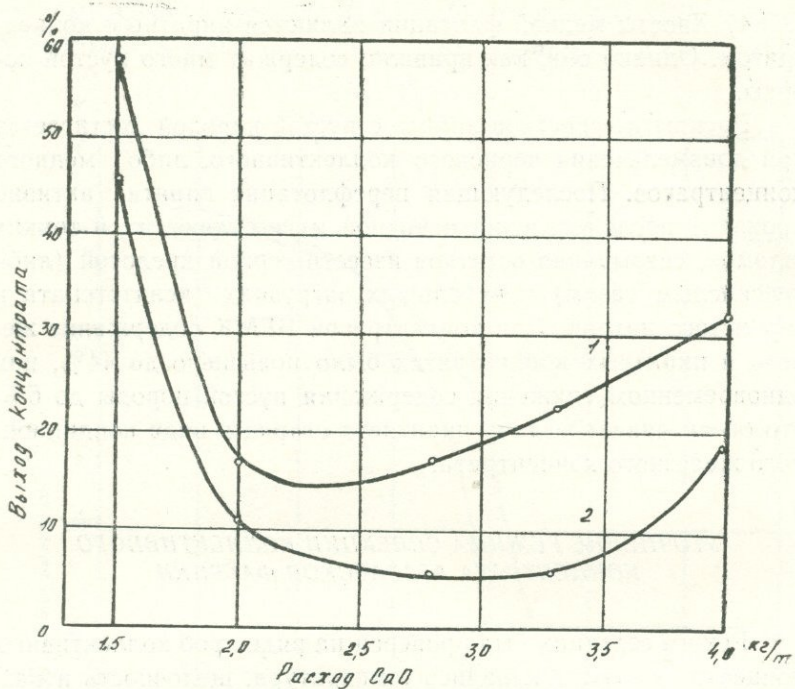


Рис. 5. Влияние расхода извести на депрессируемость сульфидов.

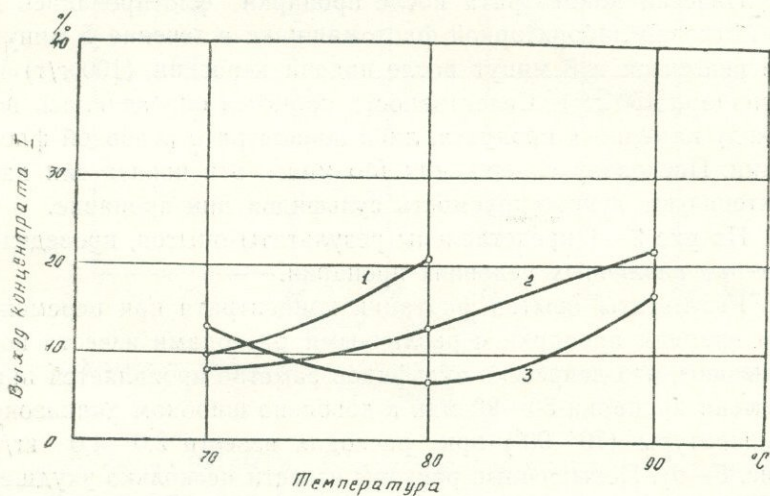


Рис. 6. Зависимость выхода I-го кн-та от температуры пропарки при различных расходах CaO.

римости кислорода в воде при этой температуре, сопровождаемым замедлением процесса окисления сульфидов [7].

Было сделано предположение, что весь процесс пропарки следует расчленить на два этапа: процесс разложения коллектора и окисление сульфидов с образованием на них гидрофильных пленок.

Опыты показали, что на первом этапе требуется максимально высокая температура, а на втором этапе пониженная

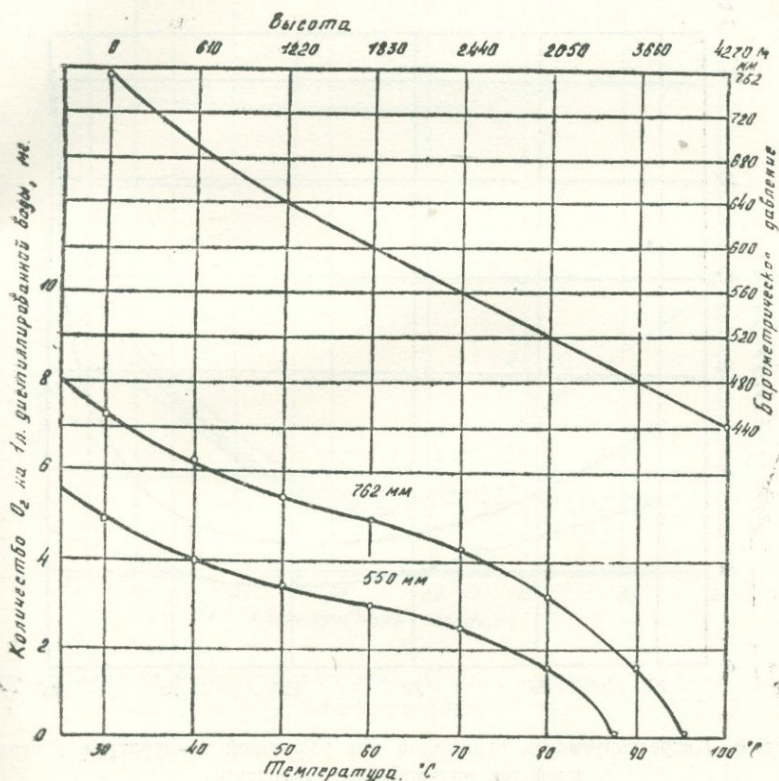


Рис. 7. График для определения содержания кислорода в насыщенной воздухом воде.

температура для повышения растворимости кислорода в воде (рис. 8, 9).

Почти трехчасовая пропарка при температуре 80—90° позволяет получить выход черного молибденового концентрата 13—15%. При 95° отсутствие в пульпе кислорода отри-

цательно сказывается на депрессируемости сульфидов, хотя коллектор, по-видимому, разлагается, т. к. последующая аэрация при 65° позволяет получить необходимую депрессию.

На рис. 9 представлены результаты опытов с различной продолжительностью второго этапа пропарки при выдерживании на нем различных температур. Первый этап пропарки (40 мин) осуществлялся в данном случае при 90° . Из ре-

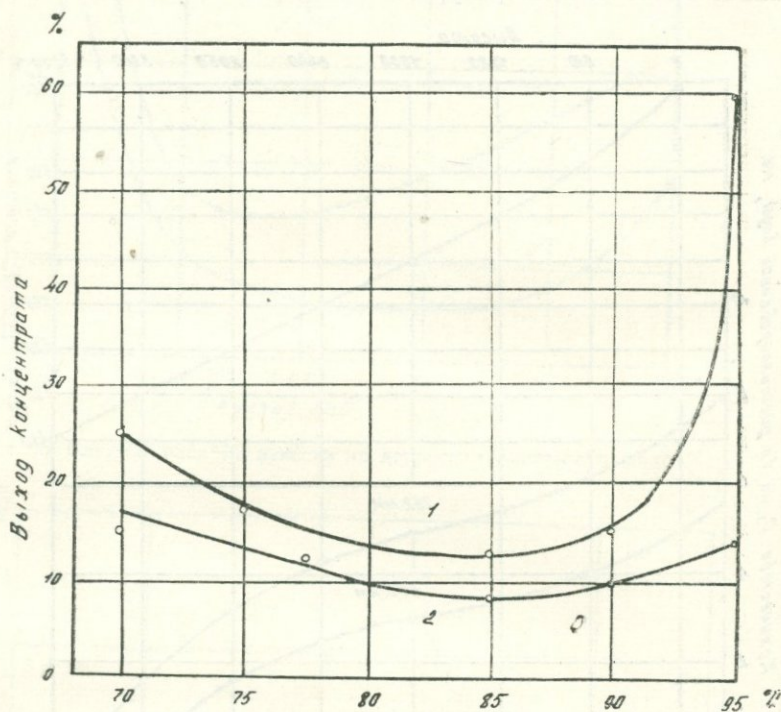


Рис. 8. Депрессируемость сульфидов при различной температуре с аэрацией при пониженной температуре.

зультатов этих опытов видно, что при температуре свыше 70° , кратковременная аэрация (30—45 мин) не обеспечивает достаточной депрессии сульфидов и требуется более продолжительное время. Снижение температуры во втором цикле до 50° сказывается положительно, т. к. выход пенного продукта снижается. При 30° процессы окисления идут значительно

медленнее, что приводит к повышенным выходам пенных продуктов.

Для ускорения хода пропарки испытаны некоторые реагенты-окислители (марганцевокислый калий и двухромовокислый калий) (рис. 10). Загрузки окислителей в первоначальный момент ухудшают, а после 70—80 мин пропарки (т. е. времени необходимого для разрушения коллектора) усилива-

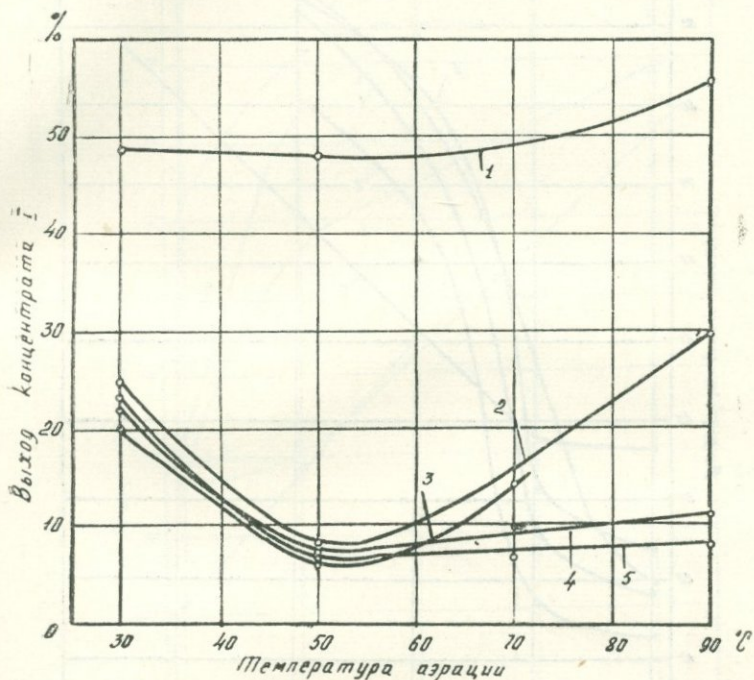


Рис. 9. Влияние температуры азарции (II цикл пропарки) на депрессируемость сульфидов.

ют депрессию сульфидов и выход камерного продукта возрастает.

Результаты опытов, поставленных с подачей в пропарку (через 20 мин после достижения температуры 75°) перекиси водорода, свидетельствуют о значительном ускорении депрессии сульфидов в этом случае (рис. 11).

Положительное влияние перекиси водорода на повышение

скорости пропарки с известью послужило основанием к постановке опытов с поддувкой кислорода в пропарку.

Применительно к агаракским концентратам имелось в виду интенсифицировать процесс пропарки, т. к. опыты пока-

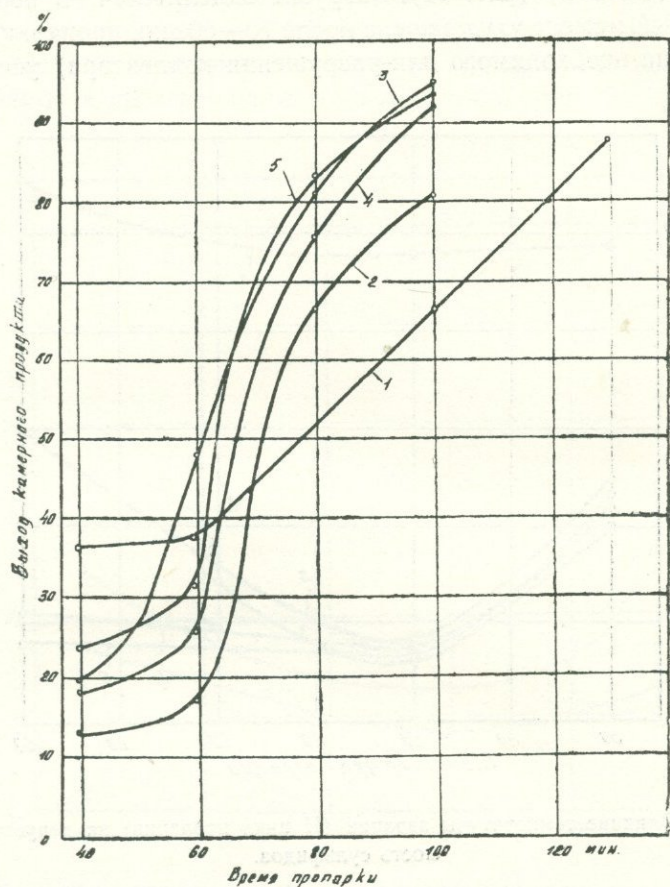


Рис. 10. Кинетика депрессии сульфидов при подаче в пропарку KM_nO_4 и $K_2Cr_2O_7$.

зали, что для получения устойчивых показателей депрессии сульфидов требуется в отдельных случаях суммарное время пропарки и последующей аэрации равное 3—4 часам (рис. 12, 13).

Необходимое количество кислорода, приводящее к удовлетворительной депрессии сульфидов, составляет 3,5—4,0 кг/т концентрата.

При этом время пропарки снижается до 40—60 мин. С поддувкой кислорода удается получить удовлетворительное

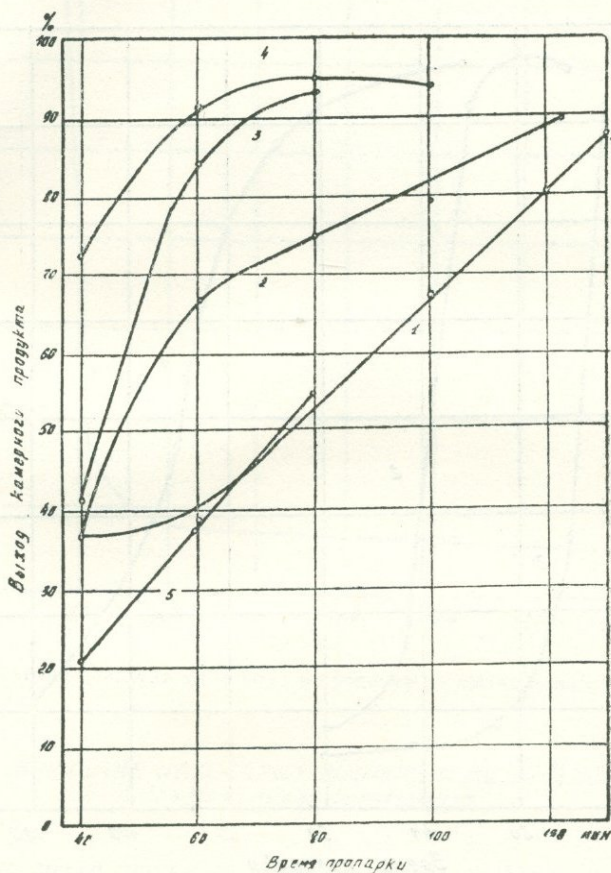


Рис. 11. Кинетика депрессии сульфидов при добавке H_2O_2 .

разделение концентратов, содержащих повышенные количества шламов и тонких сульфидов.

В связи с развивающейся тенденцией применения высоких расходов эмульгированных углеводородов в цикле основной медно-молибденовой флотации, представляла интерес

проверка депрессируемости сульфидов пропаркой и в этих условиях.

Опыты, поставленные на пробе сульфидной руды Коунрадского месторождения с расходами керосина 0,50 и 200 г/т,

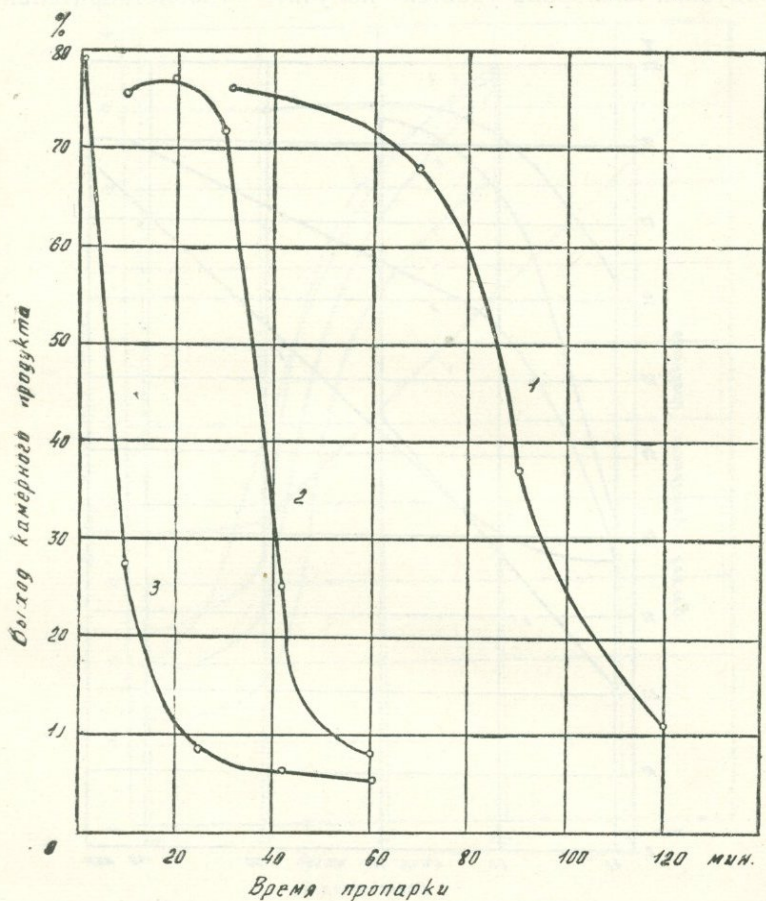


Рис. 12. Депрессируемость сульфидов при подаче в пропарку кислорода.

показали, что как в случае использования этилового, так и при применении бутилового и высших ксантогенатов (ИМ—68) сульфиды после пропарки хорошо депрессируются. Флотуемость молибденита в этих условиях значительно улучшается при подаче керосина в основном цикле.

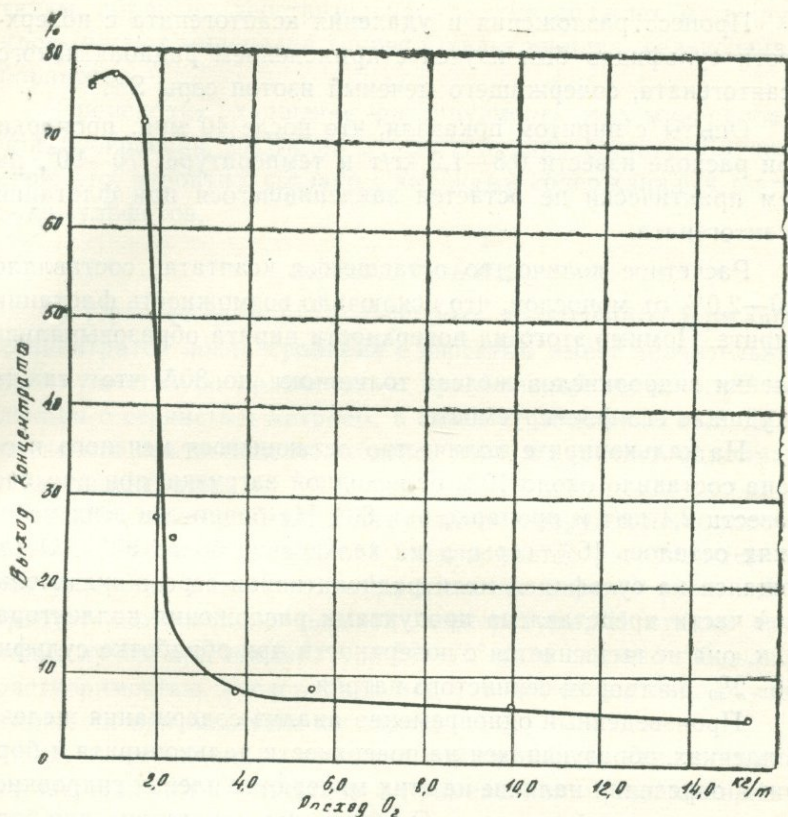


Рис. 13. Влияние расхода кислорода в пропарку на выход пенного продукта.

ИЗУЧЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ВОПРОСОВ МЕХАНИЗМА СЕЛЕКЦИИ С ПРОПАРКОЙ

В процессе пропарки происходит разложение ксантогенатов и продуктов их окисления.

Измерение количеств ксантогената, разлагающегося в процессе нагрева с поддувкой воздуха, проводились на растворах химически чистого ксантогената калия при концентрации растворов соизмеримой с расходами коллектора при флотации (0,00025—0,001N). При проведении этих опытов было установлено выделение значительных количеств сероуглерода, особенно интенсивное в интервале температур 85—95°.

Процесс разложения и удаления ксантогената с поверхности сульфидов был изучен с применением радиоактивного ксантогената, содержащего меченый изотоп серы S^{35} .

Опыты с пиритом показали, что после 40 мин. пропарки при расходе извести 0,8—1,2 кг/т и температуре 70—90°, на нем практически не остается закрепившегося при флотации ксантогената.

Расчетное количество оставшегося ксантата составляло 1,0—2,0% от монослоя, что исключало возможность флотации пирита. Помимо этого на поверхности пирита образовывались пленки гидроокислов железа толщиной до 30А, что также ухудшало его флотируемость.

На халькопирите количество остающегося меченого изотопа составило около 10% от исходной загрузки, при расходе извести 2,4 кг/т и пропарке при 80°. На борните в этих условиях осталось 16% серы, а на халькозине более 50%. Остающаяся на сульфидах меди радиоактивная сера в значительной части представлена продуктами разложения коллектора, т. к. она не вытесняется с поверхности при обработке сульфидов 2% раствором сернистого натрия.

Произведенный одновременно анализ содержания железа в пленках, образующихся на поверхности халькопирита и борнита, определил наличие на этих минералах пленок гидроокислов значительной толщины. Особенно это характерно для борнита, количество гидроокислов железа на котором более чем в 4 раза превышает количество аналогичных соединений на пирите.

Образование в процессе усреднения щелочности тонкошламистых сульфатов и карбонатов кальция может, по-видимому, снижать флотируемость всех частиц и в первую очередь лишенных коллектора сульфидов меди и железа за счет налипания шламов на минералы.

Некоторые исследователи предполагают даже, что сульфаты и карбонаты кальция образуются непосредственно на поверхности минералов за счет окисления сульфидного иона и последующего образования гипса.

Проделанные опыты по усреднению остаточной извести серной кислотой после кратковременной пропарки сульфидов

показали, что образование сульфата кальция, происходящее таким образом, действительно заметно снижает флотированность чистых минералов (пирита, халькопирита, халькозина и борнита).

Происходит ухудшение флотированности этих минералов и при проведении флотации в жесткой воде состава Балхашской, что, вероятно, связано с высокими содержаниями в этой воде сульфатов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Процесс селекции сульфидных молибденитсодержащих концентратов после пропарки с известью имеет значительные преимущества по сравнению с применяемой технологией селекции с сернистым натрием, в связи с возможностью комплексного извлечения молибдена, меди и пирита в одноименные концентраты.

2. Процесс проходит в две стадии—разрушение коллектора и окисление сульфидов. I стадия идет с разрушением до сероуглерода, является необратимой химической реакцией и требует максимально высокой температуры; II стадия проходит лучше при температуре 65—70° (что связано с большей растворимостью кислорода в воде) и более активно осуществляется при поддувке кислорода.

3. Установлено разрушение при пропарке ксантогенатов на поверхности сульфидов с применением радиоактивного ксантогената с меченой серой.

ЛИТЕРАТУРА

1. Извлечение молибденита из медного флотационного концентрата. Экспресс-информация, Горнорудная промышленность, № 12, 1962.
2. Mining Eng, febr 1964
3. С. Н. Curtis Mining Eng, april, 1950, vol. 187, p. 506
3. Фишман М. А., Соболев Д. С. Практика обогащения руд цветных и редких металлов, том 4. Госгортехиздат, 1963.
5. Соболев Д. С., Фишман М. А. Практика обогащения руд цветных и редких металлов, том 2. Госгортехиздат, 1960.
6. Таггарт А. Ф. Справочник по обогащению полезных ископаемых, том I. Металлургиздат, 1949.
7. Шоршер И. Н. Обогащение руд, № 1, 1958.
8. Шоршер И. Н. Обогащение руд, № 2, 1960.
9. Рыбаков В. В. Труды института Механобр, выпуск 134. Ленинград, 1964.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МОЛИБДЕНОВЫХ РУД И НЕКОТОРЫХ РУД РЕДКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

В данном сообщении приводятся результаты исследований на обогатимость молибденовой руды и гравитационных хвостов, получаемых при обогащении вольфрамовой руды. Исследования с этими рудами проводились с целью выяснения возможности применения к ним метода предварительного обогащения в тяжелой жидкости. Обогащение проводилось в тетрабромэтано в статических и динамических условиях разделения. Требуемый удельный вес среды создавался при помощи растворителя тетрабромэтана, уайт спирта.

Проба молибденовой руды была отобрана на Балхашской обогатительной фабрике. Руда мелковкрапленная, трудно поддается разделению гравитационными способами обогащения. Для проведения предварительного обогащения в тяжелых средах руду необходимо дробить до минус 5 или до минус 3 мм. Гранулометрическая характеристика руды дробленой до 3 мм дана в табл. 1.

Как видно из табл. 1, выход класса минус 0,074 мм небольшой; обогащению в тяжелой жидкости можно подвергнуть 90% материала от исходной руды. Результаты, получен-

Таблица 1

Гранулометрическая характеристика молибденовой руды дробленной до 3 мм

Класс, мм	Выход, %
+3	9,7
-3+1	40,1
-1+0,074	40,2
-0,074	10,0
Исходная руда	100,0

ные при разделении по классам в тетрабромэтано, удельный вес которого изменялся от 2,6 до 2,96, приведены в табл. 2. Оптимальный удельный вес разделения находится в пределах 2,6—2,65 г/см³. При этих условиях можно получить следующие результаты: для класса +3 мм, составляющего 9,7% от исходной руды, выход пустой породы 93,8% с содержанием Мо 0,0062%, содержание Мо в черновом концентрате 1,21% и извлечение в нем 91,71%. Степень обогащения для данного класса 17,3. Для класса —3+1 мм, составляющего 40,1% от руды, получается соответственно: выход пустой породы 55,7% с содержанием в ней Мо 0,0098%. Содержание Мо в черновом концентрате 0,16% и извлечение 92,46%. Степень обогащения для этого класса 2,2 раза. Для класса —1+0,074 мм, составляющего 40,2% от исходной руды, выход пустой породы достигает 60,6% с содержанием Мо 0,0075%. Черновой концентрат содержит Мо 0,154%, при извлечении Мо 93,06%. Степень обогащения 2,32 раза. В среднем при обогащении исходной руды класса —3+0,074 мм выход пустой породы составляет 62% с содержанием Мо 0,0083%, при этом извлечение Мо в черновом концентрате 92,6%, а степень обогащения 2,5 раза.

Кривые обогатимости данной руды (рис. 1) дают представление о влиянии удельного веса среды разделения на результат обогащения.

Проведенные дополнительные исследования по определению оптимального удельного веса среды разделения для исходной руды, дробленной до 3 мм, показали, что удельный вес должен быть 2,64 г/см³. При этом выход пустой породы составляет около 50%, содержание Мо в ней около 0,0065%. Содержание Мо в черновом концентрате составляет 0,144%, а извлечение 95,5%. Степень обогащения составляет 2 раза.

Исследования показали, что данная руда поддается предварительному обогащению в тяжелых жидкостях и полученные результаты представляют интерес для проверки возможности составления комбинированной схемы обогащения молибденовой руды.

Нами проверялась возможность обогащения хвостов отсадочных машин одной обогатительной фабрики, перерабатывающей вольфрамовую руду. Содержание NO₃ в хвостах ко-

леблется в пределах 0,18—0,20%. Исследуемая проба имеет следующую гранулометрическую характеристику (табл. 2).

Хвосты представлены в основном классами крупнее 1 мм. Класс минус 0,074 мм полностью отсутствует, что благоприятствует обогащению в тяжелых жидкостях.

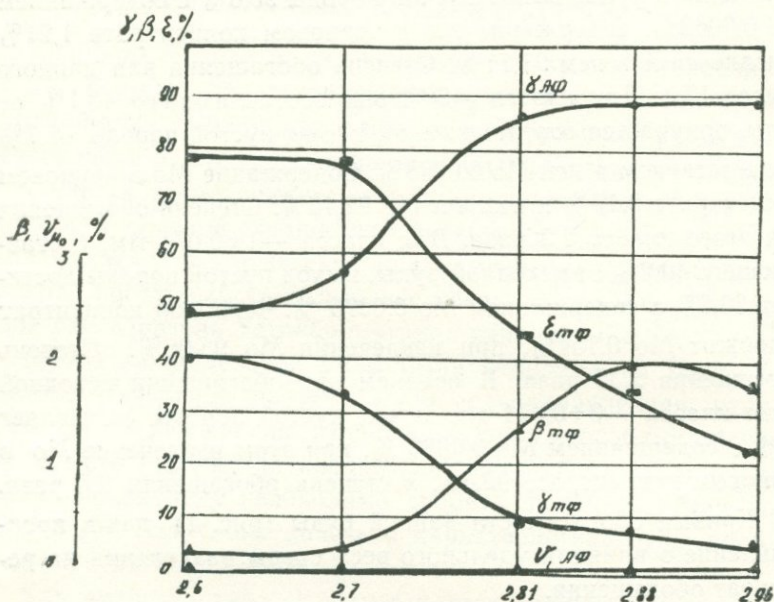


Рис. 1. Кривые обогатимости пробы молибденовой руды.

Исследования проводились с исходными хвостами без дополнительного дробления и измельчения. Разделение проводилось по классам (табл. 4). Исследования показали, что опти-

Таблица 2
Гранулометрическая характеристика хвостов отсадки

Класс, мм	Выход, %
+5	8,72
-5+3	42,90
-3+1	39,70
-1+0,074	39,70

Исходная руда 100,00

мальный удельный вес тяжелой жидкости 2,78 г/см³. При разделении в тетрабромэтано выделяется черновой концентрат, содержащий WO₃ 1,0%; выход пустой породы составляет около 80% с содержанием в ней WO₃ в пределах 0,03—0,06%. Извлечение WO₃ в черновой концентрат составляет 80—82%. Наилучшие результаты получаются при обогащении классов —5+3 мм и —3+1 мм.

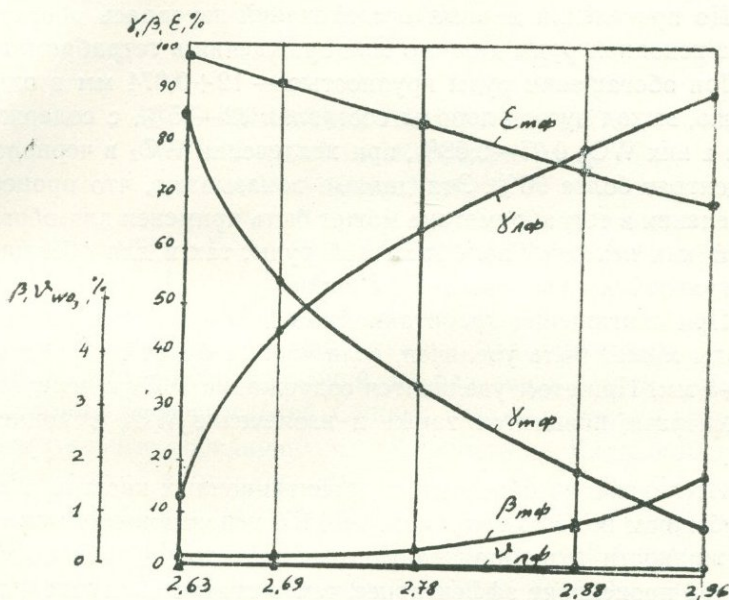


Рис. 2. Кривые обогатимости хвостов гравитации содержащих вольфрам для класса—5+0,074 мм.

Сводные данные о распределении металла по фракциям различного удельного веса для класса—5+0,074 мм в виде кривых обогатимости этого класса в тяжелой жидкости показаны на рис. 2. Установлено, что гравитационные хвосты вполне удовлетворительно обогащаются в тетрабромэтано, при этом степень обогащения достигает 4,5.

Исследования показывают насколько эффективнее проходит разделение в тетрабромэтано по сравнению с обогащением в отсадочных машинах. В данном случае из гравитационных хвостов без их дополнительной обработки получен

черновой концентрат и большой выход пустой породы. Очевидно, что разделение минералов на действующей фабрике проходит недостаточно эффективно, большие потери металла в хвостах сильно снижают извлечение WO_3 в концентрате. Следовательно, для повышения извлечения вольфрама на фабрике необходимо разработать и внедрить новые более эффективные методы обогащения.

До проведения данных исследований изучалась обогатимость исходной руды данного месторождения в тетрабромэтано. При обогащении руды крупностью — $12+0,074$ мм в одну стадию, выход пустой породы составлял 82—85%, с содержанием в них WO_3 0,05—0,08%, при извлечении WO_3 в черновой концентрат более 90%. Эти данные показывают, что процесс разделения в тетрабромэтано может быть применен для обогащения как исходной вольфрамовой руды, так и для обогащения гравитационных хвостов фабрики.

При обогащении гравитационных хвостов выход пустой породы может быть увеличен, если хвосты будут додроблены до —3 мм. При этом увеличится содержание WO_3 в черновом концентрате, повысится также и извлечение WO_3 в концентрате.

Исследования обогащения гравитационных хвостов в центробежном поле (в гидроциклонах) с использованием тяжелой жидкости тетрабромэтана показали, что разделение минералов происходит эффективнее, чем в статических условиях.

А. Л. ГРИГОРЯН
НИГМИ

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД АРМЯНСКОЙ ССР*

Армянская ССР, в частности район Сюника, богата рудами цветных и черных металлов, которые содержат ряд редких, рассеянных и драгоценных металлов.

В настоящее время, при наличии благоприятных экономических и природных условий, на базе медных и медно-молибденовых месторождений Сюника созданы только горно-обогатительные предприятия (Кафанский, Каджаранский, Дастакертский и Агаракский).

Дальнейшая металлургическая переработка медных и молибденовых концентратов, выпускаемых этими предприятиями, производится на металлургических заводах, находящихся на больших расстояниях от рудной базы; хвосты от обогащения, которые составляют примерно 97% от переработанной руды, содержащие 25—30% меди и молибдена от исходного их количества в руде, поступают на хвостохранилище и частично уносятся водами.

По запасам молибдена, меди и рения Сюник занимает одно из ведущих мест в Союзе.

Использование рудных богатств Сюника сравнительно на низком уровне нерационально как по экономическим, так и техническим факторам.

Для повышения эффективности использования рудных богатств Сюника необходимо в ближайшие годы создать мощ-

* В порядке обсуждения.

ные производственные объекты по комплексной переработке указанных руд в районе их залегания, в первую очередь в Каджаране и Кафане. Создание второго медно-химического завода в этом районе в известной мере предрешит выдвигаемую нами проблему и явится его ядром, вокруг которого должен разрастись большой химико-металлургический комплекс.

На рис. 1 приводим один из вариантов разработанной в НИГМИ принципиальной технологической схемы комплексной переработки медно-молибденовых руд Армянской ССР, рассчитанной на переработку прироста добычи медно-молибденовых руд.

Согласно этой схемы на переработку могут поступать не только сульфидные, но и окисленные руды; в отличие от существующей схемы, коллективный концентрат флотации непосредственно подается на обжиг, огарок выщелачивается, при этом медь остается в осадке, а молибден переводится в раствор, из которого он извлекается в виде молибденовой продукции. Медный кек направляется на производство катодной меди по обычно действующей схеме, предусматривающей извлечение благородных и редких металлов и использование серы для производства серной кислоты.

Во втором варианте после окислительного обжига огарок подвергается выщелачиванию с целью перевода в раствор как меди, так и молибдена. Затем медь, серебро и золото экстрагируются электролизом, а отработанный электролит очищается для осаждения молибдата аммония. Головной процесс остается тот же.

Окисленная часть руды, так называемые хвосты обогащения и шлаки медеплавильных заводов, после процесса доизвлечения цветных и редких металлов перерабатываются по мере надобности на чугуны, удобрения, глинозем, цемент, минеральную вату, стекло, стекловолокно и др. продукты неорганической и силикатной технологии.

Целесообразность организации химикометаллургического комплекса на юге Армянской ССР обосновывается следующим. Дальнейший рост производительных сил в республике, в основном будет базироваться на местных ресурсах, ка-

ковыми являются огромные запасы медно-молибденовых и медных руд Сюника. При прочих равных условиях организация производства меди, молибдена и связанных с ними редких и благородных металлов рядом с сырьевой базой обеспечит наибольшую экономическую эффективность, чем существующий в настоящее время уровень переработки медных и молибденовых концентратов.

На предусмотренном втором медно-химическом заводе полностью завершается металлургический цикл по меди и его спутников. Остальная часть, т. е. объем гидрометаллургического цикла по молибдену, рению и др. редким металлам, сравнительно небольшой и не требует больших капиталовложений, хотя по стоимости молибден и молибденовая продукция будут составлять 75—80% от стоимости всей выпускаемой продукции.

Предлагаемая нами технологическая схема переработки медно-молибденовой руды позволяет: упростить технологию обогащения руды путем исключения процессов селективной флотации коллективного концентрата, фильтрации и сушки, так как исходным сырьем для нового способа переработки является коллективный медно-молибденовый концентрат; использовать смешанные и окисленные руды, что даст возможность снизить себестоимость добычи руды и увеличить сроки эксплуатации рудной базы. Это последнее обстоятельство имеет исключительно важное значение при планировании перспективных планов в больших масштабах добычи медно-молибденовых руд в республике; комплексно использовать отвальные хвосты обогатительных фабрик с целью доизвлечения черных и цветных металлов, получения цемента, глинозема, содопродуктов, минеральной ваты и других продуктов.

Одновременно с этим сокращаются затраты: на перевозку и планированные потери дорогостоящего концентрата; на сооружение хвостохранилищ. Это позволяет повысить извлечение как основных металлов, так и редких и благородных металлов; организовать производство легированного чугуна, порошкового железа и многочисленных производств на базе серной и сернистой кислот и поваренной соли, нефелиновых

сиенитов, известняков и других полезных ископаемых данного района.

Новый способ переработки медно-молибденовой руды намного упрощает технологию обогащения, а следовательно, снижает и эксплуатационные расходы. Если себестоимость переработки одной тонны руды на крупных обогатительных фабриках составляет 1,50 руб., а затраты по селективной флотации составляют примерно 25—30% от затрат на всю флотацию, то по упрощенной схеме обогащения из цикла исключаются процессы селекции и сушки, поэтому при предлагаемом варианте себестоимость переработки одной тонны руды составит примерно 1,1 руб.

Следовательно, снижение себестоимости одной тонны руды составит 4 руб.

По предлагаемой технологической схеме предусматривается организация производства цемента, глинозема, удобрения и другой продукции.

Ряд институтов Союза изучал руды Зангезура, в основном, лишь с целью их обогащения, т. е. до получения кондиционных концентратов меди и молибдена. В течение ряда лет в НИГМИ (1958—1966 гг.) разрабатывается технология комплексной переработки медно-молибденовых руд Армянской ССР.

В настоящее время в лабораторных условиях получены основные металлы из этих руд: медь в виде чистого порошка, спектрально чистый металлический молибден и ряд его технически важных соединений, как ферромolibден, молибдаты кальция (CaMoO_4) и аммония [$(\text{NH}_4)_2\text{MoO}_4$], его силициды (MoSi_2), карбиды (MoC), сернистый молибден (MoS_2), а также изделия из них, обладающие ценными свойствами и находящие применение в новых областях современной техники.

Получены также образцы минеральной ваты, стекла, цемента, стекловолокна из хвостов обогащения после доизвлечения значительной части остатков цветных металлов. Остальные металлы, железо и ряд редких и драгоценных металлов, содержащиеся в этих рудах, предусматривается извлекать по-

вейшими методами, принятыми на наших отечественных заводах.

Организация в Кафанском районе химико-металлургического комбината по комплексной переработке руды цветных и черных металлов, кроме высокой экономичности, позволит извлекаемую продукцию этого комбината использовать в слаборазвитых районах республики, обеспечить трудоустройство населения этих районов.

Н. М. РУБИНШТЕЙН

Балхашский горнометаллургический комбинат

ОПЫТ ПОЛУЧЕНИЯ ПЕРРЕНАТА АММОНИЯ ИЗ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНЫХ И МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

До настоящего времени промышленное получение перрената аммония в СССР осуществлялось только двумя методами, в каждом из которых исходным продуктом являлся перренат калия: водородного восстановления и экстракционный, разработанный Гиредметом.

В экспериментальном цехе Балхашского горнометаллургического комбината разработан и внедрен в промышленность ионообменный метод получения перрената аммония. Он позволяет получать перренат аммония высокой чистоты как из перрената калия, так и из производственных растворов, минуя стадию получения перрената калия. Рений извлекается из двух видов сырья: медного и медно-молибденового концентратов.

ПОЛУЧЕНИЕ ПЕРРЕНАТА АММОНИЯ ИЗ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ МЕТОДОМ ИОННОГО ОБМЕНА

При плавке медных концентратов рений возгоняется в газовую фазу и улавливается из конверторных газов при переработке их на серную кислоту. В процессе получения серной кислоты конверторные газы проходят сухую и мокрую очистку в электрофильтрах. Промывная кислота первой ступени мокрой очистки является исходным продуктом для получения солей рения.

Принципиальная технологическая схема получения перрената аммония из промывной кислоты представлена на рис. 1.

Из кислоты рений извлекается адсорбцией на активированном угле.

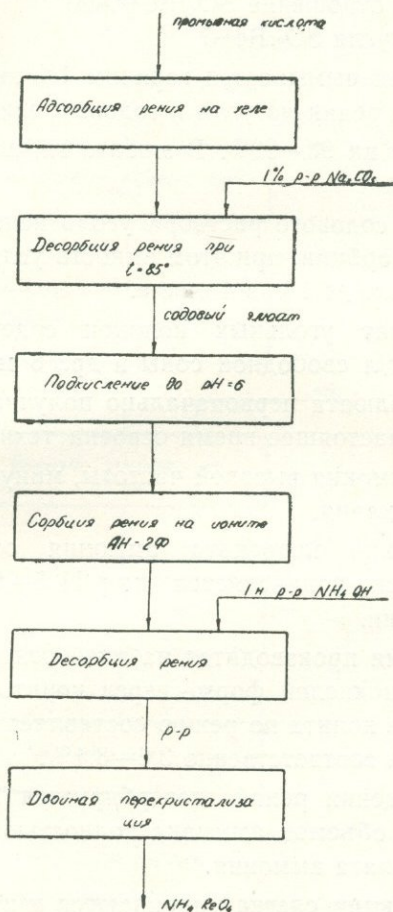


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема получения перрената аммония из промывной кислоты.

При прохождении раствора через уголь рений адсорбируется на нем, а другие ионы, в частности SO_4^{2-} на 90—95% проходят в фильтрат угольных колонок.

Таким образом, происходит отделение ионов ReO_4' , от основного количества SO_4'' , что дает возможность в дальнейшем использовать ионообменный процесс для извлечения рения из растворов, так как SO_4'' является основным конкурирующим ионом в процессе ионного обмена.

Если до угля отношение $\text{SO}_4:\text{Re}=1400$
то после угля $\text{SO}_4:\text{Re}=7$

Рений из угля вымывается горячим 1%-ным раствором соды. Извлечение рения из угля в содовый элюат в одной колонке происходит на 98—99%. В элюате он чистый от конкурирующих ионов.

Отмытый от содового раствора уголь используется в четырех циклах адсорбции, при этом емкость угля по рению падает с 2% в I цикле до 1% в 4 цикле.

Содовый элюат угольных колонок содержит 1г/л Re, 7 г/л SO_4'' , 4—5 г/л свободной соды и др., 6 мг/л Mo.

Из содового элюата первоначально получали только перренат калия. В настоящее время освоена технология получения перрената аммония высокой чистоты, минуя стадию получения перрената калия.

Для получения перрената аммония содовый элюат угольных колонок подкисляется до рН 5—6, подается на ионитовые колонки.

Сорбция рения производится на низкоосновном анионите АН—2Ф в уксуснокислой форме через ионит. Динамическая обменная емкость ионита по рению составляет 3—7%, полная обменная емкость соответственно 3,6—8,4%.

После насыщения рений десорбируется 1 н. раствором аммиака. 10—12 объемов аммиака полностью извлекают рений в виде перрената аммония.

Средние фракции слегка упариваются и из раствора при охлаждении кристаллизуется соль—перренат аммония. Черновой перренат аммония дважды перекристаллизовывается. Чистая соль отвечает техническим условиям на товарный продукт по всем 12 контролируемым примесям и содержит 69,4—69,8% рения.

Рений извлекался из сильноокисленных растворов; оптимальной кислотностью раствора при адсорбции надо считать $\text{pH}=1-2$.

Между тем промывная кислота содержала 25—40% H_2SO_4 . Поиски показали, что при разбавлении промывной кислоты водой в несколько раз, адсорбция рения на угле происходит довольно полно.

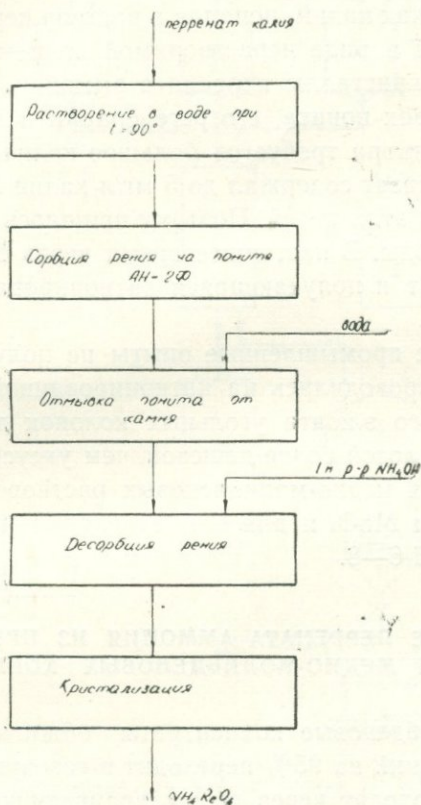


Рис. 2. Принципиальная технологическая схема получения перхлората аммония из перхлората калия.

Первый промышленный опыт по получению перхлората аммония из содовых элюатов угольных колонок был неудачным, так как десорбцию рения проводили раствором аммиака, приготовленном на конденсате, содержащем 3,5 мг/л калия. В по-

лученном перренате аммония было 0,12% К, против 0,01% предусмотренных технологическими условиями.

Для очистки перрената аммония от калия пришлось проводить дробную кристаллизацию соли, после чего был получен чистый перренат аммония, отвечающий техническим условиям по всем 12 контролируемым примесям.

Этот опыт показал, что все операции, а особенно десорбцию рения аммиаком, надо проводить на воде, не содержащей калия, так как калий, попадая в раствор перрената аммония, осаждается в виде нерастворимой соли—перрената калия, загрязняя кристаллы перрената аммония.

Для промывок ионита, его регенерации и приготовления аммиачного раствора требуется большое количество очищенной воды. Конденсат содержал до 5 мг/л калия и не мог быть использован для этих целей. Поэтому пришлось осваивать катионирование воды. В настоящее время через КУ—1 пропускается конденсат и получающаяся катионированная вода не содержит калия.

Дальнейшие промышленные опыты по получению перрената аммония проводились на катионированной воде, а подкисление содового элюата угольных колонок до рН—6 осуществлялось кислотой более дешевой, чем уксусная. Такая же технология и для медно-молибденовых растворов, она отличается наличием MoO_4 и для его отделения надо раствор прогнать при рН 6—8.

ПОЛУЧЕНИЕ ПЕРРЕНАТА АММОНИЯ ИЗ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Медно-молибденовые концентраты обжигаются в печи КС, при этом рений на 95% переходит в газовую фазу. Запыленные газы проходят через пылеулавливающую систему, состоящую из аппаратов сухой очистки, скруббера и мокрого электрофилтра. Эта система дает три ренийсодержащих продукта: пыль, шлам и скрубберный раствор.

Пыль и шлам обжигаются в муфельных печах; получаемый огарок перерабатывается совместно с основным молибденовым огарком печи КС. Огарок выщелачивается содовыми растворами; при этом молибден и рений переходят в

раствор. Молибден осаждается в виде молибдата кальция, а рений остается в маточном растворе, откуда извлекается адсорбцией на активизированном угле в виде перрената калия. Впервые в Союзе скрубберные растворы нейтрализуются содой до pH 8, при одновременном окислении воздухом и затем фильтруются от выпавшего гидратного кека. Подготовленный

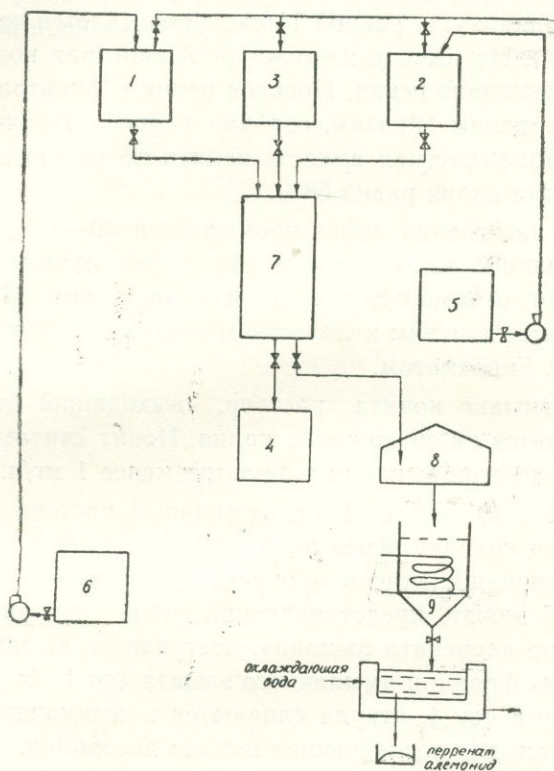


Рис. 3. Схема цепи аппаратов для получения $\text{NH}_4 \text{ReO}_4$ из K Re O_4 .

таким образом раствор пропускается через активизированный уголь, насыщенный метиленовой голубой. В исходном растворе содержание молибдена высокое 10—15г/л. При адсорбции рений улавливается углем, а молибден на 90—95% проходит в фильтрат угольных колонок. Оставшийся в угле молибден вымывается 1%-ным холодным раствором соды, а

рений—таким же раствором соды при 85—90°. Из содового элюата осаждается перренат калия.

На рис. 2 показана схема цепи аппаратов, а на рис. 3 технологическая схема получения перрената аммония из перрената калия.

В баке 3 перренат калия растворяется в горячей дистиллированной воде. После охлаждения раствор, содержащий 5—10 г/л рения с у. н. равной 11/час, пропускается через анионит АН—2Ф. На выходе из колонки 7 фильтрат контролируется на содержание рения. Проскок рения в фильтрат составляет 2 мг/л, таким образом, сорбция рения практически идет на 100%. Динамическая емкость ионита по рению из растворов перрената калия равна 58%.

После насыщения ионит промывается 10—15 объемами катионированной воды с тем, чтобы полнее отмыть ионит от ионов калия, оставшихся с исходным раствором. Метод промывки ионита большим количеством воды для удаления калия разработан Гиредметом.

При отмывке ионита раствор, выходящий из колонки контролируется на содержание калия. Ионит считается отмытым при содержании калия в фильтре менее 1 мг/л.

В чане 6 готовится I—н. аммиачный раствор, который подается на колонку через напорный бак 1. Для полной десорбции рения достаточно пропустить 10 объемов аммиака. Аммиачный элюат, представляющий собой концентрированный раствор перрената аммония, поступает в выпарную ванну 8. Бедные фракции аммиачного элюата (до 1 г/л рения) направляются в чан 4, откуда сливаются в аммиачный чан 6 и используются для последующих циклов десорбции.

После десорбции рения ионит отмывается от избытка аммиака водой из чана 5 через напорный бак 2. Ионит регенерируется. В ванне 8 раствор перрената аммония упаривается и сливается через нутч-фильтр 9 в кристаллизатор 10. Полученные кристаллы перрената аммония промываются небольшим количеством дистиллированной воды для отмывки от маточника. Высушенные измельченные кристаллы являются товарным продуктом, отвечающим техническим условиям на перренат аммония.

При освоении этой технологии, первоначально для десорбции рения применялась промышленная вода с высоким содержанием калия, что привело к получению бракованного по калию перрената аммония.

Кондиционный перренат аммония получился только после дробной кристаллизации.

В настоящее время с подачей в процесс катионированной воды перренат аммония отвечает техническим требованиям на товарный продукт.

К. Х. ПРОДАЙ-ВОДА, Г. И. БАРЛОВА, В. И. ЗЕЛИНСКИЙ, БАЮЛА
Сибцветметниипроект

О КОМПЛЕКСНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД КРАСНОЯРСКОГО КРАЯ

На территории Красноярского края расположено несколько месторождений медно-молибденовых руд: Сорское, Киялых-Узеньское, Уленское и Ипчульское. Институт Сибцветметниипроект в течение ряда лет занимается проектированием и ведет исследования по этим месторождениям. Работы выполняются с учетом выявления возможности комплексного использования медно-молибденовых руд.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА РУДЫ СОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Основным полезным компонентом руд является молибден, находящийся в виде сульфидных и окисленных разновидностей. Сульфидные руды составляют основную часть запасов; окисленные хранятся в специальных отвалах.

Медь представлена халькопиритом, халькозином, азури-том, малахитом и др. Среди прочих минералов определяется значительное содержание пирита и флюорита. Из редких элементов встречаются: рений, индий, кобальт, кадмий и др.

В структурном отношении руды представлены двумя типами: крупно-вкрапленными и тонко-вкрапленными. Названные типы руд различаются характером вкрапленности молибденита. Соотношение этих типов руд приблизительно 1:1. Как показали исследования, при обогащении тонко-вкрапленные и

крупно-вкрапленные руды требуют различной степени измельчения и технологического режима.

В начале эксплуатации из руд извлекался только молибденит в виде молибденового промпродукта, а затем—молибденовый концентрат. С 1959 года извлекается и медь. В настоящее время на фабрике по схеме коллективной флотации, с последующей селекцией коллективного концентрата получают медный концентрат с содержанием 9—12% меди, при извлечении 60—65%. Институтом Сибцветметниипроект первые работы* на Сорском комбинате выполнены в 1961 году с целью снижения потерь сульфидного молибдена и повышения извлечения меди в медный концентрат. В результате предложены и внедрены мероприятия, обеспечивающие получение молибденового концентрата марки КМ—2 не менее 25% от общего количества.

В 1964 году институтом исследования ведутся по разработке оптимального технологического режима получения высокомарочных медных концентратов, с содержанием меди свыше 20—25%.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПИРИТА И ФЛЮОРИТА ИЗ СОРСКИХ РУД

В 1962—1963 годах институтом Сибцветметниипроект разработано проектное задание реконструкции и расширения Сорского комбината. Учитывая наличие в месторождении двух типов руд, имеющих различную обогатимость, в проектном задании заложена схема с отдельной переработкой этих руд. В период выполнения проектного задания расширения комбината был поднят вопрос о попутном извлечении пирита, флюорита и рения.

Исследования институтов** подтвердили возможность попутного извлечения пирита и флюорита с получением концентратов с хорошими технологическими показателями.

Предложено извлекать пирит не из отвальных хвостов фабрики, а в контрольной флотации основного рудного цикла.

* Работы проводились совместно с исследовательской лабораторией комбината под руководством института Механобр.

** Параллельно с нашим институтом вопросом комплексной переработки сорских руд стал заниматься институт Ергиредмет.

Частично пиритный концентрат можно получить и из хвостов медной флотации. Таким образом, извлечение пирита не потребует расширения основного фронта флотации.

Флюорит извлекается из отвальных хвостов мыльной флотацией в содовой среде, с депрессией пустой породы жидким стеклом.

Технико-экономическое обоснование целесообразности комплексного извлечения пирита и флюорита из руд Сорского месторождения показало, что извлечение флюорита и пирита по предложенной технологии является рентабельным.

В процессе исследований институтами испытан в качестве коллектора заменителя олеиновой кислоты—окисленный рисайкл.

В результате изучения вопроса о замене привозной серы на местное серосодержащее сырье на химических предприятиях Красноярского края, установлена возможность и экономическая целесообразность использования Сорского пиритного концентрата вместо привозной элементарной серы.

Народнохозяйственный эффект от комплексного извлечения флюоритового и пиритного концентратов и их использования на предприятиях края составляет 4,8—5,5 млн. руб. Положительное решение вопроса извлечения пирита и флюорита будет возможно после уточнения содержания этих компонентов и утверждения запасов.

О ПОПУТНОМ ИЗВЛЕЧЕНИИ РЕНИЯ

Из редких элементов особого внимания заслуживает рений*, который связан с молибденитом и концентрируется в молибденовых концентратах. Содержание рения значительно ниже, чем в каджаранских и коунрадских молибденовых концентратах.

Однако при большой производительности Сорской обогатительной фабрики попутное извлечение рения представляет практический интерес.

Институтом Сибцветметниипроект проведены исследова-

* Изучением распределения редких и рассеянных элементов в сорских рудах занимались Ергиредмет и Сибцветметниипроект.

ния и разработана технология извлечения рения из сорских концентратов.

Предлагаемая схема включает окислительный обжиг концентратов в подовых печах при температуре 550—640°C в течение 6 часов с улавливанием пыли в циклонах и возвращением ее на обжиг.

Улавливание семиоксида рения предлагается производить в барботерах конструкции института Сибцветметниипроект, с последующей экстракцией рения из барботажных растворов.

При обжиге степень возгонки рения составляет в среднем 92%. Оптимальные условия экстракции рения из кислых растворов 90%-ным раствором трибутилфосфата в керосине: число ступеней I, время экстракции 20 мин, температура 20°C, отношение «органическая фаза:водная фаза»=1:10, реэкстракция проводится 2—2,5%-ным раствором аммиака в 2 стадии со временем контакта по 30 минут каждая при температуре 60°C.

Общее извлечение рения составляет 90—95% на данной операции.

В сильно щелочных растворах (280 г/л по аммиаку) рений селективно отделяется от молибдена ацетоном. Степень экстракции рения 98—97% за одну стадию экстракции.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ МОЛИБДЕНОВЫХ РУД СОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

На Сорском месторождении в рудных отвалах имеются значительные запасы окисленных молибденовых руд.

Молибден в них представлен в форме ферримолибдата.

Исследованием этих руд на протяжении ряда лет занимались многие научно-исследовательские институты. Тем не менее, до настоящего времени промышленная переработка их не освоена.

В институте Сибцветметниипроект в настоящее время находится в состоянии выпуска работа по технико-экономическому исследованию целесообразности переработки сорских окисленных руд.

На основании лабораторных исследований и полупромышленных испытаний для экономического расчета была

принята следующая схема. Полученный путем обогащения окисленной руды флотационный концентрат подвергается кальцинирующему обжигу при 800°C с последующим выщелачиванием содой. Раствор после фильтрации направляется на ионный обмен в ионитовых колонках со смолой АН—1.

Фракция элюата поступает на упаривание в две стадии. Конечным продуктом является парамолибдат аммония. Извлечение молибдена в грубый концентрат при обогащении принято 75%.

При гидрометаллургическом переделе извлечение молибдена в готовую продукцию заложено 83% от содержания в концентрате.

В расчетах принята последовательная переработка богатых и бедных руд.

Прибыль составляет при работе на богатых рудах 4,2 млн. руб. в год, на бедных—2,4 млн. руб. в год.

Окупаемость капитальных затрат не превышает 1,5 года.

ПОПУТНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МАГНЕТИТА ИЗ РУД КИЯЛЫХ-УЗЕНЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Месторождение является медно-молибденовым. Основные рудные минералы: молибденит и халькопирит.

Среди прочих второстепенных минералов в руде содержится около 5% магнетита при содержании железа общего порядка 13—15%. Руда обогащается на Туимской фабрике, работающей по схеме коллективной флотации с последующей селекцией коллективного концентрата при подавлении меди сернистым натрием.

Фабрика запроектирована институтом Сибцветметниипрокт и введена в эксплуатацию в 1955 году. В первые годы работы на фабрике получали только медный концентрат и молибденовый промпродукт. Исследовательские работы по повышению качества молибденовой продукции велись Механобром.

Путем усовершенствования схемы и режима доводки молибденового концентрата на фабрике с 1962 года получают кондиционный молибденовый концентрат марки КМ—3. Качество медного концентрата по содержанию меди повышено с 15% до 20%.

Институтом Механобр было указано на целесообразность извлечения магнетита из отвальных флотационных хвостов; Технологическая схема и режим извлечения магнетита разработаны институтом Сибцветметниипроект в 1960 году.

Для извлечения магнетита предложена мокрая магнетитная сепарация. Опыты показали, что из флотационных хвостов можно получать магнетитовый концентрат с содержанием 56—60% железа при извлечении около 50%.

Концентраты относятся к группе сернистых, но малофосфористых, со степенью основности 0,3—0,6.

На материалах исследований запроектировано отделение магнитной сепарации. По этому проекту оно построено в 1961—1962 гг.

Магнетитового концентрата в 1963 году получено 51,5 тыс. тонн при содержании железа 56% и извлечении 40,6%.

ПЕРЕРАБОТКА РУД УЛЕНЬСКОЙ ГРУППЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Основные полезные компоненты Уленьской группы медно-молибденовых месторождений—медь и молибден.

Институтом в 1956 году выполнено проектное задание на отработку Уленьского месторождения. В проекте предусмотрено строительство на месторождении обогатительной фабрики.

Исследование обогатимости руд проводилось в Механобре и Иргиредмете. В проект заложена схема коллективной флотации с последующей селекцией, с получением медного и молибденового концентратов. Кроме меди и молибдена в рудах месторождения представляет интерес вольфрам в виде шеелита.

На основании проведенных исследований в проект заложено попутное получение шеелитового промпродукта из хвостов медно-молибденовой флотации. Запроектировано получение 20-процентного вольфрамового промпродукта, при извлечении 70%. Экономический расчет показал целесообразность комплексного обогащения уленьской руды при условии селективной добычи вольфрамсодержащих руд с накоплением их не менее, чем на 2-недельную работу одной секции фабрики.

На Туимской фабрике для организации извлечения вольфрама из уленьских руд потребуются минимальные затраты на оборудование без увеличения существующих строительных объемов.

ПЕРЕРАБОТКА РУД БУГДАЙНСКОГО И ОРЕКИТКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ

По обоим месторождениям проектируется использование только молибдена, что объясняется главным образом недостаточностью геологической изученности месторождений. Необходимо продолжение как геологоразведочных, так и исследовательских работ по комплексному использованию руд этих месторождений.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проектные и научно-исследовательские работы по комплексному использованию медно-молибденовых руд месторождений Красноярского края и Восточной Сибири показали полную возможность получения из них, кроме молибдена, медных концентратов и концентратов ряда других ценных минералов (флюорита, пирита, магнетита, шеелита и др.). Интерес представляет также возможность эффективного использования окисленных молибденовых руд, до сих пор складировавшихся в отвалы.

В процессе дальнейшей переработки сорских молибденовых концентратов возможно успешное извлечение рения, несмотря на то, что его содержание в концентратах во много раз ниже, чем в концентратах других месторождений.

Необходимо всемерно форсировать продолжение ведущихся институтом работ и добиться их внедрения в производство.

Одновременно необходимо расширить работы по комплексному использованию медно-молибденовых руд в направлении еще более полного извлечения содержащихся в них ценных компонентов.

В. И. ЛУЦЕНКО, А. А. РАГАНЯН
НИГМИ

СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ТИПОВ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД КАДЖАРАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ, РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ДЛЯ РАСШИРЕНИЯ КОМБИНАТА

Из выявленных на Каджаранском месторождении трех геолого-технологических типов штокверковых руд промышленное значение имеют сульфидный и смешанный типы [1]. Третий тип—окисленный относится по существующим геологическим кондициям к забалансовым рудам. Содержание сульфидных форм молибдена и меди в этих рудах обычно в три раза меньше, чем в сульфидном типе. Вместе с тем, в действующей на обогатительной фабрике схеме флотационного обогащения, окисленный молибден ведет себя как балласт, он почти нацело переходит в хвосты флотации. Потери окисленных форм металлов в отвальных хвостах характеризуются для молибдена уровнем 90%, для меди 70—80% [2].

Из многих факторов, определяющих получение высоких показателей обогащения руд Каджаранского месторождения, основными являются следующие:

- 1) Степень помола руды, обеспечивающая достаточную полноту вскрытия рудных зерен;
- 2) Степень ошламованности руды, отрицательно сказывающаяся на процессах измельчения, классификации и флотации;

3) Степень окисления металлов в рудах, предопределяющая их технологическую типизацию и возможность переработки по той или иной схеме.

Первый фактор—степень помола руды, играет весьма важную роль. Наши исследования показали, что для достижения извлечения 90% сульфидного молибдена достаточно иметь в измельченной руде 55% класса—74 мк, однако, чрезвычайно важно, чтобы при этом содержание класса+150 мк не превышало 20%. Действующий на фабрике режим измельчения дает до 30—35% класса+150 мк, что приводит к значительным потерям металлов в отвальных хвостах со сротками.

Статистическая обработка фабричных данных позволяет оценить величину этих потерь. Каждый 1% снижения содержания класса—75 мк против номинального помола 55% — 74 мк приводит к потере 0,7% извлечения сульфидных форм молибдена и меди. Поэтому совершенствование схемы измельчения является для Каджаранского комбината первоочередной задачей. Эта задача рассмотрена в специальной статье [3].

Большую роль в технологическом процессе играют так называемые первичные шламы. На ошламованность Каджаранской руды обратила внимание в 1946 г. Е. В. Данилова, которая предложила схему разделения песков и шламов после измельчения с разделенной флотацией обоих продуктов. И. Н. Шоршер в 1960 г. отмечал, что наличие шламов не позволяет поднять плотность пульпы на флотации более 30%, т. к. это ухудшает показатели обогащения.

Однако, более верное понимание роли шламов последовало из наших исследований, которые выявили весьма отрицательную роль тонкодисперсных первичных шламов, тогда как вторичные шламы, образованные измельчением порообразующих минералов (полевых шпатов), не оказывают столь вредного влияния на флотацию.

Под первичными шламами нами понимаются глинистые образования, легко диспергирующиеся при мокром измельчении руды и механическом перемешивании пульпы.

Преимущественное место в составе первичных шламов занимает каолинит; гидрослюды, серицит и хлорит имеют под-

чиненное значение. Первичные шламы образуют устойчивую глинистую суспензию, особенно при обработке пульпы флотационными реагентами. Это приводит к большим затруднениям при классификации рудных пульп, флотации, сгущении и фильтрации концентратов.

Так как каолинит образует псевдоморфозы по плагиоклазу, то для выделения первичных шламов необходимо достаточно полное вскрытие сростков породообразующих минералов.

Шламы смешанных и окисленных руд, наряду с каолинитом, содержат большое количество лимонита. Эти шламы содержат окисленные формы молибдена и частью—меди. Поэтому, задача выделения первичных шламов перед измельчением и флотацией встала со всей серьезностью при разработке схемы обогащения смешанного типа руд [4].

Возможность некоторого облагораживания сульфидами песковой части руды путем вывода лимонитсодержащих первичных шламов показана С. Г. Вртанесяном на нескольких примерах обесшламливания разновидностей руд Каджаранского месторождения [5].

Так как окисленные формы молибдена и «упорная» медь практически не флотируются и их значительные количества сосредоточены в первичных шламах, то, естественно, для смешанного типа руды требуется разработка более сложной схемы, чем для сульфидного, с использованием, наряду с флотацией, целого комплекса способов переработки первичных шламов и других промежуточных продуктов обогащения.

Основой для положительного решения задачи обогащения всех промышленных типов руд Каджаранского месторождения служит экспериментально доказанное нами положение, что наличие окисленных форм металлов не оказывает заметного влияния на извлечение сульфидов флотацией.

Отсюда вытекают две практические задачи:

- 1) повышение извлечения сульфидных форм молибдена и меди, путем совершенствования действующей на фабрике схемы флотации сульфидного типа руды;

- 2) разработка новой схемы извлечения окисленных форм металлов с целью вовлечения в промышленную эксплуатацию смешанных руд со степенью окисления молибдена более 12%.

В основу наших рекомендаций по технологии обогащения сульфидного типа руды положены те узлы действующей схемы, которые оправданы опытом работы фабрики. Целесообразные изменения внесены, главным образом, в цикл коллективной флотации.

Рекомендуемая схема представлена на рис. 1.

На основании наших исследований предусмотрено проведение основной флотации руды при более грубом помоле, порядка 55%—74 мк, вместо 60—65% по проекту Механобра.

Это в свою очередь обусловило ряд особенностей рекомендуемой схемы в цикле коллективной флотации, а именно:

1) введение контрольной классификации слива гидроциклонов II стадии измельчения для снижения содержания в готовом материале класса +150 микрон до 20—25%;

2) классификация и доизмельчение пенного продукта основной флотации до 75%—74 мк для достаточно полного вскрытия рудных зерен и предотвращения потерь металлов в отвальных хвостах флотации за счет сrostков;

3) с этой же целью организована отдельная операция флотации заворотных промпродуктов коллективного цикла: хвостов I перечистки и пенного продукта контрольной флотации. Получаемый пенный продукт направляется в доизмельчение вместе с пенным продуктом основной флотации, а хвосты направляются в основную флотацию;

4) для получения высокопроцентного медного концентрата предусмотрена трехкратная перечистка пенного продукта основной флотации. Лабораторные исследования фабричной пульпы показали возможность повышения содержания меди в коллективном концентрате до 19%, без снижения извлечения по отношению к действующей на фабрике технологии.

Для повышения содержания меди в медном концентрате по проекту Механобра предусмотрено получение медного концентрата флотационным путем после селекцин.

Идея флотационного получения медного концентрата после разделения молибдена с помощью избирательно действу-

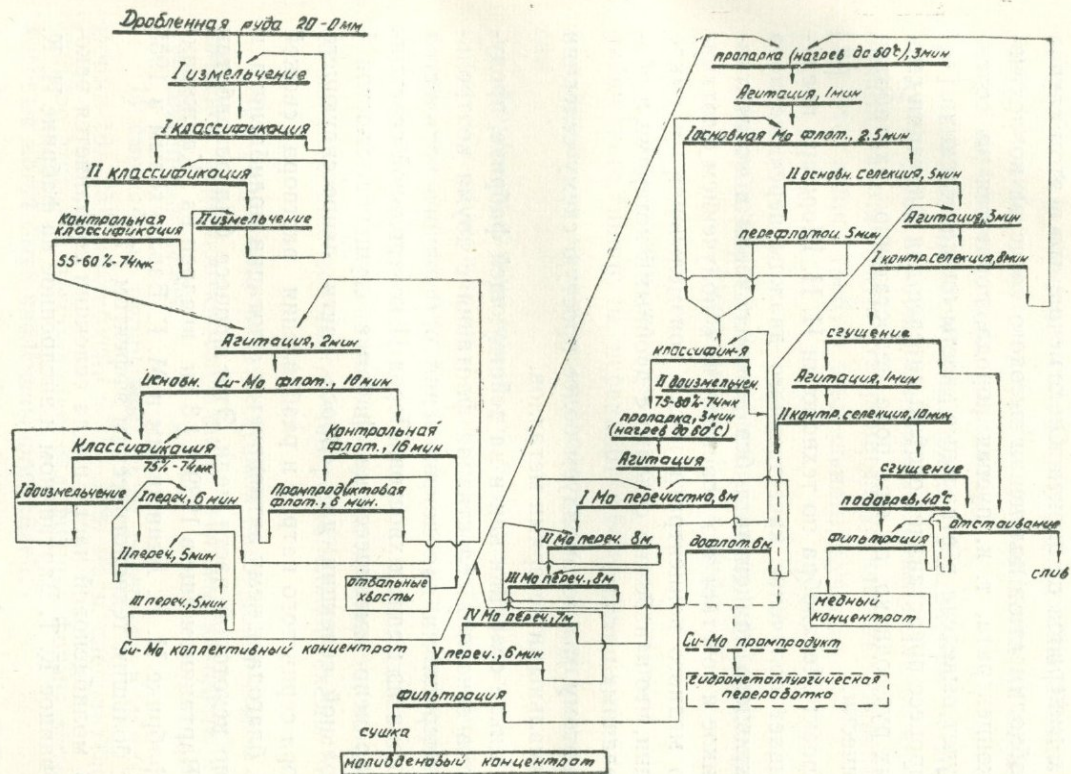


Рис. 1

Рис. 1. Рекомендуемая схема для обогащения рядовой сульфидной руды Каджаранского месторождения (степень окисления молибдена 6%, меди 17%).

ющего депрессора—сернистого натрия, впервые разработана К. Т. Вартамяном (авторское свидетельство № 64346, опубликовано 28/II—1945 г.)*. К. Т. Вартамян считал целесообразным применение этого процесса в случае необходимости отделения медных минералов от пирита. Он отмечал, что в этом случае нет необходимости в получении высокого качества коллективного концентрата, т. к. пустая порода, попавшая на селекцию будет выведена в отвальные хвосты цикла селекции [6]. Этот процесс представляет особый интерес для флотации смешанных руд, однако, он еще пока недостаточно разработан практически.

Проект Механобра по технологии И. Н. Шоршера предусматривает получение качественного дважды перечищенного коллективного концентрата без доизмельчения в коллективном цикле и сочетает это мероприятие с получением флотационного медного концентрата после доизмельчения в цикле селекции, что неизбежно связано с двойными потерями в обоих указанных циклах.

Поэтому, мы рекомендуем более простую схему селекции с минимальными потерями металлов.

В цикле селекции как и на действующей фабрике, предусмотрена основная селективная флотация с двумя контрольными операциями для доизвлечения остаточного количества молибдена из медных хвостов. Перед II контрольной селекцией сохранено имеющееся на фабрике сгущение хвостов I контрольной селекции для сброса части депрессирующего раствора сернистого натрия и разбавления раствора свежей водой, благодаря чему активизируется флотация молибденита и попутно некоторой части меди. Этот процесс был разработан К. Т. Вартамяном еще в 1939 г. [6] и внедрен на Каджаранской фабрике И. К. Акиншиным и М. Г. Барлауховым в 1955 году с большим технологическим эффектом [7].

В молибденовой части цикла селекции сохраняется рекомендованное К. Т. Вартамяном и внедренное на фабрике И. К.

* Следует отметить, что способ разделения молибдена и меди с помощью сернистого натрия был разработан К. Т. Вартамяном и Н. Г. Гомелари в 1935 г. (Авторское свидетельство № 48010 от 31/VIII—1935 г.).

Акиншиным и М. Г. Барлауховым доизмельчение черного молибденового концентрата. Вскрытые при этом медные минералы и зерна пустой породы переходят в хвосты I молибденовой перечистки и после так называемой дофлотации направляются в основную селективную флотацию. Пенный продукт I молибденовой перечистки направляется на четыре последующих перечистных операции.

На основании поисковых работ Механобра и НИГМИ предусмотрена возможность вывода промпродуктов цикла селекции на отдельную гидрометаллургическую переработку [8]. Этот вопрос требует тщательного изучения.

РАЗРАБОТКА СХЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СМЕШАННОГО ТИПА РУДЫ

В соответствии со спецификой вещественного состава смешанного типа руды, переработка ее требует комбинированных процессов механического обогащения и гидрометаллургии.

Комбинирование процессов успешно применено к переработке руд, содержащих окисленный молибден в форме повелита. Что касается руд такого типа, как руды Каджаранского и Сорского месторождений, в которых преобладающая часть окисленного молибдена ассоциирует с лимонитом, то для них до сих пор еще нет достаточно рентабельной схемы переработки [9].

При разработке рекомендуемой нами новой схемы комплексной переработки смешанных руд мы исходили из следующих предпосылок:

1) смешанные балансовые руды содержат в окисленной форме 15—25% молибдена и 25—35% меди, следовательно, в составе этих руд преобладают сульфидные формы металлов, которые могут быть извлечены флотацией;

2) первичные шламы этих руд отрицательно влияют на процесс обогащения, и поэтому, целесообразен вывод первичного шламового продукта перед флотацией;

3) первичный шламовый продукт содержит, наряду с окисленными формами металлов, также и сульфиды; по содержанию сульфидов шламы не являются отвальным продуктом, а благодаря концентрации каолинита приобретают интерес, как сырье для производства глинозема*.

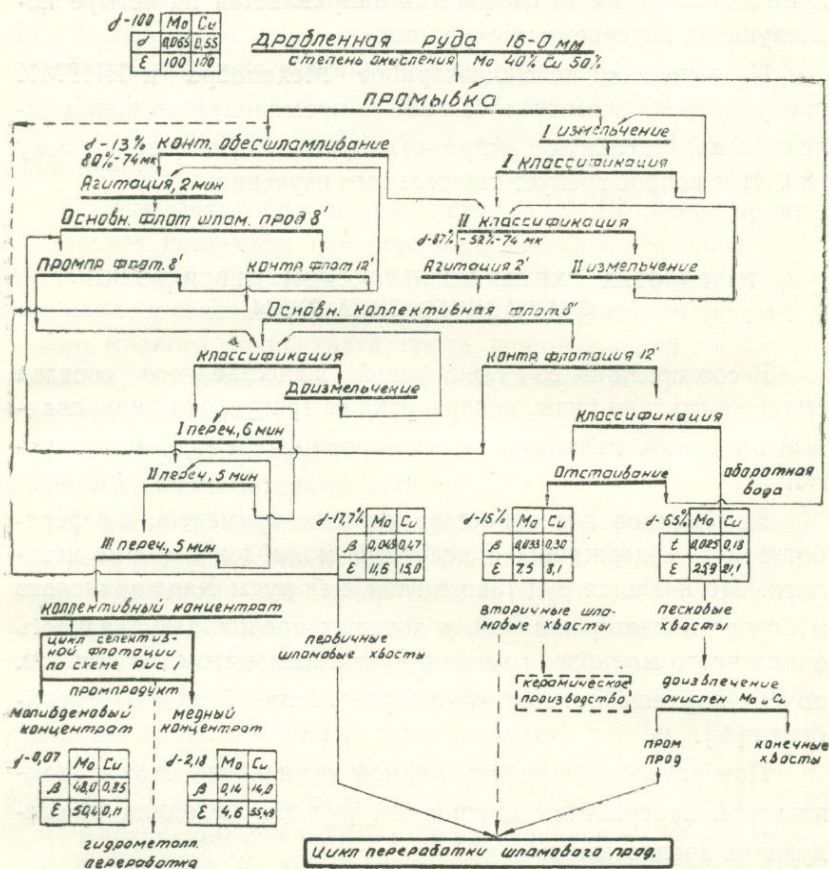


Рис. 2. Рекомендуемая схема переработки смешанных руд Каджаранского месторождения (степень окисления молибдена 40%, меди 50%).

Рекомендуемая схема представлена на рис. 2. Там же указаны ожидаемые показатели обогащения для частного случая смешанной руды с высокой степенью окисления.

* Предлагаемая схема разработана совместно с С. Г. Вртанесяном [5, 10].

В голове процесса предусмотрена промывка дробленой руды с выводом первичных шламов, дальнейшим измельчением зернистой части руды (песков) и отдельной переработкой шламов и песков.

Схема коллективной флотации песков сохраняет основные черты рассмотренной выше схемы обогащения сульфидной руды. Промпродуктовая флотация песковой части совмещена с контрольной флотацией первичного шламового продукта. Это сделано с целью вывода присутствующих в промпродуктах шламов в цикл переработки первичного шламового продукта.

В цикле селективной флотации рекомендуемая схема полностью повторяет схему обогащения сульфидной руды.

Предусматривается возможность обесшламливания хвостов песковой флотации с целью направления вторичных шламов, содержащих окисленные формы металлов и глинозем, в цикл переработки первичных шламов*. Это будет благоприятствовать быстрому осаждению песковых хвостов и использованию оборотной воды из хвостохранилища.

Первичные шламы (или в случае обесшламливания песковых хвостов—объединенный шламовый продукт) направляется на дальнейшую переработку по особой схеме [10]. Для извлечения металлов, в этой схеме предусматривается обжиг шламов с хлористым натрием, переработка возгонов и выщелачивание огарка с последующим химическим обогащением глиноземсодержащего кека в автоклавах и получением глинозема и других побочных продуктов.

Предлагаемая схема исследована в лабораторном масштабе по отдельным узлам. Процесс обжига с хлористым натрием, используемый не только для извлечения металлов, но и для алкализации огарка требует детального исследования. В части химического обогащения глиноземсодержащего кека имеется аналогия с производством глинозема из нефелиновых сиенитов по способу М. Г. Манвеляна.

* По данным С. Г. Вртанесяна, в зависимости от граничного зерна классификации, содержащие глинозема в первичных шламах достигает 25%.

Следует отметить, что принципиально возможна единая технология обогащения для сульфидного и смешанного типов руд на основе обесшламливания и отдельной переработки песков и шламов. Как указывалось выше, первичные шламы, содержащие глинозем, присутствуют в обоих типах руд.

Мы не включили узла обесшламливания в рекомендуемую схему флотации сульфидной руды с целью возможности осуществления этой схемы на действующей фабрике без переделок схемы цепи аппаратов. Схема обогащения сульфидной руды может рассматриваться как частный случай более общей и сложной схемы переработки смешанной руды.

Для получения конечных показателей обогащения смешанной руды в непрерывном процессе требуются полупромышленные испытания. Так как извлечение окисленных форм молибдена и меди по этой схеме не превышает 50%, то требуется разработка рентабельных способов извлечения их из песковых хвостов флотации.

ЛИТЕРАТУРА

1. Луценко В. И., Данелян А. Н. Геолого-технологическая типизация руд Каджаранского месторождения. В настоящем сборнике.
2. Луценко В. И. Учет работы Каджаранской обогатительной фабрики по сульфидному молибдену. «Промышленность Армении», № 3, 1962 г.
3. Рабинович М. П., Вишневский Э. В., Луценко В. И., Раганян А. А. О распределении нагрузки между мельницами при двухстадиальном измельчении руды. «Цветные металлы» № 3, 1966 г.
4. Луценко В. И., Вртанесян С. Г. Обоснование схемы комплексной переработки смешанных медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения. Цветные металлы № 4, 1964 г.
5. Вртанесян С. Г. Обесшламливание, как этап предварительного обогащения медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения. «Промышленность Армении» № 1, 1966 г.
6. Вартамян К. Т. Развитие метода селективной флотации молибденово-медных руд на примере исследования руд Каджарана, Парагачая и Дастакерта. Кандидатская диссертация, ВИМС, Москва, 1954 г.
7. Акиншин М. К., Файнштейн. Некоторые пути использования резервов в области обогащения руд. «Цветные металлы» № 1, 1956 г.

8. Айрапетян Г. М., Гукасян Ж. О возможностях сокращения потерь молибдена и редких металлов с медным концентратом на Каджаранской обогатительной фабрике. «Промышленность Армении» № 8, 1965 г.
9. Сборник «Технология извлечения окисленного молибдена из руд». Бюро информации Министерства цветной металлургии, 1958 г.
10. Вртанесян С. Г., Луценко В. И., Раганиян А. А. Вовлечь в комплексную переработку смешанные руды Каджарана. «Промышленность Армении» № 6, 1964 г.

Г. М. АЙРАПЕТЯН, М. А. МУБАЯДЖЯН, Ж. К. ГУКАСЯН
НИГМИ

УЛАВЛИВАНИЕ ВОЗГОНОВ РЕНИЯ ПРИ ОБЖИГЕ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

В настоящее время основными источниками получения рения являются молибденовые, медные концентраты и продукты их переработки. Независимо от способа переработки концентраты подвергаются окислительному обжигу.

В процессе окислительного обжига молибденитовых концентратов при 550—600°C в избытке воздуха происходит образование семиоксида рения. Последняя, ввиду высокой упругости ее паров, возгоняется и уносится вместе с обжиговыми газами. Несмотря на высокую летучесть семиоксида рения, переход рения в газовую фазу при обжиге молибденитовых концентратов в муфельных и трубчатых печах составляет 50—65%; при обжиге в печи кипящего слоя обеспечивается наиболее полный возгон рения, достигающий 96%.

До настоящего времени на отечественных предприятиях извлечение рения осуществляется из пылей, уносимых с обжиговыми газами молибденового производства. Переработка этих пылей обеспечивает извлечение рения на 25—30% от общего его содержания в перерабатываемом концентрате.

Из разработанных систем улавливания сравнительно эффективными оказались системы со следующим аппаратным оформлением: пенный аппарат, барботажный аппарат, мокрый электрофильтр, пенный аппарат в сочетании с мокрым электрофильтром, барботажный аппарат в сочетании с мокрым электрофильтром.

Однако промышленные испытания перечисленных систем улавливания показали, что они имеют серьезные недостатки и

в каждом отдельном случае дают неудовлетворительные показатели по извлечению рения из газов.

Разработанный в НИГМИ способ улавливания рения из отходящих газов при обжиге молибденитовых концентратов прост, эффективен в техническом отношении и аппаратурном оформлении.

Суть способа заключается в том, что в газовый поток подается 95—96° водяной пар. Последний снижает температуру газов до 90—92° и имеет развитую поверхность жидкости, при которой находящийся в газах рений в виде семиоксида конденсируется с образованием тонкодисперсной взвеси, частички которой в свою очередь служат центрами для конденсации на них водяного пара, в результате чего образуются более тяжелые частички, которые стекают в виде конденсата.

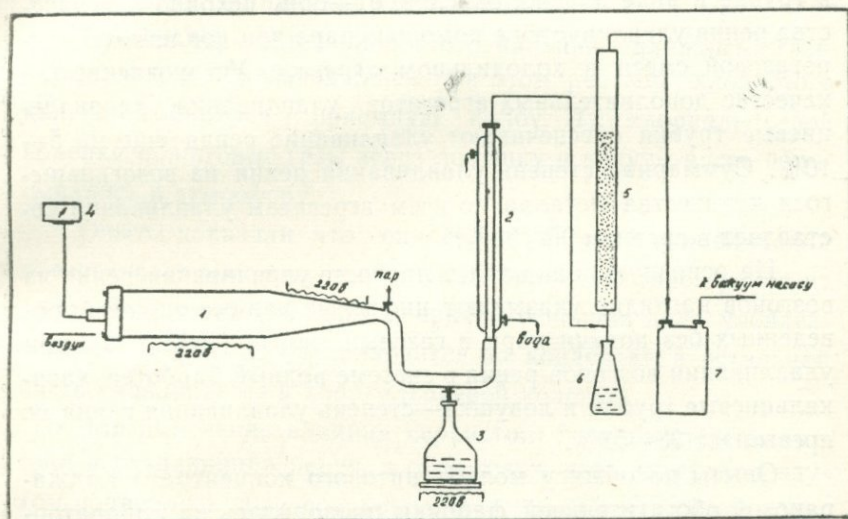


Рис. 1. Приблизительная схема улавливания возгонов рения из обжиговых газов:

1—обжиговая печь; 2—холодильник Либиха; 3—приемник конденсата; 4—МПП—254; 5—хлоркальцевая колонка; 6—приемник; 7—ловушка.

Первоначальные опыты по улавливанию рения из возгонов проводились на чистом металлическом рении, полученном в лабораторных условиях электролизом солей рения.

Возгонка металлического рения (100, 200, 300 мг) проводилась в трубчатой печи типа Марс при 500—550° в течение 1—1,5 ч, с подсосом воздуха со скоростью 1—1,5 м/сек. В проходящие через газоход возгоны рения подавался водяной пар. Образовавшаяся парогазовая смесь конденсировалась в холодильнике Либиха, снабженном сборником для конденсата. Охлажденные до 25—30° газы вместе с несконденсировавшимися парами воды и возгонами рения пропускались через две колонки с хлористым кальцием, в которых происходило дополнительное улавливание влаги и возгонов рения из газов, а осушенные газы через ловушку и вакуум-насос сбрасывались в атмосферу. Полученные конденсат и растворы от промывки колонок с CaCl_2 анализировались на рений.

Как показали анализы, около 7% рения конденсировалось в трубке в виде низших окислов. 81—85% исходного количества рения улавливается с помощью пара при конденсации парогазовой смеси в холодильном агрегате. Установленные в качестве дополнительных агрегатов улавливания хлоркальциевые трубки обеспечивают улавливание рения еще на 5—10%. Суммарная степень улавливания рения из возгонавшегося количества металла по всем агрегатам улавливания составляет в среднем 90—95%.

На основную роль пара в процессе улавливания рения из возгонов наглядно указывают цифровые данные опытов, проведенных без подачи пара в газовый поток (№№ 4, 6): при улавливании возгонов рения в системе водный барботер, хлоркальциевые трубки и ловушка—степень улавливания рения не превышает 38—53%.

Опыты по обжигу молибденитового концентрата Каджаранской обогатительной фабрики проводились на лабораторной установке (рис. 1).

Исходный концентрат имел следующий состав (табл. 1).

Таблица 1

С о д е р ж а н и е, %										
Mo	So ₆	Ca	Fe	SiO ₂	Cu	Mg	Al ₂ O ₃	Re	Se	Te
49,0	34,5	1,9	1,9	7,12	1,1	0,12	0,46	0,0236	0,05	0,014

На лабораторной обжиговой печи были выведены такие параметры процесса обжига, которые обеспечивали возгонения не ниже 85%. Режим работы печи: продолжительность обжига—2,5—3 ч, температура обжига—550—600°, толщина слоя концентрата в лодочке—10—12 мм. Обжиговые газы при 350—400° поступали в U-образный газоход, куда подавался влажный пар в 95—96°. Образовавшаяся парогазовая смесь при 85—90° поступала в стеклянный холодильник Либиха. Сконденсировавшиеся пары из холодильника стекали в U-образную трубку, а оттуда в приемник, который одновременно является и испарителем.

Несконденсировавшиеся пары воды вместе с газами далее поступали в хлоркальциевую колонку, высотой 900 мм и диаметром 45 мм, по принципу противотока.

Пройдя через слой хлористого кальция, влажные газы осушались, а образовавшийся при этом раствор хлористого кальция собирался в приемную колбу. Из хлоркальциевой колонки обжиговые газы через ловушку и вакуум-насос сбрасывались в атмосферу.

Опыты показали, что описанная система улавливания обеспечивает высокую степень улавливания возгонов рения из обжиговых газов (90—95%), причем основная доля уловленного рения (70—80%) приходится на конденсат, а остальная часть улавливается в хлоркальциевой колонке.

Для выяснения влияния сернистого газа на степень возгона и улавливания рения, в обжиговую печь вместе с воздухом подавалось определенное количество SO_2 из газового баллона с таким расчетом, чтобы в отходящих газах содержание его составило 4—6%. При этих условиях наблюдается значительное понижение степени возгонки рения (на 5—10%), что объясняется восстановительными свойствами сернистого ангидрида. Однако следует отметить, что на процесс улавливания возгонов рения из газов сернистый ангидрид существенного влияния не оказывает, если не учитывать значительного повышения кислотности полученного конденсата.

ВЫВОДЫ

1. Предложенный метод улавливания рения, основанный на конденсации парогазовой смеси, полученной на выходе обжиговых газов из печи при лабораторных опытах дает положительные результаты.

Возможность удовлетворительного улавливания возгонов рения с помощью пара подтвердилась опытами как с чистым металлическим рением, так и при работе на молибденовых концентратах.

2. Степень улавливания рения из возгонов при работе с чистым металлическим рением составляла 90—95%.

3. Степень улавливания рения из возгонов при обжиге молибденитовых концентратов при аналогичных условиях составляет 86—93%.

Следует отметить, что вышеприведенные данные являются результатом лабораторных исследований, и они будут окончательно проверены на полупромышленной установке, пуск которой намечен на заводе «Победит».

ЛИТЕРАТУРА

1. Зеликман А. Н., Бибикина В. И. и др. Рений (Труды Всесоюзного совещания по проблеме рения 26—27 мая 1958 г., Москва). Изд. АН СССР, Москва, 1961.
2. Диев В. И., Смирнов В. И. «Цветные металлы», 1964, № 3.
3. Савраев В. П., Самков Е. А. «Цветные металлы», 1960, № 12.
4. Друзе И. Рений. Изд. иностранной литературы, 1951.

-В. Ф. ЗАХАРОВ, О. П. БЕРЕЗКИН, Э. А. КОЧЕТКОВА
Сибцветметнишпроект

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕНИЯ ИЗ СОРСКИХ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Содержание рения в сорских молибденовых концентратах составляет 0,004—0,006%, достигая в отдельных образцах 0,009%, что в 3—15 раз меньше, чем в молибденовых концентратах других месторождений. Однако при большой производительности Сорской фабрики попутное извлечение рения из молибденовых концентратов при их обжиге представляет практический интерес.

При проведении химического анализа отдельных минералов руды Сорского месторождения на содержание рения определено, что рений присутствует только в молибдените.

Отношение молибдена к рению как в руде, так и во всех продуктах обогащения равно 10.000—12.000:1. Это также говорит в пользу предположения о связи рения с молибденом. По-видимому, рений изоморфно связан с молибденом как в сульфатной, так и в окисленной формах. Для определения устойчивости связи рения с молибденитом были поставлены опыты по выщелачиванию рения из молибденового концентрата в щелочных и кислых средах.

Легко окисляющийся рений составляет всего 10% от общего количества; трудно окисляющийся рений, входящий, по всей вероятности в кристаллическую решетку молибденита (или образующий сложные минералы с другими металлами) — 90% от общего количества.

А. П. Зеликманом проводились опыты по обжигу сорских молибденовых концентратов в печах кипящего слоя; рений

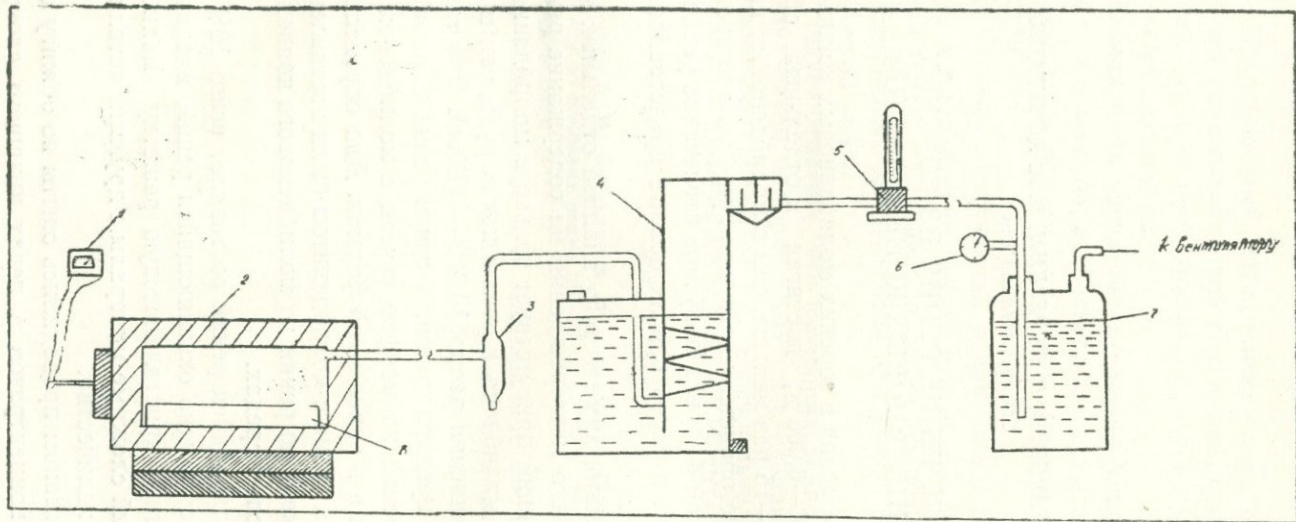


Рис. 1. Схема установки для окислительного обжига:
 1—гальванометр; 2—муфельная печь; 3—циклон; 4—барботер; 5—ротаметр;
 6—вакуумметр; 7—поглотитель; 8—ванночка с концентратом.

при этом возгонялся в газовую фазу до 95%, но барботером улавливалось только 20,7% рения, пылеунос достигал 65—75%.

Обжиг молибденовых концентратов* в институте Сибцветметниипроект проведен в подовых печах (рис. 1 и 2), с улав-

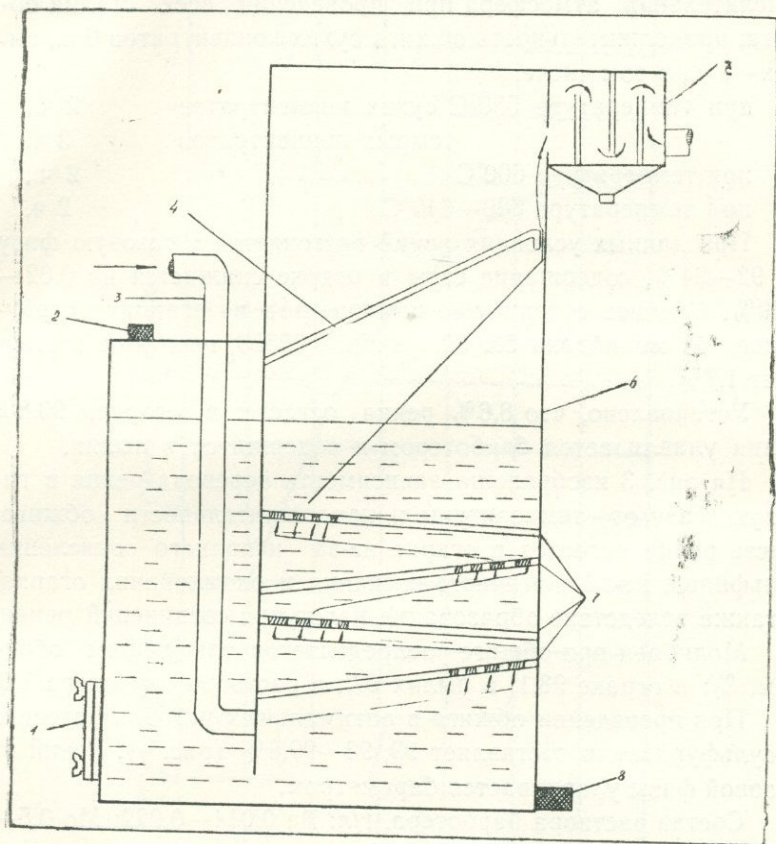


Рис. 2. Барботер:

1—люк для очистки камеры; 2—заливной патрубок; 3—газоотходная труба; 4—отбойный козырек; 5—гидроловушка; 6—корпус барботера; 7—распределительные решетки; 8—сливной патрубок.

ливанием рения из газовой фазы барботером и экстракцией из барботажных растворов органическими экстрагентами.

* Как сухих концентратов (влажность 4%), так и сырых концентратов (влажность 18—20%).

Для проведения окислительного обжига использован концентрат состава, %: Мо общ. 52, Мо окисл. 0,35, Cu 1,01, Fe 1,5, S 36, SiO₂ 7,16, Al₂O₃ 1,05, CaO 0,2, Re 50 г/т.

Оптимальные условия окислительного обжига: перемешивание через каждые 15 мин, расход воздуха 8—10 л/мин; окислительная атмосфера при проведении всех стадий обжига; продолжительность обжига сухих концентратов 6 ч., сырых—7 ч., в том числе:

при температуре 550°C сухих концентратов	2 ч.,
сырых концентратов	3 ч.
при температуре 600°C	2 ч.,
при температуре 630—640°C	2 ч.

При данных условиях рений возгоняется в газовую фазу на 92—94%, содержание серы в огарке снижается до 0,02—0,09%. Среднее содержание компонентов в огарках следующее, %: молибдена 53, 30, рения, 0,00050, пылеунос составляет 1,7%.

Установлено, что 8,6% рения остается в огарке, 90,8% рения улавливается барботером и содержится в пылях.

На рис. 3 изображена зависимость перевода рения в газовую фазу от температуры и продолжительности обжига. Часть рения остается в огарке из-за неполного окисления сульфидов, из-за частичного спекания и окомкования огарка, а также вследствие образования нелетучих соединений рения.

Молибден при обжиге распределяется следующим образом, %: в огарке 98,1, в пылях 0,3, в растворе барботера 1,6.

При проведении обжига в оптимальных условиях степень десульфуризации составляет 99, 93—99,8% (рис. 4). Рений из газовой фазы улавливается барботером.

Состав раствора барботера, г/л: Re 0,014—0,022; Мо 0,5—2,5; Cu 0,004; Fe 0,012; H₂SO₄ 14,6.

Выделение рения из растворов барботера предлагается экстракционным методом. Конструкция барботера отличается от разработанного институтом Гинцветмет тем, что обеспечен более длительный контакт газовой фазы с водой.

Для экстракции рения из барботажных растворов применены ацетон* и трибутилфосфат. Рений может селективно

* Предложено Л. М. Гиндиным.

экстрагироваться ацетоном (диметилкетон— $\text{CH}_3\text{—CO—CH}_3$) с отделением его от молибдена из щелочных сред.

При изменении исходной концентрации рения в растворе 1—5 г/л извлечение рения в органическую фазу не зависит от

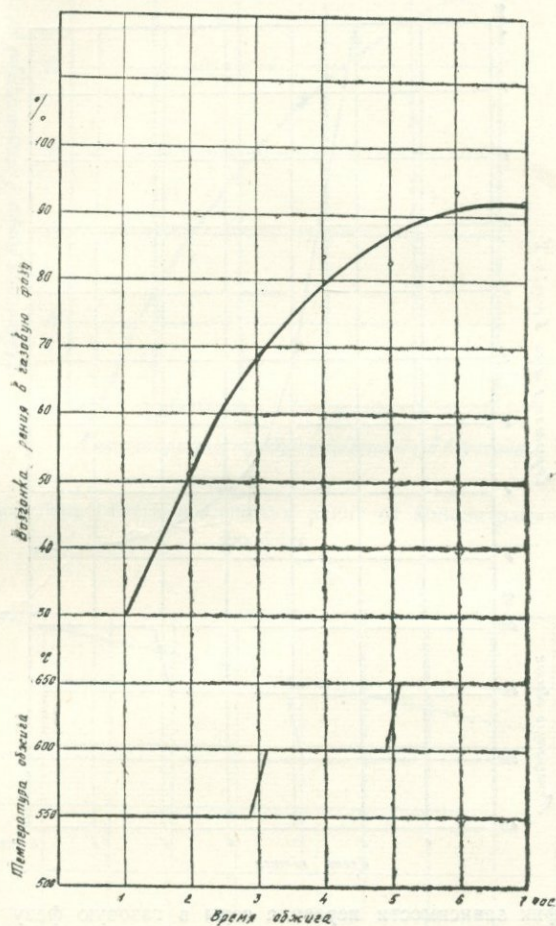


Рис. 3. График зависимости перевода рения в газовую фазу от температуры и продолжительности обжига.

содержания рения в исходном растворе и составляет 97—98% (за одну ступень экстракции). При изменении концентрации молибдена в исходном растворе 1—100 г/л, извлечение в органическую фазу составляет лишь 0,0001—0,0002%.

Для получения сухой соли рения ацетон отгоняется, улавливается и используется для последующих операций экстрагирования. Сухой остаток соединений рения воздействием щелочей или аммиака переводится в одну из солей рения.

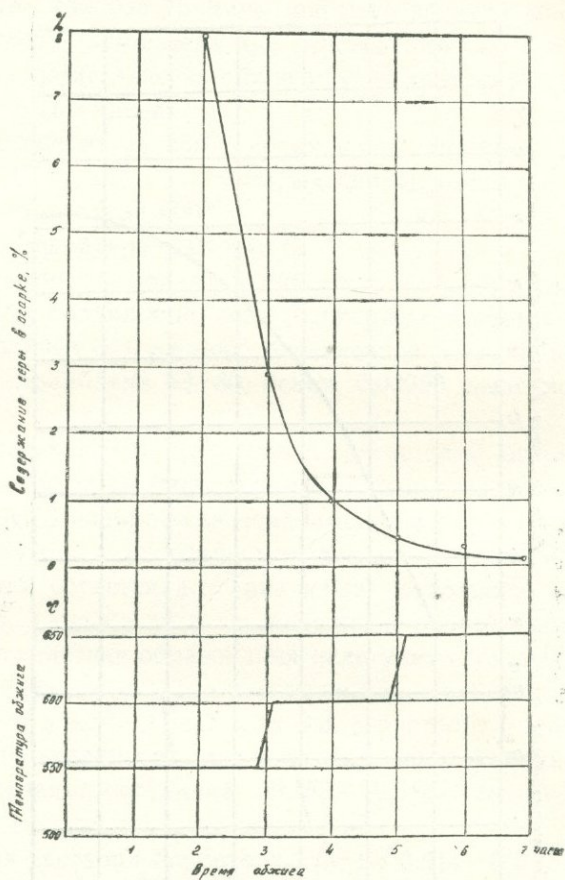


Рис. 4. График зависимости перевода серы в газовую фазу от температуры и продолжительности обжига.

Коэффициенты распределения составляют: для рения 39,0, для молибдена 0,00016, коэффициент разделения $B^{Re}/Mo=23000$.

В оптимальных условиях поставлен опыт по экстракционному извлечению рения и отделению его от молибдена из бар-

ботажных растворов, полученных при окислительном обжиге сорских молибденовых концентратов.

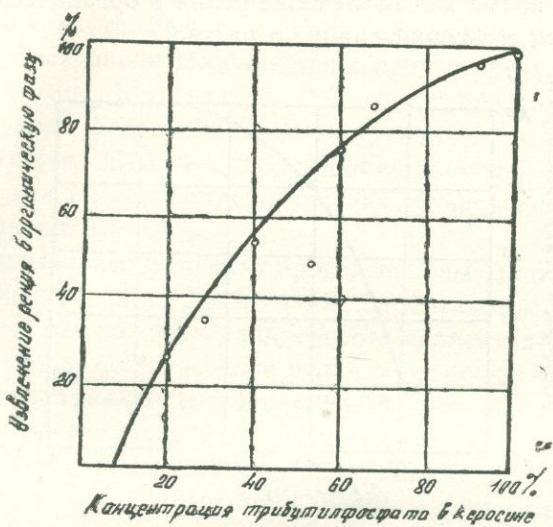


Рис. 5. График зависимости извлечения рения от концентрации трибутилфосфата.

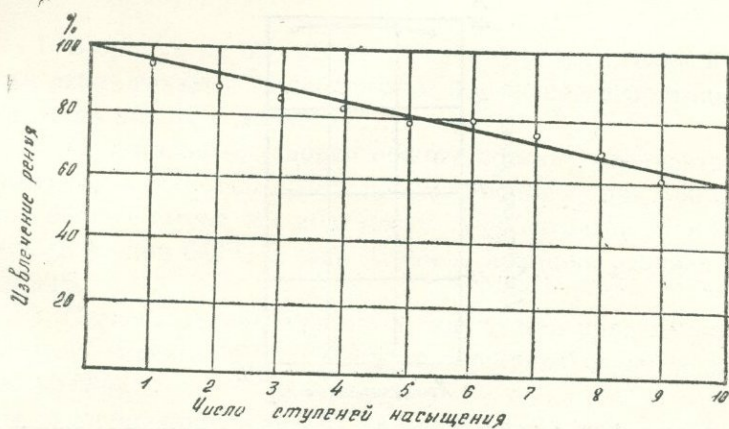


Рис. 6. График определения оптимального отношения органической и водной фаз.

Опыты применения трибутилфосфата для экстракции рения из кислых сред (рис. 5, 6, 7, 8) показали, что при повы-

шении концентрации молибдена в исходном растворе с 1 до 15 г/л извлечение его в органическую фазу возрастает от 4 до 66,5%, в то время как извлечение рения в органическую фазу не зависит от его концентрации в растворе.

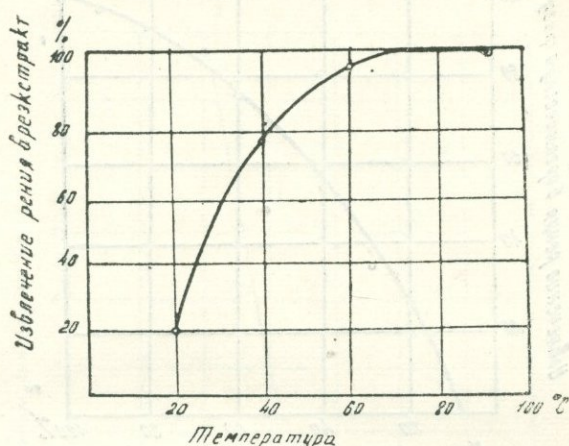


Рис. 7. График зависимости извлечения рения при регистрации от температуры.

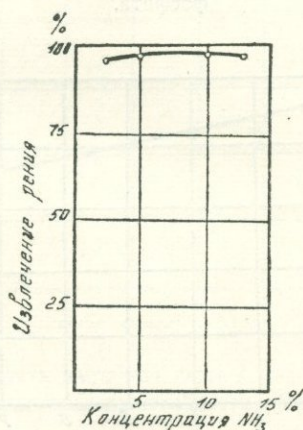


Рис. 8. График зависимости извлечения рения от концентрации аммиака в резжстргент.

Следовательно, при извлечении рения и молибдена из производственных растворов трибутилфосфатом будут происходить значительные колебания по переходу молибдена в ор-

ганическую фазу в зависимости от его содержания в исходном растворе.

Установлены следующие условия экстракции рения из растворов трибутилфосфатом: применяется 90% раствор его в керосине, экстракция выполняется в одну ступень, время экстракции 20 мин, температура 20°C, отношение органическая фаза: вводная фаза=1:5+10. Реэкстракция производится 2—2,5% раствором NH_4OH в две стадии со временем контакта по 30 минут каждая при температуре 60°C. Общее извлечение рения составляет 90—95%.

В оптимальных условиях проведены опыты по экстракции рения и молибдена из технических барботажных растворов, полученных при обжиге молибденового концентрата в лабораторных условиях. Извлечение рения в органическую фазу за I стадию экстракции составило 91,0%, молибдена—20%; за три стадии реэкстракции из органической фазы извлечено 89,5% рения. При отношении органической фазы к водной фазе, равном 1:5, концентрация рения в растворах повышается в 5—6 раз.

ВЫВОДЫ

1. В продуктах обогащения Сорской обогатительной фабрики рений связан с молибденитом и в процессе флотации извлекается вместе с молибденом.
2. Оптимальные условия обжига сорских концентратов: температура 550—600—640°C; время обжига при 550°C 2 ч. (при обжиге сырых молибденовых концентратов 3 ч.); при 600°C 2 ч., при 640°C 2 часа. Степень возгонки рения в среднем 92%.
3. Степень десульфуризации огарка при проведении ступенчатого обжига 99,93—99,8%; содержание серы в огарке 0,02—0,08%.
4. Улавливание рения из газовой фазы барботером, разработанным в институте, 97%.
5. Условиями экстракции рения из растворов трибутилфосфатом являются: 90% раствор трибутилфосфата в керосине в одну ступень, время 20 мин, температура 20°C, отношение «органическая фаза»=1:5+10. Реэкстракция проводится

2—2,5% раствором NH_4OH в две стадии со временем контакта по 30 мин каждая при 60°C . Общее извлечение рения—90—95%.

6. В сильнощелочных средах (280 г/л по NaOH) рений ацетоном селективно отделяется от молибдена с коэффициентом разделения $V^{\text{Re}}/V^{\text{Mo}}$ равного 23000. Степень экстракции рения 97—98% за одну ступень.

7. Предлагается следующая принципиальная технологическая схема извлечения рения из сорских молибденовых концентратов: окислительный обжиг концентратов в подовых печах при $550\text{—}640^\circ\text{C}$ в течение 6 ч.; улавливание пыли в циклонах с возвращением ее на обжиг; улавливание семиоксида рения в барботерах конструкции института Сибцветметниипрокт; экстракция рения из барботажных растворов.

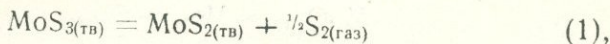
ЛИТЕРАТУРА

1. Лебедев К. Б. Рений. Металлургиздат, 1960.
2. Рений. Труды Всесоюзного совещания по проблеме рения (26—27 мая 1958 г.). Изд. АН СССР, Москва, 1961.
3. Зеликман А. Н., Бибикова В. И., Петров В. М. «Цветные металлы», 1958, № 11.
4. Труды комиссии по мирному использованию атомной энергии. Том 7, Госатомиздат, Москва, 1956.
5. Кузнецов В. И. «Успехи химии», т. XXIII, вып. 6, 1954.

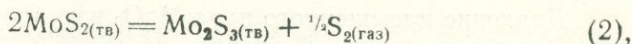
А. А. БАБАДЖАН, В. М. ЖУКОВСКИЙ, Н. Т. ГРЕКОВА
Институт Унипромедь

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПОВЕДЕНИЯ МОЛИБДЕНА В ПРОЦЕССЕ ПИРОСЕЛЕКЦИИ

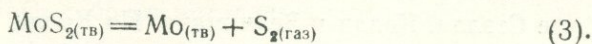
В рудных концентратах молибден может существовать либо в виде сульфидов, либо в виде окислов. В системе молибден—сера известны следующие соединения: MoS_3 , MoS_2 и Mo_2S_3 [4], причем наиболее устойчивым является дисульфид молибдена. Рассмотрение величин изобарно-изотермических потенциалов реакций термического разложения сульфидов молибдена на первом этапе процесса пироселекции подтверждает это:



$$\Delta Z_{(1)} = -14640 - 26, 1 \text{ т},$$



$$\Delta Z_{(2)}^\circ = 96180 - 21,4 \text{ т},$$



$$\Delta Z_{(3)}^\circ = 122340 - 44,33 \text{ т}.$$

По данным Зеликмана и Крейн [5], MoS_2 может заметно диссоциировать при температурах выше 1300°C с образованием низшего сульфида Mo_2S_3 .

Экспериментально определенная летучесть дисульфида молибдена в интервале температур $1250\text{—}1405^\circ\text{C}$ описывается уравнением

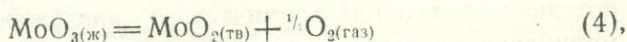
$$\lg P_{\text{мм}} = - \frac{16624}{T} + 8,81,$$

ΔH сублимации составляет $76,05 \frac{\text{ккал}}{\text{моль}}$,

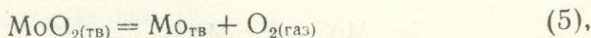
ΔS сублимации $27,12 \frac{\text{кал}}{\text{моль град}}$ [6]

Анализ последнего уравнения показывает, что летучесть дисульфида молибдена при температурах процесса пироселекции является невысокой и не может обеспечить удовлетворительную отгонку молибдена в товарные пыли.

Хорошо охарактеризованными кислородными соединениями молибдена в конденсированных фазах являются двуокись молибдена (MoO_2) и трехокись (MoO_3). Между этими соединениями на фазовой диаграмме $\text{Mo}-\text{O}$ находят еще несколько соединений и однородных фаз переменного состава. Однако их термодинамические характеристики до сих пор не установлены. Рассмотрение возможных реакций термического разложения окислов молибдена показывает, что на первой стадии процесса наиболее вероятной окисной формой является трехокись MoO_3 .



$$\Delta Z_{(4)}^\circ = 24850 - 14,73 \text{ т},$$



$$\Delta Z_{(5)} = 0,140800 - 44,49 \text{ т}.$$

Давление насыщенного пара MoO_3 изучалось многими авторами. Систематическое обобщение этих работ сделано в монографии [4], причем наиболее надежными считаются данные Стэлла, Келли и Зеликмана. По Келли, зависимость давления пара от температуры над твердой трехокисью молибдена имеет вид:

$$\lg P_{(\text{атм.})} = - \frac{15110}{T} + 1,46 \lg T - 1,32 \cdot 10^{-3} \cdot T + 9,071,$$

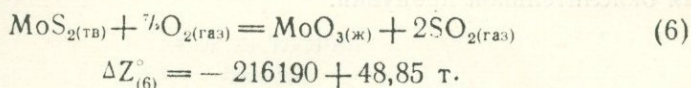
и над жидкой

$$\lg P_{(\text{атм.})} = - \frac{11820}{T} - 7,04 \lg T + 30,494.$$

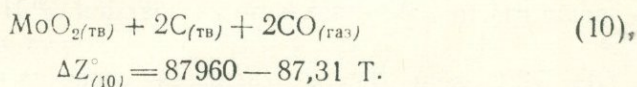
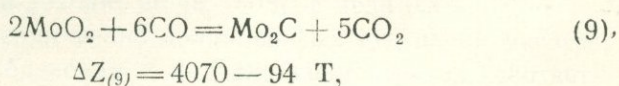
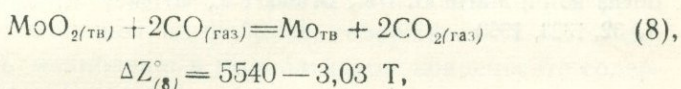
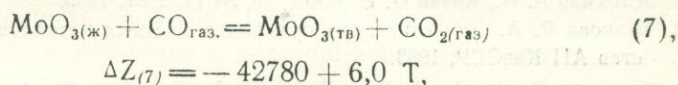
Следовательно, трехокись молибдена является чрезвычайно летучим окислом и ее упругость паров составляет мм рт.

ст.: при 1207°K—76; при 1283°K—190; при 1350°K—380, а при 1424°K—760. Поэтому перевод всех соединений молибдена в его высший окисел является необходимым условием успешной отгонки молибдена в товарные пыли.

Из величины ΔZ (6) видно, что такой перевод сульфидов молибдена в трехокись на втором этапе процесса является вполне возможным



Третий этап процесса пироселекции характеризуется наличием восстановительной среды, создаваемой за счет СО или твердого углерода. Поэтому необходимо рассмотреть следующие реакции



Расчеты показывают, что на третьем этапе процесса должно осуществляться восстановление трехокси молибдена до низшего окисла MoO_2 либо до металлического молибдена или его карбида Mo_2C . Однако все продукты восстановления обладают весьма малой летучестью.

По данным Барнса, давление пара окислов молибдена над MoO_2 при 1716°K не превышает $5,5 \cdot 10^{-6}$ атм. Давление насыщенного пара металлического молибдена при 1800°K составляет $6,43 \cdot 10^{-4}$ атм [4].

Следовательно, на третьей стадии процесса молибден будет переводиться в труднолетучие соединения и его отгонка станет невозможной.

Таким образом, эффективная отгонка молибдена в товарные пыли при переработке полиметаллических руд по технологии пироселекции возможна практически только на втором этапе за счет высокой летучести MoO_3 . Это позволяет получить товарные пыли высокой концентрации по молибдену. Перевод конвертера на восстановительный режим следует осуществлять только после полной отгонки молибдена во время окислительной продувки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бабаджан А. А., Жуковский В. М., Ветренко Е. А. «Цветные металлы», 1964, № 6.
2. Герасимов Я. И., Крестовников А. И., Шахов А. С. Химическая термодинамика в цветной металлургии, т. III, Металлургиздат, 1963.
3. Зеликман А. Н., Крейн О. Е. ЖФХ, 29, № 11, 2081, 1955.
4. Исакова Р. А. Давление пара сульфидов цветных металлов. Издательство АН КазССР, 1963.
5. Burns R. P., Marin G. De., Drowart J., Grimley R. J. Chem phys. 32, 1323, 1960.

А. Л. ГРИГОРЯН
НИГМИ

ОКИСЛИТЕЛЬНЫЙ ОБЖИГ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

До настоящего времени при селекции коллективного концентрата медь и молибден в виде примесей теряются безвозвратно в разноименных концентратах. В медном концентрате, получаемом селекцией на фабрике, содержится 15—17% меди и до 0,2% молибдена; в молибденовом концентрате содержание молибдена доходит до 49—50%, а меди 0,5%.

При обогащении медно-молибденовых руд рений распределяется в молибденовом и медном концентратах соответственно 80% и 15%, а в хвостах остается 5—6% от его общего содержания в руде.

Результаты ситового анализа, %: +48 меш—1,55, +65 меш—7,77 100 меш—15,67, +150 меш—16,42, +200 меш—9,75, —200 меш—51,16.

Размеры зерен в мм: халькопирита—0,01—0,6, халькозина и ковелина—0,01—0,02, малахита, азурита—0,1—1,0, пирита—0,02. Объемный вес коллективного концентрата—1,86 г/см³.

Содержание влаги 2—2,5%, предполагается, что коллективный концентрат будет подаваться в печь кипящего слоя в виде пульпы для обжига, что упразднит процесс сушки концентрата, снизит потери молибдена и рения, позволит регулировать температурный режим печи «КС». Но это несколько осложнит процесс утилизации SO₂.

Исходя из приведенных физико-химических свойств и ми-

нералогического состава коллективного медно-молибденового концентрата, была намечена принципиальная технологическая схема переработки коллективного концентрата с целью получения меди и молибдена в виде порошка, с обеспечением высокого процента извлечения содержащихся в них ценных составляющих [1].

Головным процессом избранного нами варианта технологической схемы является окислительный обжиг медно-молибденового концентрата для перевода сернистых соединений молибдена и меди в легко растворимые формы.

Изучением процесса обжига (сублимационный, сульфатирующий, хлорирующий и окислительный) коллективного медно-молибденового концентрата впервые занимались в Ереванском Политехническом институте в 1947 г. [1].

Этим же вопросом занимались также Бабаджан и Аглицкий [2].

Для окисления медных минералов необходим повышенный температурный режим, что приводит к улетучиванию образующейся при обжиге трехокиси молибдена, которая начинает заметно возгоняться уже при температуре 650°C. Поэтому нами проведены многочисленные опыты при разных температурах и продолжительности обжига.

ОПИСАНИЕ ПРОЦЕССА ОБЖИГА

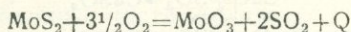
В начальной стадии обжига интенсивным перемешиванием концентрата обеспечивалось полное разрыхление образующихся комочков. При этом выжигался весь свободный углерод, который создавал восстановительную атмосферу; удалялись также флотореагенты.

Воспламенение и горение концентрата (в котором сера в виде сульфидов молибдена, меди и железа колеблется от 20 до 26%) начиналось при температуре 400—450°.

Для поддержания этого процесса концентрат подвергался интенсивному перемешиванию. В конечной стадии процесса подавался большой избыток воздуха, с соблюдением условий перемешивания для окисления оставшихся сульфидов и разложения сульфатов. Для этого, в конце обжига на очень непродолжительное время (5—10 мин) температуру повышали (на 50°C).

ОСНОВНЫЕ РЕАКЦИИ ПРОТЕКАЮЩИЕ ПРИ ОБЖИГЕ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

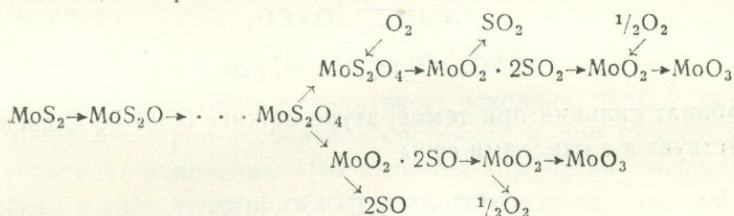
Упрощенно процесс окисления молибденита можно представить следующим образом



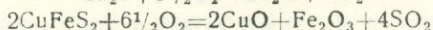
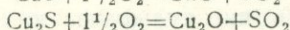
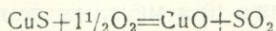
Картина изменения валентности при окислительном обжиге Мо сложна. Обжиг молибденита начинается, видимо, процессом сорбции кислорода, затем идет процесс окисления Mo^{4+} до Mo^{6+} , образуя промежуточные комплексы [4].

С повышением температуры комплексы становятся менее устойчивыми, поэтому происходит их более интенсивное распадаение.

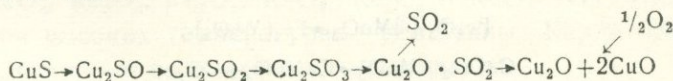
Первичным продуктом по этой схеме является двуокись молибдена, которая далее окисляется до MoO_3



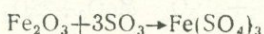
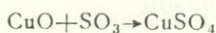
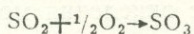
Сульфиды меди при обжиге претерпевают следующие изменения:



Окисление одновалентной меди более затруднительно: окислительно-восстановительный потенциал Cu^{2+} равен—0,167 в, поэтому полусернистая медь может окисляться до сульфата благодаря тому, что смена валентности происходит на более поздней стадии и сохранение слабо поляризующего иона Cu^+ ускоряет процесс хемсорбции кислорода вплоть до образования сульфата. Высокая температура способствует образованию промежуточных комплексов, хотя термическая стойкость их уменьшается и процесс идет с образованием закиси меди, которая в присутствии O_2 воздуха окисляется до окиси по схеме:

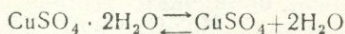
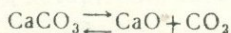


Образующийся SO_2 в присутствии окислов железа и меди, выполняющих роль катализатора, окисляется по реакции:

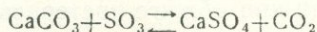
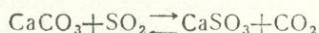


Как известно из практики обжига медных концентратов, при низкотемпературном режиме обжига преимущественно будет образовываться сульфат меди, а при высоких температурах в огарке может быть получен и сульфат кальция, при этом сульфат меди и железа распадается на CuO и SO_3 и т. д.

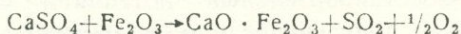
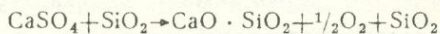
В условиях обжига протекают также реакции декарбонизации и дегидратации.



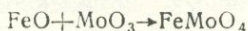
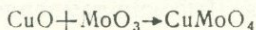
карбонат кальция при температуре обжига $550 + 50^\circ\text{C}$ взаимодействует и с окислами серы



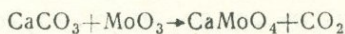
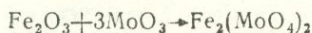
В процессе обжига при местных перегревах концентрата возможно взаимодействие сульфата кальция с кварцем и окисью железа



В зависимости от температуры, в некоторой степени протекают также реакции образования молибдатов

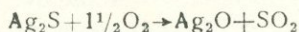


На участках высоких температур могут протекать и эти реакции



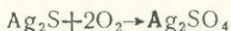
При аммиачном способе выщелачивания молибдат кальция не растворяется и остается в кеке. Во избежание этого мы вынуждены до обжига внести дополнительный процесс промывки коллективного концентрата для освобождения от окиси кальция, магния и части железа.

Часть серебра, находящегося в коллективном концентрате, по-видимому, в виде Ag_2S при обжиге переходит в окись

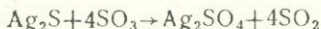


При этих температурах Ag_2O разлагается.

Вероятнее всего, что основная часть серебра образует устойчивый при этих температурах сульфат серебра по схеме

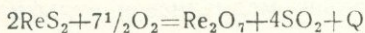


Эта реакция протекает и под воздействием серного ангидрита

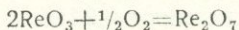
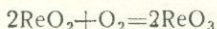
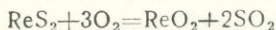


Золото, которое находится в исходной руде, в основном имеет атомарно-дисперсное состояние и при обжиге не претерпевает изменения. Что касается химически связанного золота в виде теллурида или медистого золота, то последние претерпевают химические изменения, вследствие чего получается свободное золото в виде тончайшей пыли.

В медно-молибденовой руде предполагается, что рений находится в виде сульфида (он с серой образует ReS_2 и Re_2S_7), который находится в молибдените в отношении $\text{Re}:\text{Mo}$, примерно 1:1250. Сульфид рения при обжиге концентрата окисляется по реакции:



которая протекает в интервале $400-650^\circ\text{C}$ и, по-видимому, процесс идет ступенчато:



Рений может образовать ряд окислов (ReO_4 , Re_2O_7 , ReO_3 , Re_3O_8 , Re_2O_5 , ReO_2 , Re_2O_3 и ReO). Из этих окислов при высоких температурах устойчивы Re_2O_7 , ReO_2 , ReO_3 , однако они сравнительно легкоплавки.

Для полного превращения низших окислов рения в семиокись (температура кипения которого равна 365°C), необходимо обильное количество воздуха, в противном случае возгон рения не будет полным.

Этим нужно объяснить, что при обжиге не весь рений улетучивается, так как ReO_2 и ReO_3 не особенно склонны к улетучиванию при температурах обжига, на что указывают и наши исследования.

Одновременно с химическими реакциями при обжиге происходят и некоторые физические процессы, так например, возгонка трехокси молибдена и окислов рения Re_2O_7 , селена и теллура.

Предполагается, что последний процесс наиболее полно идет в печах кипящего слоя, при этом в отходящие газы переходит около 92—93% Re.

Улавливание окислов рения рекомендуется в пенных аппаратах новейшей конструкции, КПД которых по улавливанию рения составляет 85—96% [8].

В настоящее время улавливание рения из обжиговых газов представляет большие трудности и хорошо не доработано.

Присутствующие в коллективном концентрате селениды и теллуриды при обжиге образуют окислы SeO_2 и TeO_2 и возгоняются первый при температуре— 310°C , второй—выше 600°C .

Этим путем при обжиге коллективного концентрата достигается разделение редких металлов и становится возможным их улавливание и извлечение.

При более низких температурах обжиг медных минералов протекает значительно медленнее и сульфидную серу полностью выжечь очень трудно, а обжиг при температуре выше 700°C связан с потерями MoO_3 в виде возгонов и возникает необходимость его улавливания.

При температуре 500°C происходит выжигание основной части серы лишь за счет окисления молибденита, при этом потери молибдена составляют 0,24%.

Опыты по обжигу проводились при температурах $550 \pm 30^{\circ}\text{C}$. При этом мы исходили из результатов выщелачивания по степени извлечения меди и молибдена в аммиачный раствор.

ВЫВОДЫ

1. Разработаны условия окислительного обжига медно-молибденовых концентратов.

2. Показано, что при обжиге процесс спекания не имеет места вплоть до 750°C ; оптимальные температуры обжига $600 \pm 30^{\circ}\text{C}$.

3. Необходимая продолжительность при подовом обжиге, при непрерывном перемещении, 5—6 часов.

4. Возгон рения достигнут до 93%, селена—70%, теллура—50%.

ЛИТЕРАТУРА

1. Григорян А. Л. Промышленность Армении, 1962, № 11; Порошковая металлургия и металлообработка. 1963.
2. Бабаджан А. А., Аглицкий В. А. Труды Унипроеды, вып. II, 1957.
3. Смирнов В. И. и др. Обжиг медных руд и концентратов. Металлургиздат, 1958.
4. Зеликман А. Н. Металлургия вольфрама и молибдена. Металлургиздат, 1949.
5. Лебедев К. Б. Производство молибдата кальция. 1962.
6. Абашин Г. И., Погосян Г. М. Технология получения вольфрама и молибдена, 1960.
7. Рений. Труды I и II Всесоюзных совещаний по проблемам рения. 1961, 1964.

А. Л. ГРИГОРЯН
НИГМИ

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ОБОЖЖЕННОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

При щелочной переработке обожженных медно-молибденовых концентратов достигается сравнительно полное разделение меди от молибдена, однако при этом молибден получается в виде молибдата натрия, который значительно уступает по себестоимости молибдату аммония и не имеет большого применения; последнее обстоятельство, как нам кажется, является существенным.

Кроме того примеси натрия являются лимитирующими при производстве чистых солей молибдена, идущих на производство металлического молибдена и молибденовых реактивов. При этом извлечение меди также усложняется.

В качестве растворителя для экспериментального изучения мы выбрали раствор аммиака с добавкой углекислого аммония.

Преимуществом аммиачного варианта в данном случае является возможность совместного растворения меди и молибдена, золота и серебра [2], при котором в раствор переходит также самородная медь и другие кислородные соединения меди. Кроме этого, растворы получаются чистыми от железа и других сопутствующих медным и молибденовым минералам пустой породы.

В силу сказанного нами подробно изучен аммиачный вариант переработки медно-молибденовых коллективных кон-

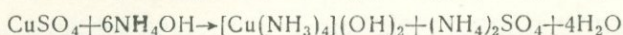
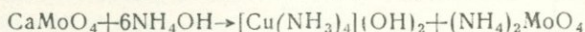
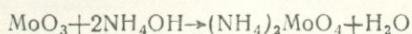
центратов с целью получения порошков меди и молибдена высокой чистоты с учетом их практической потребности в Союзе.

ПРОЦЕССЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ ОГАРКОВ РАСТВОРАМИ АММИАКА

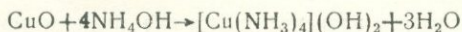
Сульфиды меди и молибдена, двуокись молибдена и молибдаты кальция и трехвалентного железа нерастворимы в аммиачной воде [3, 4]. При выщелачивании они полностью переходят в нерастворимый остаток, тем самым снижая извлечение молибдена в раствор. Трудно растворима и окись меди.

Количество CaMoO_4 , MoS_2 и MoO_2 в огарке зависит от способа и температуры обжига, формы их нахождения в исходном концентрате, концентрации сернистого газа и от многих других факторов.

В аммиачный раствор переходят: трехокись молибдена, молибдат и сульфат меди, образуя молибдаты и медно-аммиачные комплексные соли:

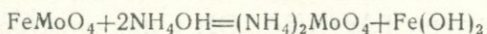


В результате этих реакций в раствор переходят Mo^{6+} , Cu^{2+} ; медь переходит в раствор и за счет растворения окиси меди по реакции:



Растворимость сернокислого кальция в воде равна 0,2 г/л и поэтому при выщелачивании частично переходит в раствор.

Молибдат двухвалентного железа при выщелачивании также переходит в аммиачный раствор:



В присутствии кислорода воздуха Fe^{2+} окисляется до Fe^{3+} и в виде $\text{Fe}(\text{OH})_3$ осаждается [5].

Образующаяся на поверхности зерен молибдата железа пленка из нерастворимой гидроокиси железа, препятствует дальнейшему растворению, вследствие чего в осадок перехо-

дит часть молибдена в виде $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3$. Соли щелочных металлов, а также соли фосфорной кислоты при выщелачивании огарка также переходят в раствор.

При аммиачном выщелачивании коллективного медно-молибденового концентрата в нерастворимом остатке останутся следующие соединения MoO_2 , MoS_2 , CaMoO_4 , SiO_2 , Al_2O_3 , $\text{Fe}(\text{OH})_3$, CaMoO_4 , MgO частично CuO .

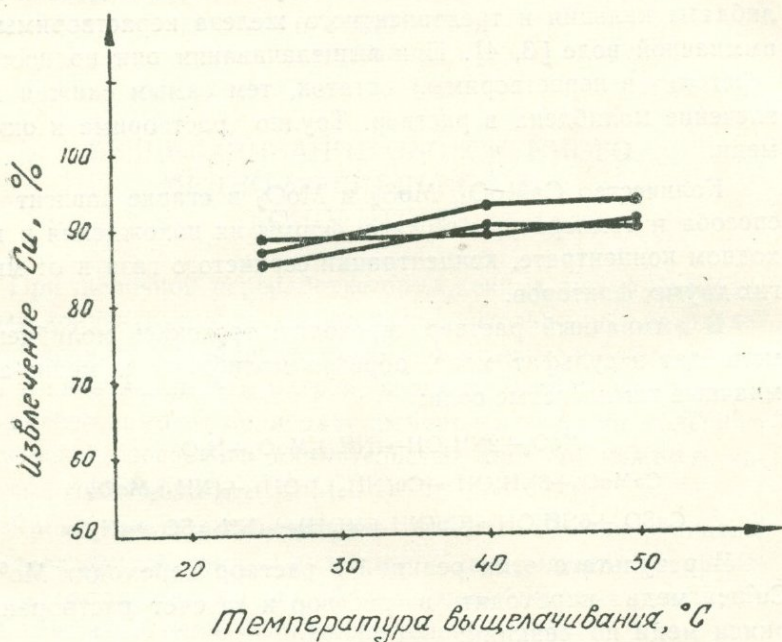


Рис. 1. Зависимость процента извлечения меди от температуры выщелачивания и обжига.

Серебро в результате окислительного обжига и аммиачного выщелачивания огарка, частично переходит в раствор, образуя комплекс $[\text{Ag}(\text{NH}_3)_2]\text{OH}$ и при электролизе аммиачного раствора переходит в катодный металл, что нежелательно. Для предотвращения потери части драгоценных металлов и загрязнения катодного осадка меди мы в эту стадию переработки добавляем в раствор требуемое количество 3% раствора формалина, который осаждает Ag .

Часть золота переходит в раствор, на что указывает спектральный анализ катодной меди, полученной электролизом указанных растворов [6].

За последние годы Гинцветмет разрабатывает способ перевода Au и Ag в аммиачный раствор с последующим извлечением их сульфоглём на 95—96%. Остаток от выщелачивания поступает на повторную флотацию для полного извлечения остатков меди и молибдена в виде их сульфидных минералов.

На рис. 1 приводим результаты анализов огарков растворов и остатков в зависимости от условий процесса обжига и выщелачивания, а также процента извлечения Mo и Cu в аммиачный раствор.

Концентрация растворителя не ускоряет резко процесс растворения меди и молибдена (рис. 2).

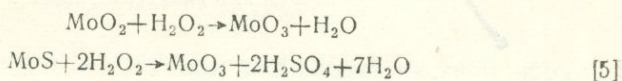
Наиболее подходящей концентрацией аммиачного раствора нужно считать 10%, так как 5% растворы образуют большие объёмы, а это затрудняет их дальнейшую переработку.

Более чувствителен процесс к температурному фактору.

Результаты выщелачивания пробы № 2 коллективного медно-молибденового концентрата, обожженного при температуре $550 \pm 25_4$ С приведены на рис. 3.

Для повышения процента извлечения молибдена, в некоторых опытах процесс выщелачивания проводили в присутствии H_2O_2 .

При этом переводили в растворимую форму Mo^{4+} по реакции



а железо $Fe(OH)_2 + H_2O_2 \rightarrow Fe(OH)_3$

наоборот в нерастворимую форму, тем самым повышая извлечение молибдена.

Вопросы выщелачивания медно-молибденовых огарков в присутствии окислителей требуют изучения.

В некоторых опытах, когда наблюдалось резкое снижение процента извлечения меди из-за повышения температуры обжига (так как образовавшаяся окись меди плохо растворя-

ется в аммиаке), в раствор прибавляли от 1 до 5% углекислого аммония, который совместно с перекисью водорода улучшал растворение окиси меди и тем самым повышалось извлечение меди в аммиачный раствор.

Как видно из рис. 5—6, за первые 6 часов агитации в раствор переходит 94% меди и 95% молибдена, а при продолжении агитации свыше 8 часов практически дальнейший переход меди и молибдена в раствор прекращается.



Рис. 2. Зависимость процента извлечения меди от продолжительности агитации при 25°.

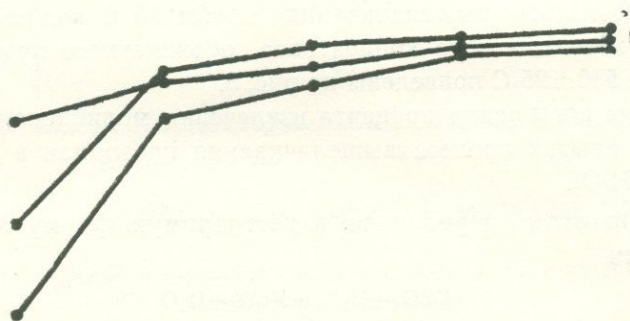


Рис. 3. Зависимость процента извлечения молибдена от продолжительности выщелачивания при 20°C.

Оптимальной является соотношение Т:Ж=1:5. Процент извлечения указанных металлов зависит от ряда факторов: температуры и продолжительности процессов как обжига, так и выщелачивания; соотношения Т:Ж, условия перемешивания, концентрации растворителя, степени помола, структуры пород и т. д.

Как видно из таблиц, при температуре 550°C обжига процент извлечения меди выше, чем при 600°C и 650°C. Это объясняется тем, что при повышенных температурах обжига идет процесс разложения сульфатов меди и образовавшаяся окись меди, значительно труднее растворяется в аммиачных растворах, чем сульфат меди.

РАСТВОРИМОСТЬ ПУСТОЙ ПОРОДЫ И УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД АММИАКА ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

При гидрометаллургической переработке руд и концентратов эффективность способа зависит от расхода материалов, так как наряду с полезным расходом растворителя значительные количества его идут на растворение вмещающей породы.

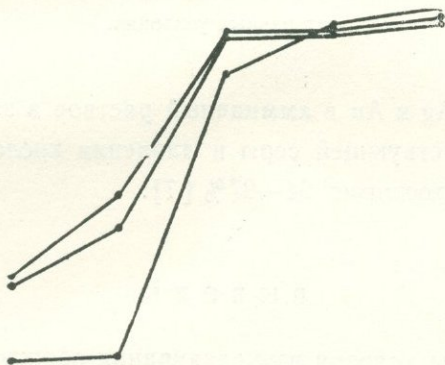


Рис. 4. Зависимость процента извлечения меди от продолжительности выщелачивания при 50°C.

Например, при переходе CuSO_4 в аммиачный раствор образуется $(\text{NH}_4)_2 \text{SO}_4$, который затем взаимодействует с $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$.

1,0—1,5% меди и 0,5—1,0% молибдена от их исходных количеств находятся в нерастворимых соединениях, либо покрыты пленкой, не позволяющей растворяться, и поэтому не переходят в раствор. Повышенное процентное извлечение молибдена с повышением температуры обжига, при других равных условиях объясняется окислением молибденита и двуокиси молибдена, которые нерастворимы в аммиачном растворе.

Однако, в присутствии перекиси водорода, частично переходят в раствор.

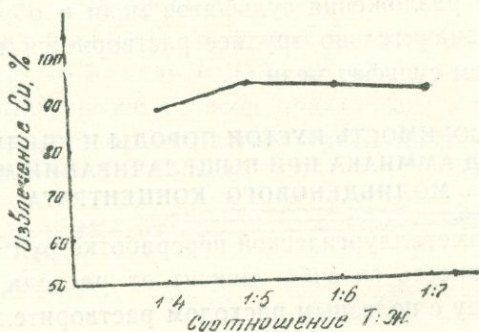


Рис. 5. Влияние соотношения Т:Ж на извлечение меди ($T=50^{\circ}\text{C}$), при других равных условиях.

Переход Ag и Au в аммиачный раствор в зависимости от формы присутствующей серы и давления кислорода при выщелачивании достигает 94—97% [7].

ВЫВОДЫ

1. Изучены условия выщелачивания обожженного медно-молибденового огарка аммиачнокарбонатными растворами.

2. Извлечение меди и молибдена в аммиачный раствор достигает 95—96%.

3. Показана возможность окисления остатков дисульфида $\text{Mo}^{4+} \rightarrow \text{Mo}^{6+}$ и $\text{Fe}^{2+} \rightarrow \text{Fe}^{3+}$ позволяющая повысить процент извлечения молибдена и очистки аммиачных растворов от иона:

ЛИТЕРАТУРА

1. Дарбинян М. В. Научно-технический сборник ГКСМ Арм. ССР по КНИР, серия химия и химич. технология, № 3, 1961, Ереван.
2. Соболев С. И. Применение давления и технологии переработки золото-содержащего сырья. 1955, Металлургиздат.
3. Абашиян Г. И., Погосян Г. М. Технология получения вольфрама и молибдена. Металлургиздат, 1960.
4. Заликман А. Н., Смирнов Г. В., Крейн С. Е. Металлургия редких металлов. Металлургиздат, 1954.
5. Григорян А. Л. Промышленность Армении № 11, 1962.
6. Григорян А. Л. Сборник научных трудов НИГМИ, выпуск V, 1965.

РЕШЕНИЕ

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ ПО КОМПЛЕКСНОМУ ИСПОЛЬЗОВАНИЮ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Основными задачами конференции явились обмен опытом работы и рассмотрение состояния работ по комплексному использованию медно-молибденовых руд Каджаранского, Сорского и других месторождений Союза. Обсуждению были подвергнуты результаты научно-исследовательских работ в области обогащения и гидрометаллургии. Обсуждались также некоторые итоги по геологии и эксплуатации месторождений медно-молибденовых руд Армянской ССР. Кроме того были рассмотрены отдельные вопросы металлургической переработки различных продуктов обогащения, химического контроля и автоматизации производства.

На конференции были заслушаны доклады от следующих научно-исследовательских институтов и предприятий:

НИГМИ,
ИГН АН Армянской ССР,
Механобра,
Гинцветмета,
ИГД им. А. А. Скочинского,
Московского института стали и сплавов,
Гиредмета,
Унипромеди,
Иргиредмета,
Сибцветметниипроекта,
КазИМСа,
Каджаранского медно-молибденового комбината,

Балхашского горнометаллургического комбината,
Дастакертского медно-молибденового комбината.

В работе конференции приняли участие представители
следующих организаций:

Госкомитета Совета Министров Армянской ССР по коор-
динации научно-исследовательских работ,

Издательства «Недра» Госкомитета Сов. Мин. СССР по
печати,

Центрального правления НТО цветной металлургии
СССР,

Института химии Госкомитета по химии,

Института Цветметпроект,

Института Армгипроцветмет,

Института Гипроцветмет,

Кавказского института минерального сырья,

СредАЗНИИпроекта,

Кавгипроцветмета,

Геолого-производственного комитета при Сов. Мин. Арм.
ССР,

Сорского молибденового комбината,

Агаракского медно-молибденового комбината,

Завода «Победит»,

Разданского горно-химического комбината,

Шахтаминского рудоуправления,

Физико-технического института АН Узбекской ССР,

Азербайджанского Совнархоза.

Общее количество участников составило 150 человек.

В результате обсуждения докладов и обмена мнениями
конференция рекомендует:

1. Расширить дальнейшие разведочные работы по увели-
чению сырьевой базы молибдена, редких и рассеянных метал-
лов.

2. Усилить работы по изучению вещественного состава
руд медно-молибденовых месторождений с уточнением содер-
жания в них редких и рассеянных элементов и определения
геохимических связей элементов с целью повышения ком-
плексности использования сырья.

3. Распространить опыт Каджаранского и Сорского ком-
бинатов по использованию дешевых взрывчатых веществ иг-

данитов и в частности игданита—НИГМИ при проведении открытых горных работ с комплексной механизацией процессов изготовления игданитов и зарядения ими скважин.

4. Отметить необходимость уточнения кондиций на промышленные типы руд в связи с совершенствованием технологии, ростом мощностей предприятий и необходимостью вовлечения в переработку бедных и забалансовых руд.

5. Считать весьма актуальной разработку схем комплексной переработки смешанных руд Каджаранского и Сорского месторождений для более полного использования промышленных запасов руды и сульфидных металлов.

6. Считать необходимой проверку и уточнение содержания молибдена в медных и медно-цинковых рудах Урала с целью возможного его извлечения.

7. Считать основной задачей для действующих медно-молибденовых обогатительных фабрик повышение извлечения металлов, в связи с чем продолжить в НИГМИ и других организациях исследования по определению оптимальных условий работы измельчительного, классифицирующего и флотационного оборудования при переработке различных типов руд.

8. Провести испытания на обогатительных фабриках самоизмельчения во второй стадии измельчения и при доизмельчении промпродуктов и черновых концентратов.

9. Провести промышленные испытания на Каджаранской фабрике с загрубленным помолом руды и с доизмельчением промпродуктов коллективного цикла флотации.

10. Продолжить разработку средств автоматизации двухстадиального измельчения с последующим их внедрением на Каджаранской и других обогатительных фабриках.

11. При организации исследований по флотации медно-молибденовых руд учесть возможность применения для интенсификации процессов флотации и фильтрации магнитного поля, электрического поля, а также облучения реагентов и пульпы.

12. С учетом достижений в области флокулярной флотации при обогащении редкометалльных руд развернуть исследовательские работы по применению этого процесса для обогащения медно-молибденовых руд.

13. Отметить актуальность исследования влияния микропримесей на флотационные свойства ведущих рудных минералов.

14. Усилить работы по изысканию новых более эффективных и дешевых синтетических флотореагентов и экстрагентов на базе доступного местного сырья.

15. Продолжить работы по изысканию более рациональных реагентных режимов для переработки медно-молибденовых руд (процесс пропарки с известью, применение полифосфатов и др.).

16. Исследовать возможность повышения сквозного извлечения металлов и улучшения качества концентратов путем получения промпродуктов пригодных для металлургической переработки.

17. Продолжить работы по разработке новых конструкций флотомашин, а также модернизации существующих флотомашин на действующих фабриках. Отметить эффективность работ НИГМИ по модернизации флотомашин и рекомендовать эти разработки для внедрения на обогатительных фабриках.

18. Для снижения влагосодержания в концентратах организовать исследование по интенсификации процесса обезвоживания с применением новых реагентов и синтетической фильтроткани, а также процесса грануляции концентратов и провести работы по совершенствованию конструкции сушильных печей.

19. Организовать в НИГМИ лабораторию по очистке сточных вод и оборотному водоснабжению и усилить эти работы в других институтах.

20. Учитывая большое развитие Каджаранского комбината, считать необходимым организовать при комбинате полупромышленную экспериментальную базу для испытания разрабатываемых схем обогащения руды и металлургической переработки концентратов и промпродуктов.

21. Считать перспективным направлением химико-металлургическую переработку коллективных медно-молибденовых концентратов с целью наиболее полного комплексного извлечения всех ценных компонентов.

22. Необходимо развить в НИГМИ и других организациях работы в области использования отходов обогащения с применением химико-металлургических процессов, силикатной технологии и получением строительных материалов.

23. Считать недопустимой потерю рения при переработке Каджаранских концентратов на Челябинском ферросплавном заводе. Отметить низкое извлечение рения на заводе «Победит». Считать необходимым организовать на заводе «Победит» полупромышленные испытания разработанной в НИГМИ схемы извлечения рения, обеспечивающей более высокие показатели.

24. Отметить положительный опыт Балхашского горно-металлургического комбината по извлечению рения при обжиге молибденовых концентратов и из промывных растворов сернокислотного производства.

25. Поставить вопрос перед Госпланом Армянской ССР и Госпланом СССР об организации переработки в пределах Армянской ССР части молибденовых концентратов с извлечением рения, за счет прироста выпуска концентратов в связи с увеличением производительности Каджаранского комбината.

26. Считать необходимым усилить технико-экономические исследования при разработке комбинированных схем для комплексной переработки медно-молибденовых руд с целью обоснования наиболее выгодных вариантов.

27. Считать целесообразным издание трудов настоящей конференции.

О Г Л А В Л Е Н И Е

- А. Л. Саградян (НИГМИ).** Состояние и перспективы комплексного использования медных и медно-молибденовых руд Армянской ССР 5
- Р. Р. Синянян (НИГМИ).** Состояние и перспективы совершенствования технологии добычи медно-молибденовых руд на предприятиях Армянской ССР 16
- И. Г. Магакьян, Г. О. Пиджян, А. С. Фарамазян (ИГН АН Армянской ССР).** Закономерности распределения редких и рассеянных элементов в медно-молибденовых рудах Армянской ССР 29
- С. В. Мартиросян (Дастакертский медно-молибденовый комбинат).** Результаты экспериментальных работ по опробованию буровых скважин в условиях Дастакертского медно-молибденового месторождения 38
- С. И. Митрофанов, А. В. Курочкина (Гинцветмет).** Некоторые особенности флотации молибденита из медно-молибденовых руд 44
- В. И. Луценко (НИГМИ), А. Н. Данелян (Каджаранский медно-молибденовый комбинат).** Геолого-технологическая типизация руд Кавказского месторождения 61
- А. А. Раганиян (НИГМИ), Э. В. Вишневский (Каджаранский комбинат).** Интенсификация измельчительно-флотационного оборудования на Каджаранской обогатительной фабрике 70
- С. Г. Вртанесян (НИГМИ).** Обесшламливание медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения и перспективы переработки шламового продукта 78
- Ю. М. Чикин (Иргиредмет).** Усовершенствование технологии обогащения и комплексное извлечение полезных компонентов из руд Сорского месторождения 87
- А. А. Бабаджаниян (Институт «Унипромедь»).** Физико-химические свойства некоторых соединений молибдена и возможные схемы его извлечения из медно-молибденовых руд 101

- И. Н. Плаксин, Н. Е. Плакса, В. И. Тюрникова, Л. А. Барский, Ю. Б. Рубинштейн** (Институт горного дела им. А. А. Скочинского, Балхашский горнометаллургический комбинат). Статистическая обработка результатов флотации молибденита в промышленных условиях 118
- С. В. Дуденков, Э. Ш. Шафеев, А. И. Пашовкин** (Гинцветмет, НИГМИ). Флотация медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения загрубленном помеле исходной руды 129
- Г. С. Бергер** (КазИМС). Флокулярная флотация и перспективы ее использования для обогащения сульфидных руд 134
- С. С. Акмаева, А. А. Асланян** (НИГМИ). К методике технологической оценки редкометальности руд и продуктов их обогащения 147
- М. А. Мубаяджян** (НИГМИ). Новая методика роданидного определения рения 151
- В. И. Бибилова, К. В. Марунова, Л. П. Сарычихина**. Выделение перрената аммония из растворов, получаемых при переработке молибденитов методом экстракции 160
- И. Н. Плаксин, К. Ф. Барышева** (Институт горного дела им. А. А. Скочинского). Изыскание флотационных реагентов из отходов промышленности Армении 165
- В. В. Рыбаков** (Механообр). Комплексное использование медно-молибденово-пиритных руд, с применением для селекции концентрата пропарки с известью 169
- И. Н. Плаксин, Т. Г. Томов** (Институт горного дела им. А. А. Скочинского). О возможности предварительного обогащения молибденовых руд и некоторых руд редких элементов в тяжелых средах 186
- А. Л. Григорян** (НИГМИ). Комплексная переработка молибденовых руд Армянской ССР 191
- Н. М. Рубинштейн** (Балхашский горнометаллургический комбинат). Опыт получения перрената аммония из продуктов переработки медных и молибденовых концентратов 196
- К. Х. Продай-Вода, Г. И. Барлова, В. И. Зелинский, Баюла** (Сибцветметинпроект). О комплексном использовании медно-молибденовых руд Красноярского края 204
- В. И. Луценко, А. А. Раганян** (НИГМИ). Схемы обогащения медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения, рекомендуемая для расширения комбината 211
- Г. М. Айрапетян, М. А. Мубаяджян, Ж. К. Гукасян** (НИГМИ). Улавливание возгонов рения при обжиге молибденовых концентратов 222
- В. Ф. Захаров, О. П. Березкин, Э. А. Кочеткова** (Сибцветметинпроект). Извлечение рения из сорских молибденовых концентратов 227
- А. А. Бабаджан, В. М. Жуковский, Н. Т. Грекова** (Институт Унипромедь). Термодинамический анализ поведения молибдена в процессе пироселекции 237

А. Л. Григорян (НИГМИ). Окислительный обжиг медно-молибдено- вых концентратов	241
А. Л. Григорян (НИГМИ). Выщелачивание обожженного медно-мо- либденового концентрата	248
Решение научно-технической конференции по комплексному исполь- зованию медно-молибденовых руд	256

Технический редактор **Г. Л. Гороян.**
Контр. корректор **Дж. А. Саркисян.**
Ответственный редактор **Б. С. Вартапетян**

Бумага № 1 60×90¹/₁₆. Уч.-изд. 12,8 л., типог. печ. 16,5 л. Цена 1 р. 48 к.
ВФ 03693. Заказ 989. Тираж 500.

Типография № 1 Главного управления полиграфпрома Государственного
комитета по печати Совета Министров Арм. ССР, Ереван, Алавердяна, 65.

150

BEA 200X