

6227

197

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ИНСТИТУТ ИНФОРМАЦИИ
И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ПЕРЕРАБОТКА УПОРНЫХ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
И КОНЦЕНТРАТОВ

МОСКВА 1972

ОБОГАЩЕНИЕ

2005

622.7

Г97

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР
ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ИНСТИТУТ ИНФОРМАЦИИ
И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ПЕРЕРАБОТКА УПОРНЫХ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
И КОНЦЕНТРАТОВ

ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ИНСТИТУТ ИНФОРМАЦИИ
И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
24554

МОСКВА 1972

ПЕРЕРАБОТКА УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
И КОНЦЕНТРАТОВ

И.С.Гучетль, Е.Н.Друкер, И.Ф.Барышников

А н н о т а ц и я

В работе рассмотрены методы переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов, приведена классификация концентратов в зависимости от вещественного состава, содержания золота и других полезных компонентов, крупности золота, формы и характера его ассоциации с другими минералами. Приведены основные методы переработки золотосодержащих концентратов в соответствии с их классификацией. Указано влияние технологических и экономических показателей на выбор технологической схемы.

Дана технико-экономическая оценка различных способов переработки золотосодержащих концентратов и рекомендации по выбору рациональной технологической схемы переработки.

Редакторы института "Цветметинформация"

Л.И.Банденок, З.А.Таужнянская

В В Е Д Е Н И Е

В связи с вовлечением в переработку сложных сульфидных золотосодержащих руд и расширением практики их флотационного обогащения важное значение приобретает проблема изыскания рациональных методов извлечения золота из упорных золотосодержащих руд и концентратов.

В настоящее время большая часть золотосодержащих концентратов поступает на металлургические заводы. Однако в связи с увеличением содержания мышьяка и сурьмы в этих концентратах переработка их на заводах цветной металлургии с каждым годом вызывает все большие осложнения. Поэтому возникает необходимость переработки концентратов на местах или на предприятиях, работающих по специальным технологическим схемам.

В последние годы во многих исследовательских институтах (Иргиредмете, ЦНИГРИ, ВНИИцветмете, Сибцветметниипроекте и др.) выполнен ряд работ по изысканию рациональных методов извлечения драгоценных металлов из упорных золотосодержащих концентратов, основные результаты и оценка этих работ приводятся в данном обзоре.

Разделы "Методы переработки упорных золотосодержащих руд" и "Технико-экономическая оценка различных методов переработки золотосодержащих концентратов" написаны Е.А.Друкером; разделы "Классификация золотосодержащих концентратов" и "Схемы переработки золотосодержащих концентратов" - И.С.Гучетлем и раздел "Новые направления в гидрометаллургической переработке золотосодержащих руд и концентратов" - И.Ф.Барышниковым.

МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

В ближайшие годы в СССР будут вовлекаться в эксплуатацию упорные золотосодержащие руды, имеющие в своем составе значительное количество серы, мышьяка, сурьмы и углистых веществ (Бакирчикское, Зодское, Кокпатасское месторождения и др.). Эти руды трудно поддаются переработке методом цианирования.

В институте "Иргиредмет" в зависимости от поведения золота и отдельных примесей упорные золотосодержащие руды подразделяют при цианировании на 7 типов (табл. I) [1].

Т а б л и ц а I

Классификация упорных золотосодержащих руд

Тип руды	Факторы, характеризующие упорность руды в процессе цианирования
Руда с тонкой вкрапленностью в породообразующих минералах (кварц, пирит, арсенипирит и др.), теллуристые руды	Тесная ассоциация золота с кварцем и сульфидами, наличие в рудах теллуридов (калаверит, сильванит и др.), медленно растворяющихся в цианидах
Золотоносные пирротины	Значительное поглощение цианида и кислорода активными разновидностями пирротинов, повышенный расход NaCN и медленное растворение золота
Руды типа "железных шляп", содержащие "ржавое" золото	Наличие на золоте пленок гидратированных окислов железа, затрудняющих переход золота в раствор при цианировании
Медистые руды	Значительное поглощение цианида и образование вторичных пленок на золоте. Быстрая утомляемость цианистых растворов
Сурьмянистые руды	Образование прочных пленок на золотилах в процессе цианирования; связывание кислорода и цианида

Тип руды	Факторы, характеризующие упорность руды в процессе цианирования
Руды, содержащие значительное количество углистых веществ	Адсорбция растворенного в цианиде золота активным углеродом или углистыми веществами
Глинистые руды	Трудная фильтруемость цианистой пульпы, частичная адсорбция золота и свободного цианида глинистыми минералами

Институтом ЦНИГРИ предложена схема классификации золотосодержащих руд, определяющая зависимость намечаемых способов переработки от химико-минералогических свойств руд и формы нахождения золота в них (табл.2) [2].

Руды, в которых основная масса золота находится в свободном состоянии, легко цианируются. Крупное золото извлекается гравитацией в богатые концентраты.

Руды, содержащие тонкодисперсное золото, ассоциированное с сульфидами, являются упорными для процесса цианирования. Для вскрытия тонкодисперсного золота чаще всего требуется тонкое и сверхтонкое измельчение, при котором усложняются операции классификации и обезвоживания и значительно увеличивается расход цианида. Для таких руд применяют специальные методы переработки, например, флотацию.

Т а б л и ц а 2

Классификация золотосодержащих руд

Тип руды	Разновидность руды	Минералогический состав	Химический состав, %	Формы золота в руде	Рекомендуемые методы переработки и извлечения золота
Кварцевая		Кварц >30%, сульфиды <1%, кальцит, анкерит в малых количествах	SiO ₂ >90 Fe ₂ O ₃ 1,5-2,0 Al ₂ O ₃ 1,5-5,0 CaO 1,0-2,0 S ≤ 0,5	Самородное, сравнительно крупное, до 1,5 мм, поверхность зерен чистая; электрум	Гравитационное цианирование; гравитационная флотация; плавка в качестве флюсов на заводах цветной металлургии

Тип руды	Разновидность руды	Минералогический состав	Химический состав, %	Формы золота в руде	Рекомендуемые методы переработки и извлечения золота
Окисленная	Кварцевохристая	Кварц, алюмосиликаты, карбонаты, гидроокислы железа. В незначительных количествах пирит, арсенопирит, халькопирит, сфалерит, лениит	SiO_2 - 60-80 Fe_2O_3 - 8,0-10 Al_2O_3 - 4,0-10 CaO - 3,0-4,0 MgO - 2,0-10 S, As, Cu, Zn } < 1,0	Свободное, средних размеров, отдельные зерна в пленках гидроокислов железа. Иногда тонкодисперсное, часть золота в пленках	Гравитация-цианирование; гравитация-флотация; флотация - цианирование хвостов; кальцинирующий обжиг руды-цианирование огарка
То же	Глинистая	Песчано-глинистые породы с большим количеством первичных илов, кварца, окислов и гидроокислов железа	SiO_2 - 60-80 Fe_2O_3 - 8,0-14 Al_2O_3 - 5,0-11 CaO - 1,0-3,0 S < 1,0	Тонкое, в гидроокислах железа, иногда в плотных пленках. Видимое золото отсутствует	Цианирование
" "	Медистая	Волластонит, кальцит, пироксен, серицит, кварц, полевые шпаты, гранаты, малахит, азурит, ковеллин, халькопирит	SiO_2 - 34-46 Fe_2O_3 - 1,0-10 Al_2O_3 - 2,0-9,0 MgO - 1,0-2,5 S ≤ 0,3 Ca - 0,4-0,8	Основная масса в форме свободного золота средних размеров, часть тонко ассоциирована с породой	Гравитация-цианирование; гравитация-флотация
" "	Железистая (магнетитосодержащая и типа "железных шляп")	Большое количество магнетита	SiO_2 Fe - 29,0 Al_2O_3 - 9,0 CaO - 12,0 S, Cu, Pb, Zn } < 1,0	Относительно крупное, при измельчении до 0,21 мм освобождается, имеет чистую поверхность и легко анальгамируется	Гравитация-цианирование; плавка в качестве флюсовой добавки

Тип руды	Разновидность руды	Минералогический состав	Химический состав, %	Формы золота в руде	Рекомендуемые методы переработки и извлечения золота
Окисленная	Железистая (магнетитосодержащая и типа "железных шляп")	Лимонит с гематитом, кварц, окисленные и сульфидные минералы тяжелых металлов	SiO_2 - 47-49 Fe - 22-29 Al_2O_3 1,7-3,0 $S_{общ}$ - 0,5-1,5 Cu - 0,1-0,3 Zn - 0,5-1,0	Свободное, часть (иногда значительная) покрыта пленками окислов железа	Гравитация-цианирование; плавка в качестве флюсовой добавки
"	Мышьяковистая	Кварц, карбонаты, гидроокислы железа, глины, окисленные минералы мышьяка, скородит и др. Пирит, арсенипирит, галенит, сфалерит		Тонкодисперсное, значительная часть покрыта пленками скородита Сравнительно крупное, в основном свободное и в сростках	Флотация-цианирование хвостов. Флотация с предварительной щелочной обработкой. Гравитация и цианирование по полному иловому процессу с включением промежуточной щелочной обработки
Кварцево-сульфидная	Кварцево-сульфидная	Кварцевые, кварц-карбонатные или кварц-халцедонные породы с большей или меньшей вкрапленностью сульфидов	SiO_2 - 40-80 Fe_2O_3 - 3,0-6,0 Al_2O_3 8,0-13,0 CaO - 1,0-6,0 MgO - до 25 $S_{общ}$ - 0,5-10,0 As \leq 0,4	Относительно крупное, свободное, некоторая часть связана с сульфидами Тонкое, в большей части ассоциировано с сульфидами	Гравитация-флотация; гравитация-цианирование хвостов гравитации; флотация-цианирование хвостов флотации; трехстадийная флотация

Тип руды	Разновидность руды	Минералогический состав	Химический состав, %	Формы золота в руде	Рекомендуемые методы переработки и извлечения золота
Углистая	-	Значительное количество углистых, углисто-глинистых сланцев. Пирит, арсенопирит	SiO_2 - 70 Fe_2O_3 - 4,0-5,00 Al_2O_3 - 5,0-12,0 CaO - 1,5-5,0 MgO - 1,0-3,0 $S_{обш}$ - 1,5-2,0 As - 1,5 S - 1,0-1,5	Относительно крупное, имеется и тонкодисперсное, связанное с сульфидами	Гравитация-флотация с последующей селекцией на угольный и сульфидный концентраты
Комплексная полиметаллическая	Золото-мышьяковая Золото-сурьмяная Золото-медная Полиметаллическая	Помимо золота и серебра в рудах содержатся мышьяк, сурьма, медь, цинк, свинец и др. (главным образом в виде сульфидов)	SiO_2 - 20-80 Fe_2O_3 - до 35 Al_2O_3 - 1,5-8,0 CaO - 2,5-10,0 MgO - 3-10,0 S - 2,0-37,0	Тонкое, связанное с сульфидами, иногда свободное	Гравитация-флотация с последующей селекцией

За рубежом известны случаи применения прямого цианирования непосредственно для золото-мышьяковых руд с последующей флотацией золотосодержащих сульфидов из хвостов цианирования. На фабрике Кон (Канада) цианируют руду, содержащую 17,5 г/т золота и около 4% пирита и арсенопирита [3]. Основная масса золота в измельченной руде доступна для цианистого раствора, но часть золота тесно ассоциирована с пиритом и арсенопиритом. Измельчение руды ведут в цианистом растворе с последующим выделением крупного золота отсадкой. Концентрат отсадки амальгамируют, хвосты - цианируют. Хвосты цианирования подвергают флотации с получением концентрата, содержащего 47-63 г/т золота, 14-18% мышьяка и 27% серы (при выходе 5,1%). Полученный концентрат цианируют после предварительного обжига.

Некоторые золото-мышьяковые руды, содержащие сравнительно небольшое количество тонкодисперсного золота, обрабатывают по схеме, включающей флотацию и прямое цианирование флотоконцентрата. По такой схеме работает фабрика Сноу-Лейк (Канада) [4].

По схеме флотационного обогащения работает подавляющее большинство фабрик Австралии, Южной Родезии, Мексики, Чили и других стран. В Канаде с применением флотации работает 12 из 20 золотоизвлекательных фабрик, в Гане – три из четырех.

Выбор схемы и режима флотации золотосодержащих руд в первую очередь зависит от их вещественного состава. При правильно выбранных схемах и реагентных режимах на ряде отечественных фабрик (Балейская, Артемовская, Саралинская и др.) извлекают золото с лучшими технико-экономическими показателями, чем при планировании. Особенно эффективны стадияльные схемы флотации.

Флотацию всех золотосодержащих руд ведут обычно в слабощелочной среде при $\text{pH} = 7,9$, создаваемой содой или известью. В качестве собирателя применяются этиловый или бутиловый ксантогенаты, пенообразователя – сосновое масло. При повышенном содержании глины в руде необходима тщательная регулировка концентрации водородных ионов в жидкой фазе пульпы с целью наибольшей пептизации шламов. Это обычно достигается в условиях слабощелочной среды, создаваемой содой, а также небольшими дозировками жидкого стекла или сульфида натрия. Эти реагенты чаще всего вводятся непосредственно в стадию измельчения руды.

На большинстве предприятий, перерабатывающих сульфидные золотосодержащие руды, флотации подвергают хвосты гравитационного обогащения (чаще всего хвосты отсадки), не содержащие крупного золота.

В отдельных случаях коллективная флотация сульфидных золотосодержащих руд дополняется селективной с извлечением в концентрат преимущественно свободного золота или же одного из наиболее ценных сульфидов (например пирита). Остальные сульфидные минералы (не содержащие золота) депрессируют и удаляют в хвосты флотационного обогащения. В результате уменьшается выход концентрата, повышается его качество и соответственно снижаются расходы при металлургической переработке этого концентрата.

При обработке золотосодержащих руд, основными сульфидными компонентами которых являются пирит и арсенопирит, процесс селективной флотации состоит в разделении именно этих минералов.

Для разделения пирита и арсенопирита рекомендуются следующие способы :

I. Применение окислителей. Этот метод основан на снижении флотационной активности арсенопирита после предварительного его окисления. В качестве окислителей могут быть использованы воздух (при интенсивной аэрации пульпы), кислород, перманганат калия, пиролюзит. Основное условие успешного проведения процесса – строгая дозировка извести, которая подбирается

экспериментально для каждой разновидности минералов и руд и контролируется по содержанию растворимой окиси кальция в жидкой части пульпы в пределах 0,02-0,03%. Пирит в этих условиях депрессируется в значительно меньшей степени, чем арсенопирит. Показатели разделения пирита и арсенопирита улучшаются с увеличением времени и интенсивности окисления.

2. Проведение селективной флотации в известковой среде с предварительной активацией арсенопирита медным купоросом. Активированный медью арсенопирит сохраняет флотационную способность в известковой среде при уменьшении флотиремости пирита.

3. Применение аммониевых соединений и извести. При этом пирит сохраняет флотиремость, а арсенопирит депрессируется.

4. Разделение пирита и арсенопирита в содовой среде после предварительной обработки известью. В данном случае используется способность пирита, депрессированного известью, флотироваться в содовой среде, в отличие от арсенопирита.

Селекцию пирита и арсенопирита осуществляют при обогащении мышьяково-пиритных руд на фабрике Мариетта (США), где золото генетически не связано с арсенопиритом и продуктами его окисления [1].

Исходную руду, содержащую 33,5 г/т золота, 64 г/т серебра, 1,2% свинца, 1,2% цинка, 22,4% железа и около 6% мышьяка, измельчают в шаровых мельницах до крупности -0,074 мм. При измельчении вводят известь (0,45 кг/т), соду (0,68 кг/т) и сульфит натрия (0,45 кг/т).

Измельченная руда поступает на флотацию с использованием амилового ксантогената калия (14 кг/т) и пенообразователя Дауфрос-250 (14 кг/т). Время флотации 5 мин, содержание твердого в пульпе 30%. При этом получается грубый флотационный концентрат, содержащий 400 г/т золота, 1100 г/т серебра, 20,8% свинца, 29,8% серы, 27% железа и только 4,1% мышьяка.

Грубый концентрат подвергается повторной флотации в присутствии перманганата калия (28 г/т) при оптимальном значении $pH = 5,5$. В результате получают окончательный концентрат, содержащий 700 г/т золота, 1400 г/т серебра, 27,5% свинца, 3,3% мышьяка. Содержание золота в хвостах флотации составляет 2 г/т.

Стадиальную флотацию (в основном двухстадиальную) применяют как на новых, так и на многих старых фабриках. С переходом от одностадиальной флотации к многостадиальной получают менее шламистый концентрат при более полном извлечении золота и других ценных металлов. Повышение извлечения золота объясняется

меньшим переизмельчением золотосодержащих сульфидов и уменьшением содержания шламов в голове флотации.

Применение двухстадиальной схемы флотации на Артемовской фабрике позволило снизить содержание золота в хвостах на 20%. При внедрении трехстадиальной схемы флотации для руд Тасеевского месторождения содержание золота в хвостах может быть снижено до отвального.

В Канаде, на фабрике Джайент Иеллоунайф, перерабатывают золото-мышьяковую руду по схеме трехстадиальной флотации [5].

Первая стадия флотации осуществляется в однокамерных флотомашин Денвер. Извлечение золота в этой стадии приближается к 40%. Хвосты первой стадии классифицируют в спиральных классификаторах, слив которых, крупностью 50% класса - 0,074 мм, направляют на вторую стадию флотации, осуществляемую в 12 камерной флотомашине Денвер 24. Хвосты флотации классифицируют в гидроциклоне с получением слива крупностью 65% класса - 0,074 мм. Слив и пески гидроциклона подвергают отдельной флотации, причем пески доизмельчают в шаровой мельнице в открытом цикле. Слив флотируют без предварительного сгущения в сильноразбавленной пульпе.

Стадиальная схема измельчения и флотации обеспечивает получение зернистых концентратов крупностью 55% класса - 0,074 мм, вместо 70% класса - 0,074 мм при одностадиальной схеме флотации.

Извлечение золота по стадиям флотации составляет в %: однокамерные флотомашины - 40, вторая стадия флотации - 45, третья стадия флотации - 7.

По схеме двухстадиальной флотации перерабатывают золото-мышьяковую сульфидную руду на фабрике Дални (Южная Родезия) [6]. Схема включает трехстадиальное измельчение руды до крупности 90-95% класса - 0,074 мм; первую стадию флотации с последующим обесшламливанием хвостов и доизмельчением песковой фракции, поступающей на вторую стадию флотации. В мельницы подаются сода - 750 г/т, бутиловый и амиловый ксантогенаты - 65 г/т и медный купорос - 55 г/т.

КЛАССИФИКАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

35
Технологические особенности золотосодержащих концентратов характеризуются совокупностью признаков, определяющих методы и схемы их переработки. Важнейшими из этих признаков являются: характеристика золота по крупности, форма и характер ассоциации золота с рудообразующими минералами, вещественный и минералогический состав концентратов, содержание золота и других промышленно ценных компонентов.

Большое значение для оценки концентратов и выбора метода переработки имеет их качественная характеристика по содержанию полезных компонентов и, в первую очередь, по золоту. Высокое содержание золота в концентрате позволяет использовать для его переработки наиболее совершенные методы, обеспечивающие высокое извлечение золота и других металлов. Концентраты с низким содержанием золота следует перерабатывать более простыми методами, обеспечивающими низкую себестоимость извлекаемого из них металла.

Золотосодержащие концентраты в зависимости от вещественного состава можно подразделить на шесть типов: золото-пиритные, золото-мышьяковые, золото-углистые, золото-медные, золото-сурьмяные и золото-полиметаллические (табл.3).

Т а б л и ц а 3

Классификация золотосодержащих концентратов

Тип концентратов	Разно-видность	Крупность и формы ассоциации золота	Вещественный состав
Золото-пиритные	Рядовые	Макро- и микроскопическая; преимущественно свободное, частично в сростках с сульфидами	Отсутствуют компоненты, отрицательно влияющие при цианировании и плавке
	Упорные	Микро- и субмикроскопическая; преимущественно связанное с сульфидами и др. минералами, при измельчении золото вскрывается неудовлетворительно	Присутствуют компоненты, отрицательно влияющие на цианирование
	Весьма упорные	Микро- и, преимущественно, субмикроскопическая; золото тонко ассоциировано с рудообразующими минералами	Присутствуют соединения алюминия и магния. При металлургической плавке требует много флюсов
Золото-мышьяковые	Рядовые	Макро- и микроскопическая; преимущественно свободное, частично связано с сульфидами, легко вскрывается при измельчении	Отсутствуют компоненты, отрицательно влияющие на цианирование
	Упорные	Независимо от крупности золото преимущественно связано с сульфидами, при измельчении вскрывается неудовлетворительно, хорошо вскрывается при окислительном обжиге	Содержат более 2-3% мышьяка, с которым тесно ассоциировано золото

Тип концентратов	Разновидность	Крупность и формы ассоциации золота	Вещественный состав
Золото-углистые	Весьма упорные	Преимущественно субмикроскопическая, до коллоидного; тонко ассоциировано с сульфидами, в основном, с арсенопиритом, при окислительном обжиге вскрывается неудовлетворительно	Характеризуется высоким содержанием мышьяка (от 5 и более %)
	Упорные	Макро- и микроскопическая; частично связано с сульфидами, при измельчении вскрывается достаточно полно	Значительное содержание углистых сланцев, мышьяк присутствует от десятых долей до нескольких процентов
	Весьма упорные	Микро- и субмикроскопическая; тонко ассоциировано с сульфидами, преимущественно с арсенопиритом	Значительное содержание углистых веществ и арсенопирита, оказывающих отрицательное влияние на гидрометаллургические и пирометаллургические методы переработки концентрата
Золото-медные		Флотационной крупности; свободное, преимущественно связанное с сульфидами, в частности, с халькопиритом	Присутствуют минералы меди и других цветных металлов. Общее содержание меди не менее 0,3-0,5%. В промышленных концентратах этого типа содержание меди колеблется от 2 до 15-18%
Золото-сурьмяные		Микро- и субмикроскопическая; преимущественно тонко ассоциированное с сульфидами	Присутствуют сурьмянистые минералы, отрицательно влияющие на цианирование
Золото-полиметаллические		Флотационной крупности; в ассоциации с сульфидными минералами цветных металлов	Присутствуют сульфиды меди, цинка, свинца и др. Часто выдаются в виде селективных концентратов

К золото-пиритным относят концентраты, в которых основным рудообразующим материалом является пирит. Содержание его колеблется от 25 до 75%. По размеру частиц и характеру распределения золота, а также по содержанию отдельных компонентов золото-пи-

рядные концентраты делят в свою очередь на три разновидности: рядовые, упорные и весьма упорные.

К рядовым относят концентраты, в которых золото присутствует преимущественно в макро- и микроскопической форме, частично в свободном состоянии, но в основном ассоциированное с пиритом. Золото в них доступно для цианирования или легко вскрывается при доизмельчении (концентраты Мурун-Тау, Кочкаря, Карамкена). В концентратах этого типа нет компонентов, оказывающих отрицательное влияние на технологические процессы их переработки.

К упорным относят концентраты с микро- и субмикроскопической крупностью золота, преимущественно тонко ассоциированного с пиритом. В концентрате присутствуют компоненты, отрицательно влияющие на цианирование (пирит, магнетит, сульфаты щелочных металлов, вторичные медные минералы, многие минералы сурьмы и др.). Золото при доизмельчении этих концентратов вскрывается весьма неудовлетворительно.

К категории весьма упорных относятся концентраты с микро- и преимущественно субмикроскопическим размером частиц золота, тесно ассоциированных с пиритом. В концентратах этого типа иногда присутствуют соединения алюминия и магния, оказывающие отрицательное влияние на пирометаллургические процессы его переработки.

К золото-мышьяковым относят концентраты со значительным содержанием мышьяка (свыше 2-3%), в основном, в форме арсениопирита. Золото-мышьяковые концентраты, в свою очередь, разделяются на три разновидности: рядовые, упорные и весьма упорные.

К рядовым относятся концентраты, в которых золото находится преимущественно в свободном состоянии, а формы его ассоциации с сульфидами не оказывают заметного отрицательного влияния на извлечение его цианированием (концентраты Советской и Беркульской фабрик).

В упорных золото-мышьяковых концентратах золото представлено частицами микро- и субмикроскопической крупности, преимущественно тесно ассоциированное с сульфидными минералами. Это золото вскрывается достаточно хорошо в процессе обжига, после чего получаемые огарки удовлетворительно цианируются (Дарасунская и Зодская фабрики).

К весьма упорным золото-мышьяковым концентратам относятся продукты, в которых золото представлено частицами субмикроскопической крупности, тесно ассоциированное с рудообразующими минералами и трудно вскрываемое при термохимическом разложении. В концентратах помимо мышьяка этого типа присутствуют другие

компоненты, оказывающие отрицательное влияние на их пирометаллургическую плавку (Кокпатас, Бақырчик).

Золото-углистые концентраты отличаются высоким содержанием углистых веществ и мышьяка (Бақырчикская и Зодская фабрики). Исключение составляют концентраты Миндякской и Ключевской фабрик, в которых содержание мышьяка не превышает 0,5-1%.

В зависимости от крупности золота, форм его нахождения и технологической активности углистых веществ концентраты этого типа могут быть подразделены на две разновидности: упорные и весьма упорные.

К упорным разновидностям отнесены концентраты, в которых золото представлено в основном частицами микроскопической крупности и находится как в свободном состоянии, так и в виде связанного с рудообразующими минералами. При доизмельчении это золото вскрывается достаточно полно. Отрицательное влияние углистых веществ при цианировании может быть устранено с помощью различных реагентов (керосин, флотационные масла, скипидар, ализарин и др.), сорбцией золота синтетическими смолами (концентраты Матросовской фабрики) и предварительным выщелачиванием гуминовых веществ.

Золото-медные концентраты содержат значительное количество меди, в основном, в виде сульфидных минералов: халькопирита, борнита, халькозина, ковеллина и др. Медь в концентратах при небольшом содержании в форме вторичных медных минералов является вредной примесью, оказывающей отрицательное влияние на процесс цианирования. При значительном содержании она является ценным компонентом, попутное извлечение которого представляет экономический интерес.

Золото-сурьмяные концентраты содержат сурьму, которая может рассматриваться как нежелательный или как полезный компонент.

Природные минералы сурьмы - антимонит, пираргёрит, тетраэдрит и др. - при цианировании концентратов оказывают в различной степени отрицательное влияние на процесс растворения золота. Поэтому при небольшом содержании сурьмы в концентратах она рассматривается как вредная примесь, влияние которой приходится нейтрализовать с целью более полного извлечения золота цианированием. При значительном содержании сурьмы в концентрате (саралахские руды) схема его переработки выбирается с учетом ее извлечения.

Золото-полиметаллические концентраты представлены сульфидами свинца, меди, цинка и др., с которыми золото в той или иной мере ассоциировано. Содержание цветных металлов в этих концентратах, как правило, промышленное, и они чаще всего перерабатываются пирометаллургическими методами.

крупность золота во флотационных концентратах обычно не превышает 200 микрон, поскольку наиболее крупная часть его из руд извлекается на фабриках гравитационными методами.

Основная часть золота в них представлена частицами крупностью в пределах $-100 + 0,1$ микрон. Золото субмикроскопической крупности составляет 2-3%. Даже при относительно тонком измельчении (92-96% класса 74 мк), часть тонкодисперсного золота остается нередко нераскрытым, что исключает возможность его извлечения гидрометаллургическим способом. В отдельных случаях размеры частичек золота настолько малы, что даже после термохимического разложения минералов окислительным обжигом часть золота по-прежнему остается недоступной для выщелачивания (Кокпатас, Бакнорчик). Для полного вскрытия такого тонкого золота требуется более глубокое химическое разложение минералов, что может быть достигнуто, например, автоклавно-щелочным методом.

При цианировании концентратов извлечение золота определяется степенью его вскрытия из вмещающих пород и величиной поверхности контакта золотин с цианистыми растворами. Золото различной крупности практически извлекается в одинаковой степени.

Так, например, из концентратов Зодской фабрики крупностью $+ 40$ мк извлечение золота составляет 72,5-79,5%. Такое извлечение золота получено и из более мелких классов (-20 мк).

Из концентратов Терекканского месторождения золото при цианировании практически извлекается одинаково как из крупных ($+ 40$ мк), так и из мелких классов ($- 40$ мк).

Более тонкое доизмельчение не дает повышения извлечения золота как из зодских, так и из терекканских концентратов, что, по-видимому, вызывается влиянием ряда физико-химических факторов, возникающих в процессе тонкого измельчения.

Распределение золота по классам крупности до и после цианирования тасеевских концентратов (комбинат "Балейзолото") также подтверждает указанные выше положения: при общем извлечении золота цианированием из концентратов в пределах 87,8% извлечение его по отдельным классам крупности находится в пределах этой же величины.

СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Выбор схемы переработки

На выбор схемы переработки золотосодержащих концентратов помимо их вещественного состава оказывают влияние форма и характер ассоциации золота с рудообразующими минералами.

Золото, находящееся на поверхности рудообразующих минералов, практически полностью доступно плавным растворам и легко извлекается плавнением. Примером такой связи золота с сульфидами может служить флотационный концентрат, получаемый из руд месторождения Мурун-Тау. Прямым плавнением этого концентрата при обычных условиях извлекается более 98% золота. Следует отметить, что руда перед флотацией подвергается гравитационному обогащению и свободное золото предварительно извлекается.

В ряде случаев золото встречается в виде тончайших включений (до коллоидного включительно) с рудообразующими минералами. Такое золото обычно трудно вскрывается и плавнением практически не извлекается (кокпатасские концентраты).

Большое значение имеет также характер распределения золота между различными минералами, находящимися в составе концентратов (сульфидами, сульфатами, оксидами и др.). Об этом наглядно свидетельствуют данные, полученные при фиксации золота в концентратах Зодской обогатительной фабрики до и после плавнения (табл.4).

Т а б л и ц а 4

Распределение золота в концентратах
Зодской фабрики до и после плавнения

Форма содержания золота	Исходный концентрат		Результаты плавнения	
	содержание золота, г/т	распределение золота, %	извлечение золота, %	содержание в хвостах, г/т
Свободное	6,20	2,94	98,80	0,04
В сульфатах	13,88	29,10	99,40	0,08
В карбонатах	5,67	11,90	98,00	0,12
В антимоните	1,91	4,00	93,20	0,13
В оксидах железа и марганца	0,09	0,20	55,60	0,04
В сульфидах	22,96	48,10	46,20	12,36
В кварце	0,24	0,50	0,00	0,24

Содержание других промышленно ценных компонентов в концентратах в отдельных случаях бывает настолько значительным, что комплексное их извлечение играет существенное значение для их технико-экономической оценки.

Выбор схемы переработки таких концентратов должен производиться с учетом достаточно полного извлечения кроме золота попутных элементов, которые чаще всего представлены медью, цинком, свинцом и редкими металлами.

Содержание золота в концентратах меняется в очень широких пределах и составляет от десятков до нескольких сот граммов на тонну.

Между тем, содержание золота в концентрате имеет решающее значение не только для выбора метода и схемы его переработки, но часто и технико-экономической оценки всей технологии извлечения золота из рудного сырья.

Несмотря на большое разнообразие вещественного состава и технологических особенностей золотосодержащих концентратов (6 типов и 6 разновидностей), основные методы их переработки можно свести к нескольким принципиальным схемам (табл.5).

Т а б л и ц а 5

Технологические схемы переработки различных типов золотосодержащих концентратов

Концентраты			Технологическая схема		
тип	разно-вид-ность	индекс	индекс	основные операции	вид ко-нечной продукции
Золото-пирит-ные	Рядо-вые	I -А	I-А	Доизмельчение (исти-рание) в одну или несколько стадий, щелочная обработка, ци-анирование в одну или несколько ста-дий, сорбционный процесс	Катодное золото, цинковые осадки
	Упор-ные	I -Б	I-А	То же	То же
			II-А	Сушка, окислитель-ный обжиг, пироме-таллургическая переработка в ших-те с медными или свинцовыми концен-тратами	Металл Доре
			I-Б	Окислительный об-жиг, доизмельчение огарка, щелочная об-работка, цианирование в одну или несколько стадий, сорбционный процесс. При необхо-димости предваритель-ное водное выщелачи-вание сульфатов	Катодное золото, цинковые осадки
	Весь-ма упор-ные	I -В	I-Б	То же	То же

Концентраты			Технологическая схема		
тип	разно-видность	индекс	индекс	основные операции	вид конечной продукции
			I-B	Автоклавная обработка, отделение растворов от кеков, плакирование кеков, сорбционный процесс	—
			П-B	Окислительный обжиг, хлоридовозгонка с предварительной грануляцией, переработка возгонов	Черновое золото с примесями других металлов. При селективной очистке растворов возможно получение чистых металлов
			П-Г	Шихтовка, плавка на штейн, окисление штейна, плавка на черновую медь, огневое рафинирование, электролиз	Металл Доре
			П-Д	Шихтовка, плавка на щелочной железонатриевый шлак с введением в шихту свинцовых соединений в качестве коллатора при восстановительной плавке	Металл Доре
Золото-мышьяковые	Рядовые	2-A	I-A	См. выше индекс I-A	Катодное золото, цинковые осадки
	Упорные	2-B	I-B	См. выше индекс I-B	То же
		2-B	П-A	Окислительный обжиг и плавка огарка	Металл Доре
	Весьма упорные	2-B	I-B	См. выше индекс I-B	То же
			П-B	То же, индекс 2-B	—
			П-Г	Высокотемпературная плавка сырых концентратов	—

Концентраты			Технологическая схема		
тип	разно-видность	индекс	индекс	основные операции	вид конечной продукции
Золото-углистые	Упорные	З-А	I-А	Тонкое доизмельчение, сорбционный процесс	Катодное золото
			I-Б	См. выше индекс I-Б	См. выше
			П-А	См. выше индекс 2-А	То же
	Весьма упорные	З-Б	П-А	То же, индекс 2-А	"-
			П-В	То же, индекс 2-А	"-
			I-В	См. выше индекс 2-А	См. выше
Золото-медные			I-В	То же	То же
			I-А	То же, индекс I-А	"-
			П-А	"-. индекс 2-А	"-
Золото-сурьмяные			П-В	Окислительный обжиг, плавка огарка, рафинирование сурьмы	Золотосодержащий остаток
Золото-полиметаллические			П-А	См. выше индекс 2-А	См. выше

В каждом отдельном случае с учетом конкретных особенностей концентратов могут рассматриваться и другие технологические схемы, включающие методы подготовки и переработки, не указанные в таблице 5 (сульфатизирующий обжиг, вакуумирование и т.д.), которые еще не получили практического применения или недостаточно полно изучены.

В основном для переработки золотосодержащих концентратов применяют гидрометаллургические схемы с предварительным вскрытием золота из концентратов физико-механическими методами, термохимической или химической обработкой, а также пирометаллургические, включающие непосредственную плавку или плавку с предварительным обжигом.

Гидрометаллургическая схема цианирования концентратов с предварительным их истиранием или доизмельчением (I-А) является

наиболее простой и используется для концентратов, в которых золото присутствует в свободном состоянии или в сростках, легко доступных для планирования.

Схема I-Б с предварительным окислительным обжигом в настоящее время используется наиболее широко за рубежом для переработки многих видов упорных концентратов. В зависимости от химического состава концентратов обжиг осуществляется в одну или две стадии.

Двухстадийный обжиг применяется для золотосодержащих пиритно-мышьяковых концентратов. На первой стадии мышьяк в виде его триоксида удаляется при относительно низких температурах (450–550°C) и некотором недостатке окислителя (кислорода или воздуха). Вторая стадия обжига осуществляется при более высоких температурах, при которых усиленно окисляются пирит и остатки арсенопирита.

Пирометаллургические схемы П-А при совместной переработке золотосодержащих концентратов с медными и свинцовыми получили в СССР наибольшее распространение. В тех случаях, когда золотодобывающие предприятия расположены недалеко от медеплавильного или свинцового завода, этот метод совместной плавки концентратов (при наличии свободных мощностей) может оказаться достаточно рентабельным.

Если же в золотосодержащем концентрате присутствует мышьяк, преимущество этого варианта по сравнению с другими методами значительно снижается.

Из остальных методов заслуживает внимания схема вскрытия золота автоклавным выщелачиванием с последующим планированием кека (I-В) и непосредственная высокотемпературная плавка сырых концентратов (2-Г).

Первая из них (I-В) обеспечивает наиболее высокие технологические показатели по извлечению золота, но в связи со значительными эксплуатационными расходами может быть рекомендована только для богатых и технологически весьма упорных концентратов, из которых золото не может извлекаться другими методами.

Схема с высокотемпературной плавкой сырых концентратов (2-Г) не требует предварительной подготовки концентрата и может быть достаточно перспективной для упорных (особенно золото-мышьяковых) концентратов, которые не могут перерабатываться с требуемой эффективностью гидрометаллургическим методом без предварительного обжига или автоклавного разложения.

Схема с плавкой на веркблей (П-Д) основана на плавке концентратов на щелочной или так называемый железо-натриевый шлак, главными компонентами которого являются SiO_2 , Fe_2O_3 , Na_2CO_3

в процентном соотношении 25:33:32. В таких шлаках растворяется до 10% серы и до 0,5% сурьмы и мышьяка. В случае плавки золото-мышьяковых концентратов, содержащих значительные количества мышьяка и сурьмы, требуется предварительное удаление этих элементов.

В последнее время начинают усиленно развиваться работы по гидрохлорированию концентратов в сыром или обожженном виде.

Недостатком схемы гидрохлорирования является значительный расход хлора, который зависит от содержания сульфидов в исходном концентрате. Поэтому для снижения расхода хлора обычно производится предварительный окислительный обжиг концентрата. В отдельных случаях встречаются концентраты с незначительным содержанием сульфидов. Для таких концентратов возможно применение метода гидрохлорирования без предварительного обжига.

Лабораторные исследования, выполненные по гидрохлорированию сырых флотационных концентратов, полученных из ключевских руд, показали возможность извлечения до 98,0% золота в раствор при удельном расходе хлора до 50 кг/т. При непосредственном цианировании указанных концентратов извлечение золота в раствор не превышало 79%. Цианирование и выщелачивание водно-растворимых сульфатов с предварительным обжигом позволило повысить извлечение золота до 94%.

Золото-мышьяковые концентраты чаще всего перерабатываются по сложным схемам.

Золото-углистые концентраты содержат углистые вещества, которые на всех стадиях переработки создают значительные трудности: уголь и углистые вещества типа гуминовых кислот, являясь активными сорбентами золота, вызывают при цианировании дополнительные его потери, достигающие иногда 15-25%, как это, например, происходит при обработке концентратов на фабрике им. Матросова.

Поэтому при извлечении золота из этих концентратов применяют многостадийное цианирование с промежуточной фильтрацией и промывкой кеков и подачу дополнительных реагентов. Хорошие результаты в этом случае могут быть получены также с применением сорбционного процесса выщелачивания.

Золото-медные концентраты могут перерабатываться гидрометаллургическими способами при низких содержаниях меди в форме первичных сульфатов или пирометаллургическими - при высоких содержаниях меди.

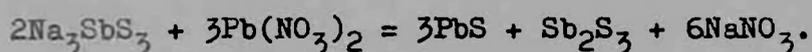
При гидрометаллургическом методе процесс осуществляется в слабых цианистых растворах, обладающих ограниченной растворяю-

шей способностью по отношению к минералам меди. При этом основная масса меди остается в хвостах цианирования.

Другим способом нейтрализации меди при цианировании золотосодержащих концентратов является ферритизирующий обжиг, при котором сульфиды меди связываются в ферриты, трудно растворимые в цианиде.

Третий метод гидрометаллургической переработки золото-медных концентратов (при значительном содержании окисленных минералов меди) состоит в предварительном выщелачивании меди слабыми растворами кислот с отмывкой медно-растворимых сульфатов и последующим извлечением золота из кеков цианированием. Чаще всего, однако, для переработки золото-медных концентратов рекомендуется плавка с переводом золота и серебра в медный штейн, откуда они в дальнейшем извлекаются в черновую медь и при электролитическом рафинировании последнего получают в виде шламов и металла Доре.

Золото-сурьмяные концентраты отличаются упорностью по отношению к цианированию. Различные минералы и химические соединения сурьмы оказывают отрицательное влияние на степень растворения золота в цианистых растворах. Главной причиной этого является образование нерастворимых в цианистых средах пленок на поверхности металлических частиц золота [1,2]. При этом наиболее вероятной формой таких покрытий является сульфид сурьмы Sb_2S_3 , образующийся в результате протекания реакции между $NaAu(CN)_2$ и Na_2SbS_3 . Для нейтрализации сульфидной сурьмы в пульпу добавляют растворимые соединения свинца, разлагающие сульфосоли сурьмы по реакции:



В результате повторного растворения Sb_2S_3 и осаждения PbS вся сурьма в конечном итоге переходит в форму менее активной окиси соли Na_3SbO_3 или $[Ca(SbO_3)_2]$

Возможно также использование сорбции растворимых соединений сурьмы из цианистых растворов некоторыми поверхностно активными веществами, например, окислами и гидроокислами железа, окисью алюминия и т.д. [1].

При значительных содержаниях сурьмы ее предварительно выделяют из концентрата с последующим цианированием кеков или подвергают пирометаллургической плавке с получением черновой сурьмы, которую рафинируют с последующей выдачей трехоксида сурьмы и золотосодержащих остатков, направляемых на дальнейшую пе-

переработку. Таким образом, для переработки золото-сурьмяных концентратов могут быть рекомендованы следующие схемы:

- цианирование с нейтрализацией вредного влияния соединений сурьмы различными реагентами;
- цианирование с предварительным выделением сурьмы гидрометаллургическим методом;
- пирометаллургическая плавка с предварительным обжигом, последующим цианированием чернового сплава и получением золото-содержащего осадка.

Золото-полиметаллические концентраты, как правило, перерабатываются вместе с их основными концентратами.

Анализ схем, рекомендуемых для различных типов концентратов, показывает, что многие из них могут быть успешно использованы для двух и более типов концентратов: например, схема I-A может применяться почти для всех типов концентратов, в которых золото представлено в легко доступной для цианирования форме. То же относится и к схемам II-A и I-B.

Таким образом, концентраты различных предприятий и месторождений могут перерабатываться с достаточной эффективностью по близким технологическим схемам на районных заводах или на одном специализированном заводе, имеющем в своем составе два-три цеха с различными технологическими схемами.

Существенное влияние на технико-экономические показатели переработки концентратов помимо технологических особенностей и форм нахождения золота оказывают: масштабы производства, географическое положение предприятий и их санитарное состояние.

Большинство золоторудных предприятий имеют сравнительно небольшие запасы руд, что определяет их малые производственные мощности. Руды, как правило, содержат небольшое количество сульфидов, поэтому выход концентратов в большинстве случаев не превышает 4-7%. Переработка небольших количеств концентратов по сложным технологическим схемам экономически не всегда представляется целесообразной. Географическое положение предприятия играет существенную, а иногда и решающую роль при выборе метода переработки золотосодержащих концентратов. Для предприятий, расположенных в районах медных и свинцовых заводов, совместная переработка руды сульфидных концентратов может оказаться более экономичной. Однако при составлении технико-экономических расчетов этого варианта необходимо учитывать состав концентратов и их влияние на конечные показатели работы металлургического завода.

Для предприятий, расположенных в отдаленных, слабо освоен-

ных районах, особое значение имеет изыскание рациональных методов переработки концентратов с минимальными энергетическими затратами, малым расходом реагентов и небольшим количеством обслуживающего персонала.

Указанным условиям наиболее полно отвечают гидрометаллургические схемы с использованием сорбционного метода для извлечения золота непосредственно из пульп. При этом для вскрытия упорной части золота применяется доизмельчение в шаровых и рудногалечных мельницах. Такие схемы требуют минимальных затрат и являются более экономичными по сравнению с другими сложными схемами. При транспортировке концентратов с отдельных предприятий на металлургические заводы качество их по содержанию благородных металлов должно быть достаточно высоким.

Санитарным условиям эксплуатации золотоизвлекательных фабрик уделяется особенное внимание в связи с использованием в технологических процессах высокотоксичных реагентов и, в первую очередь, цианистых солей. Опасность загрязнения рек, водоемов, грунтовых вод, а также воздушной среды часто ставит под сомнение возможность применения технологических схем с использованием токсичных соединений. Выбор метода переработки концентратов обязательно производят с учетом санитарных требований данного района.

Строительство и эксплуатация сооружений, необходимых для очистки и нейтрализации стоков и технологических газов, весьма часто приводит к значительному удорожанию общих капитальных затрат и повышению эксплуатационных расходов. Поэтому выбор и обоснование технологической схемы переработки концентратов должны производиться с обязательным учетом ожидаемых затрат на указанные сооружения.

В последнее время все чаще разрабатываются и осуществляются схемы с полным использованием водоборота. Это направление является наиболее перспективным в практике гидрометаллургических предприятий. При этом необходимо учитывать возможность и целесообразность регенерации отдельных реагентов (цианида, щелочи и др.) и улавливания в процессе технологии соединений серы, мышьяка и других элементов. Возможность и целесообразность утилизации серы для получения серной кислоты тесно связана с дальностью транспортировки для реализации и потребностью в кислоте непосредственно в данном районе. Поэтому в каждом отдельном случае вопрос о производстве серной кислоты или нейтрализации сернистых газов должен решаться с учетом производства и потребления серной кислоты в районе строительства предприятия. В отдельных случаях может оказаться более целесообразным транспортировать концентраты в районы, нуждающиеся в серной кислоте.

Большое значение в выборе технологической схемы и места строительства цехов переработки золотосодержащих концентратов имеет наличие мышьяка в концентратах и его влияние на извлечение золота. В случае применения окислительного обжига концентрата для вскрытия золота из рудных минералов возникает задача не только улавливания и утилизации мышьяка, но и отделения его от сернистых газов, направляемых на производство серной кислоты.

Мышьяк, извлекаемый в виде трехоксида, при отсутствии возможности реализации подлежит захоронению с учетом санитарных требований. В случае получения товарной трехоксида мышьяка необходимо предусмотреть строительство специальных цехов по упаковке и хранению трехоксида мышьяка. Затраты на производство, как правило, не окупаются преискурантной ценой на мышьяк и поэтому повышают себестоимость основной продукции.

Технология переработки золотосодержащих концентратов

Основным условием для успешного извлечения золота из концентратов гидromеталлургическим методом является полное или частичное вскрытие его зерен. Для этого используются механические, термохимические, химические или пирометаллургические методы, а также хлоридовозгонка.

Механические методы вскрытия основаны на доизмельчении материала до крупности, при которой во вмещающих породах или минералах раскрываются частицы золота.

Для переработки золото-медной мышьяковой руды Тарорского месторождения институтом "ЦНИГРИ" [7] предложена схема (рис.1) селективного выделения кондиционного золото-медного концентрата с последующим цианированием доизмельченных до 40 микрон и отмытых от шламов хвостов флотации. Цианирование хвостов флотации является для данной руды неизбежной операцией из-за наличия тонкой связи золота с вмещающими карбонатными и кварцево-карбонатными породами.

По рекомендуемой схеме обогащения получено такое же извлечение золота, как и по схеме, предусматривающей выделение золото-мышьякового концентрата с последующим его обжигом и пирометаллургической плавкой (около 92%).

Для обогащения золото-мышьяковых сульфидных руд месторождения Тереккан (Киргизская ССР) рекомендована схема коллективной флотации с последующим цианированием сырого доизмельченного до -40 микрон флотационного золото-мышьякового концентрата (рис.2).

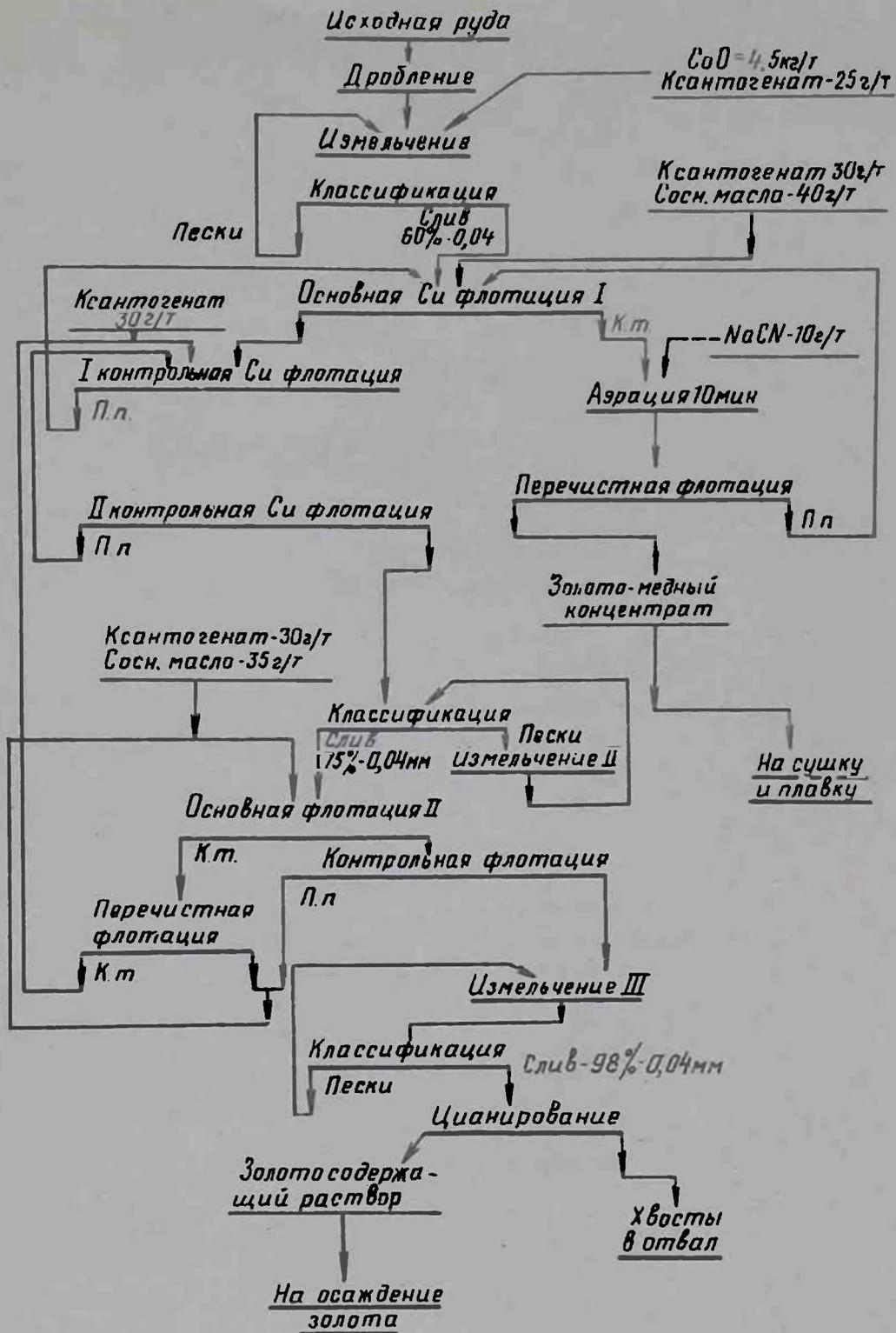


Рис. I. Технологическая схема переработки руды Тарорского месторождения

Сравнительные результаты цианирования терекканских сырых и обожженных золото-мышьяковых флотоконцентратов свидетельствуют о том, что окислительный обжиг дает преимущества по извле-

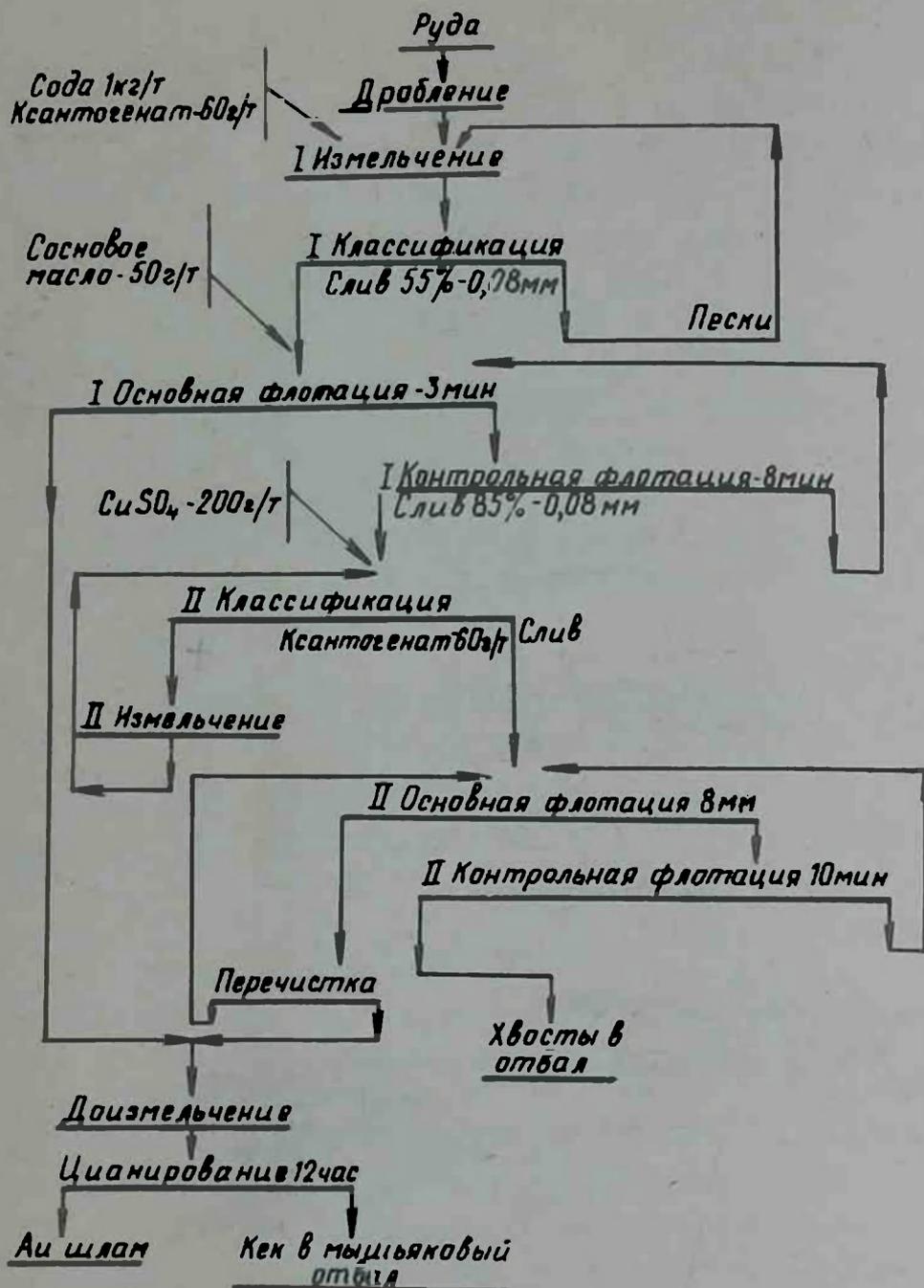


Рис.2. Рекомендуемая схема переработки руды Тареканского месторождения

чению золота только при цианировании исходных недоизмельченных концентратов крупностью 85% класса – 80 микрон. Цианирование же флотоконцентратов с доизмельчением до 95% класса – 40 микрон позволяет получить более высокое извлечение золота (до 93%) по сравнению с цианированием предварительно обожженного концентрата. При этом следует учесть, что расход цианида при выщелачивании обожженного концентрата в 2–3 раза, а извести – в 1,5–2 раза выше, чем при цианировании сырого концентрата,

что объясняется образованием при обжиге солей закисного железа и других соединений, поглощающих цианид и кислород из раствора.

Лабораторные опыты по извлечению золота из сырых золотосодержащих концентратов Тарорского месторождения с высоким содержанием мышьяка показали возможность получения удовлетворительных показателей при соблюдении следующих условий:

-тонкого измельчения (до -40 микронов) концентратов перед цианированием;

-предварительной обработки пульпы в высокощелочной среде ($\text{pH} = 11-12$) с последующим удалением в отвал растворов. Такая операция удачно совмещается с селективной флотацией меди при высокой щелочности пульпы ($\text{pH} = 10,5-11,5$);

-сокращения продолжительности цианирования до 12-16 часов;

-поддержания строгой концентрации цианида ($0,1-0,05\%$) и щелочи ($0,03-0,05\%$) в пульпе в течение всего времени цианирования.

Таким образом, при создании определенных условий можно в отдельных случаях успешно осуществлять цианирование сырых высокомышьяковистых золотосодержащих материалов. При этом упрощаются схемы обработки руд, в значительной мере сокращаются капитальные и эксплуатационные затраты на их переработку, улучшаются санитарно-гигиенические условия труда и ускоряется сдача в эксплуатацию новых месторождений золото-мышьяковых руд.

В большинстве случаев при обработке золото-мышьяковых концентратов извлечение золота из них после тонкого измельчения методом цианирования не решает проблемы коренного улучшения технологических показателей по извлечению золота.

Потери золота в хвостах цианирования флотационных концентратов часто достигают таких размеров, что ставят под сомнение целесообразность применения гидрометаллургических способов переработки.

Термохимические методы вскрытия основаны на разложении золотосодержащих сульфидов (пирит, арсенипирит) при их интенсивном нагревании. Термохимическое разложение сульфидов происходит с участием газообразных компонентов S_2 , O_2 , As , As_2O_3 , SO_2 и др. В результате разложения сульфидные минералы становятся пористыми с обилием микроканалов и трещин, по которым становится возможным доступ растворителей к золоту и серебру.

Для термохимического разложения сульфидов используются различные виды обжига золотосодержащего сырья.

Иркутским политехническим институтом и Ирриредметом была разработана схема удаления мышьяка из золото-мышьяковых продук-

тов путем двухстадиального обжига в печах кипящего слоя с последующим цианированием полученных огарков [8-12]. При этом остаточное содержание золота в кеках цианирования составляет от 3 до 10 г/т.

Исследованиями и укрупненными испытаниями по извлечению золота из золото-мышьякового концентрата Дарасунской фабрики (содержание мышьяка в концентрате 8-10%) выявлено, что двухстадийный обжиг концентратов в печах кипящего слоя позволяет извлечь в I стадии (при 400-500°C) свыше 90% мышьяка, а во II стадии (при температуре 500-600°C) полностью выжечь серу.

Полученные огарки после предварительного обезмеживания серной кислотой хорошо цианируются при извлечении золота в раствор (свыше 95%) и расходе цианида в пределах 4-6 кг/т обрабатываемого огарка.

С применением окислительного и хлорирующего восстановительного обжига Иркутским политехническим институтом разработана схема переработки золото-мышьяковых концентратов Дарасунской фабрики с извлечением всех ценных составляющих (рис.3) [13].

Основные продукты переработки концентратов по данной схеме:

- золотой шлам, в который извлекаются 83,8% золота и 32,2% серебра;

- золото-медный концентрат, в который извлекаются 12,9% золота, 51,9% серебра и 82,7% меди от содержания в исходном сыром концентрате. Выход золото-медного концентрата - 6,64% от веса огарка или 4,62% от веса исходного необоженного концентрата. В золото-медном концентрате содержится золота - 190 г/т, серебра - 1600 г/т и меди - 34,2%.

Общее извлечение металла по всем операциям: золота - 96,7%, серебра - 84,1% и меди - 82,7%.

В результате лабораторных исследований и промышленных испытаний институтами "ЦНИГРИ" и "ВНИИПРОЗолото" разработана и предложена для Дарасунской фабрики следующая схема переработки коллективного флотационного концентрата:

- селективная флотация с получением золото-медного, золото-мышьякового и золото-пиритного концентратов. Золото-медный концентрат, содержащий меди более 12% и золота более 100 г/т, после сушки может отгружаться на медеплавильный завод;

- золото-мышьяковый концентрат с содержанием золота 40-50 г/т и мышьяка около 6-8% рекомендуется перерабатывать по схеме, включающей окислительный обжиг с последующей пирометаллургической плавкой огарка на медеплавильном заводе;

Указанная схема позволяет получить золото-медный концентрат, отвечающий по содержанию мышьяка требованиям пирометаллургических заводов, и золото-мышьяковый концентрат с высоким содержанием мышьяка, что обеспечивает получение товарной трехокси мышьяка при окислительном обжиге.

Вывод пирита в отдельный золото-пиритный продукт, выход которого составляет около 40%, позволил сократить количество концентрата, подлежащего транспортировке для последующей пирометаллургической переработки.

Снижение общих транспортных расходов и использование схемы сорбционного выщелачивания для переработки золото-пиритного продукта (вместо обжига и плавки) позволят снизить себестоимость получаемого золота на 10-12%.

Из бақырчикских концентратов с содержанием золота 70 г/т, серы - 11,7%, углерода - 11%, мышьяка - 6,2% при применении двухстадиального обжига в кипящем слое на полупромышленной установке во ВНИИЦветмете получены огарки следующего состава: золота - 100 г/т, серы - 0,8%, углерода - 1%, мышьяка - 1,1-1,3%. При цианировании этих огарков извлечение золота составило 91%.

При обжиге золотосодержащих сульфидных материалов в присутствии носителей хлора, отличающегося высокой химической активностью, обеспечивается получение пористых огарков со структурой, наиболее благоприятной для доступа цианистых растворов к тонким включениям золота [1].

В качестве хлорагента чаще всего используется хлористый натрий, для разложения которого требуется наличие паров сернистого газа или элементарной серы.

Обязательным условием успешного проведения процесса хлорирования, по мнению большинства исследователей, является присутствие сульфидной серы. Однако учитывая, что основным продуктом разложения хлористого натрия в условиях окислительно-хлорирующего обжига является сульфат натрия Na_2SO_4 , повышенное содержание серы в концентратах может увеличить расход NaCl . Общий расход хлористого натрия может быть снижен за счет перевода серы в двуокись, которая улетучивается с газами. Практически это достигается подшихтовкой NaCl к уже частично обожженному концентрату, в котором содержание серы должно быть на уровне 3-5%. По стехиометрическим соотношениям, количество необходимого хлористого натрия должно быть примерно в 2 раза больше содержания серы в концентрате. Следовательно, требуемое расчетное количество NaCl для окислительно-хлорирующего обжига при содержании в материале 3-5% серы должно находиться в пределах 6-10%.

Золото и многие другие металлы при обжиге с хлористым на-

трием образуют хлориды, которые обладают определенной летучестью при повышенных температурах. Хлорид золота начинает возгоняться уже при температуре 265° . При условиях обжига часть золота в виде $AuCl_3$ переходит в газовую фазу. Некоторая часть золота уносится летучими хлоридами других металлов. Поэтому при окислительно-хлорирующем обжиге необходимо тщательно улавливать возгоны из газов и возвращать их в огарок или в циклонную пыль. Для концентратов, содержащих мышьяк, необходимо учитывать, что $AuCl_3$ и As_2O_3 обладают относительно близкими температурами конденсации, в связи с чем удаление в газовую фазу указанных соединений надлежит производить отдельно. Для этого обжиг осуществляется в две стадии, причем хлористый натрий вводится в огарок на второй стадии.

Хлоридовозгонка золота заключается в разложении золотосодержащих минералов (сульфиды, окислы) элементарным хлором или активными хлоридами при повышенных температурах. При этом, одновременно со вскрытием минералов происходит образование летучего хлорида золота, который возгоняется, затем конденсируется и перерабатывается на металлический слиток.

Этот метод включает окислительный обжиг флотоконцентратов, шихтовку и грануляцию огарка с поваренной солью и хлористым кальцием, хлорирующий обжиг при температуре в пределах $1000^{\circ}C - 1100^{\circ}C$ и переработку возгонов.

Изучение влияния температуры и расхода хлористого натрия на степень хлоридовозгонки золота, проведенное для различных золотосодержащих концентратов, показало, что золото начинает хлорироваться при температуре $500^{\circ}C$, достигая максимума отгонки образовавшихся хлоридов золота при температуре $1000^{\circ}C$. При окислительном обжиге концентратов наиболее выгодное количество серы в огарках, необходимой для разложения поваренной соли, хлорирования золота и цветных металлов, находится в пределах 2-5% и зависит от состава огарка и характера золота в нем. При небольшом содержании цветных металлов в огарке серы необходимо оставлять в пределах 2-2,5%. С увеличением количества тонкодисперсного золота и содержания цветных металлов требуемое количество серы возрастает до 4,5-5%. При этом расход поваренной соли колеблется в пределах 10-15% от веса концентрата. В оптимальных условиях метод хлоридовозгонки обеспечивает извлечение золота в возгоны 97-99%, серебра - 95-98%, меди - 94-95,5%, свинца - около 100%, цинка - около 90%, серы и мышьяка - 90-95%.

В промышленном масштабе процесс хлоридовозгонки внедрен в Японии для комплексной переработки пиритных огарков, содержащих 1-2 г/т золота, то есть продуктов во много раз более бед-

ных по сравнению с золотосодержащими концентратами. Процесс осуществляется при температуре 1200–1250°C во вращающейся трубчатой печи с применением в качестве хлорагента хлористого кальция.

Метод хлоридовозгонки осуществляется и в Финляндии. Из пиритных огарков с содержанием 1 г/т золота и 13–15 г/т серебра хлоридовозгонкой извлекают в свинцовый продукт 84% золота и 73% серебра. Свинцовый продукт содержит 28,5% свинца, 370 г/т золота и 5450 г/т серебра.

Забайкальским комплексным научно-исследовательским институтом Министерства геологии СССР (ЗабНИИ) методом хлоридовозгонки концентратов, полученных из руд ряда месторождений Забайкалья и Средней Азии, достигнуты сравнительно высокие результаты по извлечению золота и других ценных компонентов [14].

Изучаемые концентраты подвергались окислительному обжигу при температуре 600–650°C в течение 1,0–1,5 часов и затем гранулировались с хлористым кальцием в чашевом грануляторе до получения окатышей размером 2–3 мм.

Содержание хлора в окатышах находилось в пределах 7,3–8,3%.

Результаты хлоридовозгонки окатышей при температуре 950–1000°C и двухчасовой продолжительности процесса приведены в табл.6.

Т а б л и ц а 6

Извлечение золота и попутных компонентов при хлоридовозгонке золотосодержащих концентратов

Извлечение, %						Содержание золота в остатках хлоридовозгонки, г/т
Au	Ag	Cu	Pb	Zn	In	
98,9	94,2	96,3	96,6	90,0	-	0,8
97,8	90,2	95,7	95,0	92,2	100,0	0,9
99,1	91,4	95,2	93,1	91,4	-	2,2
93,6	89,7	Не опр.	Не опр.	Не опр.	-	1,0
97,3	95,6	94,5	97,2	85,0	-	0,6
96,8	95,7	90,4	Не опр.	Не опр.	-	0,2

Метод хлоридовозгонки представляет большой интерес для переработки многих комплексных концентратов, в которых кроме золота имеются и другие ценные металлы .

Использование метода хлоридовозгонки в условиях значительной отдаленности горно-обогатительных предприятий от металлургических заводов, кроме повышения извлечения золота и других сопутствующих элементов, дает значительную экономию за счет исключения затрат на транспортировку концентратов. Внедрение этого метода в промышленность позволит вовлечь в сферу промышленной эксплуатации некоторые золоторудные месторождения, ныне оценивающиеся как нерентабельные.

В настоящее время исследования в этом направлении продолжают с отработкой аппаратного оформления как самого процесса хлоридовозгонки, так и улавливания хлоридов.

Химические методы вскрытия упорного золота основаны на возможности разложения сульфидов при повышенной температуре и давлении кислорода. Эффективность вскрытия золота из сульфидных минералов была изучена на различных пробах золотосодержащих концентратов [15]. Во всех изученных пробах тонковкрапленное золото имелось в пределах 5-10 г/т. Концентраты были подвергнуты окислительному обжигу с последующим цианированием огарков. При оптимальных условиях обжига и цианирования огарков извлечение золота составило 70-80%, а содержание золота в хвостах цианирования 2-3 г/т.

При вскрытии упорного золота в автоклавах при давлении кислорода 50 ат и температуре 150°C был получен остаток с выходом около 30% от веса исходного концентрата, который после предварительной обработки известковым раствором подвергали цианированию при обычных условиях. Извлечение золота из продуктов автоклавного окисления составило 92-96%, при содержании в хвостах 0,5-1,5 г/т. Аналогичные результаты были получены при выщелачивании сульфидно-мышьяковых концентратов в водной, аммиачной и щелочной средах при повышенном давлении кислорода и температуре 150-200°C [16].

При температуре 90-100°C, парциальном давлении кислорода 10-15 ат и 26% концентрации аммиака в течение 6 часов из золотосодержащих продуктов одного месторождения практически было достигнуто полное извлечение меди в раствор.

Для перевода мышьяка в раствор, полученный после аммиачного выщелачивания, кок обрабатывался раствором щелочи NaOH при парциальном давлении кислорода 10-15 ат и температуре 115-117°C. Около 97% мышьяка при этих условиях было переведено в раствор с последующим осаждением его известью. Извлечение золота из конечных коксов цианированием составило 97,6%.

В Казахском политехническом институте проведена работа по автоклавному выщелачиванию золотосодержащих концентратов в вол-

ной и серноокислотной среде [17]. При концентрации серной кислоты 80-90 г/т и температуре пульпы 190°C мышьяк практически полностью переходит в раствор. При цианировании остатков выщелачивания извлечение золота составляло 77,8-98%.

Большой объем работ по автоклавному выщелачиванию золото-содержащих концентратов выполнен в последние годы Красноярским институтом "Сибцветметниипроект", где испытывались упрямые золото-мышьяковистые концентраты Зодского, Бакирчикского, Дарасунского, Кокпатасского и других месторождений [18, 19]. В этих работах большое внимание уделено одной из разновидностей автоклавного процесса - щелочному разложению сульфидов в присутствии окислителя.

Разложение арсенопирита в щелочной среде позволяет перевести практически весь присутствующий в концентратах мышьяк в щелочной раствор в виде арсената натрия. Расход едкого натрия на щелочное окисление концентратов колеблется от 300 до 1000 кг/т.

При высокой стоимости плавленной щелочи (140 рублей за 1 т) и при больших ее расходах весьма важное значение имеет вопрос о возможности регенерации едкого натра из растворов.

При обработке мышьяк-содержащих растворов известковым молоком после автоклавного окисления золотосодержащих концентратов можно практически полностью осадить мышьяк с одновременной регенерацией едкого натра из арсената натрия.

Обработка раствора арсената натрия известью позволяет наряду с переводом мышьяка в нерастворимый осадок в виде арсената кальция частично регенерировать едкий натрий по реакции:



Кеки, полученные в результате щелочной обработки автоклавным процессом, содержали 0,3-1,0% серы и 0,05-0,3% мышьяка. Цианированием при обычных условиях из них извлекалось около 99% золота с получением отвальных хвостов.

Институтом "Иргиредмет" проведено выщелачивание концентрата Зодской опытной фабрики при температуре 240°C, концентрации NaOH 120 г/л, ж:т = 8:1, давлении кислорода 10 ат, при этом в течение двух часов удалось извлечь в раствор 85% мышьяка и 98% серы. При последующем цианировании кеков извлечение золота в раствор составило 98,5%. (При прямом цианировании исходного концентрата в аналогичных условиях извлечение золота не превышало 7%).

Автоклавную серноокислотную обработку золото-мышьяковых продуктов осуществляли также в слабых растворах серной кислоты (5-10%) при давлении кислорода или воздуха 10-15 ат и температуре 120-340°C.

Серноокислотная обработка продукта, содержащего 50 г/т золота, 16,7% серебра, при температуре 235°C, концентрации серной кислоты 10%; ж:т = 3:1, давлении кислорода 10 ат в течение двух часов показала, что при последующем цианировании кеков можно перевести золото в раствор 97–98%, в то время как непосредственное цианирование исходного продукта обеспечило извлечение золота не более 80%.

Этот метод приемлем для переработки комплексных концентратов, содержащих помимо золота повышенное количество меди, кобальта, никеля и других ценных компонентов, удаление которых обеспечивает благоприятные условия для последующего цианирования кеков, а получаемые цветные металлы повышают технико-экономические показатели в целом.

По сравнению с обжигом, автоклавная щелочная или серноокислотная обработка концентратов позволяет получить более высокое общее извлечение золота и существенно улучшает санитарно-гигиенические условия производства. Но в связи с высокими эксплуатационными издержками автоклавная обработка концентратов может найти промышленное применение в основном для переработки наиболее упорных и богатых золотосодержащих концентратов.

В последнее время в гидрометаллургии золота изучается метод гидрохлорирования, основанный на использовании активного хлора, получаемого в качестве побочного продукта при электролизе хлоридов щелочных металлов. Применение гидрохлорирования для богатых флотационных и гравитационных концентратов, из которых можно извлечь высокий процент благородных металлов, вызывает особый интерес.

В Советском Союзе и за рубежом выполнен ряд исследований по гидрохлорированию золотосодержащих шламов и гравитационных концентратов с получением золота высокой чистоты [20, 21].

Пирометаллургический метод переработки золотосодержащих сульфидных концентратов изучен и предложен Северо-Кавказским горно-металлургическим институтом. Разработанная схема предусматривает плавку концентратов на штейн с последующим его конвертированием и извлечением золота в черновую медь (от 80 до 90%), содержание золота в отвальном шлаке – около 1 г/т.

В институте "ВНИИцветмет" проведены полупромышленные испытания по разработке и проверке пирометаллургического способа переработки золотосодержащих концентратов различных месторождений. Схема предусматривает электроплавку смеси обожженных и необожженных концентратов с добавлением коксика.

В институте "Армипроцветмет" ведутся исследования по высокотемпературной плавке необожженных золото-мышьяковых концен-

тратов, содержащих мышьяка более 2%. Извлечение золота и серебра в медистый сплав достигнуто в пределах соответственно 95,5 и 90%. Переход мышьяка в газовую фазу на стадии плавки шихты составил около 95%, а извлечение серы в виде сернистого ангидрида - более 93%.

Необходимо отметить, что, несмотря на повышенные потери золота в кеках цианирования огарков, применение обжига является основным методом переработки упорных золотосодержащих концентратов.

При переработке золотосодержащих концентратов основное внимание следует уделять снижению потерь золота с отвальными хвостами цианирования, с пылями обжиговых цехов, а также в процессах плавки, рафинирования, сушки, упаковки и транспортировки.

Потери золота с отвальными хвостами цианирования концентратов и огарков составляют обычно от 2 до 9 г/т. Имеются определенные потери благородных металлов и при окислительном обжиге, особенно при обжиге золотомышьяковых концентратов. По данным ряда предприятий, указанные потери золота с мышьяковистыми тонкими пылями достигают 3-4%, а в отдельных случаях 6-7%.

На некоторых предприятиях тонкие пыли подвергаются дополнительной переработке с целью доизвлечения из них золота. Представляет значительный интерес применяемая на предприятии "Джай-ент Йеллоунайф" (Канада) схема цианирования коттрельных пылей, в которых концентрируется до 3-3,5% золота от содержания его в исходном концентрате [22].

Пыль представляет собой тончайший материал, улавливаемый в мешочном фильтре, и содержит около 90-100 г/т золота, 4% мышьяка и 5% сурьмы. Предварительными исследованиями установлено, что цианированием из указанной пыли можно извлечь около 70% золота, но получаемые растворы в значительной степени загрязнены соединениями мышьяка и сурьмы, а сама пульпа трудно сгущается и фильтруется. Были испытаны различные схемы переработки пылей, в частности, с применением некоторых растворителей сурьмы и мышьяка. Однако оказалось, что отделение растворов от шламов практически невозможно. Окисление растворов под давлением при повышенной температуре увеличило растворение золота, но полученные растворы оказались непригодными для переработки по экономически приемлемой схеме.

В результате проведенных исследований для извлечения золота из цианистых пульп был принят сорбционный метод с использованием гранулированного активированного угля. Цианирование при этом ведется периодически с добавлением в пульпу активированно-

го угля. Установка довольно простая и обслуживается в смену одним человеком.

Емкость угля по золоту составляет более 13 кг/т при извлечении около 75% и остаточном содержании золота в хвостах сорбции (растворенного - 0,55 г/т и нерастворенного - 22,8 г/т). Таким образом, введенная на фабрике с 1960 г. сорбционная схема извлечения золота из пылей позволяет при относительно невысоких затратах извлечь до 75-76% золота, концентрирующегося в этих продуктах [23].

К основным недостаткам пиromеталлургической переработки концентратов на отечественных заводах следует отнести высокую стоимость транспортировки концентратов (от 3 до 39 руб. за тонну), значительные потери золота при транспортировке и длительный срок его реализации. Золотосодержащие концентраты в большинстве своем не являются самофлюсующимися и требуют подшихтовки флюсовых материалов, что приводит к снижению производительности плавильных агрегатов и к увеличению потерь меди в отвальных заводских шлаках.

Извлечение золота из концентратов в черновую медь на одном из действующих комбинатов находится в пределах 94,3-98,1%, серебра 93,67-99,5%. При транспортировке концентратов по железным и автогрузовым дорогам имеются значительные потери богатых продуктов, обусловленные перегрузками на железнодорожных станциях, неудовлетворительными условиями хранения и рядом нарушений технических условий поставок.

На Ново-Троицком заводе, например, транспортные потери для дарасунских концентратов, поставлявшихся в крафтметках, принимались в размере 1,5%, что, вероятно, достаточно близко отражало фактические потери при транспортировке золотосодержащих концентратов в этой таре.

При рафинировании черновой меди потери благородных металлов связаны с переходом части их в катодный металл, остатками благородных металлов в оборотных продуктах, а также с неизбежными механическими и технологическими потерями. Общие потери благородных металлов существенно зависят от состава черновой меди, аппаратного оформления процессов и т.д. Поэтому для отдельных заводов потери золота и серебра при рафинировании меди колеблются от 0,8 до 3,2%.

Таким образом, общие потери благородных металлов в случае переработки золотосодержащих концентратов на металлургических заводах складываются из потерь при их транспортировке, плавке, обжиге, конвертировании, а также огневом и электролитическом рафинировании черновой меди (табл.7).

Потери золота при переработке золото-пиритных и
золото-мышьяковых концентратов на металлургических
заводах, %

Наименование операций	Типы концентратов	
	золото-пиритные	золото-мышьяковые
Сушка, упаковка, транспор- тировка	1,5	1,5
Окислительный обжиг	-	3,0
Плавка концентратов и конвертирование штейна	4,0	4,0
Огневое и электролитичес- кое рафинирование	2,0	2,0
Общие потери	7,5	10,5

Таким образом, сквозное извлечение золота при переработке золото-пиритных концентратов на медеплавильных заводах с учетом реальных потерь составляет не более 92,5-93%, а для золото-мышьяковых - не более 89,5%.

За последние годы в нашей стране все большее применение находит процесс цианирования в сочетании с сорбционным извлечением золота из пульпы, что значительно повышает технологические и экономические показатели переработки руд и концентратов. В 1969 году введена в эксплуатацию золотоизвлекательная фабрика в Узбекистане. Она работает по схеме сорбционного извлечения золота непосредственно из пульпы. Применение сорбционного процесса предусматривается в ряде проектов как новых, так и реконструированных золотоизвлекательных фабрик (им. Матросова, Н.Курнахская, Зодская, Советская и др.).

Дальнейшие исследования, проводимые по изучению сорбционного процесса, позволяют рассчитывать на его более широкое применение для улучшения технико-экономических показателей при обработке руд и концентратов.

Практика переработки золотосодержащих концентратов

На ряде отечественных фабрик (Ново-Берикульская, Советская, им. Матросова и Балейская) для извлечения золота из упорных золотосодержащих концентратов применяют процесс прямого цианирова-

На Бале́йской фабрике цианированию подвергают руды двух месторождений: Тасеевского и Бале́йского. Флотационный концентрат, полученный при переработке руд Бале́йского месторождения, цианируется по простой схеме.

Ново-Берикульская, Советская и фабрика им. Матросова получают золото-мышьяковые концентраты, различные по степени технологической упорности. Их цианируют по более сложным схемам (с применением щелочной отмывки и двойной фильтрации).

Флотационные концентраты Ново-Берикульской фабрики представляют собой смесь сульфидов с незначительной примесью кварца и кальцита. Из сульфидов преобладают пирит — до 75%, пирротин — до 8% и арсенопирит — до 6,4%. В незначительном количестве присутствуют также сфалерит, галенит, халькопирит и борнит. Золото в концентрате весьма тонкое и вскрывается лишь при довольно тонком измельчении (96–98% класса $-0,07$ мм).

Технологическая схема переработки концентрата включает доизмельчение его в известковой среде до крупности $0,074$ мм 99,8%, щелочную агитацию, сгущение и двухстадийное цианирование с промежуточной фильтрацией. Извлечение золота из концентрата составляет около 95%.

На Советской фабрике флотационный концентрат, получаемый из хвостов гравитации и амальгамации, цианируют в две стадии с промежуточным сгущением, двойной фильтрацией и сменой цианистых растворов. Извлечение золота из флотационного концентрата находится в пределах 87,2–89,2%.

На фабрике им. Матросова получают золото-мышьяковые углистые концентраты, обладающие сорбционной способностью по отношению к цианистому комплексу золота. Извлечение золота при цианировании не превышает 50%. Для нейтрализации сорбционной способности углистых веществ на фабрике применяется ализарин.

За рубежом для извлечения золота из флотационных золотосодержащих концентратов применяют многостадийный процесс цианирования с предварительной отмывкой реагентов и интенсивной аэрацией.

На фабрике "Вогелструйсбулт" (ЮАР) [24] золото-пиритный концентрат, в котором после отмывки от реагентов в сгустителях содержится около 40% серы и 8,2 г/т золота, подвергается цианированию в течение 24 часов при интенсивной аэрации. После фильтрации золотосодержащие растворы направляются в отделение осаждения золота, а кеки отмываются от остатков цианида и направляются на сернокислотный завод для утилизации серы.

При извлечении золота из концентратов с высоким содержанием пирротина помимо интенсивной аэрации и доизмельчения применя-

ют цианирование с добавлением азотнокислого свинца или глета при низких концентрациях NaCN .

На фабрике "Бланкет" (Южная Родезия) для извлечения золота, ассоциированного с пирротинном и арсенопиритом, перед цианированием применяется доизмельчение флотационного концентрата до крупности 92% класса - 0,044 мм с добавлением глета [17].

На фабрике "Мак-Интайр" (Канада) флотационный концентрат после стужения и фильтрации доизмельчают и цианируют в две стадии с промежуточной фильтрацией после каждой стадии цианирования. Общее время цианирования доводят до 8 суток.

Многостадийное цианирование и фильтрация применяются с целью устранения осаждения золота присутствующими в концентрате природными сорбентами. Извлечение золота из концентрата по указанной схеме достигает 95% при расходе NaCN 675 г/т и извести 870 г/т [24].

На фабрике "Делнайт" (Канада) [25] концентраты перерабатываются по такой же схеме, но с применением трехстадийного цианирования. Выщелачивание концентрата ведут при $\text{pH}=10$.

В отдельных случаях прямым цианированием перерабатываются и золото-мышьяковистые концентраты, содержащие незначительные количества тонкодисперсного золота (фабрика "Сноу Лейк" в Канаде).

Большая группа золотосодержащих концентратов (пиритные, мышьяковистые, теллуристые, углистые и др.) перед цианированием подвергается окислительному обжигу для термохимического разложения сульфидов и некоторых окисленных минералов меди. Окислительный обжиг обеспечивает наряду с получением максимально пористых зерен в огарке минимальную химическую активность содержащихся в нем отдельных компонентов.

В большинстве случаев высокое содержание серы в концентратах (до 35-40%) обеспечивает проведение обжига почти без дополнительных затрат на топливо. На некоторых фабриках производится утилизация серы из газов, образующихся при обжиге. Например, в Австралии ежегодно извлекают из обжиговых газов золотосодержащих концентратов до 60 тыс. т серы [26].

Применяемые для переработки упорных золотосодержащих концентратов технологические схемы с обжигом являются относительно сложными и дорогими. Поэтому концентраты, перерабатываемые по таким схемам, должны быть с достаточно высоким содержанием золота (не менее 100-150 г/т).

Внедрение обжига в технологию золотосодержащих концентратов позволило ряду зарубежных предприятий при относительно небольших дополнительных затратах повысить извлечение золота при цианировании на 5-10%.

На фабрике "Кемпбелл Ред Лейк" (Канада) в результате предварительного обжига флотационных концентратов, содержащих 215 г/т золота, 20% серы и 6,5% мышьяка, извлечение золота при цианировании возросло с 80 до 97,5% [24]. На фабрике "Дални" (Родезия) цианирование обожженного флотационного концентрата ($Au - 150$ г/т) обеспечило извлечение золота до 96-97% [27].

На фабрике "Кохинаур Уилланс" (Канада) с введением в схему обжига флотационного концентрата и повышением расхода реагентов при последующем цианировании (9 кг $NaCN$ и 11 кг извести на 1 т концентрата) себестоимость извлекаемого металла снизилась с 0,39 до 0,32 долл. за 1 г, т.е. почти на 20% [28].

Обжиг золотосодержащих концентратов на зарубежных предприятиях сначала осуществлялся в подовых и барабанных печах, а с 1947 г. в печах кипящего слоя. Дальнейшим усовершенствованием этого метода обжига явилось осуществление в 1958 г. на руднике Кэмпбелл двухстадийного обжига, позволившего повысить качество огарков для последующего цианирования.

Учитывая относительно высокие потери золота при обжиге, на ряде предприятий стремятся часть золота до его поступления на флотацию и обжиг выводить из руды гравитацией, а иногда и цианированием. Так, на фабриках "Кохинаур Уилланс" и "Кэмпбелл" часть золота перед флотацией выводится гравитацией с последующей амальгамацией полученных концентратов.

В отечественной золотодобывающей промышленности окислительный обжиг флотоконцентратов проводится в небольшом масштабе.

В то время как на зарубежных предприятиях окислительный обжиг флотоконцентратов проводится с целью получения огарков, которые затем цианируются, наши предприятия осуществляют эту операцию для последующей переработки огарков на медеплавильных заводах.

Особенностью схем цианирования огарков является их предварительная интенсивная промывка, иногда с доизмельчением. Например, на фабрике "Джайнт Йеллоунайф" (Канада) огарок перед цианированием подвергают двойной отмывке в сгустителях с промежуточным доизмельчением. После этого сгущенный материал фильтруется с промывкой, репульпируется и направляется на цианирование.

На ряде предприятий компании "Имперор Голд Майнинг" (Родезия) перед цианированием используют щелочную обработку огарка, иногда при интенсивной аэрации. Такая подготовка позволяет удалить из огарка вредные для цианирования соединения меди, сурьмы, мышьяка, соли железа, хлориды металлов, а также нейтрализовать излишнюю кислотность пульпы.

Цианирование огарка осуществляется в несколько стадий со сменой цианистых растворов и выводом на осаждение наиболее обогащенных золотом растворов.

Плавка золотосодержащих концентратов и огарков производится на прометаллургических заводах, где золото извлекается попутно с цветными металлами основного производства или в отдельных случаях на централизованных прометаллургических заводах, построенных специально для этой цели.

На металлургические заводы в большинстве случаев направляются полиметаллические концентраты, содержащие наряду с золотом медь, свинец, сурьму.

Содержание мышьяка в золотосодержащих концентратах, перерабатываемых на отечественных медеплавильных заводах, регламентируется техническими условиями и не должно превышать 2%.

На заводе в Квекве (Южная Родезия) производится централизованная переработка золотосодержащих мышьяковистых концентратов, поступающих с 47 рудников со средним содержанием золота 62-110 г/т. Применяемая на заводе технологическая схема переработки концентратов включает окислительный обжиг в многоподовой печи, доизмельчение огарка и цианирование, осаждение золота из растворов цинковой пылью, обработку шламов кислотой, обжиг золотосодержащих шламов и плавку на черновое золото. Получают слитки золота 800 пробы.

Выделяющийся при обжиге пыль улавливает электрофилтрами. Пыль, содержащая 65-80% мышьяка и 9,3-18,6 г/т золота, направляется в закрытых барабанах на рафинирование мышьяка. Остаток от рафинирования с содержанием золота 46,5-54,2 г/т, сурьмы 2% и мышьяка 8-12% возвращают на обогатительную фабрику и обрабатывают по схеме: дробление до минус 10 меш; перемешивание с известью для перевода оксидов мышьяка в практически нерастворимый в цианистом растворе арсенат кальция. Далее материал доизмельчают до 80% класса -0,074 мм и цианируют.

На предприятии "Йеллоу-Пайн" (США) коллективный концентрат подвергается селекции на сурьмяный и золотой, которые отдельно подвергаются обжигу. Огарки, полученные после обжига, шихтуются в соотношении 25% золотого концентрата и 45% сурьмяного. К этой шихте добавляют до 30% сурьмяной пыли, полученной в процессе обжига сурьмяного концентрата, и около 10% кварца. Полученная шихта плавится в трехфазовой электропечи. Далее сурьма рафинируется с получением шлага, содержащего 18% сурьмы, 14% мышьяка и 17% железа, который подвергается водному выщелачиванию. Остаток от выщелачивания с содержанием 85% сурьмы и 7% мышьяка возвращается в электроплавку.

С целью получения высококачественной трехоксида сурьмы металлическая сурьма подвергается конвертированию. Остаток, обогащенный благородными металлами, упаковывается и отправляется потребителю. Первичный продукт конвертирования, выход которого составляет около 10% веса исходного металла, накапливается и вновь обжигается до получения конечного остатка, в котором концентрируется основное количество золота (до 7 кг/т) и серебра (до 70 кг/т). Этот остаток гранулируется и направляется для переработки на аффинажный завод.

НОВЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Ионообменная технология извлечения золота из руд

Обработка громадных объемов горно-рудного сырья с низким содержанием ценных компонентов, переход к которой за последние десятилетия стал особенно заметен, требует все большей интенсификации производства цветных, редких и благородных металлов.

Для успешной переработки такого сырья необходимо внедрять новые методы обогащения, в частности процессы химического обогащения руд методом сорбционной и экстракционной технологии.

Возможность совмещения многих обогатительных переделов в единый комплексный технологический процесс, упрощение технологических схем и сокращение ряда трудоемких операций позволяет в свою очередь (при использовании процессов сорбции и экстракции) значительно снизить эксплуатационные и капитальные затраты на предприятиях. С помощью процессов сорбции и экстракции обеспечивается высокая степень концентрации извлекаемых металлов (к тому же извлекаемых селективно), кроме того возможно и выделение ценных компонентов в виде высокочистых металлов и их соединений.

Большое развитие эти процессы получили и в отечественных отраслях черной и цветной металлургии.

В 1964 г. была разработана сорбционная технология для извлечения золота из глинистых золотосодержащих руд Куранахского рудного поля, в 1965 г. закончились полупромышленные испытания, а в 1967 г. спроектирована и построена опытная ионообменная установка на Алдане.

Для проведения полупромышленных испытаний ряда новых рудных объектов построены опытные установки в Балее и на опытной фабрике Зодского золоторудного комбината.

В результате широких промышленных испытаний по освоению технологии сорбционного выщелачивания золота из руд (проведенных к настоящему времени) было установлено следующее:

1. Высокая технологическая эффективность сорбционного извлечения золота из рудных пульп, поступающих на выщелачивание.

2. Целесообразность выведения крупного золота в голове процесса методами гравитационного обогащения из руд, содержащих от 40 до 60% крупного золота.

3. Необходимость предварительного сгущения пульп, поступающих в ионообменный процесс, что повышает производительность цианисто-сорбционной аппаратуры и снижает до минимума потери золота в жидкой фазе сбросных хвостов (за счет более низкого коэффициента разбавления пульпы).

4. Необходимость работы на слабых концентрациях цианида (0,02%) и щелочи (CaO), в пределах $\text{pH}=10-10,5$.

Повышение концентрации цианида сверх указанного предела приводит к нежелательному сокращению емкости смолы (за счет повышенной сорбции цианида) и к понижению извлечения золота при pH выше и ниже установленного предела.

5. Удовлетворительные технологические и экономические показатели при безфильтрационно-сорбционном процессе достигаются лишь в случае применения селективных (по отношению к золоту) анионитов с высокими кинетическими и механическими свойствами. К числу их относятся смолы типа АМ-2Б, АП-2-12П (бифункциональный макропористый анионит) и др.

6. Отработана методика очистки насыщенных золотом смол от сопутствующей тонкой древесно-растительной щепы и илов. Изучены и отработаны условия глубокой регенерации смол.

7. Необходимость тщательного контроля за содержанием в составе цианистых растворов золота, цианида, щелочи и примесей тяжелых металлов (медь, цинк, железо, никель, кобальт и др.) с применением потенциометров, атомно-абсорбционной установки; pH -метров, уровнемеров, специальных датчиков для автоматического определения концентрации цианида, плотномеров, поплавковых указателей уровня осветленных вод и т.п. Показания приборов регистрируются самописцами и автоматически передаются на диспетчерский пункт.

8. Отработан комплекс мероприятий, позволяющих снизить до минимума безвозвратные потери смолы со сбрасываемой хвостовой пульпой. Практически эти потери сейчас не превышают 15-20 г/т руды.

9. Экономические показатели ионообменной технологии подлежат дальнейшему улучшению. Необходимо снизить стоимость обработ-

ки руд в целом, в особенности, по отделениям регенерации и десорбции смол, а также в стадии выдачи готовой продукции.

10. Не отработаны полностью схемы передела некоторых пром-продуктов (железистых концентратов гравитационного обогащения, некоторых медных продуктов, получаемых в цикле растворения царской водкой, аппаратурно не решены методы извлечения золота из тонковолокнистой древесно-растительной щепы и т.д.)

11. Технологический режим, установленный для стадии регенерации и десорбции смол, занимает свыше 200 часов и требует затраты большого количества ручного труда, особенно на стадии получения готовой продукции, причем много золота тернется в аппаратуре.

12. Для ускорения процесса растворения золота необходима подача цианида в пачуки цианирования.

13. Показаны преимущества применения вибрационной и пульсационной техники в процессах выщелачивания золота и использования менее токсичных и достаточно эффективных растворителей (растворы тиомочевины, гидро-хлоридное выщелачивание и др.).

При освоении ионообменной технологии для руд Кураханского рудного поля было показано, что золото в этих рудах, будучи достаточно тонким, успевает раствориться в слабых растворах цианида до 70% и более уже в стадии измельчения руды при крупности помола -0,3 мм.

Это привело к необходимости скоротечного и интенсивного перемешивания пульпы с цианистым раствором с целью создания условий, препятствующих образованию явлений обратной сорбции золота на глинистой фракции заводских пульп.

С переводом опытной установки на степень измельчения -0,15 мм (что было необходимо по требованиям ионообменной технологии) предельная плотность пульпы в сливе контрольных гидроциклонов не превышала 26-28% твердого, что для успешного осуществления сорбционной технологии являлось достаточным. Потери золота в хвостах процесса составляли по твердой фазе 0,5-0,7 г/т и по жидкой - 0,3-0,4 г/т в пересчете на твердое.

Исследования, проведенные в 1971 году по аппаратуре выщелачивания и сорбции с целью выявления кинетики растворения золота по различным ступеням цианирования и сорбции, показали, что процесс выщелачивания и обеднения растворов заметно сдвигался в сторону последних сорбционных пачуков, что, наряду с другими причинами, на практике приводило к систематическим повышенным потерям золота в жидкой фазе хвостов.

В начале 1971 года на установке была смонтирована титановая аппаратура для регенерации и десорбции смол, а с апреля

1971 года была успешно освоена схема электролитического осаждения золота из товарных регенератов в электролизерах с высоко развитой катодной поверхностью (конструкции ИФХИМСа СО АН СССР). Переход на титановую аппаратуру и успешное освоение электролитического способа осаждения золота, взамен ранее существовавшего способа щелочного или содово-цинкового осаждения, позволил снизить накопление примесей тяжелых металлов в товарных регенератах и смоле, а также перейти от цианистой схемы регенерации нагруженных смол к использованию цианистых растворов при измельчении руды по схеме, применяемой на действующих фабриках комбината "Алданзолото". Кроме того, был расширен фронт сгущения пульпы, поступающей в ионообменный процесс.

Это позволило во втором полугодии 1971 года перевести ионообменную установку на измельчение руды в цианистом растворе, интенсифицировать процесс растворения золота и довести его извлечение в стадии измельчения и сгущения до 80%, сократив долю растворяющегося золота в пачуках цианистого цикла до 1,2%.

В сорбционном цикле извлечение золота в цианистом растворе составляло при этом 7-8% от исходного содержания его в руде.

Общие потери золота в сбросной хвостовой пульпе при этом значительно сократились, в том числе по твердой фазе до 0,4-0,5 г/т и по жидкой - в пределах 0,10-0,14 г/т (в пересчете на твердое).

Таким образом, с учетом особенностей золота в руде Куранахского месторождения, была практически доказана возможность получения высокого извлечения золота, в первую очередь, за счет внедрения цианирования в голову процесса, что, несомненно, облегчило весь последующий цикл сорбционного выщелачивания.

При расширении на Лебединской установке сорбционного отделения активная поверхность сетчатых дренажей была увеличена и в настоящее время составляет $32 \text{ м}^3/\text{час} \cdot \text{м}^2$, при допустимой норме для глинистых руд Куранахского рудного поля в пределах до $40 \text{ м}^3/\text{час} \cdot \text{м}^2$ сеющей поверхности дренажей. Необходимо сгущать пульпу, поступающую в ионообменный процесс с использованием для этой цели флокулирующих реагентов типа полиакриламида. Для руд Куранахского месторождения удовлетворительные показатели сгущения (до 1,2 т/м²сутки) получены при минимальной дозировке полиакриламида.

Для предварительного обеззолочивания цианистых сливов сгустителей, содержащих промышленные количества золота (1,0-1,3 г/т) и возвращаемые в настоящее время в цикл измельчения, необходимо выведение части золота из сливов сгустителей перед их возвращением в оборот. Это обеспечивало бы максимальное извле-

чение золота в голове процесса и при цианировании. Наилучшим решением в этом случае являются схемы сорбции растворов в колонках пульсационного типа.

Другим направлением, представляющим промышленный интерес, является упорядочение и совершенствование цикла регенерации и десорбции смол, включая также стадию получения готовой продукции.

Особое внимание следует уделить операциям предварительной очистки товарных смол от сопутствующей шпцы и илов.

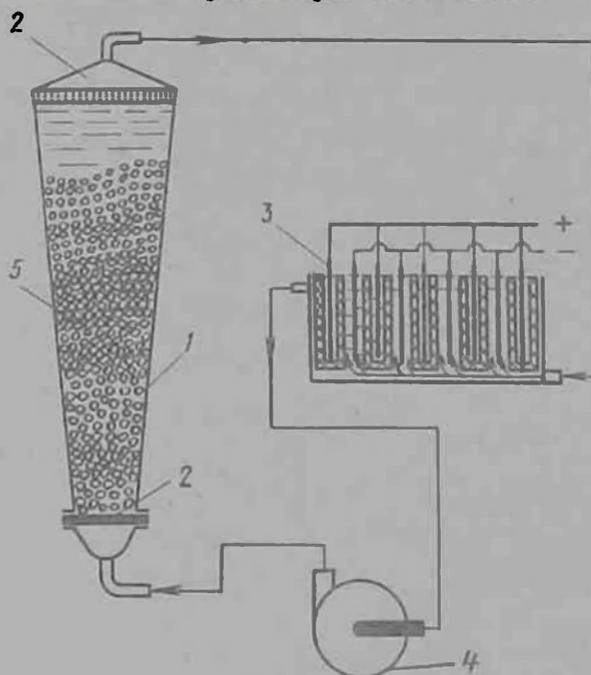
Применительно к особенностям руд и их физико-химическому составу, необходимо рассмотреть целесообразность цианистого отделения примесей тяжелых металлов, форсировать внедрение электроэлюирования смол (в непрерывном или периодическом цикле) с использованием для целей регенерации коррозионностойкой пульсационной аппаратуры и осуществление процесса электроосаждения золота из товарных регенератов в электролизерах с титановыми объемно-пористыми катодами.

Процесс десорбции золота по схеме, запроектированной для Куранахской фабрики, занимает 75 часов. Между тем, как показали длительные испытания процесса электроэлюирования смол на Алданской опытной установке и на Балее, этот процесс можно сократить до 10-12 часов при одновременной выдаче высококачественной конечной продукции - катодного металла.

Сущность процесса электроэлюирования (рис.4) сводится к следующему: в колонку обычного или пульсационного типа (в обоих случаях в титановом исполнении) с помощью аэролифта подается нагруженная золотом смола и снизу закачивается небольшой объем растворителя - сернокислого тиомочевинного раствора (отношение

Рис.4. Схема установки для непрерывного электроэлюирования:

- 1 - десорбционная колонка;
- 2 - полипропиленовая сетка;
- 3 - электролизеры;
- 4 - фарфоровый насос;
- 5 - насыщенная смола



его к смоле от 1,5 до 2,5), последовательно циркулирующего в замкнутом цикле колонка - электролизер. Раствор при этом обогащается золотом, а в электролизере происходит осаждение золота на катоде.

В результате десорбция золота со смолы происходит в наиболее выгодных условиях, позволяющих быстро и с достаточной полнотой вымывать золото из товарной смолы.

Скорость потока раствора через колонку поддерживалась такой, чтобы выщелачивание смолы осуществлялось в режиме взвешенного слоя.

Процесс электроэлюирования имеет следующие преимущества по сравнению с ныне действующей схемой десорбции:

1. Длительность стадии снятия золота со смолы раствором тиомочевинны сокращается с 75 до 10-12 часов, при обеспечении высокой степени извлечения благородных металлов.

2. Сокращается расход десорбирующих реагентов за счет сокращения ж:т (элюат-смолы) до 2:1, возрастает качество получаемых регенератов по золоту.

3. Высвобождаются значительные объемы регенерационной аппаратуры (в условиях Куранахской фабрики потребное количество колонок сокращается почти на половину).

4. Сокращаются объемы смолы и растворов, задалживаемых в аппаратуре.

При электролитическом извлечении золота из товарного регенерата возможно использовать объемно-пористые катоды из графитизированного ватина. Проведенные в 1972 году институтом ИФХИМС СО АН СССР полупромышленные испытания на установке Лебединской фабрики показали, что один катодный блок, экипированный графитизированным материалом размером 300х300х50, эквивалентен по своим результатам 25 м² катодной поверхности из титана. Испытания показали, что метод электроосаждения золота на объемно-пористых катодах обладает рядом преимуществ:

1. Возможность использования электролизера как в режиме непрерывного потока электролита, так и в режиме интенсивной циркуляции.

2. Малым объемом аппаратуры при высокой ее эффективности.

3. Простотой обслуживания аппарата, обусловленной редкой сменой катодного материала.

4. Низкими затратами на осаждение.

Продолжительность одного цикла действия графитизированного объемно-пористого катода определяется количеством осевшего на нем золота и серебра, при котором практически прекращается поток золотосодержащего тиокарбамидного раствора.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДОВ
ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Из различных способов переработки упорных золотосодержащих концентратов наибольшее применение получили: окислительный обжиг с последующим цианированием огарка, непосредственное цианирование с предварительным измельчением и плавка на заводах цветных металлов [29].

Для всех концентратов, кроме золото-мышьяковых, наиболее экономичным способом переработки является плавка на заводах цветных металлов при условии наличия на них свободных мощностей (табл.8).

Т а б л и ц а 8

Относительная стоимость переработки золотосодержащих концентратов различными способами, %

Местоположение фабрики	Тип концентрата	Способ переработки			Плавка на заводах цветной металлургии ^{х)}
		обжиг, цианирование огарка	автоклавная обработка, цианирование	плавка на специальных заводах	
Урал	Золото-пиритный	100	157	103	29
Казахстан	То же	100	143	104	29
Казахстан	— " —	100	165	91	38
Казахстан	Золото-мышьяковый углистый	100	150	69	105
Забайкалье	Пиритно-мышьяковый	100	183	89	76
Забайкалье	Золото-сурьмянистый	100	182	119	76
Красноярский край	Золото-пиритный	100	134	104	27
Закавказье	То же	100	220	94	72
Средняя Азия	Золото-мышьяковый	100	151	77	87

^{х)} При условии наличия свободных мощностей на действующих предприятиях.

Повышение затрат на переработку золото-мышьяковых концентратов по этому варианту вызвано дополнительной операцией обжига этих концентратов с целью удаления мышьяка перед отправкой их на завод цветной металлургии.

При переработке концентратов по самостоятельным схемам наиболее высоких затрат требует схема автоклавной обработки с последующим цианированием.

Анализ данных по структуре стоимости переработки тремя способами показывает, что затраты на зарплату изменяются лишь в пределах 3-5 руб/т, а на материалы - от 5 до 45 руб/т (табл. 9). При использовании автоклавного способа затраты на кислород составляют 21% от общих затрат, а вместе с затратами на едкий натр и известь - более 33%.

Т а б л и ц а 9

Структура стоимости переработки золото-мышьяковых концентратов

Статьи расходов	Способ переработки					
	обжиг - цианирование огарка		автоклавная обработка - цианирование		плавка	
	руб/т	%	руб/т	%	руб/т	%
Общая стоимость переработки (среднее значение)	61,4	100	102,3	100	56,5	100
Зарплата	3,1	5,0	2,9	2,8	4,1	7,2
Материалы,	7,3	12,7	45,1	44,0	5,2	9,2
в том числе:						
едкий натр			4,9	4,8		
известь			15,2	7,6		
кислород			21,5	21,0		

В зависимости от места переработки концентратов существенно изменяются капитальные и эксплуатационные расходы (табл. 10), что объясняется изменением объема производства.

Наиболее низкие эксплуатационные затраты получены при переработке концентратов на централизованном заводе.

Затраты на плавку приблизительно одинаковы при осуществлении ее на централизованных и районных заводах, но они заметно ниже затрат на эту операцию непосредственно на фабриках.

Т а б л и ц а 10

Стоимость переработки концентратов в зависимости
от способа и места переработки

Затраты	Место переработки							
	на фабриках		на районных заводах		на центральном заводе		на заводах цветной металлургии	
	руб/т	%	руб/т	%	руб/т	%	руб/т	%

Обжиг - планирование огарка

Капитальные	145,8	100	110,1	75	70,2	48,2	-	-
Эксплуатационные	43,9	100	34,5	75,5	23,8	54	-	-
Приведенные	61,4	100	47,7	77,3	32,3	52,6	-	-
Транспортные	-	-	5,5	-	15,9	-	-	-

Автоклавная обработка - планирование

Капитальные	140,4	96	82,2	56,3	70,7	49	-	-
Эксплуатационные	85,4	194	68,3	155	65,8	150	-	-
Приведенные	102,3	166	78,1	123	74,3	121	-	-
Транспортные	-	-	5,5	-	15,9	-	-	-

Плавка

Капитальные	140,5	97	75,9	52	63,7	43,6	-	-
Эксплуатационные	39,6	90	23,4	53	19,1	43,3	22,7	51,6
Приведенные	56,5	90	32,5	52,8	26,7	43,4	31,9	52
Транспортные	-	-	6,0	-	16,0	-	8,3	-

Примечание. Транспортные затраты приняты по тарифам.

С увеличением производительности себестоимость переработки золотосодержащих концентратов и требуемые удельные капиталовложения снижаются (рис.5 и 6).

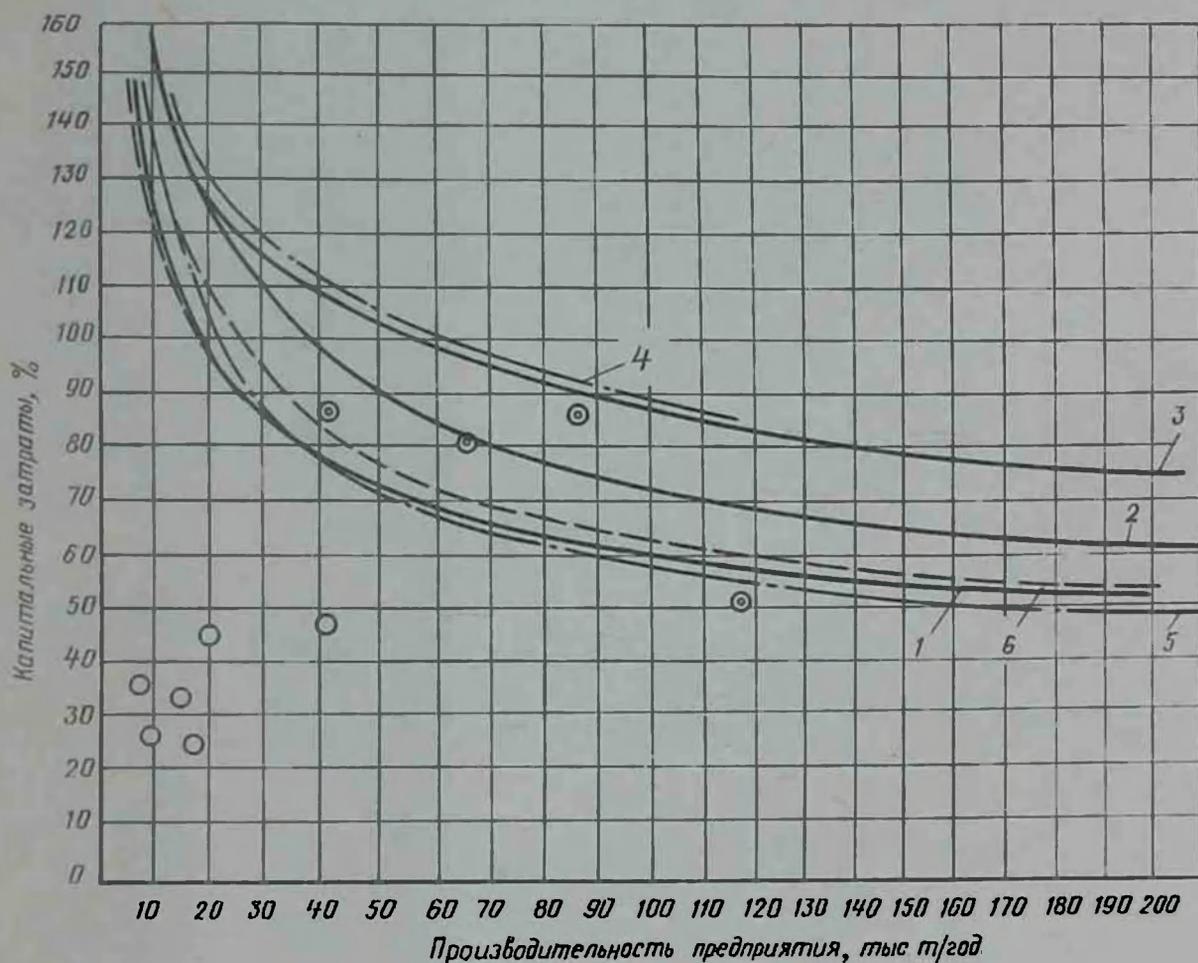


Рис.5. Зависимость затрат на переработку золотосодержащих концентратов различными методами от производительности предприятия: 1 — обжиг и цианирование золото-пиритных концентратов; 2 — обжиг и цианирование золото-мышьяковых концентратов; 3 — автоклавно-содовое выщелачивание и цианирование кеков золото-пиритных концентратов; 4 — автоклавно-содовое выщелачивание золото-мышьяковых концентратов; 5 — пирометаллургическая плавка сырых золото-пиритных концентратов; 6 — пирометаллургическая плавка золото-мышьяковых концентратов

○ — транспортировка и плавка на заводах цветных металлов золото-пиритных концентратов

⊙ — транспортировка и плавка на заводах цветных металлов золото-мышьяковых концентратов с предварительным обжигом перед транспортировкой

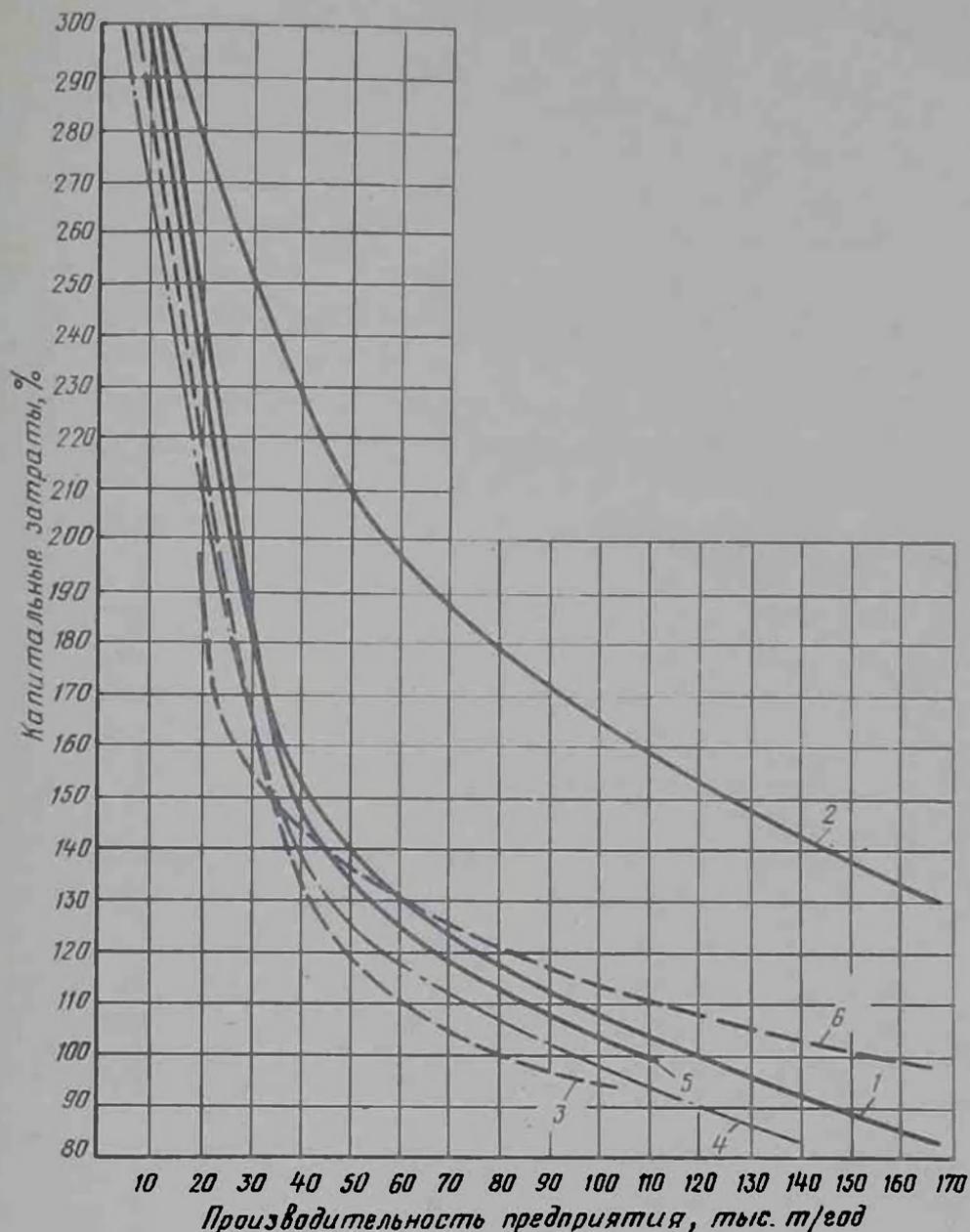


Рис. 6. Зависимость капитальных затрат на переработку золотосодержащих концентратов различными методами от производительности предприятия:

1 - обжиг золото-пиритных концентратов и цианирование огарка; 2 - обжиг золото-мышьяковых концентратов и цианирование огарка; 3 - автоклавное разложение золото-пиритных концентратов и цианирование кеков; 4 - автоклавное разложение золото-мышьяковых концентратов и цианирование кеков; 5 - пирометаллургическая плавка золото-пиритных концентратов; 6 - пирометаллургическая плавка золото-мышьяковых концентратов

При производительности завода до 40 тыс.т в год себестоимость переработки тонны концентрата (C_3) превышает стоимость затрат на их транспортировку. При производительности завода 40-90 тыс.т в год затраты по схемам обжиг - цианирование и пирометаллургической плавки находится на уровне затрат по переработке на заводах цветной металлургии. Автоклавный метод остается самым дорогим, но, учитывая возможность более высокого извлечения золота, этот метод для богатых концентратов в отдельных случаях может быть экономически наиболее эффективным. При производительности более 90 тыс.т в год транспортировка и переработка концентратов на заводах цветных металлов (по сравнению с методами "обжиг - цианирование" и "непосредственная плавка сырых необоженных концентратов") становятся уже неэкономичными, особенно при наличии в концентратах мышьяка.

ВЫВОДЫ

1. Отсутствие технико-экономических обоснованных требований к качеству золотосодержащих концентратов привело к производству их с широкими колебаниями содержания золота и других компонентов. Низкое содержание золота и других полезных компонентов в подавляющем большинстве упорных концентратов не позволяет использовать наиболее эффективные технологические методы для их переработки.

2. Наиболее перспективными методами переработки золотосодержащих концентратов в настоящее время являются: схемы с использованием тонкого доизмельчения с последующим цианированием или окислительного обжига с последующим цианированием огарков; хлоридовозгонка, гидрохлорирование, плавка на штейн. При цианировании концентратов и огарков после обжига показатели еще более повышаются, если использовать сорбционный процесс.

3. Внедрение стадийной флотации и расширение ассортимента применяемых флотореагентов на Березовской, Дарасунской, Ключевской и Саралинской фабриках позволило значительно снизить потери золота с отвальными хвостами и повысить качество получаемых концентратов.

4. Переработка на заводах цветных металлов все увеличивающихся объемов золотосодержащих, в частности, золото-мышьяковых концентратов в дальнейшем вызовет серьезные трудности, связан-

ные с ограниченными производственными мощностями заводов и необходимостью соблюдения на них требуемых параметров технологического процесса для производства основной продукции. В связи с этим необходима организация самостоятельной переработки золото-содержащих концентратов. Для этого наиболее целесообразно строительство специализированных заводов и, в первую очередь, для централизованной переработки упорных разновидностей золото-мыльняковых концентратов.

5. Анализ технологических схем переработки золотосодержащих концентратов показывает возможность использования одних и тех же схем для нескольких типов концентратов и их разновидностей. На одном специализированном заводе, имеющем в своем составе 2-3 цеха с различными технологическими схемами, могут быть переработаны практически все типы и разновидности упорных концентратов, за исключением концентратов с высоким содержанием цветных металлов, которые экономичнее перерабатывать на заводах цветных металлов. Концентраты с легко цианируемыми формами золота целесообразно перерабатывать на месте их получения.

6. Для успешного решения вопроса строительства специализированного завода по переработке золотосодержащих концентратов необходимо, в первую очередь, резко повысить содержание золота в концентратах. Для этого в зависимости от технологической упорности и ожидаемых затрат на переработку надо установить на все типы золотосодержащих концентратов технические требования и кондиции по содержанию в них золота и других компонентов.

Все получаемые концентраты предлагается классифицировать в зависимости от содержания в них золота на три класса: бедные, средние и богатые. Это позволит разработать экономически обоснованные дифференцированные цены на золото в концентратах с различным его содержанием при других равных условиях. Такая дифференцированная оценка золота в концентратах создаст, в свою очередь, заинтересованность золотоизвлекательных фабрик в повышении качества концентратов за счет более полного и эффективно-го использования обогатительных процессов.

Л и т е р а т у р а

1. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. М., Недра, 1968.

2. Зеленев В.И. Классификация золотых руд по свойствам, определяющим технологию обработки. "Технология обработки и методы анализа руд благородных, цветных и редких металлов". Труды ЦНИГРИ, М., 1967, вып. 77, М., 1972, вып. 102.

3. Mining Engineering, 1964, 16, № 10, p. 107.

4. Золотодобывающая промышленность капиталистических стран в 1968 году. М., Цветметинформация, 1970.

5. Фишман М.А., Зеленев В.И. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. М., изд. "Недра", 1967, т. У.

6. Зеленев В.И. Практика флотации золотых руд. М., Цветметинформация, 1966.

7. Никулин А.И. и др. Методы обработки золото-мышьяковых руд. Труды ЦНИГРИ, М., 1971, вып. 97. М., 1972., вып. 102.

8. Скобеев И.К. и др. Вопросы обогащения углистых золотосодержащих руд. Научные труды Иргиредмета, 1965. вып. 13.

9. Лодейщиков В.В. и др. Технология извлечения золота и углистых золото-мышьяковых концентратов. Научные труды Иргиредмета, М., 1965, вып. 13.

10. Скобеев И.К. и др. К вопросу извлечения золота из мышьяково-пиритных концентратов. Бюллетень "Цветная металлургия", 1965, № 1.

11. Колесников Н.А. и др. Двухстадиальный обжиг в кипящем слое упорных золото-мышьяковых концентратов. Бюллетень "Цветная металлургия", 1968, № 3.

12. Рейнгольд Б.М. и др. Обжиг дарасунских золотосодержащих мышьяково-пиритных концентратов в печи кипящего слоя. "Цветные металлы", 1969, № 6.

13. Скобеев И.К. и др. Полупромышленные испытания технологии переработки золото-мышьяковых концентратов Дарасунской фабрики. ИПИ, Иркутск, 1969.

14. Цхай Г.Ф. и др. Опыт переработки золотосодержащих концентратов методом хлоридовозгонки. Экспресс-информация, Министерство геологии СССР, М., 1970, № 5.

✓ 15. Масленицкий И.Н. и др. Автоклавные процессы в цветной металлургии. М., Металлургиздат, 1969.

✓ 16. Шлаксин И.Н., Мазурова А.А. Изучение процесса окисления арсенопирита кислородом под давлением в щелочной среде. Известия вузов "Цветная металлургия", 1959, № 4.

17. Сажин Ю.Г., Лебедев Б.Н. Целесообразность применения автоклавного выщелачивания для переработки золото-мышьяковистых концентратов. Сборник "Металлургическая и химическая промышленность Казахстана", Алма-Ата, 1960, № 1.

18. Хрящев С.В., Лобанова Т.А. Автоклавная переработка золотосодержащих пиритно-мышьяковых концентратов Зодского месторождения. Бюллетень "Цветная металлургия", 1970, № 2.

19. Хрящев С.В. и др. Автоклавное выщелачивание пиритно-мышьяковистого концентрата и цианирование кеков выщелачивания. Бюллетень "Цветная металлургия", 1970, № 15.

20. Зырянов М.М., Губейдулина А.В. Извлечение золота из гравитационных концентратов методом гидрохлорирования. "Цветные металлы", 1970, № 3.

21. Финкельштейн. Гидрохлорирование золотосодержащих шламов и гравитационных концентратов. J. of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1966, Dec.

✓ 22. Кершанский И.И. Полупромышленные испытания обжига в кипящем слое золото-мышьяковых флотоконцентратов. Бюллетень "Цветная металлургия", 1970, № 16.

23. Canadian Mining and Metallurg. Bull., 1963, 54, N 614, pp.469-475.

24. Золотодобывающая промышленность капиталистических стран. Техничко-экономический обзор. М., Цветметинформация, 1963.

25. Усовершенствование переработки золотосодержащих пирроотиновых руд на фабрике Делнайт. Реферат статьи из журнала "Canadian Mining and Metallurg. Bull.", 1965, 58, № 634. Бюллетень "Цветная металлургия", 1966, № 4.

26. Спенсер. Применение печей Эдвардса для обжига золотых руд и концентратов Chemical Engineering Review, 1960, № II, pp.74-76.

27. Engineering and Mining Journal, 1967, 158, N 5.

28. Canadian Mining and Metallurg. Bull., 1961, 56, № 588, pp.302-314.

29. Гучетль И.С., Ивановский М.Д., Лесина Т.М. Техничко-экономическая оценка способа переработки золотосодержащих концентратов. Сборник "Обогащение, гидрометаллургия и методы анализа руд благородных и цветных металлов". Труды ЦНИГРИ, М., 1972, вып. 102. 1972.

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Введение	3
Методы переработки упорных золотосодержащих руд	4
Классификация золотосодержащих концентратов	II
Схемы переработки золотосодержащих концентратов	16
Выбор схемы переработки	16
Технология переработки золотосодержащих концентратов	26
Практика переработки золотосодержащих концентратов	40
Новые направления в гидрометаллургической переработке золотосодержащих руд и концентратов	45
Технико-экономическая оценка различных методов переработки золотосодержащих концентратов	51
Выводы	56
Литература	58

Редактор В.Н.Розанов Технический редактор И.А.Соколова
Корректор Г.Ф.Беляева

Подписано в печать 16/XI 1972 г.

Формат 60x90 1/16 Объем 3,75 п.л. 4,0 уч.-изд.л. Изд.№717
Т - 18237 Тираж 525 экз. Цена 40 коп. Заказ 925

Институт "Цветметинформация"