

669,21
Б26

В.В. БАРЧЕНКОВ

Технология

**гидрометаллургической переработки
золотосодержащих флотоконцентратов
с применением активных углей**



HIGHLAND GOLD MINING Ltd.

УПРАВЛЯЮЩАЯ ОРГАНИЗАЦИЯ

РУССДРАГМЕТ

ЗОЛОТОРУДНОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
"МНОГОВЕРШИННОЕ"

ЗОЛОТОРУДНОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
"МАЙСКОЕ"

"ЗАБАЙКАЛЗОЛОТОПРОЕКТ"

"НОВО-ШИРОКИНСКИЙ
РУДНИК"

"ДАРАСУНСКИЙ
РУДНИК"

119034, Россия, г. Москва
Курсовой пер.,
88А2, стр. 2

Тел.: (095) 777-31-55

Факс: (095) 777-31-56

E-mail: info@russdragmet.ru



HIGHLAND GOLD MINING Ltd.



РУССДРАГМЕТ

669,21

Б 26

В.В. БАРЧЕНКОВ

Технология

гидрометаллургической переработки
золотосодержащих флотоконцентратов
с применением активных углей

05-40843

Техническая библиотека
Забайкальского
горно-обогат. комбината

В.В. БАРЧЕНКОВ

ТЭХНОЛОГИЯ

ТЕХНОЛОГИЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ФЛОТКОЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ АКТИВНЫХ УГЛЕЙ

Б 26 Барченков В.В.

Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей. – Чита: Поиск, 2004. – 242 с., ил.

ISBN 5-93-119-133-X

Изложена теория и практика цианирования золотосодержащих руд и концентратов. Особое внимание уделено цианированию упорных флотоконцентратов. Освещены вопросы технологии извлечения золота из руд и концентратов процессом «уголь в пульпе», рассмотрены параметры процесса сорбционного выщелачивания с применением активных углей, изложена технология процесса десорбции золота и регенерации активных углей.

Дано описание устройства и принципа работы основного сорбционного оборудования, технические характеристики аппаратов, изложены правила технического обслуживания оборудования сорбционного процесса и правила промышленной безопасности при осуществлении процессов цианирования и сорбции, приготовления реагентов.

Впервые в литературе освещены вопросы практики работы гидрометаллургического производства извлечения золота из флотоконцентратов. Освещен вопрос состава и функций современной автоматизированной системы управления технологическим процессом.

Книга предназначена для инженерно-технических работников и рабочих золотоплавильных фабрик с применением процессов цианирования и сорбции. Она может быть полезна студентам и менеджерам, обучающимся по специальности «Металлургия благородных металлов», а также для работников, занятых в золотодобывающей отрасли.

УДК 669.21
ББК 34.315

ВВЕДЕНИЕ

Одним из существенных достижений научно-технического прогресса в золотодобывающей промышленности в последние десятилетия является широкое внедрение сорбционной технологии извлечения золота из руд и концентратов на основе применения синтетических ионообменных смол и активированных углей. Особенно активно и успешно развивается гидрометаллургическая технология извлечения золота с использованием активных углей.

Эта технология впервые в России испытана и внедрена в промышленном масштабе на Лебединской золотоизвлекательной фабрике комбината «Алданзолото» в 1979 году.

Авторами и создателями угольной технологии извлечения благородных металлов из цианистых пульп (за рубежом такая технология называется «уголь в пульпе») в СССР и России являются сотрудники научно-исследовательского института «Иргиредмет» В.К. Чернов и Г.И. Войлошников. Они разработали технологию от лабораторных исследований до внедрения в широком промышленном масштабе. Технология цианисто-сорбционного выщелачивания благородных металлов с применением активированного угля защищена несколькими патентами.

В 90-е годы XX века по угольно-сорбционной технологии построены и введены в эксплуатацию ряд предприятий, среди них – золотоизвлекательная фабрика ГМК «Кубака» в Магаданской области, цех по переработке Дарасунских флотоконцентратов в АО «Первомай-ка», фабрика на руднике «Рябиновый», ЗАО «Артель старателей «Амур» в Хабаровском крае, Комсомольская ЗИФ старательской артели «Чукотка».

В 1998 году в ОАО «Бурятзолото» для переработки Самартинского флотоконцентрата был построен и введен в эксплуатацию цех гидрометаллургии (ЦГМ), в технологии которого используется активированный уголь. В 1999 году в ЦГМ была смонтирована и запущена в работу технологическая схема с использованием угольной технологии для переработки флотоконцентрата, получаемого на золотоизвлекательной фабрике рудника «Ирокинда».

Таким образом, угольно-сорбционная технология извлечения золота из руд и концентратов получила широкое распространение, и в перспективе ожидается ее использование еще в больших масштабах.

Несмотря на то, что принцип извлечения растворенного золота на активный уголь и ионообменную смолу одинаков, угольная технология имеет свою специфику как в части проведения технологического процесса, так и в аппаратурном оформлении. Кроме того, регенерация активированного угля существенным образом отличается от регенерации анионита АМ-2Б. Кроме научных статей в специальных журналах, отчетов по научно-исследовательским работам и упоминания в учебниках по металлургии благородных металлов, другой литературы не существует.

Восполнит пробел в этой области новая книга, в основе которой опыт автора. При написании пособия использованы материалы книги, изданной автором в издательстве «Металлургия» в 1982 году.

В книге изложены основы теории цианистого процесса выщелачивания золота из руд и концентратов, технология сорбционного извлечения благородных металлов из цианистых пульп и растворов на активированный уголь, технология регенерации угля, электролиз золота из щелочных элюатов. Отдельным разделом освещены вопросы получения готовой золотосодержащей продукции непосредственно на золотоизвлекательных фабриках плавкой на слиток катодных осадков и пирометаллургической переработки «золотой головки», получаемой в результате гравитационного обогащения на большинстве ЗИФ.

Издание, несомненно, приобретает немалый практический интерес в связи с вводом в эксплуатацию новой золотоизвлекательной фабрики Дарасунского рудника, крупнейшего в Читинской области, возрожденного благодаря инвестициям управляющей организации ООО «Руссдрагмет», поддержке Читинской областной Администрации, лично Губернатора Равиля Фаритовича Гениатулина. Именно там, при изучении книги, теория органично сольется с практикой современных процессов извлечения золота на новейшем оборудовании.

В изложении теории и практики процессов цианирования и сорбционного выщелачивания учтен опыт работы последних лет на действующих сорбционных золотоизвлекательных фабриках. Поскольку в технологических схемах переработки золотосодержащего сырья кроме основных технологических операций всегда имеются вспомогательные, автор изложил отдельными главами вопросы обезвреживания цианистых пульп и растворов, реагентное хозяйство, вопросы контроля гидрометаллургического производства.

Автор постарался осветить вопросы технической эксплуатации оборудования и сорбционного процесса, его обслуживания и ремонта. В книге уделено внимание освещению практических вопросов по организации производства и ремонта оборудования на фабриках.

В свете новых «Правил безопасности...» (2003 г.), вышедших федеральных законов о промышленной безопасности опасных производственных объектов в книге подробно изложены вопросы охраны труда и техники безопасности, сделан упор на соблюдение мер защиты и безопасности при работе с сильно действующими ядовитыми веществами.

Впервые включен раздел, посвященный практической работе гидрометаллургического производства извлечения золота из флотоконцентратов на примере цеха гидрометаллургии Холбинского рудника ОАО «Бурятзолото», где автор проработал восемь лет. Кратко изложен вопрос о составе и функциях современной автоматизированной системы управления технологическим процессом на примере АСУ ТП «Гидрометаллургия».

В процессе работы над книгой была использована литература последних лет по гидрометаллургии золота и статьи из научно-технических журналов по угольно-сорбционной технологии.

Книга предназначена для менеджеров, инженерно-технических работников и рабочих золотоизвлекательных фабрик с применением процессов цианирования и сорбции. Как учебное пособие она может быть полезна студентам, обучающимся по специальностям «Металлургия благородных металлов» и «Обогащение полезных ископаемых». Книга может служить также для обучения обслуживающего персонала золотоизвлекательных фабрик, использующих процессы цианирования и сорбционного выщелачивания с применением активных углей.

Автор благодарит своих коллег и товарищей по работе за помощь и ценные советы при подготовке учебника, при этом выражает свою особую признательность и благодарность одному из авторов угольно-сорбционной технологии – ведущему научному сотруднику АО «Иргиредмет» д.т.н. Г.И. Войлошникову, а также механику ЦГМ ОАО «Бурятзолото» Н.А. Кочневу за подготовку иллюстраций и рисунков к учебнику.

Автор сердечно признателен за активную помощь и поддержку управляющему директору Highland Gold Mining Ltd. И.Е. Кулакову и генеральному директору ООО «Руссдрагмет» Д.Л. Коробову, благодаря которым появилась возможность издания настоящей книги, а также директору Читинского представительства ООО «Руссдрагмет» С.М. Жирякову.

Все замечания и пожелания коллег, читателей будут приняты автором с благодарностью.

В.В. Барченков

ГЛАВА 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТА И СЕРЕБРА

1.1. Применение золота и серебра

Золото и серебро относятся к благородным металлам. Благородными они названы за то, что обладают целым комплексом уникальных физических и химических свойств, которыми не обладают никакие другие металлы. Они отличаются высокой стойкостью к воздействию агрессивных сред, имеют самую высокую среди всех других металлов электро- и теплопроводность. Золотые изделия, изготовленные в глубокой древности, в неизменном виде сохранились до наших дней.

Золото сыграло важную роль в мировых товарно-денежных отношениях вследствие того, что этот металл весьма компактен, имеет небольшой вес при значительной массе, не изменяется в обычных условиях, что позволяет хранить его практически без ограничения срока. Золото гораздо удобнее для перевозки, чем бумажные деньги. Золото служит удобным мериллом стоимости любого товара, а его высокая ценность остается во все времена постоянной.

Если раньше золото непосредственно использовалось в качестве денег в виде монет различного достоинства, то в настоящее время золото юридически устранено из денежного обращения и формально утратило связь с денежной системой. Тем не менее, как бывший денежный металл, золото продолжает служить абсолютным покупательным и платежным средством. Для государств золото является страховым и резервным фондом, позволяющим в случае крайней необходимости получать платежные средства в любой национальной валюте. Вот почему каждое государство стремится создать свой «золотой» запас, как средство обеспечения национальной валюты, и для создания страхового фонда на случай катастроф или стихийных бедствий.

Каждый знает, что любая национальная валюта – бумажные деньги – подвергается со временем инфляции, т.е. обесцениванию. Недоверие к бумажным деньгам, стремление охранить от инфляции стоимость имеющихся денежных капиталов и сбережений побуждают государства и население переводить кредитно-бумажные формы стоимости в реально осязаемую форму драгоценного металла. Поэтому одной из главных сфер потребления золота является накопление в виде золотого запаса государств и в виде личных сбережений у населения. Накопление золота частными лицами называется *тезаурицией*.

Вторая область применения золота (примерно 15–20%) – промышленность и ювелирное дело. Золото – высокотехнологичный металл, из него легко изготовить сверхтонкую фольгу и микронную проволоку, оно хорошо паяется и сваривается под давлением, золотые покрытия хорошо наносятся на металл и керамику. Золото почти полностью отражает инфракрасные лучи, обладает высокой электропроводностью. Такая совокупность полезных свойств золота является причиной широкого его использования в важнейших отраслях промышленности, таких как электроника, техника связи, космическая и авиационная техника, ядерная энергетика, измерительная аппаратура и др.

Значительные количества золота потребляет стоматология – коронки и зубные протезы изготавливаются из сплавов золота с серебром, медью, никелем, платиной. Такие сплавы сочетают коррозионную стойкость с высокими механическими свойствами.

Традиционно большое количество золота потребляет ювелирная промышленность. Ювелирные изделия, как правило, изготавливают не из чистого золота, а из его сплавов с другими металлами, в основном с серебром, медью, цинком и др. Важнейшей характеристикой ювелирных изделий является их *проба*, характеризующая содержание в них золота. В нашей стране установлена метрическая система проб, в которой содержание золота обозначается числом частей по массе в 1000 частях сплава. В соответствии с ней химически чистое золото имеет пробу 1000.

В России основную массу ювелирных изделий выпускают из сплавов пробностью 958,750, 583, 375. Каждое ювелирное изделие маркируется специальным знаком с указанием пробности сплава, из которого оно сделано.

В отличие от золота, серебро в основном расходуется на чисто технические цели. Важнейшей сферой потребления серебра является производство светочувствительных материалов для кино- и фотопленки. Расход серебра на эти цели неуклонно возрастает, однако, несмотря на все усилия ученых, полноценных заменителей серебра пока не найдено.

Крупной областью применения серебра является электротехника и электроника, где высокая электропроводность серебра в сочетании с химической стойкостью предопределила его широкое использование для изготовления контактов и проводников.

Значительное количество серебра расходуется на изготовление различных припоев для пайки металлов и сплавов. Серебряные припои дают прочные и пластичные спаи, противостоящие ударам и вибрациям. Стойкость к окислению обусловило широкое применение серебряных припоев в авиационной и космической технике.

Высокими разрядными характеристиками обладают серебряно-цинковые и серебряно-кадмиевые аккумуляторы, применяемые в ракетной технике, подводном флоте и т.д.

Традиционной сферой применения серебра является производство украшений и столовой посуды, памятных медалей, предметов коллекционирования и т.д.

1.2. Краткий очерк развития добычи и извлечения золота

Золото – один из немногих металлов, находящихся в природе в самородном состоянии. Куски и крупы этого металла, отличающиеся характерным цветом, блеском и высокой плотностью, давно привлекали внимание человека. Золото – первый металл, известный человеку уже несколько тысячелетий.

В древности золото добывали с использованием крайне примитивных технических средств. На древних египетских рудниках вручную дробили добытые золотые руды, доизмельчали их в каменных ступах и истирали в жерновах. Для выделения золотинок вели промывку на примитивных шлюзах, покрытых шкурами животных. Основные центры добычи золота в древности располагались в Верхнем Египте, Нубии, Испании, Колхиде.

Бурное развитие капитализма в XIX веке, интенсивные торговые отношения между государствами увеличивали спрос на драгоценные металлы, особенно на золото, что привело к поискам и открытию новых россыпных и рудных месторождений в Калифорнии и Австралии. В этот период совершенствуются способы технологии добычи и извлечения золота: строятся механизированные толчейные амальгамационные фабрики, внедряются процессы обжига и хлоринации руд, применяются промывочные механизмы и шлюзы.

Резкий и длительный подъем золотопромышленности наблюдался в 90-е годы 19-го столетия, когда были открыты и стали эксплуатироваться месторождения коренных золотосодержащих руд в Южной Африке, которые вплоть до настоящего времени обеспечивают около 80% мировой добычи золота. Почти одновременно были открыты, хотя и меньшие по запасам, но все же значительные, месторождения золота в Индии и на Аляске.

На территории России золото добывалось еще в отдаленные времена, однако достоверных данных об этом периоде не имеется. Первые документы указывают на открытие в 1732 году рудного золота в Олонецком крае (ныне Карелия), а в 1744 г. – на Урале в районе Березовска. В 1814 г. сын уральского мастерового Л.И. Брусницын положил начало разработке золотосодержащих россыпей. Изобретенные им приемы поиска и промывки золотосодержащих песков способствовали открытию и вовлечению в эксплуатацию многочисленных россыпей Урала, Алтая, Лены, Забайкалья. Благодаря этому, Россия к 1820 г. становится главной золотодобывающей державой в мире. Однако, уже с 1850 г. ведущая роль в добыче золота переходит к США, а позднее к Южной Африке.

Истощение россыпных месторождений и открытие мощных запасов рудного золота потребовали разработки новых, более совершенных методов извлечения драгоценного металла. В 1888–1889 г. англичане Мак-Артур и братья Форрест запатентовали способ выщелачивания золота цианистыми растворами и осаждения его металлическим цинком. Ими же этот способ был впервые реализован в промышленном масштабе. Новый процесс быстро совершенствовался и вскоре получил широкое распространение во многих золотодобывающих странах, став основным методом извлечения золота из руд.

В России цианистый процесс был применен в конце XIX века – первые цианистые заводы по извлечению золота были построены на Урале в Березовске (рядом с г. Екатеринбург) и в Кочкарске (нынешний г. Пласт Челябинской области) в 1897–1898 гг.

В XX веке мировая добыча золота развивалась неравномерно. Темпы ее роста всецело зависели от государственной и международной финансовой политики ведущих капиталистических

стран и, в частности, от устанавливаемых монопольных цен на золото. В настоящее время во всем мире ежегодно добывается около 2500 тонн золота.

Несмотря на то, что по своим запасам золота Россия занимала первое место в мире, добыча его в 1913 году в нашей стране составляла только 10 % мировой добычи. Россия занимала тогда четвертое место в мире среди других стран. В годы революции, гражданской войны и интервенции добыча золота в нашей стране почти полностью прекратилась. Однако, в годы первых пятилеток в связи с индустриализацией страны и возросшей потребностью золотая промышленность не только была восстановлена, но и переоборудована на новом техническом уровне.

Были освоены новые районы золотодобычи – Алдан, Колыма, Забайкалье, выявлены и введены в эксплуатацию почти полтора десятка золотоизвлекательных фабрик с законченным циклом цианистой переработки руды. Фабрики в 30-е годы были оснащены в основном американским оборудованием. Предприятия на россыпных месторождениях были перевооружены паровыми и электрическими драгами, гидравликами и промысловыми приборами. За короткий срок в течение 10 лет объем добычи золота в СССР возрос по сравнению с 1913 годом вдвое.

Второй этап развития золотодобычи в СССР начался в 60-х годах, когда на смену классической цианисто-фильтрационной технологии переработки руды пришла более совершенная технология, основанная на применении ионообменных синтетических смол. В 1967–1970 гг. сорбционная технология была испытана в промышленном масштабе на Лебединской ионообменной установке (Якутия), положительные результаты которой позволили реконструировать на сорбционный процесс Нижне-Куранахскую золотоизвлекательную фабрику. В 1970–1980 годах было построено и введено в эксплуатацию более 10 фабрик по новой технологии. Среди них можно назвать такие, как Нижне-Куранахская, Араратская, Кочкарская, Многовершинная, Северо-Енисейская, Макмальская и ряд других.

Применение сорбционной технологии обеспечило в ряде случаев значительное увеличение производительной мощности фабрик по переработке руды на тех же производственных площадях, в других случаях – позволило существенно повысить процент извлечения золота из руды. Кроме того, при использовании ионообменных смол получается более качественная продукция по сравнению с традиционной технологией.

Дальнейшим совершенствованием сорбционного способа извлечения золота явилось использование активных углей вместо ионитов и разработка на их основе угольно-сорбционной технологии переработки руд и концентратов (процесс «уголь в пульпе»), которая обеспечила селективное извлечение золота из пульпы, уменьшила количество применяемых реагентов и упростила технологическую схему регенерации сорбента. Эта технология разработана в институте Ирриредмет под руководством В.К. Чернова и впервые в промышленном масштабе внедрена на Лебединской ЗИФ в 1983–1985 годах.

В СССР до 1991 года ежегодно добывалось около 250 тонн золота, что соответствовало второму месту в мире. С распадом СССР часть золотодобывающих предприятий осталась в ближнем зарубежье, а золотодобывающая промышленность России в начале 90-х годов оказалась в кризисном состоянии [55]. Результатом кризиса явилось снижение добычи золота со 168,0 тонн в 1991 году до 114,6 тонн в 1998 году. Только с 1999 года в России начался рост добычи за счет освоения рудных месторождений. В 2002 году объем производства золота составил 183 тонны и Россия заняла четвертое место в мире среди 10 основных стран – производителей золота, после ЮАР, США и Австралии [55].

1.3. Физические и химические свойства золота

Золото – единственный металл, который в чистом виде обладает приятным ярко-желтым цветом. Блеск золота при полировке еще более усиливается. Это очень мягкий, ковкий, пластичный и тягучий металл. Из одного грамма золота можно протянуть проволоку длиной 3,5 км. Золото можно расковать так, что оно будет пропускать свет. Толщина такого листа будет не более 0,00008 мм. Эти тончайшие листочки носят название сусального золота и применяются для декоративных покрытий. При холодной обработке золота сказывается влияние наклепа, легко устранимое отжигом.

Золото в чистом виде обладает небольшой твердостью; оно мягче серебра, но тверже олова. Сплавление с другими металлами значительно видоизменяет его механические свойства,

придавая ему большую твердость, в некоторых случаях и хрупкость, как, например, в сплавах с мышьяком, свинцом, кадмием, висмутом, платиной и теллуром. Особенно сильное влияние на хрупкость золота оказывает свинец. Присутствие в золотом сплаве уже 0,01% свинца делает сплав негодным для чеканки монеты. Большое содержание свинца делает металл настолько хрупким, что при ударе молотком он рассыпается на куски.

Среди всех металлов золото имеет высокую удельную электропроводность **45,6 м/ом·мм²**, уступаая только серебру.

Плотность золота составляет **19,26 г/см³**, температура плавления химически чистого золота – **1063°С**, кипения – **2530°С**. При нагревании золота и его сплавов выше температуры плавления золото начинает улетучиваться, и летучесть его тем больше, чем выше температура. По данным Розе летучесть чистого золота сравнительно невелика и составляет при температуре 1125°С – 1 весовую часть, при 1250°С – 2,6 весовых частей на 1000 весовых частей золота. Летучесть золота возрастает, если в золотом сплаве присутствуют другие металлы, обладающие летучими свойствами: цинк, мышьяк, сурьма, теллур и другие.

В природе золото встречается, главным образом, в самородном виде, в сплаве с серебром, некоторым количеством меди, железа, платины и других металлов. Из химических соединений золота в природе известно только соединение его с теллуром **AuTe₂**. Кроме природных сплавов золота с серебром и другими металлами, известны платинистое золото и родистое золото, в состав которых, соответственно входят платина и родий. В самородном золоте содержание серебра доходит до 40%. В природе часто встречается медистое золото, обычно состоящее из **74,3–80,2% Au, 2,3–16% Ag, 9,0–20,4% Cu**.

Сплавы золота [16]

Все металлы, входящие в состав золотого сплава, понижают температуру его плавления и изменяют механические свойства золота. С серебром и медью золото сплавляется во всех пропорциях с образованием твердых растворов. В зависимости от количественного содержания серебра в золотом сплаве цвет его меняет окраску. Так, сплавы, содержащие 20–40% Ag, приобретают зеленовато-желтую окраску. При повышении серебра до 50% сплав принимает желтовато-белый цвет, а при 60% Ag – белый с желтовато-зеленым оттенком.

Сплавы золота с медью отличаются большой твердостью по сравнению с чистым золотом. Сплав с содержанием 12% Cu делается настолько твердым, что с трудом поддается механической обработке. Медь сообщает золоту красноватый оттенок. Вследствие окисления меди поверхность золотомедных сплавов покрывается пятнами зеленого цвета, которые при нагревании переходят в черную пленку окиси меди.

При содержании до 6,5% меди сплав золота не поддается действию кислот. При малом содержании золота в сплаве при растворении его в азотной кислоте золото частично переходит в раствор совместно с медью. В царской водке все сплавы золота с медью растворяются нацело. Свойством меди и серебра придавать большую твердость золотому сплаву пользуются при введении их в состав лигатуры сплавов, употребляемых для производства ювелирных изделий.

В промышленном отношении наиболее важными являются сплавы со свинцом, цинком и ртутью и штейнами медной и свинцовой плавки. Золото легко сплавляется со свинцом, и этим пользуются для извлечения золота из руд и других продуктов при плавке соответствующих шихт.

С цинком золото образует сплавы еще легче, чем со свинцом.

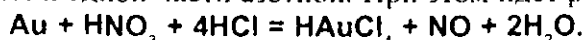
При высокой температуре золото дает сплавы с сульфидами, вследствие чего возможно извлечение золота из серебра из медных и свинцовых руд. При плавке этих руд получается промежуточный продукт – медные и свинцовые штейны, в которых концентрируются золото и серебро. После обработки этих штейнов золото и серебро остаются в сплаве со свинцом и медью, из некоторых извлекается рафинированием.

Сплавы золота с ртутью, называемые амальгамами, имеют большое значение в промышленности, так как при помощи их извлекается золото из руд процессом амальгамации.

Химические соединения золота и их свойства

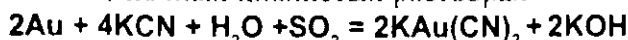
В периодической таблице Менделеева золото стоит под номером **79**, атомный вес его **197,2**. Золото можно считать самым благородным металлом из благородных – серебра, платины, палладия и других. Ценнейшее свойство золота – его химическая инертность. Золото не окисляется на воздухе даже при нагревании, устойчиво при воздействии на него влаги, не реагирует со щелочами и кислотами – серной, соляной, азотной, плавиковой и органическими кислотами.

Тем не менее, золото можно растворить в царской водке, которая представляет собой смесь из 3-х частей соляной кислоты и одной части азотной. При этом идет реакция:



Из полученного по этой реакции раствора после осторожного выпаривания можно выделить желтые кристаллы золотохлористоводородной кислоты $\text{HAuCl}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$.

Как уже говорилось выше, основой цианистой технологии извлечения золота из руд является реакция растворения золота в щелочных цианистых растворах:



Кроме этого, хорошим растворителем золота является водный раствор тиомочевны (тиокарбамида), содержащий в качестве окислителя хлорид или сульфат железа.

В своих химических соединениях золото может иметь степень окисления +1 и +3 (или что одно и то же, быть одно- и трехвалентным). Все химические соединения золота относительно непрочны и легко восстанавливаются до металла даже при нагревании и прокаливании. Эти химические свойства соединений золота используются при получении химически чистого металла методами аффинажа.

Золото образует интерметаллические соединения с ртутью – AuHg_2 , Au_2Hg , Au_3Hg и с другими металлами – Zn , Mn , Pb , Sb .

С кислородом золото образует соединения Au_2O – закисное золото, представляющее собой фиолетовый порошок, и окисное золото Au_2O_3 – порошок черного цвета. Закись золота образуется при нагревании гидрата закиси AuOH или разложением хлористого золота поташом или содой и сушкой с нагреванием по реакции:



Свежеосажденный гидрат закиси золота хорошо растворяется в щелочах с образованием индиго – синего раствора аурита, при нагревании последнего осаждается гидрат закиси. При 250°C закись золота распадается на металлическое золото и кислород.

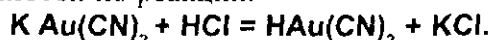
Гидрат окиси золота $\text{Au}(\text{OH})_3$ при 100°C теряет воду, при 110°C он начинает разлагаться с выделением кислорода, при 160°C переходит в закись золота, а при нагревании выше 250°C получается металлическое золото. Вышеприведенные химические реакции закисного и окисного золота используют в технологии аффинажа золота при щелочном осаждении.

Золото с хлором образует простые и сложные комплексные соединения. Хлористое золото AuCl представляет собой лимонно-желтый порошок, оно нелетучее, не разлагается при комнатной температуре и атмосферном давлении, в воде медленно разлагается с образованием хорошо растворимого хлорного золота и выделением порошкообразного металлического золота.

Хлорное золото легко образует двойные соли с другими хлоридами, соединения HAuCl_4 рассматривают как золотохлористоводородную кислоту, соли которой используют в фотографии.

Соединения золота с цианидом образуются в форме двух простых цианистых соединений – одновалентного и трехвалентного.

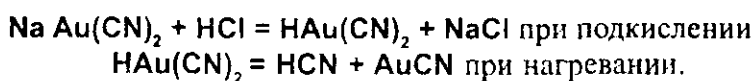
Цианид одновалентного золота AuCN может быть получен разложением комплексного цианида соляной или серной кислотой по реакции:



Цианистое золото – лимонно-желтый порошок, не имеет ни вкуса, ни запаха, в сухом виде на свету не изменяется, во влажном состоянии на свету зеленеет, нерастворим в воде. При нагревании цианистое золото разлагается на металлическое золото и циан, при быстром накаливании сгорает с образованием металлического золота.

Цианид трехвалентного золота, как и его производные, мало устойчив и не имеет практического значения.

Цианид одновалентного золота образует ряд комплексных соединений с натрием, калием и кальцием – очень важных в процессах цианирования золота. Комплексные цианистые соединения золота хорошо растворимы в воде, при нагревании раствора выше 50°C они разлагаются кислотами с выделением цианистого водорода и выпадением из раствора цианистого золота по реакциям:



Сернокислородное закисное железо не действует на комплексные цианистые соединения золота, но сернистая и шавелевая кислоты осаждают из горячих растворов цианистую соль закисного золота.

Тиокарбамиды золота и серебра получают растворением этих металлов и их солей в тиомочевине (тиокарбамид) $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$. Для тиокарбамида золота установлена формула $\text{AuCl} \cdot 2\text{CS}(\text{NH}_2)_2$. Золото, серебро и их сплавы растворяются в слабокислых растворах тиомочевины небольшой концентрации (0,3–1,0%) только в присутствии окислителей – перекиси водорода или хлорного железа.

1.4. Физические и химические свойства серебра

Серебро – металл белого цвета, очень тягучий, пластичный и ковкий. По мягкости серебро стоит между золотом и медью. Серебро обладает наивысшей среди металлов тепло- и электропроводностью. Путем прокатки из него можно получить лист толщиной 0,00025 мм. Серебро протягивается в очень тонкую проволоку и отлично скручивается, хорошо режется и полируется. Атомный номер серебра 47, атомный вес – 107,88, плотность серебра почти в два раза ниже, чем золота, и составляет 10,5 г/см³. Серебро имеет температуру плавления 961°C.

Серебро имеет среди металлов наивысшую удельную электропроводность – 68 м/Ом·мм² и соответственно – наименьшее электросопротивление. Эти свойства серебра широко используются в электротехнике и электронике для изготовления электрических контактов. Предел прочности серебра при растяжении составляет 18 кг/мм², относительное удлинение – 50%.

Близость физических свойств и строения кристаллов решетки серебра и золота позволяет получать их сплавы в любых процентных соотношениях. По химическим свойствам серебро и золото различаются, хотя и находятся в одной подгруппе Периодической системы элементов. Серебро, как и золото, очень устойчиво на воздухе и к действию влажной среды. Устойчивость к влаге и кислороду воздуха придает серебру образующаяся на его поверхности тонкая пленка окислов серебра Ag_2O и AgO .

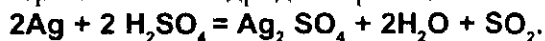
Очень часто на поверхности серебра наблюдается черный налет. Потемнение серебра объясняется действием сероводорода и озона, входящих в состав воздуха.

Серебро легко растворяется в азотной кислоте по реакции:



Свойство металлического серебра растворяться в азотной кислоте широко используется в пробирном анализе [44] для полного растворения золото-серебряных корольков, получаемых при купелировании свинцового сплава золота. При этом серебро переходит в раствор, а золото остается в виде нерастворимого остатка, называемого «корточкой». Получающееся в результате реакции азотнокислородное серебро находит широкое применение в производстве кино- и фотоматериалов, а также в медицине и для серебрения зеркал.

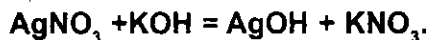
Металлическое серебро легко растворяется в концентрированной серной кислоте с образованием сульфата серебра и сернистого ангидрида по реакции:



Щелочные цианиды в присутствии окислителей растворяют металлическое серебро и многие его соединения по такой же реакции, как и золото, с образованием цианистых комплексов серебра $\text{Ag}(\text{CN})_2$.

Серебро так же, как и золото, со многими металлами дает интерметаллические соединения.

Оксид серебра Ag_2O легко получают нагреванием гидрата, который осаждают из раствора солей серебра щелочами по реакции:



При нагревании гидрата окиси серебра в водной среде до 60°C или при высушивании образуется оксид серебра, которая при нагревании свыше 100°C легко отдает свой кислород и превращается в металлическое серебро.

Почти все металлы цементуют серебро из растворов его солей, что широко используется в гидрометаллургии при получении готовой серебросодержащей продукции.

1.5. Формы нахождения золота и серебра в рудах

Благодаря своим замечательным физико-химическим свойствам и способности к миграции золото присутствует как в литосфере (земная кора и мантия земли), так и в гидросфере (морская

вода), и в биосфере (растительный мир). Неисчерпаемым источником получения золота являются воды мирового океана, хранящие в себе миллионы тонн металла. По оценкам специалистов, средняя концентрация золота в морской воде составляет 5 мг/м^3 , достигая в отдельных участках прибрежных вод $10\text{--}20$ и даже 60 мг/м^3 . В $60\text{--}70$ гг. 20-го века в СССР и за рубежом начались исследования по добыче золота из морской воды, но пока экономически положительных результатов не достигнуто. По мере развития техники и технологии можно надеяться, что в 21-м веке проблема добычи золота из морских вод может быть решена.

Среднее содержание золота в земной коре, по оценкам геохимиков, составляет $10^{-6} \%$, или примерно 10 мг/т . Мировые промышленные запасы золота оцениваются в 60 тыс. тонн, что при существующих масштабах добычи золота в мире (около 2500 т/год) может обеспечить золотодобывающие предприятия на 30 лет работы. Но поисково-разведочные работы на золото ведутся непрерывно, что позволяет приростом запаса металла компенсировать добычу золота.

Как и другие полезные ископаемые, золото в земной коре распределяется весьма неравномерно, только на отдельных участках наблюдается его повышенная концентрация. Например, в гранитах, составляющих основную массу горных пород, золота содержится в среднем 2 мг/т . В то же время в жилах горных пород наблюдается значительная обогащенность золотом.

Вследствие своей химической инертности, золото в рудах находится почти исключительно в виде **самородного металла**. Химический состав частиц самородного золота весьма непостоянный и колеблется в широких пределах, но обычно с преобладанием золота. В самородном золоте в качестве примесей присутствуют серебро, медь, железо, реже в малых количествах – мышьяк, висмут, теллур, платина и другие элементы. Пробность самородного золота в рудах и россыпях чаще всего колеблется в пределах от 600 до 950 .

В рудах самородное золото находится в виде разнообразных неправильной формы частиц и кусков: крючковатых, проволочковидных, прожилковых, губчатых, чешуйчатых, дендритовидных и других образований.

Крупность частиц самородного золота изменяется в широком диапазоне – от мельчайших частиц, невидимых даже под микроскопом, до гигантских самородков массой от 1 до 100 кг . Однако крупные самородки золота в настоящее время встречаются очень редко. Подавляющая масса золота присутствует в рудах в виде мелких частиц размером не более $0,5 \text{ мм}$.

Крупность частиц золота является одной из важнейших его технологических характеристик. Исходя из поведения золота в последующих технологических операциях переработки руды, принято различать три группы по крупности:

- крупное золото с размером золотинок более $0,07 \text{ мм}$;
- мелкое золото с размером частиц от $0,07$ до $0,01 \text{ мм}$;
- тонкодисперсное золото размером менее $0,01 \text{ мм}$.

Крупное золото при измельчении руды освобождается от связи с горной породой и минералами и легко улавливается при гравитационном обогащении, но плохо флотируется и медленно растворяется в процессах цианирования.

Мелкое золото в измельченной руде частично находится в свободном состоянии, частично – в сростках с другими минералами. Мелкое свободное золото хорошо флотируется, быстро растворяется при цианировании, но с трудом извлекается гравитационными методами. Флотационная активность такого золота определяется флотационными свойствами связанных с ним минералов.

Тонкодисперсное золото, ассоциированное в большинстве случаев с сульфидными минералами, при измельчении руды вскрывается лишь незначительно, основная масса его остается в минералах. При цианировании такое золото почти не растворяется, а в процессах гравитации и флотации извлекается вместе с минералами-носителями.

Руды, содержащие тонкодисперсное золото, относятся к категории **упорных** и перерабатываются специальными методами.

В реальных рудах частицы самородного золота имеют различные размеры, поэтому перед началом переработки таких руд очень важно установить процентное содержание и соотношение крупного, мелкого и тонкодисперсного золота, чтобы правильно выбрать степень измельчения руды и дальнейшую технологическую схему переработки.

По характеру ассоциации частиц золота с рудными компонентами они могут быть разделены на 3 основные категории:

1. Золотины с *полностью обнаженной* поверхностью, так называемое «свободное» золото.
2. Золотины с *частично обнаженной* поверхностью, которые находятся в сростках с минералами, покрытое несплошными пленками.
3. Золотины, поверхность которых *полностью изолирована* от контакта с цианидом. Это, в основном, тонковкрапленное золото.

Большое значение для эффективного извлечения золота цианированием имеет состояние поверхности золотин. Поверхность золотин в ряде случаев покрыта пленками окислов цветных и черных металлов, что весьма затрудняет процесс растворения. Покровные образования встречаются довольно часто. Пленки состоят из оксидов железа и марганца, аргентита Ag_2S , сульфида меди CuS , галенита PbS и некоторых других минералов. Пленки на поверхности частиц золота могут образовываться также в результате наклепа железа и минеральных частиц в процессе измельчения руды. Поведение такого золота в технологических операциях зависит от характера пленок – сплошные и плотные пленки препятствуют растворению золота при цианировании. Если покрытия пористые или занимают только часть поверхности, то цианирование возможно, но оно протекает с меньшей скоростью. При гравитационном обогащении крупное, покрытое пленками, золото попадает в концентрат, однако дальнейшее его извлечение из концентрата требует специальных методов.

Серебро в рудах и россыпях чаще всего присутствует в составе самородного золота и обычно редко встречается в виде чисто серебряных месторождений, хотя в природе, как известно, насчитывается более 60 минералов серебра.

Среди минералов серебра наиболее часто встречаются в рудах аргентит Ag_2S , пираргирит Ag_2SbS_3 , гёссит Ag_2Te , кераргирит AgCl и другие. Природный сплав серебра с золотом называют *электрум* – он содержит 20–40% серебра. Серебро чаще всего добывают попутно с золотом и при переработке руд цветных металлов.

1.6. Общие принципы извлечения золота

Одной из специфических особенностей золотосодержащих руд является крайне низкое содержание в них ценного компонента – золота. Если в рудах черных, цветных и редких металлов содержание ценного компонента исчисляется величинами от сотых долей до целых процентов, то в рудном сырье концентрация золота в 100–1000 раз меньше и составляет 0,0002–0,001%. Поэтому для золотосодержащих руд принято содержание золота выражать в граммах на 1 тонну руды. В настоящее время на действующих фабриках перерабатываются руды с содержанием от 2 до 15 г/тн.

Чрезвычайно широкое разнообразие вещественного состава руд, сложный характер и многочисленность форм нахождения частиц золота в рудной массе, различные соотношения мелкого, крупного и тонкодисперсного золота, а также существующие требования максимально-эффективного использования минеральных ресурсов вызывают необходимость индивидуального исследования руды каждого месторождения и разработки технологической схемы ее переработки. Вековой опыт показывает, что нет двух абсолютно одинаковых рудных месторождений. Вот почему технологические схемы переработки золотых руд отличаются большим разнообразием.

Выбор той или иной технологической схемы зависит, как уже говорилось, от многих факторов, из которых главными являются характер золота в руде и, прежде всего, его крупность, химический состав руды, характер минералов, с которыми ассоциировано золото, присутствие в руде других ценных компонентов, а также наличие в руде компонентов, осложняющих технологию переработки.

Тем не менее, технология переработки любой золотосодержащей руды должна предусматривать несколько обязательных блоков операций:

1. *Подготовка руды к обогащению* и дальнейшей переработке, в которую входят операции дробления, измельчения и классификации руды, в некоторых случаях – операции рудо-разборки и рудосортировки.

2. *Обогащительные операции* – гравитационное и флотационное обогащение, электрическая или электромагнитная сепарация, специальные методы обогащения руды. В результате каждой из этих операций получают, как минимум, два продукта – обогащенный золотом концентрат

рат и хвосты. Хвосты операций обогащения могут быть отвальными, из которых больше нельзя извлечь золото, и в этом случае их направляют на складирование в хвостохранилище, либо промежуточными продуктами, которые подлежат дальнейшей переработке.

3. Гидрометаллургические операции: амальгамация, цианирование, сорбционное или автоклавное выщелачивание. В переработку на эти операции поступает либо весь объем измельченной руды, либо хвосты после обогащения, либо золотосодержащие концентраты. Хвосты после гидрометаллургических процессов должны содержать минимальное количество золота, которое экономически невыгодно извлекать на данном этапе развития техники и технологии.

4. Доводочные и гидрометаллургические операции по получению конечной товарной продукции. Эти операции, как правило, не связаны с переработкой основной массы руды. Чисто доводочные операции предусматривают переработку гравитационных концентратов на доводочном оборудовании и получение продуктов в виде «золотой» головки или пилихов, в которых содержание золота должно быть не менее 10%. Такие продукты переплавляются на черновой слиток. Гидрометаллургические операции по получению готовой продукции включают процессы десорбции золота из сорбента, электролиз золота из растворов и получение катодных осадков или шламов, которые затем переплавляются на слитки сплава Доре.

5. Обезвреживание. Поскольку хвостовая пульпа после гидрометаллургических процессов содержит вредные вещества в различных концентрациях, хвосты должны проходить **стадию очистки** до предельно-допустимых концентраций этих веществ.

Готовой продукцией золотоизвлекательных предприятий являются черновое золото в виде слитков сплава Доре (сплав золота с серебром и металлами-примесями), золотосодержащие катодные осадки или осадки после химического осаждения, а также золотосодержащие концентраты с содержанием основного металла от 20 до 300 г/тн. Дальнейшая переработка черного золота и катодных осадков осуществляется на специализированных аффинажных заводах, где специальными методами разделяют золото, серебро и примеси и получают плавкой слитки золота и серебра с чистотой 99,99%.

Часто задают вопрос: «Почему на обогатительных и золотоизвлекательных фабриках не выпускается чистое золото и серебро?». Дело в том, что получение чистого золота на месте это очень дорогостоящее и технологически сложное производство, которое может быть рентабельным только при переработке не менее 8 тонн химически чистого золота в черновом продукте. Такие количества золота получают только на крупнейших золотодобывающих предприятиях, как, например, «Зерафшан» в Узбекистане.

Если руда на фабрике перерабатывается методами обогащения с получением концентратов, которые направляются на дальнейшую переработку на другое предприятие, то такой процесс переработки руды не является законченным.

Технологический процесс переработки руды на фабрике считается законченным в том случае, когда в результате переработки получается готовая золотосодержащая продукция в виде цинковых шламов, катодных осадков или слитков сплава Доре, пригодных для аффинажа. Имея на фабрике технологию переработки руды с законченным циклом, золотодобывающее предприятие несет значительно меньше затрат на производство золота, имеет возможность постоянно совершенствовать свою технологию, добиваться уменьшения потерь золота и за счет этого получать более высокое сквозное извлечение драгоценных металлов из руды.

ГЛАВА 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЦИАНИРОВАНИЯ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

2.1. Значение процесса цианирования для извлечения золота из руд

Процесс цианирования является основным методом извлечения золота и серебра из руд и концентратов. Сущность этого процесса заключается в том, что измельченный материал, содержащий благородные металлы, приводится в соприкосновение с разбавленными щелочными растворами цианистого натрия, под действием которого золото и серебро переходят в раствор.

Относительная селективность цианида натрия, как растворителя, удачное сочетание процессов растворения и осаждения благородных металлов, простота аппаратного оформления и другие преимущества цианирования делают этот процесс весьма эффективным и производительным, обеспечивая возможность применения данной технологии не только к концентратам, но и к рядовым золотым рудам и даже к хвостам обогащения, содержащим 1–2 г/т золота.

На использовании цианистого процесса основана золотодобывающая промышленность ЮАР, Канады, США, Австралии и других стран, являющихся главными производителями золота. О широком масштабе применения цианистого процесса говорит тот факт, что в мире на более чем 120 предприятиях применяется цианистая технология извлечения золота из руд и концентратов.

В Советском Союзе в 1990 году методом цианирования было переработано более 85% всех золотых руд. В настоящее время в России и странах СНГ эта величина возросла до 95% за счет вовлечения в эксплуатацию новых золоторудных месторождений и перевода ряда действующих фабрик на законченный цикл обработки руды.

Введенный в строй действующих в 1998 году цех гидрометаллургии Холбинского рудника ОАО «Бурятзолото» использует цианистый процесс для переработки на месте золотосодержащих флотационных концентратов, получаемых при переработке руд Зун-Холбинского и Иркинденского месторождений.

К достоинствам цианистого процесса выщелачивания золота, как это не парадоксально звучит на первый взгляд, следует отнести его **экологичность**. Хорошо известно, что щелочные цианиды калия и натрия относятся к категории СДЯВ, что предъявляет особо жесткие требования к условиям их использования, хранения и транспортировки. Смертельная доза цианида в случае одномоментного попадания его в организм человека определена величиной 100 мг. На цианистые соединения установлены жесткие нормы ПДК (предельно-допустимые концентрации) в воде, составляющие для хозяйственно-питьевых водоемов 0,1, а для рыбохозяйственных водоемов – 0,05 мг/л. Это определяет недопустимость проникновения цианидов в поверхностные и грунтовые воды и необходимость их глубокого обеззараживания перед сбросом в хвостохранилище.

Вместе с тем, отработанные и выводимые из технологического процесса цианистые растворы относительно легко поддаются разложению различными химическими окислителями (хлор, озон, перекись водорода и др.) с образованием в конечном итоге азотсодержащих соединений и углекислоты, которые не только не представляют опасности для окружающей среды, но, наоборот, способствуют развитию флоры и фауны.

Все сказанное в сочетании с относительно низкой концентрацией цианидов в рабочих растворах, неагрессивностью цианистых растворов по отношению к различным конструкционным материалам и реальной возможностью их химической очистки до требуемых норм ПДК делает использование цианида в технологии получения золота наиболее удобным по сравнению с кислотами, концентрированными щелочами или солевыми растворами.

Таким образом, представленный выше краткий обзор убедительно свидетельствует о том, что освоенный промышленностью более 100 лет назад процесс цианирования золотых руд в настоящее время не только не утрачивает своего значения, но, наоборот, имеет тенденцию к дальнейшему развитию и совершенствованию, занимая доминирующее положение среди остальных методов металлургической переработки золоторудного сырья.

2.2. Механизм растворения золота и серебра в цианистых растворах

О том, что золото растворяется в водных растворах цианидов, стало известно еще в середине 19-го века. Впервые растворимость золота в щелочном растворе цианистого калия обнаружил в

1843 году русский ученый-химик П.Р. Багратион, брат героя Отечественной войны 1812 года русского полковника П.И. Багратиона. Спустя 10 лет английские ученые Эльснер и Фарадей объяснили эту реакцию и дали классическое уравнение, которое легло в основу цианистого процесса переработки золотосодержащих руд и концентратов [29,30].

Установлено, что растворение золота в цианистых растворах протекает в присутствии кислорода по реакции:

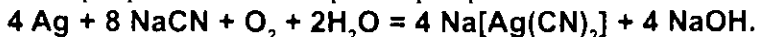


Из реакции видно, что золото переходит в раствор в виде золотоцианистой соли натрия, которая диссоциирует в растворе на ионы:



Мы видим, таким образом, что растворенное золото находится в составе сложного иона, представляющего собой комплексный цианистый анион с одним отрицательным зарядом.

Реакция растворения серебра в цианистом растворе протекает аналогично золоту по уравнению:



Рассмотрим подробно механизм растворения золота в цианистом растворе: почему и как золото переходит в раствор, какие для этого нужно создать условия.

Согласно современным представлениям [29,30] процесс растворения золота в цианистых растворах является по своей природе электрохимическим и подчиняется общим законам электрохимии.

Известно, что для растворения какого-либо металла необходимо создать, как минимум, два условия:

Первое – иметь в наличии раствор электролита, в котором растворенное вещество диссоциировано на ионы и проводит электрический ток;

И второе – обеспечить разность потенциалов в форме электрической пары двух металлов, находящихся в растворе в твердом состоянии.

В нашем случае раствор цианистого натрия является электролитом, в нем имеет место реакция диссоциации ионов:



Мы уже знаем, что золото в природе в чистом виде никогда не встречается. Обычно оно находится в виде природного сплава с другими металлами, а в руде оно рассеяно в виде частиц. Трудно допустить, что в процессе тонкого измельчения руды мы полностью обнажаем и изолируем золотые частицы от окружающей породы, поэтому большая часть золотин остается в контакте с сопровождающей горной породой и ее спутниками, каковыми являются кварц, пирит, медный колчедан, галенит и другие минералы.

Наличие контакта между двумя металлами или между золотиной и минералом способствует возникновению разности потенциалов. Золото в этом случае электроположительно к серебру и минералам. Это означает, что при опускании в цианистый раствор золота, находящегося в природном сплаве с серебром или в контакте с пиритом, в растворе цианистого электролита протекает ток электронов от поверхности золота к поверхности пирита, как схематично показано на рис. 2.1

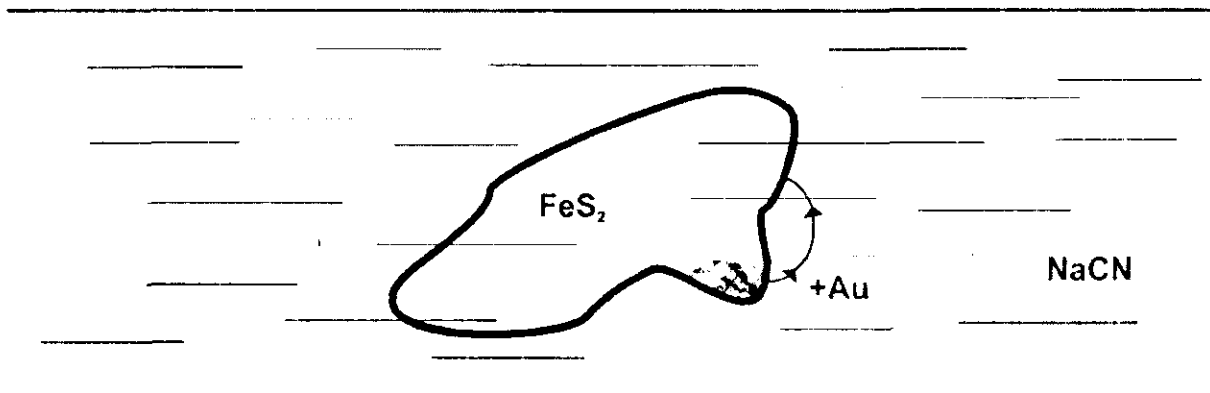
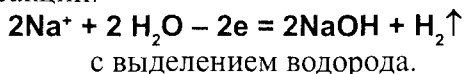
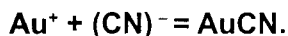


Рис. 2.1. Схема растворения частичек золота, заключенного в пирит

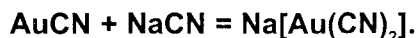
Под влиянием электрического тока катионы Na^+ направляются к катоду-пириту, а анионы CN^- движутся к аноду – золоту. Катионы Na^+ , достигнув катода, отдают свой заряд, и натрий тотчас реагирует с водой по реакции:



Анионы $(\text{CN})^-$ точно так же, соединившись с анодом, разряжаются и соединяются с золотом по уравнению:



При этом образуется цианистое золото, но оно пока не переходит в раствор. Только взаимодействуя дальше с избытком цианида, образуется двойная цианистая соль золота, которая способна переходить в раствор:



Водород, получившийся по реакции натрия с водой, собирается на поверхности катода и образует с ним гальваническую пару, электродвижущая сила которой направлена в сторону, противоположную направлению первичного тока. И если при этом не принять мер по удалению водорода, то растворение золота прекратится.

Таким образом, чтобы золото продолжало растворяться, необходимо постоянно удалять с поверхности катода выделяющийся водород. Эту функцию связывания и удаления с поверхности пирита водорода выполняет *кислород*, растворенный в воде. Опыт, наглядно демонстрирующий роль кислорода, представлен схемой на **рис. 2.2**.

В сосуд, разделенный пористой перегородкой на две половины, наливается раствор цианистого натрия. В одно из отделений погружался электрод из чистого золота, а в другой – кусок пирита. Каждый электрод соединялся проводом с вольтметром и источником питания (аккумулятор, батарея). Как только замыкалась электрическая цепь, так тотчас же стрелка вольтметра отклонялась вправо и показывала наличие тока на 20-м делении. Через короткое время стрелка прибора постепенно возвращалась обратно и устанавливалась на 4-м делении, сохраняя свое положение независимо от включенного в сеть источника тока и продолжительности опыта.

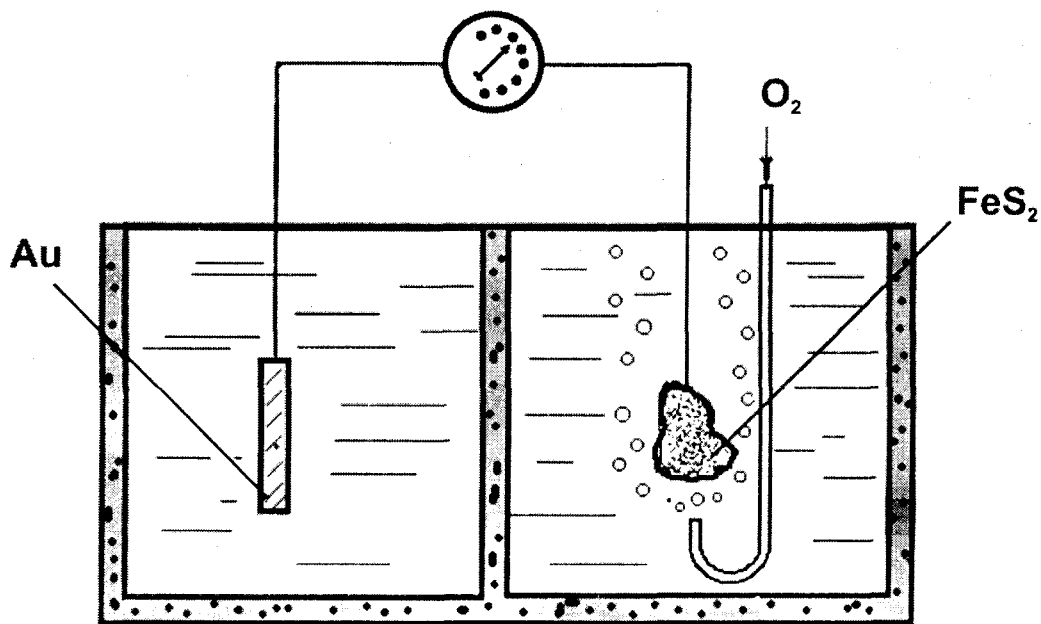


Рис. 2.2. Схема опыта, демонстрирующего роль кислорода при растворении золота в цианистом растворе

Но как только под пирит подводили трубку и начинали в нее подавать чистый кислород, как это показано на **рис. 2.2**, стрелка гальванометра снова отклонялась и становилась на 20-м делении, и пока существовал ток кислорода, стрелка сохраняла свое положение. С прекращением подачи кислорода стрелка прибора снова возвращалась на 4-е деление.

Этот опыт наглядно показывает, что при замыкании электрической цепи в начальный момент появляется ток значительной величины, что соответствует началу растворения золота.

Но как только на поверхности пирита скапливается образовавшийся водород, растворение золота прекращается, о чем свидетельствует возвращение стрелки прибора на 4-е деление. С подачей чистого кислорода к катоду-пириту появляется прежней силы ток и снова начинается интенсивное растворение золота.

Опыт демонстрирует полное соответствие теории растворения золота в цианистом растворе. Он показывает, что водород, выделяющийся на катоде, является причиной уменьшения тока, что его удаление с поверхности катода при помощи кислорода тут же интенсифицирует процесс растворения золота. Из этого опыта можно сделать и второе заключение, а именно: кислород в процессе растворения золота непосредственного участия не принимает.

Механизм растворения серебра в цианистых растворах примерно такой же, если серебро находится в руде в самородном виде или в составе самородного золота. Если серебро связано в химические соединения и присутствует в руде в виде минералов, его растворение протекает, как химическая реакция взаимодействия веществ с образованием растворимых солей серебра. Приведем две реакции растворения минералов серебра в цианистом растворе:



Химические реакции растворения серебра в цианистом растворе достаточно просты и не требуют присутствия кислорода.

2.3. Кинетика процесса цианирования

Под кинетикой понимается скорость протекания технологического процесса и установление факторов, влияющих на продолжительность протекания процесса, в нашем случае – процесса цианирования золотосодержащих руд и концентратов.

Взаимодействие золота и серебра с цианистым раствором протекает на границе раздела двух фаз – твердой и жидкой [41,42], поэтому для непрерывного протекания реакции растворения необходим непрерывный подвод реагирующих веществ к этой границе и отвод продуктов реакции. Очевидно, что протекающие при растворении явления не так просты и состоят, как правило, из нескольких последовательных стадий, включающих, помимо собственно химической реакции, также стадии диффузии исходных веществ и получаемых продуктов.

Известно, что скорость наиболее медленно протекающей стадии определяет скорость всего процесса в целом. Если самая медленная стадия процесса растворения – химическая реакция, то скорость всего процесса определяется исключительно скоростью этой реакции. В данном случае принято говорить, что процесс протекает в *кинетической* области. Если же скорость диффузии реагирующих веществ значительно меньше скорости химической реакции, то определяющим этапом будет диффузия и тогда, как принято говорить, процесс протекает в *диффузионной* области.

Рассмотрим процесс растворения золота в цианистом растворе с кинетической точки зрения. Вокруг частиц золота, находящихся в растворе цианида, находится слой раствора, в котором концентрация цианида ниже, чем во всем объеме раствора, так как именно в этом слое цианид интенсивно расходуется на взаимодействие с золотом. Возникающая разница концентраций реагента вблизи поверхности твердой частицы и в объеме раствора приводит к необходимости диффузии ионов CN^- и кислорода из объема раствора к поверхности золотин. Образующиеся при растворении золота продукты реакции диффундируют в объем раствора.

Таким образом, процесс растворения золота в цианистом растворе можно представить в виде 4-х элементарных стадий:

1. Абсорбция – растворение кислорода в цианистом растворе;
2. Перенос цианид-ионов и молекул кислорода из объема раствора к поверхности золотин;
3. Химическая реакция на поверхности частиц золота;
4. Перенос ионов – растворимых продуктов реакции – с поверхности металла в объем раствора.

Каждая из этих стадий характеризуется своей собственной скоростью; любая из них в общем случае может оказаться самой медленной, которая и будет определять общую скорость всего процесса в целом. Рассмотрим подробно, что происходит на каждой стадии растворения золота.

Первая стадия состоит в поглощении раствором молекул газообразного кислорода. Раство-

рение кислорода происходит в тонкой приграничной пленке жидкости, непосредственно соприкасающейся с газом, и скорость его растворения тем больше, чем меньше «время жизни» этой пленки и чем больше ее поверхность. Здесь речь идет о пленке, которая образуется при возникновении воздушных пузырьков. Поэтому для ускорения процесса абсорбции кислорода необходимо увеличение поверхности соприкосновения газа с жидкостью и непрерывное приведение в контакт с воздухом все новых слоев раствора. На практике для этого применяют специальные аэрирующие устройства, интенсивно насыщающие раствор кислородом. Растворение кислорода в растворе в этом случае протекает достаточно быстро и обычно не лимитирует скорость всего процесса растворения золота.

Вторая стадия – перенос реагентов к поверхности золотин – происходит вследствие конвективной диффузии, скорость которой зависит от величины поверхности раздела фаз, разницы концентраций в прилегающем слое и в объеме раствора, а также от коэффициента диффузии реагирующих веществ.

Скорость протекания **третьей стадии** – химической реакции – зависит от величины поверхности, на которой совершается реакция, и концентрации реагентов в слое жидкости, непосредственно прилегающем к поверхности твердого тела.

Четвертая стадия – перенос продуктов реакции с поверхности твердого тела в объем раствора – также носит диффузионный характер и подчиняется тем же закономерностям диффузии ионов и молекул в растворе.

Многочисленные исследования, проведенные по цианированию золотосодержащих руд, анализ работы действующих ЗИФ показывают, что в реальных условиях процесс растворения благородных металлов в большинстве случаев носит диффузионный характер. При высоких концентрациях цианида в растворе, когда скорость диффузии ионов CN^- относительно велика, самой медленной стадией растворения золота является диффузия молекул растворенного кислорода в зоне реакции. При низких концентрациях ионов CN^- диффузия их протекает со скоростью меньшей, чем диффузия молекул растворенного кислорода, и скорость процесса цианирования в этом случае ограничивается скоростью подвода этих ионов к поверхности частиц золота.

В связи с этим, все факторы, ускоряющие диффузию, следует рассматривать как возможные пути интенсификации процесса цианирования. Несомненно, что с увеличением скорости перемешивания скорость диффузии возрастает. Поэтому, используя интенсивное перемешивание цианистой пульпы, можно достичь значительного ускорения растворения золота независимо от того, лимитируется процесс диффузией цианид-ионов или диффузией молекул растворенного кислорода. Этот важный вывод широко используют в практике цианистого выщелачивания золотосодержащих руд, применяя различные аппараты с высокой интенсивностью перемешивания пульпы.

2.4. Факторы, определяющие скорость и полноту процесса цианирования золота в производственных условиях

Знание основных факторов, влияющих на ускорение или замедление скорости цианистого выщелачивания золота, позволяет квалифицированно управлять технологическим процессом. Основными из них являются: концентрация цианистого натрия, температура, крупность и форма частиц золота, вязкость пульпы, интенсивность перемешивания и некоторые другие.

Концентрация цианида в растворе.

Это один из основных факторов, определяющих скорость цианирования и полноту извлечения золота в раствор. Наиболее успешное растворение золота происходит в слабых растворах цианистого натрия с концентрацией 0,03–0,25% по NaCN , что доказано опытами и повседневной практикой золотоизвлекательных фабрик. На рис. 2.3 приведены кривые зависимости скорости растворения золота и серебра от концентрации цианистого раствора. Как видно из кривых, скорость растворения золота быстро возрастает с увеличением концентрации раствора до 0,05% KCN , а затем медленно увеличивается до 0,25%, достигая при этой концентрации своего максимума. Дальнейшее увеличение концентрации цианида в растворе не приводит к увеличению скорости растворения, а, наоборот, даже несколько понижает её. Та же закономерность наблюдается и для серебра.

Эта закономерность объясняется причинами физико-химического порядка и в основном явлениями диффузии в процессе растворения золота [16]. При растворении золота цианид и кис-

пород расходуется в первую очередь из приграничного слоя раствора, непосредственно прилегающего к золотинам. Очевидно, что в этом слое концентрация данных веществ понижается, следствием чего является понижение или даже прекращение процесса растворения. Дальнейшее успешное растворение золота возможно при пополнении пограничного слоя цианидом и кислородом из объема раствора путем диффузии, т. е. чем больше будет их скорость диффузии ионов, тем выше будет скорость растворения.

С этой точки зрения повышение концентрации цианистых растворов увеличивает скорость растворения золота лишь в том случае, если количество притекающего к частицам золота кислорода достаточно для интенсивного протекания реакции. Поскольку растворимость кислорода в цианистых растворах в обычных условиях величина ограниченная и составляет 7–8 мг/л, то очевидно, что при известной предельной концентрации цианида в растворе весь кислород, притекающий к растворяющейся частице золота, будет целиком расходоваться на связывание водорода, и дальнейшее повышение концентрации раствора по цианиду оказывается бесполезным. Другими словами, на повышение концентрации цианида в растворе накладывается ограничение растворимости кислорода.

Увеличение концентрации цианида в растворе приводит к увеличению количества ионов CN^- , но одновременно с этим повышается вязкость среды, что отражается на скорости передвижения ионов и вследствие этого замедляется скорость растворения золота.

Применение слабых цианистых растворов для выщелачивания золота связано еще и с тем, что при небольших концентрациях цианида резко уменьшается скорость растворения неблагородных металлов, почти всегда присутствующих в золотосодержащих рудах в виде различных минералов, содержание которых в рудах почти на порядок больше, чем золота.

Примесные металлы непосредственно реагируют с цианидом без участия кислорода. Неблагородные металлы быстрее растворяются в крепких цианистых растворах, нежели золото, поэтому во избежание лишней траты цианистого натрия и уменьшения загрязнения золотосодержащего раствора примесными металлами процесс цианирования стараются вести в слабых растворах цианида.

На практике золотосодержащие руды обрабатываются цианистыми растворами с концентрацией NaCN в пределах 0,05–0,15%, и очень редко применяются более крепкие растворы – до 0,35%.

Серебро растворяется медленнее золота и в рудах оно встречается в более значительных количествах, чем золото. Поэтому при переработке серебряных руд концентрацию цианида поднимают до 0,5%. При этом расход цианида резко увеличивается, и его стоимость становится соизмеримой со стоимостью извлекаемого серебра (т. е. стоимость расходуемого цианида приближается к стоимости извлекаемого серебра). В этом случае процесс цианирования ведут при меньших концентрациях цианида с целью максимального извлечения в раствор только золота, серебро при этом извлекается только как попутная продукция.

При переработке золотосодержащих концентратов применяются более крепкие цианистые растворы крепостью по NaCN от 0,25 до 0,4%.

При выборе оптимальной концентрации цианида при цианировании руд и концентратов необходимо учитывать, что она должна соответствовать оптимальному значению как в отношении извлечения золота, так и в отношении других технико-экономических показателей процесса. Как уже отмечалось, увеличение концентрации цианида до известного предела повышает скорость растворения и извлечения золота, но в большинстве случаев значительно увеличивает расход цианида.

Растворимость кислорода в цианистых растворах.

Выше говорилось, что необходимым условием растворения золота и серебра в цианистых растворах является присутствие кислорода. Слабые цианистые растворы, применяемые для обработки золотосодержащих руд, растворяют воздух, а следовательно, и кислород. Из физики известно, что растворимость газа в жидкости при постоянной температуре пропорционально давлению, а в смеси газов растворимость каждого газа пропорциональна его парциальному давлению.

Установлено, что растворимость кислорода в воде при 760 мм рт. ст. составляет 9,15 мг/л. Распространяя это на слабые цианистые растворы, можно считать, что в 1 л раствора при тех же температурах и давлении содержится кислорода 9,15 мг.

Растворение кислорода в цианистых растворах протекает даже при стоянии их на воздухе в покое, но скорость насыщения их кислородом в этом случае невелика в виду слабой диффузии

газа через спокойную поверхность раствора. В производственных условиях насыщению растворов кислородом способствует более энергичное воздействие наружного воздуха при перемешивании растворов в аппаратуре, перекачивании их насосами, при протекании по желобам и трубопроводам. Средняя концентрация кислорода в производственных растворах составляет 5–6 мг/л, при этой концентрации кислорода растворение золота проходит удовлетворительно.

В крепких растворах с высокой концентрацией цианида (более 5%), которые дозируются в процесс цианирования пульпы, растворимость кислорода падает до минимума. В жидкой фазе пульпы цианирования из-за высокой вязкости растворимость кислорода также невелика. Поэтому для обеспечения необходимого количества кислорода при проведении процесса цианирования пульпу необходимо аэрировать, т.е. искусственно вводить в пульпу кислород с воздухом.

В большинстве случаев концентрация цианида в рабочих растворах несколько превышает оптимальную, и процесс растворения контролируется диффузией кислорода. Поэтому снижение концентрации кислорода в результате протекания побочных реакций окисления неизбежно приводит к уменьшению скорости растворения золота. Учитывая это, вопросу интенсивной аэрации цианистой пульпы всегда нужно уделять большое внимание, стараясь поддерживать концентрацию кислорода в растворе возможно более близкой к равновесной.

В современных аппаратах для осуществления цианистого процесса пульпа интенсивно перемешивается с помощью сжатого воздуха, что является достаточным для снабжения кислородом реакции растворения золота.

Растворимость кислорода в цианистых растворах заметно падает при повышении температуры, поэтому цианистые растворы используют при температуре не выше комнатной.

Заметное замедление скорости насыщения кислородом цианистой пульпы может вызвать присутствие в руде минералов, таких как легкоокисляющиеся сульфиды железа (колчеданы), а также таких восстанавливающих веществ, как сероводород, сернистые щелочи (K_2S и Na_2S), растворимые щелочные сульфиды и других. В этих случаях пульпу необходимо интенсивно аэрировать в течение продолжительного времени или вводить в пульпу дополнительные окислители, например, перекись водорода. Применение окислителей в процессе цианирования позволяет обходиться без кислорода, так как окислители, взаимодействуя с компонентами руды, выделяют свой кислород, который используется для деполяризации образующегося водорода. Применение различных химических окисляющих веществ $KMnO_4$, Na_2O_2 , H_2O_2 , PbO_2 большого успеха не имеет вследствие их высокой стоимости, а также потому, что они окисляют цианид до солей циановой кислоты ($NaCNO$).

Из всех перечисленных окислителей распространение получила только «марганцовка», которая применяется для прекращения растворения золота при наборе сменных проб пульпы из цианистого процесса.

Температура.

С повышением температуры цианистых растворов растворимость золота несколько увеличивается. Но при этом имеет место ускорение протекания побочных реакций с неблагородными металлами, что ведет к загрязнению раствора примесями, что нежелательно для дальнейшего процесса сорбции.

Увеличение температуры растворов, кроме всего прочего, ведет к уменьшению растворимости кислорода, что также крайне нежелательно, и вызывает разложение самого цианида, приводящее к излишним потерям реагента.

В силу этих причин, а также значительного расхода энергии на нагрев больших объемов фабричной аппаратуры увеличение температуры при проведении процесса цианирования обычно не практикуется.

Крупность и состояние поверхности частиц золота.

Крупность частиц золота является одним из основных факторов, определяющих скорость цианирования. Мелкие частицы золота растворяются значительно быстрее, чем крупные, поскольку их удельная поверхность значительно больше. Хотя в большинстве случаев основная масса золота в руде представлена в виде мелких частиц размером от 1 до 50 мк, все же часть золота находится в руде в виде крупных золотинок, поэтому на растворение крупного золота затрачивается в несколько раз больше времени, чем обычно. Как правило, на золотоизвлекательных фабриках крупное золото извлекают в голове процесса – гравитационными аппаратами в цикле измельчения руды, а остальную часть руды с тонким и мелким золотом

либо полностью подвергают цианированию, либо обогащают с получением концентратов.

Сложную задачу представляет извлечение тонкодисперсного золота крупностью менее 1–5 микрон. Такое золото не всегда удается вскрыть даже при сверхтонком измельчении. Руды, содержащие тонкодисперсное золото, относятся к труднообрабатываемым (их еще называют «**упорными**») и для их переработки применяют специальные методы.

Тонковкрапленное золото в рудах делят на две основные категории:

- золото, распределенное в кварце;
- золото, распределенное в сульфидных минералах.

В рудах первой категории крупность золота обычно такова, что тонкое и сверхтонкое измельчение обеспечивает достаточную степень вскрытия золотин. Для их переработки используют схемы с трех-стадиальным измельчением, дающие весьма тонкий помол (90–95 класса – 0,074 мм). Цианирование такого тонкоизмельченного материала позволяет, как правило, получать отвальные хвосты с невысоким содержанием золота.

Для руд второй категории характерна значительно более тонкая вкрапленность золота, главным образом, в пирите и арсенопирите. Такие руды, как правило, подвергают флотационному обогащению, извлекая в концентрат золотосодержащие сульфиды с тонким золотом.

Если крупность золота такова, что позволяет вскрыть золото тонким измельчением, флото-концентрат доизмельчают и цианируют. В случае, если в сульфидах золото тонкодисперсное и сверхтонкое измельчение не позволяет достичь необходимой степени вскрытия золота, такой концентрат подвергают окислительному обжигу, после чего его можно цианировать.

Величина площади поверхности частиц золота определяется не только их размером, но и формой. Поэтому форма золотин также влияет на скорость цианирования. При равной массе золотин скорость растворения шарообразных частиц, имеющих минимальную поверхность, меньше, чем кубических, а кубических меньше, чем пластинчатых.

В процессе цианистого выщелачивания поверхность золотин по мере растворения уменьшается и соответственно снижается количество золота, переходящее в раствор в единицу времени. Вот почему скорость растворения на заключительных стадиях цианирования сильно замедляется и в последнем аппарате часто оказывается равной нулю.

Иногда поверхность частиц золота в руде покрыта пленками различных металлов или их окисей. Эти пленки затрудняют доступ цианида к золоту. В этом случае говорят, что золото находится в «рубашке». Такое золото плохо извлекается не только цианированием, но и методами амальгамации и флотации. Для уменьшения влияния пленок руду или концентрат подвергают дополнительному измельчению или используют химические методы разрушения пленок.

Вязкость пульпы.

Коэффициент диффузии, следовательно и скорость цианирования, в большой степени зависят от вязкости пульпы. Вязкость пульпы определяется соотношением в руде кристаллических и коллоидных частиц и степенью разжижения пульпы, выражением которой является отношение $T : Ж$. Говоря о коллоидных частицах, называемых *илами*, имеются в виду частицы высокой дисперсности, размеры и свойства которых приближаются к коллоидным. На практике под илами обычно понимают наиболее мелкие дисперсные частицы руды, чаще всего аморфные, которые чрезвычайно медленно оседают из пульпы при ее отстаивании.

Илы подразделяют на *первичные* и *вторичные*. Первичные илы образуются в самом месторождении и представляют одну из составных частей руды. В чисто кварцевых рудах количество илов ничтожно мало, но в некоторых рудах их содержание достигает 30–35%. Обычно это глинистые и охристые руды.

Вторичные илы образуются в результате истирающего действия дробильно-измельчительных машин и состоят из весьма мелких частиц кварца, силикатов и других переизмельченных пород.

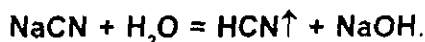
В отличие от кварцевых, глинистые и охристые руды при пониженных степенях разжижения образуют пульпы с повышенной вязкостью, возрастающей при длительном перемешивании вследствие набухания коллоидных частиц. Высокая вязкость обуславливает резкое снижение скорости растворения золота в таких пульпах. Поэтому их цианирование возможно только при повышенных отношениях $T : Ж$, т.е. более разжиженных.

Однако увеличение соотношения $T : Ж$ в пульпе требует увеличения объема аппаратуры, необходимой для цианирования, и, соответственно, увеличения расхода реагентов. Кроме того,

присутствие в пульпе большого количества илов сильно затрудняет последующие операции сгущения, фильтрации и промывки. Поэтому руды с высоким содержанием природных илов обычно относят к категории упорных.

2.5. Гидролиз цианистых растворов. Защитная щелочь

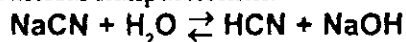
При приготовлении технологических цианистых растворов и проведении процесса цианирования пульпы часто наблюдается выделение в воздух паров синильной кислоты HCN . Это происходит в результате гидролиза цианистого натрия (гидролиз – это разложение веществ под действием воды) по реакции:



В результате этой реакции образуется летучая синильная кислота и щелочь. Обычно гидролизу подвержены химические соединения, состоящие из кислотного остатка слабых кислот и щелочных металлов сильных оснований. Цианид натрия относится как раз к таким веществам. Гидролиз цианистых растворов приводит к существенным потерям цианида и заражению атмосферы цеха парами цианистого водорода, который оказывает вредное воздействие на человеческий организм.

Чтобы защитить цианистые растворы от разложения, в них вводят так называемую «защитную» щелочь. Установлено, что присутствие в растворе 0,01% NaOH полностью подавляет гидролиз цианида. Однако при цианировании руды в результате образования кислот и различных реакций взаимодействия с рудными компонентами расход щелочи увеличивается, и указанной концентрации может не хватить для полного обеспечения защитного действия. Поэтому в процессе цианирования поддерживают такую концентрацию щелочи, чтобы в растворе всегда был некоторый ее избыток.

Защитное действие щелочи объясняется тем, что при добавлении ее в раствор реакция гидролиза цианида смещается в обратном направлении:



в результате чего вновь образуется NaCN и гидролиз прекращается.

В качестве защитной щелочи на большинстве золотоизвлекательных фабрик используют обычную негашеную известь. Но в последнее время стоимость извести резко возросла и поэтому все чаще в качестве защитной щелочи при цианировании применяется каустическая сода NaOH .

Ряд условий проведения цианистого процесса не позволяет повышать концентрацию щелочи сверх необходимого минимума. К таким условиям относятся следующие:

- в цианистых растворах с повышенной концентрацией щелочи понижается скорость растворения золота вследствие образования на поверхности золотин пленок;
- взаимодействие цианида с некоторыми минералами, например, сурьмянистыми, значительно усиливается в присутствии щелочи.

Поэтому для каждого конкретного сырья подбирается оптимальный режим защитной щелочи при проведении процесса цианирования.

2.6. Взаимодействие цианистых растворов с сопутствующими минералами

Выше отмечалось, что минералогический состав золотых руд отличается большим разнообразием. В руде всегда имеются как инертные к цианиду, так и активно реагирующие с цианидом породы и минералы. К первым относятся кварц, силикаты, окислы железа – магнетит, гематит и другие. Эти минералы практически не взаимодействуют с цианистым натрием.

Вторая группа представляет собой сульфидные минералы цинка, меди, свинца, железа и многих других. Взаимодействия сопутствующих золоту минералов с цианидом являются побочными реакциями, которые повышают расход реагентов, а в некоторых случаях снижают скорость растворения и полноту извлечения золота в раствор.

Среди большого числа минералов, встречающихся в золотых рудах и сильно влияющих на процесс цианирования, особое место занимают сульфидные минералы железа, меди, сурьмы, мышьяка. Заметно, хотя и значительно меньше, могут влиять минералы цинка, ртути, свинца и

некоторые другие. Рассмотрим кратко взаимодействие с цианидом и поведение наиболее агрессивных минералов в цианистом процессе [25,37,41].

Минералы железа.

Эти минералы в тех или иных количествах входят в состав почти всех золотосодержащих руд. Окисленные минералы железа, такие как гематит Fe_2O_3 , магнетит Fe_3O_4 , сидерит FeCO_3 и другие, практически не взаимодействуют с цианидом и не оказывают вредного влияния на процесс цианирования. А вот сульфиды железа, представленные минералами пиритом Fe_2S , марказитом FeS и пирротинном Fe_{1-n}S (где $n=0-0,2$), являются по отношению к цианистым растворам и растворенному в них кислороду самыми «свирепыми» веществами.

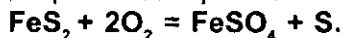
Особенность поведения сульфидов железа при цианировании состоит в том, что цианистые растворы взаимодействуют не столько с самими сульфидами, сколько с продуктами их окисления. По скорости окисления сульфиды железа (их еще называют **колчеданами**) условно подразделяют на *медленно и быстро окисляющиеся колчеданы*.

К первому типу относятся колчеданы, содержащие большинство разновидностей пирита и особенно те пириты, которые имеют плотные крупные кристаллы. Отличаясь малой скоростью окисления, эти колчеданы почти не изменяются в процессе всех технологических операций, включая измельчение и цианирование. Извлечение золота из руд цианированием в присутствии этого типа колчеданов не вызывает осложнений.

Ко второму типу относятся мелкозернистые и рыхлые разновидности колчеданов, представленные пиритом и пирротинном, отчасти, марказитом. Быстро окисляющиеся колчеданы характеризуются высокой скоростью окисления еще на стадии добычи руды в шахте и транспортировки ее на фабрику. Попадая с рудой в процесс измельчения и цианирования, скорость окисления этих минералов еще более возрастает и приводит к большим расходам цианида, снижению извлечения золота в раствор, иногда до 10%.

Механизм влияния быстроокисляющихся колчеданов на процесс цианирования состоит в следующем.

В присутствии влаги и кислорода происходит реакция окисления:

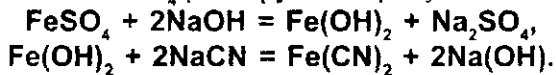


Особенно много кислорода, содержащегося в цианистом растворе, расходуется на окисление пирротина, поэтому в присутствии пирротина скорость растворения золота резко падает прежде всего из-за недостатка кислорода в растворе.

Свободная сера, получающаяся в результате окисления сульфидов, реагирует с цианидом, образуя роданистую соль по реакции:



Соединения закисного железа FeSO_4 реагируют в присутствии щелочи по реакциям:



Цианистое железо в избытке цианида растворяется с образованием железистосинеродистой соли:

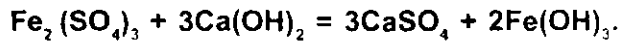


Таким образом, в результате протекания многочисленных побочных реакций, которые при цианировании вызывают быстроокисляющиеся колчеданы, процесс осложняется следующими трудностями:

- Уменьшается полнота и скорость растворения золота вследствие резкого снижения концентрации кислорода в цианистых растворах и накопления в них растворимых сульфидов и сульфатов щелочных металлов.
- Повышается расход цианида, связанный в основном с бесполезным переводом его в роданистые и железистосинеродистые соединения.
- Выделяющаяся при окислении сульфидов элементарная сера покрывает пленками частицы золота, что также препятствует его растворению.

Для устранения этих трудностей в практике цианирования руд и концентратов применяют следующие приемы.

1. Перед цианированием пульпу подвергают известковой или щелочной обработке при интенсивном перемешивании и аэрации, что позволяет растворимые сульфаты железа разложить с образованием осадка гидрата окиси железа, который не взаимодействует с цианистым раствором:



2. Вести процесс цианирования при интенсивном перемешивании с подачей в пульпу сжатого воздуха или кислорода.
3. Вводить в цианируемую пульпу соли свинца.

Практика работы фабрик показала, что при предварительной обработке пульпы щелочью или известью расход цианида снижается в 1,3–1,5 раза.

Второй прием – интенсивная аэрация пульпы помимо повышения концентрации кислорода в растворе и увеличения скорости растворения золота позволяет также уменьшить расход цианида.

Соединения свинца при цианировании быстроокисляющихся колчеданов применяют с целью перевода растворимых сульфид-ионов в роданистые соединения.

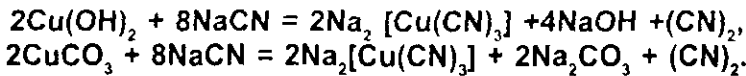
Применение этих методов хотя и не устраняет полностью всех затруднений, но все же позволяет осуществлять процесс цианирования с приемлемыми технологическими показателями извлечения золота в раствор.

Минералы меди.

Среди минералов меди, наиболее часто встречающихся в золотых рудах, необходимо отметить *азурит* $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, *куприт* Cu_2O , *халькозин* Cu_2S , *халькопирит* CuFeS_2 и некоторые другие.

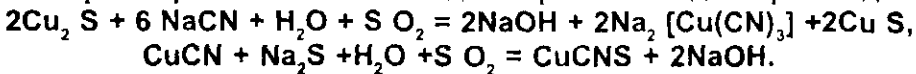
Эти минералы, активно взаимодействуя с цианистыми растворами, являются причиной больших потерь цианида вследствие образования комплексных цианистых соединений меди. Минералы – азури́т, малахит, купри́т – полно и довольно быстро растворяются цианидом.

Присутствующие в минералах гидраты окисей и карбонаты меди вступают с цианидом в следующие реакции:



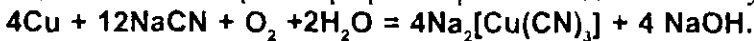
Особенностью этих реакций является то, что происходит восстановление меди в присутствии избытка цианида до одновалентной, а также то, что ионы CN^- окисляются до дициана $(\text{CN})_2$.

Взаимодействие раствора щелочного цианида с сернистой медью происходит по реакциям:



Из этих реакций следует, что в растворении сернистой меди в цианистом растворе участвует кислород, окисляя при этом сернистый натрий до роданистой соли.

Металлическая медь в цианистом растворе растворяется подобно золоту по реакции:



Однако, в отличие от золота и серебра, медь способна окисляться также водой и может переходить в раствор даже в отсутствие кислорода.

В результате активного взаимодействия медных минералов с цианидом наличие в руде даже относительно небольшого количества меди (десятые доли процента) может вызвать столь большой расход цианида, что применение обычного процесса цианирования может стать нерентабельным.

В некоторых случаях при переработке медистых золотосодержащих руд применяют весьма слабые концентрации цианида в рабочих растворах. В этом случае взаимодействие минералов меди с цианидом резко замедляется.

Однако трудности переработки медистых руд не ограничиваются только высоким расходом цианида. Присутствие в рабочих растворах комплексных цианистых анионов меди сопровождается заметным уменьшением скорости растворения золота и снижает показатели извлечения золота на сорбенты в сорбционном процессе.

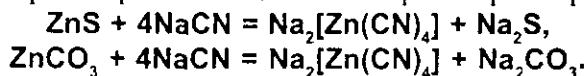
Вредное влияние меди на растворение золота объясняется не только понижением концентрации ионов свободного цианида, но и образованием на поверхности благородных металлов пленок меди, замедляющих процесс растворения. В соответствии с этой теорией, вблизи поверхности растворяющегося золота в диффузионном слое концентрация свободных ионов цианида может сделаться столь малой, что равновесие реакций диссоциации комплексных анионов меди смещается вправо вплоть до образования нерастворимого в воде простого цианида меди CuCN . Осадок CuCN покрывает поверхность золота и затрудняет его переход в раствор.

Если концентрация меди в растворе сохраняется постоянной, то при повышении концентрации цианида увеличивается концентрация свободных ионов CN^- . Поэтому пленка цианистой меди растворяется и меньше тормозит процесс растворения золота. С повышением содержания

цианида в растворе скорость осаждения меди на поверхности золота сильно снижается, а скорость перехода золота в раствор растет.

Минералы цинка.

Минералы цинка сравнительно редко встречаются в золотых рудах. Сульфидные и окисленные минералы цинка легко растворяются в цианистом растворе по реакциям:



В результате реакций взаимодействия образуются комплексные цианистые двухзарядные анионы цинка. Сульфид цинка (сфалерит), не подвергшийся окислению, слабо взаимодействует с цианистым раствором, но частично окисленный – энергично реагирует с цианидом, повышая расход реагента и вызывая загрязнение золотосодержащего раствора пульпы.

Минералы мышьяка и сурьмы.

Эти минералы часто встречаются в золотых рудах, некоторые из них вызывают большие трудности при осуществлении процесса цианирования. Мышьяк в золотых рудах представлен сульфидными минералами – чаще всего арсенопиритом FeAsS , значительно реже – аурипигментом AsS_3 и реальгаром As_2S_4 . Сурьма обычно присутствует в виде минерала антимонита Sb_2S_3 . Наличие в руде даже небольших количеств минералов мышьяка значительно повышает расход цианида и главное – резко снижает извлечение золота в раствор.

Не взаимодействуя непосредственно с цианидом, минералы сурьмы и мышьяка легко растворяются в щелочных растворах с образованием соответствующих оксидов и тиосолей (соли с серой), которые накапливаются в рабочих цианистых растворах и отрицательно влияют на растворение золота.

Многочисленными исследованиями установлено, что в присутствии растворимых солей сурьмы и мышьяка на поверхности золотин образуются тонкие, но очень плотные пленки, препятствующие подводу цианида и кислорода к поверхности золота, что и вызывает резкое замедление процесса растворения. Это обстоятельство является основной причиной технологических трудностей при переработке золотых руд, содержащих минералы мышьяка и сурьмы.

Было найдено, что вредное влияние сурьмянистых и мышьяковистых минералов можно уменьшить, если процесс цианирования проводить в таких условиях, которые исключают или сводят до минимума взаимодействие цианистых растворов с этими минералами. Оказалось, что основной фактор, определяющий скорость перехода в раствор мышьяка и сурьмы, концентрация защитной щелочи. Понижая или повышая pH цианистого раствора, можно регулировать скорость растворения золота в широком диапазоне.

Другой путь борьбы с сурьмой и мышьяком состоит в максимально быстром превращении вредных тиосолей и сульфид-ионов в относительно безвредные роданид-ионы SCN^- . В обычных условиях цианирования эти процессы идут медленно.

Значительного увеличения скорости можно достичь введением в цианистый раствор небольшого количества растворимых азотнокислого или уксуснокислого свинца. Механизм ускорения сводится, по-видимому, к тому, что свинец, образующий в щелочных растворах плюмбит-ион, связывает ионы S^{2-} , $[\text{SbS}_3]^{3-}$, $[\text{AsS}_3]^{3-}$ в нерастворимые в воде сульфиды свинца, которые под действием кислорода окисляются в цианистом растворе до ионов роданида.

Иногда вместо уксуснокислого или азотнокислого свинца в процесс цианирования добавляют более дешевый свинцовый глет PbO .

Мы рассмотрели очень подробно вопросы взаимодействия с цианистыми растворами наиболее часто встречающихся в золотых рудах минералов цветных металлов. Для чего это сделано? Дело в том, что при цианировании золотосодержащих руд и особенно флотоконцентратов, в которых наряду с золотом концентрируются значительные количества сульфидных минералов меди, железа, цинка, сурьмы, мышьяка, все эти минералы оказывают на процесс растворения золота отрицательное влияние, о котором говорилось выше.

2.7. Характеристика методов цианирования руд и концентратов

Практическое осуществление процесса цианирования золотосодержащих руд и концентратов производится несколькими методами, каждый из которых имеет свою область применения

и технико-экономические показатели. В настоящее время применяются четыре способа цианирования, к которым относятся следующие:

1. Перколяция – цианирование просачиванием.
2. Кучное выщелачивание.
3. Цианирование перемешиванием.
4. Интенсивное цианирование в конусах.

Рассмотрим и кратко охарактеризуем каждый из названных способов цианирования.

Перколяция.

Цианирование просачиванием – перколяция – заключается в выщелачивании золота в результате естественного фильтрования цианистых растворов через слой золотосодержащей руды, помещенной в чан с ложным днищем.

Перколяция, как способ цианирования, возник первым в конце 19-го века и позволил реализовать цианистый процесс извлечения золота из руд при его внедрении в промышленность. В настоящее время этот способ обработки золотосодержащих руд почти не применяется, но в связи с тем, что содержание золота в рудах снижается и в переработку вовлекаются все более бедные руды и лежалые хвосты, интерес к этому методу цианирования снова появился.

Перколяции подвергаются песковые фракции руды крупностью от 0,2 до 10 мм. Цианирование просачиванием пригодно для переработки таких руд, частицы которых являются сравнительно легко проницаемыми для цианистых растворов, а также для руд, в которых золото находится в основном по плоскостям раскалывания кусков. Иными словами, пески должны иметь пористую структуру, а золото в руде должно быть достаточно мелкое и хотя бы частично вскрытым, чтобы обеспечить доступ к нему цианистого раствора.

Из сказанного следует, что для успешного ведения процесса перколяции пески должны удовлетворять следующим требованиям:

1. Иметь достаточно хорошую скорость фильтрации.
2. Быть и измельченными до такой степени, чтобы частицы золота были открыты для воздействия цианида и не должны находиться в рубашке, так как иначе растворение невозможно.
3. В песках для перколяционного процесса не должно быть вредных веществ для NaCN и кислорода (имеется в виду наличие сульфидов цветных металлов таких, как пирротин, арсенопирит и других минералов, осложняющих цианистый процесс).

Одной из важнейших характеристик процесса перколяции, определяющей его длительность, является скорость просачивания, равная потоку цианистого раствора через единицу площади поперечного сечения чана в единицу времени. Хорошей считается скорость просачивания свыше $50 \text{ л/м}^2 \text{ час}$. При скорости просачивания ниже $20 \text{ л/м}^2 \text{ час}$ применение перколяции считается нецелесообразным.

Скорость просачивания зависит от многих факторов, таких, как природа цианируемого песка, его крупность и наличие иловой фракции. Кристаллический материал хорошо фильтрует раствор даже при малых размерах частиц, если они более или менее однородны. При наличии в песке значительного количества илов последние забивают промежутки между зернами, резко снижая скорость просачивания.

Процесс перколяции проводится в специальных чанах с ложным днищем [43]. Перколяционный чан изготавливают круглой или прямоугольной формы. На рис. 2.3 показано устройство перколятора цилиндрической формы. Он имеет ложное днище, представляющее собой решетку из деревянных брусьев, покрытое фильтровальной тканью. Высота чана составляет 2–4 м, диаметр до 12–14 м и более в зависимости от масштабов производства. Прямоугольные чаны имеют длину до 25 м и ширину до 15 метров. Вместимость перколяторов по пескам достигает 800–900 тонн. Раньше перколяторы изготавливали из дерева, сейчас – из стали или железобетона.

Перед загрузкой в чан пески классифицируют для отделения илов, так как они снижают скорость просачивания, удерживают значительное количество влаги, затрудняют отмывку растворенного золота.

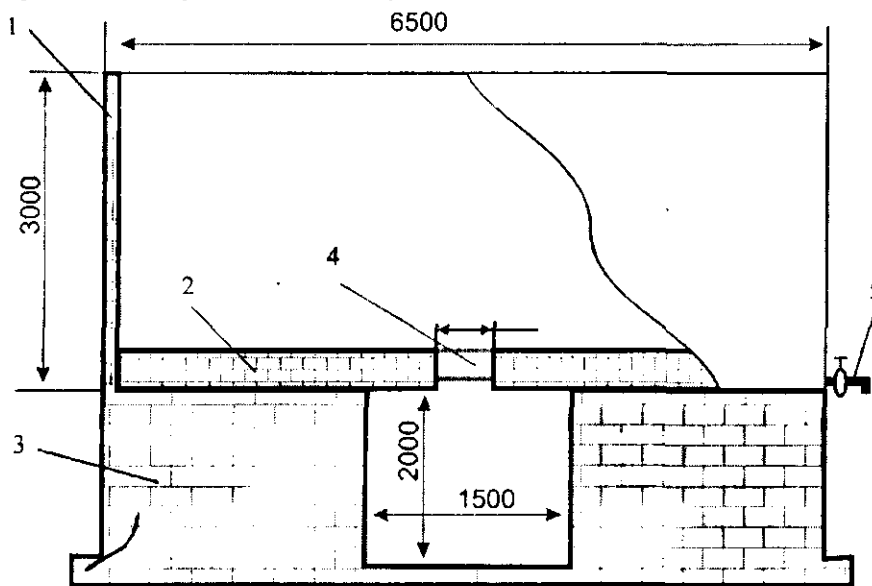
Пески загружают в чан в виде пульпы. После заполнения чана пески обезвоживаются фильтрацией воды через ложное днище. Применяют и сухие методы загрузки при помощи ленточных транспортеров, грейферных кранов или автопогрузчиков.

При заполнении чана стремятся загрузить материал рыхлым слоем, так как это облегчает про-

сачивание растворов и способствует аэрации песков. Необходимо также следить за тем, чтобы загружаемый материал имел одинаковую плотность и гидравлическое сопротивление по всему поперечному сечению перколятора. В противном случае просачивание раствора будет происходить на участках с минимальным гидравлическим сопротивлением и часть материала останется невыщелоченным.

Перколяционное выщелачивание осуществляется последовательной заливкой порций цианистого раствора убывающей концентрации. Первые крепкие растворы содержат 0,1–0,2% NaCN , средние – 0,05–0,08% и слабые – 0,03–0,05%. Вначале в чан заливают крепкий раствор в количестве от 25 до 50% от массы сухих песков. После насыщения песков раствором при закрытом нижнем кране и наполнении чана на 50–75 мм выше уровня песков осуществляют контакт песков с раствором в течение 6–24 часов.

После необходимой выдержки открывают сливной кран, дренируют крепкий раствор, и пески оставляют в течение 6–12 часов для аэрации воздухом. Далее следует заливка средних растворов и повторение всех операций.



- 1 – корпус,
- 2 – ложное днище,
- 3 – фундамент,
- 4 – разгрузочный люк,
- 5 – кран для спуска золотосодержащих растворов.

Рис. 2.3. Устройство перколяционного чана

Обработку слабыми растворами (от 25 до 100% от массы сухих песков) выполняют главным образом для отмывки золота, растворенного в предыдущих циклах. Слабые растворы обычно подают при открытом сливном кране. Для окончательной отмывки растворенного золота и цианида пески промывают водой (10–40% от массы сухих песков). Общее количество растворов и промывной воды обычно составляют 1–2 м³ на 1 т сухих песков.

Золотосодержащие цианистые растворы направляют на осаждение золота методом цементации цинковой пылью или сорбцией на активированный уголь. Выщелоченные и промытые пески выгружают из перколятора сухим или гидравлическим способом. Сухую выгрузку осуществляют через специальные люки в днище на ленточный конвейер или в вагонетку и далее транспортируют в отвал.

Продолжительность обработки песков перколяцией зависит от скорости просачивания, количества растворов, режимов обработки, определяемых вещественным и гранулометрическим составом песков, а также от уровня механизации загрузки – выгрузки песков из чанов. На практике продолжительность полной обработки одной загрузки песка в среднем составляет 4–8 суток. При обработке плохо классифицированных песков длительность операций возрастает до 14 суток. Продолжительность обработки песков перколяцией – важный технико-экономический фактор, так как им определяется стоимость оборудования, производительность предприятия и стоимость переработки.

Расход реагентов на перколяцию зависит от характера обрабатываемого материала и составляет 0,25–0,75 кг цианида и 1–2 кг извести на тонну песков.

Перколяция отличается простотой оборудования и обслуживания, невысокими затратами. Однако, несмотря на кажущуюся простоту, перколяционный процесс является требовательным

к соблюдению технологии и сложным по своему химизму. Малейшее упущение или пренебрежение к отдельной части процесса может явиться причиной низкого извлечения золота.

Хорошим процентом извлечения золота при перколяции считается 70–75%. Перколяцию выгодно проводить при извлечении золота не менее 50%, хотя экономическая выгода считается в каждом конкретном случае отдельно.

Кучное выщелачивание.

По своей сущности кучное выщелачивание является разновидностью перколяционного процесса. Как и в процессе перколяции, кучное выщелачивание пригодно для переработки пористых, проницаемых для цианистого раствора руд, а также для таких руд, в которых золото сконцентрировано в основном на внутренней поверхности трещин и поэтому доступно действию цианистого раствора. При этом золото должно быть преимущественно мелким.

Способ кучного выщелачивания заключается в том, что руда, уложенная в штабеля (кучи) на специальном водонепроницаемом основании, орошается цианистым раствором сверху. При медленном просачивании раствора через слой руды происходит растворение золота и серебра. Стекающий снизу раствор поступает на осаждение благородных металлов.

Кучное выщелачивание, как альтернатива традиционным фабричным методам извлечения, впервые было применено в США в конце 60-х годов 20-го столетия [1], а уже в начале 70-х годов кампания «Кортес Голд» провела выщелачивание золота из кучи массой 2 млн. тонн руды. Появление метода кучного выщелачивания было вызвано тем, что на многих золотодобывающих предприятиях мира были накоплены и хранились в отвалах миллионы тонн забалансовых руд, количество золота в которых исчислялось десятками тонн. Поэтому технология кучного выщелачивания золота получила за короткое время широкое распространение в мировой золотодобывающей промышленности. В настоящее время в мире работает более 150 предприятий кучного выщелачивания. Техника и технология КВ постоянно совершенствуются.

Обычно кучному выщелачиванию подвергают руду после дробления до крупности 5–50 мм. Однако иногда выщелачивают недробленые руды с крупностью кусков до 100 мм и более. Присутствие в руде глинистых частиц снижает проницаемость кучи, замедляет выщелачивание и уменьшает извлечение золота. В таких случаях руду предварительно окомковывают с небольшой добавкой цемента, цианистого раствора и щелочи.

Кучное выщелачивание проводят на открытом воздухе на специально подготовленных площадках. Для придания площадке водонепроницаемых свойств ее покрывают гидроизоляционным покрытием, а затем слоем бетона, асфальта или утрамбованной глины. В связи с ужесточением в последнее время экологических требований к устройству водонепроницаемых оснований для куч уделяется большое внимание и затрачивается немало средств. Чтобы облегчить сток растворов, площадке обычно придают небольшой уклон в 2–4°. На подготовленной площадке производят отсыпку кучи. Эта операция – наиболее ответственная часть всей технологии. Отсыпку следует выполнять таким образом, чтобы руда в куче лежала однородной, рыхлой массой. Отсыпку ведут фронтальным погрузчиком, бульдозерами или передвижными контейнерами (стакеры). Наиболее распространенная форма кучи – четырехугольная усеченная пирамида. Высота куч может быть от 3-х до 80 метров, а вместимость по руде достигать одного и более миллиона тонн.

Кучи орошают цианистым раствором с помощью специальных разбрызгивающих устройств – капельных эмиттеров. Скорость подачи цианистого раствора зависит от характера руды и может изменяться в широких пределах – от 0,15 до 3 м³ на 1 м² поверхности кучи в сутки. Концентрация раствора – 0,05–0,10 % NaCN при pH=10–11. В качестве защитной щелочи применяют едкий натр, так как известь вызывает частое забивание форсунок.

Золотосодержащие растворы, вытекающие из кучи, поступают в дренажные канавки, проложенные по длинной стороне кучи, по ним отводятся в пруд-сборник или приямок. Осаждение благородных металлов из раствора осуществляют на установке в колоннах с активированным углем или ионообменной смолой. Обеззолоченные цианистые растворы подкрепляют по цианиду и щелочи до нужной концентрации и возвращают снова на орошение кучи.

По окончании выщелачивания кучу орошают водой для отмывки от растворенного золота и цианида, затем после дренирования промывного раствора выщелоченную руду транспортируют в отвал. Длительность всего цикла обработки, включая отсыпку кучи, орошение цианистым раствором, промывку водой, дренирование промывного раствора и разгрузка кучи со-

ставляет от 90 до 250 суток. Извлечение золота и серебра при кучном выщелачивании обычно не превышает 50–70%.

Процесс кучного выщелачивания отличается простотой технологии, низкими капитальными затратами. С учетом всех этих факторов кучное выщелачивание применяют для переработки бедного сырья, содержащего от 0,8–1,9 г/т, в основном для забалансовых руд, вскрышных пород, старых отвалов золотоизвлекательных фабрик, лежалых хвостов и т.д.

К 2003 году технология кучного выщелачивания нашла промышленное применение почти на 10 золотодобывающих предприятиях России, в том числе в таких северных районах, как Чукотка, Якутия, Дальний Восток [1].

Среди стран СНГ, где технология КВ успешно применяется, необходимо отметить Узбекистан и Казахстан. В Узбекистане создано и работает с 1995 года предприятие СП «Зарафшан-Ньюмонт», использующее метод кучного выщелачивания для переработки забалансовой золотосодержащей руды месторождения Мурунтау [16]. Производительность завода КВ составляет 13,0 млн.т руды в год со средним содержанием золота 1,6 г/т.

Применение кучного выщелачивания также экономически эффективно для отработки относительно богатых, но небольших по запасам месторождений, для которых нецелесообразно строительство золотоизвлекательных фабрик. Это позволяет существенно расширить сырьевую базу на золото и вовлечь в переработку десятки небольших месторождений золота.

Цианирование перемешиванием.

Этот способ цианирования золотосодержащих руд является наиболее эффективным процессом по сравнению с перколяцией и кучным выщелачиванием. Выщелачивание пульп перемешиванием протекает быстрее и дает более высокое извлечение золота и серебра вследствие того, что при тонком измельчении руды обеспечивается хорошее вскрытие золота, а при интенсивном перемешивании создаются более благоприятные условия диффузионного подвода ионов CN^- и молекул растворенного кислорода к поверхности золотин. Поэтому по скорости выщелачивания и полноте извлечения золота цианирование перемешиванием значительно превосходит перколяционный процесс и кучное выщелачивание. Достаточно сказать, что цианирование перемешиванием обеспечивает 80–95% извлечения золота, а длительность процесса составляет от 6 до 30 часов (сравните аналогичные показатели процессов перколяции и кучного выщелачивания).

При цианировании перемешиванием необходимая степень измельчения руды зависит только от крупности частиц золота в руде и характера его распределения. В некоторых случаях при тонковкрапленном золоте руду подвергают весьма тонкому измельчению до крупности – 0,074 мм и даже до 0,043 мм. Но если характер вкрапленности золота не требует такого измельчения, то пульпу цианируют при более грубом помоле крупностью 0,15–0,2 мм.

При наличии в руде крупного золота его перед цианированием извлекают в цикле измельчения методами гравитационного обогащения, поэтому в процесс цианирования перемешиванием с рудой поступает только мелкое золото, растворение которого происходит достаточно быстро.

Рудные пульпы, поступающие на цианирование перемешиванием, имеют повышенную вязкость, что затрудняет диффузию цианистых ионов и молекул растворенного кислорода к поверхности частиц золота. Кроме того, сульфидные минералы, часто присутствующие в руде, довольно легко окисляются растворенным кислородом, в результате чего его концентрация в жидкой фазе может стать значительно ниже необходимой для растворения золота. Поэтому при цианировании пульп особое значение имеет энергичное перемешивание и непрерывное насыщение ее кислородом воздуха.

Процесс цианирования руд перемешиванием ведут при концентрации NaCN , составляющей 0,05–0,1%, и концентрации CaO равной 0,01–0,03% (pH=9–11).

Кроме реагентного режима важными параметрами процесса цианистого выщелачивания золота является отношение Ж : Т в пульпе и продолжительность процесса. Максимальное извлечение золота при цианировании кварцевых руд достигается при Ж : Т=1,5:1. На практике хорошие результаты получаются при Ж : Т=1:1, иногда даже при 0,67 : 1 при более грубом помоле. При обработке пульпы, содержащей кристаллический материал, и при отсутствии примесей в растворе жидкая фаза пульпы даже при высоких плотностях пульпы не утрачивает способности сохранять необходимую концентрацию кислорода.

Для обеспечения наилучших условий извлечения золота из сульфидных руд и руд с высоким содержанием окислов железа или глины требуется более высокое разжижение пульпы. Для та-

ких руд принимают $\mathcal{J} : T=2-2,5 : 1$, для некоторых руд требуется еще большее разжижение.

Время цианирования или продолжительность пребывания пульпы в аппаратах цианирования определяется уравнением:

$$T = V/P,$$

где: T – время цианирования в час,

V – суммарный объем всех аппаратов цианирования, m^3 ,

P – поток пульпы, $m^3/час$.

Совершенно очевидно, что значение T должно быть достаточным для перевода в раствор всего содержащегося в материале золота. Из уравнения следует, что при постоянном рабочем объеме аппаратуры цианирования инструментом регулирования процесса является часовой поток пульпы, поступающей в переработку или, что то же самое, регулирование производительности цианистой установки по переработке руды или концентрата.

Процесс цианистого выщелачивания золота осуществляют в периодическом или непрерывном режиме [30].

При цианировании в *периодическом* режиме пульпу периодически отдельными порциями закачивают в параллельно работающие аппараты для выщелачивания. После интенсивного перемешивания с цианистым раствором и защитной щелочью в течение определенного промежутка времени, необходимого для растворения золота, пульпу выпускают и перекачивают в чаны-сборники, а в аппараты выщелачивания закачивают новую порцию пульпы. В чанах-сборниках выщелоченная пульпа накапливается и поддерживается во взвешенном состоянии до поступления в следующую стадию обработки, например, на отделение золотосодержащих растворов от твердой фазы методом фильтрации.

Периодический режим цианирования руды используется на фабриках небольшой производительности с применением фильтрации пульпы и последующим осаждением золота из цианистых растворов цинковой пылью или стружкой. Как правило, в периодическом режиме цианируют небольшие количества гравитационных концентратов и других золотосодержащих продуктов.

При *непрерывном* выщелачивании пульпа поступает в каскад из последовательно соединенных аппаратов цианирования. Число аппаратов в каскаде обычно выбирают не более 4–6 с суммарным рабочим объемом, обеспечивающим при прохождении пульпы через них необходимое время для растворения золота.

Непрерывно-действующая система цианирования обязательно сопрягается с дальнейшей технологической схемой переработки выщелоченной пульпы.

По сравнению с периодической, непрерывная схема цианирования дает следующие преимущества:

- возможность полной автоматизации управления процесса,
- меньшее количество обслуживающего персонала,
- более эффективное использование оборудования,
- меньшая единичная мощность двигателей и насосов.

В зависимости от требуемой производительности, технологической схемы переработки руды избирают тот или иной режим цианирования пульпы.

Цианирование в конусах.

Этот способ цианирования в основном применяется для переработки золотосодержащих гравитационных концентратов в небольших масштабах. Он возник совсем недавно, в 1989–1990 гг. и был разработан в институте Ирриредмет [14]. Суть его заключается в том, что в конусный реактор загружается на одну треть высоты золотосодержащий материал, затем снизу подается рабочий цианистый раствор с помощью насосов, работающих в импульсном режиме. В результате воздействия гидравлического напора цианистого раствора, развиваемого насосом, концентрат разрыхляется и находится во взвешенном состоянии, обеспечивая тем самым доступ цианид-ионов и растворенного кислорода к частицам золота.

Импульсная подача в аппарат цианистого раствора в циркуляционном режиме продолжается в течение всего необходимого времени для растворения золота. По окончании процесса золотосодержащий раствор сливается в чан-сборник и затем подается на цементацию, сорбцию на уголь или электролиз для получения товарной продукции. Процесс цианирования в конусных реакторах с импульсной подачей раствора называют методом *интенсивного цианирования гравитационных промпродуктов*.

Схема цепи аппаратов интенсивного цианирования концентрата представлена на **рис. 2.4**.

Интенсивное цианистое выщелачивание проводят при отношении $J : T = 2,5-3:1$. Для цианирования в конусе пригодны в основном крупнозернистые материалы с крупностью частиц от 0,2 мм и более. Процесс ведется в периодическом режиме, при этом за один цикл перерабатывается 1,5–2,5 тонны концентрата. Продолжительность цикла обработки материала в конусных аппаратах, включая операции выщелачивания и промывки, зависит от необходимого времени цианирования и составляет по практическим данным 24–48 часов.

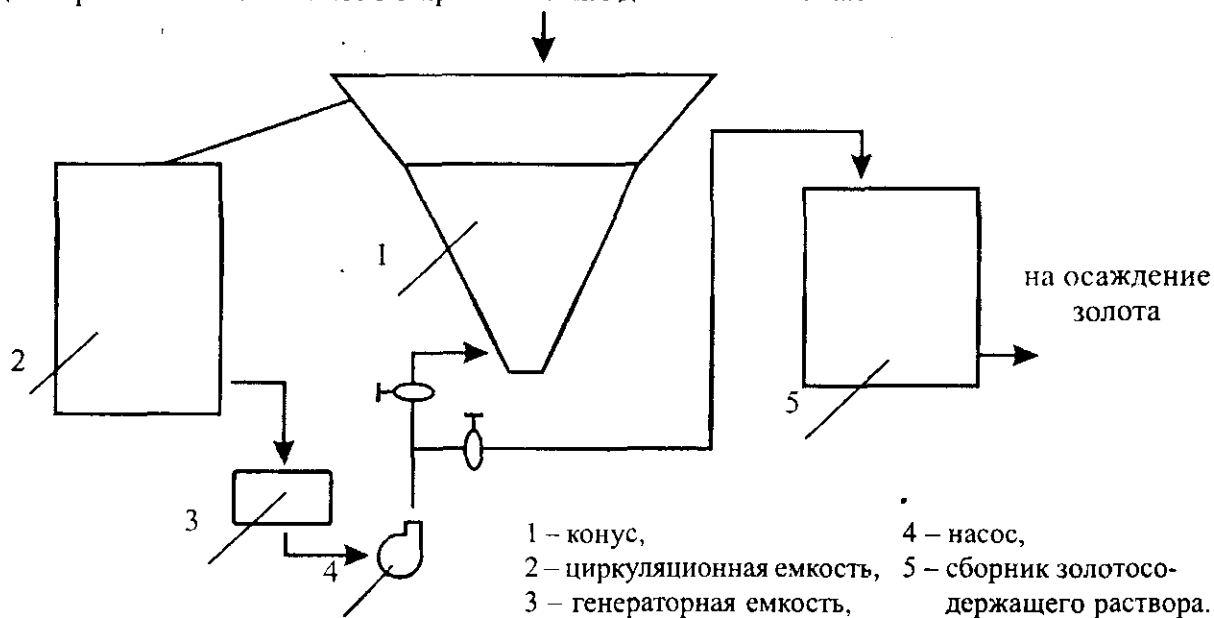


Рис. 2.4. Схема цепи аппаратов для импульсного выщелачивания

По своим характеристикам процесс интенсивного цианирования находится между перколяцией и перемешиванием. Импульсное выщелачивание, так же как и перколяция, позволяет цианировать достаточно крупнозернистый материал, но в то же время обеспечивает хорошие условия доставки цианида и растворенного кислорода к поверхности золотин. Последнее происходит не за счет перемешивания, а за счет энергии импульса, позволяющего поддерживать все частицы концентрата во взвешенном состоянии.

Поскольку интенсивное цианирование в конусах в основном используется для переработки гравитационных концентратов, содержащих золото от 100 г/т и выше, этим методом достигается довольно высокое извлечение золота – до 80–90%.

Установки цианирования гравитационного концентрата в конусных реакторах в настоящее время внедрены на нескольких фабриках, такая же установка (ПУВ – пилотная установка выщелачивания) использовалась в 1997–1998 гг. в цехе гидрометаллургии Холбинского рудника. ПУВ позволила увеличить выход гравитационного золота в слиток сплава Доре на фабрике в среднем на 15%, что привело к снижению затрат на производство золота.

В состав пилотной установки выщелачивания, построенной в ЦГМ и введенной в эксплуатацию в июле 1997 года, входили 2 конуса с генераторами импульсов, насосами и емкостями, работающие параллельно друг другу.

В каждый конус загружалось 3 тонны гравитационного концентрата с содержанием золота 150–250 г/т. Выщелачивание велось растворами цианида с концентрацией 0,25–0,30% NaCN . Время выщелачивания составляло 18–24 часа. В раствор переходило 80–90% золота. Раствор после отстаивания сливался, осветлялся в пластинчатом сгустителе и поступал на электролиз, где золото выделялось в катодный осадок, который направлялся на плавку на слиток сплава Доре. Извлечение золота в готовую продукцию при импульсном выщелачивании составляло 85–87%. Хвосты конусов после отмывки водой содержали 25–30 г/т золота, они возвращались после отмывки водой от цианида на фабрику и поступали в процесс флотационного обогащения. Производительность установки на 2-х конусах составляла 6 т/сутки. Себестоимость получения золота на ПУВ составляла 2,5–3,5 руб./г.

В 1999 году конусные реакторы впервые были применены для выщелачивания измельченного железного скрапа, выделяемого из гравитационного концентрата на концентрационных

столах Ирокинденской ЗИФ. Среднее содержание золота в скрапе составляло 2600 г/т. Скрап помещали в конус в количестве примерно 1200 кг и обрабатывали растворами с содержанием 0,35–0,40% NaCN в течение 2-х суток. Золото переходило в раствор на 65–70%. Раствор после конуса направлялся на электролиз.

Конусные реакторы были также испытаны для цианирования флотоконцентрата. Флотоконцентрат цианировался, циркулирующий раствор представлял собой пульпу, из которой твердая фаза осаждалась в трубопроводах, импульсном генераторе, что приводило к остановке насоса и прекращению работы.

Пилотная установка в настоящее время используется для извлечения золота из измельченных железных скрапов, которые образуются как отходы процесса гравитационного обогащения на Ирокинденской золотоизвлекательной фабрике.

Сравнительная характеристика описанных методов цианирования приведена в таблице 1.

Из таблицы видно, что только один метод цианирования – перемешиванием – допускает работу в непрерывном режиме, что является большим преимуществом над остальными, так как позволяет достигать самых высоких показателей как по переработке, так и по извлечению золота. В то же время этот метод является самым дорогим, поскольку требует больших затрат на дробление, измельчение, а также значительных затрат на капитальное строительство производственных зданий, сооружений и т.д.

Таблица 2.1.

Сравнительная характеристика методов цианирования и область их применения

№ пп.	Показатели методов цианирования	Метод цианирования			
		перколяция	кучное выщелачивание	выщелачив. перемешиванием	импульсное цианирование
1.	Режим работы	Периодич.	Периодич.	Непрерыв. периодич.	Периодич.
2.	Крупность перерабатываемого материала, мм	0,2–10	50–100	-0,15	0,3–3,0
3.	Перерабатываемый материал	Пески после измельчения и классиф.	Дробленая недробленая руда	Руда после измельчения, концентрата	Гравитационный концентрат
4.	Продолжительность процесса, суток, час	4–8 суток	90–250 суток	12–72 час	24–48 час
5.	Концентрация NaCN применяемых растворов, %	0,05–0,10	0,05–0,10	0,15–0,30	0,30–0,40
6.	Извлечение золота, %	60–75	50–78	до 97	80–90

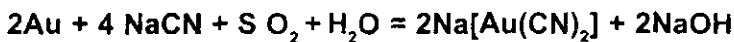
Остальные методы применяются только в периодическом режиме, но зато не требуют больших капитальных затрат и позволяют применять сравнительно простые машины и механизмы.

Тем не менее, в каждом конкретном случае, для каждого конкретного минерального сырья необходимо выбирать наиболее простой и дешевый способ цианирования золотосодержащего сырья.

2.8. Причины потерь цианида и меры по снижению его расхода

Одной из самых затратных статей при переработке золотосодержащих руд цианистым процессом является стоимость потребляемого цианистого натрия. В настоящее время стоимость цианистого натрия составляет примерно 45 тыс. руб. за 1 тонну. В себестоимости переработки 1 тонны концентрата затраты на цианид составляют от 20 до 40%. Поэтому установление причин его потерь и меры по снижению расхода этого реагента имеют большое значение.

Теоретический расход цианида на непосредственное растворение золота весьма небольшой. Произведем расчет расхода цианида на 1 г золота, исходя из уравнения Эльснера:



$$2 \times 197,2 - 4 \times 49$$

$$1 \text{ г} - \text{X}$$

$$\text{X} = 4 \times 49 / 2 \times 197,2 = 0,49 \text{ г.}$$

Расчет показывает, что на 1 г золота по стехиометрии реакции расходуется всего 0,49 г цианистого натрия. Между тем, на практике расход цианистого натрия в сотни раз превышает теоретический. По данным работы фабрик, применяющих процесс цианирования, фактический расход цианида на 1 г золота при переработке золотосодержащих руд составляет от 100 до 120 г (т.е. в 200–245 раз больше теоретического), а при переработке золотосодержащих флотоконцентратов – от 140 до 180 г (в 280–360 раз). Отсюда очевидно, что львиная доля цианида теряется бесполезно.

Из анализа причин потерь цианистого натрия при выщелачивании золота следует, что цианид теряется по трем основным причинам – механическим, химическим и в результате взаимодействия с сопутствующими золоту в рудах или концентратах минералами и горными породами. Разберемся в этих причинах.

Механические потери цианида связаны с протечкой цианистых растворов и пульп из аппаратуры, трубопроводов и других приборов, по которым протекают цианистые растворы. В пролившихся растворах цианид натрия интенсивно гидролизуетсся с выделением цианистого водорода, который улетучивается в атмосферу цеха. Кроме того, дренажные сливы и переливы разбавляются водой при гидроуборке, что также способствует его гидролизу.

Потери цианида с растворами происходят при ручной подаче крепких растворов в технологический процесс, когда нередко случаются передозировки его из-за недосмотра, халатности обслуживающего персонала или неисправности запорной арматуры.

К механическим потерям следует отнести цианид в жидкой фазе и адсорбированный на рудных частицах твердой фазы хвостов, которые сбрасываются в хвостохранилище. Среди веществ, обладающих в большой степени адсорбцией, следует отметить первичные и вторичные ила, гидрат окиси железа и различные коллоидные вещества. При этом поверхность адсорбента покрывается слоем цианида натрия не более молекулы, т.е. получается мономолекулярный слой на поверхности твердого тела. Адсорбция уменьшается с понижением концентрации в растворе цианида натрия. Это обстоятельство заставляет вести процесс цианирования в максимально разбавленных цианистых растворах.

В последние годы на некоторых золотоизвлекательных фабриках цианистые хвосты не обезвреживаются перед сбросом в хвостохранилище. Это тоже вызывает значительные бесполезные потери цианистого натрия.

С учетом сказанного, механические потери цианида составляют от 5 до 10% и выше всех потерь цианистого натрия.

К химическим потерям цианида относится разложение цианистых растворов в аппаратуре путем гидролиза с образованием летучей синильной кислоты **HCN**. Гидролиз цианида, как известно, предотвращается введением в пульпу защитной щелочи. Но при наличии кислот, образующихся при окислении рудных минералов, защитная щелочь расходуется на их нейтрализацию, и в этом случае при недостатке щелочи гидролиз цианида усиливается и вследствие этого потери цианида возрастают.

С внедрением в практику цианирования аппаратов с пневматическим перемешиванием (пачуки, сорбционные колонны и др.) резко увеличились потери цианида. Это связано с тем, что в подаваемом в аппараты сжатым воздухе содержится углекислота, которая интенсифицирует гидролиз цианида, а освобождающийся из пульпы воздух выносит образующийся цианистый водород, который удаляется вытяжной вентиляцией в атмосферу. Из-за отсутствия приборов измерения и контроля расхода на большинстве фабрик сжатый воздух в аппараты подается зачастую в избыточном количестве, что приводит к еще большему выдуванию цианида из пульпы.

Внедрение в золотодобывающую промышленность технологии сорбционного цианирования с использованием в качестве сорбентов ионообменных смол и активированных углей также привело к увеличению потерь цианида. В присутствии сорбентов цианид в виде свободных ионов **CN⁻** активно адсорбируется ими и затем при десорбции золота и регенерации сорбентов разлагается элюентами при высокой температуре, что приводит к бесполезным потерям, причем в очень значительных количествах.

Химические потери цианида составляют основную долю расхода цианистого натрия, их можно оценить в 20–30% от всего расхода реагента на процесс цианирования золота.

При наличии в руде быстроокисляющихся сульфидных минералов железа и медьсодержащих минералов потери цианида на бесполезные взаимодействия с ними возрастают многократно, химические реакции этих минералов с цианистым натрием описаны выше.

Чтобы бороться с потерями дорогостоящего цианида, необходимо в каждом конкретном случае проводить анализ его потерь и намечать мероприятия по снижению. Но и из того, что сказано выше, для каждой золотодобывающей фабрики можно рекомендовать следующие мероприятия по снижению расхода цианида:

1. Подачу крепких цианистых растворов в технологический процесс осуществлять с помощью насосов-дозаторов и предусматривать поддержание заданной концентрации NaCN в жидкой фазе пульпы с помощью автоматических устройств. Это мероприятие приведет не только к уменьшению расхода цианида, но и к стабилизации процесса растворения золота.
2. Установку автоматических приборов измерения и контроля расхода на трубопроводы сжатого воздуха при пневматическом перемещивании и транспорте пульпы в аппаратуре цианистого процесса, что позволит поддерживать оптимальный расход сжатого воздуха и тем самым уменьшить выдувание цианида из пульпы.
3. Разрабатывать и внедрять установки по улавливанию цианида из газов вытяжных вентиляционных систем аппаратуры цианирования.
4. Разрабатывать и внедрять технологии и станции регенерации цианида из хвостов сорбции перед сбросом их в хвостохранилище.
5. Предусматривать перед процессом цианирования руды операции по интенсификации окисления цианпоглощающих минералов и удаления продуктов окисления.

При осуществлении указанных мероприятий расход цианида, конечно, не уменьшится до теоретического, но позволит снизить его на 30–40%.

2.9. Пути интенсификации процессов цианирования

Применяющиеся в технологии получения золота гидрометаллургические процессы достаточно длительны, требуют громоздкого оборудования, больших производственных площадей и объемов зданий.

Вопросами интенсификации процесса цианирования золота еще в 30-х годах занимался наш выдающийся ученый И.Н. Плаксин [42]. Член-корреспондент АН СССР, дважды лауреат Государственной премии СССР Игорь Николаевич Плаксин – один из выдающихся советских ученых, прославившийся своими замечательными исследованиями в области гидрометаллургии золота и обогащения полезных ископаемых.

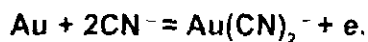
И.Н. Плаксин внес большой вклад в металлургию благородных металлов, он провел со своими сотрудниками комплекс фундаментальных исследований, на основе которых разработал основные теоретические положения обогащения, амальгамации и цианирования золотосодержащих руд и концентратов [17].

Впервые по предложению И.Н. Плаксина были найдены и изучены пути интенсификации извлечения благородных металлов цианированием с применением повышенного давления воздуха и кислорода. Можно сказать, что эти исследования И.Н. Плаксина и его школы явились новой вехой в развитии гидрометаллургических процессов.

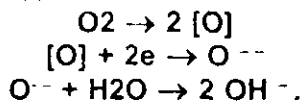
Одним из направлений интенсификации гидрометаллургического извлечения золота и серебра цианированием является *повышение содержания кислорода в растворах*.

Процесс растворения золота, серебра в цианистых растворах происходит при наличии в растворе щелочного цианида и кислорода. При переходе ионов металла в раствор в самом металле накапливаются электроны. Чтобы избежать поляризации, должен идти процесс, основанный на связывании электронов в количестве, эквивалентном выделяющемуся при переходе в раствор атомов металла в ионной форме. Таким процессом в случае растворения золота в цианистых щелочных растворах является восстановление кислорода с образованием гидроксила OH^- . Этот процесс растворения золота и его сплавов с сопутствующим восстановлением кислорода может быть представлен следующим образом.

1. На анодных участках поверхности золота происходит образование комплексного иона и освобождение электрона



2. На катодных участках происходит восстановление кислорода



Отсюда видно, что кислород необходим для связывания избыточных электронов, которые накапливаются в результате перехода в раствор ионов золота.

При цианировании поверхность растворяющегося металла или его сплава окружена слоем раствора с пониженной концентрацией веществ, расходуемых на растворение. Понижение концентрации хотя бы одного из этих веществ ниже оптимального значения замедляет процесс растворения и может прекратить его вовсе. Отсутствие кислорода в растворе совершенно прекращает растворение металла, даже при наличии достаточной концентрации цианида.

Пополнение цианидом и кислородом происходит путем диффузии этих реагентов из остальной части раствора, не соприкасающегося с поверхностью растворяющегося металла. Диффузия ионов растворителя NaCN и молекул кислорода O_2 при цианировании зависит от характера процесса растворения. Вне диффузионного слоя концентрация молекул кислорода и ионов цианида выше, а комплексных цианистых ионов золота ниже, чем внутри слоя.

Кислород – малорастворимый в воде газ. Его концентрация в воде при благоприятных условиях не превышает 8 мг/л. Если учесть, что при растворении золота кислород непрерывно расходуется, то обычная его концентрация в прилегающем к поверхности золотин слое будет неизмеримо ниже и в среднем составит не более 2–3 мг/л. Для обеспечения высокой скорости растворения золота этой концентрации совершенно недостаточно. Поэтому перед учеными и производственниками встала задача: каким образом подать в зону реакции не только достаточное, но и избыточное количество кислорода.

Увеличения концентрации кислорода в растворе можно добиться путем повышения его парциального давления в системе раствор – газ. Осуществить это можно несколькими методами, а именно:

- предварительным накислораживанием рабочих цианистых растворов,
- цианированием в атмосфере кислорода,
- цианированием под давлением воздуха.

Первый метод заключается в том, что в котел с раствором накачивается воздух под давлением 6 кг/см². Через котел прокачивается цианистый раствор перед поступлением в процесс цианирования. Во время нахождения в котле содержание кислорода возрастает и достигает 48–52 мг/л, после выхода раствора из котла кислород и азот, растворившиеся под высоким давлением, бурно выделяются из раствора, вследствие чего концентрация кислорода падает до 8–9,5 мг/л.

Предварительное накислораживание цианистых растворов ускоряет растворение золота, сокращает время обработки пульпы и в среднем на 6,1%, сокращает расход цианида. При этом извлечение золота в раствор поднимается незначительно. Описанный метод не дает существенной интенсификации процесса цианирования, так как насыщает кислородом раствор только перед подачей его в процесс и никак не влияет на отвод продуктов реакции, протекающей при растворении золота в диффузионной области. Накислораживание цианистых растворов эффективно в тех случаях, когда в руде содержатся легко разлагающиеся сульфиды (например, сульфид сурьмы, пирротин и др.), загрязняющие растворы соединениями, энергично поглощающими кислород.

Наиболее стабильные условия для поддержания высокой концентрации кислорода в растворах могут быть созданы при накислораживании *продувкой кислорода через раствор или пульпу*, т.е. при осуществлении второго метода. Для осуществления накислораживания по второму методу достаточно продувать пульпу или раствор кислородом при цианировании материала в аппаратах. Поскольку скорость потери кислорода из пульпы весьма высока, накислораживание нужно проводить непрерывно в герметичной аппаратуре или, в крайнем случае, закрывать аппараты крышками или колпаками. Кислородное дутье обеспечивает концентрацию кислорода в пульпе 30–35 мг/л, что в 4–5 раз выше, чем при обычном ходе процесса цианирования.

Проведенные испытания метода непосредственной продувки кислородом пульпы при цианировании руд нескольких типов показали поразительные результаты. При накислораживании скорость растворения золота увеличивалась от 10 до 36 раз в зависимости от типа руды [42]. При этом расход цианида и защитной щелочи почти не увеличился.

Третий способ – *цианирование под давлением* – осуществляется в автоклавах – аппаратах, работающих под давлением. Автоклавное выщелачивание применяется для упорных золотосодержащих руд и концентратов, из которых золото обычными способами цианирования нельзя

перевести в раствор. Процесс цианирования в автоклавах тоже дает хорошие результаты по увеличению извлечения золота, но он требует для своей реализации и эксплуатации больших капитальных и эксплуатационных затрат. Поэтому автоклавное выщелачивание применяют тогда, когда выигрыш в увеличении извлечения золота покрывает затраты на его осуществление.

И.Н. Плаксин с сотрудниками в 1937 году на одном из золотодобывающих предприятий построили полузаводскую установку и провели на ней испытания руды цианированием под давлением [42]. Эта установка работала параллельно с заводским циклом цианирования. Её работа полностью подтвердила результаты лабораторных исследований и показала увеличение скорости цианирования золота в 24 раза, т.е. цианирование заканчивалось за 2 часа вместо 2-х суток, как это делалось на фабрике. Была доказана возможность цианирования пульпы с $J:T=1:1$.

Таким образом, способ интенсификации процесса цианирования путем многократного увеличения концентрации кислорода в цианистых рабочих растворах дает большой эффект в ускорении растворения золота, повышении его извлечения из руды в раствор и даже в сокращении расхода реагентов. К сожалению, в то время, когда был найден и проверен этот способ интенсификации процесса цианирования золота, отсутствовали установки для непрерывного получения кислорода, накислораживание растворов и пульп не получило внедрения в промышленность. Позже о накислораживании попросту забыли.

В настоящее время промышленность производит установки для получения кислорода на любую производительность и поэтому к вопросам интенсификации процесса цианирования с использованием кислорода необходимо вернуться, используя те теоретические и практические результаты, которые были получены И.Н. Плаксиным с сотрудниками.

Другими направлениями интенсификации процесса цианирования являются физико-химические методы обработки пульпы: *вибрационный, пульсационный, ультразвуковой и гидроакустический*. Эти методы были разработаны и испытаны в лабораторных и полупромышленных условиях, однако широкого внедрения на золотоизвлекательных фабриках они пока не нашли по различным причинам. Названные методы обработки пульп ускоряют растворение золота, в некоторых случаях приводят к повышению его извлечения и уменьшению расходов реагентов.

Одним из названных методов является *гидроакустический*, суть которого заключается в том, что при перекачке цианистой пульпы на нее воздействуют акустическими колебаниями, которые генерируются специальным аппаратом, встроенным в пульповый насос. При этом продолжительность импульса определяется временем пребывания пульпы в насосе.

Проведенные под руководством профессора И.А. Каковского испытания цианирования одной из упорных золотосодержащих руд с применением гидроакустической обработки пульпы показали его высокую эффективность. По сравнению с обычным процессом цианирования извлечение золота увеличилось на 5%, серебра – на 30%. Такие результаты объясняются тем, что акустическая обработка пульпы способствует удалению пленки с частиц золота как за счет собственных колебаний, так и за счет абразивного действия частиц руды, приобретающих большую подвижность под действием акустических волн.

Несколько по иному ведет себя серебро в цианистых растворах – оно растворяется в диффузионном режиме при любой интенсивности перемешивания. Однако в ходе многостадийной реакции взаимодействия с кислородом и цианидом на поверхности серебра образуется довольно толстая пленка простого цианида серебра, которая снижает скорость растворения. Гидроакустическая обработка пульпы способствует сдиранию этой пленки и дорастворению $AgCN$ и, следовательно, увеличению скорости перехода серебра в раствор, что особенно заметно в области более низких концентраций цианида.

Среди других направлений интенсификации процессов цианирования золотосодержащих руд и концентратов можно назвать такие, как механохимическая активация в совокупности со сверхтонким измельчением материала в планетарных центробежных мельницах [28] (об этих методах рассказано ниже), использование для цианирования пульсационной техники и некоторые другие методы. Эти методы начали разрабатываться в советское время, но после перестройки, в связи с распадом НИИ, дальнейшие исследования были прекращены.

ГЛАВА 3. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Исследованиями извлечения золота из упорных золотосодержащих руд занимались многие исследователи [3,35, 27, 28,54], начиная с 30-х годов прошлого века. Особенно актуальной эта проблема стала в последние два десятилетия, когда в золотодобывающей промышленности появилась тенденция уменьшения доли золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении руд, и одновременно возрастание доли золота, извлекаемого из руд, обработка которых в обычных условиях цианистого процесса не обеспечивает достаточно высокое извлечение металла и требует значительно больших затрат на отдельные технологические операции.

Глава 3 написана по материалам книг В.В. Лодейщикова «Извлечение золота из упорных руд и концентратов» 1968 г. и «Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Том 1,2». – Иркутск, «Иргиредмет», 1999 г. [27,28].

Поскольку метод цианирования для технологии извлечения золота является базовым переделом, то золотые руды или концентраты, которые по тем или иным причинам трудно поддаются обработке цианированием, относят к категории *упорных*. Упорность золотых руд по отношению к цианистому процессу характеризуется несколькими критериями, которые определяются характером взаимосвязи частиц золота с минералами и породой в руде, наличием минералов и веществ в руде, замедляющих скорость растворения золота и вызывающих повышенный расход цианида, присутствием в руде природных сорбентов. К критериям упорности золотых руд относят *физическую депрессию, химическую депрессию и сорбционную активность минералов*, присутствующих в руде.

Рассмотрим подробно характеристику упорных золотых руд, критерии их упорности, основные технологические приемы и схемы их переработки.

3.1. Физическая депрессия золота

Как уже выше отмечалось, золото в рудах находится в основном в металлическом виде. По характеру связи частиц золота с рудными породами они разделяются на три категории (рис 3.1):

1. Золотины с полностью обнаженной поверхностью, так называемое «свободное» золото.
2. Золотины с частично обнаженной поверхностью – золото в сростках с минералами, покрытое несплошными пленками.
3. Золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями, это в основном тонковкрапленное золото.

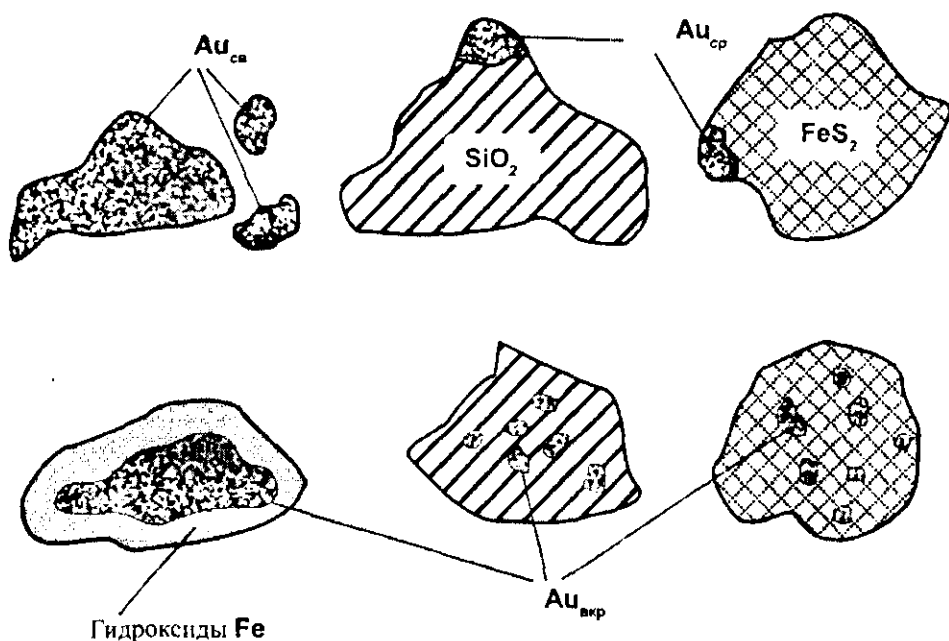


Рис. 3.1. Характер ассоциации золота с рудными и порообразующими компонентами

Свободное золото, как уже говорилось, извлекается в голове процесса методами гравитационного обогащения. Золото в сростках с минералами достаточно хорошо извлекается цианистым процессом, если хотя бы одна точка такой золотой частицы становится доступной для контакта с цианидом.

Третья категория – руды с тонковкрапленным золотом являются наиболее упорными для процесса цианирования. Как правило, тонкое золото рассеяно в таких минералах-носителях, как кварц и сульфидные минералы железа, меди, цинка, сурьмы, мышьяка и др. Высокая плотность структуры таких минералов *абсолютно непроницаемых для цианистых растворов* и дисперсность заключенного в них золота обуславливают технологическую упорность золотых руд и концентратов в гидрометаллургическом процессе. Эта механическая недоступность тонких частиц золота для цианистого раствора называется *физической депрессией золота*.

Тонкодисперсное золото (размер золотин $<2-3 \mu$) чаще всего встречается в пирите и арсенопирите, в которых содержание золота достигает десятки и сотни граммов в 1 тонне сульфидов. При этом значительная часть золота в них представлена частицами размером меньше 1 микрона.

Поскольку тонкодисперсное золото рассеяно в минералах и недоступно цианированию, его долю необходимо установить рациональным анализом и после этого определить целесообразность переработки такой руды или концентрата методом цианирования.

Коэффициент, характеризующий относительную долю дисперсного золота, связанного с плотными и нерастворимыми в цианиде минералами, называется *коэффициентом физической депрессии золота* K_{ϕ} , который определяется по формуле:

$$K_{\phi} = C_{\text{Me(вкр)}} / C_{\text{Me(исх.)}}$$

где $C_{\text{Me(вкр.)}}$ – содержание в руде тонковкрапленного золота,

$C_{\text{Me(исх.)}}$ – содержание золота в исходной руде.

С учетом коэффициента физической депрессии K_{ϕ} величина предельного извлечения золота из руды в этом случае составит:

$$K_{\text{извл.}} = 1 - K_{\phi}$$

Чем больше K_{ϕ} , тем упорнее руда к процессу цианирования, т.е. та доля тонкодисперсного золота, которая недоступна цианистому раствору, не может быть извлечена в раствор.

Если K_{ϕ} находится в пределах 0,05-0,1 (как, например, для руды Мурунтау $K_{\phi}=0,07$), то руда хорошо цианируется и физическая депрессия золота в этом случае на общий показатель извлечения сказывается мало.

При K_{ϕ} более 0,6, что характерно для мышьяковистых руд и концентратов, цианирование идет плохо, и в этом случае нужно применять специальные технологические приемы для получения удовлетворительного извлечения золота.

При цианировании руд с ярко выраженной физической депрессией обычно наблюдается быстрое нарастание концентрации металла в растворе до определенного предела, и сохраняется постоянным при дальнейшем увеличении продолжительности выщелачивания. Это происходит потому, что содержащееся в руде золото свободное или в сростках почти полностью растворилось, а затем наступает физическая депрессия, когда тонковкрапленное золото недоступно для цианистого раствора и не может перейти в раствор.

Кварцевая руда Мурунтау и глинистые руды Куранахского месторождения цианируются очень хорошо, тогда как золото из сульфидных концентратов Токурской ЗИФ и Кокпатаасского месторождения переходит в раствор от 20 до 60%, достигает определенной концентрации в растворе и при продолжительности выщелачивания более 8 часов больше не поднимается, что свидетельствует о физической депрессии золота.

Применительно к рудам Березитового и Ирокинденского золоторудных месторождений коэффициент физической депрессии $K_{\phi}=0,03$ ч $0,07$, и эти руды можно отнести к легкоцианируемым.

3.2. Химическая депрессия золота

Если руда или концентрат содержат сульфидные и окисленные минералы железа, цветных металлов, сурьмы или мышьяка, которые существенно затрудняют переход золота в цианистый раствор, то в этом случае отрицательное влияние минералов-примесей на извлечение золота при цианировании можно назвать *химической депрессией*.

Основной формой проявления химической депрессии золота и серебра в цианистом растворе является замедленное («вялое») растворение металлов вследствие поглощения цианида и присутствующего в пульпе кислорода минералами-примесями, такими, как пирротин, марказит и другие, о которых говорилось выше [29,30,41].

Химически активные компоненты, присутствующие в руде или концентрате, поглощающие кислород и связывающие свободный цианид, называются по современной терминологии *цианисидами*.

В руде некоторых участков Зун-Холбинского месторождения, а также Дарасунского рудного поля встречаются цианисидные минералы – пирротин и марказит, которые являются активными поглотителями свободного цианида. Когда в ЦГМ перерабатывался флотоконцентрат, полученный при обогащении таких руд, расход цианида резко возрастал – в 1,5–2,0 раза, а процесс «уголь в пульпе» затруднялся из-за увеличения в жидкой фазе пульпы растворенных металлов-примесей (медь, цинк, железо и некоторые другие).

Следует отметить, что отрицательное влияние *цианисидов* проявляется не только в том, что они уменьшают концентрацию активного цианида в жидкой фазе пульпы, но и в том, что существенно увеличивается общий солевой фон растворов, следствием чего является образование на поверхности золотин всякого рода химических пленок, тормозящих процесс растворения золота. Этим в основном объясняется снижение извлечения золота из концентратов в присутствии *цианисидов* при гидрометаллургической переработке.

Наиболее сильное депрессирующее действие на процесс растворения золота оказывают минералы и химические соединения сурьмы, присутствие которой в золотых рудах является одним из наиболее характерных признаков их технологической упорности.

Заметное депрессирующее действие на золото и серебро при цианировании оказывают минералы и химические соединения меди, на растворение которых расходуется от 2,3 до 3,4 кг цианида на 1 кг меди, присутствующей в исходной руде.

Установлено, что увеличение концентрации меди в растворах может вызвать на поверхности золотин образование вторичных химических пленок, тормозящих процесс последующего растворения золота. В состав этих пленок, как предполагают некоторые авторы, входят комплексные соединения $\text{AuCu}(\text{CN})_2$, $\text{AgCu}(\text{CN})_2$ и простой цианид меди CuCN .

3.3. Сорбционная активность рудных минералов

Одной из распространенных форм упорности золотосодержащих руд в цианистом процессе является адсорбция растворенного золота минеральными компонентами руды. В этом случае упорность руды характеризуется термином «*сорбционная активность*» (СА).

При переработке углеродсодержащих руд процесс цианирования, как правило, сопровождается повышенными потерями золота в твердых хвостах. Было установлено, что причинами потерь золота в хвостах являются присутствующие в руде графит, углесодержащие сланцы и другие углеродсодержащие минералы, которые играют для растворенного золота роль природных сорбентов.

Ярким примером сорбционно-активной руды служит руда Наталкинского месторождения, которая перерабатывается процессом сорбционного цианирования на ЗИФ рудника им. Матросова в Магаданской области.

Руда Зун-Холбинского месторождения также содержит углеродсодержащие минералы, но в отличие от других сорбционно-активных руд они не являются активными и их отрицательное действие на процесс цианирования флотоконцентрата проявляется только в случае большого содержания в перерабатываемом сырье.

Сорбционную активность по отношению к цианистым комплексам золота и серебра проявляют не только углеродсодержащие минералы, присутствующие в руде, но и глинистые минералы, а также очень тонкие рудные вторичные шламы, которые образуются при переизмельчении руды или из-за низкой крепости рудных и породных минералов.

При цианировании сорбционно-активных руд и концентратов характер кривой выщелачивания, как правило, выражается ярко выраженным максимумом и нисходящей ветвью с различным углом наклона к оси абсцисс. На рис. 3.3 (см. стр. 53) представлен график цианистого выщелачивания концентратов Миндякской ЗИФ и ЗИФ им. Матросова. Максимум на кривых характеризует величину максимального извлечения золота для данной руды.

Депрессирующее влияние природных сорбентов характеризуется коэффициентом сорбционной активности K_c .

Многими исследователями отмечается, что отрицательное влияние природных сорбентов на извлечение золота цианистым процессом не снижает скорость выщелачивания золота и серебра, а наоборот, в некоторых случаях при определенных условиях они могут даже способствовать интенсификации процесса.

3.4. Технологическая классификация золотосодержащих руд

В.В. Лодейщиков в своей монографии [28] упорные руды классифицирует по главному разделительному критерию – коэффициенту извлечения золота и серебра на стадии цианистого выщелачивания, выражаемый через коэффициенты физической (ФД), химической (ХД) депрессии и сорбционной активности руды (СА).

Указанные коэффициенты в совокупности характеризуют степень технологической упорности руды в цианистом процессе, а каждый из них в отдельности – причину упорности руды, связанную с особенностями вещественного состава исходного сырья и определяющую в конечном счете выбор рациональной схемы извлечения золота.

Основываясь на этом принципе и опираясь на существующую практику переработки золоторудного сырья, В.В. Лодейщиков предложил следующую классификацию золотых и серебряных руд (рис 3.4 см. на стр. 55).

1. Простые, легкоцианируемые (технологический тип А);
2. Упорные трудноцианируемые руды с выделением 3-х технологических типов, которые в свою очередь включают три технологических подтипа:

Б – руды с тонковкрапленным золотом и серебром (физическая депрессия в цианистом процессе);

В – руды, цианирование которых сопровождается химической депрессией золота минеральными компонентами – примесями, проявляющими восстановительные или цианисидные свойства;

Г – руды, характеризующиеся повышенной сорбционной активностью по отношению к растворенным в цианиде благородным металлам.

Легкоцианируемые руды типа **А** в зависимости от преобладания в них соответствующих минералов – носителей рудного золота разделяются на 3 основные технологические разновидности – кварцевые A_{sj} , сульфидные $A_{s(Fe)}$ и окисленные $A_{ок(Fe)}$.

Упорные руды технологического типа **Б** также разделяются по видам конкретных причин упорности этих руд в цианистом процессе. Так, например, к технологическому типу **Б** отнесены руды, содержащие тонковкрапленное золото в кварце (B_{sj}), в сульфидах железа ($B_{s(Fe)}$), в сульфидах цветных металлов $B_{s(ЦМ)}$, и другие (см. рис. 3.2).

Руды технологического типа **В** содержат химические депрессоры золота – цианисиды, медистые минералы, способные хорошо растворяться и образовывать вторичные пленки на поверхности золотин, а также минералы сурьмы и минералы, содержащие теллуриды золота, которые очень плохо растворяются в цианистых растворах.

К рудам технологического типа **Г** обычно относят глинистые и углеродсодержащие руды, которые в цианистом процессе активно проявляют сорбционные свойства к растворенному золоту.

Типичными представителями руд типа **Г** являются глинистая руда Куранахского месторождения в ОАО «Алданзолото» и углистая руда Наталкинского месторождения на руднике им. Матросова.

В ОАО «Бурятзолото» имеется три золоторудных месторождения – Зун-Холбинское, Иркинденское в Республике Бурятия и Березитовое в Амурской области.

Руда **Зун-Холбинского месторождения** по отношению к цианистому процессу относится к упорной, в ней есть признаки технологического типа $B_{s(ЦМ)}$, так как в руде имеется почти 60% тонковкрапленного золота, и признаки технологического типа B_{FeS} , поскольку в ней часто встречаются цианисиды (пирротин, марказит) и сульфидные минералы цветных металлов (галенит, сфалерит, халькозин, калаверит и др.), способные растворяться в цианистом растворе и покрывать вторичными пленками частицы золота.

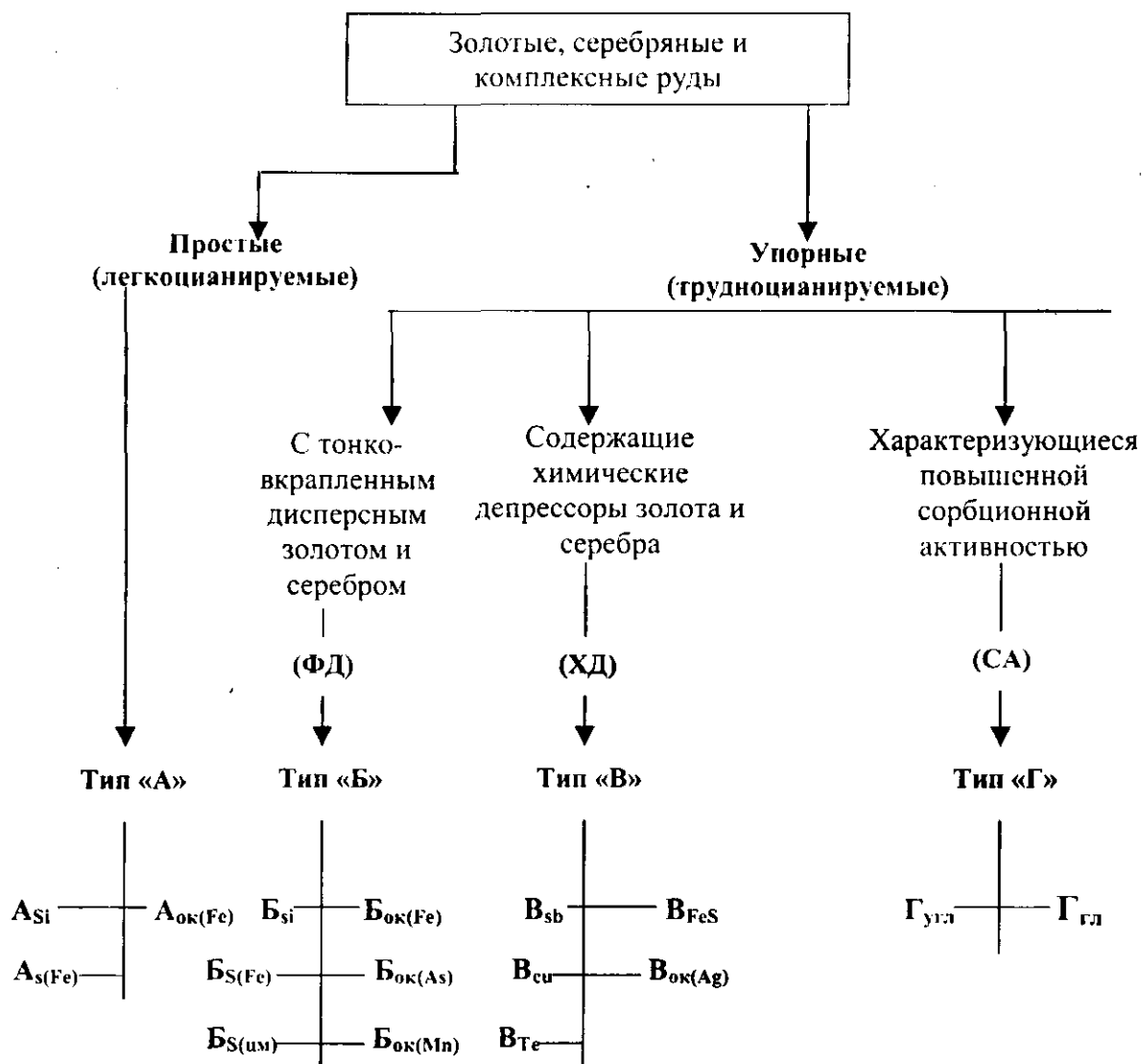


Рис. 3.2. Классификация золотых руд по характеру и степени их технологической упорности (по В.В. Лодейщикову)

Кроме названных компонентов, Зун-Холбинская руда на некоторых участках месторождения характеризуется также сорбционной активностью (СА), поскольку в ней встречаются активные углистые вещества. Поэтому руда Зун-Холбинского месторождения и, соответственно, флотоконцентрат представляют определенные трудности при переработке процессом цианирования в цехе гидрометаллургии.

Ирокинденская золотосодержащая руда и, соответственно, концентрат ее обогащения по своему вещественному составу довольно проста и хорошо цианируется, вследствие чего её можно отнести к технологическому типу A_{Si} , хотя она и содержит до 1% сульфидов цветных металлов.

Руда Березитового полиметаллического месторождения, как показали предварительные исследования и полупромышленные испытания, также относится к типу A , т.е. легкоцианируемой, несмотря на наличие в руде сульфидных минералов свинца, цинка и железа, которые содержатся в промышленных количествах. Золото в Березитовой руде находится в основном в свободном состоянии, не в сростках, и легко освобождается при измельчении.

Подробная минералогическая и вещественная характеристика этих руд дана ниже в соответствующих разделах.

Руды Дарасунского рудного поля – собственно Дарасунское, Теремкинское и Талатуйское месторождения – относятся в основном к типу A – легкоцианируемым, но в Дарасунском месторождении имеются упорные разновидности, которые связаны с наличием тонкодисперсного золота, ассоциированного с цианисидными минералами и арсенопиритом. В руде Дарасунского

месторождения находятся разновидности пирита – марказит, который является цианисидным минералом и при цианировании вызывает большой расход цианистого натрия. Кроме этого, в сульфидах и арсенопирите Дарасунской руды золото находится в тонкодисперсном состоянии, что в некоторых случаях требует сверхтонкого помола для обеспечения доступа цианида при выщелачивании флотоконцентрата.

Руда Теремкинского месторождения является аналогом Дарасунского и отличается только содержанием сульфидных минералов и арсенопирита.

Руда Галатуйского месторождения характеризуется небольшим содержанием сульфидных минералов, наличием 65% свободного золота и относится полностью к легкоцианируемым рудам типа А.

Пользуясь технологической классификацией золотосодержащих руд, предложенной В.В. Лодейщиковым, каждый инженерно-технический работник золотоизвлекательной фабрики может самостоятельно определить тип руды, перерабатываемой на своем предприятии.

3.5. Методы вскрытия упорных руд с тонковкрапленным золотом

Основными носителями тонковкрапленного золота в рудах являются сульфидные минералы: пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит, антимонит и многие другие. По данным зарубежных исследователей, доля упорных руд, в которых золото находится в виде тонких вкраплений в сульфидах, составляет 30% мировых запасов золоторудного сырья. Вот почему разработка технологий на основе цианирования для таких руд имеет большое значение.

Относительно высокая плотность сульфидов с тонковкрапленным золотом позволяет их легко флотировать, используя стандартные гравитационно-флотационные схемы, обеспечивающие при необходимой степени измельчения руды достаточно высокие показатели по извлечению золота. Флотационное обогащение руд с тонковкрапленным золотом позволяет в несколько раз сократить количество материала для последующего извлечения металла методом цианирования.

Поскольку руды с тонковкрапленным золотом характеризуются по отношению к цианистому процессу физической депрессией (ФД), в полученных флотационным обогащением концентратах для вскрытия тонковкрапленного золота применяется несколько способов, основными из которых являются:

- методы тонкого и сверхтонкого измельчения,
- методы гидрохимического вскрытия,
- бактериально-химическое вскрытие золотосодержащих сульфидов,
- окислительный обжиг и способы термохимического вскрытия.

Рассмотрим кратко сущность перечисленных способов и областей их применения.

Тонкое и сверхтонкое измельчение.

Существующие в практике работы фабрик схемы с трех и четырех стадийным измельчением руды на базе современного измельчительного и классифицирующего оборудования позволяет получать материал крупностью 90–95% класса минус 0,04 мм (40 м). Такая степень измельчения позволяет методом цианирования перерабатывать упорные руды и концентраты с тонкодисперсным золотом и добиваться более или менее приемлемых результатов по извлечению золота.

Однако применительно к сульфидным рудам с тонким золотом размером менее 3–5 м проблема механического вскрытия золота на базе существующего измельчительного оборудования остается нерешенной.

Химический и рациональный анализ хвостов цианирования концентратов на золото показывает, что основная доля металла в хвостах связана с сульфидными минералами.

Дополнительное измельчение сульфидных флотоконцентратов хотя и дает некоторый эффект по снижению потерь золота в гидрометаллургическом переделе, однако в целом не решает проблемы коренного улучшения технологических показателей по извлечению золота из упорных концентратов, поскольку крупность минеральных частиц, получаемых в условиях «стандартного» шарового помола, как правило, значительно превосходит крупность включений дисперсного золота.

Применение специальных методов *сверхтонкого* измельчения упорных концентратов дает обнадеживающие результаты по резкому увеличению извлечения золота последующим процессом цианирования. Проведенными в институте Ирриредмет экспериментами и полупромышленными испытаниями технологии сверхтонкого измельчения нескольких типичных упорных

концентратов (Дарасун. Кумптор) с последующим цианированием было показано, что по сравнению с обычным цианированием концентратов сверхтонкий помол позволяет увеличить извлечение золота цианированием на 10-20% и серебра – на 20-40%.

При сверхтонком измельчении в планетарных мельницах МПЦ или в мельнице АИР удалось добиться тонины помола 100% класса – 0,045 мм или 95% класса – 0,02 мм. По полученным результатам экспериментов и полупромышленных испытаний сверхтонкого помола были сделаны следующие выводы:

- Сверхтонкий помол способствует вскрытию дисперсного золота практически из всех минеральных ассоциаций (сульфиды, оксиды, силикаты) и может рассматриваться как один из возможных методов подготовки золотых руд и концентратов технологического типа *Б* к последующей гидрометаллургической обработке.
- При сверхтонком измельчении сульфидных руд и концентратов определенную роль начинают играть *механохимические* процессы, способствующие разрушению кристаллической решетки сульфидов. С одной стороны, механохимическая активация сульфидов дает дополнительное вскрытие дисперсного золота, а с другой – приводит к образованию соединений, выполняющих в цианистом процессе роль химических депрессоров и природных сорбентов, что может явиться причиной недоизвлечения металла и повышенного расхода цианида.

Так, при цианировании Дарасунского концентрата расход цианида превысил 10 кг/т, а для Кумпторского эта величина составила от 15 до 23 кг/т концентрата.

Таким образом, механохимические процессы, протекающие при сверхтонком измельчении сульфидных золотосодержащих концентратов, могут играть и положительную и отрицательную роль, причем отрицательный фактор может иметь в некоторых случаях преобладающее значение.

Окончательный вывод о возможностях и целесообразности применения мельниц интенсивного помола для вскрытия тонковкрапленного золота перед последующим цианированием может быть сделан только после глубоких научных исследований, технологических проработок и экономической оценке (затраты на измельчение, как известно, составляют до 30% всех затрат на переработку руды или концентрата).

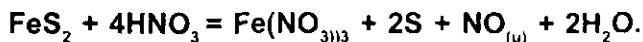
Методы гидрохимического вскрытия.

Известно, что химическая активность большинства минералов, в которых содержится тонкое золото, значительно превышает химическую активность самого золота, т.е. сами минералы вступают в реакции химического взаимодействия с различными растворителями гораздо быстрее и полнее, чем золото.

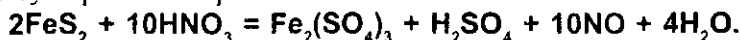
Этот факт используется в технологиях *гидрохимического вскрытия* тонковкрапленного золота, которые предусматривают селективное растворение или разложение золотосодержащих минералов при воздействии на них кислотами, щелочами или солевыми растворами с сохранением освобожденного золота в нерастворимом остатке, откуда оно может быть сравнительно легко извлечено методом цианирования.

Среди процессов гидрохимического вскрытия упорных золотосодержащих концентратов, нашедших применение в промышленной практике, следует назвать *кислотно-кислородное выщелачивание (процесс ККВ), автоклавное окисление* сульфидных руд и концентратов. Не вдаваясь в подробности, рассмотрим кратко названные процессы.

Процесс ККВ основан на растворении при нормальной температуре пирита Fe_2S азотной кислотой по реакции:



Процесс растворения пирита в азотной кислоте может протекать с частичным окислением сульфидной серы до сульфатов и серной кислоты:



Аналогично этой реакции проходит растворение в азотной кислоте и других сульфидов, образующих в данных условиях водорастворимые нитраты, сульфаты и др. Отсюда ясно, что азотная кислота в процессе ККВ служит коллективным растворителем сульфидных минералов и может быть использована для полного вскрытия золота, ассоциированного с указанными минералами.

Процесс ККВ может быть реализован в 3-х вариантах: НИТРОКС-процесс, АРСЕНО-процесс и РЕДОКС-процесс.

Особенностью НИТРОКС-процесса является выщелачивание сульфидов азотной кислотой HNO_3 в присутствии воздуха при атмосферном давлении и подогреве пульпы до $80-90^\circ\text{C}$. Этот процесс обеспечивает полное окисление железа, мышьяка, сульфидной серы и цветных металлов, присутствующих в исходном сырье. Достоинством этого процесса можно назвать безавтоклавный режим, а в качестве недостатка – указать образование значительного количества элементарной серы, которая отрицательно сказывается на последующем извлечении золота из остатков ККВ методом цианирования.

В АРСЕНО-процессе в качестве растворителя сульфидов используется азотистая кислота HNO_2 , которая дает лучшую кинетику выщелачивания, чем азотная кислота. При осуществлении этого процесса обеспечивается высокая скорость окисления сульфидов, в результате чего процессы осаждения примесей из растворов не успевают развиваться в заметной степени и все железо, сульфатная сера и мышьяк остаются в растворе. Это, в свою очередь, позволяет достичь высокой степени концентрации золота в остатках ККВ.

РЕДОКС-процесс представляет собой высокотемпературный вариант арсено-процесса и является одним из вариантов автоклавного процесса, так как выщелачивание сульфидных минералов происходит при температуре 180°C и выше.

Процессы ККВ испытаны за рубежом на большом количестве золотосодержащих руд Северной Америки, Австралии и Китая. Результаты испытаний и выполненные на их основе технико-экономические расчеты указывают на определенную перспективность процесса.

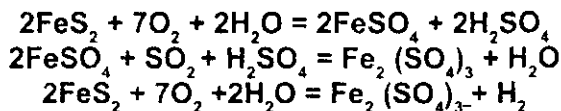
Примером промышленного использования процесса ККВ является фабрика Синола в Канаде, перерабатывающая кварцевые руды с рассеянными в кварце золотосодержащими сульфидами железа. Производительность фабрики – 6000 т/сутки. Измельченная до крупности 60% класса минус 0,08 мм руда подвергается окислению азотной кислотой при температуре 85°C в течение 2-х часов. Степень окисления сульфидов достигает 95%. Окисленная руда после нейтрализации известью направляется на цианирование и в процесс «уголь в пульпе». Извлечение золота составляет 92%.

Автоклавные процессы.

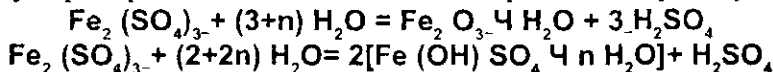
Автоклавное окисление сульфидных руд и концентратов протекает в условиях повышенных давлений и температур. Автоклавное выщелачивание может проводиться в 2-х вариантах:

1. Автоклавное вскрытие сульфидов с сохранением золота и серебра в нерастворимом остатке, из которого их можно извлечь цианированием или другим гидрометаллургическим методом.
2. Автоклавное выщелачивание, в котором процесс вскрытия золотосодержащих сульфидов совмещен во времени и аппаратуре с процессом растворения золота.

Суть процесса автоклавного способа заключается в том, что водная пульпа, содержащая сульфиды, нагревается в автоклаве до температуры $120-200^\circ\text{C}$ в атмосфере воздуха или кислорода при давлении, превосходящем упругость пара раствора. Пирит при этом окисляется по реакциям:



Образующийся сульфат трехвалентного железа подвергается гидролизу по реакциям:



В результате приведенных реакций железистые осадки представляют собой смесь основного сульфата и оксида железа.

В условиях автоклавного процесса также хорошо окисляются арсенопирит и пирротин – основные носители депрессии тонкого золота.

При всем многообразии вариантов автоклавного вскрытия упорных золотосодержащих руд и концентратов в промышленных условиях реализован пока один вариант, а именно – автоклавное окисление сульфидов кислородом в водной среде на фабрике «Олимптис» в Греции. После автоклавного окисления и перед тем, как поступить на цианирование, пульпа подвергается нескольким стадиям сгущения, промывки и нейтрализации. Извлечение золота из концентрата после автоклавной обработки достигается очень высокое – 95%.

Кроме этого, есть информация в публикациях, что за рубежом работают еще 7 промышленных установок по переработке упорных золотосодержащих руд и концентратов методом *автоклавное вскрытие – цианирование*. В России промышленных автоклавных установок по переработке упорных руд и концентратов пока еще нет, хотя опытные и опытно-промышленные испытания на некоторых рудах проведены.

3.6. Бактериально-химическое окисление сульфидов

Метод бактериально-химического окисления сульфидов основан на использовании давно установленного факта, что в присутствии микроорганизмов – автотрофных бактерий типа «Тиобациллус феррооксиданс» (*Thiobacillus ferrooxidans*, T.f.) золотосодержащие сульфиды железа окисляются до конечных химических соединений без применения высоких давлений и температур. Освобождающееся при этом золото становится доступным для выщелачивания цианистыми растворами.

Роль бактерий сводится по существу к ускорению окисления промежуточных продуктов разложения сульфидов до конечных химических соединений $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ и H_2SO_4 .

Механизм биоокисления – прямой или косвенный – по существу имеет ту же направленность, что и электрохимическое окисление, т.е. микроорганизмы являются катализаторами – переносчиками электронов от донора (сульфида) к акцептору (кислороду).

В настоящее время существует большой объем литературы по биологическому выщелачиванию не только упорных золотосодержащих руд, но и руд цветных металлов.

Как и любой технологический процесс, биоокисление имеет определенные параметры и требует определенных условий проведения.

Активная деятельность бактерий, особенно в начальный период, обеспечивается введением в выщелачивающую среду серной кислоты, питательных добавок и кислорода. Если бактерии T.f. применяются впервые, то обязательным условием для начала работы является их предварительная адаптация к выщелачиваемому сырью. Адаптированные штаммы микроорганизмов способствуют интенсификации окислительных процессов, дают возможность осуществлять этот процесс при достаточно высоких концентрациях в растворах меди, цинка, мышьяка, серебра, железа и других цветных металлов.

Биообработка арсенопиритового золотого концентрата адаптированными бактериями при температуре 30°C в течение 7 суток позволила получить извлечение золота при последующем цианировании на уровне 78%, против 70% в аналогичных условиях неадаптированными штаммами.

Бактериально-химическая технология характеризуется одним из основных показателей – степенью окисления сульфидов.

Для пирит-арсенопиритовых руд и концентратов различного вещественного состава достаточная полнота окисления золотосодержащих сульфидов железа 85–95% достигается за 2–4 суток. В ряде случаев хорошие показатели извлечения упорного золота обеспечиваются и более низкой степенью окисления сульфидов. Так, для бедного пиритного концентрата, содержащего 5,5–6,0 г/т золота и 75–100 г/т серебра, биохимическое вскрытие при степени окисления сульфидов 13–15% обеспечило повышение извлечения золота при цианировании с 10–20 до 75%. Приведенный пример говорит о том, что линейная зависимость между степенью биоокисления сульфидов и степенью вскрытия упорного золота отсутствует.

Тем не менее, по способности к биоокислению сульфидов бактериями T.f. установлен следующий последовательный ряд:

Пирротин > арсенопирит > антимонит > пирит > сфалерит > халькопирит > галенит.

Эта последовательность хорошо подтверждается экспериментальными данными. При обработке золотого концентрата, содержащего 9,8% арсенопирита, 28,1% пирита, 1,6% антимонита, за 9 суток биовыщелачивания достигнута степень окисления сульфидов: арсенопирита – 86,6%, пирита – 30%, антимонита – 74%. При этом извлечение золота из остатков БВ в процессе цианирования составило 88–90%, что значительно выше, чем при прямом цианировании концентрата.

Исследователями отмечено, что наиболее благоприятным для процесса биоокисления являются мышьяксодержащие руды и концентраты, золото в которых преимущественно ассоциировано с арсенопиритом. Пиритные руды и концентраты менее благоприятны для процесса БВ, наибольшую сложность переработки этим процессом представляет сырьё, в котором благородные металлы связаны с галенитом, халькопиритом и галенитом.

Биоокисление галенита протекает при $\text{pH}=2,8$ с образованием сульфата свинца PbSO_4 . Халькопирит в процессе БВ проходит через ряд промежуточных реакций с образованием твердых продуктов CuS , $\text{Cu}(\text{OH})_2$, Cu_2S и Cu .

Интересные данные получены по биоокислению антимонита. Этот минерал в золотых рудах и концентратах может выступать и как физический коллектор и как химический депрессор золота в цианистом процессе. По данным исследований Ирриредмета, биоокисление антимонита описывается суммарной реакцией:



Процесс биоокисления антимонита протекает в относительно мягком режиме и способствует улучшению характеристики цианируемого материала в связи с освобождением ассоциированного с антимонитом золота и переходом сурьмы в менее активную химическую форму.

Пирротин, так же как и антимонит, является активным химическим депрессором золота в цианистом процессе. Установлено, что пирротин в процессе БВ превращается в ярозиты железа, которые инертны для цианирования. Образующаяся в процессе биоокисления элементарная сера может быть переведена в сульфатную форму и затем выведена из процесса до операции цианирования, что приведет к полной нейтрализации пирротина, как химического депрессора золота.

Таким образом, бактериально-химическое окисление золотосодержащих минералов, руд и концентратов, относящихся по принятой выше классификации к технологическим типам **Б** и **В**, является одним из эффективных способов переработки упорного золотосодержащего сырья.

В качестве одного из главных недостатков процесса БВ следует указать его экстенсивность, т.е. большую продолжительность, которая составляет от 48 до 100–120 часов. Вот почему проблема уменьшения продолжительности БВ является одной из самых актуальных. Основные пути интенсификации процесса биохимического выщелачивания состоят в следующем:

1. Оптимизация условий выщелачивания (продолжительность, температура, плотность пульпы, pH , концентрация реагентов и т.д.) с учетом особенностей вещественного состава перерабатываемого сырья;
2. Повышение эффективности действия микроорганизмов на окисляемый субстрат и изыскание новых высокоэффективных штаммов бактерий;
3. Введение в бактериальную пульпу различных интенсифицирующих добавок;
4. Использование специальной перемешивающей аппаратуры.

Выбор оптимальных условий процесса БВ в случае переработки золоторудного сырья определяется показателями извлечения золота при гидрометаллургической переработке продуктов БВ.

Первым промышленным предприятием, применившим технологию БВ-цианирование, является рудник Фэйрвью в ЮАР. До этого на руднике перерабатывались упорные золотосодержащие концентраты по схеме обжиг-цианирование, которая обеспечивала 90% извлечения золота. В связи с износом обжиговых печей и необходимостью их замены на руднике провели реконструкцию и заменили обжиг на альтернативный процесс БВ. В результате применения нового процесса извлечение золота из упорных концентратов было увеличено на 5% и составило 95%.

Положительный опыт освоения процесса БВ на руднике Фэйрвью способствовал бурному развитию биоокислительного процесса как в Южной Африке, так и в других регионах мира.

По разработкам фирмы «Дженкор» в 1994 году введена в эксплуатацию фабрика Ашанти в Гане по переработке сульфидных золотосодержащих концентратов методом биоокисления – 3 линии параллельно работающих биореакторов вместимостью 900 м³. В сентябре 1995 года на фабрике Помпора этой же кампании была запущена 4-я линия ВЮХ-процесса для переработки флотоконцентрата, что позволило довести общий объем переработки до 720 т/сутки. Благодаря внедрению БВ, эксплуатационные затраты на получение 1 г золота снизились с 8,36 до 6,43 доллара.

В 1990 г. в США компаниями «Хоумстейк Майнинг» на новой фабрике Тонкин Спрингс осуществлено первое в стране промышленное внедрение биогидрометаллургической технологии для переработки упорной сульфидной руды с содержанием золота 3,9 г/т. Извлечение золота из руды с применением биопроцесса составило 90%, в то время как прямое цианирование давало всего 60%.

К настоящему времени технология БВ за рубежом внедрена на более десяти золотодобывающих предприятиях.

В России технология БВ в промышленном масштабе внедрена с 2001 года на Олимпиаденском ГОКе ЗАО «Полюс». Золотоизвлекающая фабрика Олимпиаденского ГОКа перерабатывает первичные упорные золотомышьяковые руды с применением бактериального окисления фло-

токонцентрата и имеет производительность по переработке руды в год 3 млн. тонн с выпуском 10 тонн золота. Это – крупнейшее предприятие не только в России, но и в мировой золотодобыче [15].

Одним из основных преимуществ биотехнологии является ее *экологичность*. Применяемые автотрофные микроорганизмы T.f. безопасны для окружающей среды и проявляют достаточно высокую устойчивость в технологическом процессе. В отличие от окислительного обжига, процесс БВ не связан с выделением значительного количества токсичных газов и поэтому не требует развитых пыле- и газоочистных установок.

Ведущие специалисты мира считают, что биотехнология в применении к переработке упорных золотосодержащих руд и концентратов является серьезным конкурентом процессам автоклавного окисления и окислительного обжига по своей простоте, экологичности и эксплуатационным затратам. Поэтому биогидрометаллургическая технология со временем может занять ведущее место среди других методов переработки упорного золоторудного сырья.

3.7. Термохимические методы вскрытия золота

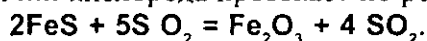
К наиболее широко распространенным в промышленной практике методам термохимического вскрытия золота в упорных рудах и концентратах относится *окислительный обжиг*, который осуществляется в атмосфере воздуха или кислорода при нагревании до температуры, при которой еще не наблюдается плавления исходного материала. При обжиге происходит весьма интенсивное изменение химического состава рудной массы.

Основной задачей обжига является термохимическое вскрытие тонкодисперсного золота, ассоциированного с сульфидами, прежде всего, с пиритом и арсенопиритом, плотные зёрна которых превращаются при обжиге в пористые зерна оксидов железа, доступных для проникновения цианистых растворов.

Окислительный обжиг, как способ подготовки золоторудных материалов к цианированию, пользуется широким распространением в золотодобывающей промышленности. За рубежом – в Канаде, ЮАР, США, Австралии – по технологии обжиг – цианирование работают около двух десятков предприятий.

Термохимические изменения, происходящие в процессе окислительного обжига, для каждого из сульфидов имеют свой характер.

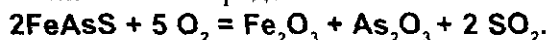
Окисление *пирита* при наличии кислорода протекает по реакции:



Но приведенная реакция является суммарной. В процессе обжига пирит окисляется в несколько стадий по схеме $\text{FeS} \rightarrow \text{FeS}_x \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$.

На первой стадии обжига при температуре 500–600°C пирит превращается в пирротин FeS_x . Далее, на следующей стадии при $T=700^\circ\text{C}$ пирротин окисляется до магнетита Fe_3O_4 , о чем свидетельствует тот факт, что на этой стадии материал проявляет магнитные свойства. Процесс окисления заканчивается окончательным превращением исходного пирита в оксид железа гематит Fe_2O_3 . Если обжиг пирита вести интенсивно при температуре 600°C и выше (до 900°C), то после обжига огарок представляет собой пористый гематит, в котором практически отсутствуют сульфиды железа и магнетит. При таком состоянии огарка цианирование проходит наиболее благоприятно, поскольку обеспечивается проникновение цианистого раствора внутрь зерен через поры и гарантируется минимальная химическая активность.

Арсенопирит FeAsS в окислительной среде интенсивно окисляется по реакции:



Обжиг арсенопирита производится при температуре 600–700°C. Окисление арсенопирита происходит по схеме $\text{FeAsS} \rightarrow \text{FeS} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$. Следует заметить, что при обжиге весь мышьяк улетучивается в виде газообразного As_2O_3 , что приводит к образованию структуры зерна минерала в виде ходов древесного жука в коре, что также способствует хорошему проникновению цианистых растворов.

Халькопирит CuFeS_2 в зависимости от температурных условий может разлагаться до сульфатов меди CuSO_4 и железа FeSO_4 , свободных оксидов меди и железа, а также ферритов меди переменного состава $(\text{CuO})_x \cdot (\text{Fe}_2\text{O}_3)_y$.

Антимонит Sb_2S_3 при обжиге сульфидных материалов, как правило, расплавляется, поэтому в огарке часто наблюдается спек в виде прочных в механическом отношении агломератов, что, в свою очередь, может явиться препятствием к последующему извлечению золота из огарков методом цианирования.

Галенит PbS в обычных условиях обжига для пиритных и мышьяково-пиритных концентратов (500–600°C) окисляется довольно вяло. Основным продуктом окисления является сульфат свинца Pb (SO₄). Плотные корочки сульфата затрудняют доступ кислорода внутрь зерен, в результате степень вскрытия золота, ассоциированного с галенитом, невелика. При более высоких температурах обжига происходит частичное или полное оплавление свинцовых соединений, а в присутствии других минералов образуются плотные спеки. Таким образом, золото, находящееся в ассоциации с галенитом, не может быть извлечено в процессе обработки по схеме обжиг -- цианирование.

Сфалерит ZnS в отличие от галенита не образует при обжиге легкоплавких соединений. При последовательном возрастании температур в процессе обжига сфалерит претерпевает химические изменения по схеме $ZnS \rightarrow ZnSO_4 \rightarrow ZnO \rightarrow ZnO \cdot 2Zn(SO_4)$.

Пирротин природный FeS_x по своему химическому составу мало отличается от пирротина, образующегося при обжиге пирита. В процессе окисления природного пирротина при повышенных температурах возможно образование расплава.

Поскольку обжиг, как метод термохимического вскрытия золота, применяется достаточно давно, поведение золота и серебра в процессе обжига и последующего цианирования достаточно хорошо изучено многочисленными исследователями как у нас, так и за рубежом.

Обжигово-цианистая технология переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов имеет определенные достоинства и преимущества перед другими методами, среди которых следует указать следующие:

1. Обжиг не требует применения химических реагентов, а в случае переработки концентратов не связан с затратами электроэнергии. Положительный тепловой баланс при обжиге позволяет в ряде случаев отказаться от предварительной сушки концентратов.
2. Окислительный обжиг в комбинации с цианированием обеспечивает достаточно высокую комплексность использования сырья. Он допускает возможность утилизации серы и мышьяка в товарные продукты.

Однако обжиг имеет и существенные недостатки. Обжиг в себестоимости руды составляет 10–30% затрат, т.е. это достаточно дорогостоящий процесс. Кроме этого, актуальной проблемой при осуществлении обжига остается утилизация обжиговых газов. Проблема в принципе решаема, но требует больших затрат.

Кроме окислительного обжига, для вскрытия упорных руд и концентратов применяются другие виды обжига, которые также нашли применение в промышленности, но пока очень ограниченное. Перечислим основные. Это прежде всего *окислительно-хлорирующий обжиг*, *арсенатизирующий обжиг*, *окислительно-сульфидизирующий обжиг*.

При проведении *окислительно-хлорирующего обжига* в обжигаемый материал добавляют хлорид натрия, что позволяет в некоторых случаях сократить необходимую продолжительность обжига и получить огарки, которые легче и полнее цианируются, обеспечивая большее извлечение золота в раствор. Вводимые при обжиге хлорагенты активно воздействуют на сульфиды и оксиды железа в концентрате, в результате чего образуются хлориды железа и хлор-газ, который снова вступает в реакцию с сульфидами и оксидами железа, разлагая их. Диффузия газообразных продуктов через массу минерального сырья способствует образованию пористого гематита Fe₂O₃, благоприятного для доступа цианистых растворов даже к самым глубоким и тонким включениям золота. Благодаря этому, огарок солевого обжига при цианировании выделяет в раствор больше золота, чем огарок простого окислительного обжига.

Если в обжигаемый материал добавить щелочные агенты – соду, известь, то при обжиге мышьяк переходит в нелетучую форму, а сера – в соответствующие сульфаты, т.е. основная масса мышьяка и серы сохраняется в огарке, что рассматривается как существенное преимущество процесса, поскольку при этом исключается насыщение обжиговых газов токсичными компонентами. Такого рода обжиг называется *арсенатизирующим*, который применяется для золото-мышьяковых концентратов.

Цианирование огарка после арсенатизирующего обжига для некоторых концентратов дает извлечение золота в раствор до 96%. Недостатком арсенатизирующего обжига является образование в гидрометаллургическом цикле значительного количества загрязненных мышьяком и серой промывных растворов, которые требуют дополнительной химической очистки.

3.8. Цианирование углистых руд и концентратов

Особый случай представляет цианирование руд и концентратов, в состав которых входят природные сорбенты – углистые вещества. Эти руды относятся к технологическому типу Г, они характеризуются различной степенью коэффициента (СА) сорбционной активности. Согласно статистике, на долю таких руд приходится 2% мировых запасов золота.

В зависимости от степени СА, переработка углистых руд может быть осуществлена по одному из трех вариантов:

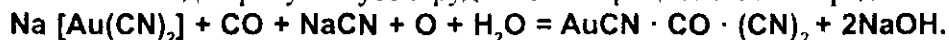
1. Непосредственное цианирование руды с применением сорбентов и соблюдением специального технологического режима, устраняющего или снижающего до минимума возможность сорбции растворенного золота природными сорбентами.
2. Цианирование после предварительного химического (хлорирование) или термохимического (обжиг) окисления углистого вещества.
3. Выведение активного углерода из руды до цианирования методами механического обогащения в отвальные по содержанию золота продукты, не требующие дополнительной металлургической обработки.

В России имеется несколько месторождений углистых золотосодержащих руд. Переработка таких руд методом цианирования представляет определенные трудности. Трудность цианирования углистых руд заключается в том, что углистые вещества сорбируют растворенное золото, которое очень трудно снять с природного угля, и в большинстве случаев эта операция экономически нецелесообразна. Вследствие этого, потери золота с отвальными хвостами достигают значительных величин.

Сорбционная способность природных углистых веществ, присутствующих в золотосодержащих рудах, может проявляться в различной степени. В некоторых рудах углистые вещества обладают высокой осадительной способностью и сильно осложняют процесс цианирования. Но есть и такие руды, в которых активность углистых компонентов выражена значительно слабее или вообще заметно не проявляется.

Изучением причин, вызывающих осаждение растворенного золота углеродсодержащими компонентами руды при цианировании, занимались многие исследователи, но до сих пор механизм сорбции на природном угле в известной мере остается невыясненным. Существует две гипотезы, объясняющие данное явление.

Первая из них предполагает, что причиной осаждения золота активными углистыми веществами является химическое взаимодействие ионов $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ с окисью углерода, которая в том или ином количестве всегда присутствует в рудах. Этот процесс можно представить реакцией:



Подтверждением этой гипотезы служит тот факт, что растворенное золото, адсорбированное углистым веществом, плохо или совсем не снимается обеззолоченными растворами даже при температуре 100°C.

Согласно *второй* гипотезе, осаждение золота на углистых веществах объясняется сорбцией комплексного золотого аниона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ углеродом в виде органического соединения, весьма прочного к воздействию десорбирующих реагентов.

Таким образом, процесс поглощения углями растворенного золота имеет достаточно сложный характер: наряду с чисто физической адсорбцией могут протекать реакции химического взаимодействия ионов золота с окисью углерода и органическими соединениями, входящими в состав углистых веществ.

Установлено, что сорбция золота из цианистых растворов активным углеродом заметно усиливается с увеличением продолжительности цианирования пульпы. Это хорошо видно на кривых цианирования углистых концентратов Миндяжской ЗИФ и ЗИФ им. Матросова.

При цианировании углистых руд и концентратов кинетика перехода благородных металлов в раствор определяется соотношением скоростей двух противоположных процессов – растворения золота и его сорбцией на природный уголь.

Поскольку скорость сорбции золота на уголь прямо пропорциональна его концентрации в растворе, то в начальный момент цианирования, когда концентрация золота в растворе невелика, скорость растворения значительно превосходит скорость сорбции, и концентрация металла возрастает. Об этом свидетельствует восходящая ветвь кривых по обоим концентратам. По мере

протекания процесса цианирования скорость растворения золота уменьшается, а концентрация его в растворе растет, соответственно этому увеличивается скорость сорбции золота на природный уголь. В определенный момент времени скорости обоих процессов становятся равными. Этому состоянию соответствуют максимумы на кинетических кривых.

При дальнейшем цианировании руды концентрация золота и его извлечение в раствор начинают снижаться, с этого момента скорость сорбции превышает скорость растворения. Кривые графика свидетельствуют о том, что по мере накопления золота в растворе процесс сорбции на природные сорбенты интенсифицируется, и доля сорбированного металла начинает превышать долю металла, растворяющегося цианида. Эту закономерность цианирования углистых концентратов можно использовать в качестве технологического приема, заключающегося в том, чтобы перевести в раствор максимально возможное количество золота до начала активного развития сорбционных процессов. На практике это осуществляют путем цианирования углистых материалов в несколько стадий с минимальной продолжительностью перемешивания и обновлением растворов.

Смена цианистых растворов на каждой стадии позволяет удерживать концентрацию золота в растворе на относительно низком уровне, что уменьшает скорость адсорбции и сокращает потери золота с хвостами.

Чтобы исключить влияние углистых веществ на процесс цианирования, золото стараются извлекать методом флотации, оставляя уголь в хвостах обогащения. Однако это не всегда удается, и уголь все же присутствует в концентрате. Применение флотации не устраняет трудностей цианирования, но позволяет сократить объем подвергающегося выщелачиванию углистого концентрата и за счет повышенного содержания золота в нем увеличить извлечение металла.

Одним из старых способов снижения влияния природных сорбентов на цианирование углистых руд и концентратов является *пассивирование* свободного углерода поверхностно-активными веществами (флотационные масла, керосин, СМС и др.). Впервые этот способ был предложен в 1922 году за рубежом А. Дорфманом. Влияние керосина и других аналогичных продуктов на процесс цианирования заключается в избирательной сорбции его на поверхности углистых частиц с образованием жировых пленок, препятствующих дальнейшему контакту этих частиц с цианистыми комплексами золота и серебра.

В СССР на руднике им. Матросова исследованиями по пассивации углерода в концентрате при цианировании занимались специалисты института ВНИИ-1. Для этой цели использовались ализарин, смесь керосина с тиокарбамидом, ацетофенон, моющее средство «Трилон Б». Были проведены технологические эксперименты и полупромышленные испытания с указанными ПАВ, однако существенного эффекта от их применения получено не было.

Самым эффективным способом извлечения золота из углистых руд оказался метод сорбционного цианирования с применением ионообменных смол. Введение в пульпу более активных искусственных сорбентов создает конкуренцию сорбционной активности природных углистых веществ, в результате чего степень сорбции золота рудными углистыми веществами резко снижается. Если оптимально подобрать параметры совмещенного процесса цианирования и сорбции (единовременная загрузка сорбента, поток сорбента и другие), можно добиться, что основная масса золота будет сорбирована на искусственный сорбент.

Применение на ЗИФ рудника им. Матросова в 1973 году технологии совмещенного процесса цианирование – сорбция с использованием анионита АМ-2Б позволило поднять извлечение золота из углистого флотоконцентрата почти на 15%.

Накопленный теоретический и практический опыт работы позволяет сформулировать общие принципы и условия применения технологии сорбционного цианирования углистых руд и концентратов следующим образом:

1. Сокращение до минимума продолжительности предварительного цианирования с целью перевода основной массы золота и серебра в растворы до начала проявления сорбционной активности рудных углистых веществ.
2. Использование повышенных концентраций цианистых растворов (1–2 г/л вместо обычно применяемых 0,05–0,1 г/л). Это способствует ослаблению сорбционной активности (СА) минерального комплекса руды и снижению потерь золота с твердой фазой хвостов сорбции.
3. Проведение сорбционного выщелачивания при повышенных загрузках сорбента в зависимости от величины СА руды.

Применяя эти принципы на практике для каждого конкретного случая переработки углистых

руд и концентратов, можно свести до минимума влияние сорбционно-активной составляющей в сырье и получать вполне приемлемые результаты по извлечению благородных металлов.

3.9. Тиокарбамидное выщелачивание золота из упорных руд

Это один из способов переработки упорных руд технологического типа **B**. Кроме того, этот способ является альтернативой цианистому выщелачиванию золота из обычных и упорных руд и концентратов.

Вопросами возможности замены щелочных цианистых растворов другими менее токсичными и более эффективными растворителями золота и серебра и, в частности, тиокарбамидным выщелачиванием, институт «Иргиредмет» занимается несколько десятков лет [1,28]. Исследованиями Иргиредмета установлено, что в случае использования тиокарбамида присутствие в исходных рудных материалах сульфидов сурьмы и мышьяка, некоторых других минеральных примесей не оказывает заметного депрессирующего влияния на золото при выщелачивании.

Тиокарбамид, или тиомочевина, имеет формулу $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$, обычно обозначается в реакциях **Thio**. Соединения золота с тиокарбамидом растворимы в воде, обладают определенной химической устойчивостью, но несколько уступают по этой характеристике цианистым комплексам золота. Процесс тиокарбамидного выщелачивания для краткости обозначают «процесс ТКВ».

Проведенные сравнительные испытания выщелачивания золотосодержащих смесей цианистым натрием и тиокарбамидом приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1

Исходный материал для выщелачивания	Извлечение золота в растворы, %	
	цианирование	тиокарбамидное
Руда (1) с исх. содержанием Au – 12,9 г/т	93–97	87–96
Руда (2) с исх. содержанием Au – 2,3 г/т	80–85	75–78
Руда (1) с добавлением борнит-халькозинового концентрата	50–60 кон-ция Cu в растворах, мг/л 720–27	87–91
Руда (2) с добавлением борнит-халькозинового концентрата	17–22	65–74
Руда (1) с добавлением антимонита	0	75–79
Руда (2) с добавкой реальгар-аурипигмента	22–43	65–70
Руда (1) с добавкой активированного угля	0	0

Примечание: Общие условия выщелачивания $T=20-25^\circ\text{C}$, продолжительность 6 час., Ж: Т = 2 : 1 исходная концентрация NaCN – 2,5 г/л, состав тиокарбамидных растворов, г/л: **Thio** – 20, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ – 3,0 (окислитель) H_2SO_4 – 5,0 (регулятор среды).

Выщелачиванию подвергался золотосодержащий кварц, в него вводились минеральные добавки. Данные таблицы показывают, что процесс тиокарбамидного выщелачивания обеспечивал примерно одинаковые с цианированием показатели по извлечению золота в раствор, но он менее чувствителен к примесям (медь, сурьма, мышьяк), что свидетельствует о его применимости к переработке руд, относящихся к технологическому типу **B**.

Физико-химические закономерности процесса ТКВ золота.

Предварительными экспериментами было установлено, что для растворения металлического золота в водных растворах тиокарбамида необходимо соблюсти два основных условия:

1. Применение достаточно эффективного окислителя, способного переводить золото в ионное состояние и не окисляющего тиокарбамид.
2. Обеспечение кислотности среды в пределах pH -2 ч 4 с целью предохранения тиокарбамида и образующегося золотого комплекса от разложения.

Эти условия достигаются путем введения в пульпу необходимого количества серной кислоты H_2SO_4 и солей трехвалентного железа $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. Процесс ТКВ изучали методом вращающегося диска из золота в растворе тиомочевинны с необходимыми добавками. Снятые кинетические кривые растворения золота в тиомочевине по своей форме схожи с кривыми растворения

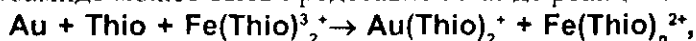
в цианистом растворе, где процесс растворения четко подразделяется на диффузионную и кинетические области.

В опытах была установлена предельная концентрация тиокарбамида в растворах, выше которой влияние на процесс растворения золота уже не проявляется. Эта концентрация тиокарбамида соответствует $3,9\text{--}4,8 \times 10^{-2}$ моль/л или $3,0\text{--}3,6$ г/л, для окислителя $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ эта концентрация равна $8\text{--}10^{-3}$ моль/л.

Константа скорости растворения золота в тиокарбамиде оказалась несколько меньше, чем при растворении Au в щелочных цианидах.

Присутствующая в растворах серная кислота не оказывает влияния на скорость растворения золота и не принимает участия в самой реакции растворения. Использование кислоты в процессе ТКВ связано с необходимостью сохранения тиокарбамидного комплекса золота, устойчивого только при $\text{pH} < 4$, а также предупреждения гидролиза сульфата железа.

Опыты по выщелачиванию золота тиокарбамидными растворами в атмосфере инертного газа азота показали, что в присутствии сульфата железа растворение золота и серебра протекает без участия кислорода. Учитывая это, а также роль сульфата железа как окислителя, процесс растворения золота в тиокарбамиде может быть представлен в виде реакции:



где n , по-видимому, равно 4.

Установлено, что температура оказывает двойное действие на скорость процесса ТКВ золота. С одной стороны, с повышением температуры скорость растворения золота увеличивается, с другой – повышение температуры интенсифицирует процесс химического разложения тиомочевины, сопровождающийся выделением элементарной серы. Поэтому процесс ТКВ золота лучше проводить при комнатной температуре в условиях, исключающих возможность термического разложения тиомочевины.

На основе установленных закономерностей и выполненных теоретических и экспериментальных исследований процесса ТКВ разработана принципиальная схема гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и концентратов с применением тиокарбамида (см. рис. 3.3), которая состоит из следующих основных технологических операций:

1. Выщелачивание золота и серебра в агитационном или перколяционных режимах, осуществляемое в основном отрегенерированными и очищенными от примесей тиокарбамидными растворами.
2. Отделение золото- и серебросодержащих растворов от твердой фазы пульпы методами сгущения и фильтрации.
3. Осаждение золота и серебра из растворов с получением соответствующих товарных продуктов.
4. Дополнительная обработка обезметалленных растворов с целью регенерации тиомочевины и очистки растворов от примесей.

Процесс ТКВ золота должен проводиться при нормальной температуре в кислой среде при $\text{pH} \sim 2\text{--}4$ в присутствии окислителя $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ при концентрации 3 г/л. Концентрацию тиокарбамида в растворах экономически целесообразно поддерживать 1 г/л, которая обеспечивает достаточно высокую скорость растворения золота при минимальном расходе растворителя.

Ввиду того, что кислород в процессе ТКВ не нужен, выщелачивание можно осуществлять в закрытых аппаратах с механическим или пульсационным перемешиванием. В зависимости от исходного содержания благородных металлов, выщелачивание можно осуществлять в одну или несколько стадий.

Извлечение золота и серебра из тиокарбамидных растворов с относительно невысокой концентрацией металлов может быть осуществлено методом сорбции на активированных углях типа СКТ, КАД, ОУ и др. Как можно заметить, активированный уголь АГ-95 для извлечения золота из тиокарбамидных растворов применять нельзя, поскольку растворенное золото находится в составе положительно заряженного тиомочевинного комплексного иона.

Для растворов с содержанием золота выше 50 мг/л достаточно перспективным может быть использование методов цементации электроотрицательными металлами – цинком, алюминием, свинцом, железом. Например, применение металлического свинца позволяет за 10 минут извлекать в цементный осадок 99,5% Au и 99,9% Ag. Однако при этом имеет место высокий расход цементатора и связанное с этим низкое содержание благородных металлов в осадке.

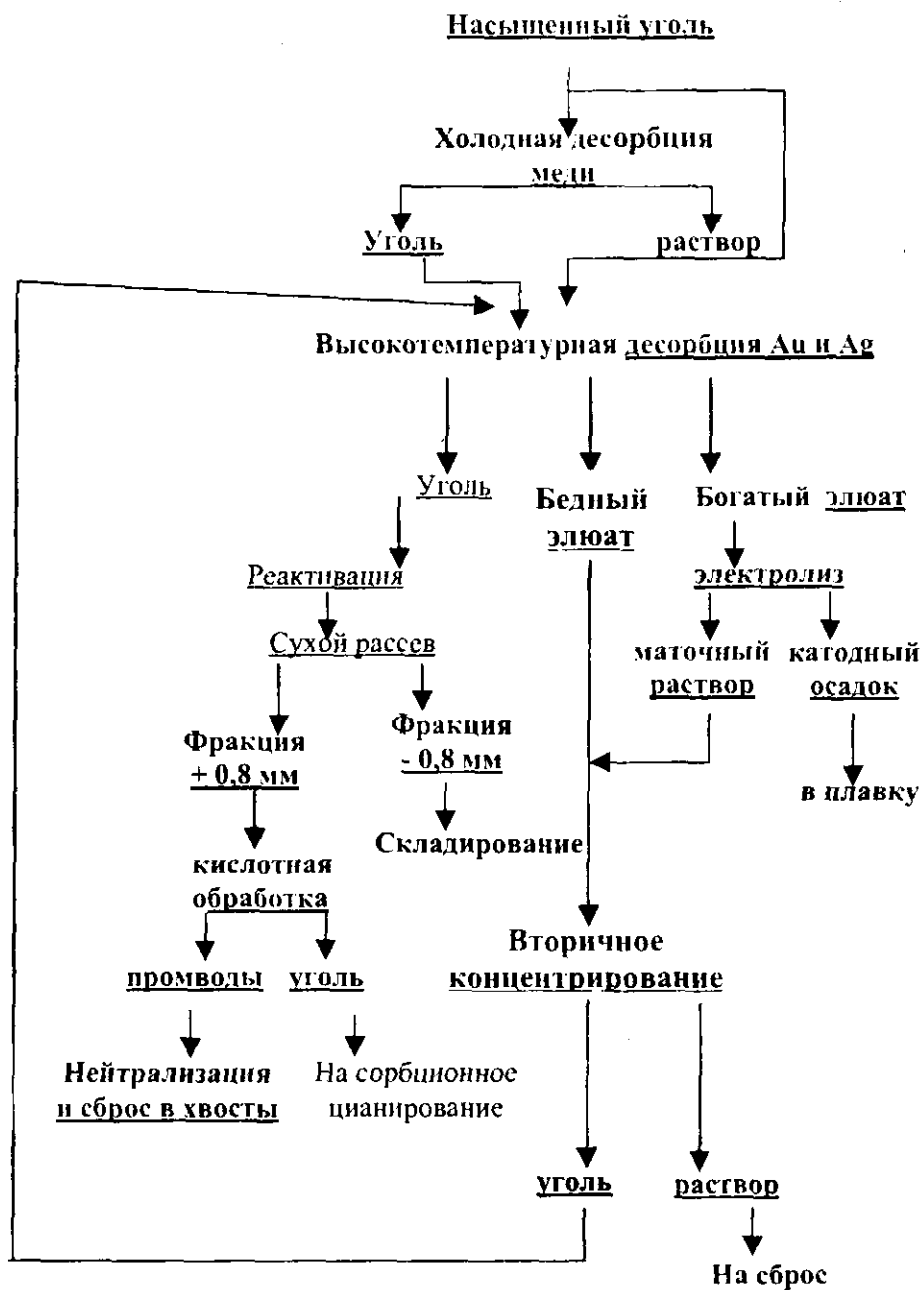


Рис. 3.3. Принципиальная схема гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и концентратов с применением тиокарбамида

В качестве возможных вариантов осаждения золота из тиокарбамидных растворов могут быть использованы методы ионной флотации, экстракции с ТОА, гидратное осаждение с последующей переработкой осадков методом цианирования и др.

Важным элементом любого гидрометаллургического процесса является возможность регенерации растворителя и повторного использования растворов в технологическом цикле. Экспериментально установлено, что тиокарбамид, израсходованный при выщелачивании на взаимодействие с серебром и другими металлами, а также окисленный до Dithio, может быть относительно легко отрегенирован путем восстановления металлическим железом (после осаждения Au и Ag сорбентами) или же электрохимическим способом (одновременно с выделением металлов из растворов). Общая степень регенерации тиокарбамида в зависимости от состава растворов и принятого способа осаждения колеблется в пределах от 80 до 95%.

Экспериментами доказана возможность повторного, причем многократного использования отрегенированных тиокарбамидных растворов в цикле выщелачивания. С целью предупреждения

дения накопления в растворах балластных примесей (железо, медь, цинк и др.) предложен способ очистки оборотных растворов от указанных примесей методом известкования при расходе CaO , обеспечивающем конечное значение $\text{pH}=8,5$. При этом присутствие в растворах солей трехвалентного железа способствует количественному выделению из растворов сурьмы и мышьяка, вследствие соосаждения их с образующимся в этих условиях гидроксидом железа.

Как показали наблюдения, свободный тиокарбамид в процессе известковой очистки разлагается в незначительной степени (за 12 суток на 20%), и растворяющая способность его сохраняется на достаточно высоком уровне, что позволяет эффективно использовать очищенные растворы (после дополнительного подкисления) в цикле выщелачивания.

Необходимо отметить два аспекта технологии ТКВ золота, которые можно отнести и к достоинствам и к недостаткам процесса.

Первый аспект, который можно оценить как достоинство технологии связан с тем, что в отличие от цианистого процесса (технологическая схема **рис. 3.5**) тиокарбамидная технология дает возможность осуществления *бессточной* гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и концентратов.

Второй аспект, являющийся недостатком этого процесса в отличие от цианистого, состоит в том, что процесс ТКВ на всех стадиях должен проводиться в коррозионностойкой аппаратуре. При этом основным агрессивным фактором является присутствие в растворах серной кислоты. Поэтому для защиты оборудования от коррозии нужно использовать материалы, устойчивые к воздействию серной кислоты, – титан, высокопрочные чугуны, дерево, кислотоупорный кирпич, полиэтиленовую футеровку и др.

Возможности использования процесса ТКВ для извлечения благородных металлов из упорных руд и концентратов.

В Ирриредмете более чем на 10 рудных объектах с упорным золотом проведены испытания процесса ТКВ в сравнении с результатами цианирования этих же продуктов.

При этом были выявлены следующие преимущества тиокарбамидной технологии по сравнению с цианированием:

1. Из технологической схемы исключаются цианистые соли, жидкий хлор и его производные, относящиеся к категории СДЯВ.
2. Относительно простая система регенерации растворителя и очистки растворов от примесей (известкование) обеспечивает возможность бессточной гидрометаллургической технологии.
3. Более высокое, как правило, извлечение серебра, что особенно четко проявляется при наличии в рудах сульфидных форм серебра: аргентита, пираргерита, прустита и др.
4. Возможность дополнительного вскрытия при выщелачивании золота и серебра, ассоциированных с окисленными минералами железа, мышьяка, и марганца.
5. Более эффективное сочетание операций тиокарбамидного выщелачивания с предварительной кислотной обработкой, когда применение таковой вызывается технологической необходимостью, например: выщелачивание меди, химическое вскрытие некоторых золото- и серебросодержащих минералов и т.д.

Как показывают технико-экономические расчеты, максимальный эффект от применения процесса ТКВ может быть получен прежде всего в случае переработки упорных руд и концентратов, относящихся к технологическому типу **В**.

Институт Ирриредмет для серебряного концентрата Дукатского месторождения разработал тиокарбамидную технологию переработки и провел ее полупромышленные испытания на опытном свинцовом заводе ВНИИцветмета г. Усть-Каменогорска. Концентрат содержал 4630 г/т серебра и 15 г/т золота. Схема переработки Дукатского концентрата представлена на **рис 3.4**.

Исходный концентрат подвергся гравитационной доводке с целью выделения из него кондиционного свинцосодержащего продукта (30%), направляемого на свинцовый завод. Гравико-концентрат и хвосты доводки поступали на тиокарбамидное выщелачивание, которое осуществлялось в перколяционном и агитационном режимах. Осаждение серебра и золота производились электролизом и сорбцией на активированный уголь. При этом суммарное извлечение серебра в товарную продукцию (катодный металл, угольный осадок и свинцовый концентрат) составило 98,6% и золота – 95,7%.

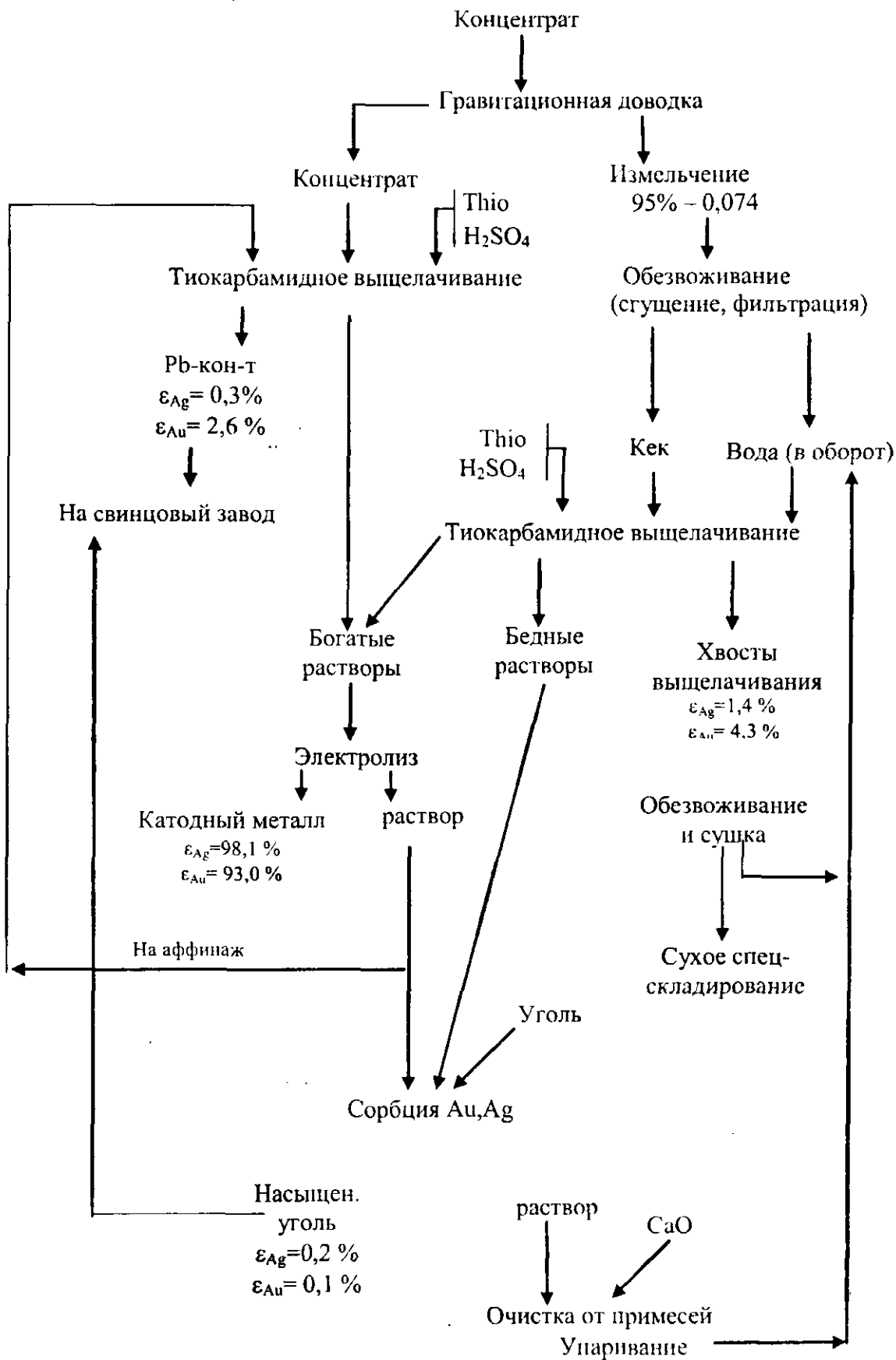


Рис 3.4. Рекомендуемая схема и показатели переработки Дукацких концентратов с применением ТКВ-процесса

С целью реализации бессточного гидрометаллургического цикла в схеме предусмотрены операции очистки тиокарбамидных растворов от примесей методом известкования, дополнительное упаривание растворов, а также сушка хвостов ТКВ при температуре 200–300°C. Такой термический режим обеспечивает полное разложение тиокарбамида в твердых остатках за 1,5–2 часа.

Испытания установили, что выщелачивание концентрата обратными тиокарбамидными растворами, прошедшими стадию электролиза, может быть осуществлено без введения в пульпу дополнительных окислителей. С учетом этого – удельный расход реагентов на переработку концентрата составил, в кг/т: тиокарбамид – 10,0; серная кислота – 75,0; активированный уголь – 45; оксид кальция – 45,0. Удельный расход электроэнергии на электролиз – 15 квт-час на 1 кг серебра.

Экономичность разработанной технологии по сравнению с цианистой подтверждается нижеприведенными цифрами.

	Цианирование	ТКВ
Ожидаемые эксплуатационные затраты, %	100	76
в т.ч. на выщелачивание и осаждение	55	62
на обезвреживание промстоков	45	14

Тиокарбамидная технология переработки Дукатских серебряных концентратов рекомендована для проекта и строительства предприятия.

ГЛАВА 4. ОСНОВЫ ПРОЦЕССА СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА

4.1. Достоинства и недостатки процесса сорбционного выщелачивания золота

До 70-х годов 20-го века растворенное золото после цианирования пульпы извлекали в готовую продукцию путем отделения золотосодержащих цианистых растворов от твердой фазы фильтрацией и последующим его осаждением из растворов цинковой пылью в шламы. Этот процесс применялся много лет, был хорошо изучен и освоен, но имел ряд существенных недостатков, основными из которых можно назвать следующие:

- Фильтрация и промывка больших объемов рудной пульпы требует значительных затрат. Оборудование фильтрации и промывки на золотодобывающих фабриках занимает почти половину производственных площадей.
- При фильтрации цианистых пульп, особенно с высоким содержанием глины и тонких шламов, не достигается полной отмычки растворенного золота, и часть его теряется с хвостами. Кроме этого, наличие глины в руде резко снижает производительность операции фильтрации.
- Присутствующие в золотосодержащих рудах сульфидные и окисленные минералы железа, меди, цинка, мышьяка и других металлов при цианировании снижают скорость растворения золота и вызывают большие расходы цианистого натрия. Обратные цианистые растворы при этом аккумулируют растворенные примеси цветных металлов, насыщаются растворенным цинком после операции осаждения золота из растворов и поэтому быстро приходят в негодность.
- Концентрация золота в растворах цианирования была весьма незначительна и сопоставима с содержанием его в руде. Это обстоятельство не позволяло в конце технологической схемы получать высококачественную золотосодержащую продукцию (цинковые шламы содержат от 2,5 до 8% золота).

По причине перечисленных недостатков цианисто-фильтрационный процесс плохо поддавался интенсификации и совершенствованию.

В конце 60-х годов был разработан новый, более совершенный, процесс извлечения золота из руд и концентратов с применением синтетических ионообменных смол, а позднее – с использованием активированных углей. Новый процесс получил название *сорбционное выщелачивание* или *сорбционное цианирование*, общие закономерности которого применительно к золоту мы рассмотрим ниже.

Сущность процесса сорбционного цианирования заключается в том, что в контакт с ионообменной смолой или активированным углем приводится цианистая пульпа. Растворяясь в цианистом растворе, золото и серебро переходят в жидкую фазу пульпы в виде цианистых комплексных анионов и одновременно сорбируются ионитом или активным углем. Таким образом, здесь имеет место совмещение во времени операций выщелачивания и сорбции. За рубежом процесс выщелачивания с применением ионита называется «смола в пульпе», с применением активированного угля – «уголь в пульпе».

После сорбционного выщелачивания сорбент отделяют на грохоте, а обеззолоченную пульпу направляют на операцию обезвреживания вредных цианидов, после чего складывают в хвостохранилище.

Применение сорбентов непосредственно в процессе цианирования золота позволяет получить следующие выгоды.

Во-первых, из технологической схемы переработки руды полностью исключаются громоздкие и трудоемкие операции фильтрации и промывки пульпы после цианирования.

Во-вторых, сорбционное цианирование во многих случаях обеспечивает более высокое извлечение золота. Это связано с тем, что введение сорбента в цианируемую пульпу резко снижает концентрацию золота в растворе и, следовательно, уменьшает сорбцию его природными сорбентами (углистые вещества, тонкие шламы), часто присутствующими в золотых рудах. В отдельных случаях повышение извлечения золота по сравнению с традиционным цианисто-фильтрационным процессом может достигать 10–12%.

В-третьих, в присутствии сорбента процесс растворения золота протекает заметно быстрее по сравнению с обычным цианированием, что обусловлено, с одной стороны, частичной сорбцией вредных примесей, тормозящих растворение золота, а с другой – при сорбционном цианировании имеет место сдвиг равновесия растворения золота в направлении перехода его в раствор за счет постоянного удаления анионов золота из раствора пульпы на сорбент.

И четвертое. В процессе сорбционного выщелачивания содержание золота в насыщенном сорбенте на 1–2 порядка выше, чем в руде, что позволяет при переработке сорбентов в отделении регенерации получать богатые золотосодержащие растворы, из которых электролизом или цементацией можно получать более высококачественную по содержанию золота готовую продукцию (от 50 до 95% Au).

В дополнение к сказанному нужно отметить, что процесс сорбционного выщелачивания хорошо и легко осуществляется в непрерывном режиме и может быть легко автоматизирован.

Вместе с тем, процесс сорбции имеет недостатки, среди которых следует отметить следующие:

1. Применение синтетических ионообменных смол требует для своей регенерации более сложной технологической схемы и, соответственно, большего ассортимента реагентов. Использование кислот и щелочей для регенерации ионита вызывает необходимость применять более дорогостоящее оборудование из антикоррозионных материалов (титановых сплавов, нержавеющей стали, полиэтиленовых труб и т.д.).
2. При использовании в качестве сорбента активированного угля необходимо применять для десорбции аппаратуру, работающую при температуре свыше 100°C под давлением. Кроме того, активный уголь имеет невысокую механическую прочность, что вызывает в процессе сорбционного цианирования повышенные потери как самого угля, так и адсорбированного на нем растворенного золота с хвостовой пульпой.
3. Наличие тиомочевины в стоках регенерации синтетических сорбентов оказывает отрицательное влияние на процесс обезвреживания цианида в хвостовой пульпе, в которую поступают эти стоки.
4. Из-за недостаточной селективности и емкости сорбентов (иониты, угли) из жидкой фазы пульпы извлекается не все растворенное серебро, что несколько снижает общие технико-экономические показатели процесса сорбционного выщелачивания.
5. Применение сорбентов приводит к увеличению потерь цианистого натрия вследствие того, что активный уголь или ионит сорбируют из пульпы вместе с золотом и серебром свободные цианид-ионы, которые при десорбции и регенерации сорбента разлагаются элюентами при повышенной температуре и таким образом вызывают излишний расход реагента.

Тем не менее, преимущества и достоинства процесса сорбционного цианирования по сравнению с цианисто-фильтрационной технологией оказались более весомыми, чем недостатки, что и обусловило широкое применение сорбционного процесса на большинстве золотоизвлекательных фабрик России и СНГ.

Разработку и внедрение сорбционной технологии извлечения золота осуществили в основном две научные организации – Московский институт «ВНИИХТ» под руководством академика Б.Н. Ласкорина и Иркутский научно-исследовательский институт «Иргиредмет». Большой вклад в разработку и внедрение сорбционной технологии в золотодобывающую промышленность внесли ученые института «Иргиредмет»: В.Е. Дементьев, В.К. Чернов, В.М. Муллов, А.А. Пунишко, А.Ф. Панченко, Г.И. Войлошников, О.А. Шубина, и многие другие.

Дальнейшим развитием сорбционно-бесфильтрационной технологии извлечения золота явилась разработка и промышленное внедрение институтом «Иргиредмет» процесса «уголь в пульпе» на золотоизвлекательных фабриках и в технологии кучного выщелачивания.

4.2. Немного истории о применении активных углей

Активный уголь – старейший из известных естественных адсорбентов. Еще в 200–400 гг. до нашей эры упоминается об использовании этого адсорбента в различных сферах человеческой деятельности, например: в Индии – для очистки и хранения воды, в Греции – для обработки открытых ран.

Древесный уголь, который получали в древние времена, использовали для детоксикации почв, что давало улучшение всхожести и повышение урожайности. Однако развитие углеадсорбцион-

ных процессов началось только в конце 18-го века. Немецкий ученый К. Шееле установил, что древесный уголь поглощает газы, российский академик Т. Ловиц обнаружил осветляющее действие древесного угля на вино.

В 1909 году на химических заводах в Силезии по патенту Острейко была выпущена первая промышленная партия порошкового угля – эпонита, в 1911 году были получены торфяные угли, активированные паром – норит и пурит [28].

В первую мировую войну, когда впервые было применено химическое оружие, в качестве защиты от него были созданы противогазы, основу которых составил активированный уголь, сорбирующий отравляющие газы при вдохе. Тогда же во всех промышленно развитых странах началось крупномасштабное производство активированных углей.

В начале 30-х годов прошлого столетия в России в г. Дзержинске Новгородской области совместно с французской фирмой «SREP» впервые было создано производство гранулированных активных углей типа АГ на каменноугольной основе с использованием парагазового метода активации.

После окончания Великой Отечественной войны в г. Электросталь Московской области на основе торфа с использованием химического метода активации было освоено производство гранулированных углей типа СКТ.

В 60–70 годах в России было создано многотоннажное производство активных углей, в 80-х годах в России было произведено 37,2 тыс. тонн активных углей различных марок и назначения, что соответствует 6–7 месту в мире по этому показателю.

По сравнению с другими сорбционными материалами, такими как силикагели, цеолиты, иониты, активные угли являются уникальными адсорбентами. Они идеально соответствуют широкой гамме процессов защиты окружающей среды, санитарной очистке отходящих вредных газов, обезвреживания сточных вод. Широкое применение активные угли получили в практике гидрометаллургических процессов извлечения благородных, редких и рассеянных металлов.

Активированные угли, как сорбенты для золота, известны давно [37]. В конце 19-го века в Австралии для извлечения золота из цианистых растворов начали применять древесные угли. В основном их использовали как осадители золота из растворов вместо цинковой пыли. При этом уголь тонко измельчался и употреблялся для осаждения золота из цианистых растворов в чанах, после чего отфильтровывался, а угольный осадок с золотом сжигался. Золотосодержащая зола плавилась на черновой слиток, так называемый сплав Доре.

Однако процесс осаждения золота из цианистых растворов на уголь обходился значительно дороже применявшегося способа на основе цинковой пыли, поэтому угольное осаждение золота не получило в то время широкого распространения.

В России в 30-е годы применяли выжженный из березы активированный уголь марки БАУ на небольших осадительных установках, в основном для извлечения золота из очень бедных растворов – осветленной воды хвостохранилищ и из рудных разрезов, куда неотмытое растворенное золото попадало с хвостами [37].

Позже, в военное время, уголь применяли как осадитель золота вместо цинковой пыли (так как цинк шел на военные нужды), а в послевоенное время уголь стал широко применяться для извлечения золота из сливов сгустителей на фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды с применением цианистого натрия в качестве депрессора (Лениногорский ГМК, Зырянская ОФ).

В 60–70 годы интерес к использованию активированного угля в пульповом процессе снова возрос, тем более, что за рубежом в технологии извлечения рудного золота активированный уголь к этому времени уже широко применялся.

К тому времени был разработан и внедрен в промышленности сорбционный процесс извлечения золота из цианистых пульп с применением ионообменных смол. Ввиду своей дешевизны, большой селективности к золоту, простоты десорбции по сравнению с ионитами, активный уголь начали рассматривать как альтернативный сорбент.

Но применение в России угля в пульповом процессе сдерживалось его малой механической прочностью, хотя исследовательские работы по установлению закономерностей и оптимальных параметров процесса «уголь в пульпе» шли полным ходом. К концу 70-х годов удалось получить отечественный активированный уголь с удовлетворительными характеристиками, что привело к внедрению указанного процесса в промышленность.

4.3. Получение активированного угля и его свойства

Активные угли – это высокопористые углеродные тела, получаемые путем термической обработки углеродсодержащего сырья сначала без доступа воздуха, затем в присутствии окислительных реагентов.

Подобно саже, активные угли принадлежат к группе графитовых тел и представляют собой разновидность микрокристаллического углерода.

Одной из основных характеристик активного угля является его **пористость** и **удельная поверхность пор**. Активные угли имеют неоднородную массу, состоящую из кристаллитов графита и аморфного углерода, которые и обуславливают необычную пористую структуру сорбента. Величина пор измеряется в микронах ($1 \text{ мк} = 0,001 \text{ мм}$). Различают три вида пор:

- **Макропоры** – наиболее крупные, эффективные радиусы которых превышают $0,1\text{--}0,2$ микрона. В углях удельная поверхность макропор составляет от $0,5$ до $2,0 \text{ м}^2/\text{г}$. В процессах адсорбции они играют роль крупных транспортных каналов для адсорбируемых молекул и ионов.
- **Мезопоры (переходные)** – более мелкие, характеризующиеся существенно меньшими размерами. Эффективные радиусы мезопор лежат в интервале от $0,0015$ до $0,15 \text{ мк}$ (или в 100 раз меньше размера макропор), удельная поверхность мезопор обычно составляет $50\text{--}90 \text{ м}^2/\text{г}$. Мезопоры так же, как и макропоры, служат транспортными путями для молекул и ионов, в них осаждаются каталитические добавки при введении их в активные угли.
- **Микропоры** – наиболее мелкие, соизмеримые по размерам с молекулами адсорбируемого вещества.

Почти для всех активных углей типично наличие всех разновидностей пор, хотя отдельные из них могут преобладать. В последнее время получены активные угли с существенно развитой супермикропористой структурой. Тем не менее, по характеру пористой структуры активные угли классифицируют на *микропористые, мезопористые, макропористые, смешанного типа и молекулярные сита*.

Технология получения углей типа АГ [33].

Активные угли получают из различного органического сырья – древесины, бурых каменных углей, антрацита, костей животных. Лучшие сорта угля, отличающиеся высокой механической прочностью, получают за рубежом из экзотических сырьевых материалов, таких как скорлупа кокосовых орехов, косточки южных плодов и др.

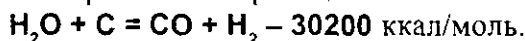
Активные угли типа АГ (активные гранулированные), применяемые в гидрометаллургии золота, – это цилиндрические гранулы от серо-черного до чисто черного цвета определенного фракционного состава. Эти угли изготовляют из измельченного каменноугольного сырья и связующего путем пастоприготовления, грануляции, карбонизации и последующей парогазовой активации.

Сырьем для получения углей типа АГ служит слабоспекающийся каменный уголь и каменноугольный полукокк (карбонизат); в качестве связующего вещества используется каменноугольная или препарированная лесохимическая смола.

При изготовлении активных углей из сырья сначала удаляют летучие вещества – влагу, смолистые вещества, эфиры, применяя нагрев без доступа воздуха. Затем каменный уголь после нагрева и измельчения смешивают с лесохимической или каменноугольной смолой, которые служат связующим веществом. При этом исходное сырье переходит в пластическое состояние; летучие продукты, выделяясь, вспучивают всю массу, создавая первичную пористость гранул при затвердевании. Полученную угольно-смоляную пасту перемешивают до получения однородной массы, после чего подвергают гранулированию на специальных шнеках-грануляторах. Полученные сырые гранулы передают во вращающуюся печь для карбонизации, осуществляемой при температуре газовой фазы внутри печи $900\text{--}1000^\circ\text{C}$.

Карбонизированные гранулы охлаждают, классифицируют по классам крупности и направляют на активацию, осуществляемую в специальной печи парогазовой смесью при температуре $850\text{--}950^\circ\text{C}$. В результате взаимодействия карбонизата с парогазовой смесью активаторов в гранулах развивается пористая структура, вследствие чего они становятся активными.

Взаимодействие пара с углем протекает по реакции:



Получаемые после активации угли имеют чрезвычайно развитую удельную поверхность, что обуславливается наличием пор.

Свойства активированного угля типа АГ.

В отличие от ионообменных смол уголь в воде и в растворах не набухает. Попадая в воду или в растворы, уголь впитывает в микропоры часть влаги, примерно 20% от массы сухого продукта. При насыщении металлами уголь становится плотнее, но даже при максимальном насыщении не достигает плотности воды. Небольшая плотность угля является одним из его недостатков, так как в более плотной, чем вода, пульпе он не тонет, и чтобы осуществить полный контакт угля с пульпой во всем объеме аппарата, в котором проводится процесс, его надо интенсивно перемешивать, не допуская остановки.

Практика работы показывает, что и при интенсивном перемешивании уголь неравномерно распределяется в объеме пульпы, что приводит к неправильному определению концентрации угля в пульпе аппаратов, нарушению противотока уголь-пульпа. Чтобы исключить неравномерность распределения угля в пульпе, было бы целесообразно увеличить насыпную плотность угля с 0,5 до 1,1–1,3 г/дм³. Особенно это необходимо для пульп флотоконцентратов, плотность которых составляет 1,5–1,8 т/м³. Добиться повышения насыпной плотности можно за счет ввода в структуру угля *утяжелителя*.

Активные угли *термически устойчивы* – они выдерживают температуру до 600°C, не теряя своих сорбционных свойств, массы и формы.

Важнейшей рабочей характеристикой сорбентов является их обменная емкость и рабочая емкость по извлекаемому компоненту. *Рабочая емкость* служит одним из критериев при оценке производительности и эффективности работы того или иного сорбента.

Рабочая емкость выражает количество сорбированных ионов, считающихся полезными в данном технологическом процессе, отнесенное к единице массы сорбента. Емкость углей или ионитов выражают в миллиграммах адсорбированного полезного иона на 1 грамм массы сухого сорбента (мг/г) или в килограммах на 1 тонну сухого угля или ионита.

На первом этапе внедрения активированные угли имели сравнительно небольшую рабочую емкость по золоту, примерно в два раза меньше, чем аниониты АМ-2Б. Но созданные в последние годы и выпускаемые промышленностью угли АГ-90 и АГ-95 по своей рабочей емкости по золоту не уступают ионитам. При переработке сорбционным процессом рудной цианистой пульпы емкость угля по золоту колеблется в пределах от 2-х до 5 кг/тн, при переработке концентрата емкость угля увеличивается до 8 кг/тн. При проведении сорбции золота из цианистых растворов рабочая емкость угля может достигать 15–20 кг/т.

Сорбционную активность угля характеризует такое свойство, как *пористость*. Пористость выражается в площади поверхности пор в 1 грамме сухого сорбента

По этой характеристике активированный уголь АГ-90 превосходит применяемый в настоящее время в технологии извлечения золота анионит АМ-2Б. Пористость активных углей почти в 5–8 раз выше, чем у анионита, имеющего удельную поверхность 50 м²/г. Наличие большого количества пор в структуре сорбента способствует его сорбционной активности, что подтверждается возросшей рабочей емкостью активированного угля. Величина пор определяется размером сорбируемых ионов.

Важным сорбционным свойством сорбентов является *избирательность (селективность)* поглощения полезных ионов из производственных растворов, которые всегда имеют очень сложный ионный состав.

Установлено, что активные угли значительно селективнее, чем аниониты, поглощают ионы золота из растворов пульп, содержащих большое количество примесных ионов.

Одной из основных характеристик активного угля является его *механическая прочность*. Механическая прочность – это способность угля противодействовать истиранию в пульпе, раздавливанию и ударным нагрузкам, стойкость к деформациям, вибрациям, изменению температуры и т.д.

Особенно большое значение имеет механическая прочность активированного угля при использовании в пульповом процессе, где на частицы угля воздействует абразивное трение рудных частиц.

Изготовитель-поставщик угля определяет механическую прочность по специальной методике, предусматривающей истирание навески угля в стакане за определенное время. Прочность при этом измеряется в процентах оставшегося неистертого угля. Для лучших марок угля механическая прочность составляет 92–95%. На практике механическая прочность угля оценивается в безвозвратных потерях изношенного сорбента, отнесенного к 1 тонне переработанной руды или концентрата, или к 1 м³ переработанного раствора.

Прочностные свойства гранул угля обеспечиваются наличием связующего вещества, количеством которого регулируется механическая прочность. Для углей типа АГ оптимальное количество связующих веществ – лесохимической смолы (ЛХС) или каменноугольной смолы (КУС) – составляет 10–12% и 18–24% соответственно.

Если механическая прочность угля составляет 85–88%, то это значит, что в стандартных условиях испытательной методики в течение определенного времени он разрушается на 13–15%.

Однако и до настоящего времени отечественные активированные угли уступают анионитам в механической прочности – износ и потери угля в пульповом процессе в 5–10 раз выше потерь анионита АМ-2Б.

Тем не менее, производственные затраты на процесс «уголь в пульпе» все-таки ниже, нежели на процесс с использованием ионообменных смол. Наиболее широкое применение для сорбции золота из цианистых пульп и растворов получил активированный уголь АГ-90, а в последние годы – АГ-95.

Характеристика углей АГ-90 и АГ-95.

В 90-х годах XX века специально для гидрометаллургической технологии золота и для использования в пульповом процессе в качестве сорбента в НПО «Неорганика» (г. Электросталь Московской обл.) был разработан и получен в промышленном масштабе активный уголь марки АГ-90. К концу 90-х годов этот уголь был модифицирован и улучшен и стал выпускаться под маркой АГ-95.

Активный уголь АГ-90 получают по ТУ 6-16-28-1618-96 в виде гранул методом парогазовой активации каменноугольной композиции, модифицированной неорганическими веществами. Крупность гранул составляет 0,8–1,6 мм. Гранулы угля представлены цилиндриками диаметром 0,6 мм и высотой 1,6 м. Ниже даны технические характеристики активных углей АГ-90 и АГ-95 по данным завода изготовителя.

Техническая характеристика углей АГ-90 и АГ-95

	АГ-90	АГ-95
Прочность при истирании, %	85	92
Суммарный объём пор по воде, см ³ /г	0,5	0,6
Содержание рабочего класса 0,8–1,6мм, %	95	97,0
Удельная поверхность микропор, м ² /г	800	1000

Как видно из приведенных характеристик, пористость и механическая прочность угля АГ-95 выше, чем у угля АГ-90. Он лучше АГ-90 и по сорбционным свойствам. В начале работы в ЦГМ применяли уголь АГ-90. Его удельный расход составлял 1,3–1,9 кг/т концентрата. Но поскольку уголь до применения находился несколько лет на складе, его прочностные качества сильно ухудшились, в связи с чем указанные величины удельного расхода не соответствуют нормальному углю.

Уголь АГ-95 с середины 1999 года применяется в цехе гидрометаллургии Холбинского рудника. Его удельный расход установился в пределах 0,5–0,6 кг/т концентрата.

4.4. Сравнение свойств активных углей и ионообменных смол

В настоящее время для извлечения золота и серебра применяются почти в одинаковой степени ионообменные смолы и активные угли. В этом плане интересно сопоставить их свойства и на основе этого дать оценку применимости.

Некоторые авторы [11,25] часто сопоставляют только отдельно взятые свойства сорбентов, такие как рабочая емкость и селективность. Однако целесообразнее сопоставить свойства углей и смолы в более широком плане, чтобы иметь более конкретное представление о перспективах использования, способах применения и направлении работ по совершенствованию каждого из этих сорбентов.

Говоря об активных углях, нужно, прежде всего, отметить их высокую термическую устойчивость, которая позволяет проводить десорбцию металлов при температуре до 185°C, а регенерацию сорбционных свойств угля – при температуре 600–700°C. Активированные угли не боятся мороза, их можно хранить в любых условиях.

В этом отношении наиболее применяемый в золотой промышленности анионит АМ-2Б, а в настоящее время смола РОССИОН – аналог АМ-2Б, далеко уступает активным углям. Как известно, анионит термически устойчив только до температуры 60°C и очень боится минусовых температур, так как содержащаяся в ионите влага на морозе раскалывает зерна смолы. Поэтому хра-

нить и применять аннионит, в отличие от угля, нужно в определенном интервале температур – от 0°C до 60°C, что накладывает определенные ограничения на использование ионообменных смол в промышленности и требует дополнительных затрат при транспортировке и хранении.

Угли при замачивании не набухают, их можно многократно увлажнять, высушивать, транспортировать и хранить в сухом состоянии при любых температурах. Анниониты при высушивании и повторном увлажнении растрескиваются, поэтому их производят влажными, и они не могут транспортироваться и храниться при отрицательных температурах.

Немаловажным достоинством активных углей является то, что они производятся из дешевого сырья (каменный уголь, древесина, отходы различных производств). Для производства анионита используются дорогостоящие продукты, производимые химической промышленностью, – стирол, дивинилбензол, амины.

Активные угли в сравнении с ионитами имеют меньшую механическую прочность и поэтому подвержены большему абразивному истиранию и износу. Даже самые прочные отечественные и зарубежные активные угли имеют механическую прочность не более 90–95%, в то время как иониты имеют механическую прочность 99%.

Поскольку активные угли имеют макропоры, то их поверхность шероховатая, а это усиливает истирание абразивной пульпой в сорбционных аппаратах, а также при транспортировке угля аэролифтами в дренажных устройствах пачуков.

Во влажном состоянии гранулы угля имеют объёмный вес больше, чем смола. Это позволяет пропускать растворы через уголь, загруженный в колонны, в 10 раз быстрее, чем через ионит. По этой же причине отмывка угля от илов и щепы происходит быстрее и качественнее, в то время как для ионита до сих пор промывка остается проблемой.

По изучению и сравнению сорбционных свойств активных углей и анионитов было проведено немало исследований. Если обобщить все полученные данные, можно сделать такой вывод: угли лучше сорбируют золото и серебро из сложных по составу растворов, аниониты – из растворов сравнительно простого состава. При равной ёмкости по металлу сухих сорбентов угли во влажном состоянии имеют в 1,5 раза большую объёмную ёмкость, чем аниониты, что немаловажно для любого гидрометаллургического производства.

Угли по показателю селективности (отношение суммы благородных металлов к неблагородным) значительно превосходят аниониты, что позволяет перерабатывать по угольной технологии более сложные по химическому составу руды и концентраты [1].

Для наглядности сравнительные характеристики анионита АМ-2Б и активного угля, применяемые в технологии извлечения золота, сведены в таблицу 4.1.

Таблица 4.1

Сравнение характеристик ионита и активного угля

№ пп.	Характеристика, параметры	Анионит АМ-2Б	Активные угли Аг-90, Аг-95
1.	Термическая устойчивость, °С	60	600–700
2.	Условия хранения в зимнее время	1. В помещении при $t=+3-5^{\circ}\text{C}$ 2. Влажность – не менее 60%	Ограничений нет
3.	Коэффициент набухания в растворах	3,0	1,2
4.	Удельная поверхность пор, м ² /г	50	1000
5.	Механическая прочность, %	99	92–95
6.	Безвозвратные потери в г на 1 т сырья	8–30	200–600
7.	Рабочая ёмкость по золоту, г/кг	3–15	3–15
8.	Объёмная ёмкость по золоту, г/л	1,0–3,0	1,5–7,5
9.	Стоимость 1 т, тыс. руб.	200	45–55

Из таблицы видно, что только по одному показателю анионит АМ-2Б имеет несомненное преимущество перед активным углем.

Таким образом, если учитывать особенности сорбента, экономические и технические показатели их применения, можно в общем случае определить наиболее перспективные области их применения.

Несомненно, что угли вне конкуренции там, где необходимо перерабатывать золотосодержащие растворы и пульпы с высоким содержанием серебра и примесных металлов – меди, цинка, железа и др. Угли перспективны также при переработке глинистых руд.

Анионообменные иониты, конечно же, хорошо могут работать на растворах с более простым ионным составом и в пульпах с высокой абразивностью рудных частиц.

В настоящее время иониты применяются для извлечения золота только потому, что сорбционный процесс с их применением был внедрен в золотую промышленность значительно раньше, чем активные угли, и не все предприятия нашли средства, чтобы перестроить свое производство на угольную технологию.

Практически все новые золотоизвлекательные фабрики с применением цианистого процесса в настоящее время проектируются и строятся с использованием активных углей.

4.5. Изотерма сорбции. Принцип противотока

Мы уже знаем, что раствор пульпы, кроме комплексных ионов благородных металлов, содержит много посторонних ионов и представляет собой сложную многокомпонентную систему. Поэтому правильный выбор оптимального режима переработки руды или концентрата сорбционным процессом представляет трудную задачу.

Чтобы подобрать оптимальные условия проведения реального процесса сорбции и определить необходимое количество аппаратов, предварительно проводят комплекс лабораторных и полупромышленных исследований золотосодержащего материала, после чего рассчитывают производственную аппаратуру и назначают технологический режим проведения процесса с учетом максимального извлечения золота.

Изотермы сорбции позволяют судить о селективности применяемого сорбента, дают возможность рассчитать необходимое количество ступеней сорбции, определить среднюю величину движущей силы массообмена.

Изотерма сорбции графически описывает состояние ионообменного равновесия в системе уголь – раствор при выбранной постоянной температуре. Изотермы сорбции для каждого иона системы снимают отдельно и строят в координатах: емкость угля – концентрация ионов в растворе. На рис. 4.1 приведена изотерма сорбции золота из раствора пульпы флотоконцентрата Самартинской ЗИФ.

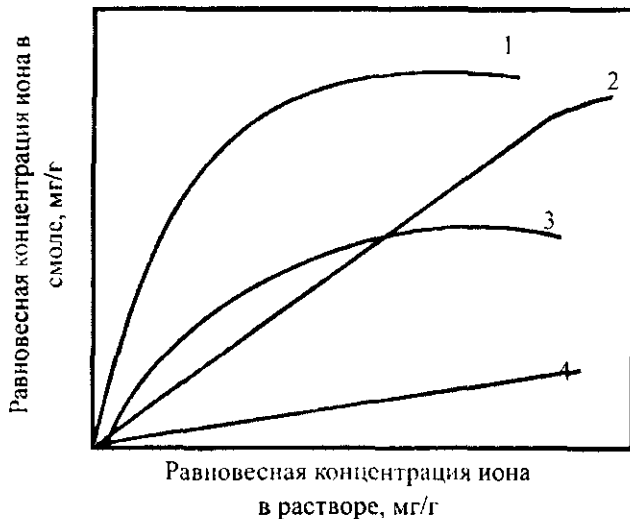


Рис. 4.1. Изотерма сорбции золота и серебра для Самартинского концентрата

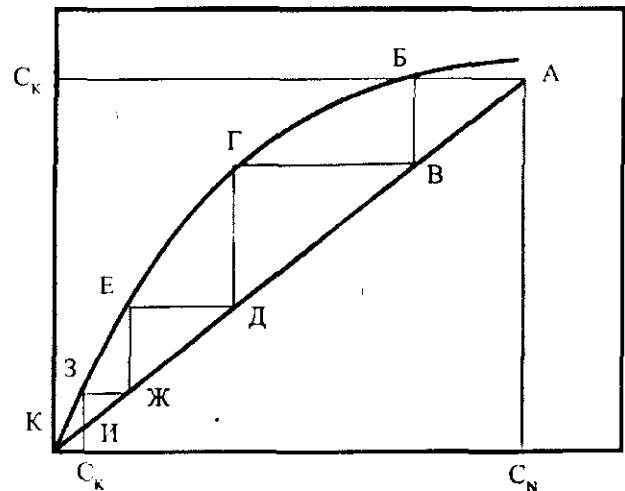


Рис. 4.2. Расчет ступеней сорбции по изотермы

Каждая точка кривой изотермы характеризует состояние ионообменного равновесия между углем и раствором при определенных концентрациях золота в растворе и на угле. В качестве примера возьмем на кривой изотермы произвольно точку **С** и определим ее координаты. Находим, что содержание золота на угле равно 4 г/кг, в растворе – 3 мг/г. Это означает, что система уголь – раствор находится в равновесии, и сколько бы мы не перемешивали ее, емкость угля и содержание золота в растворе не изменятся, потому что в этом случае при заданных условиях сколько ионов золота поглощается углем, столько же их снова переходит с угля в раствор.

Но как только мы добавим в систему свежий уголь, тотчас же система перейдет в другое состояние ионообменного равновесия, например, в точку **В**, в которой содержание золота на угле соответствует 3 г/кг, а в растворе установится соответствующая этой емкости угля концентрация золота, равная 2,3 мг/л. Отсюда следует важный вывод: чтобы заставить уголь поглощать ионы золота из раствора, надо изменить условия проведения процесса таким образом, чтобы вывести систему из состояния ионообменного равновесия.

Изотерма позволяет рассчитывать оптимальное количество ступеней сорбции. На рис. 4.2 показан графический расчет числа ступеней сорбции для конкретной изотермы. Количество горизонтальных отрезков, пересекающих изотерму, равно количеству необходимых ступеней сорбции. Как видно из этого рисунка, на каждой ступени сорбции устанавливается равновесное состояние системы, которому соответствует определенная концентрация золота в растворе и на угле.

Таким образом, чтобы обеспечить максимальное извлечение золота, мы должны на каждой ступени сорбции обеспечивать сдвиг равновесия путем добавления свежего сорбента и вывода такого же количества сорбента с равновесным содержанием золота в следующую ступень. Именно этот постоянный сдвиг ионообменного равновесия по ступеням сорбции является движущей силой процесса, и чем она больше, тем меньше требуется аппаратов для проведения процесса извлечения полезного компонента на уголь, тем эффективнее идет процесс.

Теперь для нас совершенно очевидно, что сдвиг равновесия наиболее эффективно можно осуществить путем использования принципа противотока, при котором навстречу потоку пульпы перемещается поток сорбента.

При противотоке свежий или регенерированный уголь загружается в последнюю ступень сорбции и с помощью сетчатых дренажных устройств перемещается в голову технологической цепочки сорбции. В каждом последующем аппарате менее насыщенный уголь контактирует с более концентрированным по золоту раствором пульпы, и таким образом, к моменту выгрузки из первого аппарата уголь становится максимально насыщенным золотом и серебром.

Противоток, таким образом, является инструментом, с помощью которого обеспечивается постоянный сдвиг ионообменного равновесия на каждой ступени сорбции. Этот принцип позволяет рабочую линию процесса держать на максимальном расстоянии от кривой изотермы. И тот, кто лучше пользуется этим инструментом, точнее выдерживает потоки пульпы и угля по аппаратам, тот получает лучшие показатели процесса по извлечению золота.

4.6. Влияние различных факторов на сорбцию благородных металлов активными углями

Все без исключения активные угли типа АГ хорошо сорбируют золото из цианистых растворов. Серебро сорбируется хуже, коэффициент его распределения между раствором и углем в 10 раз ниже, чем у золота. Исследования [36] показали, что золото депрессирует сорбцию золота значительно, но серебро оказывает на золото меньшее влияние. В практике ЦГМ на разрезах пачуков сорбции по углю постоянно наблюдается такое явление: содержание серебра в угле к середине цепочки пачуков выше, чем золота, а в насыщенном угле концентрация серебра становится меньше, чем золота.

Активные угли слабо сорбируют цианистые комплексы цветных металлов, однако очень высокое содержание комплексных ионов-примесей в растворе может оказывать серьёзное депрессирующее влияние на сорбцию золота и серебра. Если в растворе вместе с золотом присутствуют комплексные цианистые анионы серебра и металлов-примесей, то их сорбция на уголь и наблюдаемая на практике последовательность вытеснения анионов располагаются в следующий ряд по селективности:



Этот ряд показывает, что наибольшее сродство уголь, так же, как анионит АМ-2Б, имеет к аниону золота и меньшее – к аниону цинка, еще меньшее – к аниону никеля и т.д. Если цианистые комплексы меди, цинка, никеля, кобальта находятся в трех или четырех валентной формах, то их сорбция на уголь незначительна и в этом случае сорбция золота на уголь депрессируется незначительно.

В таблице 4.2 приведены данные по содержанию золота, меди и цинка в жидкой фазе пульпы и в угле в разрезе пачуков от 26.07.2002 г.

Таблица 4.2

Разрез пачуков сорбции по золоту и примесям в угле и жидкой фазе пульпы от 26.07.02 г.

№ пачуков	Ме в жидкой фазе, мг/л		Ме в угле, г/т		Цветные Ме в ж. фазе, мг/л	
	Au	Ag	Au	Ag	Cu	Zn
Ц-3	19,9	1,5			34	2
Ц-4	88,0	91,5			231	54
Ц-5	90,5	99,5			131	60
Ц-6	86,5	99,0			281	51
С-1	83,0	108,5	3205	2935	344	13
С-2	79,0	116,5	3125	2870	350	74
С-3	71,0	104,6	2720	2965	413	134
С-4	71,0	104,6	2520	3025	438	127
С-5	54,5	101,0	2475	2985	444	125
С-6	52,5	110,0	2460	2820	425	123
С-7	38,1	102,0	2195	2805	438	81
С-8	33,6	103,0	2120	3250	444	35
С-9	27,4	108,0	1605	3190	481	123
С-10	20,4	113,0	1425	3070	500	147
С-11	16,1	115,5	1245	3125	531	140
С-12	10,2	110,5	940	3315	556	119
С-13	9,4	105,5	980	3070	1006	117
С-14	7,0	102,0	815	3350	1025	122
С-15	4,9	88,0	640	3535	1075	137
С-16	3,3	71,5	440	2420	1088	132
С-17	2,4	69,0	550	2450	1944	163
С-18	2,3	67,8	520	2120	2031	119
С-19	0,39	37,5	415	1350	1950	106
С-20	0,29	25,5	325	820	1913	119
С-21	0,17	17,5	370	650	1931	91

Данные таблицы показывают, что несмотря на очень высокие концентрации меди в жидкой фазе пульпы в хвостовых пачуках сорбции от № 21 до № 12 сорбция золота и серебра на уголь идет удовлетворительно, хотя содержание драгметаллов в угле последних пачуков все-таки достаточно высокое и не обеспечивает снижения растворенного золота в хвостах сорбции до установленных 0,1 мг/л.

Концентрация меди в жидкой фазе пульпы последних пачуков в несколько тысяч раз больше, чем золота, но процесс поглощения золота на уголь все-таки идет. Этот феномен объясняется тем, что медь в жидкой фазе пульпы находится в составе многовалентных комплексов $[\text{Cu}(\text{CN})_2]^-$ и $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$, которые из-за малого диаметра пор углем почти не сорбируются.

Из этого следует, что цианирование и сорбционное выщелачивание концентратов нужно вести в таком режиме, чтобы медь переходила в раствор не в виде одновалентного цианистого комплекса $[\text{Cu}(\text{CN})_2]^-$, который не сорбируется на уголь, а в форме двух- и трехвалентных цианистых комплексов, которые не поглощаются углем. Для Самартинского концентрата было установлено и практика работы полностью подтвердила, что при концентрации цианида в пульпе в

пределах 0,22–0,30% медь переходит в раствор пульпы только в виде двух- и трехвалентных цианистых комплексов. Но при концентрации цианида меньше 0,15–0,22 % медь переходит в раствор в виде одновалентного цианистого комплекса, который хорошо сорбируется на уголь наравне с комплексными цианистыми ионами золота.

Разрез пачуков сорбции от 27.06.02 г. хорошо иллюстрирует сродство активированного угля к золоту и подтверждает ряд селективности угля по отношению к серебру, меди и цинку. Хорошо прослеживается от пачука к пачуку концентрация серебра на угле, которая к середине цепочки аппаратов (пачук № 12–15) становится максимальной – 3250–3530 г/т и к головному пачуку из-за вытеснения золотом становится меньше на 15–20%.

Присутствие в угле таких примесей, как *кальций и магний*, подавляет сорбцию золота, но не сразу, а со временем, по мере накопления их в угле. Эти примеси действуют на сорбцию физически, кальцинируя поры и мезопоры угля и тем самым снижают способность тонов золота транспортироваться в порах к месту сорбции. О снижении или полном исключении фактора кальцинации угля сказано в главах 6 и 11.

Кроме механических факторов, имеются механические депрессоры сорбции благородных металлов на уголь – это тонкие шламы и илы, которые закупоривают поры угля, затрудняя проникновение раствора и сорбирующего иона в фазу сорбента. Механические депрессоры снижают кинетику сорбции, что влечет за собой снижение рабочей емкости угля по золоту. Борьбу с механическими депрессорами в угле ведут на стадии его десорбции и регенерации.

В работе [36] были поставлены опыты по оценке потерь золота с разрушенным углем в противоточном режиме сорбции. При этом было показано, что в противотоке снижение емкости разрушенного угля составляет 70% по золоту и 85–90% по серебру от содержания металлов в насыщенном угле. Если в насыщенном угле содержалось 2,7 мг/г золота, то в разрушенном угле (фракция –0,1 мм) содержание золота составило 0,8 мг/г или 800 г/т. Практика работы ЦГМ подтвердила эту закономерность. Анализ разрушенного угля, выделенного из хвостов сорбции, показал, что в нем содержится золота 450–800 г/т. В общих потерях золота в хвостах сорбции с разрушенным углем теряется сравнительно немного металла – порядка 3–5% от содержания Au в твердой фазе хвостов.

Исследованиями [1,36] установлено, что наличие органических веществ в продуктах цианирования, особенно флотоконцентрата, резко снижает эффективность сорбции. Например, бутиловый ксантогенат калия (БКК) оказывает депрессирующее действие как на сорбцию золота, так и серебра, причем, сорбция золота подавляется значительно больше. Кривые изотермы золота показывают, что при равновесной концентрации золота и серебра 1 мг/л в присутствии БКК емкость угля по золоту снижается в 4 раза. При повышении концентрации ксантогената в растворе до 50 мг/л коэффициент распределения золота снижается в 25 раз.

Опытами сорбции флотореагентов на уголь (без золота и серебра в растворе) установлено, что БКК и сосновое масло достаточно хорошо поглощаются углями, что послужило основанием для использования углей с целью удаления флотореагентов из пульпы перед цианированием и сорбцией золота. Технологию сорбции флотореагентов на уголь назвали *кондиционированием пульпы*. Эта операция была испытана «Иргиредметом» в опытно-промышленных условиях на флотоконцентрате месторождения «Сухой Лог». Результаты эксперимента показали, что кондиционирование пульпы перед цианированием позволяет повысить показатели сорбционного извлечения золота из флотоконцентрата.

Операцию кондиционирования пульпы Самартинского концентрата испытали в ЦГМ в 2000 году в промышленном масштабе. Для этого пульпу концентрата после сгущения подавали в 6 резервных пачуков. В пачук № 6 загружали свежий или регенерированный уголь и в противотоке передвигали к головному аппарату, откуда выводили на грохот и в колонну. Уголь после операции кондиционирования пропускали через печь реактивации для удаления из пор сернистых соединений ксантогенатной группы и соснового масла. При отсутствии анализов угля и жидкой фазы пульпы на концентрацию ксантогената процесс вели вслепую. Заметного улучшения показателей процесса цианирования и сорбции получено не было, поэтому от операции вскоре пришлось отказаться.

Но это не означает, что испытания процесса кондиционирования дали отрицательный результат и от него нужно отказаться. Видимо, нужно операцию кондиционирования, как и каждый новый процесс, доводить «до ума» и при этом необходимо прежде всего организовать экспрессный контроль концентрации БКК в пульпе и на угле, чтобы процесс вести не вслепую.

В исследованиях «Иргиредмета» использовался порошок угль КАД-молотый, который достаточно хорошо сорбирует флотореагенты (см. рис. 4.6). Этот угль не отделяли от пульпы после кондиционирования, а направляли пульпу с этим углем на цианирование и сорбцию, а затем в хвосты. Нам представляется, что процесс кондиционирования пульпы с использованием порошкообразного угля КАД-молотый без отделения от пульпы более перспективен для дальнейшего применения. Но в этом случае нужно установить оптимальный расход угля, определить, насколько улучшаются показатели сорбционного цианирования по извлечению золота и рабочей емкости угля и подсчитать, насколько экономична операция кондиционирования.

4.7. Технологические параметры процесса сорбционного выщелачивания

Сорбцию золота и серебра из пульпы с применением сорбентов в настоящее время осуществляют двумя путями [4,5]:

1. После операции предварительного цианирования или
2. Совмещением процессов цианирования и сорбции.

И в том и в другом случае в присутствии сорбента идут два совмещенные во времени процесса – растворение благородных металлов и сорбция их на ионит или активный угль, т.е. процесс сорбционного выщелачивания. Только после предварительного цианирования в процессе сорбции в присутствии сорбента протекает процесс дорастворения золота.

Технологические параметры процесса сорбционного выщелачивания не зависят от типа применяемого сорбента, будь то анионит АМ-2Б или активированный угль АГ-90. Поэтому рассматриваемые здесь технологические характеристики применимы и к процессу «смола в пульпе» и к процессу «угль в пульпе».

Исследования и практика работы показали [4], что при прочих равных условиях емкость сорбента тем выше, чем больше концентрация золота в жидкой фазе пульпы. Поэтому перед выводом насыщенного сорбента из процесса он должен контактировать с цианистой пульпой, в растворе которой имеется достаточно высокая концентрация золота.

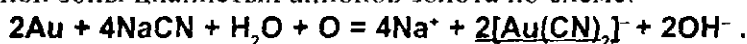
Это достигается тем, что руду или концентрат перед сорбционным выщелачиванием подвергают операции **предварительного цианирования**. В этом случае часть или больше половины золота из твердой фазы переходит в раствор с максимальной концентрацией его в жидкой фазе. Процианированная таким образом пульпа поступает в процесс сорбционного выщелачивания, где происходит дорастворение золота и его сорбция на активный угль.

Предварительное цианирование пульпы осуществляется в том случае, если в руде или концентрате отсутствуют поглотители цианида, углистые вещества, способные сорбировать растворенное золото, а также в случае, когда процесс цианирования не осложняется большим содержанием окисленных минералов меди, цинка и других цветных металлов.

При обработке золотосодержащих материалов, в которых имеются углистые вещества или другие минералы, затрудняющие процесс растворения золота, операцию предварительного цианирования не проводят, и тогда цианирование ведут в присутствии сорбентов, т.е. осуществляют **прямой процесс сорбционного выщелачивания** благородных металлов. В этом случае ионит или активный угль являются более сильными конкурентами природных сорбентов.

Чтобы яснее представить себе роль сорбентов в процессе сорбционного выщелачивания, рассмотрим кратко, что при этом происходит с точки зрения кинетики.

Как уже отмечалось, процесс растворения золота идет в диффузионной области, т.е. скорость процесса растворения зависит от скорости диффузии растворителей и продуктов реакции. Если скорость диффузии растворителей – участников реакции обмена – больше, чем скорость диффузии продуктов реакции, то введенный в систему сорбент способствует ускоренному отводу из реакционной зоны цианистых анионов золота по схеме:



↓
сорбент

Иными словами, присутствие сорбента в пульпе устраняет лимитирующую стадию диффузионного процесса, а именно – увеличивает скорость диффузии аниона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ из зоны реакции путем поглощения его сорбентом.

В результате этого создаются хорошие условия для растворения золота. Воздействие сорбента на скорость растворения продолжается до тех пор, пока весь процесс не станет лимитироваться диффузией цианида к поверхности частиц золота, а это происходит обычно в концевых аппаратах, когда содержание золота в твердой фазе становится незначительным.

К основным технологическим параметрам процесса сорбционного цианирования [4,5,30] относят следующие:

1. Продолжительность процесса;
2. Единовременная загрузка сорбента в процесс;
3. Время пребывания сорбента в процессе сорбции;
4. Количество ступеней сорбции;
5. Величины потоков пульпы и сорбента.

Продолжительность процесса сорбционного выщелачивания – это время прохождения пульпы через весь каскад аппаратов сорбции. Оно должно быть достаточным как для максимального перехода золота из твердой фазы в раствор пульпы, так и для практически полного поглощения растворенного золота из жидкой фазы пульпы на активный уголь. Обычно лимитирующей стадией всего процесса является растворение золота до заданной величины содержания его в твердой фазе. В большинстве случаев продолжительность процесса сорбционного выщелачивания находится в пределах 8–24 часов.

Как правило, этот параметр устанавливается опытным путем в ходе лабораторных и полупромышленных испытаний на представительных технологических пробах руды или концентрата.

Время сорбционного выщелачивания пульпы – важнейший технологический параметр, от которого прямо зависит извлечение благородных металлов. Вот почему необходимо четко выдерживать этот параметр при обслуживании технологического процесса сорбции.

Продолжительность сорбционного выщелачивания пульпы рассчитывается по формуле:

$$T_c = V / П,$$

где T_c – время сорбционного выщелачивания пульпы, час;

V – суммарный объем всех сорбционных аппаратов, м³;

$П$ – поток пульпы, м³/час.

Поскольку время процесса задается «Картой технологического режима» и является для данной конкретной руды или концентрата величиной заданной, из вышеприведенного соотношения ясно, что поток пульпы не может быть больше определенного максимального значения. Следовательно, если часовой поток пульпы превышает расчетную величину, то время процесса становится меньше необходимого, и в этом случае возможны неоправданные потери золота и серебра в хвостах. Проще говоря, нельзя превышать заданную производительность по потоку пульпы.

Практика работы сорбционных отделений действующих фабрик показала, что даже при нормальной производительности, не превышающей заданную, не выдерживается иногда необходимое время сорбции и в хвостах наблюдается повышенное содержание золота в твердой и жидкой фазах. Это происходит из-за неполного использования рабочего объема сорбционных аппаратов, когда они забиты осевшими песками или уровень пульпы в них ниже рабочего.

Под **единовременной загрузкой сорбента** понимается общий объем активного угля, находящегося в сорбционной аппаратуре. Единовременная загрузка должна обеспечивать:

во-первых – необходимую для насыщения благородными металлами продолжительность контакта угля с пульпой и,

во-вторых – достаточно высокую скорость сорбции, гарантирующую практически полное поглощение растворенного золота за время прохождения пульпой всех сорбционных аппаратов.

Единовременная загрузка активного угля определяется как концентрация сорбента в пульпе, выраженная в объемных процентах или в литрах угля на 1 м³ пульпы.

Концентрация активного угля в пульпе каждого сорбционного аппарата должна строго контролироваться обслуживающим персоналом, так как от этого зависит рабочая емкость угля по золоту, извлечение благородных металлов на уголь.

Продолжительность пребывания сорбента в аппаратах сорбции – это время нахождения его в процессе сорбции от момента загрузки до момента выгрузки. Оно должно обеспечивать достаточно высокую степень насыщения угля золотом или, другими словами, максимальную рабочую емкость. Время пребывания угля в аппаратуре обычно составляет 150–200 часов, т.е. от

момента загрузки свежего или регенерированного угля в процесс сорбции до момента выгрузки насыщенного металлами угля проходит 5–7 суток.

Естественно, что продолжительность пребывания угля в процессе сорбции зависит от **потока** угля, перемещаемого по всем аппаратам в единицу времени. Поток сорбента должен быть таким, чтобы полностью поглощать все растворенное золото, поступившее в процесс сорбции и перешедшее в раствор пульпы в единицу времени.

Поток сорбента, единовременная загрузка и продолжительность пребывания активного угля в процессе связаны соотношением:

$$T_y = E / q,$$

где T_y – время пребывания активного угля в процессе, час;

E – единовременная загрузка угля в л;

q – поток угля в л/час.

Практикой установлено, что для переработки рудных пульп оптимальная единовременная загрузка угля должна составлять 1,5–2 %, для переработки концентратов – от 4-х до 6–10%.

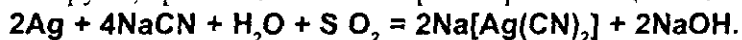
При этом, продолжительность пребывания угля в процессе, необходимая для насыщения сорбента золотом, должна составлять 150–200 часов. Увеличение времени сверх этого значения обычно нецелесообразно, так как не дает существенного выигрыша в емкости угля, но приводит к повышенным его потерям в результате истирания и механического разрушения.

4.8. Извлечение серебра методом сорбционного цианирования

До недавнего времени на фабриках перерабатывалось рудное сырье, в котором основным ценным компонентом было золото. Серебро, содержащееся в рудах, извлекали вместе с золотом, как попутный металл.

Однако все больше появляется месторождений, в рудах которых серебро присутствует в значительных количествах, превышая порой содержание золота в несколько раз. Из таких руд, наряду с золотом, можно и нужно получать серебро, но не в виде попутной продукции, а целевым назначением с тем, чтобы стоимостью извлеченного серебра покрыть часть затрат на производство золота.

Поведение серебра в процессе сорбционного цианирования имеет много общего с золотом, но существуют и некоторые особенности. Они связаны с формой нахождения серебра в исходных рудах или концентратах и сложностью получаемых цианистых золото-серебряных растворов, как физико-химических систем. Металлическое серебро, находящееся в составе природного золото-серебряного сплава электрума, сравнительно легко растворяется в цианистом растворе:

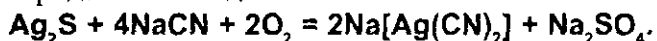


Кислород в этой реакции выполняет ту же роль, что при растворении золота.

Значительно труднее происходит цианирование минералов серебра, особенно его сульфидов. Сульфид серебра в цианистом растворе взаимодействует с цианидом по реакции:



Направление реакции зависит от соотношения количества цианида и растворенного сульфида Na_2S . При накоплении сульфида натрия в растворе устанавливается равновесие и растворение серебра прекращается. Чтобы реакция шла до конца, ее равновесие все время нужно сдвигать вправо. Достигается это повышением концентрации цианида и интенсивной аэрацией пульпы. При наличии кислорода в пульпе сульфид натрия окисляется сначала до тиосульфата, а затем до сульфата натрия. Суммарная реакция растворения сульфида серебра в цианистом растворе при участии кислорода имеет вид:



Из приведенных реакций видно, что для успешного цианирования сульфидов серебра нужно обеспечить высокую концентрацию цианида и наличие кислорода в пульпе.

На примере исследования золото-серебряной руды Карамкенского месторождения были получены интересные результаты по сорбционному цианированию золота и серебра в виде кинетических кривых, представленных на рис. 4.3 и 4.4.

При рассмотрении этих кривых можно сделать следующие выводы:

1. Наибольшая скорость и полнота извлечения золота и серебра достигается при концентрациях цианида 0,1–0,4%.
2. Золото извлекается в раствор почти полностью за 12 часов, тогда как извлечение серебра в раствор даже за 48 часов составляет немногим более 80%.

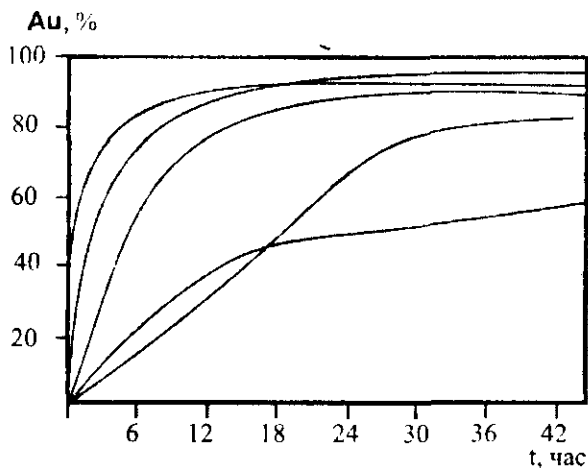


Рис. 4.3.

Зависимость извлечения золота в раствор от продолжительности цианирования NaCN , %

1 – 0,035;	4 – 0,15;
2 – 0,07;	5 – 0,40
3 – 0,10;	

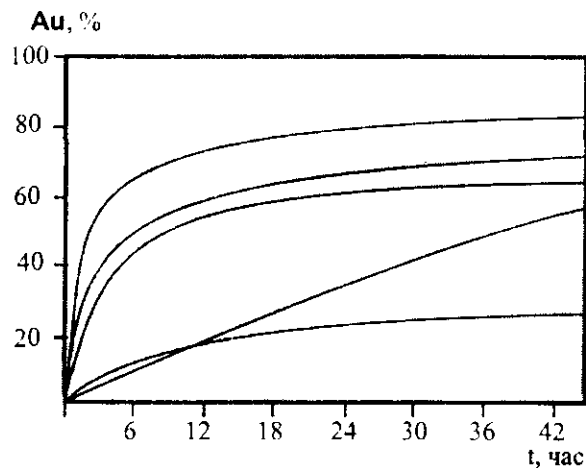


Рис. 4.4.

Зависимость извлечения серебра в раствор от продолжительности цианирования (Кривые 1–5 при NaCN в % на рис. 4.3)

3. Большая скорость растворения серебра в начальный момент (первые 2–3 часа) объясняется взаимодействием цианида с электрумом, в котором содержится почти 50% всего содержащегося в руде серебра.

Продолжительность выщелачивания серебра почти в 4 раза больше чем золота, что объясняется наличием в руде сульфидных минералов серебра.

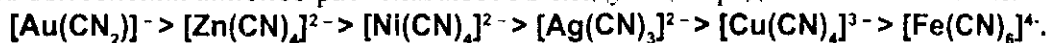
Кроме этого, нельзя не заметить, что кинетические кривые 3,4,5 проходят близко друг от друга, и поэтому при проведении процесса цианирования нецелесообразно применять максимальную концентрацию цианида, равной 0,4 %, поскольку некоторое увеличение степени извлечения серебра в раствор в этом случае не компенсирует повышенного расхода цианистого натрия и защитной щелочи.

Таким образом, основными особенностями поведения серебра при цианировании руды являются повышенная концентрация цианида в пульпе и большая продолжительность процесса.

Применительно к аниониту АМ-2Б исследованиями установлено, что из относительно чистых цианистых растворов, содержащих только анионы серебра и небольшое количество цианида, серебро сорбируется активно. Если же в растворе наряду с серебром присутствуют анионы золота, насыщение сорбента серебром наступает раньше, чем золотом. Однако при продолжении процесса сорбции до точки насыщения золотом наблюдается вытеснение сорбированных анионов серебра анионами золота.

Изучение форм нахождения цианистых комплексов серебра в процессе сорбции показало, что в фазе ионита присутствуют многозарядные комплексные ионы серебра $[\text{Ag}(\text{CN})_3]^{2-}$, $[\text{Ag}(\text{CN})_4]^{3-}$. Выяснилось также, что при переходе анионов серебра в фазу ионита происходит дополнительное комплексообразование, вследствие наличия в ионите простых цианид-ионов CN^- . Комплексообразование сказывается на количественных характеристиках процесса сорбционного извлечения серебра, так как один многозарядный анион серебра захватывает сразу несколько функциональных групп, чем и объясняется относительно низкая емкость анионита АМ-2Б при сорбции растворенного серебра.

Если в растворе вместе с серебром присутствуют комплексные цианистые анионы золота и металлов-примесей, то их сорбция на анионит АМ-2Б и наблюдаемая на практике последовательность вытеснения анионов располагаются в следующий ряд по селективности:



Этот ряд показывает, что наибольшее сродство анионит имеет к аниону золота, меньшее – к аниону цинка, еще меньшее – к аниону никеля и т.д. При насыщении ионита происходит вытеснение ионов в обратном порядке, т.е. анионы серебра вытесняют анионы меди и железа, стоящие вправо в ряду, а анионы золота могут вытеснить все другие анионы, стоящие в ряду.

Селективность анионита АМ-2Б к золоту положена в основу двухстадийной сорбционной технологии извлечения золота и серебра на Карамкенской золотоизвлекательной фабрике. Эта технология разработана в институте «Иргиредмет» [1] и предусматривает извлечение золота в первой стадии сорбции, серебра – во второй и отдельную регенерацию насыщенных ионитов, которые выводятся из каждой стадии отдельно.

Технологическая схема двухстадийного сорбционного процесса, осуществленного на Карамкенской ЗИФ [5], показана на рис. 4.5.

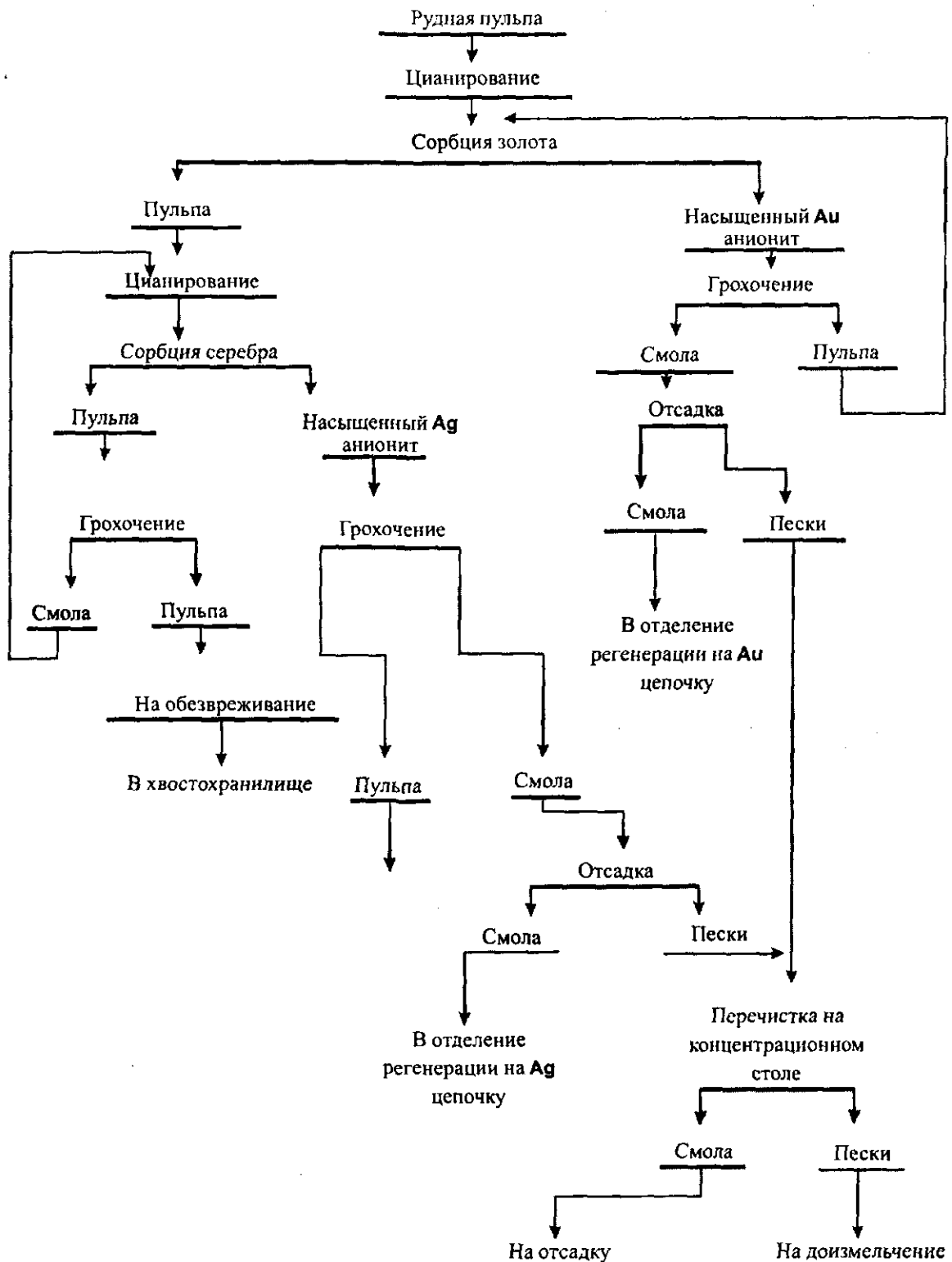


Рис. 4.5. Технологическая схема двухстадийного процесса сорбционного выщелачивания золота и серебра Карамкенской ЗИФ

Исходная пульпа поступает на предварительное цианирование, где происходит растворение золота и серебра в течение 12 часов. При этом золото из руды растворяется почти полностью, а серебро – примерно на 50%, в основном из сплава электрум. Цианирование ведут при 0,1–0,15% NaCN и концентрации защитной щелочи по CaO 0,02–0,03%.

Далее пульпа поступает на первую стадию сорбции, где анионит поглощает в основном анионы золота. Свежий или регенерированный анионит подается в концевой пачук первой стадии и выгружается в насыщенном виде из первого аппарата. В насыщенном из первой стадии сорбции анионите содержится золота и серебра примерно поровну. Тем не менее, растворенное золото на первой стадии сорбции извлекается на ионит на 98%.

После первой стадии пульпу подкрепляют по цианиду до 0,15–0,2% и направляют на вторую стадию сорбционного выщелачивания. На второй стадии из жидкой фазы пульпы извлекают растворенное серебро и дорастворившееся золото. Насыщенный после этой стадии анионит имеет высокую емкость по серебру и незначительную – по золоту. Из второй стадии насыщенный серебром анионит направляется на регенерацию в отдельную цепочку колонн.

Таким образом, из процесса сорбции выводится два вида насыщенного угля – «золотой» и «серебряный». Каждый из этих углей перерабатывался в отделении регенерации по отдельной цепочке с получением золото- и серебросодержащих элюатов, из которых драгметаллы извлекались в катодные осадки на электролизерах.

Двухстадийная технология сорбционного выщелачивания обеспечивает максимальное извлечение золота из руды – 95–96% и серебра – не менее 83%.

Установленные для анионита АМ-2Б закономерности поведения серебра в процессе сорбционного цианирования с известной степенью приближения можно отнести и к процессу «уголь в пульпе», так как механизмы ионного обмена на анионите и активном угле схожи.

Практикой работы ЦГМ в 1998–2002 гг. подтверждается поведение серебра в процессе сорбционного выщелачивания. Серебро извлекается на уголь из флотоконцентрата на 35–40%. В жидкой фазе хвостов сорбции содержится 10–20 г/м³ растворенного серебра. Это значит, что уголь не успевает поглощать все растворенное серебро из жидкой фазы. Анализ угля, растворов пульпы и твердой фазы по пачукам на содержание золота и серебра показывает, что в последних пачуках сорбции концентрация серебра на угле, как правило, выше концентрации золота, в головных пачуках – наоборот. Это подтверждает вывод, что анионы золота по мере насыщения угля вытесняют анионы серебра.

Чтобы в этом случае полностью извлекать на уголь из пульпы все растворенное серебро, необходимо организовать вторую стадию сорбции для серебра с установкой дополнительных пачуков и установить дополнительное оборудование для автоклавной десорбции. Расчеты показали, что дополнительное извлечение серебра не покрывает эксплуатационные затраты на вторую стадию сорбционного выщелачивания, поэтому серебро извлекается как попутная продукция на существующей схеме сорбции.

4.9. Устройство оборудования для цианирования и сорбции

Для осуществления процессов цианирования пульпы руды или концентрата применяют несколько типов аппаратов:

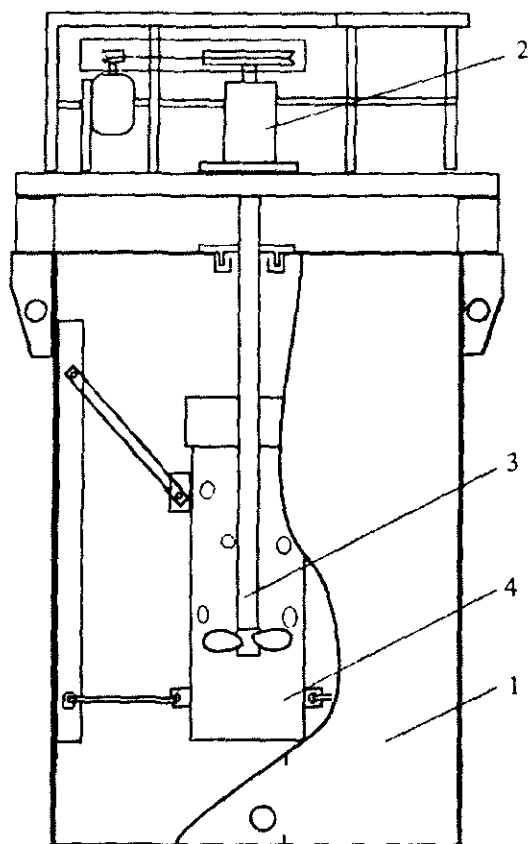
С механическими мешалками;

С пневматическим перемешиванием пульпы (сжатым воздухом);

С комбинированными устройствами перемешивания – механическими мешалками и сжатым воздухом (пневмомеханические);

Конусные аппараты выщелачивания.

Аппараты с механическим перемешиванием пульпы наиболее просты по устройству и представляют собой стальные или железобетонные чаны с механической мешалкой в виде крестовины или рамы, насаженной на вертикальный вал. Такие аппараты, называемые **агитаторами**, применяли для цианирования пульпы в первый период внедрения цианистого процесса в промышленности [43]. Более эффективным аппаратом для цианирования пульпы является **контактный чан**, представленный на рис. 4.6.



1 – чан; 2 – блок привода; 3 – импеллер;
4 – циркуляционная труба.

Рис. 4.6. Контактный чан КЧ-1,6

Контактный чан состоит из цилиндрического чана 1, электропривода 2, импеллера, диффузора 4. Импеллер выполнен в виде трехлопастного винта, гуммированного резиной. Винт-импеллер располагается по центру чана на высоте 800–1000 мм от дна. Циркуляционная труба 4, которая называется диффузором, расположена в центре чана и имеет в стенках отверстия или патрубки, через которые пульпа при циркуляции дополнительно диспергируется и аэрируется. Привод импеллера состоит из вала со шкивом и электродвигателя, соединенных клиновым ремнем (клиноременная передача). Привод находится на раме сверху чана и соединен муфтой с вертикальным валом импеллера. При работе пульпа поступает в центр чана и за счет разрежения, создаваемого импеллером, аэрируется и интенсивно циркулирует через диффузор в объеме чана.

Контактные чаны применяют для растворения реагентов, перемешивания пульпы и ее смешения с реагентами. В контактных чанах допускается обрабатывать пульпу с содержанием твердого до 55% и крупностью твердой фракции не более 1 мм. Контактные чаны лучше всего использовать в условиях осуществления непрерывного процесса цианирования. В этом случае аппараты располагают последовательно в технологической цепочке каскадом так, чтобы пульпа поступала непосредственно в диффузор, а выходила через верхний патрубок.

Привод включается, когда чан заполнен пульпой или водой до рабочего уровня. При установившемся режиме циркуляции пульпы, когда весь осевший материал перейдет во взвешенное состояние, разрешается осуществлять непрерывную загрузку и выгрузку пульпы. Оптимальным считается режим работы чана, когда около вала импеллера на поверхности пульпы образуется воронка глубиной равной приблизительно половине диаметра диффузора. Эксплуатация контактного чана без диффузора неэффективна для проведения процесса цианирования, и чан утрачивает свое техническое назначение, так как работает как обычная мешалка для поддержания твердой фракции во взвешенном состоянии. Чаны марки КЧ изготавливаются на рабочие объемы от 0,8 до 100 м³.

Наибольшее распространение для цианирования пульпы получили **аппараты с пневматическим перемешиванием**, называемые **пачуками** (по названию провинции Пачук в Мексике, где они были впервые применены в начале 20-го века) [4,30].

Пачук цианирования (рис. 4.7) представляет собой высокий цилиндрический чан с коническим дном. Обычно высота пачука составляет 3–4 диаметра чана. Это соотношение выбрано из условия интенсивного перемешивания пульпы при минимальном расходе сжатого воздуха.

Внутри чана 1 установлен циркулятор 2, выполненный в виде аэролифта. Циркулятор состоит из трубы большого сечения, на конце которой находится рубашка из трубы большего диаметра, и трубки 3 для подачи сжатого воздуха. Высота циркулятора зависит от размера пачука и, как показала практика, должна быть не более одной третьей высоты пачука.

Сжатый воздух под давлением подается в нижний расширитель циркулятора и поступает через прорези в центральную трубу. В месте подачи сжатого воздуха образуется пульпо-воздушная смесь, плотность которой ниже плотности пульпы в объеме аппарата.

Смешанная с воздухом пульпа поднимается по центральной трубе и изливается через верхний край. Более плотная, не содержащая воздушных пузырьков, пульпа поступает в циркулятор снизу. Таким образом, с помощью циркулятора-аэролифта пульпа интенсивно циркулирует в объеме аппарата и за счет подачи сжатого воздуха постоянно аэрируется, получая необходимый для растворения золота кислород.

При нарушении режима перемешивания в нижней части пачука может накапливаться осевший твердый материал. Для взмучивания его служит диспергатор 6, в который по отдельной трубе подается сжатый воздух более высокого давления.

Удельный расход сжатого воздуха на перемешивание пульпы составляет $0,5 \text{ м}^3$ на 1 м^2 сечения пачука в минуту. Давление подаваемого сжатого воздуха зависит от высоты пачука, концентрации твердого в пульпе. Обычно на перемешивание пульпы в пачуках подается сжатый воздух под давлением из расчета высоты столба пульпы в самом аппарате плюс $0,2\text{--}0,3 \text{ атм.}$ избыточного давления.

Пачуки широко применяются как в отечественной, так и зарубежной практике цианирования. Преимущества аппаратов этого типа состоят в том, что они просты по устройству, удобны в обслуживании, обеспечивают интенсивное перемешивание пульпы, ее смешение с реагентами и хорошее насыщение жидкой фазы пульпы кислородом, что очень важно для процесса растворения золота при цианировании. Пачуки можно устанавливать в технологическую цепочку на одном уровне.

Типоразмерный ряд применяемых в настоящее время пачуков цианирования приводится ниже [45]:

рабочий объем, м^3	20	75	100	210	470
диаметр чана, м	2,2	3,2	3,4	4,5	5,6
высота, м	6,5	10	12	17	22
соотношение Н/Д	2,95	3,1	3,5	3,8	3,9

где Н – высота,

Д – диаметр.

Пачуки с рабочим объемом 210 и 470 м^3 применяются на фабриках с производительностью свыше 2000 т/сутки (Куранахская ЗИФ, Зерафиан – Мурунтау), с объемом 75–100 м^3 – на фабриках средней производительности – 1000–2000 т/сутки (Многовершинная, Макмальская ЗИФ). Пачуки с рабочим объемом 20 м^3 и меньше используются в основном для переработки флотоконцентратов (Северо-Енисейская ЗИФ, им. Матросова и др.).

В цехе гидрометаллургии Холбинского рудника применен новый аппарат для цианирования флотоконцентрата, конструктивно отличающийся от ранее применявшихся. Это шкстисекционный аппарат выщелачивания, в котором перемешивание пульпы и смешение ее с реагентами осуществляется так же, как и в пачуке цианирования, сжатым воздухом. Аппарат (рис. 4.8) представляет собой корпус прямоугольного сечения с 6-ю отделениями-секциями, в котором секции отделены друг от друга только перегородками. В каждой секции установлен циркулятор-аэролифт с трубопроводом подачи сжатого воздуха. Принцип работы циркулятора тот же, что описан для пачука цианирования.

В нижней части каждой секции имеется патрубок для аварийного выпуска пульпы. Пульпа в аппарате движется таким образом, чтобы исключить переполнение и смешение во всех камерах. Из первого пачука пульпа попадает во второй через нижнее отверстие, из второго в третий – переливом через перегородку между второй и третьей секциями. Далее путь пульпы повторяется – из третьей секции через нижнее отверстие в четвертую, из четвертой – в пятую переливом через перегородку. Такая схема потока пульпы позволяет избежать прямого перетока пульпы из первой в шестую секцию, и, следовательно, избежать проскока непроцианированной пульпы.

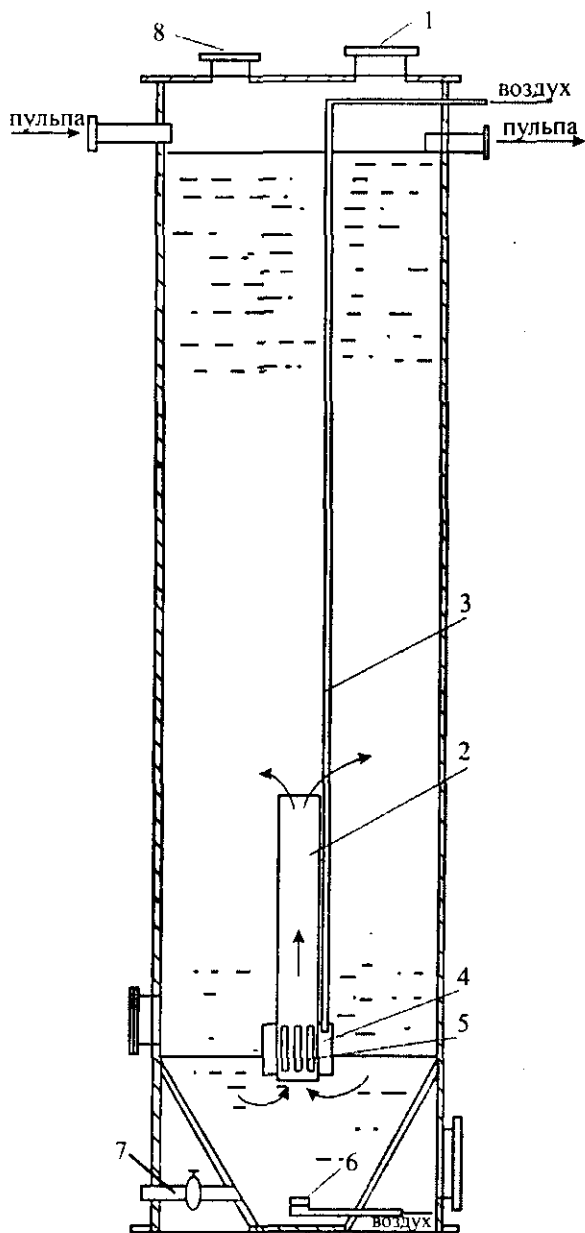
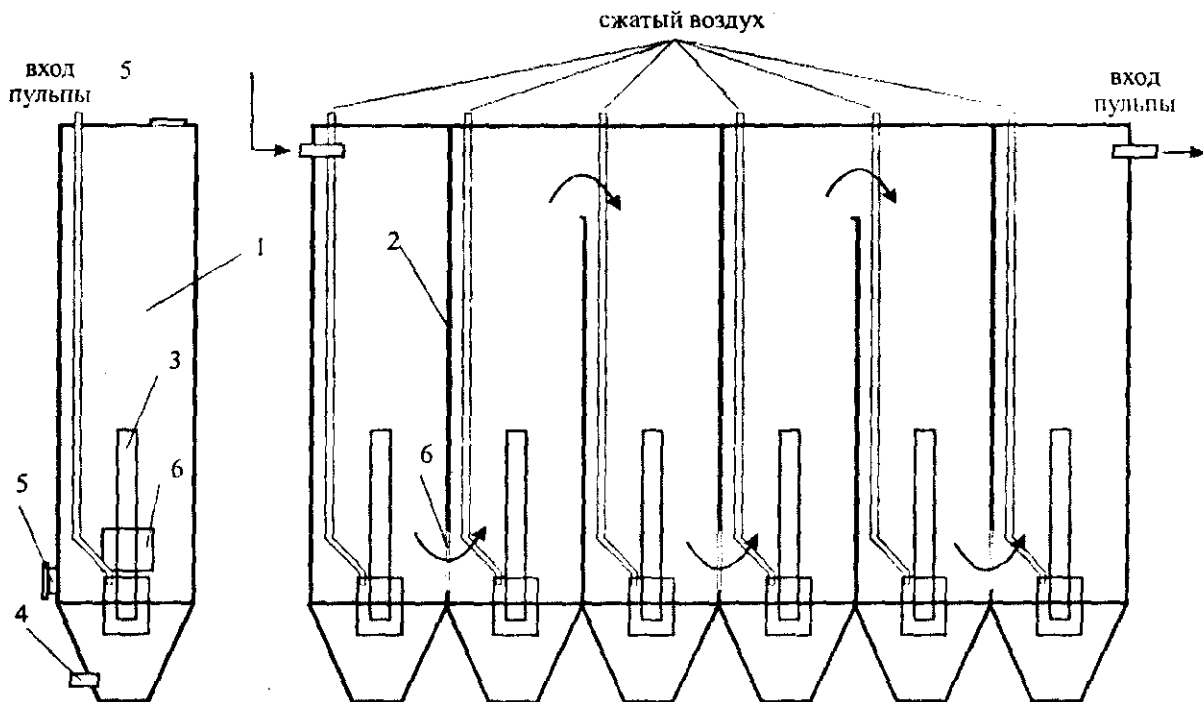


Рис. 4.7. Пачук цианирования



1 – корпус; 2 – перегородка; 3 – аэролифт-барботер; 4 – патрубок аварийного слива пульпы; 5 – смотровой лифт; 6 – отверстия в перегородках.

Рис. 4.8. Шестисекционный аппарат для выщелачивания

Достоинством секционного аппарата является его компактность, возможность осуществлять в одном аппарате многоступенчатый технологический процесс переработки пульпы. Аппараты такого типа рассчитаны на сравнительно небольшую производительность по исходному материалу.

Большой недостаток работы секционных аппаратов прямоугольного сечения состоит в том, что движение пульпы в нем имеет плохую гидродинамику, и при малейшей остановке подачи сжатого воздуха твердая фаза быстро оседает и аппарат нужно аварийно выпускать, чтобы восстановить его работоспособность.

Для тяжелых материалов, например, флотоконцентрат, плотность которого колеблется от 3,4 до 3,8 т/м³, конструкция аппарата должна предусматривать конусное днище и расположенный по центру циркулятор. В этом случае твердая фаза значительно меньше оседает при колебаниях в подаче сжатого воздуха на перемешивание, а осевший материал быстрее и легче приходит во взвешенное состояние.

Техническая характеристика секционного аппарата выщелачивания

Общий объем пульпы, м ³	– 48
Рабочий объем одной секции, м ³	– 8
Количество секций	– 6
Производительность по пульпе, м ³ /час	– 1,5–3,0
Плотность пульпы, % тв	– 45–55
Размеры одной секции, L x B x H, м	– 1,0x1,0x8,0
Масса аппарата без пульпы, кг	– 8520

В последние годы в институте «Иргиредмет» разработан и получил применение **конусный аппарат** (рис. 4.9) для цианистого выщелачивания золота из гравитационных концентратов.

Аппарат представляет собой конусную емкость, собранную из 4-х конусных обечаек на фланцах. Верхняя часть аппарата выполнена в виде усеченного конуса с меньшим углом конусности, чем нижние обечайки. Это сделано для того, чтобы на выходе раствора из аппарата резко снизить скорость раствора и за счет этого не пропустить твердые частицы в слив. Сверху аппарата на крышке имеется люк, через который в конус загружается концентрат.

Снизу конусный аппарат заканчивается патрубком, через который закачивается в конус цианистый раствор. Между патрубком и фланцем нижней обечайки находится резиновое кольцо – уплотнение толщиной 30 мм. Посадочное отверстие в кольце перекрывается шаром, поверх-

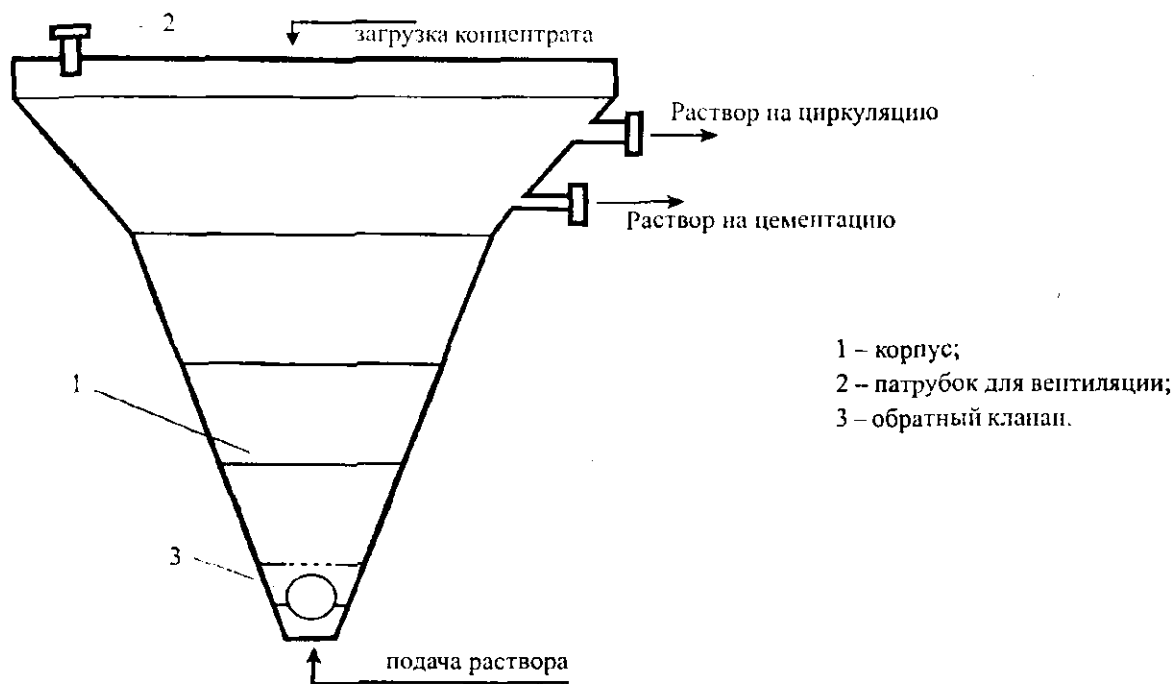


Рис. 4.9. Конусный аппарат для импульсного выщелачивания

ность которого гуммирована резиной. Шар и кольцо служат обратным клапаном, как в диафрагмовых насосах типа ДВС: при поступлении в конус порции раствора под давлением шар поднимается и раствор свободно входит в аппарат, при прекращении подачи раствора шар садится в кольцо и перекрывает вытекание раствора из конуса.

В верхней части в стенке успокоителя имеются два патрубка на разной высоте. Один из них служит для слива раствора в режиме циркуляции, второй – для слива осветленного раствора после окончания процесса цианирования и отстаивания. Выпуск пульпы после выщелачивания производится через нижний лючок.

Конусные аппараты выщелачивания работают следующим образом: вручную или с помощью механизмов в конус загружается 2–3 тонны концентрата, после чего через генератор (емкость $V=0,5 \text{ м}^3$) из расходной емкости насосом через нижний патрубок в аппарат закачивается цианистый раствор до уровня верхнего сливного патрубка.

Для создания благоприятных условий доступа цианида к поверхности частиц золота и ускорения растворения процесс ведется в циркуляционном режиме путем подачи кратковременных импульсов цианистого раствора в аппарат.

Циркуляция раствора импульсами осуществляется следующим образом: в бачок генератора импульсов 3 заливается $0,5 \text{ м}^3$ цианистого раствора заданной концентрации. По сигналу датчика верхнего уровня в генераторе включается насос 4, который за 72 сек. выкачивает раствор в конус 1. Под напором раствор поднимается в аппарате снизу вверх и как бы раздвигает зерна концентрата, омывая раствором поверхность каждого зерна. Таким образом, во время прокачки раствора через конус весь твердый материал находится во взвешенном состоянии, что обеспечивает доступ цианида к поверхности золотин в концентрате. В режиме циркуляции раствор через верхний патрубок сливается в емкость 2, откуда снова поступает в бачок генератора импульсов 3 и цикл повторяется. Напор и производительность насоса подбирают таким образом, чтобы при прохождении раствора через конус твердые частицы концентрата находились во взвешенном состоянии, но не выносились бы со сливным раствором.

Техническая характеристика конусного аппарата выщелачивания

Рабочий объем аппарата, м^3	– 3,0
Объем загрузки концентрата, м^3	– 1,2
Рабочий объем успокоителя, м^3	– 1,5
Масса концентрата, тн	– 3,0–3,2
Масса аппарата, кг	– 855
Габаритные размеры $L \times V \times H$, м	– 2x2x4

Аэролифтом 2 пульпа подается на сетку 4, проходит через сито и по желобу под сеткой 3 поступает в следующий аппарат. Зерна сорбента задерживаются сеткой и, скатываясь по ней в лоток 5, поступают в предыдущий пачук.

Таким образом, с помощью дренажного устройства пачука, которое разделяет поток на два продукта и передает их в разных направлениях, осуществляется принцип противотока пульпа-сорбент в процессе сорбционного выщелачивания.

Дренажное устройство может быть выполнено в виде надстройки на крышке аппарата (рис. 4.10 б), либо находится под крышкой внутри пачука (рис. 4.10 а). Дренажное устройство состоит из расширителя 5, распределителя пульпы 7 и неподвижного съемного сита 8. Расширитель пульпы 5 предназначен для приема пульпы с сорбентом из аэролифта и отделения от нее воздуха, которой удаляется через вентиляционный патрубок. Распределитель пульпы 7 представляет собой короб, в днище которого прорезаны щели, через которые пульпа распределяется на сита. Дренажные сита – быстросъемные, их устанавливают под углом примерно 30° так, чтобы обеспечивалось скатывание зерен смолы или угля с сетки в лоток или в рабочее пространство пачука.

Сита выполняются в виде деревянных или стальных рамок, на которые натянута тканая сетка из нержавеющей стали 1X18Н9Т с отверстиями в свету от 0,4 до 0,9 мм. Сита вставляются в направляющие, выполненные из уголка, приваренного к вертикальной стенке корпуса полкой так, чтобы образовался желобок, по которому сливается пульпа с углем, попавшая в зазор между ситом и стенкой корпуса.

Производительность пачука сорбционного выщелачивания по пульпе зависит от пропускной способности сита, которая, в свою очередь, зависит от степени измельчения руды, плотности пульпы, наличия в ней глины и шламистых частиц. Практикой установлено, что пропускная способность 1 м^2 сита для глинистых руд колеблется от 20 до 25 $\text{м}^3/\text{час}$, для кристаллических кварцевых и малосульфидных руд – от 40 до 50 $\text{м}^3/\text{час}$.

Удельный расход сжатого воздуха на транспортировку пульпы с сорбентом из объема пачука в дренажное устройство зависит от плотности пульпы, высоты подъема и составляет 2–4 м^3 на 1 м^3 транспортируемой пульпы. Давление сжатого воздуха, подаваемого на перемешивание пульпы, как правило, не превышает двух атмосфер.

Подача сжатого воздуха на перемешивание и транспорт пульпы осуществляются отдельно. Обычно в отделении сорбции прокладываются два воздухопровода сжатого воздуха, называемых коллекторами, от которых воздух разводится по пачукам отдельно на циркуляторы и отдельно на аэролифты.

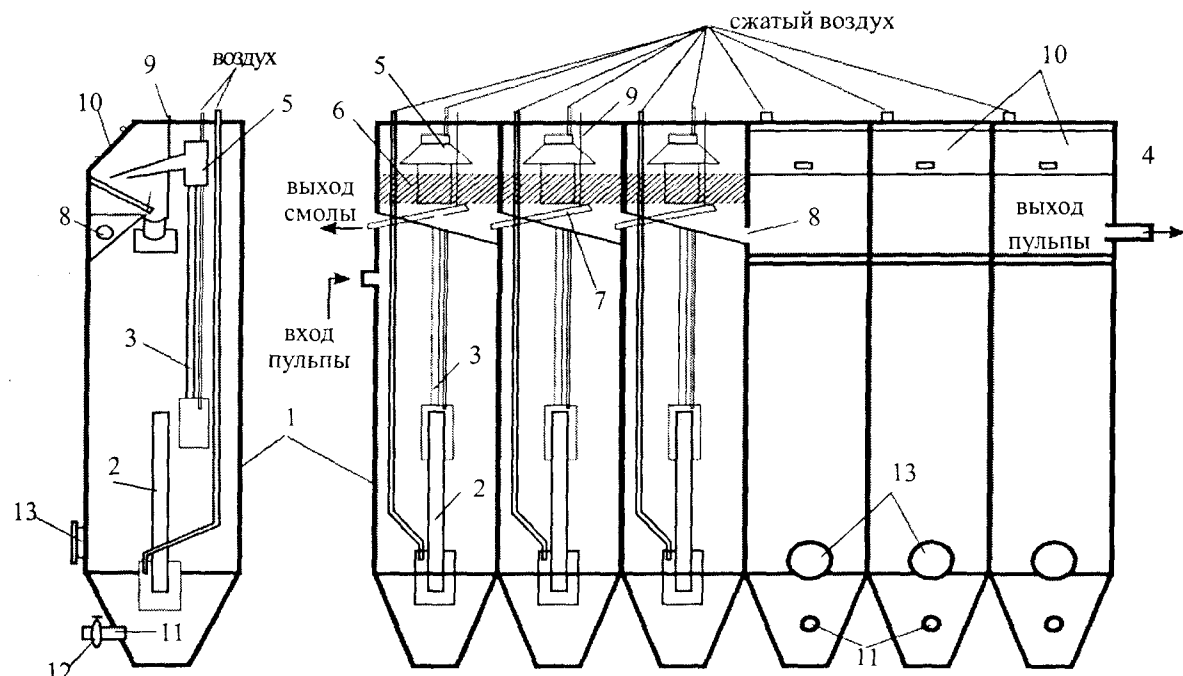
В пачуках сорбции с небольшим рабочим объемом от 8 до 40 м^3 дренажные устройства имеют несколько другую конструкцию – они встраиваются непосредственно в верхнюю часть корпуса пачука. При таком расположении дренажа почти четверть рабочего объема пачука не используется для работы, что является недостатком такой конструкции аппарата.

В институте «Иргиредмет» разработана конструкция шестисекционного пачука сорбционного выщелачивания, весьма похожего на секционный аппарата цианирования. Он представлен на рис. 4.11. Этот аппарат принципиально не отличается от описанного выше пачука сорбции (рис. 4.10). В нем также имеется устройство для пневматического перемешивания пульпы – барботер 2 и транспортный аэролифт 3, сетчатое дренажное устройство 4, встроенное в верхнюю часть каждой секции аппарата. Дренажное устройство состоит из лотка – распределителя пульпы, наклонного сита 6 и лотка 7 для передачи угля или смолы в следующую секцию. Пульпа из секции в секцию передается самотеком. Лоток перемещения угля находится внутри пачука под сеткой, его положение регулируется тягой 9. В верхней части аппарата сбоку расположен вентиляционный патрубок для подключения местной вентиляции, с помощью которой отводятся выделяющиеся в процессе работы пары синильной кислоты.

Принцип работы аппарата точно такой же, как и пачука сорбции. Отличие состоит в том, что новый пачук имеет прямоугольное сечение, в нем можно осуществлять многоступенчатый технологический процесс.

В нижней части каждой секции расположены патрубки 11 с задвижками 12 для выпуска пульпы или осевших песков в аварийных случаях и для ремонта. Внизу в задней стенке каждой секции имеются люки для ремонтных работ внутри пачука.

Секционные аппараты сорбции очень компактны, занимают небольшую производственную площадь, более удобны в обслуживании, но имеют тот же недостаток, что и секционные аппараты цианирования, т.е. из-за плоского днища не свободны от залегания твердой фазы с сорбентом.



1 – корпус; 2 – барботер; 3 – аэролифт; 4 – дренажное устройство; 5 – распределитель пульпы; 6 – сетка; 7 – лоток; 8 – пульповое отверстие; 9 – тяга; 10 – люки для обслуживания дренажного устройства; 11 – аварийный патрубок; 12 – задвижка; 13 – ремонтный люк.

Рис. 4.11. Секционный аппарат для сорбционного выщелачивания

Техническая характеристика секционного аппарата сорбционного цианирования

Рабочий объем одной секции, м ³	– 8
Количество секций, шт.	– 6
Площадь сита, м ²	– 0,6
Производительность по пульпе, м ³ /час.	– 1,5 – 3,0
Плотность пульпы, % тв.	– 40–50%
Габариты LxVxH, м	– 1,9x1,7x9,0
Масса аппарата без пульпы, кг	– 9800

В цехе гидрометаллургии Холбинского рудника ОАО «Бурятзолото» установлены и работают секционные пачуки цианирования и пачуки сорбционного выщелачивания прямоугольного сечения конструкции «Иргиредмета», однако в процессе работы у них выявились серьезные недостатки, которые пришлось устранять на ходу. О характере выявившихся недостатков конструкции секционных аппаратов рассказано ниже, в главе 11.

За рубежом для проведения процессов цианирования и сорбции применяются другие конструкции аппаратов, но рассмотрение их устройства и принципа работы в нашу задачу не входит.

4.10. Вспомогательные операции при переработке пульпы

Кроме вышеописанного основного оборудования, в сорбционном отделении почти всегда применяется оборудование для проведения вспомогательных операций. К числу таких обязательных операций относятся следующие: сгущение пульпы перед цианированием, контрольное грохочение хвостов сорбции, выделение из насыщенного сорбента щепы и песков, в некоторых случаях применяется операция фильтрации пульпы. Опишем кратко суть и назначение этих операций, устройство и принцип работы оборудования для их проведения.

Сгущение.

Флотационный концентрат, получаемый на обогатительной фабрике, представляет собой пульпу, в которой содержится от 5 до 15% твердой фазы, остальное составляет вода. Перерабатывать такую пульпу последующими процессами гидрометаллургии крайне нецелесообразно и неэкономично, так как в этом случае требуется большой объем оборудования, значительно увеличивается расход реагентов, повышаются затраты на обслуживание. Чтобы избежать всего этого, применяют операцию сгущения с целью получения пульпы, в которой концентрация твердой фазы в 3–7 раз выше первоначальной и составляет 50–60% по массе.

Сгущение пульпы – это процесс частичного обезвоживания путем отстаивания и осаждения твердых частиц на дно чана сгустителя и отделения осветленной воды [10]. Сгущение пульпы чаще всего осуществляется в радиальных сгустителях [30].

В процессе сгущения пульпа проходит две главные фазы: отстаивание твердых частиц и осветление воды. Фаза отстаивания характеризуется такой плотностью пульпы, при которой частицы свободно осаждаются под действием силы тяжести с постепенно уменьшающейся скоростью до тех пор, пока не будет достигнута критическая точка, на которой заканчивается осаждение и начинается уплотнение осадка. Фаза уплотнения или сжатия осадка характеризуется настолько тесным расположением частиц, что они собственно не осаждаются, а сжимаются, причем жидкость, заключенная в осадке, выжимается и выходит по образующимся каналам в вышерасположенные слои более жидкой пульпы.

В радиальном сгустителе различают четыре зоны (рис. 4.12): зона А – осветленная жидкость; зона Б – осаждение; зона В – переходная и зона Г – уплотнение осадка.

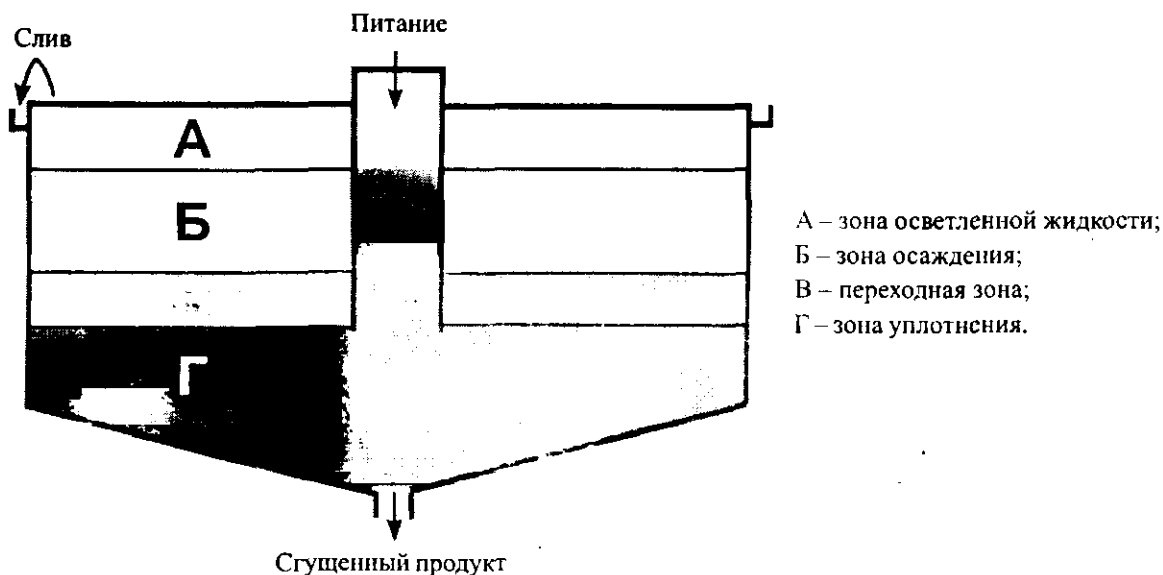


Рис. 4.12. Схема осаждения в радиальном сгустителе

Переход от зоны осаждения к зоне уплотнения происходит при определенной плотности пульпы, зависящей от природы сгущаемого материала и присутствия в жидкой фазе коагулянтов. Для большинства пульп этот переход наступает при плотности пульпы, соответствующей содержанию твердого 25–33%. В сгущенном продукте, разгружаемом из сгустителя, содержание твердых частиц обычно составляет 40–60%.

На золотоизвлекательных фабриках наибольшее распространение получили непрерывно действующие радиальные сгустители с центральным приводом [12]. Сгуститель (рис. 4.13) представляет собой невысокий чан 9 со слегка коническим дном и кольцевым желобом в верхней части. Чаны больших сгустителей (диаметром 30,50 м) изготавливают из железобетона, малых (диаметром от 6 до 18 м) – из металлического листа или дерева. В центре сгустителя находится подвесной вертикальный вал 4, на котором крепятся длинные радиальные граблины 3 и короткие 2. Вал вращается от приводного механизма 6 и вместе с ним закреплен на ферме 7. Во избежание поломки вал может подниматься с помощью подъёмного механизма 5.

Исходная пульпа поступает в загрузочный стакан 10, нижний край которого заглублен на 0,5–1,0 м по отношению к уровню слива, благодаря чему предотвращается взмучивание пульпы в осветленном слое. Осаждающийся на дно сгустителя материал с помощью гребков постепенно перемещается к разгрузочному отверстию 1, из которого откачивается диафрагмовым или центробежным насосом. Окружная скорость движения граблин невелика и составляет 0,1 м/сек., поэтому перемещение гребков по дну сгустителя не нарушает процесс отстаивания. Осветленная жидкость переливается в кольцевой желоб и по нему отводится из сгустителя. Слив сгустителя не должен содержать твердых частиц. Как правило, осветленный слив сгустителя используется во внутреннем водообороте фабрики в процессах измельчения, классификации и гравитационного обогащения руды.

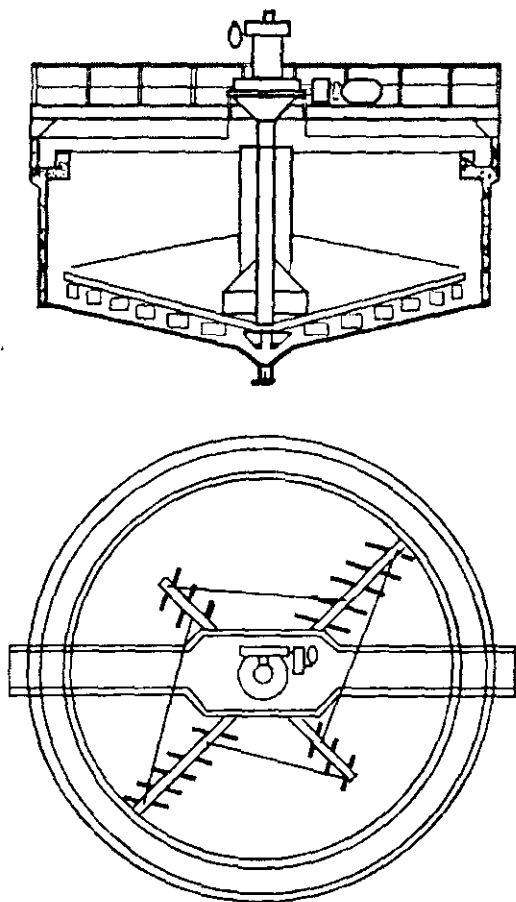


Рис. 4.13. Устройство радиальных сгустителей с центральным приводом

Техническая характеристика радиального сгустителя Ц-6М1

Диаметр чана, м	- 6
Объем чана, м ³	- 70
Площадь осаждения, м ²	- 28,2
Время 1 оборота граблин, мин	- 2,5
Высота подъема граблин, мм	- 400
Мощность эл/двигателя	
механизма вращения, квт	- 2,2
механизма подъема, квт	- 2,2

В последние годы все большее применение на фабриках находят пластинчатые сгустители, в которых процесс сгущения идет в тонком слое [51,52]. Пластинчатый сгуститель СП-4 представлен на рис. 4.14.

Принципиальное отличие пластинчатых сгустителей от радиальных состоит в том, что процесс осаждения твердых частиц идет в тонком слое пульпы на поверхность пластин, установленных в корпусе сгустителя под определенным углом. Путь, который проходит осаждающаяся твердая частица, в десятки и сотни раз короче, чем в радиальных сгустителях, поэтому пластинчатые сгустители имеют большую эффективность сгущения на единицу площади.

Для сравнения: пластинчатый сгуститель размером 2,2 x 2,2 x 4,0 м имеет эффективную площадь сгущения от 30 до 40 кв. м и производительность по исходной пульпе до 100 м³/час – для обеспечения такой же производительности нужен радиальный сгуститель диаметром не менее 12 м, который занимает почти 120 м² производственной площади. Большим достоинством пластинчатых сгустителей является отсутствие вращающихся деталей и электропривода.

Как показала практика работы, пластинчатые сгустители наиболее эффективно работают на очень разбавленных пульпах с плотностью 5–7% твердого. Они хорошо себя показали на операции осветления мутных сливов радиальных сгустителей:

При обслуживании сгустителей необходимо следить за равномерностью подачи исходной пульпы на сгущение, непрерывностью разгрузки сгустителя, правильным дозированием в процесс раствора флокулянта, не допускать перегруза граблин. На период остановки питания исходной пульпы разгрузку сгущенного продукта переводят в циркуляционный режим, т.е. в режим «работы на себя». При этом электропривод вращения граблин не останавливают.

Главным условием эффективной работы сгустителя является соблюдение материального баланса, т.е. масса пульпы в исходном питании должна быть равна массе сгущенного продукта и массе осветленной воды, выгружаемой из сгустителя. Только в этом случае можно добиться нормальной работы сгустителя и получить сгущенную пульпу с заданным процентом твердого и осветленный слив без твердых частиц. Если материальный баланс нарушается, то возможна «посадка» сгустителя или получение мутного слива, что является нарушением технологии.

В цехе гидрометаллургии Холбинского рудника установлены 3 радиальных сгустителя Ц-6М1, два из которых предназначены для сгущения пульпы Самартинского флотоконцентрата, а третий – для сгущения Ирокинденского флотоконцентрата.

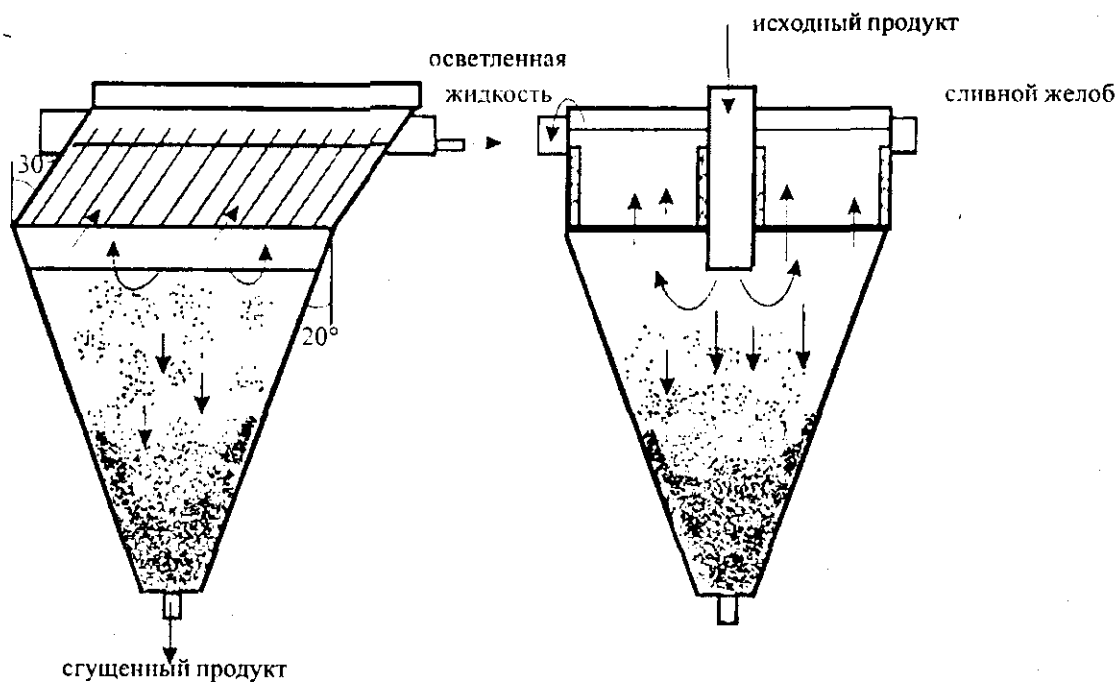


Рис. 4.14. Схема работы пластинчатого сгустителя

К недостаткам таких сгустителей следует отнести то, что обычно применяемые в сгустителе пластины из углеродистой стали имеют большой коэффициент трения и быстро зарастают твердым осадком, который необходимо периодически смывать водой, для чего нужно останавливать сгуститель и полностью его выпускать.

В ЦГМ установлено 2 пластинчатых сгустителя размером 2 x 2 x 4 м для выделения из дренажных вод цеха твердых частиц концентрата и 2 шт. — для осветления сливов радиальных сгустителей Ц-6М.

Грохочение пульпы.

Грохочение в отделениях сорбции, как вспомогательная операция, применяется для выделения из пульпы перед цианированием древесной щепы и песковых частиц размером более 0,5 мм, а также для улавливания из хвостовой пульпы зерен сорбента, которые могут проскочить с хвостами через неплотности дренажных сит из последнего сорбционного аппарата.

Древесина попадает в руду в процессе производства горных работ (крепёж выработок руд стойкой). Образующаяся при измельчении руды щепка оказывает отрицательное влияние как на процессы цианирования и сорбции, так и на процесс регенерации угля или ионита следующим образом:

- щепка пропитывается золотосодержащими цианистыми растворами при цианировании и сорбции, увеличивая тем самым потери золота и цианида с хвостами;
- щепка забивает ячейки дренажных сит в пачуках сорбции, что ведет к снижению пропускной способности и, в конечном счете, к уменьшению производительности всего сорбционного отделения по переработке пульпы;
- щепка выводится из процесса сорбции вместе с насыщенным сорбентом, увеличивая его объём, что, в свою очередь, вызывает увеличение расхода реагентов на десорбцию и регенерацию угля;
- щепка часто приводит к забиванию аэролифтов в регенерационных колоннах и трубопроводах, по которым перемещается сорбент с растворами.

Вот почему так важно не допустить древесную щепу в процессы цианирования, сорбции и регенерации сорбента. Поэтому уже перед цианированием необходимо предусматривать операцию грохочения пульпы с целью выделения из нее щепы. Выделение щепы легче всего проводить из разбавленных пульп перед операцией сгущения, так как в этом случае грохочение дает наилучшие результаты.

Для грохочения пульпы применяют грохоты различных конструкций, но наибольшее применение в сорбционных отделениях нашли инерционные грохоты ГВ-06, ГИТ-0,63, ГЖ-2, а также барабанные грохоты диаметром от 800 до 2000 мм. В цехе гидрометаллургии при переработке флотоконцентрата применяются грохоты марки ГИТ-0,63, техническая характеристика которого дана ниже.

Площадь грохочения, м ²	– 0,63
Число сит	– 2
Размеры сит, м	– 1,1х 0,63
Мощность электродвигателя, квт	– 1,1
Размер ячейки сита, мм	– 0,5 или 0,9

Транспортировка пульпы.

На всех обогатительных фабриках и в гидрометаллургическом производстве для транспортировки пульпы широко применяются насосы самых различных конструкций. В цехе гидрометаллургии для перекачки пульпы применяются 2 типа насосов: центробежные песковые и перистальтические.

Рассмотрим устройство и принцип работы каждого из этих типов насосов и правила технического обслуживания. Для транспортировки пульпы наиболее распространенными являются песковые центробежные насосы.

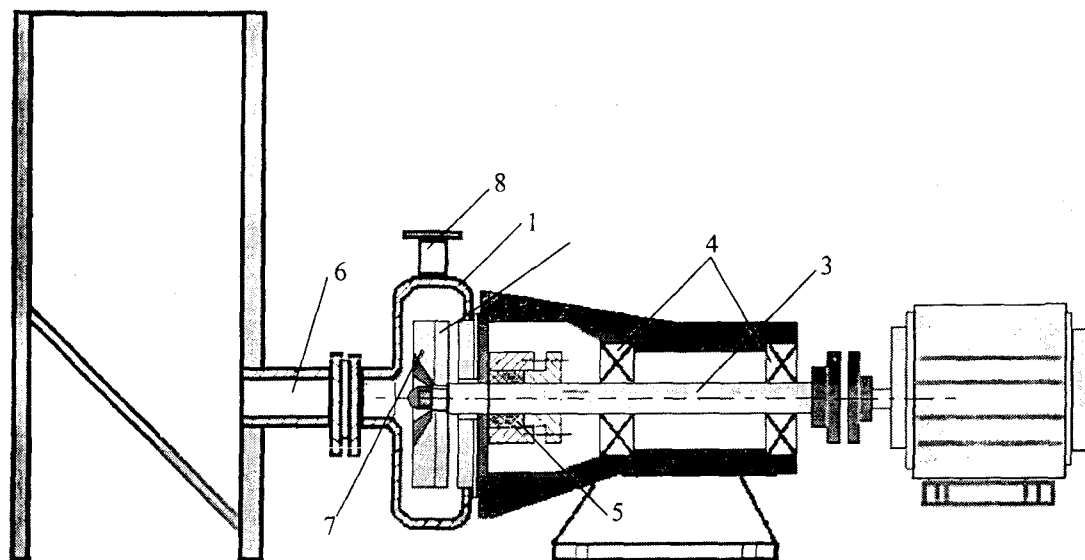
Центробежный насос состоит из следующих основных элементов (рис. 4.15): спирального корпуса 1, рабочего колеса 2, расположенного внутри корпуса и сидящего на валу 3. Рабочее колесо на валу фиксируется шпонкой.

Вал вращается в подшипниках 4, в месте прохода вала через корпус для уплотнения имеется сальник 5. Жидкость в насос поступает через всасывающий патрубок 6 и попадает в центральную часть вращающегося рабочего колеса. Под действием лопаток 7 рабочего колеса 2 жидкость начинает вращаться и центробежной силой отбрасывается к периферии колеса в спиральную часть корпуса и далее через нагнетательный патрубок 8 – в напорный трубопровод. В результате действия лопаток рабочего колеса на частицы жидкости кинетическая энергия жидкости преобразуется в давление и скоростной напор. Напор насоса измеряется в метрах столба откачиваемой жидкости. Всасывание жидкости происходит вследствие разрежения перед лопатками рабочего колеса.

Для создания наибольшего напора и лучшего стекания жидкости лопаткам придают специальную выпуклую форму, причем рабочее колесо должно вращаться выпуклой стороной лопаток в направлении нагнетания. Рабочее колесо может быть открытого и закрытого типа.

Песковые или пульповые насосы, как правило, работают не на всасывание пульпы в зону рабочего колеса, а под заливом из емкости, называемую зумпфом, как показано на рис. 4.15.

Производительность и напор насоса зависят от свойств перекачиваемой жидкости. Относительно пульпы техническая характеристика насоса по производительности и напору зависит главным образом от удельного веса или плотности перекачиваемой пульпы. Чем выше плотность пульпы, тем на меньшую высоту ее может перекачать насос.



1 – корпус; 2 – рабочее колесо; 3 – вал; 4 – подшипники; 5 – сальник;
6 – всасывающий патрубок; 7 – лопатки рабочего колеса; 8 – нагнетательный патрубок.

Рис. 4.15. Устройство пескового насоса

Техническая характеристика песковых насосов

№ пп.	Технические данные насосов	Марки насосов		
		ПР-12,5/12,5	ПБ-40/16	ПРВП-63/22,5
1.	Производительность, м ³ /час (по воде)	12,5	40,0	63,0
2.	Напор, м	12,5	16	22,5
3.	Допускаемая плотность перекачиваемой пульпы, % тв	55–60	60	50–55
4.	Мощность эл./двигателя, кВт	2,2	5,5	7,5–11,0
5.	Число оборотов вала в мин.	1450	1450	1450
6.	Диаметр напорного патрубка, мм	40	50	70
7.	Диаметр всасыв. патрубка, мм	65	100	100

Песковые насосы работают с гидроуплотнением сальников, т.е. в сальниковый узел подается чистая вода под давлением несколько большим, чем напор насоса. Состояние сальникового уплотнения считается нормальным, когда вода просачивается через него в виде отдельных капель. При работе насоса необходимо следить за ее подачей, в противном случае пульпа будет разъедать поверхность вала в этом месте.

Наиболее часто встречающиеся неисправности, из-за которых насос отказывается качать пульпу, является забивание трубопроводов – всасывающих и напорных, заиливание зумпфов, подсос воздуха через сальниковое уплотнение и другие причины. Чтобы технически правильно обслуживать насос, добиваться его производительной и бесперебойной работы, обслуживающий персонал должен хорошо знать устройство и принцип работы насоса, Правила технической эксплуатации, а также характерные неисправности и способы их устранения.

Устройство и работа перистальтического насоса.

В последние годы для перекачки пульпы разработаны и применяются в промышленности перистальтические шланговые самовсасывающие насосы, работающие по принципу пережимания резинового шланга и выдавливания перекачиваемой пульпы в направлении вращения.

Перистальтический насос (рис.4.16) состоит из литого корпуса 16, в котором устанавливается приводной вал 12, ротор 4 с двумя диаметрально расположенными башмаками 3 и шланг 2 из многослойной резины с кордом. Шланг закрепляют в нагнетательном всасывающем патрубке насоса с помощью фланца 8, хомутов 9 и втулки 10. Корпус с лицевой стороны закрыт крышкой 5, на которой предусмотрены люк 7 для обслуживания и указатель уровня глицерина 6, система 17 вакуумирования внутренней полости корпуса насоса.

Резиновый шланг является рабочим органом насоса. При вращении ротора башмаки скользят по шлангу, пережимая его. После сдавливания шланга за башмаком создается вакуум, за счет чего происходит самовсасывание перекачиваемой среды. При дальнейшем скольжении башмака по шлангу происходит выдавливание порции жидкости, находящейся в отрезке шланга между двумя башмаками, в направлении вращения ротора. Сжатие шланга башмаками должно быть полным, в противном случае уменьшается подача насоса из-за перетечек среды в обратном направлении, увеличивается изнашивание внутренней поверхности. Сжатие шланга регулируется подкладками под башмаки. Для охлаждения и уменьшения трения корпус насоса заполнен техническим глицерином.

Перистальтические насосы предназначены для перекачивания химически активных и нейтральных жидкостей без ограничения по плотности, имеющих твердые абразивные включения размером до 15% внутреннего диаметра шланга. Концентрация твердых включений в перекачиваемой жидкости может быть до 70%.

Эти насосы хорошо показали себя на перекачке пульпы концентрата в ЦГМ, с плотностью 50–60% твердого. При этом, насосы марки НП-25, имеющие производительность по пульпе 1,4 м³/час, служат также дозаторами пульпы Ирокинденского концентрата при подаче в питание цианирования в пачуки.

Техническая характеристика насосов

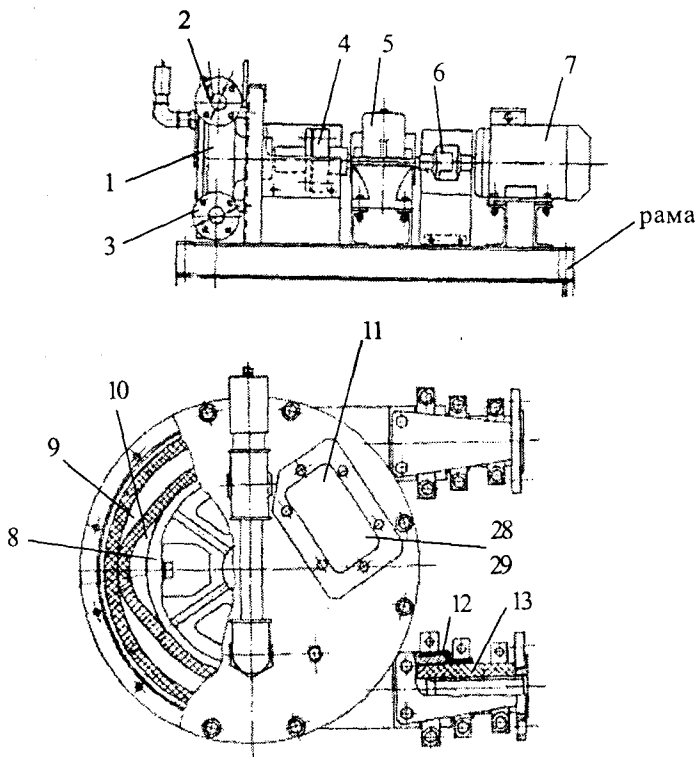
Марка насоса	Производит. м ³ /час	Напор, м	Частота вращения ротора, об/мин.	Высота всасывания, м	Мощность привода, кВт	Диаметр шланга, мм	Объем глицерина, л	Масса насоса, кг
НП-25	1,4	150	25	9	2,2	25	1,5	100
НП-50	10	150	50	9	7,5	50	10	400
НП-100	10/48	100	61	9	15	100	50	1300

Техническое обслуживание перистальтических насосов заключается в том, чтобы осуществлять постоянный контроль за уровнем и состоянием глицерина в корпусе насоса и состоянием рабочего органа – резинового многослойного шланга, не допускать его забивания посторонними предметами, своевременной его замены при износе.

Нормальная работа насоса обеспечивается при полном пережатии шланга башмаком. Пережатие регулируется с помощью прокладок, установленных под башмаками. Не следует употреблять прокладок больше, чем необходимо, так как каждая лишняя прокладка увеличивает износ рабочего шланга. Число прокладок под каждым башмаком должно быть одинаковое.

Для определения минимального числа прокладок при замене шланга необходимо заглушить всасывающий патрубок, снять все прокладки, включить насос при открытых вентилях на напорной линии и замерить моновакуумметром давление на входе в насос. При отсутствии разрежения нужно устанавливать по одной прокладке под каждый башмак, пока не будет достигнуто разрежение 0,9 атмосфер.

При длительной остановке насоса, перекачивающего пульпу, необходимо прокачать пульпу в обратном направлении (реверсом), а затем закрыть или отглушить подачу пульпы в насос, промыть водой рабочий шланг, в противном случае твердые осадки в шланге приведут к преждевременному износу рабочего органа.



1 – корпус насоса; 2 – напорный патрубок; 3 – всасывающий патрубок; 4 – муфта 1; 5 – редуктор; 6 – муфта 2; 7 – электродвигатель; 8 – ротор; 9 – шланг; 10 – башмак; 11 – окно для наблюдения за уровнем глицерина.

Рис. 4.16. Устройство перистальтического насоса НП-25

ГЛАВА 5. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОЦЕССА «УГОЛЬ В ПУЛЬПЕ»

5.1. Особенности переработки флотоконцентратов

Переработка флотоконцентратов процессом сорбционного цианирования имеет свои особенности, обусловленные присутствием флотореагентов, иногда ртути, а также более значительным, чем в руде, содержанием золота, серебра, сульфидов железа и цветных металлов.

При флотационном обогащении в пенный концентрат почти всегда переходит тонковолокнистая щепка, которая образуется при измельчении из дерева, поступающего с рудой на фабрику (крепёжный материал). Щепка в сорбционном процессе оказывает отрицательное влияние, забивая сетки дренажей сорбционных пачуков, впитывая цианистый раствор пульпы с золотом. Поэтому при переработке флотоконцентрата нужно предусматривать операцию выделения щепы.

При переработке сульфидсодержащих руд в обогащенном продукте, как правило, концентрируется большое количество сульфидных минералов, с которыми ассоциируется золото, а серебро зачастую присутствует в виде сульфидных минералов. Поскольку плотность сульфидных минералов значительно больше плотности вмещающих пород, составляющих руду, то плотность самого концентрата в 1,5–1,7 раза выше плотности руды. Высокая плотность концентрата при транспортировке и переработке в аппаратах требует больших уклонов трубопроводов и течек, интенсивного перемешивания пульпы в пачуках, чтобы поддерживать твердую фазу во взвешенном состоянии.

Золото, вкрапленное в сульфидные минералы, как правило, очень тонкое и тонкодисперсное, поэтому в большинстве случаев, чтобы обеспечить доступ цианида натрия к золотинам для растворения, флотоконцентрат нужно после обогащения доизмельчать в шаровых мельницах.

Как отмечалось в предыдущей главе, сорбционное цианирование флотоконцентрата ведется при повышенных концентрациях цианида и увеличенной в 2–3 раза по сравнению с рудой единовременной загрузке сорбента. Это связано с тем, что в концентрате, как правило, содержится много сульфидов, серебряных минералов, которые активно взаимодействуют с цианидом и потребляют растворенный кислород. Поэтому процессы цианирования и сорбции концентрата должны осуществляться при очень интенсивной аэрации пульпы, чтобы быстро восполнять расходуемый кислород.

Если в концентрате содержится более 50% сульфидных и окисленных минералов, то при осуществлении сорбционного цианирования необходимо принимать меры по уменьшению влияния сульфидов на скорость растворения золота. Среди таких мер можно назвать предварительное наклороживание цианистых растворов, продувка пульпы кислородом при перемешивании с цианистым раствором и другие мероприятия, о которых будет сказано ниже.

Широко применяющийся при флотации бутиловый ксантогенат довольно хорошо сорбируется на иониты и активный уголь. Ионы ксантогената, занимая часть активных групп сорбента, снижают его рабочую емкость по золоту. При переработке сорбентов ксантогенат под действием щелочи, температуры, других факторов разлагается с выделением элементарной серы и образованием труднорастворимых сернистых соединений в фазе сорбента, что постепенно приводит к его отравлению.

Чтобы исключить или уменьшить влияние ксантогената на сорбционный процесс, в технологических схемах предусматривают предварительную промывку концентрата водой, что лучше всего делать на стадии сгущения пульпы. В этом случае сгущение проводят в две стадии, добавляя в сгущенный продукт после первого сгущения свежую воду, после чего материал направляют на вторую стадию сгущения.

В некоторых случаях перед цианированием проводят щелочную или известковую обработку концентрата с последующей фильтрацией и распульповкой кека. Щелочная обработка способствует удалению остатков ксантогената из флотоконцентрата и тем самым улучшает показатели процесса сорбционного цианирования.

Применяемые при флотации руды реагенты – пенообразователи – также осложняют проведение процессов цианирования и сорбции флотоконцентрата, вызывая обильное пенообразование в пачуках при перемешивании пульпы сжатым воздухом. При этом пена поднимается над пульпой иногда на 1,5–2,0 и более метров и не позволяет контролировать истинный уровень пульпы не только визуально, но и с помощью датчиков уровня. Вследствие этого, рабочий объем аппаратов сорбции используется на 70–80% и, соответственно, показатели процесса по

извлечению металлов ухудшаются. Щелочная обработка и последующая фильтрация пульпы удаляют из концентрата пенообразователь. Но если эти операции не проводить, то самым эффективным способом борьбы с пеной в этом случае является сгущение пульпы до максимально возможной концентрации твердой фазы. Обычно при плотности 55% и выше пенообразование в пачуках прекращается или образуется незначительный слой пены, который не мешает проведению процесса.

Отмывка флотоконцентрата от реагентов свежей водой значительно уменьшает пенообразование, но полностью его не исключает. Иногда при сгущении пульпы флотоконцентрата пену, собирающуюся на зеркале сгустителя за пеноулавливающим кольцом, орошают холодной свежей или оборотной водой. В этом случае происходит разрушение пены и одновременная отмывка пенообразователя, который со сливом сгустителя выводится из процесса.

Исследовано несколько способов подавления пены с применением добавок других реагентов. Наиболее эффективно производит подавление пены известь, которую вводят в процесс в виде известкового молока.

Если во флотоконцентрат попадает ртуть, а такие случаи в практике работы фабрик имеются, она также оказывает отрицательное воздействие на процесс сорбционного цианирования.

Оказалось, что при взаимодействии с цианидом ртуть в присутствии сернистых соединений хорошо растворяется и образует растворимый ртутно-цианистый комплекс, который поглощается сорбентом.

При переработке процессом сорбционного цианирования флотоконцентрата ЗИФ им. Матросова и Северо-Енисейской ЗИФ, где в процесс поступает флотоконцентрат с хвостами амальгамации, присутствие ртути снижает извлечение золота на несколько процентов. При этом ртуть обнаруживалась даже на стадии регенерации анионита и в процессе электролиза золотосодержащих тиомочевинных растворов, где она выделялась в катодный осадок в количестве, соизмеримым с количеством золота.

Вредное воздействие ртути сказывается еще и в том что наряду с синильной кислотой, ее пары отравляют атмосферу цеха, поэтому требования к герметизации аппаратуры и наличию вытяжной вентиляции в этом случае должны быть особенно ужесточены.

Учитывая вышеизложенное, необходимо любыми способами не допускать попадание ртути в процессы цианирования и сорбции.

В качестве примера ниже приведены описания технологических схем отделения пульпоподготовки, цианирования и сорбции для переработки Самартинского и Иркинденского флотоконцентратов в цехе гидрометаллургии (ЦГМ) Холбинского рудника ОАО «Бурятзолото» и отделения сорбции Дарасунской ЗИФ.

5.2. Технологическая схема сорбционного отделения ЦГМ Холбинского рудника

Цех гидрометаллургии Самартинской ЗИФ Холбинского рудника построен по проекту института «Сибгипрозолото» в 1997–1998 гг., введен в эксплуатацию в конце октября 1998 года, и предназначен для переработки золотосодержащего флотоконцентрата, получаемого обогащением руды Зун-Холбинского месторождения на обогатительной фабрике.

Гидрометаллургическая технология переработки концентрата на основе методов цианирования и сорбционного выщелачивания с применением активированного угля была разработана научно-исследовательским институтом «Иргиредмет» в 1987–1996 годах.

В 1996–1997 гг. в АОТ «Забайкальский ГОК» (п. Первомайск Читинской обл.) была испытана представительная проба Самартинского концентрата массой 510 тонн по гидрометаллургической технологии. Промышленные испытания указанной пробы подтвердили основные технологические показатели извлечения золота по разработанной технологии и позволили откорректировать проект и режимные параметры основных операций.

Минералогический и вещественный состав флотоконцентрата Самартинской ЗИФ.

Флотоконцентрат, направляемый в цех гидрометаллургии на переработку, представляет собой материал, содержащий 50–60% сульфидных минералов меди, цинка, железа и других цветных металлов. Среди сульфидных минералов большую часть составляет железный колчедан и его разновидности – пирит, марказит, пирротин. Как известно, эти минералы еще в процессе обработки руды склонны к окислению, поэтому их присутствие весьма осложняет

процесс цианирования концентрата. Кроме названных, в концентрате содержатся породные минералы: 26% кварца и полевых шпатов, 20% карбонатов, имеются слюды (0,8–1,0%) и некоторые другие минералы.

Поскольку в концентрате содержится более 50% тяжелых сульфидных минералов, его удельный вес почти в 1,5 раза больше удельного веса руды и составляет 3,85 т/м³. Большой удельный вес материала осложняет его гидротранспорт, особенно с большим соотношением Т:Ж, так как в этом случае необходимо выдерживать значительно большие, чем обычно, уклоны, трубопроводов, а при переработке – обеспечивать интенсивное перемешивание пульпы концентрата.

Результаты химического анализа показывают, что концентрат содержит 0,67% меди, 2% цинка, 1,5–3,0% свинца, 25–40% железа, 25–30% серы, связанной с сульфидными минералами. Кроме того, концентрат содержит до 0,08% мышьяка и до 1,5% углерода, остальные металлы – никель, висмут, титан и другие – содержатся в весьма незначительном количестве. Углистые вещества, содержащиеся в руде и концентрате, как правило, неактивны, но в руде некоторых участков месторождения имеются углистые сланцы, которые проявляют сорбционную активность при цианировании концентрата.

Ценными извлекаемыми компонентами в концентрате являются золото и серебро. Золото в концентрате находится в самородном состоянии в виде частиц крупностью от 0,1 до 0,05 мм и тоньше, причем 90% золота заключено в классе – 0,05 мм. Практически всё содержащееся в концентрате золото относится к категории тонкого и тонкодисперсного.

Серебро в концентрате присутствует в составе самородного золота – примерно 50%, остальное – в составе сульфидных минералов серебра.

Рациональный анализ золота, содержащегося в концентрате, показывает, что почти 95% его находится в цианируемой форме, т.е. только 5% золота невозможно извлечь процессом цианирования, поскольку его частицы настолько мелки, что находятся внутри рудных частиц, не имеют выхода на их поверхность и, вследствие этого, недоступны для растворения цианидом.

По крупности флотоконцентрат, получаемый при флотации, характеризуется 83% класса – 0,05 мм, 8% класса +0,074–0,1 мм и 8,6% класса – 0,074+0,05 мм.

Промышленные испытания показали, что при таком гранулометрическом составе золото цианируется только на 85–90%. Рациональный анализ показал, что нецианируемого золота содержится в концентрате 4–5%. Поэтому для того, чтобы максимально извлечь золото в раствор при цианировании, концентрат необходимо доизмельчать до 95–97% крупности меньше 0,074 мм (-200 меш).

Операция доизмельчения флотоконцентрата перед подачей в цех проводится на обогатительной фабрике в шаровой мельнице СМ-6001 (900x1800). Технологическая схема отделения в цехе гидрометаллургии представлена на рис. 5.1.

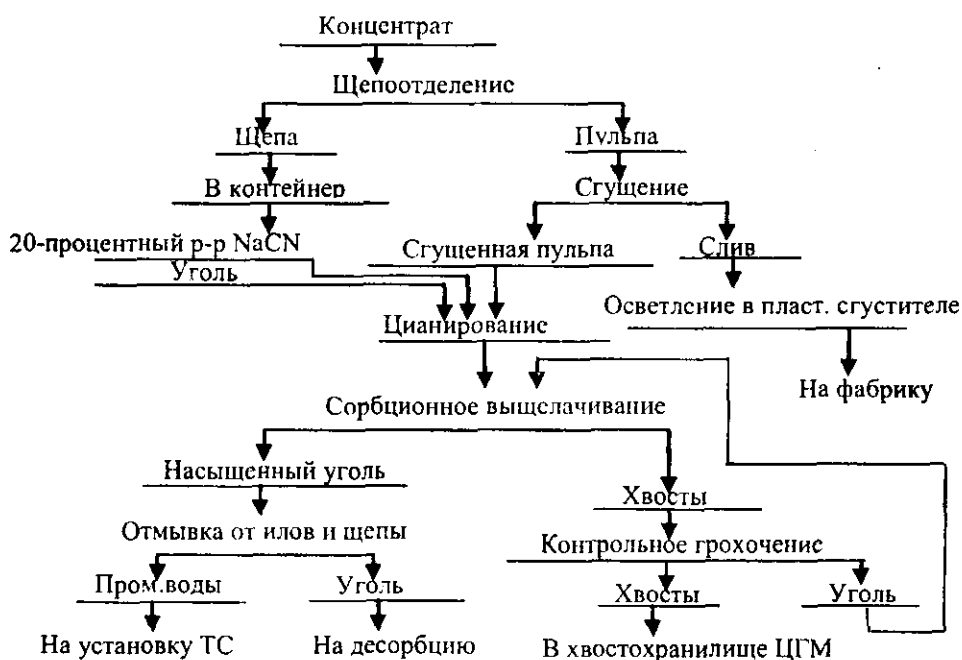


Рис. 5.1. Технологическая схема сорбционного отделения

Мнемосхема узла пульпоподготовки Самартинского концентрата представлена на рис.5.2.

Концентрат в виде пульпы с плотностью 7–10% тв. после доизмельчения в мельнице подается в ЦГМ на щепоотделение на грохоте ГИТ–0,63. Подрешетный продукт направляется на сгущение в два радиальных сгустителя Ц-6М, а надрешетный – щепа – собирается в контейнер и при накоплении определенного количества сжигается.

На грохоте установлена нержавеющая сетка с ячейкой 0,4 мм, на которой задерживается не только крупная и мелкая щепа, но и рудные частицы крупностью более 0,4 мм, так называемые пески. Пески появляются в концентрате в результате недоизмельчения при нарушениях технологии или плохого состояния измельчительного оборудования. Пески содержат нераскрытое золото, которое может потеряться с хвостами сорбции. Кроме этого, пески при попадании в питание сорбции аккумулируются в пачуках, что приводит к ухудшению перемешивания пульпы и уменьшению рабочего объема сорбционной аппаратуры. Вот почему важно не допустить «пески» в технологический процесс цианирования и сорбции.

Сгущенный продукт при плотности 50–55% тв. откачивается из сгустителей насосом и направляется на предварительное цианирование в пачуки.

Осветленный слив сгустителя поступает в емкость – сборник и центробежным насосом откачивается на фабрику. На фабрике этот слив используется как оборотная вода в процессе переработки руды.

Для интенсификации процесса сгущения и получения гарантированно чистого слива пульпы при поступлении в сгуститель обрабатывается 0,05 процентом раствором полиакриламида. При этом расход флокулянта составляет от 3 до 20 г/т.

Сгущенная пульпа центробежным насосом Warman закачивается в первый пачук цианирования. Подача пульпы в пачук цианирования автоматизирована. Насосом Warman управляет компьютер. Аппаратчик задает компьютеру величину потока пульпы (от 1,5 до 3,5 м³/час), и насос точно выдает нужное количество пульпы в пачуки.

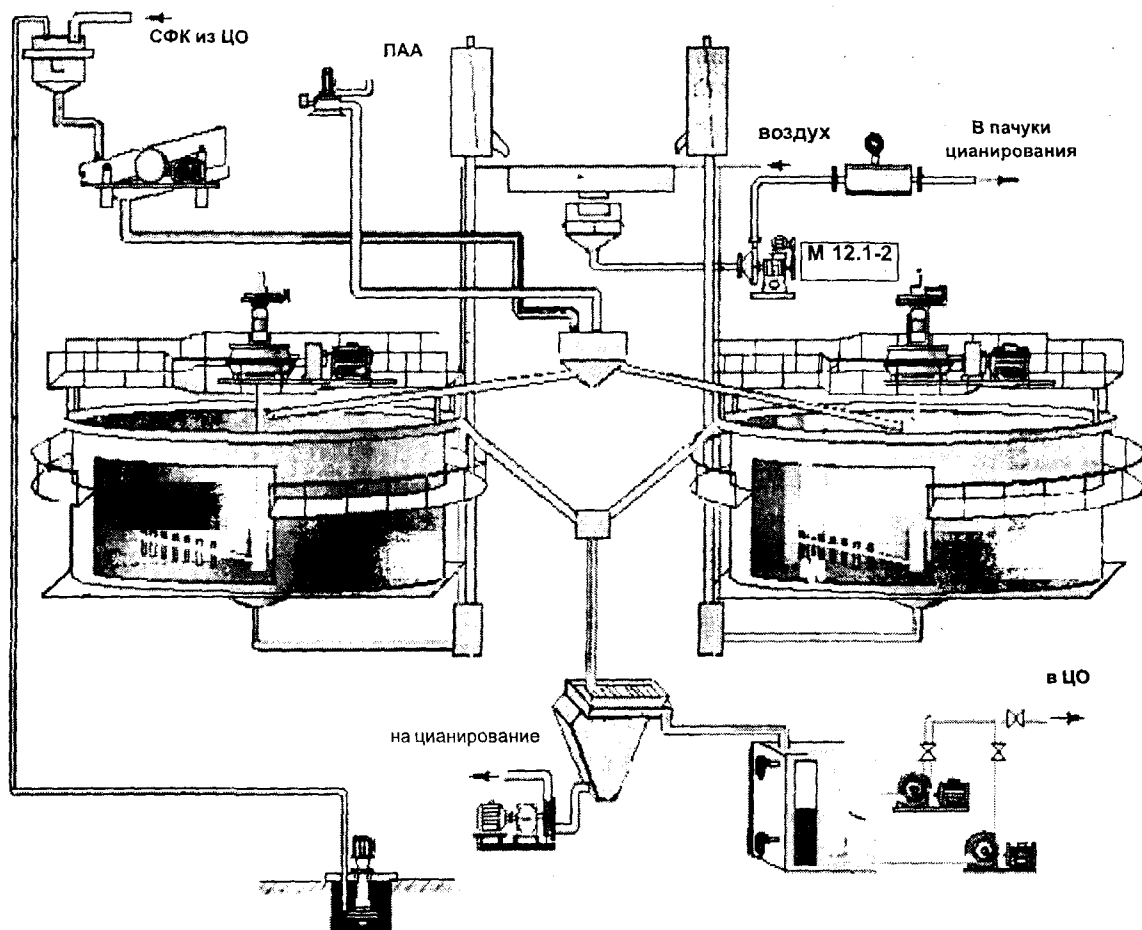


Рис. 5.2. Мнемосхема узла пульпоподготовки

Предварительное цианирование.

Операция предварительного цианирования проводится в 6-ти секционном аппарате выщелачивания (схема аппаратов узла цианирования приведена на рис. 5.3).

Для удобства пользования и нумерации каждую секцию называют пучком. Из первого пачука во второй пульпа попадает через нижнее отверстие в перегородке, из второго в третий пачук – через верхнюю кромку перегородки переливом, в четвертый – через нижнее отверстие в перегородке и т.д. Такое движение пульпы в пачуках цианирования позволяет исключить проскок непроцианированного материала.

В первый пачук подается крепкий раствор цианистого натрия насосом-дозатором Meta, установленным у расходного чана цианидного раствора в реакгентном отделении. Дозировка цианистого раствора производится в таком количестве, чтобы в пульпе поддерживать концентрацию NaCN не менее 0,25–0,3%. Цианирование проводится в режиме интенсивной аэрации и перемешивания воздухом пульпы. Дозировка крепкого цианистого раствора также управляется компьютером по заданию аппаратчика выщелачивания. Насос-дозатор имеет блок автоматического управления, связанный с компьютером. Аппаратчик на компьютере меняет задание на дозировку в случае отклонения концентрации цианида в растворе пульпы.

При проведении операции предварительного цианирования очень важно следить, чтобы в процесс подавалась пульпа с плотностью не менее 50% тв., в противном случае, при перемешивании сжатым воздухом в пачуках начинается обильное пенообразование, что мешает обслуживанию и не позволяет нормально контролировать процесс. Извлечение золота в раствор пульпы при предварительном цианировании составляет не менее 50–60%.

Следует отметить, что растворение золота проходит очень быстро, и уже через два часа концентрация золота в растворе пульпы достигает 50–60 г/м³ при содержании золота в концентрате 100 г/тн. Если из концентрата за 2–4 часа растворяется более 50% золота, то не имеет смысла вести процесс цианирования дольше, так как дальше происходит уменьшение скорости растворения золота, но зато начинают активно взаимодействовать с цианидом медные и цинковые минералы. В первый пачук цианирования подается раствор цианида с концентрацией 18–20% по NaCN .

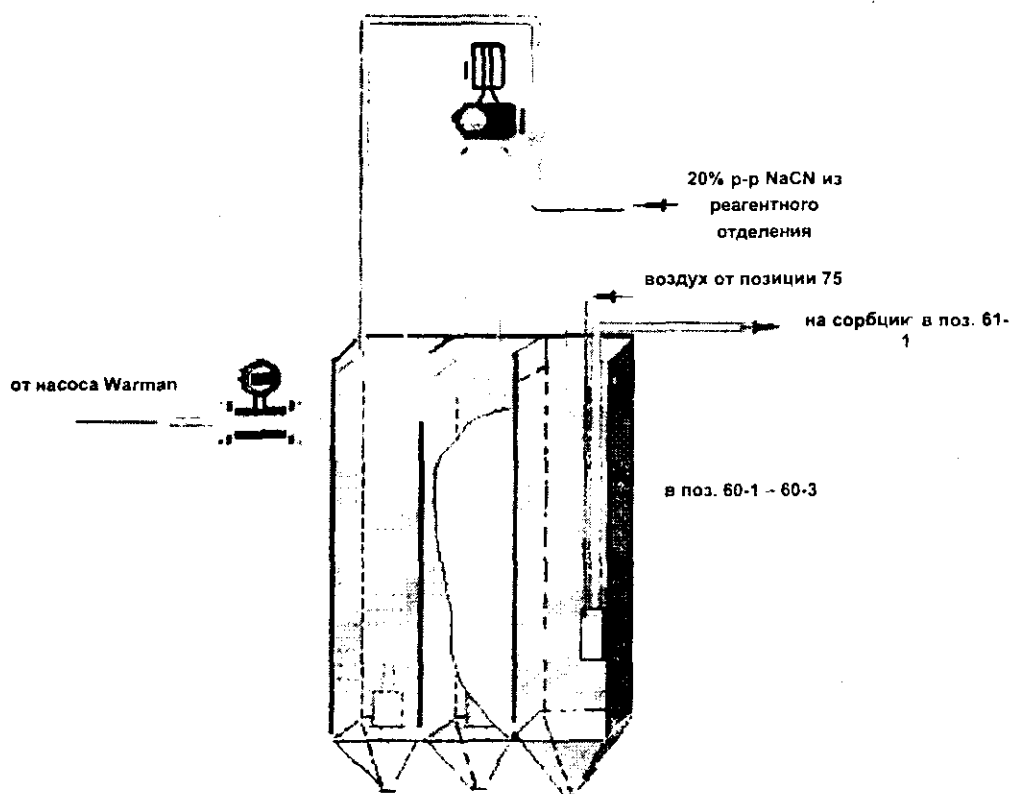


Рис. 5.3. Мнемосхема операции предварительного цианирования

Процесс «уголь в пульпе».

Пульпа после предварительного цианирования из пачука № 6 аэролифтом автоматически перекачивается в процесс «уголь в пульпе», т.е. в процесс сорбционного выщелачивания (мнемосхема сорбции представлена на рис. 5.4.)

Процесс осуществляется в противотоке пульпа-уголь в двух шестисекционных аппаратах (пачуках) сорбционного выщелачивания конструкции «Иргиредмета». Свежий или регенерированный активный уголь из бункера загружается в последний пачук и с помощью сетчатых дренажных устройств передвигается по ступеням сорбции в голову процесса, постепенно насыщаясь драгметаллами.

В процессе сорбции используется активированный уголь АГ-95, который по механическим свойствам и сопротивлению износу несколько лучше, чем АГ-90. Единовременная загрузка угля в пачуках составляет в среднем 4–5 %. Поток угля зависит от количества золота, поступающего с концентратом в процесс. При содержании золота в концентрате 100 г/т поток угля поддерживается в пределах 85–95 л/час. На практике уголь загружается не каждый час, а в 2–3 приема по 200–300 л. В таких же количествах выводится насыщенный уголь из первого пачука.

Продолжительность пребывания угля в процессе зависит от единовременной загрузки и потока угля. В условиях работы ЦГМ время нахождения угля в процессе колеблется от 40 до 60 часов. Практика работы показала, что этого времени достаточно для насыщения угля золотом. Емкость насыщенного угля по золоту составляет 4000–6000 г/т.

Если процесс сорбционного выщелачивания ведется в заданном режиме, то потери золота с хвостами получаются минимальными. По отчетным данным работы ЦГМ за 1999 год, средние потери золота в хвостах составили 3,74 г/т, в т.ч. 0,08 г/м³ в жидкой фазе. Извлечение золота за 1999 год составило 96,77%.

Хвостовая пульпа из последнего аппарата самотеком направляется на контрольное грохочение на грохот ГИТ-0,63 для отделения угля от пульпы в случае проскока из-за неплотностей дренажного сита в последнем пачуке или по другим причинам. Уловленный уголь собирается в контейнер и возвращается в процесс сорбции.

Если в сетчатых дренажах пачуков сорбции используется сетка с ячейкой 0,8х 0,8 мм, то на контрольном грохоте устанавливаются две сетки с ячейкой 0,4х0,4 мм и 0,8х 0,8 мм. Задержан-

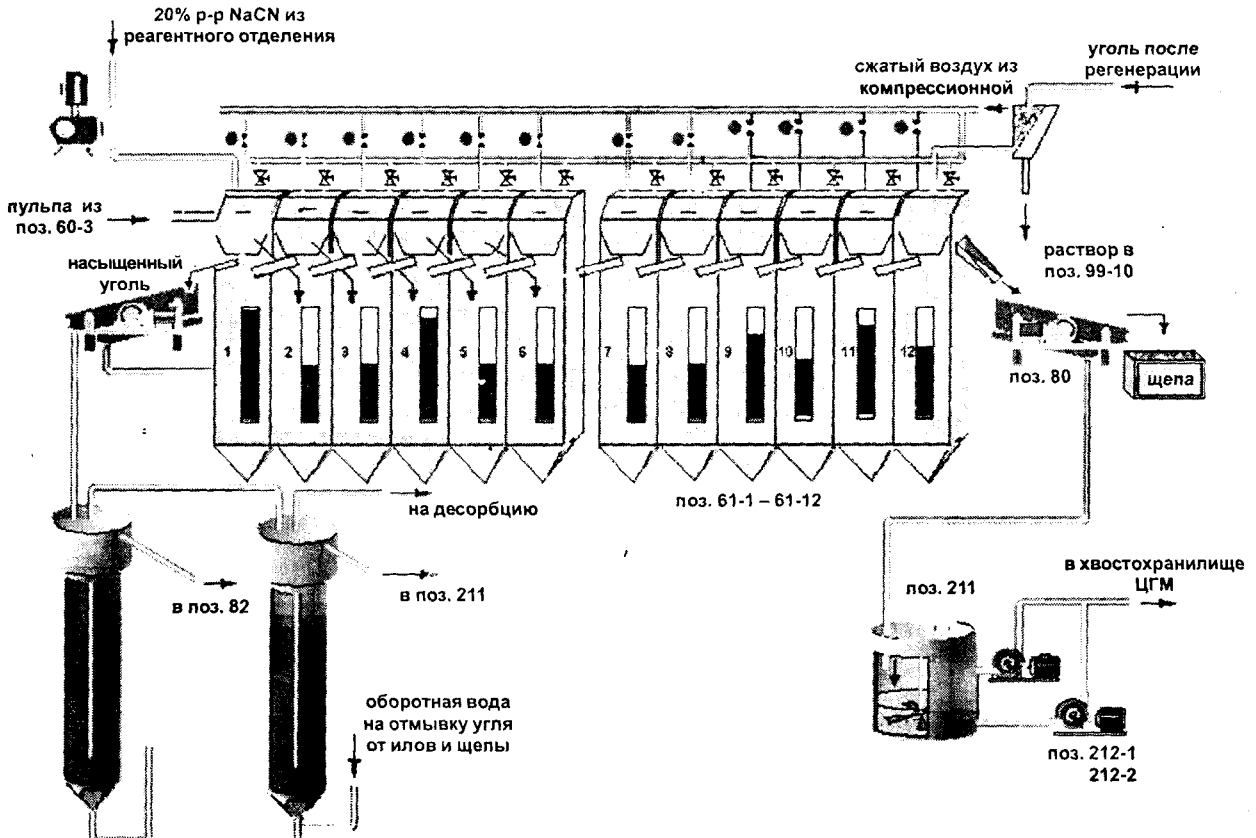


Рис. 5.4. Мнемосхема процесса сорбционного выщелачивания

ный на крупной сетке уголь (+0,8мм) возвращается в предпоследний пачук, а мелкий уголь с сетки 0,4 мм складывается и затем сжигается в электропечи до золы, которая плавится на слиток. Выделение на контрольном грохоте мелкого угля на 5–10% снижает потери золота с хвостами.

Процесс цианирования и сорбции концентрата ведется в режиме максимального извлечения золота, при этом серебро извлекается попутно. Хвосты сорбции после контрольного грохочения поступают в хвостовой зумпф и откачиваются насосом без обезвреживания, напрямую в хвостохранилище. Концентрация свободного цианида в хвостовой пульпе составляет 0,02–0,05%.

Поскольку в процессе сорбции продолжается дорастворение золота, в первый пачук сорбции дозируется крепкий раствор цианида для поддержания концентрации свободного цианида в пределах 0,20–0,22%.

Установлено, что при концентрации свободного цианида ниже 0,22% в жидкой фазе пульпы образуется низший однозарядный комплексный анион меди $[\text{Cu}(\text{CN})_2]^-$, который хорошо сорбируется активным углем, занимая, тем самым, активные центры сорбента. Если концентрация свободного цианида в пульпе превышает 0,20%, медь в жидкой фазе пульпы присутствует в виде двухзарядного комплексного иона $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$. Этот анион меди сорбируется на активный уголь значительно хуже и его емкость по меди не возрастает.

Насыщенный драгметаллами активный уголь выводится из первого пачука сорбции на грохот ГИТ-0,63, на котором от угля отделяется пульпа. Пульпа, прошедшая через сетку грохота, поступает в контактный чан узла третичной сорбции золота на уголь из дренажных стоков, а уголь направляется самотеком в накопительную колонну, где его отмывают водой от илов и щепы при скорости движения воды в колонне не менее 20 м/сек.

Из накопительной колонны насыщенный уголь аэролифтом подается в отделение регенерации для десорбции драгметаллов и восстановления сорбционных свойств.

Переработка дренажных стоков.

При осуществлении гидрометаллургических процессов производится мокрая уборка оборотной водой, во время работы всегда имеют место проливы на пол пульпы и технологических растворов, содержащих растворенное и нерастворенное золото. Обычно их собирают на самой нижней отметке цеха или фабрики в дренажные каналы и приемки, откуда насосом перекачивают в технологический процесс – в пачуки цианирования или сорбции. Такие стоки, попадая в процесс, разбавляют пульпу порой в 2–3 раза и вызывают снижение концентрации реагентов и растворенного золота в жидкой фазе и в конечном счете приводят к расстройству процесса, потере управления им.

Автором совместно с сотрудниками института «Иргиредмет» Г.И. Войлошниковым и Н.С. Войлошниковой разработана технологическая установка по переработке дренажных стоков через угольные колонны [39], которая была смонтирована в отделении цианирования и сорбции ЦГМ (рис. 5.5).

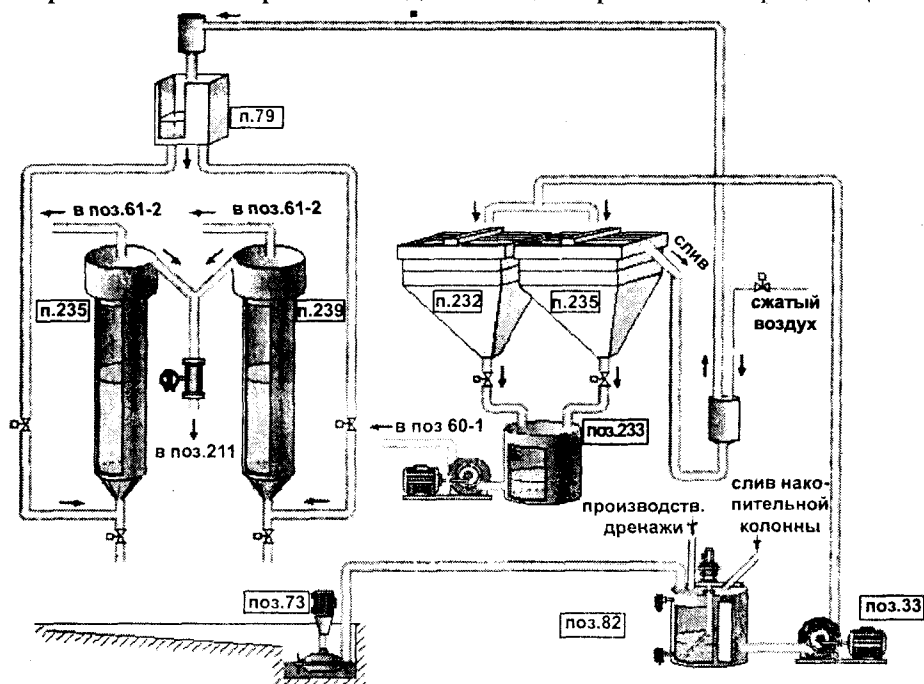


Рис. 5.5. Мнемосхема установки по переработке дренажных стоков

Установка состоит из 2-х пластинчатых сгустителей, выносного аэролифта, напорной емкости и 2-х угольных колонн.

Установка работает следующим образом: все пролитые из аппаратуры растворы и пульпа через трапы и трубопроводы производственной канализации собираются в дренажном канале и приемке на отметке 0,00 м и вертикальным дренажным насосом закачиваются в чан-сборник, откуда горизонтальным пульповым насосом ПР-12,5/12,5 поз. 8 подаются в питание пластинчатых сгустителей. Сюда же в сгустители закачиваются и промывки накопительной колонны, промывки с грохота поз. 80, которые собираются в контактном чане поз. 82.

Осветленная вода сгустителей, содержащая растворенное золото, аэролифтом закачивается в напорную емкость, откуда подается снизу вверх в угольные колонны поз. 238,239. Растворенные золото и серебро сорбируются на уголь, а обеззолоченный раствор с содержанием золота менее 0,1 мг/л – слив колонн самотеком направляется в хвосты сорбции.

На трубопроводе слива колонн в хвостовую емкость установлен расходомер, который учитывает объем прошедшего через колонны раствора. Слив колонн опробуется на золото и серебро и таким образом учитывается количество потерь драгметаллов с этими сливами.

Твердые частицы концентрата, которые с дренажными стоками попали в пластинчатые сгустители, оседают и в виде сгущенной пульпы плотностью 50–55% тв. откачиваются в пачук № 5 на цианирование.

Уголь в колоннах по мере насыщения периодически откачивается в пачук сорбции № 6, где донасыщается золотом в основном процессе и вместе с насыщенным углем направляется на десорбцию.

На установке извлекается на уголь по ориентировочной оценке 5–7% золота от исходного содержания.

В результате работы, описанной выше установки, пульпа концентрата, поступившая в процесс цианирования с плотностью 50–55% твердого, проходя через все пачуки почти не разбавляется (пульпа разбавляется только за счет дозирования крепкого раствора цианида) и выходит из последнего пачука с плотностью 47–50% тв.

5.3. Технология переработки Ирокинденского флотоконцентрата

Почти сразу после пуска ЦГМ в ОАО «Бурятзолото» было принято решение о монтаже в цехе гидрометаллургии технологической схемы переработки золотосодержащего флотоконцентрата, получаемого обогащением руды на обогатительной фабрике рудника Ирокинда – второго рудника «Бурятзолото», расположенного на севере Республики Бурятия. Летом 1999 года в ЦГМ была введена в эксплуатацию технологическая схема переработки этого концентрата производительностью 15–20 тонн в сутки.

Концентрат поставляется партиями массой 60 тонн в мягких контейнерах, в каждом из которых помещается 900–1000 кг концентрата. Концентрат приходит с влажностью 9–10% в виде окатышей.

Перед переработкой концентрат взвешивается на тензорных весах, от каждого контейнера партии отбирается проба на определение влажности, золота и серебра.

Минералогический и вещественный состав Ирокинденского флотоконцентрата.

Ирокинденский флотоконцентрат представляет собой материал, содержащий 50–60% кварца. Основными рудными минералами являются сульфидные минералы железа, меди и свинца – пирит, халькопирит, ковеллин, галснит. Очень часто в концентрате встречается медная зелень, представляющая собой карбонаты и сульфаты меди, которые хорошо растворяются в цианистом растворе.

В концентрате содержатся также продукты разложения железных минералов – охристые вещества, имеется значительное количество глинистых минералов – до 12%, слюды – до 3%.

По результатам химических анализов установлено, что в концентрате в среднем содержится 0,25% меди, 0,18–0,26% цинка, 1,2–1,5% свинца, 5–8% железа, 6–8% серы, связанной с сульфидными минералами. Кроме этого, в концентрате присутствует мышьяк – до 0,08%, остальные металлы – ртуть, сурьма, титан, селен и другие – содержатся в весьма незначительном количестве.

Промышленноценными компонентами в Ирокинденском концентрате являются только золото и серебро. Золото в концентрате Ирокинды находится как в свободном состоянии, так и в сростках. Частицы золота имеют крупность от 0,1 мм до 0,01 и тоньше, причем 90% золота заключено в классе –0,05 мм. Практически все содержащееся в концентрате золото относится к классу тонкого и тонкодисперсного.

Рациональный анализ золота, содержащегося в Ирокинденском концентрате, показывает, что 95–97% его находится в цианируемой форме и только до 3–5% золота невозможно извлечь процессом цианирования, поскольку оно настолько тонкодисперсно, что находится внутри рудных частиц и вследствие этого недоступно для цианида.

Для того, чтобы извлечь в раствор 95% золота, флотоконцентрат должен иметь крупность рудных частиц минус 0,074 мм не менее 95–97%.

Таким образом, Ирокинденский флотоконцентрат по отношению к процессу цианирования можно отнести к технологическому типу А, т.е. руда и концентрат Ирокинденского месторождения не представляют трудностей при цианировании.

Плотность флотоконцентрата составляет в среднем $2,83 \text{ г/см}^3$ (т/м^3), что в 1,3 раза легче Самартинского (за счет значительно меньшего содержания тяжелых сульфидных минералов).

Крупность поставляемого в ЦГМ Ирокинденского концентрата составляет 86% класса – 0,074 мм. Это значит, что концентрат перед процессом цианирования нужно доизмельчать до крупности 95–97% класса – 0,074 мм, чтобы вскрыть максимум тонкого золота и перевести его в раствор пульпы.

Содержание золота и серебра в Ирокинденском концентрате составляет соответственно: Au – 150–250, Ag – 300–500 г/т, что превосходит Самартинский флотоконцентрат по золоту в 1,5–2 раза, по серебру почти в 3 раза.

Проектная технологическая схема переработки Ирокинденского концентрата.

Ирокинденский флотоконцентрат можно обрабатывать как по отдельной схеме, так и совместно с Самартинским. И в том и в другом случае концентрат Ирокинды вначале растаривается и доизмельчается в мельнице МШР 1,5х1,6, находящейся в известковом отделении, а затем подается на сгущение.

По проекту Ирокинденский флотоконцентрат (ИФК) перерабатывался по технологической схеме, приведенной на рис. 5.6.

Особенность переработки ИФК по этой схеме состоит в том, что после цианирования и фильтрации в катодный осадок при электролизе выделяется более трети содержащегося в нем золота и серебра, а оставшиеся в кеке драгметаллы подвергаются доцианированию и извлечению на уголь в схеме переработки ЦГМ совместно с Самартинским концентратом. Таким образом, 30–35% золота и серебра из Ирокинденского флотоконцентрата (ИФК) выделяется по наиболее короткой схеме с наименьшими затратами, что позволяет не перегружать металлами процесс «уголь в пульпе» на основной схеме.

Концентрат в мягких контейнерах после опробования завозится автопогрузчиком в помещение известкового молока, взвешивается на тензорных весах и с помощью электрической кран-балки поднимается на площадку приемного бункера. Здесь, на подвесе кран-балки, мягкий контейнер вспаривается ножом, и концентрат загружается в приемный бункер. В бункер помещается 3–4 контейнера. Вместе с концентратом в бункер добавляется сухая негашеная известь в количестве из расчета 2–3 кг на мешок для улучшения процесса сгущения и создания защитной щелочи при цианировании пульпы концентрата.

Из приемного бункера концентрат качающимся питателем ПКТ-5 подается в загрузку шаровой мельницы МШР-1,5х1,6 с центральной разгрузкой. В загрузку мельницы подается вода. В мельнице происходит дезинтеграция материала и размалывание шарами. Разгрузка мельницы в виде пульпы с плотностью 50–60% тв. поступает в зумпф и насосами П-12,5/12,5 закачивается в длинноконусный гидроциклон ГЦ-50, где происходит классификация пульпы на шламовую и песковую части. Песковая фракция выгружается снизу конуса гидроциклона и самотеком возвращается в мельницу для доизмельчения, а шламовая часть в виде готовой пульпы направляется самотеком в радиальный сгуститель Ц-5М.

Мельница работает с производительностью 0,5–1,0 т/час. Пульпа из разгрузки мельницы поступает на грохот ГИТ-0,63, на котором отделяется щепка. В готовом продукте содержится 97–98% фракции – 0,074 мм, что вполне обеспечивает полное раскрытие частиц золота и максимальное извлечение его в цианистый раствор.

В процесс цианирования концентрат поступает в виде сгущенной пульпы плотностью 50–55% тв. Цианирование производится в 3-х пачуках цианирования таких же, как и для Самартинского концентрата. В 1-й пачук от насоса – дозатора МЕТА подается крепкий раствор

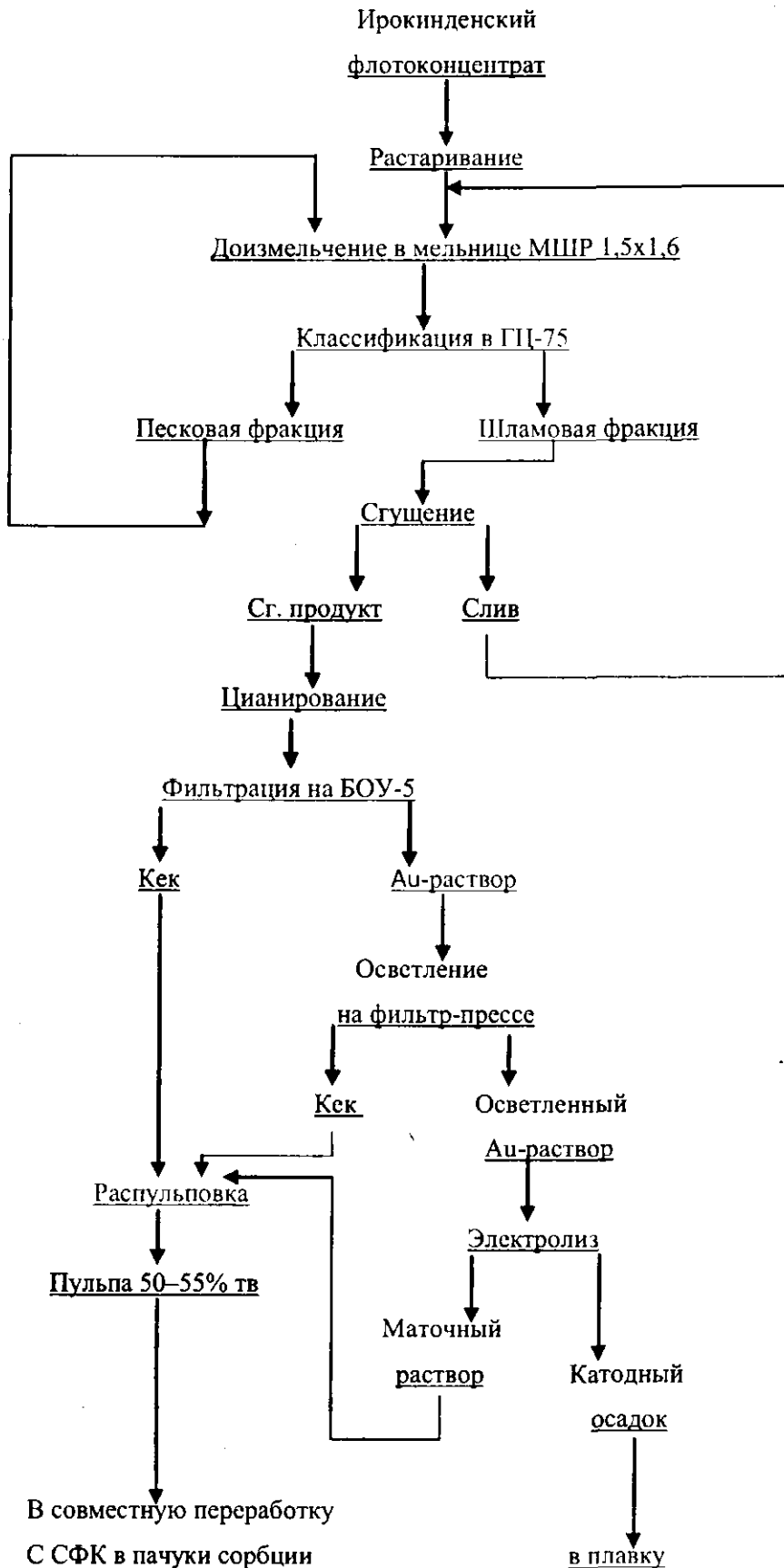


Рис. 5.6. Проектная технологическая схема переработки Ирокинденского флотоконцентрата в ЦГМ Холбинского рудника

цианистого натрия до установления заданной концентрации NaCN в пульпе пачуков 0,25–0,30%. При этом время цианирования концентрата составляет 8–12 часов. За это время в раствор переходит 60–65% золота и 30% серебра.

В отличие от Самартинского концентрата, расход цианистого натрия на цианирование Ирокинденского в 2 раза меньше и по данным составляет 8,8 кг/т.

Процианированная пульпа из пачука № 3 аэролифтом подается на фильтрацию в ванну-вакуум-фильтра БОУ-5.

Кек фильтра сбрасывается в чан-перемешиватель и распульповывается обратным цианистым раствором после электролиза до заданной плотности 50–55% тв. и далее перистальтическим насосом НП-25 откачивается в первый пачук сорбции – в действующую схему сорбционно-выщелачивания Самартинского флотоконцентрата.

Фильтрат – золотосодержащий цианистый раствор – из рессивера автоматически сбрасывается в зумпф и химическим насосом подается в фильтр-пресс. Раствор после фильтр-пресса поступает в емкости-сборники.

Электролизом перерабатываются золотосодержащие цианистые растворы, отфильтрованные от пульпы и осветленные на фильтр-прессе. Электролиз проводится в электролизере непрерывного действия ГЦН2-40. Выходной раствор электролизера (маточник) с содержанием золота 10–20 мг/л направляется на распульповку кека после фильтрации. Катодный осадок после электролиза направляется в плавильное отделение, где сушится, обжигается и плавится на слиток сплава Доре.

Раствор после электролиза откачивается центробежным насосом в емкость-сборник и оттуда насосом подается на распульповку кека на фильтр БОУ-5. Избыток раствора после электролиза откачивается этим же насосом в напорную емкость, откуда этот раствор совместно с растворами десорбции пропускается через колонны вторичного концентрирования.

В 1999 году по вышеописанной схеме в ЦГМ было переработано 2496 тонн Ирокинденского флотоконцентрата. При этом из концентрата было извлечено 96,66% золота и 37,03% серебра. Среднесуточная производительность цеха по переработке концентрата составила 16 тонн. По короткой схеме цианирование – фильтрация – электролиз в сплав Доре было получено 35,3% золота. Расход цианистого натрия на переработку составил 9,07 кг/т.

Совместная переработка Ирокинденского и Самартинского концентратов.

Практика переработки Ирокинденского флотоконцентрата в ЦГМ по проектной схеме выявила некоторые особенности технологии, которые были учтены при переработке в последующие годы.

Во-первых, совместная переработка Самартинского и Ирокинденского концентрата после фильтрации повышает на 0,5–1,0% общее извлечение золота за счет более простого вещественного состава (меньше содержание сульфидных окисленных минералов в Ирокинденском концентрате).

Во-вторых, наличие в концентрате охристых и глинистых минералов, тонких шламов осложняет процесс сгущения и фильтрации пульпы – при одной и той же производительности необходима большая площадь сгущения и фильтрации с применением коагулянтов (известь) и флокулянтов (полиакприламид).

В-третьих – в Ирокинденском концентрате содержится в 3–5 раз больше серебра по сравнению с золотом, что приводит к уменьшению рабочей емкости угля по золоту.

В 2000 году из-за отсутствия фильтркани для фильтрации пульпы переработка Ирокинденского концентрата осуществлялась совместно с Самартинским. После доизмельчения, классификации и сгущения по отдельной схеме сгущенная пульпа Ирокинденского концентрата подавалась на цианирование с Самартинским и далее в процесс сорбционного выщелачивания. Опыт совместной переработки показал, что операции цианирования и сорбции проходят хорошо, без осложнений, рабочая емкость угля повышается на 20–30%, общие потери золота в хвостах уменьшаются. Общее извлечение золота при совместной переработке концентратов повышается на 1,0–1,5%.

Расчеты показали, что полная совместная переработка Ирокинденского и Самартинского концентратов обходится дешевле, чем по схеме с предварительным цианированием, фильтрацией и электролизом цианистых растворов. Собственно так оно и должно было быть, так как операция фильтрации пульпы всегда была трудоемкой и дорогой операцией, а к этому добавляются еще затраты электроэнергии на работу вакуум-насосов, пульповых насосов, электролизеров, поскольку электроэнергия в условиях Холбинского рудника является весьма дорогостоящей статьёй затрат.

5.4. Технология переработки Дарасунских концентратов сорбционным процессом

Дарасунская золотоизвлекательная фабрика – старейшее золотодобывающее предприятие России она работает с 30-х годов прошлого века. На этой фабрике перерабатывается сульфидная руда Дарасунского месторождения. Дарасунская руда относится к кварцево-малосульфидным рудам. Пороодообразующими минералами в руде являются следующие разновидности: гранит, гранодиорит, березит, окварцованные и карбонатные породы. В руде содержится 27–35% кварца, 35% полевого шпата, 3,5–7,0% сульфидных минералов.

В комплексе рудных минералов основная роль принадлежит сульфидам, среди которых преобладают пирит в форме марказита, арсенопирит и халькопирит. Золото в руде находится в самородном состоянии и связано со всеми рудными и нерудными минералами. Пробность золота 850–880. Плотность руды 2,9–3,1 г/см³, объемный вес руды – 1,5–1,6 т/м³, коэффициент крепости по шкале Протодяконова 12–14.

В последний период работы (примерно с 1975 г.) Дарасунская обогатительная фабрика (ДОФ) перерабатывала руду по гравитационно-флотационной схеме с получением «золотой головки» и флотоконцентрата, который перерабатывался на медеплавильных заводах Урала.

Особенностью Дарасунских концентратов является наличие тонкодисперсного золота, заключенного в сульфидах, что обуславливает упорность данных концентратов. При прямом цианировании концентрата извлечение золота составляет 81,8%.

С целью повышения извлечения золота на дарасунских концентратах было испытано несколько технологий, применяемых для обработки упорных к цианированию концентратов, которые описаны в главе 3.

Так, испытания двухстадийного обжига концентрата с последующим цианированием огарка позволило получить извлечение золота в раствор 94,5% (первая стадия обжига проводилась при температуре 500°C с недостатком воздуха, вторая – при температуре 600°C с доступом воздуха).

В качестве альтернативных обжигу процессов были исследованы гидрометаллургические способы извлечения золота – кислотно-кислородное выщелачивание (ККВ) и бактериально-химическое (БВ) вскрытие с последующим цианированием.

Кислотно-кислородное выщелачивание проводили при температуре пульпы 78–80°C, отношении Ж : Т = 3 : 1 в растворе азотной кислоты с продувкой кислородом в течение 6 часов. Концентрацию азотной кислоты поддерживали на уровне 15–30 г/л. После окончания процесса пульпу фильтровали, кеки подвергали щелочной обработке при температуре 60–80°C и концентрации щелочи в растворе 50–100 г/л в течение 1–3 часов. Промытые кеки щелочной обработки цианировали в течение 24 часов при концентрации цианида натрия 2 г/л. Выход кека ККВ составил 61%, извлечение золота в раствор – 95,8%.

Бактериальное выщелачивание концентратов проводили в следующих условиях: концентрат измельчали до крупности 98% класса – 0,05мм. Окисление сульфидов проводили тионовыми бактериями типа *Thiobacillus ferrooxidans* при температуре 28–30°C с аэрированием и перемешиванием пульпы воздухом в течение 144 часов. Кеки БВ перед цианированием обрабатывали растворами щелочи с концентрацией 100 г/л при температуре 50–60°C в течение 2-х часов. Расход щелочи на 1 тонну концентрата составил около 60 килограмм. При цианировании кеков БВ в сорбционном режиме извлечение золота составило 95,1%.

Использование перечисленных способов переработки позволяет с высокими показателями извлекать золото из дарасунских концентратов, но применение данных технологий требует больших капитальных вложений как на реализацию самого процесса, так и на обеспечение экологической безопасности. Кроме этого, процессы ККВ и БВ являются реагентоемкими и требуют применения специальной кислотостойкой аппаратуры. Поэтому, несмотря на высокое извлечение золота, от этих технологий пришлось отказаться.

В 1995 году институт «Иргиредмет» разработал Технологический регламент для переработки Дарасунских концентратов процессом цианирования и сорбции золота на угле с использованием технологии тонкого измельчения продукта до крупности 97–99% класса – 0,02 мм, который был заложен в проект цеха гидрометаллургии АО «Первомайка». Технология была внедрена в новом цехе, но проектные показатели – 93% извлечения золота – не были достигнуты по ряду организационно-технических причин.

В этом цехе был переработан весь накопленный флотоконцентрат ДОФ (примерно 10 тыс. т) и частично концентрат текущей добычи. Однако, в 1998 году в результате реформ фабрика была остановлена и разрушена, вслед за ней такая же участь постигла Первомайскую установку.

В 2002–2003 гг. Дарасунский рудник приобрела кампания «Руссдрагмет», которая реанимировала шахты, восстановила часть старой фабрики, а вместо главного корпуса построила новый корпус флотации и гидрометаллургии, в котором разместилось отделение флотации, узел доизмельчения флотоконцентрата и гидрометаллургическое производство по переработке концентрата процессом сорбционного цианирования.

Технология гидрометаллургической переработки Дарасунских концентратов имеет свои особенности и несколько отличается от технологии ЦГМ Холбинского рудника. Это связано, прежде всего, с минеральным и вещественным составом Дарасунского концентрата, а также с тем, что в новом корпусе кроме Дарасунского флотоконцентрата перерабатываются флотоконцентраты, получаемые от обогащения руд Теремкинского и Талатуйского месторождений, которые отличаются вещественным и минеральным составом от основного Дарасунского концентрата.

Вещественный и минеральный состав Дарасунских концентратов.

На Дарасунской золотоизвлекательной фабрике перерабатываются руды Дарасунского, Теремкинского и Талатуйского месторождений, которые находятся вблизи друг от друга на расстоянии 5–15 км. В зависимости от плана горных работ на фабрику руда подается как отдельно с каждого месторождения, так и в смеси друг с другом в определенной пропорции. В гидрометаллургическую переработку поступает объединенный продукт, состоящий из флотоконцентрата и промпродукта доводки «золотой» головки. При этом в зависимости от вида перерабатываемой руды на сорбционное цианирование направляются следующие виды концентратов:

- Флотоконцентрат и промпродукт, полученный от смеси руд Дарасунского и Теремкинского месторождений;
- Флотоконцентрат и промпродукт, полученный от переработки одной Талатуйской руды;
- Флотоконцентрат и промпродукт, полученный от переработки смеси Дарасунского, Талатуйского и Теремкинского месторождений в отношении 8 : 6 : 1.

Вещественный состав всех этих концентратов приводится в таблице 5.1.

Таблица 5.1

Химический состав продуктов обогащения руд по месторождениям

Компонент	Массовая доля в %		
	Дарасун+Теремки	Талатуй	Дарасун+Талатуй+Теремки
SiO ₂	11,65	4,5	8,6
TiO ₂	0,38	0,32	1,04
Fe _{общ}	32,7	43,4	38,9
CaO + MgO	1,35	0,6	1,06
MnO	0,12	0,17	0,11
K ₂ O+Na ₂ O	0,56	0,25	1,2
S _{общ.}	26,3	40,52	37,0
S _{сульф.}		37,5	36,93
Cu	0,62	0,95	0,59
Pb	1,85	0,1	0,03
Zn	0,14	<0,01	0,13
As _{общ.}	9,3	0,086	1,29
WO ₃	<0,001	0,05	<0,02
Ni	0,008	0,038	0,038
Co	<0,001	0,06	0,046
Au, г/т	61,2	21,2	32,7
Ag, г/т	119,4	16,2	58,2

Примечание: Химический состав концентратов приведен, как среднее массовых долей компонента в промпродукте и флотоконцентрате.

Как видно из таблицы, наиболее низкое содержание кварца в Талатуйском концентрате, в концентрате же от смеси 3-х руд кварца почти в 2 раза больше из-за добавления Дарасунско-Теремкинской руды. Из данных по содержанию общей и сульфидной серы и общего железа ясно, что все концентраты весьма сульфидизированы и представляют собой типичный сульфидный продукт.

Мышьяк в значительном количестве (9,3%) представлен в концентрате смеси Дарасунской и Теремкинской руды, но в Талатуйском концентрате содержится в небольшом количестве. В этом же концентрате (Дарасун+Теремки) суммарное содержание меди, свинца и цинка достаточно велико – 2,6%. При этом цветные металлы присутствуют в виде собственных минералов и изоморфных примесей в сульфидах и сульфосолях. В концентратах от смеси трех руд содержание этих металлов почти в 3 раза ниже.

Серебра больше всего содержится в Дарасунских продуктах обогащения и менее всего в Талатуйских. При этом серебро присутствует как в составе самородного золота, так и в виде собственных сульфидных минералов.

Минеральный состав продуктов на гидromеталлургическую переработку характеризуется данными, приведенными в таблице 5.2.

Таблица 5.2

Минеральный состав продуктов обогащения руд по месторождениям

Наименование минералов	Массовая доля в %		
	Дарасун+Теремки	Талатуй	Дарасун+Талатуй +Теремки
Кварц	9,2	2,2	5,25
Сульфиды:			
Пирит (марказит)	60,55	76,5	45,1
Халькопирит	1,5	4,5	3,35
Сфалерит	0,25		0,2
Галенит	1,75		<0,1
Арсенопирит	8,05	0,15	3,0
Карбонаты	4,5	1,5	1,75
Породообразующие минералы (пироксен, амфиболы, полевые шпаты и др.)	14,2	15,1	11,4

Во всех продуктах обогащения минералы находятся преимущественно в свободном состоянии, эпизодически отмечаются сростки с породообразующими минералами, массовая доля кварца, карбонатов незначительна. Золото находится в свободном состоянии, в основном в классе – 0,15 мм, и в сростаниях с сульфидами и породообразующими минералами. Размеры сростков частиц золота при этом составляет менее 0,06 мм. Распределение золота по классам крупности неравномерное, в классе +0,074 мм его содержание в 2 раза выше, чем в минусовом классе. Микроскопическое золото встречается в свободном состоянии и в сростаниях с пиритом и халькопиритом. Свободные частицы золота представляются очень тонкими чешуйками и пленками, золото в сростках – тонкими пленочками, побежалостями на поверхностях зерен сульфидов.

Как видно из приведенного минерального состава концентратов, почти весь пирит присутствует в виде марказита – быстроокисляющегося колчедана, который в процессе выщелачивания золота является цианопоглощающим минералом, поэтому при цианировании Дарасунских концентратов необходимо предусмотреть операции по снижению расхода цианида, такие как известкование или обработка пульпы щелочью.

Во всех продуктах обогащения рациональным анализом было изучено состояние частиц золота и серебра, их распределение по минеральным компонентам и определено сколько золота доступно прямому цианированию. Оказалось, что основная масса золота (92%) в Талатуйских концентратах доступна прямому цианированию. В концентратах Дарасунского и Теремкинского месторождений только 90% золота извлекается прямым цианированием. При этом установле-

но, что упорное золото, не извлекаемое прямым цианированием, в основном тонкодисперсное, связано с сульфидами и, в меньшей степени, с карбонатами и породообразующими минералами, а также заключено в пленки.

Влияние степени измельчения концентратов на извлечение золота в раствор при цианировании.

В 2002 году в Иргиредмете было изучено влияние крупности измельчения Дарасунских концентратов на извлечение золота в раствор при цианировании. Результаты исследований приведены в таблице 5.3.

Таблица 5.3

Влияние крупности измельчения на извлечение золота в раствор при цианировании концентратов

Наименование продукта	Содерж. золота в исходном, г/т	Крупность измельчения, мм	Режим цианирования	Сод-е золота в кеках циан-я, г/т	Извлечен. золота в раствор, %
Флотоконцентрат Талатуйской руды	8,3	94% кл.- 0,071 (исх. крупность)		0,84	89,9
		100% – 0,071 (93% – 0,040)		1,42	82,9
Промпродукт доводки талатуйской руды	13,8	51,3% – 0,071 (исх. крупность)		1,61	88,3
		97% – 0,071		0,77	94,4
Флотоконцентрат смеси руд Дарасунской и Теремки	89,0	90% кл.- 0,071 (исх. крупность)	Без сорбента	23,7	77,4
			С сорбентом	11,3	87,3
		100% – 0,071 (94,6% – 0,040)	Без сорбента	6,4	92,8
			С сорбентом	6,4	92,8
		98,2% – 0,040 (95% – 0,028)	Без сорбента	6,4	92,8
			С сорбентом	7,7	91,3
		100% – 0,040 (97% – 0,028)	Без сорбента	6,2	93,0
			С сорбентом	6,0	93,3
Промпродукт смеси руд Дарасунской и Теремки	65,0	100% – 0,071 (94,8% – 0,040)	Без сорбента	19,1	70,6
			С сорбентом	11,1	82,9
		98,8% – 0,040 (87% – 0,028)	Без сорбента	20,0	69,2
			С сорбентом	17,2	73,5

Данные таблицы 5.3 показывают, что при тонком доизмельчении флотоконцентрата смеси 2-х руд до крупности 100% класса – 0,040 мм извлечение золота в раствор при цианировании с сорбентом увеличивается с 87,3% до 93,3%.

В то же время промпродукт гравитационного обогащения смеси 2-х руд при тонком доизмельчении до крупности 98,8% класса – 0,040 мм цианируется даже с сорбентом значительно хуже и, как показал опыт работы Первомайской гидрометаллургической установки, промпродукт является более упорным к цианированию материалом.

Высказывается предположение, что в результате тонкого измельчения промпродукта активируются сульфидные минералы пирит и арсенопирит, увеличивается их удельная поверхность, что обуславливает увеличение их природной сорбционной способности по отношению к золотоцианистому комплексу. Упорность вызывается и тем, что в гравитационный промпродукт переходит большая часть арсенопирита, в котором ассоциируется наиболее тонкодисперсное золото.

Флотоконцентрат и промпродукт доводки Талатуйской руды не требует тонкого измельчения, эти продукты обогащения достаточно доизмельчать до 97% класса – 0,071 мм, чтобы получить максимальное извлечение золота в раствор 94,4%.

Поэтому на основании полученных данных выбран режим совместного доизмельчения смеси флотоконцентрата и промпродукта до 98% класса – 0,040 мм, при котором обеспечивается максимальное извлечение золота в раствор и сорбция его на уголь.

Технологическая схема и режимы процесса сорбционного цианирования концентратов Дарасунской ЗИФ.

Технология переработки концентратов процессами цианирования и сорбции на Дарасунской ЗИФ принципиально не отличаются от технологии сорбционного отделения ЦГМ Холбинского рудника и других фабрик, применяющих процесс «уголь в пульпе».

Но в связи с тем, что на ЗИФ перерабатываются, как уже указывалось, руды трех месторождений – Дарасунского, Теремкинского и Талатуйского, отличных друг от друга по составу, распределению и формам нахождения золота, технология и режимы обработки концентратов каждой из руд имеют свои особенности, которые учтены в технологической схеме и технологическом регламенте.

На рис. 5.7 представлена технологическая схема переработки концентратов в отделении сорбции. На гидromеталлургическую переработку подается объединенный продукт, состоящий из флотоконцентрата и промпродукта гравитационного обогащения. При этом содержание золота в продуктах примерно одинаковое, а в объединенном продукте его содержится от 22 до 70 г/т.

Перед процессом цианирования и сорбции флотоконцентрат и промпродукт доизмельчаются в шаровых мельницах МШР-1500х6000 до 98,0% класса $-0,040$ мм, что обеспечивает максимальное вскрытие частиц золота для доступа цианистого раствора. Пульпа объединенного кон-

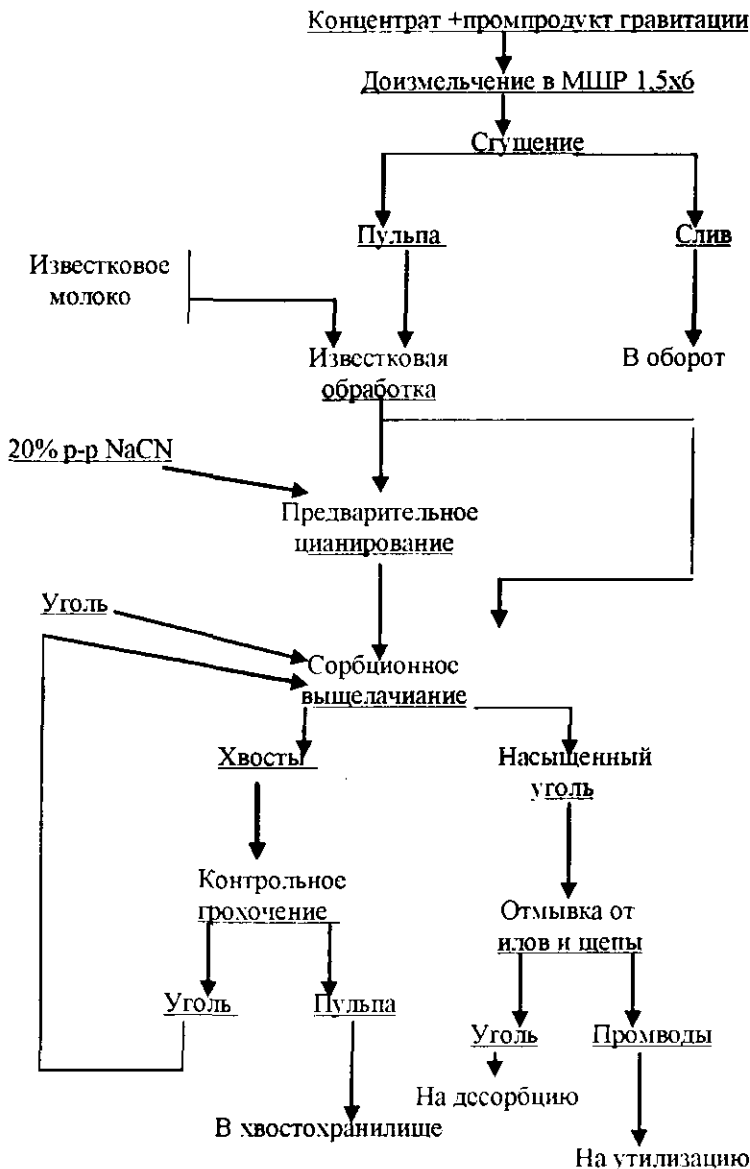


Рис. 5.7. Технологическая схема переработки Дарасунских концентратов

центра после доизмельчения и классификации в виде слива гидроциклонов поступает на сгущение в 2 сгустителя СУПАФЛО (финские) диаметром 6 метров. Осветленный слив этих сгустителей используется в обороте, а сгущенная пульпа с содержанием твердой фазы 50–52% насосом подается непосредственно в отделение сорбции.

Концентрат на входе в отделение опробуется автоматическим пробоотборником и поступает в пачук известковой обработки для перевода растворенных продуктов окисления в осадки. В пачук подается известковое молоко до pH 11,0–11,5. Расход известки на 1 т концентрата составляет 10–12 кг. Продолжительность известковой обработки – 6–8 часов. Известковая обработка пульпы производится для всех концентратов, полученных от обогащения смеси руд Дарасунского и Теремкинского месторождений. Для Талатуйских концентратов известковая обработка не требуется, так как в Талатуйской руде отсутствуют сульфиды – пожиратели цианида.

После известковой обработки пульпа самотеком направляется в пачуки сорбционного цианирования. Для концентратов Талатуйской руды известковая обработка пульпы не обязательна, и эти концентраты можно предварительно цианировать, поскольку в них не содержатся минералы-пожиратели цианида и поэтому тонкое измельчение не требуется.

В первый пачук дозируется крепкий раствор цианида до концентрации в пульпе 0,2% или 2 г/л свободного NaCN . Сорбционное цианирование производится в 9-ти последовательно стоящих пачуках. Уголь подается в концевой пачук и с помощью сетчатых дренажных устройств перемещается в противотоке к головному. Концентрация угля в пульпе пачуков составляет от 8–9 % или 80–90 л/м³ пульпы.

Хвосты сорбции выходят из последнего пачука и поступают на контрольное грохочение. Уловленный уголь возвращается в последний пачук, а хвостовая пульпа после опробования автоматическим пробоотборником ОДП-0,2 направляется в накопительную емкость, откуда насосом заливается в цистерну с перемешивателем, установленную на шасси автомобиля КАМАЗ, и вывозится в шламохранилище. Для обеспечения непрерывности операции вывозки хвостов сорбции в цехе установлены две накопительные емкости с перекачивающими насосами и несколько спецавтомобилей, оборудованных перемешивающими устройствами во избежание осаждения твердой фазы пульпы во время транспортировки в шламохранилище.

Насыщенный уголь, в котором содержание золота составляет 4,0–4,2 г/кг, выводится из головного пачука сорбции на грохочение, где от него отделяется пульпа, и направляется в накопительную колонну. Из накопительной колонны уголь перекачивается аэролифтом в промывочную колонну, где уголь отмывается водой от илов, щепы и тонких шламов, после чего уголь поступает в отделение десорбции.

Чтобы яснее представлять технологию переработки концентратов в отделении сорбции Дарасунской ЗИФ, в таблице 5.4 приводятся технологические режимы обработки трех видов концентратов.

Таблица 5.4

Технологический регламент переработки концентратов в отделении сорбции Дарасунской ЗИФ

Наименование параметров	Значение параметров		
	Талатуйский концентрат	Концентрат смеси трех руд: Дарасунской, Теремкинской и Талатуйской	Концентрат Дарасунской и Теремкинской руд
1	2	3	4
Параметры исходной пульпы концентратов			
Поток пульпы, м ³ /час	17,3	11,3	7,0
Массовая доля твердого в пульпе (плотность), %	–	50–52	50–52
Массовая доля классов крупности, %			
– 0,074 мм	95–98	100	100
– 0,040 мм		98–99	98–99

1	2	3	4
Известковая обработка			
Продолжительность обработки, часов	5–6	6–8	5–6
pH пульпы после известковой обработки	10,5–11,0	10,5–11	10,5–11,0
Концентрация CaO в пульпе после известковой обработки, г/л	0,3–0,5	0,3–0,5	0,3–0,5
Расход извести, кг/т	10–12	10–12	10–12
Вместимость одного аппарата, м ³	40	40	40
Количество аппаратов, шт.	1	1	1
Сорбционное выщелачивание			
Продолжительность сорбционного выщелачивания, часов	18,5	26	40
Вместимость одного аппарата, м ³	39	39	39
Количество аппаратов, шт.	9	8	7
Концентрация реагентов г/л в 1-м пачуке сорбции NaCN CaO	2,0–2,5 0,2–0,5	2,0–2,5 0,2–0,5	2,0–2,5 0,2–0,5
Единовременная загрузка угля в пачуки (концентрация угля в пульпе), % (л/м ³)	8,0 (80)	9,0(90)	9,0(90)
Поток угля, л/час (м ³ /смену)	130 (3,12)	170 (4,1)	170 (4,1)
Продолжительность нахождения угля в процессе сорбции, час.	170	160	150
Емкость угля по золоту, г/т	4000–4200	4000–4200	4000–4200
Потери угля на 1 т кон-та, кг/т	0,15	0,45	0,45
Концентрация золота в жидкой фазе хвостов сорбции, г/м ³ , не более	0,1	0,1	0,1
Содержание золота в твердой фазе хвостов сорбции, г/т	1,7–1,9	3,8–4,1	6,5–7,2
Извлечение золота на уголь, %	90,3–91,3	88,0–89,0	89,2–90,3
Отмывка угля от илов и шены			
Лицевая скорость пропускания воды, м/час	20–25	20–25	20–25
Количество объемов промывочной воды на 1 объем угля (м ³), не менее	5 (15,6)	5 (16,8)	5 (20,0)
Хар-ка промывочной колонны			
Диаметр, мм	800	800	800
Высота, мм	4,5	4,5	4,5
Рабочий объем, м ³	2,5	2,5	2,5
Параметры исходной пульпы концентратов			
Поток пульпы, м ³ /час	17,3	11,3	7,0
Массовая доля твердого в пульпе (плотность), %	-	50–52	50–52
Массовая доля классов крупности, %			
– 0,074 мм	95–98	100	100
– 0,040 мм		98–99	98–99
Известковая обработка			
Продолжительность обработки, часов	5–6	6–	5–6
pH пульпы после известковой обработки	10,5–11,0	10,5–11	10,5–11,0
Концентрация CaO в пульпе после известковой об-ки, г/л	0,3–0,5	0,3–0,5	0,3–0,5
Расход извести, кг/т	10–12	10–12	10–12
Вместимость одного аппарата, м ³	40	40	40
Количество аппаратов, шт.	1	1	1

1	2	3	4
Сорбционное выщелачивание			
Продолжительность сорбционного выщелачивания, часов	18,5	26	40
Вместимость одного аппарата, м ³	39	39	39
Количество аппаратов, шт.	9	8	7
Концентрация реагентов г/л в 1-м пачуке сорбции NaCN CaO	2,0–2,5 0,2–0,5	2,0–2,5 0,2–0,5	2,0–2,5 0,2–0,5
Единовременная загрузка угля в пачуки (концентрация угля в пульпе), % (л/м ³)	8,0 (80)	9,0(90)	9,0(90)
Поток угля, л/час (м ³ /смену)	130 (3,12)	170 (4,1)	170 (4,1)
Продолжительность нахождения угля в процессе сорбции, час	170	160	150
Емкость угля по золоту, г/т	4000–4200	4000–4200	4000–4200
Потери угля на 1 т кон-та, кг/т	0,15	0,45	0,45
Концентрация золота в жидкой фазе хвостов сорбции, г/м ³ , не более	0,1	0,1	0,1
Содержание золота в твердой фазе хвостов сорбции, г/т	1,7–1,9	3,8–4,1	6,5–7,2
Извлечение золота на уголь, %	90,3–91,3	88,0–89,0	89,2–90,3
Отмывка угля от илов и щепы			
Линейная скорость пропускания воды, м/час	20–25	20–25	20–25
Количество объемов промывочной воды на 1 объем угля (м ³), не менее	5 (15,6)	5 (16,8)	5 (20,0)
Хар-ка промывочной колонны			
Диаметр, мм	800	800	800
Высота, мм	4,5	4,5	4,5
Рабочий объем, м ³	2,5	2,5	2,5

Как видно из таблицы, режим цианирования и сорбции для всех трех видов концентратов отличается по некоторым параметрам (поток угля, время сорбционного выщелачивания и некоторые другие), но они обеспечивают максимальное извлечение золота на уголь от 88 до 91,3%.

5.5. Правила технического обслуживания и эксплуатации сорбционного оборудования [45]

Всю работу по техническому обслуживанию технологического процесса и оборудования в сорбционном отделении выполняет аппаратчик выщелачивания, который должен иметь квалификационный разряд не ниже четвертого.

Аппаратчик должен хорошо знать всю технологическую схему переработки флотоконцентрата, режимные параметры операций, взаимосвязь с фабрикой, откуда поступает пульпа флотоконцентрата. Кроме этого, аппаратчик должен знать схемы технологических трубопроводов и реагентопроводов, а также схемы местной, приточной и общеобменной вентиляции. Поскольку работа аппаратчика связана с применением цианистых растворов, он пользуется всеми льготами, установленными трудовым законодательством РФ для вредных производств.

Первейшей и главной обязанностью аппаратчика выщелачивания при обслуживании технологического процесса является обеспечение поддержания всех заданных в «Карте режима» технологических параметров в каждой операции процесса, немедленное принятие оперативных мер при нарушениях технологии переработки пульпы.

При обслуживании операций *сгущения и щепоотделения* необходимо соблюдать и выполнять ряд обязательных «Правил технической эксплуатации технологического оборудования» [53], основными из которых являются следующие.

Обслуживать радиальные сгустители следует с площадок, снабженных прочными перилами и позволяющих иметь свободный доступ к приводу, подъёмному механизму, питающей воронке

сгустителя и сливным желобам. Под сгустителем должен обеспечиваться свободный доступ к патрубкам и аварийному трубопроводу.

Разгрузочная воронка сгустителя должна быть снабжена запорной задвижкой. Под задвижкой обязательно устанавливается крест, верхний отвод которого присоединяется к разгрузочному фланцу задвижки, а нижний – закрывается пробкой для возможной прочистки забившейся воронки сгустителя. Первый горизонтальный патрубок креста присоединяется к напорной магистрали водопровода, второй – к всасывающей трубе диафрагмового насоса.

Гребковый механизм должен иметь звуковую и световую сигнализацию от перегрузки сгустителя.

Зеркало сгустителя должно быть ограждено от попадания посторонних предметов.

Пуск в работу сгустителя следует производить при обязательном предварительном заполнении его водой или обратным раствором; после этого включается в действие гребковый механизм и начинается подача исходной пульпы в сгуститель; затем включается диафрагмовый насос на минимальную производительность с подачей сгущенного продукта обратно в сгуститель: при достижении нормальной плотности, установленной картой режима, насос переводится на нормальную производительность и сгущенный продукт подается в дальнейший процесс переработки.

Сгущенный продукт должен непрерывно удаляться насосом или аэролифтом. Самотечная разгрузка сгустителя допускается только в аварийных случаях, когда сгуститель «посажен».

Регулирование количества разгружаемого материала из сгустителя производится изменением производительности насоса или аэролифта. Регулирование степени сгущения остановкой насоса или граблей не допускается.

Сгущение пульпы флотоконцентрата, как правило, сопровождается образованием пены на поверхности зеркала сгустителя. Чтобы пена не попадала в слив сгустителя, устанавливаются кольцевые экраны пены из металлической полосы высотой 25 см. Уловитель пены должен быть установлен на расстоянии не менее 6 см от сливного желоба с погружением нижней рамки уловителя на 5–10 см ниже зеркала сгустителя. При образовании значительного количества пены следует производить периодическое опрыскивание поверхности пены тонкораспыленной струей воды.

При перегрузе сгустителя во избежание поломок гребкового механизма и забивки сгустителя необходимо немедленно остановить питание и поднять гребковый механизм. Постоянная работа сгустителя при поднятых граблях не разрешается, поэтому аппаратчики при сдаче смены друг другу должны проверять положение высоты граблей по подъёмному винту.

При забивке сгустителя следует промыть воронку разгрузочного патрубка водой от напорной магистрали.

При обслуживании инерционных грохотов ГИТ-0,63 необходимо следить за равномерностью загрузки их материалом, своевременно убирать щепу из контейнеров, для чего необходимо пользоваться сменными контейнерами на каждом грохоте. Особенно нужно следить и своевременно заменять порванную сетку на грохоте, в противном случае в пачуках появится щепка. На грохоте шепоотделения в голове процесса должна стоять сетка с ячейкой 0,4x0,4 мм, чтобы при нарушении процесса доизмельчения концентрата не допустить крупный материал в гидрометаллургический процесс.

При возникновении повышенного уровня шума или сильной вибрации грохот следует остановить для выяснения причины. Не допускается работа грохота с порванной или слабо натянутой сеткой на раме.

Для обеспечения эффективности разделения материала на грохоте нужно 1–2 раза в смену промывать водой сетку и чистить её специальными щетками. При отделении насыщенного сорбента от пульпы на грохоте рекомендуется подавать на сетку из брызгала воду.

Особенно четко нужно соблюдать правила технической эксплуатации при обслуживании оборудования процессов цианирования и сорбции [45]. В аппаратах, в которых пульпа взаимодействует с цианистым раствором, необходимо поддерживать концентрацию защитной щелочи в пределах заданной «Картой режима технологического процесса».

При обслуживании процесса цианирования необходимо соблюдать следующие правила:

1. Подача в процесс крепкого цианистого раствора должна быть непрерывной и строго постоянной, для чего должны быть установлены регулировочные краны или автоматические дозаторы. При остановке питания пачуков цианирования или сорбции дозировка крепкого цианистого раствора должна быть немедленно прекращена.

2. Подачу раствора цианида в точки подкрепления следует по возможности производить автоматическим дозатором, а сеть трубопроводов, подающих цианистый раствор, должна быть изолирована от врезок в другие трубопроводы и выкрашена в красный цвет. Расходные чаны с крепким цианистым раствором, находящиеся в отделении, должны быть закрыты на замок. Расходные чаны во избежание пролива крепкого цианистого раствора на пол должны иметь переливные трубы, по которым излишек раствора при переполнении чана сливается в специальный приямок и затем насосом перекачивается снова в расходные емкости.
3. Трубопроводы и арматура, насосы и другие аппараты, соприкасающиеся с цианидом, не должны иметь деталей, изготовленных из медно-цинковых сплавов. В противном случае возможно заражение цианистых растворов медью и цинком, а аппаратура в результате растворения даст течи.
4. Все проливы цианистых растворов и пульпы с цианидом должны собираться на самой нижней отметке в приямок и вертикальным дренажным насосом снова возвращаться в технологический процесс. Для этого полы на площадках и отметках должны иметь уклоны и трапы производственной канализации, стоки которой должны поступать в производственный процесс.
5. Непременным условием переработки пульпы в цианисто-сорбционном процессе является её перемешивание и смешение с жидкими реагентами и сорбентом. Поэтому перемешивание пульпы и насыщение её кислородом воздуха должно быть непрерывным во всех аппаратах даже в том случае, когда в цех или в процесс исходная пульпа не подается.
6. Для контроля параметров и наличия сжатого воздуха в цехе на коллекторных воздухопроводах должны быть установлены манометры, измеряющие давление воздуха, а также измерители расхода воздуха. При кратковременной остановке подачи сжатого воздуха в цех (10–15 мин.) на возобновление перемешивания пульпы и поднятие осевшего материала необходимо включать весь наличный парк компрессоров, обеспечить максимальный расход воздуха в аппараты, пока процесс перемешивания пульпы не нормализуется во всех аппаратах.

Аппараты цианирования и сорбции с пневматическим перемешиванием относятся к оборудованию первой категории по аварийности. Что это означает? Если прекратить аварийно подачу сжатого воздуха на перемешивание, то пульпа начнет отстаиваться, осевший твердый материал спрессуется и при последующей подаче сжатого воздуха может не прийти во взвешенное состояние. Это авария всей технологической цепочки аппаратов, ликвидация которой требует полной остановки сорбционного отделения и в целом всего цеха или фабрики на продолжительное время. Вот почему аппаратчик должен постоянно следить за подачей сжатого воздуха в пачуки, почаще контролировать наличие и интенсивность перемешивания пульпы. Интенсивность перемешивания пульпы в аппаратах контролируется в основном визуально, для чего необходим практический навык.

В целях недопущения длительной остановки перемешивания пульпы в пачуках компрессоры, подающие сжатый воздух в отделение, должны иметь резервное электропитание, чтобы в аварийном случае немедленно переключиться на резервное электроснабжение.

Пропускная способность пачуков и перемешивание пульпы в большой степени зависят от крупности подаваемого в процесс материала. Если в пульпе содержатся пески крупностью больше 0,15 мм, то при различных случайных колебаниях или кратковременных остановках подачи сжатого воздуха пески постепенно оседают в нижней части аппаратов, и со временем интенсивность перемешивания настолько ухудшается, что показатели процесса по извлечению золота могут существенно снижаться. «Запесочивание» аппаратов приводит к снижению рабочего объёма аппаратуры и, в конечном счете, к уменьшению необходимого времени цианирования и сорбции пульпы.

Большое значение для правильного ведения процесса сорбции имеет обеспечение исправного состояния сит дренажей пачуков, своевременная их замена в случае порыва сетки и её износа. В процессе работы необходимо следить за тем, чтобы сетка была хорошо натянута на раме и вставлена в направляющие дренажа так, чтобы не было щелей между краем сетки и кромкой пульпового желоба, в противном случае сорбент будет «гулять» по всем аппаратам, нарушая принцип противотока пульпа – уголь, что может привести к повышенным потерям золота в хвостах и снижению рабочей емкости насыщенного угля.

При обслуживании сорбционного процесса аппаратчик должен не менее 2-х раз в смену проверять концентрацию активного угля в пачуках путем отбора пробы пульпы объёмом 1 л из каждого аппарата и замера в ней количества сорбента. Концентрация угля в пульпе пачуков должна быть по возможности равномерной по всем аппаратам, и в случае больших отклонений аппаратчик должен установить прежде всего причину, отчего это произошло, и затем отрегулировать поток сорбента. А причинами больших отклонений по концентрации угля в пульпе того или иного пачука может быть порванная сетка сита дренажа, низкий уровень пульпы в пачуке, запесочивание пачука и, вследствие этого, уменьшение рабочего объёма и даже плохое перемешивание пульпы.

Аппаратчик должен не менее двух раз в смену осматривать и проверять целостность аппаратов и трубопроводов с запорной арматурой. Во время осмотров нужно проверять:

- надёжность болтовых соединений узлов – в процессе эксплуатации из-за вибраций болтовые соединения ослабевают и возможны течи пульпы и растворов;
- герметичность воздушных трубопроводов и реагентопроводов;
- состояние уплотнений фланцевых соединений;
- состояние вентиляционных патрубков местного отсоса газов – они могут забиваться пульпой или углем, что приводит порой к загазованности атмосферы цеха.

При остановке любого из пачуков в технологической цепочке и сдаче его в ремонт необходимо выполнить следующие работы:

- максимально выработать цианистую пульпу из аппарата в процесс, а затем оставшуюся часть выпустить через нижний аварийный патрубок на нулевую отметку и выкачать дренажным насосом в процесс;
- отключить, заглушить все подводящие коммуникации, связывающие аппарат в технологической цепочке (пульпа, цианид, известковое молоко или щелочь, сжатый воздух, вода и т.д.);
- промыть аппарат водой и продуть воздухом;
- сдать аппарат по акту в ремонт.

В случае необходимости проведения ремонта пачук выводят из технологической схемы путем обвода его трубопроводами пульпы и угля. После этого из пачука через нижний патрубок в конусе выпускают пульпу с сорбентом на сито, чтобы отделить сорбент и вернуть его в процесс. Пульпа дренажным насосом закачивается в пластинчатый сгуститель третичной сорбции. Пульпу из пачука нужно выпускать порциями, чтобы обеспечить отделение угля от пульпы и не затопить нижнюю площадку. Выпустив всю пульпу из пачука, необходимо очистить стенки и внутренние детали пачука от засохшей пульпы и сорбента, промыть пачук водой и сдать в ремонт.

При ремонте пачука вытяжная вентиляция не отключается. Наиболее изнашиваемыми деталями пачуков сорбции и цианирования являются дренажные сита, аэролифты, воздушные трубки, отражатели пульпы, направляющие дренажа и некоторые другие. Особенно часто приходится ремонтировать дренажные сита, поэтому в отделении сорбции всегда должен находиться исправный запасной комплект дренажных сит.

Внутренние детали пачуков – аэролифты, воздушные трубки, циркуляторы, дренажи – ремонтируют через 2–3 года в зависимости от степени абразивности пульпы. При ремонте пачуков выполняют следующие ремонтные работы:

- разбирают и ревизуют запорно-регулирующую арматуру на сжатом воздухе;
- заменяют полностью изношенные аэролифты, циркуляторы и другие детали;
- заменяют лотки перемещения сорбента и крепления лотков.

Поскольку ремонт всей цепочки пачуков занимает много времени, обычно ремонт ведут по одному аппарату, для чего пачук выводят из цепочки путем обвода трубопроводов пульпы и сорбента.

Запуск в работу новых или после ремонта пачуков осуществляют в следующей последовательности:

1. Включают общеобменную вентиляцию сорбционного отделения и системы местного отсоса газов из пачуков.
2. Открывают подачу сжатого воздуха высокого давления в диспергатор.
3. Пачук заполняют пульпой и при достижении уровня верхнего края центральной трубы циркулятора открывают подачу сжатого воздуха на перемешивание.
4. При наполнении пачука пульпой и стабилизации перемешивания во всем объёме аппарата подают реагенты и сорбент до заданных концентраций, после чего включают транспортный аэролифт и подают пульпу в следующий пачук.

Аппаратчик сорбционного отделения несет ответственность за нарушения технологического режима процесса по его вине, за сохранность оборудования, приспособлений и инструментов на рабочем месте.

5.6. Организация работы в отделении сорбции

От правильной организации производства в сорбционном отделении зависят показатели работы всего цеха гидрометаллургии (фабрики) и достижение плановых показателей по извлечению драгметаллов, расходу реагентов и энергоресурсов.

Как уже указывалось, пульпа флотоконцентрата поступает из цеха обогащения (ЦО), который расположен от ЦГМ в 330 метрах, поэтому с ЦО необходима постоянная телефонная или громкоговорящая связь, чтобы в любой момент согласовать прием или прекращение поступления концентрата, получить своевременную информацию об остановке или неисправности перекачного насоса, информацию о случившейся аварии на тракте перекачки пульпы, а также, в свою очередь, передать информацию о своих неполадках.

Пульпа флотоконцентрата поступает в ЦГМ в операцию сгущения в сгустители Ц-6М. Сгустители служат не только аппаратами обезвоживания, но и буферными емкостями (в сгустителе можно накопить до 70 тонн концентрата), сглаживающие неравномерность подачи концентрата с фабрики и позволяющие обеспечить работу цеха без подачи концентрата в течение нескольких часов.

В свою очередь сгустители позволяют принимать концентрат от ЦО в цех в течение определенного времени, если по какой-либо причине останавливается сорбционное отделение. Поэтому при нормальной работе цеха всегда нужно иметь место в сгустителе для накопления концентрата на период аварийной остановки цеха, а для этого нужно постоянно следить за количеством материала в сгустителе.

Накопление или выработка материала из сгустителя производится подъёмом или опусканием граблин. Но пользоваться этим способом нужно осмотрительно и только по указанию лица технического надзора.

При работе узла сгущения иногда случается, что его слив замутняется или содержит видимые твердые частицы. Сливная вода сгустителя, содержащая твердые частицы концентрата, – также нежелательное явление, поскольку золотосодержащий материал в этом случае циркулирует по большому кругу между фабрикой и цехом и тем самым ухудшает показатели процесса обогащения. Чтобы не допускать этого, в процесс сгущения нужно постоянно подавать рабочий раствор флокулянта и следить за чистотой слива.

Для успешного осуществления любого технологического процесса важное значение имеет равномерная загрузка аппаратуры сырьем и равномерность потока материала по всей технологической цепочке. Равномерность загрузки и потока материала в процессе позволяет стабилизировать все остальные параметры процесса и гарантирует получение высоких показателей.

В нашем случае необходимо точно выдерживать заданный поток пульпы концентрата, поступающий в процесс цианирования, и обеспечить движение его в том же количестве по пачукам сорбции. Вручную этого сделать практически невозможно, поэтому необходимо предусматривать специальные насосы-дозаторы пульпы и устройства автоматического регулирования подачи пульпы в процесс, а также автоматическое регулирование потока пульпы по всей цепочке пачуков сорбции.

В ЦГМ Холбинского рудника эта проблема была решена путем установки на питании пачуков цианирования насоса-дозатора пульпы Waplan и массового расходомера, автоматизации их работы, подачи процианированной пульпы в автоматическом режиме в процесс сорбционного выщелачивания. Пачуки сорбции были оборудованы системой автоматической транспортировки пульпы. Все это позволило не только быстро добиться проектных показателей по извлечению золота, но в первый же месяц работы цеха превзойти их.

Дозирование цианистого раствора и защитной щелочи лучше всего осуществлять не вручную, а с помощью дозаторов реагентов – это надежнее и обеспечивает соблюдение реагентного режима согласно «Карте контроля технологического процесса».

Особенно тщательно нужно организовывать процесс сорбции – выдерживать противоток уголь-пульпа, другие параметры процесса. Нужно стремиться к тому, чтобы количество загруженного в процесс угля было равно количеству выгруженного насыщенного, в противном случае нарушается единовременная загрузка сорбента в пачуках, изменяется время нахождения угля в процессе, его насыщенность, увеличиваются потери угля с хвостами и, соответственно, потери золота.

Поток угля по пачукам необходимо контролировать регулярным замером концентрации сорбента в пульпе. Между пачуками поток угля регулируется положением лотков передачи сорбента из одного аппарата в другой.

Периодически нужно проверять наличие угля в хвостах сорбции путем отбора пробы пульпы после грохота и пропускания её через сито 0,4 мм.

Важное значение для правильного ведения процесса имеет уровень пульпы в пачуках сорбции, за которым необходимо постоянно следить и регулировать. При большом количестве ступеней сорбции (более 10) делать это вручную визуальным путем затруднительно, поэтому на пачуках сорбции, как правило, устанавливаются приборы контроля и сигнализации уровня пульпы. Более надежной, обеспечивающей максимальное использование рабочего объема пачуков, является система автоматического регулирования уровня пульпы, в состав которой входят датчики уровня пульпы и исполнительные механизмы, управляющие работой транспортных аэролифтов.

Для обеспечения оперативности контроля и управления технологическим процессом рабочее место аппаратчика должно быть оборудовано средствами для отбора проб пульпы, фильтрации проб технологических растворов и определения концентраций реагентов и сорбентов в них. Для этой же цели служит цеховая экспресс-лаборатория, которая, как правило, должна быть расположена поблизости – либо в одном из помещений отделения сорбции, либо в соседнем пролете. Цеховая экспресс-лаборатория должна быть оснащена атомно-абсорбционными анализаторами для быстрого определения содержания золота и серебра в технологических растворах и в активных углях.

Поскольку в цианисто-сорбционном процессе все, что происходит в пульпе, невидимо глазу, основным способом контроля и регулирования процесса является отбор проб и анализ в них концентраций реагентов, содержания золота и серебра, а иногда и металлов-примесей (медь, железо, цинк и др.) Только зная полную и оперативную информацию о технологическом процессе, можно грамотно им управлять. Вот почему организация непосредственно в цехе контрольно-аналитической службы так важна для эффективной работы производства.

Таким образом, подводя итог сказанному, можно констатировать, что основными моментами правильной и эффективной организации технологии переработки флотационного концентрата в цехе гидрометаллургии являются следующие:

- непрерывность проведения всех связанных в технологическую цепочку операций;
- наличие в голове процесса буферной емкости для концентратной пульпы;
- четкое соблюдение заданных технологических параметров процесса;
- оперативный отбор и анализ проб пульпы, растворов и сорбента непосредственно в цехе, экспресс-анализ всех технологических растворов;
- автоматизация учета поступления в процесс и регулирования равномерности потоков пульпы в пачуках;
- автоматическое дозирование растворов реагентов в процесс;
- наличие в отделении установки по сбору и переработке всех проливов, дренажных стоков, их учет и опробование.

5.7. Техника безопасности при работе в сорбционном отделении

Гидрометаллургические процессы, осуществляемые на золотоизвлекательных фабриках или в отдельных цехах, являются опасными производственными объектами, на которые распространяется действие Федеральных Законов «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» и «Об основах охраны труда в Российской Федерации», а также Постановление правительства РФ «Об организации и осуществлении производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на опасном производственном объекте».

В соответствии с этими законами в гидрометаллургическом отделении должен постоянно осуществляться комплекс мероприятий по соблюдению требований промышленной безопасности, которые должны обеспечивать безопасность и здоровье обслуживающего персонала в процессе их трудовой деятельности, создание безопасных условий труда, предупреждение аварий на опасном производственном объекте и предотвращение ущерба окружающей среде.

К работе по обслуживанию технологических процессов гидрометаллургии могут быть допущены только лица, ознакомленные с правилами, соблюдение которых обеспечивает безопасность работы в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при дроблении,

сортировке, обогащении полезных ископаемых и окисковании руд и концентратов» (сокращенно ПБ 03-571-03), утвержденных Госгортехнадзором России в октябре 2003 года [18].

Все работники опасного производственного объекта по переработке полезных ископаемых должны иметь профессиональное образование, соответствующее профилю выполняемых работ (п.19 ЕПБ). Это касается как рабочих, так и ИТР, обслуживающих гидрометаллургическое производство.

На время обучения новые рабочие должны допускаться к работе только совместно с опытными специалистами-наставниками и мастером-инструктором.

Все вновь принятые, а также переведенные на другую работу работники перед допуском к работе должны получить инструктаж по промышленной безопасности для конкретно обслуживаемого рабочего места.

В гидрометаллургическом производстве основную опасность и вредность для организма человека представляют летучие пары синильной кислоты, которые выделяются из пульп и растворов, содержащих цианистый натрий.

Вот почему для исключения непосредственного контакта обслуживающего персонала с цианистыми растворами и снижения ядовитых выделений в атмосферу цеха оборудование и емкости цианирования и сорбции должны быть максимально уплотнены и оборудованы укрытиями местного отсоса газов с помощью принудительной вентиляции.

Согласно ЕПБ (п.93) устройство систем вентиляции должно соответствовать проекту, а их приемка в эксплуатацию должна осуществляться комиссией, назначаемой руководством фабрики.

Чтобы на рабочих местах обеспечивалось полное удаление паров синильной кислоты, вентиляция должна предусматриваться как местная, так и общеобменная. *Местная вентиляция* устраивается для отсоса вредных газов, образующихся в аппаратуре при проведении технологического процесса, непосредственно из оборудования. *Общеобменная вентиляция* предусматривается для удаления газов из производственных помещений. При этом одновременно в помещения должен непрерывно подаваться свежий воздух, который принудительно нагнетается приточными вентиляторами. Общеобменная вентиляция называется приточно-вытяжной. Как правило, оборудование приточно-вытяжных вентиляционных систем располагается в отдельных помещениях (венткамеры), которые связаны с рабочими местами системой воздухопроводов (воздуховодов).

Обслуживающий технологический персонал в течение рабочей смены должен регулярно проверять работу систем вентиляции, и в случае прекращения ее работы немедленно сообщать об этом руководителю смены для принятия оперативных мер.

Согласно ЕПБ (п.91) во время работы технологического оборудования все основные приточно-вытяжные вентиляционные системы и местного отсоса должны работать непрерывно.

В помещении цеха на обозреваемом со всех сторон месте должно быть установлено световое табло, сигнализирующее об остановках той или иной системы вентиляции. При остановке вентиляционной установки или повышении концентрации вредных веществ выше санитарных норм работу необходимо приостановить, а людей вывести на свежий воздух.

На основных вентиляционных системах, отсасывающих газы из пачуков, колонн и другой аппаратуры, должны быть, кроме основного рабочего, установлены резервные вентиляторы той же производительности и мощности электропривода. Резервные вентиляторы должны быть всегда в рабочем состоянии.

Кроме того, Правила требуют (ЕПБ п.239), чтобы в помещениях сорбции, десорбции, регенерации были установлены непрерывно действующие приборы контроля воздушной среды, заблокированные с системой звуковой и световой сигнализации, которая оповещает о возрастании на рабочих местах содержания паров синильной кислоты. Эти приборы непрерывно измеряют концентрацию синильной кислоты в воздухе помещения и немедленно подают звуковой и световой сигналы, если превышена предельно-допустимая концентрация HCN равная 0,03 мг/л. Кроме того, сигнализаторы в случае превышения ПДК по HCN включают в работу аварийную вентиляцию цеха.

Воздух, удаляемый вытяжными вентиляционными системами, перед выпуском в атмосферу должен быть очищен от токсичных веществ до содержания, не превышающего предельно-допустимые концентрации. Обычно на вытяжных вентиляционных системах местного отсоса газов устанавливаются специальные газоочистители типа СНАИ-Ц или РИФ, в которых с помощью циркулирующего щелочного раствора улавливается синильная кислота.

За герметичностью аппаратуры должны следить сами аппаратчики. Необходимо, чтобы крышки аппаратов и лючки для отбора проб были постоянно закрыты.

Особенно нужно быть внимательным при перекачке рабочих цианистых растворов в расходные емкости из реакгентного отделения. Чтобы не допустить при этом перелива цианистых растворов, нужно эту операцию, как правило, выполнять вдвоем: один следит за наполнением расходного чана, другой находится у перекачивающего насоса в реакгентном отделении, чтобы по сигналу первого остановить вовремя насос.

Аппаратчик всегда должен помнить, что залогом безопасной работы в цехе и сохранения здоровья является надежно действующая вентиляция, герметичность оборудования и отсутствие проливов цианистых растворов и пульпы.

Кроме того, вся аппаратура и емкости цианистого процесса должны быть оборудованы устройствами, предупреждающими возможность случайных переливов. Пачуки, расходные емкости должны иметь переливные трубопроводы с отводом перелива в запасные аварийные емкости или в специальный дренажный приямок.

При обслуживании цианистого процесса аппаратчики должны работать только в спецодежде из кислотоцелочестойких тканей, в резиновых перчатках и сапогах. Для защиты органов дыхания в аварийных случаях в цехе в легкодоступном месте должны находиться противогазы с коробкой марки «В». Противогазы необходимо хранить в специальном шкафу в ячейках. Количество противогазов должно соответствовать числу работающих в цехе. Обычно за каждым рабочим закрепляется противогаз, который хранится в ячейке шкафа с указанием фамилии рабочего.

Для оказания неотложной помощи при отравлениях цианидами в цехе оборудуются профилактические пункты (ЕПБ п.236), представляющие собой небольшие помещения или огороженные места размером примерно 2х2 метра, которые снабжаются медицинскими аптечками первой помощи, набором противоядий, медикаментами и перевязочными средствами, а также необходимой посудой и инструкциями по применению противоядий и оказанию первой медицинской помощи при отравлениях и травмах. К профилактическому пункту подводится холодная и теплая вода, подаваемая через смеситель в расходный кран, устанавливаемый в двух метрах от пола.

При производственной травме или отравлении пострадавшему оказывается первая доврачебная помощь в профилактическом пункте, а затем, если это необходимо, его отправляют в здравпункт или больницу. Каждый рабочий должен уметь оказывать первую помощь пострадавшему при несчастном случае. На каждом рабочем месте должны находиться аптечка с необходимыми медикаментами и аптечка с противоядиями.

О каждом несчастном случае на производстве, даже незначительном, пострадавший обязан сам или через товарищей сообщить своему непосредственному начальнику, который обязан расследовать обстоятельства и составить акт установленной формы для принятия необходимых мер по предупреждению подобных случаев.

Во избежание ошибок все емкости и аппаратура, трубопроводы, в которых находятся токсичные реагенты, должны быть окрашены в цвета, соответствующие ГОСТ 14202-69, и снабжены надписями. Аппаратура, в которой находятся цианистые соединения, должна быть окрашена в красный цвет, емкости и трубопроводы с щелочными растворами – в коричневый цвет и т.д.

При взаимодействии цианида с минеральной кислотой происходит интенсивное выделение летучей синильной кислоты, поэтому не допускается в одном помещении совмещать цианирование с процессами, протекающими в кислой среде (ЕПБ п.216). Исключение составляет случай, когда оба процесса проводят в единой неразрывной технологической цепочке: например, проведение цианистой обработки сорбента в отделении регенерации, или операция регенерации цианида из пульпы путем её подкисления. При этом должны быть приняты дополнительные меры по предупреждению случайных соединений кислых растворов с цианистыми.

В соответствии с требованиями ЕПБ (п.215) полы в цехе устраиваются так, чтобы они имели уклон в сторону дренажных канав и зумпфов, исключающими скопление цианистых растворов и пульпы. Под оборудованием, устанавливаемым на площадках и междуэтажных перекрытиях, устраиваются дренажные системы со стоком в нижерасположенные зумпфы и емкости.

Дренажная система полов (или производственная канализация) должна обеспечивать сбор всех стоков и их возврат в технологический процесс. Если нулевая отметка цеха оказалась в результате аварии или недосмотра подтопленной цианистым раствором или пульпой, необходимо немедленно остановить процесс и оперативно принять все меры, чтобы не допустить про-

лив цианистых материалов на территорию, в противном случае возможно заражение окружающей среды цианидами с непредсказуемыми последствиями.

При дозировании крепкого цианистого раствора в процесс необходимо принимать меры, предупреждающие разбрызгивание и пролив растворов на пол, аппаратуру и спецодежду. Цианистые растворы, случайно попавшие на пол, тщательно обезвреживают смесью железного купороса и негашеной извести, после чего все смывают водой в дренаж.

Все рабочие места в цехе должны быть оборудованы фонтанчиками питьевой воды. Пищу разрешается принимать только в специально отведенной комнате, оборудованной раковиной, электроплитой, электротитаном, необходимой посудой и инвентарем. Следует помнить и неукоснительно выполнять требования о запрещении принимать пищу и курить на рабочих местах. Соблюдение этого правила поможет избежать заболеваний, неприятных ощущений в процессе работы и сохранить работоспособность.

До начала работы аппаратчик должен проверить работу вентиляции, убедиться лично в наличии отсоса газов из аппаратуры, проверить комплектность противопожарного щита и средств противопожарной защиты, принять смену и расписаться в Журнале приема-сдачи смены.

Аппаратчику запрещается производить работу, которая ему не поручена, за исключением случаев, когда создается угроза для жизни человека и при аварии с оборудованием.

Кроме изложенных правил безопасности, требований охраны труда и промсанитарии, рабочие обязаны выполнять общие правила техники безопасности при работе с электроустановками, вращающимися частями оборудования и грузопъемными механизмами, а также выполнять неукоснительно правила внутреннего трудового распорядка предприятия и режима работы, установленного для данного цеха.

Аппаратчик выщелачивания обязан строго соблюдать все инструкции по технике безопасности. За нарушение правил безопасности аппаратчик несет дисциплинарную ответственность в установленном порядке.

ГЛАВА 6. РЕГЕНЕРАЦИЯ УГЛЯ

6.1. Цель и назначение регенерации угля

В процессе сорбционного выщелачивания уголь, перемещаясь от последнего к первому аппарату сорбции навстречу потоку пульпы, насыщается золотом, серебром, а также ионами тяжелых металлов. Наряду с этим, к концу сорбции присутствующие в жидкой фазе пульпы простые CN^- ионы, а также кремнезем, масла, ксантогенаты и другие растворимые органические вещества подавляют сорбционную активность угля, забивая поры сорбента.

Все это приводит к тому, что уголь перестает поглощать из пульпы растворенные анионы золота, и его сорбционная способность падает почти до нуля. Такой уголь необходимо выводить из процесса и либо сжигать с последующей плавкой на черновой слиток золота, либо подвергать регенерации, обрабатывая растворами реагентов, с целью снятия с него благородных металлов, и проводить другие операции для восстановления первоначальной сорбционной активности. Так как сжигать активный уголь нерационально из-за его высокой стоимости, то в большинстве случаев насыщенный уголь подвергается регенерации.

Термин «регенерация» в широком смысле слова означает восстановление каких-либо свойств вещества или материала для повторного использования в технологическом процессе.

Применительно к активированному углю, насыщенному металлами в процессе сорбционного выщелачивания, его регенерация заключается в том, чтобы десорбировать золото и серебро и максимально очистить уголь от примесей. Перевод ценных металлов из угля в раствор необходимо производить в условиях, обеспечивающих получение высококонцентрированных по золоту и серебру растворов, что значительно облегчает последующие операции выделения их в катодный осадок и гарантирует получение высококачественной готовой продукции.

Процесс очистки угля от органических примесей, ионов тяжелых цветных металлов, а также кальция, магния, сернистых соединений осуществляется различными методами, начиная от процесса автоклавной десорбции и кончая введением специальных операций, таких как кислотная обработка и реактивация угля. Технологическая схема регенерации угля зависит от химического и вещественного состава насыщенного угля, выведенного из процесса сорбции. Чтобы определить технологическую схему регенерации угля в отделении десорбции, необходимо в каждом конкретном случае определить химический и вещественный состав угля, изучить его поведение в процессе сорбции, и в зависимости от этого включать в схему необходимые операции по очистке угля.

Если технологическая схема процесса регенерации угля выбрана правильно, то сорбционные свойства угля полностью восстанавливаются, и он по качеству приближается к свежему сорбенту, еще не использованному в процессе сорбции.

6.2. Основные положения теории десорбции металлов с угля

В настоящее время основным методом десорбции металлов с угля, который широко применяется в золотодобывающей отрасли России, является процесс высокотемпературной элюации.

Процесс снятия металлов с угля растворами называется элюацией. Вещества, с помощью которых с угля десорбируются металлы, называются элюентами.

Характеристика элюентов.

В качестве элюентов было опробовано и испытано множество реагентов. Наиболее рациональными и эффективными элюентами, нашедшими применение на практике, были признаны несколько химических веществ: цианистый натрий, едкий натр, жидкий безводный аммиак.

За рубежом для элюации золота с угля чаще всего используется цианистый натрий в виде 1-процентного раствора. Его пропускают через колонны с насыщенным углем при температуре 80–90°C. Процесс элюации золота заканчивается при этом через 48–72 часа. При добавлении в раствор элюента 1% едкого натра процесс элюации ускоряется, но не намного. И только проведение процесса элюации под давлением и при температуре 140°C позволяет снимать золото с угля в несколько раз быстрее – примерно за 8–12 часов.

Однако использование цианистого натрия в качестве элюента имеет один крупный недостаток – при повышенной температуре он ускоренно разлагается с образованием аммиака. Из зару-

бежных источников известно, что в процессе высокотемпературной элюации теряется более половины цианида. Вместе с этим, поскольку цианид натрия является высокотоксичным реагентом, при его использовании необходимо принимать специальные меры безопасности, что также существенно удорожает процесс.

Среди других реагентов, применяемых за рубежом для целей элюации золота с угля, можно назвать этиловый спирт в смеси с цианидом и щелочью, ацетилнитриловую кислоту.

В России также проведено немало исследований по выбору высокоэффективного элюента для десорбции золота и серебра. Было испытано большое количество реагентов. Среди них можно назвать вещества, содержащие в растворе ионы Cl^- , Br^- , NO_3^- , SO_4^{2-} , CNS^- , ClO_4^- . Оказалось, что все вещества, содержащие названные ионы, благородные металлы с угля почти не снимают.

В этом отношении простейшим и менее опасным элюентом является гидроксид натрия NaOH . В России специалисты института «Иргиредмет» на основе этого реагента разработали высокоэффективную технологию десорбции золота и серебра с угля, которая нашла широкое применение в золотой промышленности [1,36].

Сущность этой технологии заключается в том, что элюент в виде раствора, содержащего 4–6 г/л едкого натра, подогревается в автоклаве до температуры 175–185°C с одновременным повышением давления среды и прокачивается через герметичный аппарат с насыщенным углем. Процесс элюации благородных металлов по этой технологии длится всего 50–70 минут.

По скорости протекания процесса отечественный способ элюации золота с угля в 3–4 раза эффективнее по сравнению с зарубежными аналогами. При обычных условиях – комнатная температура, атмосферное давление – ионы золота снимаются с угля трудно и медленно, а сам процесс растягивается нередко на несколько суток. Поэтому, чтобы существенным образом ускорить процесс элюации, исходный раствор элюента подогревают в автоклаве до температуры 170°C и под давлением пропускают через уголь.

Достоинством и несомненным преимуществом этого способа элюации является высокая скорость процесса и минимальные потери реагента.

Опытом и практикой установлено, что за 50–60 минут при указанных условиях в элюат переходит 98–99% золота и 80–90% серебра.

Кривая элюирования.

Десорбция металлов с насыщенного угля методом высокотемпературной элюации характеризуется кривой элюирования золота и серебра с угля АГ-90, приведенной на рис 6.1. Кривую элюирования получают по результатам анализа выходящих из десорбера растворов на содержание в них металлов и количества объёмов раствора элюента, пропущенных через десорбер. Для этой цели используют автоклав и десорбер, а элюат фракционируют на выходе из десорбера, т.е. отбирают порции раствора кратные отношению к загруженному объёму угля. Фракции элюата анализируют на золото и серебро, и полученные значения откладывают на оси ординат. По оси абсцисс указывают отношение объёмов пропущенного через автоклав и десорбер раствора на один объём угля.

Из представленных кривых элюирования на рис. 6.1 видно, что при пропускании первых двух объёмов элюента концентрация золота и серебра резко возрастает в элюате и достигает пика, после чего, продолжая пропускать через сорбент раствор, концентрация металлов в элюате начинает плавно снижаться. После пропускания через уголь 9–10 объёмов элюента концентрация золота в элюате становится минимальной, и процесс десорбции останавливают. Если теперь объединить все фракции элюата, то содержание золота и серебра будет отвечать какому-то среднему

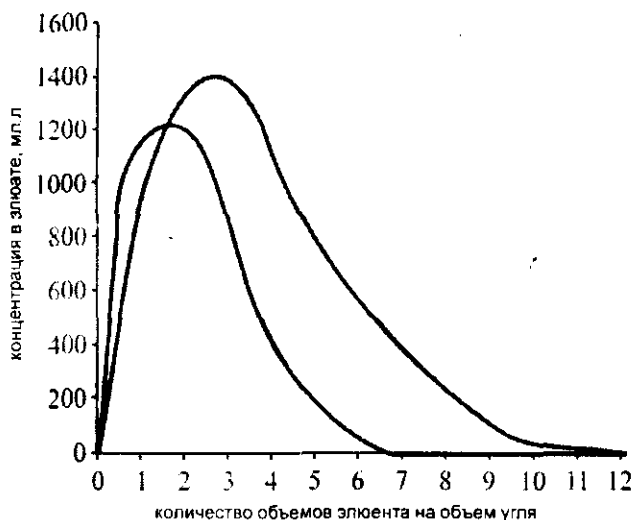


Рис. 6.1. Кривая элюирования золота и серебра с насыщенного угля АГ-90

значению. Из рис. 6.1 видно, что элюация серебра с угля проходит быстрее и практически заканчивается на 6-м объеме. Это обстоятельство используется в технологии, если на элюирование поступает уголь с преимущественным содержанием серебра.

Используя полученные кривые элюирования для конкретного угля, подбирают оптимальные условия процесса: рациональный расход элюента на десорбцию, при котором получается максимальная средняя концентрация десорбируемого металла в элюате и минимальная емкость угля после десорбции. Если в элюат одновременно десорбируются два или несколько полезных компонентов, то оптимальные условия проведения процесса устанавливаются по кривой элюирования самого ценного компонента.

Для условий переработки угля в цехе гидрометаллургии Холбинского рудника было принято проводить десорбцию золота и серебра элюентом, содержащим 4–6 г/л NaOH , при этом расход элюента был установлен 10 об/об угля. Кривая элюирования по золоту при таком соотношении объемов обеспечивала извлечение 95–96% золота и 40–50% серебра. Среднее содержание золота во всем объеме элюата составляло 150–200 г/м³. Деление элюата на «богатую» и «бедную» фракции позволяет получать товарный раствор, который поступает на электролиз, с содержанием золота 300–400 г/м³. Бедные растворы после электролиза и после десорбции с содержанием золота 25–35 г/м³ направлялись на операцию вторичного концентрирования.

Механизм десорбции золота и серебра щелочным элюентом.

Результаты проведенных в «Иргиредмете» исследований и экспериментов [36] показали, что решающую роль на процесс десорбции золота и серебра из активных углей оказывают гидроксидные ионы OH^- и температура процесса, резко интенсифицирующие скорость процесса десорбции.

Действие гидроксильных ионов в процессе десорбции благородных металлов объясняется следующим образом: ионы OH^- нейтрализуют на поверхности угля активные группы основного характера, но, с другой стороны, ионизируют кислые поверхностные группы угля. Благодаря этому уголь приобретает в целом отрицательный заряд, который вследствие проводниковых свойств угля распространяется на весь его каркас. В результате этого, за счет действия электростатических сил отрицательно заряженные анионы золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ и серебра $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$ отталкиваются от поверхности угля и переходят в раствор. Факт перехода электрического потенциала угля от положительного значения к отрицательному был экспериментально установлен при повышении pH цианистых растворов.

Из многих веществ, содержащих гидроксидные ионы OH^- , в процессе десорбции были испытаны наиболее распространенные и дешевые реагенты – аммиачная вода NH_4OH , известковое молоко CaOH_2 , едкий натр (каустическая сода) NaOH , едкое кали KOH . Выяснилось, что на десорбцию золота и серебра наиболее слабое влияние оказывают известковое молоко и аммиачная вода по сравнению с двумя последними. Это объясняется слабой диссоциацией NH_4OH и $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в водных растворах. Несколько более высокая степень десорбции золота из активных углей раствором щелочи KOH в сравнении с NaOH объясняется повышенной растворимостью анионов золота $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ в растворе едкого кали, нежели в растворе едкого натрия. Тем не менее, для промышленного применения была выбрана каустическая сода NaOH , как более дешевый химикат.

При этом было проверено влияние концентрации едкого натрия на процесс десорбции в интервале от 0,4 до 4,0% NaOH . Исследования показали, что повышение концентрации щелочи сверх 0,6% не только не приводит к интенсификации скорости процесса, а, напротив, даже несколько снижает её. Таким образом найдено, что оптимальной концентрацией щелочи в растворе является 0,4–0,6% NaOH в элюенте.

6.3. Влияние параметров процесса десорбции на сорбционные свойства углей

В институте «Иргиредмет» было изучено влияние различных факторов на процесс десорбции драгметаллов с насыщенного угля и его сорбционные свойства. На показатели процесса десорбции золота и серебра с угля оказывают влияние следующие основные факторы:

- температура и давление в автоклаве;
- щелочность элюента;
- устойчивость цианистых комплексов металлов, сорбированных на уголь;
- время обработки.

Сорбционные свойства угля оценивали по изотермам сорбции, коэффициентам распределения и кинетическим кривым после десорбции золота и серебра.

Температура.

С повышением температуры процесса увеличивается количество золота и серебра, десорбированных с угля, возрастает скорость десорбции, повышается качество регенерации угля. Однако увеличение температуры выше определенного предела приводит к снижению полноты десорбции.

Процесс элюации проводили в аппарате десорбции при температурах раствора 130, 140, 150, 175, 200°C. При температуре раствора до 150 °C не достигается полнота десорбции золота с угля, для максимального извлечения благородных металлов при таких температурах требуется расходовать до 15 объемов раствора на 1 объем угля.

В интервале температур от 150 до 175°C процесс десорбции идет достаточно быстро при расходе элюента до 10 об/об угля с достижением высокого извлечения металлов в раствор. Опыты, проведенные при температуре 200°C, не показали существенного улучшения показателей процесса.

Поэтому при использовании щелочного элюента с концентрацией 0,4–0,6% **NaOH** оптимальной температурой раствора выбрано значение 165–170°C, которая обеспечивает наиболее максимальное извлечение металлов из угля и минимальный расход элюента.

Проверка сорбционных свойств угля, обработанного в выбранном режиме элюации, показала удовлетворительные результаты по скорости процесса сорбции и рабочей емкости по драг-металлам.

Устойчивость цианистых комплексов золота и серебра.

Совершенно очевидно, что при увеличении температуры цианистые соединения разлагаются и распадаются на более простые соединения.

С целью выяснения влияния температуры на устойчивость цианистых комплексов золота, серебра и цветных металлов (меди, цинка) в растворах были поставлены опыты при температуре 150 и 175 °C. Распад цианида определяли по его концентрации в растворе в зависимости от длительности нагрева при указанных температурах. Опыты показывают, что цианид натрия при нагреве до 150°C и выдерживании при этой температуре 60–90 минут распадается интенсивно почти до нуля.

Цианистый комплекс золота более устойчив, и его распад заметно начинается при нагреве свыше 150°C и интенсивно разрушается при температуре 175°C. В течение 15 минут после достижения температуры 175°C концентрация Au в растворе резко падает, при этом выпадает ярко-желтый осадок. Осадок, полученный после 1 часа нагрева, состоит из металлического золота и цианистого золота **AuCN**, после 2-х часов нагрева – только из металлического золота. При **pH=13** осадок металлического золота выпадает сразу, как только температура достигнет 175 °C. При этом золото, как катализатор, ускоряет распад цианида.

Подобным же образом ведут себя цианистые комплексы серебра, но при меньшей температуре – 150 °C. Также при нагреве в растворе снижается резко концентрация серебра и выпадает осадок серого цвета с металлическим блеском, в котором, как показывает химанализ, содержится металлическое серебро.

Опыты, проведенные с растворами цианидов меди, цинка, никеля, показали, что цианистые комплексы неблагородных металлов более устойчивы. Так, при 150 °C цианид меди устойчив в течение долгого времени, и только нагрев этого раствора до 175 °C и **pH=13** в течение более 4-х часов приводит к распаду меди с выделением черного осадка окиси меди. Еще более устойчивы цианистые комплексы цинка и никеля.

На основании проведенных исследований по изучению устойчивости цианистых комплексов золота и серебра при высокотемпературной десорбции можно сделать заключение.

- В процессе высокотемпературной элюации благородных металлов с насыщенного угля имеет место распад цианистых комплексов золота и серебра, особенно комплексов серебра, когда процесс десорбции ведется при температуре 175 °C. На практике в элюатах почти всегда обнаруживаются тонкие черные шламы, которые при отстаивании и фильтрации дают черный осадок. Анализ осадков показывает, что в них содержится до 20% серебра. Вот почему элюаты после десорбции нужно фильтровать, улавливать осадок и плавить его на серебряный слиток.

- Цианистые комплексы золота в процессе десорбции распадаются, но в осадок не выпадают – видимо, золото переходит в растворе в катионную форму. Но остающееся в угле неизвлеченное процессом десорбции золото восстанавливается при высокой температуре до металла, поэтому уголь перед направлением в процесс сорбции необходимо обрабатывать цианистым раствором, чтобы перевести металлическое золото в ионную форму.

В случае, если процесс десорбции по какой-либо причине останавливается при температуре близкой к 175 °С, необходимо уголь выгрузить из аппарата, замочить на некоторое время в цианистом растворе и после этого провести снова десорбцию.

6.4. Регенерация активных углей

Снять с активного угля золото и серебро методом высокотемпературной десорбции еще не означает восстановить его сорбционные свойства. Такой уголь будет работать в процессе сорбции, но ровно настолько, насколько уголь освобожден от благородных металлов. После десорбции на поверхности и в порах угля остаются различные примеси, адсорбированные из цианистого раствора пульпы, органические вещества, тонкие шламы и ила, остатки реагентов и масел, присутствующие почти всегда в пульпе.

При использовании угля без регенерации в обороте, т.е. в цикле сорбция-десорбция, в угле происходит накопление примесей, органики, серосодержащих соединений, которые забивают поры угля, занимают активную поверхность, что приводит в конце концов к снижению скорости сорбции золота и серебра и снижению рабочей емкости.

Исследованиями установлено, что при высокотемпературной десорбции вместе с золотом и серебром с угля снимаются в элюат металлы-примеси: медь – на 50–70%, никель – на 75–80%, цинк – не более 20%, кальций – на 20–25%. Это означает, что при десорбции уголь частично очищается от металлов-примесей, т.е. происходит его частичная регенерация.

Было изучено также поведение органических примесей в процессе десорбции золота и серебра при температурах 150°С и 170°С. В опытах снятие кривых элирования органики осуществляли в двух режимах – при 150 и 170°С при продолжительности элюирования 1 и 3 часа. Содержание десорбирующейся органики в элюатах определяли по органическому углероду.

Анализ кривых элюирования показывает, что десорбция органических примесей с активного угля имеет место и значительно интенсифицируется с повышением температуры и щелочности элюента. После десорбции органики угли испытывали в сорбционном процессе – снимали изотермы сорбции. Выяснилось, что повышение температуры процесса десорбции до 170°С приводит к улучшению сорбционных свойств углей. Однако увеличение щелочности при высокой температуре приводит к обратному эффекту.

Отрицательное влияние щелочи при высокой температуре процесса десорбции объясняется тем, что попавшие в поры угля тонкие шламы силикатов и алюмосиликатов частично растворяются, образуя гели, закупоривающие поры угля.

Для удаления из пор угля гелей и тонких шламов найден способ, заключающийся в том, что в конце автоклавной десорбции проводится резкий сброс давления из аппарата десорбции до атмосферного. Выяснилось, что резкое снижение давления посредством вывода паро-жидкостной фазы приводит к вскипанию жидкости в порах и выбросу из них вместе с паровой фазой шламов и образовавшихся гелей. Количество выводимых из пор шламов составляет 4–6% от массы угля.

Удаление из пор угля шламов и гелей приводит к существенному улучшению кинетики сорбции благородных металлов активным углем в пульповом процессе. Установлено, что оптимальная скорость снижения давления в аппарате десорбции до атмосферного составляет – 0,15–0,5 кг/см²/сек. Как правило, достаточно двух-, трехкратного повторения указанной операции, чтобы удалить основное количество шламов из пор угля.

Осуществление операции сброса давления наряду с удалением шламов из пор угля позволяет несколько интенсифицировать скорость десорбции в конце процесса и снизить остаточные содержания золота и серебра в угле за счет осуществления конвективного (механического) переноса благородных металлов из фазы сорбента в объем элюирующего раствора. Но, как показала практика работы ЦГМ, этот метод полностью не решает проблемы восстановления сорбционных свойств угля после десорбции.

Снижение остаточного содержания металлов в угле до следовых концентраций позволяет, в свою очередь, уменьшить потери золота и серебра с истертым углем.

При использовании в пульповом процессе известкового молока в качестве защитной щелочи поры угля кальцинируются (на стенках пор угля осаждается карбонат кальция). С течением времени поры угля полностью зарастают карбонатом кальция, что приводит к снижению удельной поверхности угля и, как следствие, к снижению скорости сорбции и рабочей емкости по золоту.

Уже упоминалось, что при автоклавной десорбции кальций снимается с угля на 20%, что явно недостаточно для его регенерации по этому элементу. Для очистки пор угля от кальция применяется обработка угля раствором соляной кислоты. Оптимальной концентрацией соляной кислоты является 2,0–2,5% раствор HCl. Десорбция кальция проводится в колонне с углем 1–3 объемами указанного раствора в течение 1–1,5 часа. При этом с угля десорбируется 80–85% кальция.

Кислотная обработка угля проводится после автоклавной десорбции золота и серебра. Если кальция в растворе пульпы содержится много, то кислотную обработку включают в постоянную схему регенерации угля; если кальция в растворе сравнительно немного, то кислотную обработку включают в схему периодически, по мере кальцинации угля.

6.5. Реактивация угля

Необходимость реактивации обуславливается тем, что при элюации золота растворами не удается вымыть из угля адсорбированные масла, ксантогенаты, кремнистые соединения и другие вещества, большая часть которых на угле находится в нерастворимом виде.

Поэтому с целью освобождения угля от органики, масел и других загрязнителей проводится реактивация угля путем его обжига при температуре 650–700°C в водно-газовой среде. В этом случае все органические загрязнители угля, особенно флотационные реагенты и гумминовые кислоты, полностью выжигаются. При обжиге на поверхности угля в водно-газовой среде восстанавливаются функциональные радикалы, способные к возобновлению обмена ионов в пульпе.

После обжига уголь охлаждают и грохочением удаляют мелкую фракцию, которая получается в результате обжига. Крупную фракцию размером более 0,6 мм направляют в процесс сорбции. Несмотря на эти потери, операция термической обработки угля дает большую выгоду, так как позволяет в процессе сорбции при повторном использовании активного угля получать большую рабочую емкость по золоту, что с лихвой окупает его потери в процессе реактивации и затраты на ее проведение.

Реактивацию угля проводят в специальных ретортных вращающихся печах при температуре 650–700°C в непрерывном режиме с подачей в печь воды или пара. При проведении реактивации решающим фактором для удаления органики и восстановления активности угля являются температура и водно-газовое взаимодействие, которое устанавливается опытным путем.

Электрическая печь для реактивации угля состоит из толстостенной трубы (реторты), изготовленной из нержавеющей жаропрочной стали с внутренним диаметром 325 мм и длиной 6,5 метра. Реторта помещается в нагревательную камеру. Вращение реторты осуществляется электроприводом. Нагревательная камера представляет собой кожух из листовой стали, внутри которого помещаются нагреватели. Нагреватели теплоизолированы от наружной стенки кожуха легким огнеупорным кирпичом. Реторта с нагревательной камерой смонтирована на мощной опорной конструкции, предусматривающей изменение угла наклона реторты.

Загрузочное устройство печи состоит из бункера угля вместимостью 1000 л и шнекового питателя для подачи угля из бункера в реторту. Шнековый питатель приводится в действие электродвигателем постоянного тока через клиноременную передачу. Достоинством электропривода является то, что им можно изменять число оборотов шнека, тем самым регулируя количество подаваемого угля в реторту, т.е. имеется возможность регулировать производительность печи по углю.

Узел реактивации угля и цианистой обработки угля после реактивации показан на рис. 6.2.

Уголь из бункера подается в реторту шнековым питателем. При вращении реторты уголь перемещается к загрузочному концу, проходя три зоны нагрева, в каждой из которых происходят определенные превращения угля. В первой зоне нагрева при температуре 550–600°C происходит испарение воды из пор угля и образование водяного пара. Во второй зоне нагрева при температуре 650°C идет *пиролиз* - разложение органических веществ под действием высоких температур. Органические вещества, находящиеся в порах угля, разлагаются с образованием и выделением летучих веществ в паровоздушный поток, который движется по реторте. При этом в порах происходит образование реакционно-способного углерода.

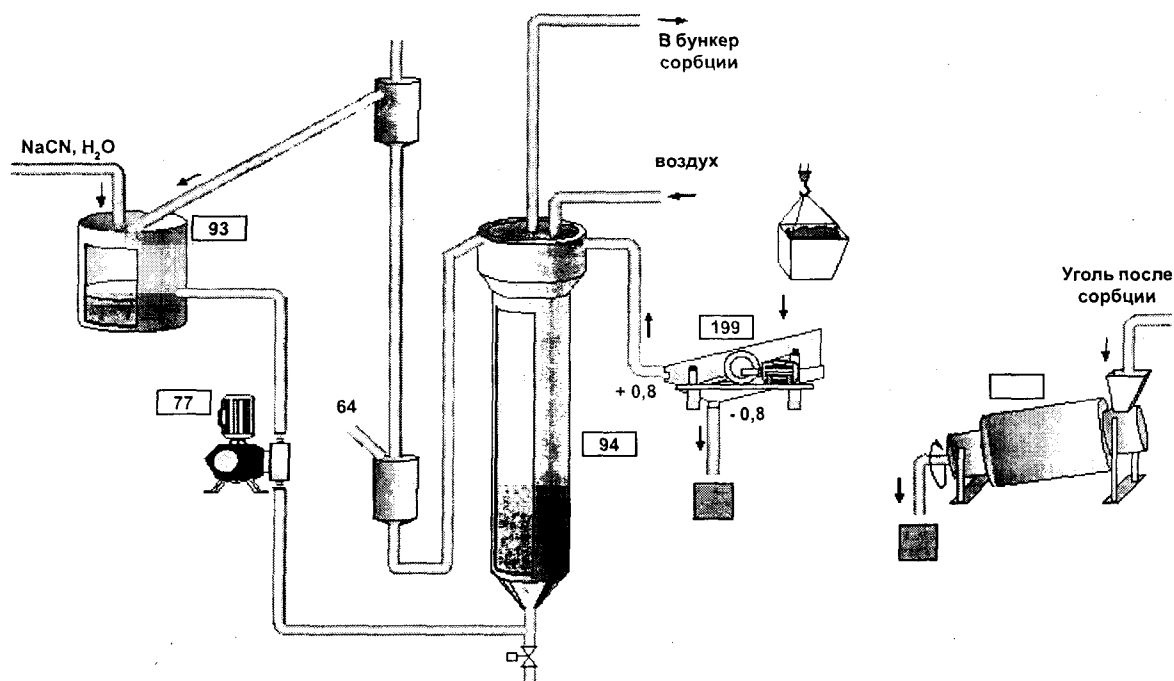


Рис. 6.2. Схема узла реактивации угля и цианистой обработки после реактивации

В третьей зоне при температуре 550°C перегретый водяной пар взаимодействует с реакционно-способным углеродом, в результате чего происходит разблокирование паровой структуры угля. Из третьей зоны уголь поступает в разгрузочное устройство, где охлаждается до температуры $200\text{--}250^{\circ}\text{C}$, после чего высыпается в контейнер.

Образующиеся летучие вещества в составе паро-воздушной смеси на выходе из реторты через специальный патрубок отсасываются вытяжной вентиляцией.

Процесс реактивации угля в печи осуществляется в непрерывном режиме. Производительность печи по углю от 50 до 100 кг в час.

Реактивация угля имеет несомненные преимущества и существенно повышает эффективность использования активированного угля.

На практике в производственных условиях не всегда удается организовать операцию реактивации угля. В этом случае активный уголь после десорбции обрабатывают раствором цианистого натрия в течение двух-трех часов для восстановления его сорбционных свойств. Обработка угля цианидом предназначена для перевода оставшегося в угле металлического золота в ионную форму и зарядки активных центров простыми CN^- ионами.

6.6. Цианистая обработка и очистка угля от меди

Если активный уголь в процессе сорбции получил значительное насыщение цианистыми ионами меди и цинка, то его перед десорбцией золота обрабатывают 1-процентным раствором цианида при комнатной температуре. Эта операция называется «холодная» десорбция и с её помощью уголь очищают от цинка и меди. После проведения холодной десорбции получающийся при высокотемпературной элюации золотосодержащий элюат содержит в основном золото и серебро, и при последующем его электролизе получается более высокопробный по драгметаллам катодный осадок.

На гидрометаллургической установке АО «Первомайка» был случай, когда катодный осадок и слиток после его сплавления оказался медистым, т.е. готовый слиток кроме золота содержал почти 50% меди. При установлении причин выяснилось, что насыщенный уголь после сорбции содержал большое количество меди и цинка, которые хорошо переходили в элюат вместе с золотом в процессе высокотемпературной десорбции раствором едкого натра. Введя перед автоклавной десорбцией золота операцию десорбцию меди цианистым раствором, стали получать нормальные высокопробные золотосодержащие слитки.

Следует отметить, что «холодную» десорбцию насыщенного угля необходимо проводить только в том случае, когда в этом есть необходимость. Если содержание названных металлов сравнительно невелико и составляет не более 50% рабочей емкости угля по золоту и серебру, то холодную десорбцию проводить необязательно.

6.7. Принципиальная схема десорбции и регенерации насыщенного угля

Технология регенерации насыщенного угля имеет целью десорбировать благородные металлы в элюат, подготовить уголь к повторному использованию в пульвовом процессе, а также извлечь золото из бедных растворов путем вторичной сорбции металлов на свежий или регенерированный уголь.

Технологическая схема регенерации насыщенного угля представлена на рис. 6.3. Насыщенный активный уголь после отмывки от илов и щепы поступает либо в операцию холодной десорбции ионов цветных металлов меди и цинка, либо, если меди мало в угле и холодная десорбция не нужна, непосредственно на десорбцию золота и серебра.

Операция холодной десорбции меди проводится исходным раствором, содержащим 10 г/л NaCN , путем подачи его снизу вверх в регенерационную колонну. Расход элюента на операцию в зависимости от количества меди в угле составляет 5–10 объемов элюента на 1 объем угля. Сливной раствор из колонны холодной десорбции объединяется с хвостами сорбции и направляется в хвостохранилище.

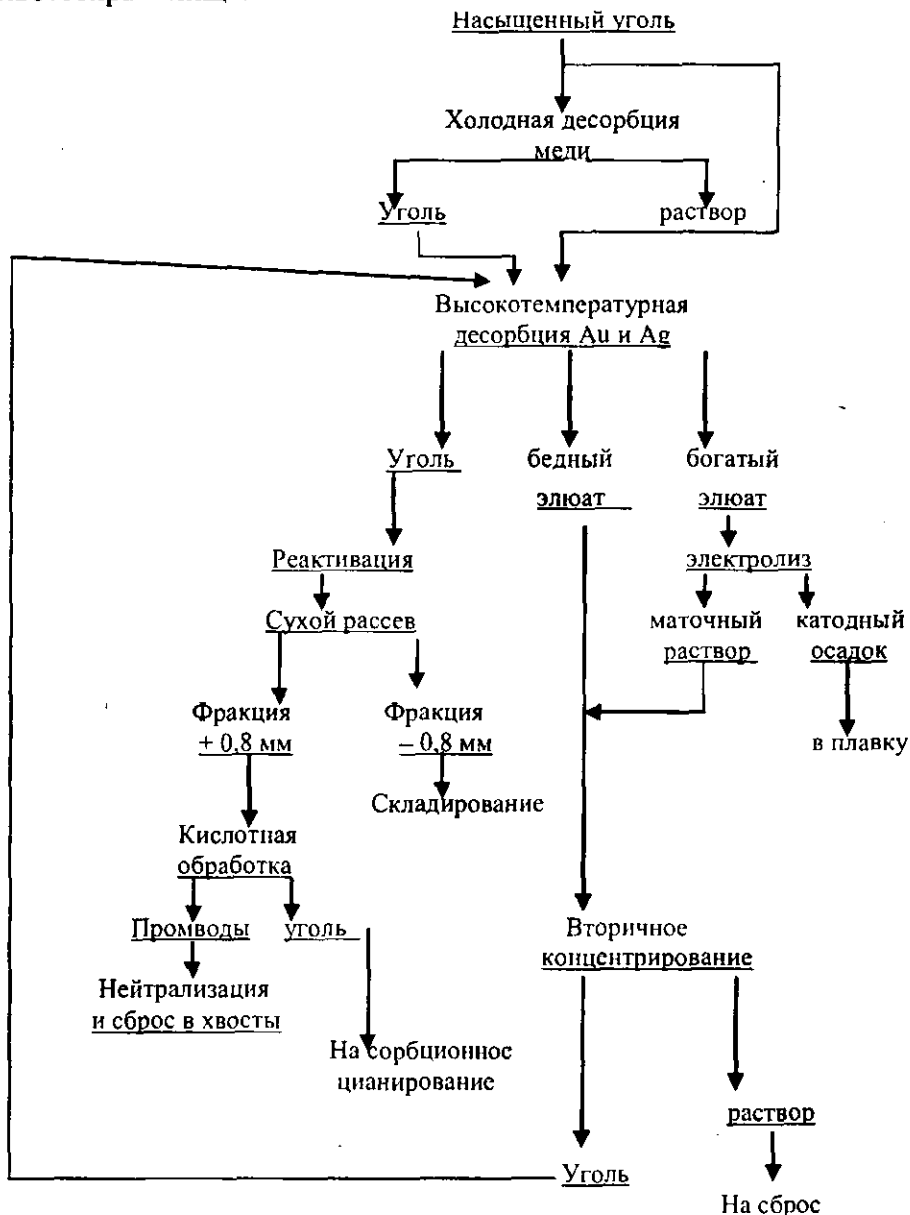


Рис. 6.3. Принципиальная технологическая схема регенерации угля

При проведении холодной десорбции необходимо выдерживать заданную скорость потока раствора через слой угля, в противном случае, с угля смоется часть золота.

Насыщенный металлами уголь загружается в десорбер, через который под давлением и температуре 170–175°C из автоклава пропускается исходный раствор элюента, содержащий 4–6 г/л едкого натра.

При проведении десорбции первые 4–6 объемов элюата, содержащие 80% золота и 60% серебра от их общего количества в угле, направляются в сборник товарного раствора, (согласно кривой элюирования). В зависимости от содержания металлов в угле, их концентрация в «богатой» фракции элюата колеблется от 200 до 600 г/м³ Au и 150–300 г/м³ Ag.

Последующие 4–6 объемов элюата являются относительно бедными и содержат от 20 до 40 г/м³ золота и 15–30 г/м³ – серебра. Эти растворы направляются в другую емкость-сборник.

С целью освобождения пор угля от шламов и гелей в ходе процесса и в конце проведения автоклавной десорбции производится резкий сброс давления из аппарата десорбции со скоростью 0,5 кг/м² в сек.

В процессе автоклавной десорбции в элюат извлекается не менее 95% золота и 30–40% серебра. После десорбции остаточное содержание металлов на угле составляет: золото – 100–200 г/т, серебра – 1400–1800 г/т.

После проведения элюации из десорбера сбрасывается давление до нуля, открывается снизу запорное устройство, и уголь выгружается в разгрузочный бункер, откуда он поступает на термическую реактивацию.

Термическая реактивация проводится в электрической барабанной вращающейся печи путем загрузки его в печь и последующего перемещения внутри барабана через температурные зоны до выгрузки в обожженном виде.

Выгруженный из печи уголь направляют на грохочение для отсева мелочи на сите с ячейкой 0,4 x 0,4 мм. Выделение угольной мелочи из обожженного угля – обязательная операция, так как в противном случае мелкий уголь при загрузке в процесс сорбции потеряется с хвостами и увеличит потери золота. Угольная мелочь складировается и затем, поскольку в ней содержатся драгметаллы, сжигается в электропечи, а зола плавится на слиток.

Крупный уголь размером более 0,8 мм загружается в колонну, в которой производится цианистая обработка (рис. 6.2). Эта операция проводится с целью подготовки регенерированного угля к повторному использованию в процессе сорбционного выщелачивания. При цианистой обработке угля простые цианид-ионы закрепляются на активных участках поверхности. Насыщенный цианид-ионами уголь, поступая в процесс сорбции, начинает энергично обменивать их на золотоцианистые ионы Au(CN)₂; к которым уголь имеет большее сродство, чем к простым ионам цианида. На операцию подается цианистый раствор с содержанием NaCN – 0,5 г/л. Расход раствора составляет 0,5–1,0 об/об угля.

Регенерированный уголь после цианистой обработки направляется в процесс сорбционного выщелачивания.

Бедные по драгметаллам растворы направляется в колонны для сорбции золота и серебра на уголь. Эта операция называется вторичным концентрированием металлов (рис. 6.4.) Она обеспечивает переработку бедных растворов, которые не рационально направлять в процесс электролиза.

Вторичное концентрирование проводится в регенерационных колоннах со свежим или регенерированным углем путем пропускания бедного элюата через слой угля.

На вторичное концентрирование вместе с бедными растворами подаются также растворы после электролиза, содержащие 20–30 г/м³ золота. Выходные растворы из колонок вторичного концентрирования с содержанием золота до 0,2 г/м³ направляются на установку переработки дренажных стоков и проливов, с содержанием золота меньше 0,1 мг/л – на сброс в хвостохранилище.

Насыщенный в процессе вторичного концентрирования уголь подается в десорбер на автоклавную десорбцию. Режим автоклавной десорбции тот же самый, что и при обработке первичного угля. Регенерированный уголь после десорбции без всякой подготовки подается в регенерационные колонны вторичного концентрирования и используется таким образом в обороте. Потери угля при этом минимальные.

Кислотная обработка угля проводится, как правило, периодически, по мере накопления в порах угля кальция и магния. Если кальций в угле содержится в небольшом количестве и не мешает процессу сорбции, то кислотную обработку угля можно не проводить.

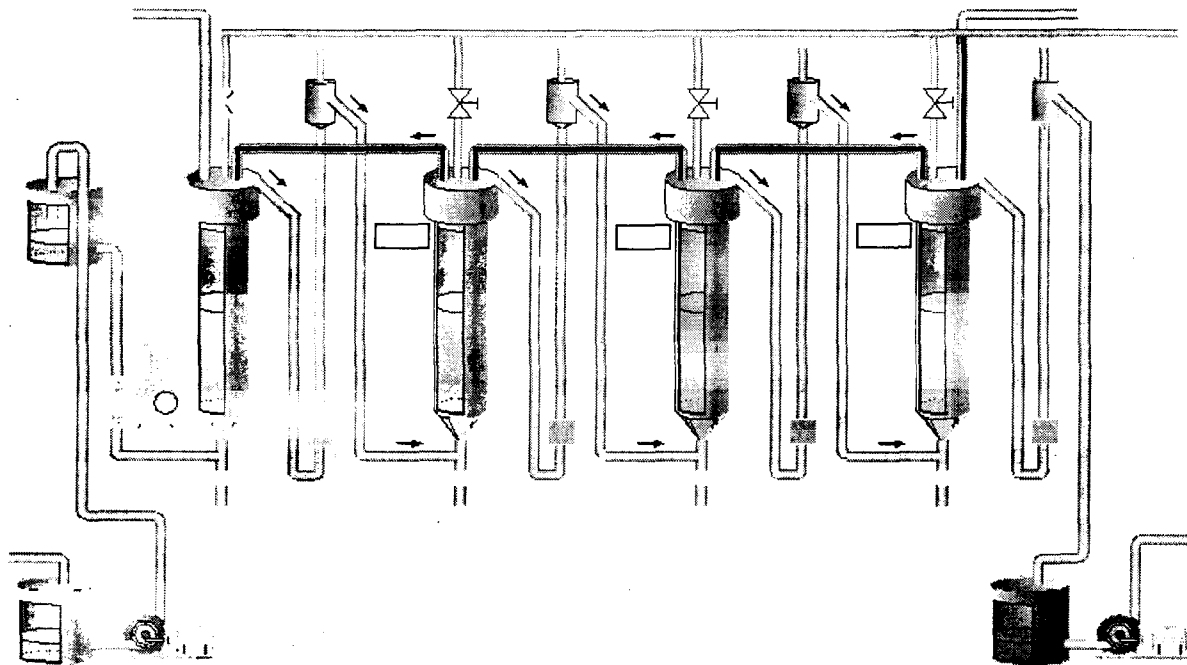


Рис. 6.4. Схема процесса вторичного концентрирования

6.8. Устройство оборудования для десорбции и регенерации угля

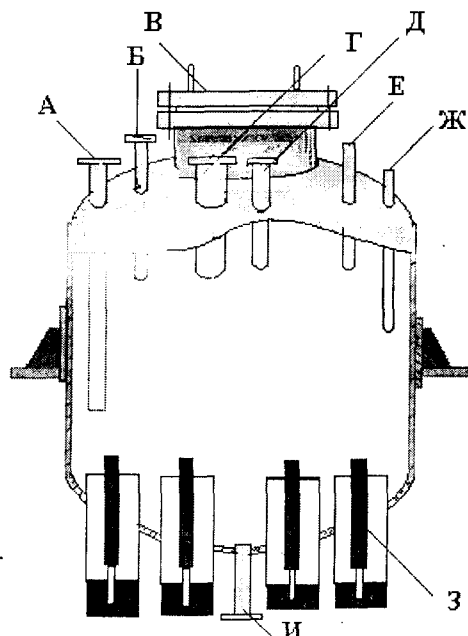
Вся аппаратура и оборудование, в котором производится регенерация угля, изготавливается из черных металлов и не требует специальных мер по защите от коррозии. Основными аппаратами регенерации являются автоклавы, десорберы, теплообменники, колонны для вторичного концентрирования, загрузочные и разгрузочные бункеры. Рассмотрим устройство и принцип работы этих аппаратов.

Автоклав.

Автоклав предназначен для нагрева технологических растворов свыше 100°C и создания заданного давления рабочей среды. Автоклав представлен на рис. 6.5.

Автоклав представляет собой сосуд, изготовленный из толстолистовой стали, рабочий объем которого $0,8\text{ м}^3$. Внутри автоклава находятся электродные нагреватели 3, расположенные вертикально, концы которых выведены через днище для подключения к силовой электросети. Электродные нагреватели изготовлены из стальных прутков диаметром 22–24 мм и изолированы от корпуса автоклава фторопластовыми втулками. Они подключаются к электросети двумя группами по 3 штуки в каждой группе.

В верхней части автоклава расположены патрубки, предназначенные соответственно: для вывода рабочей среды, предохранительного клапана, для датчиков. Верхний люк служит для доступа внутрь аппарата при чистке и ремонтных работах. Снаружи автоклав в средней части имеет опоры, с помощью которых он крепится на перекрытии. Во избежание потерь тепла корпус автоклава снаружи изолируется минераловатными плитами.



- А – выход среды; Б – выход пара;
 В – люк; Г – выход среды;
 Д – установка клапана предохранительного;
 Е – установка датчика давления;
 Ж – установка датчика температуры;
 3 – электроды; И – выход среды (опорожнение)

Рис. 6.5. Устройство автоклава

Техническая характеристика автоклава

Номинальная ёмкость, м ³	– 0,8
Производительность автоклава по раствору, л/час.	– 1500
Температура рабочей среды, °С	– 175–185
Температура раствора, поступающего в автоклав, °С	– 75
Давление рабочей среды, кгс/см ² :	
рабочее	– 10
расчетное	– 13,5
Мощность нагревателей, квт	– 200
Масса автоклава, кг	– 1450

Поскольку рабочий объём автоклава, применяемого в цехе гидрометаллургии, меньше 1 м³, он при эксплуатации не подлежит регистрации в органах Госгортехнадзора, однако автоклав должен быть изготовлен в соответствии с требованиями «Правил устройства и безопасной эксплуатации сосудов, работающих под давлением».

Нагрев растворов в автоклаве осуществляется по принципу электродогрева – на стержневые нагреватели подается электрическое напряжение, и за счет сопротивления среды происходит нагревание раствора до заданной температуры.

Работает автоклав следующим образом. Через входной патрубок внутрь аппарата закачивается щелочной раствор – примерно 0,8 м³, после чего с помощью запорной арматуры, снабженной автоматическими устройствами, автоклав герметизируется, и включается нагрев раствора.

При достижении заданных параметров по температуре и давлению, а также по готовности десорбера с углем к работе включается дозирующий насос, и раствор элюента прокачивается через автоклав и десорбер. Дозирующий насос при этом работает и перекачивает определенный объём раствора, он включается и отключается от сигналов датчиков верхнего и нижнего уровней раствора в автоклаве. За одно включение насос откачивает из автоклава примерно 150 л раствора. После откачки из автоклава очередной порции раствора открывается электровентиль, и в автоклав из напорной емкости через теплообменник поступает порция подогретого до 75°С раствора элюента. За время наполнения автоклава новая порция успевает нагреться до необходимой температуры и при достижении датчика верхнего уровня снова включается дозирующий насос.

Естественно, что эксплуатировать автоклав без контрольно-измерительных приборов и автоматики практически невозможно, поэтому каждый аппарат оборудуется приборами контроля уровня раствора, контроля температуры и давления, а также автоматическими вентилями на входе и выходе из автоклава рабочего раствора. На автоклаве в обязательном порядке устанавливается предохранительный клапан, автоматически срабатывающий при превышении давления внутри аппарата выше рабочего. Автоклав испытывается на давление, превышающее расчетное на 25%. Предохранительный клапан срабатывает при давлении ниже расчетного, но выше рабочего. В нашем случае рабочее давление среды равно 8–9 кгс/см², клапан срабатывает при давлении 12 кгс/см², что на 30% ниже расчетного.

В процессе эксплуатации в автоклаве изнашиваются электродные нагреватели. Срок их службы зависит от режима работы автоклава и нагреваемой среды. При работе автоклава в постоянном режиме только на щелочном растворе срок службы электродов составляет 1 год и более, при работе с цианисто-щелочным элюентом срок службы уменьшается до 2–3-х месяцев. О том, что электроды изнашивались, свидетельствует тот факт, что при заданном расходе раствор элюента не успевает нагреваться – снижается температура выходящего из автоклава раствора.

В процессе эксплуатации в автоклаве постепенно накапливается грязь, состоящая из продуктов окисления элюента, окислов железа из трубопроводов и прочего. Эта грязь загрязняет элюаты, уголь, снижает скорость потока раствора по трубопроводам. Поэтому автоклав необходимо один раз в месяц очищать от грязи и промывать.

Иногда в процессе работы автоклава срабатывает электрозащита и отключается нагрев раствора. В этом случае необходимо остановить процесс и разобраться в причинах. Основными причинами такой неисправности являются, как правило, либо накопившаяся в автоклаве грязь, либо недостаточная концентрация щелочи в растворе (щелочь электропроводна и ее недостаток в растворе снижает электропроводность раствора).

Аппарат для десорбции угля

Этот аппарат относится к сосудам, работающим под давлением, но из-за малого объема не подлежит регистрации в органах Госгортехнадзора. Десорбер (рис. 6.6) представляет собой сосуд цилиндрической формы, изготовленный из стального листа толщиной 16 мм. В нижней части корпуса встроено конусное днище с разгрузочным устройством и блокирующим механизмом. В верхней части десорбера имеется загрузочное устройство с уплотняющей крышкой. Вход и выход раствора осуществляется через патрубки.

Десорбер крепится на перекрытии или раме при помощи опор. Во избежание потерь тепла десорбер так же, как и автоклав, теплоизолируется минераловатными плитами.

Техническая характеристика десорбера

Рабочий объем аппарата, л	– 125
Диаметр, мм	– 440
Высота, мм	– 1430
Рабочее давление среды, кгс/см ²	– 8-9
Температура, °С	– 175
Масса аппарата, кг	– 500

Аппарат загружается насыщенным углем, герметично закрывается и через него из автоклава прокачивается дозирующим насосом исходный раствор элюента. После проведения десорбции через нижний клапан стравливается избыточное давление до атмосферного, открывается нижнее разгрузочное устройство, и регенерированный уголь выгружается в разгрузочный бункер.

Десорбер оснащается датчиками давления и температуры, которые устанавливаются в верхней части аппарата в специальные гнезда. Показания датчиков выводятся на вторичные приборы, расположенные на щите управления процессом.

Загрузочное и разгрузочное отверстия в десорбере закрываются байонетными затворами, конструкция которых обеспечивает герметичность при работе аппарата при рабочем давлении. Для обеспечения герметичности аппарата в круговой паз байонетного затвора вставляется резиновая манжета треугольного сечения. Во избежание попадания угля в элюат перед байонетным затвором устанавливается заслонка, на поверхности которой крепится нержавеющая сетка с ячейкой 0,4 x 0,4 мм.

При работе аппарата десорбции изнашиваются резиновые уплотнительные манжеты байонетного затвора, крышки и сетка, которые необходимо периодически заменять.

Недостатком конструкции аппарата десорбции является периодичность его работы и неудобство разгрузки угля через нижнее выпускное отверстие.

Колонна для вторичного концентрирования.

Предназначена для сорбции металлов из растворов на уголь.

Колонна (рис. 6.7) состоит из 2-х цилиндрических обечаяек, соединенных между собой фланцами, нижнего конуса, верхнего дренажного устройства и находящегося внутри колонны аэролифта.

Между нижним конусом и цилиндрической обечайкой устанавливается решетка. Она необходима для того, чтобы поддерживать в колонне столб угля и распределять равномерно по всему сечению поступающий снизу в колонну исходный раствор. Решетка изготовлена из стальной пластины в виде круга и перфорирована отверстиями диаметром 10 мм.

Колонна работает следующим образом. Через патрубок в крышке внутрь колонны загружается уголь на всю высоту колонны. Затем снизу подается исходный раствор, который поднимается в колонне снизу вверх и как бы фильтруется через слой угля. Достигнув верха колонны, раствор через сетчатое дренажное устройство сливается в кольцевой желоб и отводится по трубопрово-

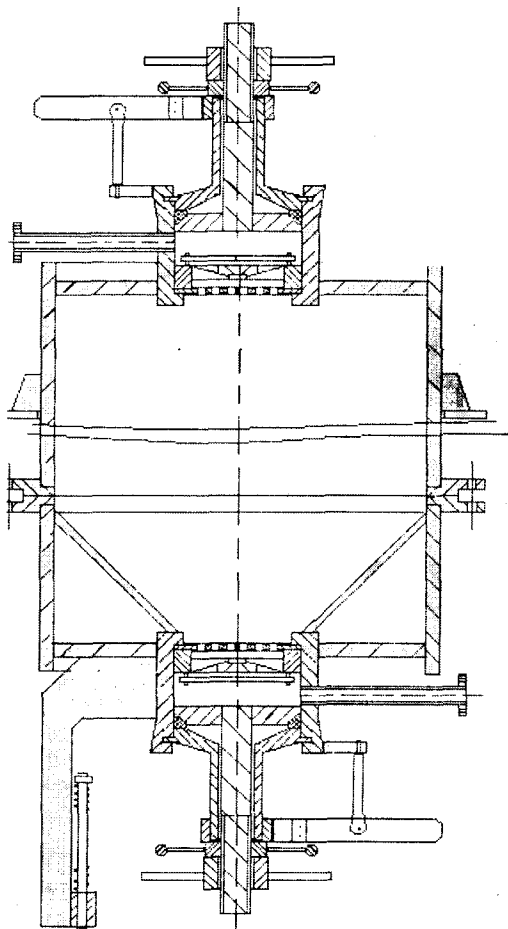


Рис. 6.6. Устройство аппарата десорбции

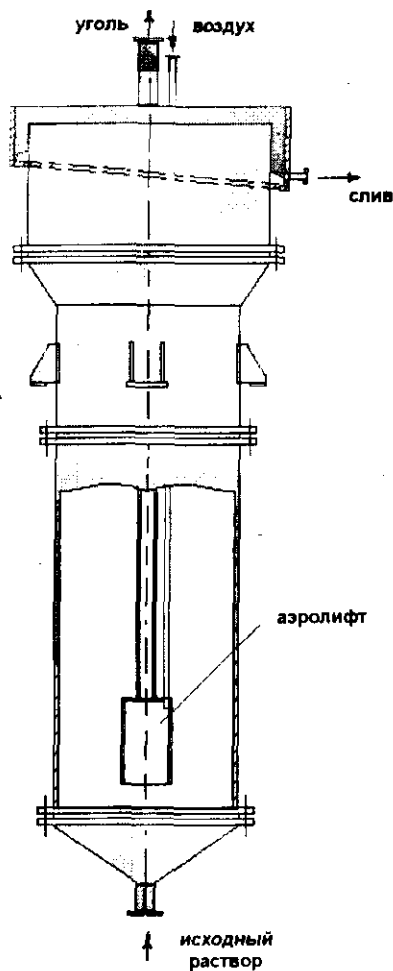


Рис. 6.7. Колонна для вторичного концентрирования

производительность его падает. В этих случаях теплообменник выводят из работы, вскрывают и чистят от осевших солей слабыми растворами соляной кислоты.

Чистка теплообменника производится 0,5-процентным раствором NaCl путем заливки его в межтрубное пространство и выдерживания там в течение суток. Налет жестких солей частично растворяется в растворе соляной кислоты, разрыхляется и отпадает от стенок. В зависимости от слоя кальцинации, операцию повторяют 2–3 раза, после чего тщательно промывают свежей водой, вымывая твердые частицы слоя карбоната кальция.

ду по назначению. Для отделения раствора от частиц угля служит нержавеющая сетка, которая натягивается на каркас дренажного устройства. По окончании операции в аэролифт подается сжатый воздух и уголь вместе с раствором перекачивается в следующую колонну или другой аппарат в соответствии с технологической схемой. На освободившееся место в колонне загружается следующая порция угля и цикл повторяется.

Теплообменный аппарат, что ясно уже из его названия, предназначен для подогрева раствора элюента при подаче его в автоклав и охлаждения элюата. Аппарат работает по принципу «труба в трубе», т.е. в трубное пространство подается горячий раствор – элюат, который, отдавая тепло, нагревает холодный раствор – элюент в межтрубном пространстве.

Теплообменник (рис.6.8) состоит из змеевика «горячей» трубы с патрубками входа и выхода горячей среды и кожуха с патрубками входа и выхода подогреваемого раствора. Внешний кожух охватывает горячую трубу только на прямых участках, калачи трубы соединены с ней на фланцах. Теплообменник крепится на раме. Кожух и трубы аппарата теплоизолируются минплитой. В качестве горячей среды в теплообменнике служит горячий элюат, выходящий из десорбера, холодной среды, которая подогревается, – исходный раствор элюента из напорной емкости.

Во избежание потерь тепла через наружные стенки теплообменник хорошо теплоизолируется минераловатными плитами толщиной 150–200 мм и снаружи обмазывается цементно-глиняным раствором.

При продолжительной работе стенки теплообменника постепенно зарастают жесткими солями кальция и магния, в результате чего уменьшается сечение прохода раствора и про-

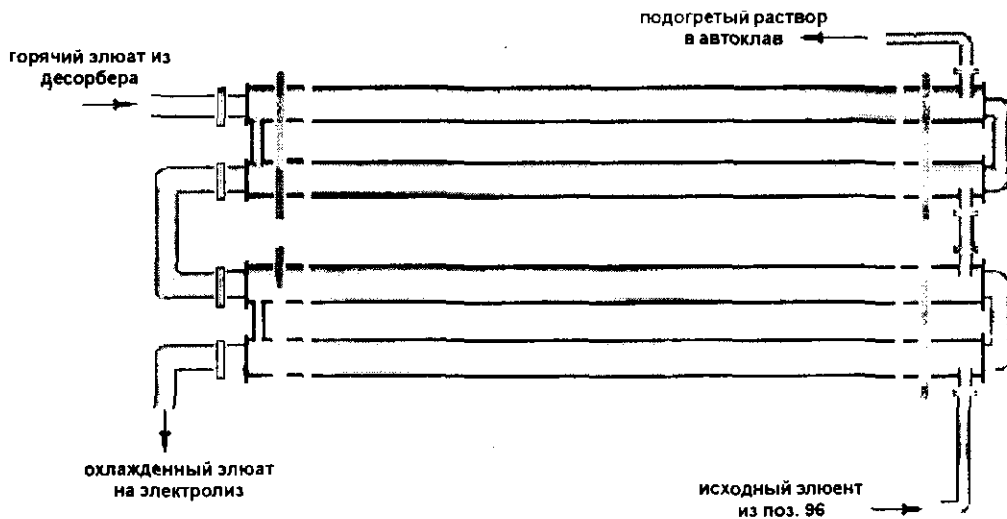


Рис. 6.8. Теплообменник

Бункер загрузочный.

Перед десорберами устанавливается загрузочный бункер, который служит для обезвоживания угля и точной дозировки его в аппарат десорбции. Бункер (рис. 6.9) представляет собой воронку емкостью 250 л, заканчивающуюся внизу сферическим затвором 1 с уплотнением из резины.

Две противоположные стенки бункера имеют сетчатый дренаж 2 для стока воды, поступающей с углем в бункер. На дренаж устанавливается нержавеющая сетка с ячейкой 0,8x0,8 мм. Сферический затвор вращается вручную на шарнирах. Открыванием затвора весь уголь высыпается через воронку в десорбер.

Две противоположные стенки бункера имеют сетчатый дренаж 2 для стока воды, поступающей с углем в бункер. На дренаж устанавливается нержавеющая сетка с ячейкой 0,8x0,8 мм. Сферический затвор вращается вручную на шарнирах. Открыванием затвора весь уголь высыпается через воронку в десорбер. Уголь в бункер, как правило, поступает из накопительных колонн отделения сорбции или из колонн вторичного концентрирования с помощью аэролифтов. Во избежание разбрызгивания перед бункером устанавливается сепаратор, с помощью которого воздух отделяется от угля с раствором.

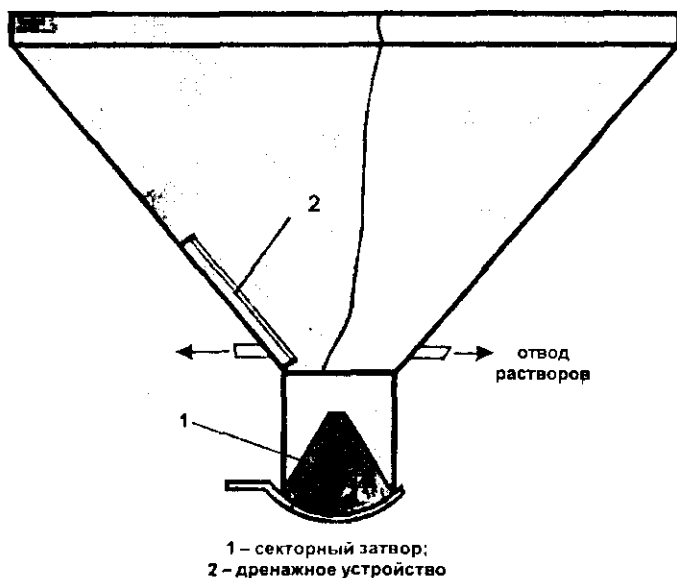


Рис. 6.9. Бункер загрузочный

6.9. Схема цепи аппаратов отделения регенерации угля

Рассмотрим аппаратную схему регенерации на примере цеха гидрометаллургии Холбинского рудника. Схема цепи аппаратов регенерации угля представлена на рис. 6.10.

Насыщенный металлами уголь после промывки водой в колонне отделения сорбции подается аэролифтом через сепаратор в загрузочный бункер поз.87. Из бункера уголь подается в один из десорберов поз. 88. Для удобства загрузки угля между бункером и десорбером имеется поворотная воронка, которая вставляется в загрузочное отверстие десорбера.

В один аппарат десорбции загружается 125 л угля. Загруженный углем десорбер герметично закрывается байонетным затвором, после чего в него из автоклава подается элюент – раствор едкого натра. Элюент из расходных емкостей поз. 96 плунжерным насосом-дозатором поз. 97 закачивается через теплообменник поз. 94 в автоклав поз. 95. Исходный раствор элюента, проходя через теплообменник, нагревается до температуры 115°С, в автоклаве его температура поднимается до 175° с одновременным повышением давления до 8,5 атм. Из десорбера раствор в виде первичного элюата проходит через тот же теплообменник, но уже в качестве горячей среды, которая нагревает исходный раствор, и сливается в сборную емкость поз. 98.

После прокачки необходимого количества раствора элюента насос-дозатор поз. 97 останавливают, из десорбера стравливается избыточное давление, и регенерированный уголь выгружается в бункер-тележку. Тележкой уголь доставляется на операцию реактивации и загружается в бункер перед барабанной электропечью реактивации.

В регенерационной колонне поз.91 проводится цианистая обработка угля. Цианистый раствор подается из напорной емкости поз. 93 в колонну снизу вверх. Выходящий из колонны раствор аэролифтом подается снова в емкость поз. 93. Таким образом, цианистый раствор все время циркулирует между напорной емкостью и колонной. Обработанный цианистым раствором уголь закачивается аэролифтом колонны в последнюю секцию аппарата сорбции поз. 61.

Поскольку десорберы работают в периодическом режиме, их предусмотрено 2 штуки. При работе одного десорбера, в другом проводятся все подготовительные операции – выгрузка регенерированного угля, загрузка насыщенного, герметизация аппарата и др.

В схеме вторичного концентрирования бедный элюат из емкости поз. 98-2 самотеком подается в колонны поз. 99 для насыщения угля. При этом раствор поступает в колонну поз. 99-1,

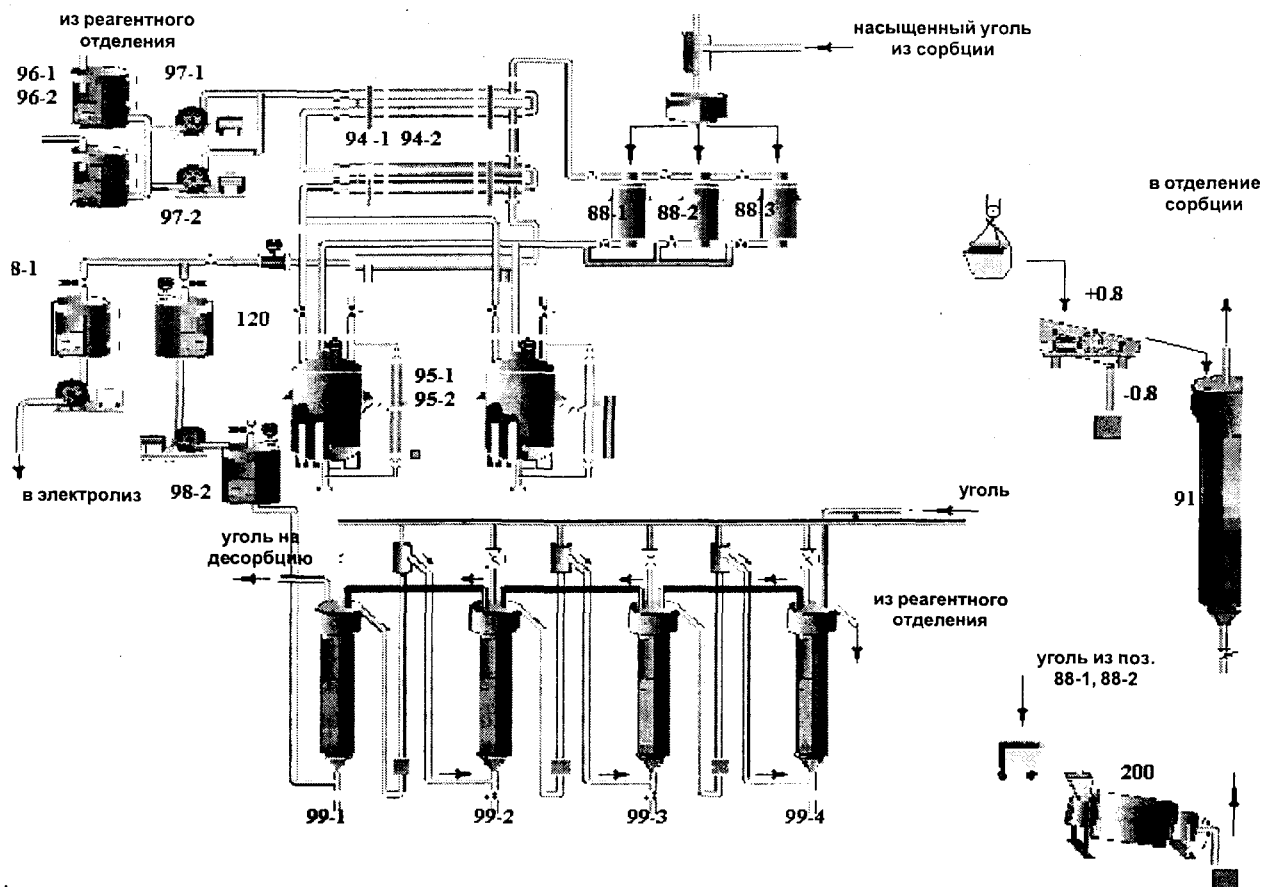


Рис. 6.10. Схема цепи аппаратов регенерации угля

а затем с помощью промежуточных аэролифтов проходит последовательно все четыре колонны. Из последней колонны раствор аэролифтом подается в напорную емкость и в сорбционные угольные колонны поз. 238, 239.

Свежий или регенерированный уголь загружается в колонну поз. 99-4 и после каждого цикла обработки последовательно порциями перекачивается в направлении головной колонны. Таким образом, уголь движется в противотоке раствору, постепенно насыщаясь благородными металлами.

6.10. Электроэлюирование – совмещенный процесс десорбции угля и электролиза золота

Совмещение технологических процессов во времени и в аппаратуре дает несомненную выгоду в повышении скорости протекания процессов за счет поддержания постоянно высокого градиента концентраций и, как следствие, увеличения удельной производительности получения готового продукта. Ярким примером совмещения двух технологических процессов во времени и аппаратуре является процесс сорбционного цианирования золота в пачуках.

В этом плане совмещение процессов десорбции золота из сорбента и одновременное с ним проведение процесса электролиза растворов представляет собой *электроэлюирование*. Сам процесс электроэлюирования золота путем одновременной десорбции золота с ионообменной смолой и электролиза элюатов известен с 70-х годов прошлого столетия [4].

При электроэлюировании раствор элюента находится в постоянной циркуляции между колонной с сорбентом десорбции и электролизером. В процессе электроэлюирования уголь все время контактирует с раствором, в котором концентрация золота составляет минимальную величину, что и обеспечивает максимальную скорость десорбции золота с сорбента.

В отделении десорбции Дарасунской ЗИФ применяется установка десорбции и электролиза золота производительностью 3 т/сутки, работающая по принципу электроэлюирования. Эта установка производится по лицензии в КНР. Она состоит из колонны десорбции объемом 3 м³

(см. рис. 6.11), электролизера с углеграфитовыми катодами, электронагревателя, емкости для раствора десорбции объемом 4 м^3 , фильтра для растворов перед электролизером и циркуляционных насосов.

Принцип работы установки состоит в том, что в колонну помещается 3 м^3 насыщенного драгметаллами угля, колонна герметически закрывается, вся система трубопроводов, емкость, фильтр, нагреватель и электролизер заполняются раствором элюента, содержащего $40\text{--}45 \text{ г/л NaOH}$, после чего включается нагрев и раствор элюента доводится до температуры 150°C и давления 5 атм . Нагретый до заданной температуры раствор циркулирует по схеме: *нагреватель* → *колонна десорбции* → *фильтр* → *электролизер* → *нагреватель*.

При прохождении раствора через колонну с угля снимается часть золота и серебра в раствор, металлосодержащий раствор фильтруется от угольных частиц, шламов и щепы через волокно из нержавеющей стали, из фильтра раствор попадает в электролизер, где из раствора золото и серебро под действием электрического тока осаждается на углеграфитовом катоде, затем раствор из электролизера направляется в нагреватель, в котором раствор набирает снова температуру 150°C , и цикл снова повторяется до тех пор, пока на угле остаточное содержание золота не составит $100\text{--}150 \text{ г/т}$.

После обеззолачивания угля процесс останавливают, сбрасывают из системы давление до атмосферного, уголь из колонны разгружают насосом в бункер печи реактивации, колонну загружают свежей порцией насыщенного угля, обеззолоченный раствор подкрепляют щелочью до концентрации 50 г/л , заполняют раствором систему, и процесс обработки угля повторяется. Таким образом, установка работает в периодическом режиме циклами. Продолжительность одного цикла составляет $12\text{--}14$ часов. За один цикл обрабатывается 3.0 м^3 угля.

В отличие от аппаратурного процесса автоклавной десорбции, описанного выше, установка десорбции и электролиза почти в 2 раза меньше потребляет электроэнергию, что весьма важно для экономики данного технологического процесса.

Кроме этого, в установке десорбции и электролиза золота (УДЭЗ) предусмотрено в случае необходимости проведение перед электроэлюированием операции кислотной обработки угля для очистки его от жестких примесей – кальция, магния и, частично, меди и железа. УДЭЗ производится в КНР в полной комплектности не только технологической аппаратурой, но и технологическими трубопроводами, электрооборудованием и средствами автоматического управления процессом, что позволяет быстро монтировать установку и без промедления работать на ней.

ГЛАВА 7. ЭЛЕКТРОЛИЗ И ПОЛУЧЕНИЕ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ

Завершающей стадией технологического процесса переработки концентрата является операция электролиза, полученного на регенерации товарного элюата, в результате которой золото и серебро из раствора выделяется в катодный осадок. Но катодный осадок электролиза не является еще готовой продукцией – его необходимо сплавить в слитки сплава Доре.

Рассмотрению теории и практики процессов электролиза и плавки посвящена настоящая глава.

7.1. Понятие об электролизе. Электродные процессы

Щелочной элюат, получаемый в процессе вторичного концентрирования и десорбции, подвергается электролизу с целью выделения содержащихся в нем золота и серебра в катодный осадок, который содержит в своем составе 90–95% суммы благородных металлов.

Электролиз относится к электрохимическим способам осаждения благородных металлов и в ряду других методов получения золотосодержащей продукции – химических и цементационных – является наиболее эффективным. Принципиальное преимущество процесса электролиза перед химическими и цементационными состоит в том, что он позволяет получать продукт в более компактном виде и концентрированным по содержанию драгметаллов, не применяя длительные и трудоемкие операции доводки шламов и последующую их подготовку к аффинажу. При использовании электролиза резко сокращается расход реагентов, устраняется загрязнение примесями обеззолоченных растворов, которые используются в обороте, повышается культура производства.

В настоящее время электролиз золота из растворов является основным промышленным процессом получения товарной продукции на всех действующих сорбционных золотоизвлекательных фабриках.

Электролиз – процесс, в котором химические реакции происходят под действием постоянного электрического тока. Чтобы осуществить процесс электролиза, нужно в раствор электролита опустить два электрода, один из которых присоединяется к положительному знаку источника тока и называется *анодом*, а другой – к отрицательному и служит *катодом*. Катод с отрицательным потенциалом притягивает к себе из раствора положительно заряженные катионы, а анод с положительным потенциалом притягивает ионы с отрицательным зарядом. Таким образом, в растворе электролита под действием электрического поля возникает направленное движение ионов.

Достигнув поверхности катода ион с положительным зарядом – *катион* – захватывает электрон и восстанавливается, превращаясь в электронейтральный атом элемента, составляющего ион.

Встречаясь с анодом, *анионы* – отрицательно заряженные ионы – отдают свои избыточные электроны и происходит реакция окисления. Таким образом, на каждом из электродов в зависимости от полярности приложенного электрического поля происходят *окислительные* и *восстановительные* реакции. Окислительные реакции, происходящие на поверхности анода, называются *анодным процессом*, восстановительные реакции на поверхности катода – *катодным процессом*.

Окислительно-восстановительные реакции на поверхности электродов сопровождаются возникновением электрических потенциалов между электродом и раствором. *Электродный потенциал* – это разница напряжений электрического поля на электроде и в растворе. Она может быть положительной и отрицательной.

Возникновение электродных потенциалов связано с механизмом образования на границе электрод-раствор двойного электрического слоя зарядов: один – на металле, другой в виде ионов – у поверхности электрода. Под действием электрического поля внешнего источника тока на одном электроде появляется избыток отрицательных зарядов и около него располагаются катионы раствора, а на другом электроде – избыток положительных зарядов и около него располагаются анионы.

Величина электродных потенциалов является важной характеристикой электрохимических процессов, происходящих при электролизе. Изменение значения электродного потенциала при пропускании через электрод постоянного электрического тока называется *поляризацией* электрода. Величина поляризации, т.е. разница между значением потенциала электрода под током и равновесным потенциалом, зависит от плотности тока. Помимо этого, поляризация зависит от других факторов – температуры, состава растворов и некоторых других.

Одной из важных характеристик процесса электролиза является *напряжение*. В общем случае напряжение электролиза складывается из разности электродных потенциалов при заданной плотности тока и падении напряжения в растворе электролита, т.е.

$$V_{\text{эл}} = (Y_a - Y_k) + (U_{\text{эл-ра}} + U_{\text{эл-да}}),$$

где Y_a – потенциал поляризованного анода, в

Y_k – потенциал поляризованного катода, в

$U_{\text{эл-ра}}$ – падение напряжения в растворе электролита, в

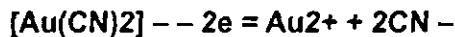
$U_{\text{эл-да}}$ – падение напряжения на самих электродах, в

Минимальное напряжение, которое нужно приложить к электродам, чтобы начался процесс электролиза с образованием электродных продуктов, называется *напряжением разложения*. Величина напряжения разложения может быть равна практически разности равновесных электродных потенциалов либо заметно превышать эту разность. Обычно электролиз золота ведут при напряжении, превышающем необходимую величину в 1,5–2,0 раза.

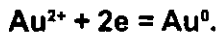
7.2. Электролиз золота из щелочных элюатов

Электролиз золотосодержащих щелочных элюатов принципиально мало отличается от электролиза тиокарбамидных товарных регенератов, получаемых после десорбции золота с анионита АМ-2Б. Существенным является то, что при электролизе щелочных элюатов нет необходимости разделять катодное и анодное пространство ионообменной мембраной, которая предотвращает разложение тиомочевины на аноде. Зато интересен механизм восстановления золота на катоде.

Выше указывалось, что золото при десорбции с угля переходит в щелочной элюат в виде отрицательно заряженного цианистого комплекса $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. Такой анион по логике процесса должен восстанавливаться на аноде. Однако при электролизе щелочных элюатов золото получается в металлическом виде на катоде. Можно предположить, что комплекс $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ под действием электрического тока распадается на катион Au^{2+} и свободный ион CN^- по реакции:



После этого катион Au^{2+} легко восстанавливается на катоде до металла:



Освобождающаяся циангруппа в щелочной среде связывается в NaCN . На аноде, таким образом, идут обычные процессы восстановления водорода из ионов OH^- и передача избыточных электронов для разрушения цианидных комплексов золота.

Технологические режимы и основные параметры процесса электролиза.

Процесс электролиза может быть организован по циркуляционной или прямоточной схемам. Работа электролизной установки в каждой из этих схем имеет свои особенности.

Циркуляционный режим. Схема работы электролизера в циркуляционном режиме представлена на рис. 7.1.

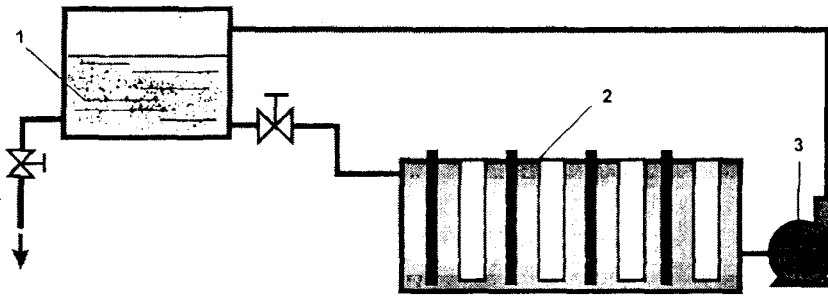
Товарный регенерат или щелочной элюат закачивается в напорную ёмкость 1, которая располагается над электролизером 2 и самотеком поступает в электролизную ванну.

Выходящий из электролизера раствор центробежным насосом 4 или аэролифтом снова закачивается в напорную ёмкость. Таким образом, в процессе электролиза раствор циркулирует между напорной ёмкостью и электролизером до тех пор, пока в растворе остаточная концентрация золота и серебра не станет равной заданной. Режим электролиза в этом случае выбирают таким, что обеспечить максимальную скорость осаждения металлов на катоде.

Кривая зависимости концентрации золота в растворе от времени электролиза в циркуляционном режиме показывает, что концентрация золота в растворе снижается в 2 раза через каждые 2 часа при оптимально выбранных параметрах процесса.

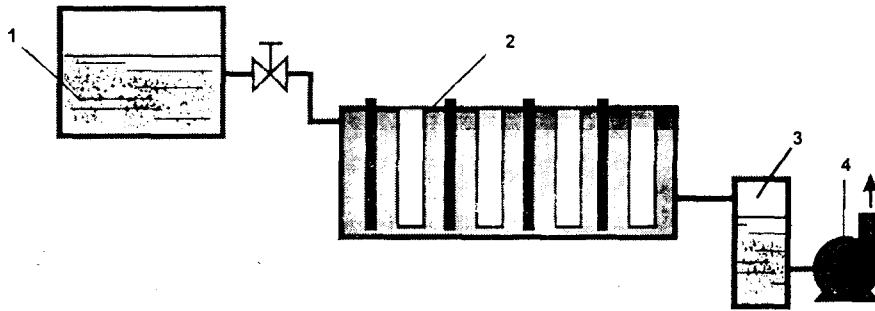
В прямоточном режиме (рис. 7.2) электролизер работает с последовательным перетоком раствора из одной камеры в другую.

В этом случае электролит однократно проходит через электролизер со скоростью, обеспечивающей заданную степень извлечения. Как правило, прямоточный режим электролиза осуществляется в аппаратах непрерывного действия типа ГЦН2-40 конструкции «Иргиредмета». В этих электролизерах катоды и аноды выполнены в виде пакетов пластин из нержавеющей стали. При этом золото и серебро из раствора, осаждаются на катоде в виде чешуйчатых пластин, не удерживаются на поверхности катода и в виде шлама накапливаются в нижней части электролизера.



- 1 – напорная емкость;
- 2 – электролизер;
- 3 – химический насос.

Рис. 7.1. Циркуляционный режим работы электролизера



- 1 – напорная емкость;
- 2 – электролизер;
- 3 – емкость-отстойник;
- 4 – химический насос.

Рис. 7.2. Циркуляционный режим работы электролизера

В циркуляционном режиме работают электролизеры типа ЭУ-10В конструкции Новосибирского института ИХТТиМС [4,5]. В электролизерах этого типа золото осаждается на объемно-пористый катод, представляющий собой углеродистый материал в виде ватина черного цвета. На сорбционных фабриках применяются оба типа электролизеров.

Основными технологическими параметрами процесса электролиза являются плотность тока, температура, скорость протока раствора и напряжение на электролизной ванне.

Плотность тока – это количество электричества, протекающее через единицу площади электрода. Плотность тока выражают в амперах на квадратный дециметр или квадратный метр (А/дм^2 , А/м^2) и обозначают буквой D . Плотность тока – очень важная характеристика процесса, так как от нее зависит скорость и количество осаждаемого металла на катоде.

Электролиз золота и серебра осуществляется при плотности тока от 20 до 60 А/м^2 . Проведение процесса электролиза при плотностях тока менее 20 А/м^2 нецелесообразно, так как осаждение золота идет не на предельном диффузионном токе.

При возрастании плотности тока от 20 до 60 А/м^2 скорость осаждения благородных металлов на катоде растет почти прямо пропорционально. При плотности тока свыше 60 А/м^2 скорость процесса не возрастает, при этом снижается выход металла по току и значительно увеличивается расход электроэнергии, а также повышается износ катодов и анодов. В этом отношении прямоточный электролизер должен работать с очень большими плотностями тока, чтобы частицы золота, восстановленные на катоде, отслаивались и выпадали в виде шлама в осадок. Выход по току у этого электролизера весьма низок по сравнению с циркуляционным.

С повышением **температуры** электролита скорость электролиза увеличивается примерно в 1,9 раза. Обычно процесс электролиза ведут при температуре электролита 50–60 $^{\circ}\text{C}$.

Рост **скорости протока раствора** через катоды также вызывает увеличение скорости осаждения металлов. Циркуляционный режим работы электролизера обеспечивает более высокую скорость протока раствора, чем прямоточный. Это связано с тем, что в прямоточном режиме нужно выдерживать такую проточную скорость раствора, чтобы за один проход обеспечить полное осаждение золота из раствора на катод, тогда как в циркуляционном режиме этого не требуется.

Непременным условием эффективного осаждения благородных металлов во всех электролизерах, как работающих в циркуляционном режиме, так и в непрерывном, является чистота перерабатываемых растворов, так как в противном случае углеродистый войлок на катоде быстро загрязняется механическими примесями, что вызывает снижение скорости протока раствора и удлинение цикла электролиза. При этом резко падает качество катодного осадка.

Элюат, поступающий на электролиз, должен содержать не более 0,5 г/л механических примесей. Для обеспечения чистоты раствора элюат перед электролизом фильтруют на фильтр-пресс под давлением от насоса.

7.3. Устройство и принцип работы электролизера ГЦН2-40

В электролизном отделении Цеха гидрометаллургии Холбинского рудника установлены электролизеры ГЦН2-40, которые работают в непрерывном проточном режиме. Конструкция электролизера разработана в институте «Иргиредмет».

Электролизер ГЦН2-40 (рис. 7.3) состоит из двух аппаратов, установленных на одной опорной раме.

Каждый из аппаратов может работать автономно, обеспечивая половинную производительность по раствору. На практике электролизер используют как две параллельно работающие секции и, как правило, на одной секции не работают. Видимо, выполнение его в виде двух аппаратов более конструктивно и технологичнее в изготовлении.

Электролизер имеет по 40 квадратных метров катодной и анодной площади. Катоды и аноды выполнены из нержавеющей стали толщиной 1 мм и набраны в блоки по 41 пластине, 20 из которых являются катодными, а 21 штука – анодными. Катодные и анодные электродные пластины расположены в блоке попеременно (катод-анод).

Электродные блоки (рис. 7.4) заключены в корпус прямоугольного сечения, выполненного из винипласта. На боковых стенках электродного блока выполнены вертикальные пазы, в которые попеременно вставлены анодные и катодные пластины из нержавеющей стали. Все электродные пластины жестко скреплены на токовыводящих шпильках, каждая для своего электрода. Между анодами и катодами выполнены зазоры, которые обеспечиваются шайбами между каждой парой катод-анод.

Поверхность каждого из анодов, расположенная в верхней части на границе раствор – воздух, покрывается сплошным электроизоляционным слоем каменноугольного лака марки А (ГОСТ 1709-75). Слой лака должен быть на поверхности анодной пластины на 15–20 мм ниже уровня раствора в электролизере. Покрытие лаком необходимо для того, чтобы предотвратить разрушение анодных пластин от происходящих на разделе фаз раствор – воздух электрохимических процессов окисления.

Электродные блоки в корпусе электролизера располагаются вертикально таким образом, чтобы раствор перетескал по ходу снизу вверх через каждый электродный блок. Если переточные каналы в электродных блоках негерметичны, то раствор прямококом проходит через неисправные блоки и в этом случае возможен просок неосажденного золота.

Корпус электролизера под каждым электродным блоком внизу имеет конусные камеры-бункера, в которые собирается катодный осадок с катодных пластин. Выпускается катодный осадок через резиновый патрубок с зажимом в ванну, расположенную под корпусом электролизера.

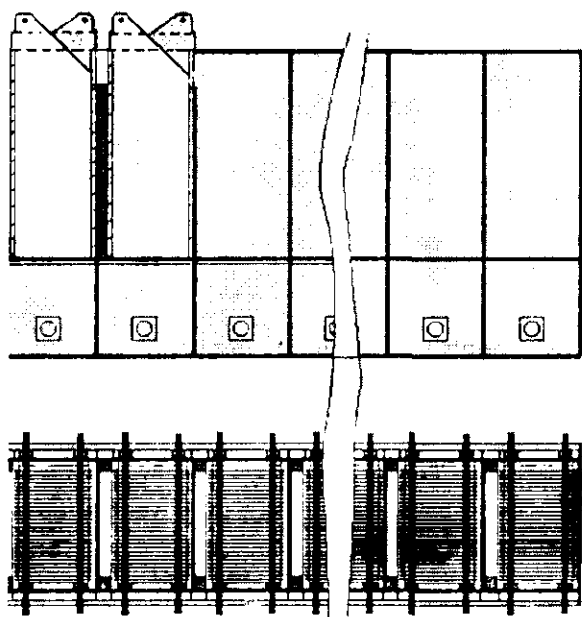


Рис. 7.3. Электролизер ГЦН2-40

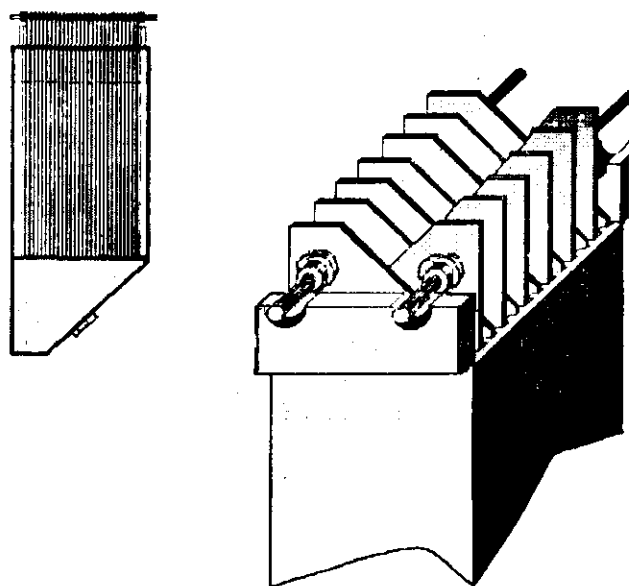


Рис. 7.4. Электродный блок электролизера ГЦН2-40

Электролизер ГЦН2-40 работает следующим образом: исходный раствор поступает в электролизер через карман в торцевой стенке аппарата, опускается в нижнюю часть первой вертикальной камеры и проходит снизу вверх по зазорам между электродами-анодами и электродами-катодами, поднимаясь выше уровня перелива первого электродного блока. Далее раствор переливается через боковую стенку блока в переточный канал, по которому сверху вниз направляется во вторую вертикальную камеру и затем снизу вверх поднимается по зазорам между электродами второго блока. Таким образом, раствор проходит через все 10 электродных блоков и выходит через патрубок с противоположной торцевой стенки аппарата.

Постоянный ток от выпрямительного агрегата подводится кабелем или шиной к концевым электродам через токоподводы. Во избежание растворения накопленного в бункерах катодного осадка, к нему подводится через электропровод отрицательный потенциал.

Техническая характеристика электролизера ГЦН2-40

Производительность по раствору, не менее	
часовая, л/час.	– 300–600
суточная, м ³ /сутки	– 6,0–12,0
Катодная площадь осаждения, м ²	– 40
Количество ступеней осаждения	– 10
Температура раствора на входе, °С, не более	– 30
Температура раствора на выходе, °С, не более	– 50
Ток постоянный: сила тока, А, не более	– 100
Напряжение, В	– 30–40
Степень извлечения металлов – золота, серебра, %	– 94, 96%
Режим работы	– непрерывный
Масса электролизера в состоянии поставки, кг	– 445

Съемка катодного осадка из электролизера производится периодически при осаждении 6–8 кг золота и серебра. Для съемки осадка проток раствора останавливают, выключают напряжение и через резиновые патрубки из каждого бункера выпускают осадок с раствором в ванну и оттуда на вакуумный нутч-фильтр. Выпустив густой осадок, промывают сверху катодные блоки водой, чтобы смыть осадок с поверхности электродных пластин и освободить зазоры между электродами от осадка.

Отфильтрованный катодный осадок сдают в плавильное отделение, где его сушат, частично обжигают и затем плавят на слиток сплава Доре в руднотермической электропечи.

7.4. Устройство и принцип работы электролизера ЭУ-10В

В настоящее время на сорбционных золотоизвлекающих фабриках нашел широкое применение электролизер марки ЭУ-10В более совершенной конструкции, чем ранее применявшиеся электролизеры ЭУ-1 и ЭУ-1М. Поскольку эти электролизеры в основном применяются для электролитического выделения золота и серебра из кислых тиомочевинных растворов, их конструкция выполнена из кислотостойкого титанового сплава ВТ1-0, а катодные и анодные камеры дополнительно гуммированы кислотощелочестойкой резиной.

Для осаждения благородных металлов из щелочных элюатов использование титана и резины в конструкции электролизера не обязательно, а анодные камеры и коллектор для анолита в этом случае из электролизера удаляются за ненадобностью. Одним словом, конструкция циркуляционного электролизера для переработки щелочных элюатов может быть значительно упрощена, за счет чего можно значительно уменьшить затраты на его изготовление. Однако специально для щелочных золотосодержащих растворов такие электролизеры не разрабатывались, поэтому в проект цеха гидрометаллургии были заложены серийно выпускающиеся заводом «Труд» циркуляционные электролизеры ЭУ-10В.

Электролизер ЭУ-10В представлен в трех проекциях на рис. 7.5. Электролизер состоит из корпуса 1, в котором устанавливаются катодные и анодные камеры. Положение катодных и анодных камер в корпусе аппарата фиксируется направляющими, расположенными на внутренних стенках корпуса.

На длинных отбортованных стенках корпуса устанавливается токоподводящая система, состоящая из токоподводов, контактов и двух медных шин.

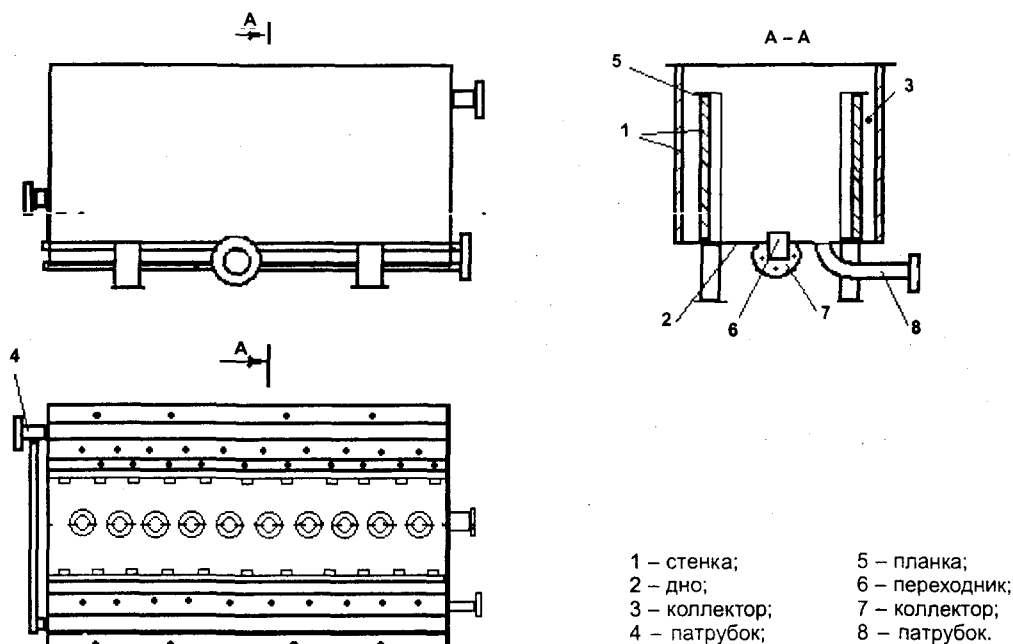


Рис. 7.5. Корпус электролизера ЭУ-10В

Чтобы яснее представить себе конструкцию электролизера, на рис.7.5 показаны в разрезе корпус аппарата.

Корпус (рис. 7.5) представляет собой сварную емкость из титана с тремя полостями, составленными стенками 1. Эти стенки образуют сливные карманы, в верхней части корпуса варен коллектор 3 для сбора и слива анолита. Сливные карманы соединены между собой и имеют общий вывод через патрубок 4. Как уже отмечалось, для переработки щелочных элюатов коллектор 3 не нужен, поэтому его можно срезать или заглушить.

В днище корпуса имеются переходники 6, соединенные с коллектором 7 для подачи раствора в катодную камеру и патрубок 8 для слива раствора перед съёмкой осадка и зачистки корпуса от накопившихся шламов.

Катодная камера (рис. 7.6) состоит из рамы 1, крышек 2, катодов 3, на которые укладывается углеродный войлок 4 и перфорированные планки 5 из винипласта. Водонепроницаемость между крышками камеры и рамой обеспечивается клиновыми замками 6.

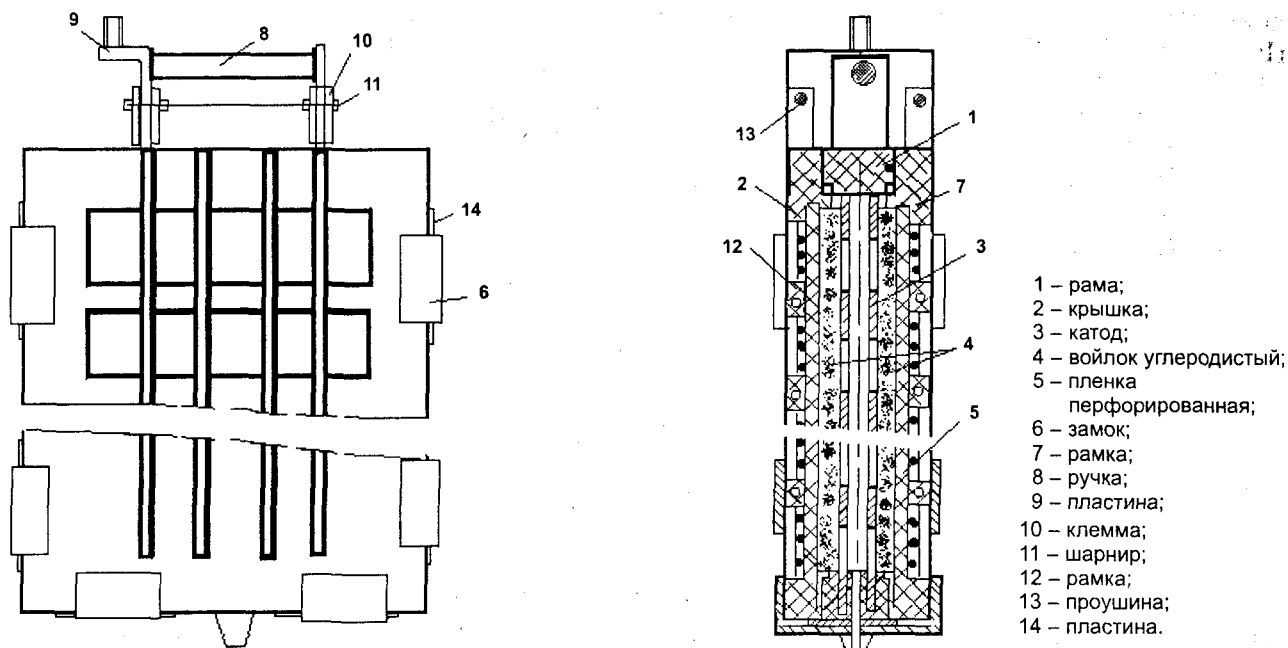


Рис. 7.6. Исходная камера электролизера ЭУ-10В

В свою очередь рама представляет собой титановую рамку, гуммированную резиной.

С рамкой соединена ручка 8, на которой приварена контактная клемма 9 и пластины 10. На оголенную поверхность рамки 7 укладывается углеватин 3. Токосъём производится по всему периметру катода. Исходный раствор поступает через нижние отверстия камеры, выполненные в виде конусных штуцеров, которые сопрягаются с переходниками в днище корпуса.

В собранном виде крышки камеры запираются шестью замками. Замок представляет собой две подвижно соединенные между собой скобы, которые сводятся или разводятся за счет косога паза в пластине при ее перемещении.

При переработке щелочных элюатов анодными камерами можно не пользоваться, достаточно токоподвод соединить с электрододержателем и установить его сверху в гнездо анодной камеры. В качестве анода в этом случае используется нержавеющая сетка, которая применяется для дренажных сит в пачуках сорбции.

Каждый электролизер должен быть оборудован укрытиями и местной вентиляционной системой отсоса образующихся в процессе электролиза газов. При этом все части электролизера необходимо изолировать от вентсистемы, в противном случае часть электричества перетечет в воздуховоды вентсистемы.

Электролизер устанавливается на ровный пол или площадку на винтовых опорах горизонтально по уровню. Между опорами и площадкой подкладываются изолирующие подкладки.

Техническая характеристика электролизера ЭУ-10В

Объем одной партии исходного раствора для электролиза, м ³	– 5–6
Концентрация NaOH в растворе, г/л	– не менее 4
Содержание золота в исходном растворе, мг/л	– не менее 180
Скорость циркуляции раствора через ванну электролизера, м ³ /час	– 10–12
Остаточное содержание золота в растворе после электролиза, мг/л	– 10–20
Сила тока, А	– 400–600
Напряжение на ванне электролизера, В	– 7–10
Единовременная загрузка углеграфитового материала в катодные блоки, г	– 900–1000
Количество осажденного золота на катоды до съёмки осадка, кг	– не менее 7,0.

Съемка катодного осадка производится при остановке протока раствора, отключения напряжения на ванне. При этом катодные блоки освобождают от токоподводов, вынимают их из ванны, и на специальном столе из каждого блока осторожно снимают углеграфитовый материал с осадком и помещают его в противень. Противни с осадком отправляют в плавильное отделение на обжиг и плавку на слиток.

Электролизную ванну, решетки катодных блоков тщательно зачищают от осадка и снова собирают электролизер, запускают его в работу.

Пуск электролизера осуществляется в следующей последовательности:

1. Включается вентиляция.
2. В катодные камеры из напорной емкости подается раствор элюата до перелива в сливной карман.
3. Включается циркуляционный насос или аэролифт, устанавливается заданная скорость протока раствора.
4. Включается электропитание, на электрощите устанавливаются заданные ток и напряжение на электролизной ванне.

Остановка электролизера для съёмки катодного осадка производится в обратном порядке:

1. Останавливается подача раствора в катодные камеры.
2. Выключается электропитание и циркуляционный насос.
3. Через нижний патрубок в днище сливается из внутренней полости раствор.
4. Подачей сжатого воздуха осушаются катодные камеры.
5. Катодные камеры освобождаются от токоподводов, вынимаются из корпуса, помещаются на стол и производится разборка камер с выемкой насыщенного металлами углеграфитового войлока.

При каждой съёмке катодного осадка электролизная ванна тщательно зачищается и промывается водой от накопившихся катодных шламов, а все электрические контакты зачищаются наждачной бумагой, чтобы обеспечить чистоту поверхности контактов при дальнейшей работе электролизера.

В работу по обслуживанию электролизера ЭУ-10В входят: наблюдение за работой аппарата и контроль электрических параметров на ванне (сила тока и напряжение), поддержание в заданных параметрах скорости потока раствора, отбор проб раствора на анализ, замена отработанных растворов на свежие, разборка и сборка электролизера при съёмке катодного осадка, а также разборка катодных камер, съёмка пластин углеродистого ватина с осажденным золотом и зарядка свежим катодным материалом камер.

При работе электролизера нужно следить за плотностью прилегания контактов катодов и анодов к токоподводам и шинам и чистотой их поверхности, в противном случае при плохом прилегании контактов происходит местный нагрев, что нарушает распределение токов на электролизной ванне и в целом вызывает отклонение процесса электролиза от нормы.

7.5. Технологическая схема электролизного отделения

При проведении процесса электролиза осуществляется несколько обязательных операций в определенной последовательности, представленных на схеме рис. 7.7.

Товарный золотосодержащий раствор, полученный в процессе десорбции сорбента, всегда содержит механические частицы – разрушенные уголь или смолу, ил или просто грязь. Попадая в электролизер, посторонние примесные частицы ухудшают процесс электролиза, снижают качество катодного осадка. Вот почему перед процессом электролиза товарные растворы необходимо фильтровать.

Фильтрация проводится обычно на рамных фильтр-прессах, заправленных фильтровальными салфетками. Раствор в фильтр-пресс подается насосом под давлением. Раствор фильтруется через фильтрткань, грязь остается на внутренней поверхности ткани, а чистый раствор направляется в напорную емкость, из которой поступает непосредственно в электролизер.

Обеззолоченный раствор, выходящий из электролизера, называется *маточным*. Остаточное содержание золота и серебра в нем должно соответствовать заданному «Технологической картой».

Маточные растворы обычно содержат от 10 до 30 г/м³ золота и, как правило, перед использованием в обороте поступают на вторичную сорбцию в угольных колоннах.

Катодный осадок, выпускаемый при съёмке из электролизера, представляет собой чешуйчатые частицы золота вместе с раствором серовато-грязного цвета. Его направляют на фильтрацию для отделения раствора. Фильтрация катодного осадка производится на вакуумном нутч-фильтре, представляющем собой ящик с перфорированным ложным днищем, на которое укладывается рубашка из фильтрткани. Раствор фильтруется через ткань под действием вакуума.

Отфильтрованный катодный осадок сдается в плавильное отделение на дальнейшую обработку, а фильтрат из ресивера откачивается в маточный раствор.

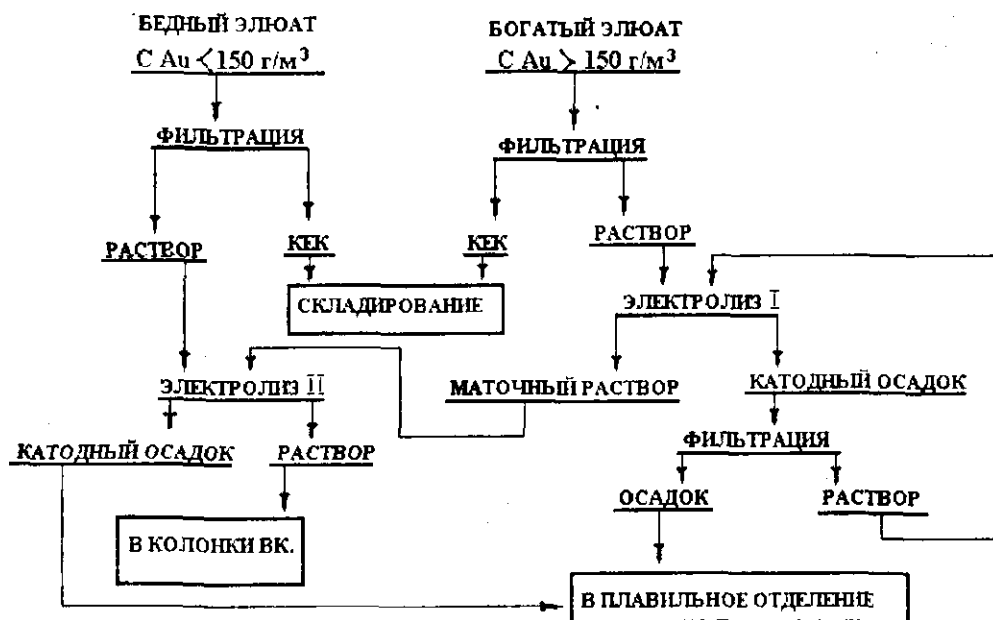


Рис. 7.7. Технологическая схема электролизного отделения

7.6. Практика эксплуатации электролизеров в ЦГМ Холбинского рудника

При эксплуатации электролизеров ГЦН2-40 выявились ряд недостатков их работы. Первое, с чем столкнулись при их работе, это забивание катодным осадком зазоров между электродными пластинами. Золото и серебро восстанавливается на поверхности катодных пластин в виде катодного осадка, частицы которого при перенапряжении на катоде не удерживаются и осаждаются в растворе в низ камеры осадка. Но частицы имеют такой размер и массу, что скорость их осаждения невелика, и после нескольких часов работы электролизера осадок накапливается в зазорах между пластинчатыми электродами, вызывая местные замыкания и перетекание тока по короткому пути. В местах замыкания пластины перестают работать, и это явление приводит к проскоку золота в выходном растворе.

С забиванием зазоров между пластинами осадком есть несколько способов борьбы. Первый – это увеличение тока на ванне до 150–160А. Повышение плотности тока способствует ускорению отслаивания осадка от катодных пластин и агрегатированию частиц осадка в более крупные и массивные флоккулы, которые имеют большую скорость осаждения. Но в этом случае увеличение силы тока вызывает повышенный износ анодных пластин, их расход примерно в 1,5 раза становится выше, соответственно этому увеличиваются материальные и трудовые затраты на электролиз.

Второй способ состоит в том, чтобы ручным встряхиванием электродных блоков инициировать выпадение осадка из зазора между пластинами. Выполняется встряхивание блоков постукиванием резинового молотка по пластинам сверху. Делать это нужно примерно через каждый час работы электролизера, не отключая ванны от электропитания. Когда проскок золота не удастся таким способом исключить, применяют другой способ – винипластовым диэлектрическим прутиком или пластиной толщиной 1,5 мм и шириной 20–30 мм прочищают вручную забитые осадком зазоры. И, наконец, некоторый эффект увеличения скорости осаждения частиц осадка дает добавление в раствор флокулянта.

Описанные способы дают эффект на какое-то время, но потом начинается все сначала. По этой причине на электролизере редко удается осадить более 8 кг золота и серебра, обычно съемку осадка производят при осаждении в аппарате 4–5 кг золота и 3–4 кг серебра. Поэтому можно констатировать, что проблема забивания катодным осадком междуэлектродного пространства остается органическим недостатком электролизера ГЦН2-40, конструкцию которого необходимо дорабатывать.

В электролизере ГЦН2-40 интенсивно изнашиваются в основном анодные пластины, катодные пластины практически не разрушаются, так как их поверхность защищена слоем золота и серебра в металлическом виде. Этот слой драгметаллов осаждается в первоначальный момент на свежую поверхность катодных пластин и прочно связан с металлом поверхности катодов. Отслаивание частиц осадка происходит, когда катод полностью покрывается слоем золота и серебра. Поверхность же анодных пластин не защищена от разрушения и износа, наоборот – анод подвергается постоянному воздействию восстановительных процессов с образованием кислорода, водорода, аммиака и других газов. Уже после первой съемки катодного осадка видно, что поверхность анодов становится изрытой следами кавитации выделяющихся газов в виде впадин, бороздок, шершавой поверхности.

После 3–4 съемок катодного осадка аноды превращаются в лоскуты ржавого цвета со следами интенсивной коррозии. Износ анодных пластин на 3-х электролизерах в некоторые периоды работы достигал до 300–400 штук в месяц, особенно, когда электролизеры работали при повышенной плотности тока. Когда плотность тока снизили до 120–130А износ анодов уменьшился на 50%.

Анодные и катодные пластины изготавливаются из стали 1Х18Н10Т и, несмотря на хорошую стойкость против коррозии в кислотах и щелочах, аноды при электролизе разрушаются достаточно быстро. Стоимость одной электродной пластины из нержавеющей стали составляет 110 рублей. Отсюда ясно, что затраты на замену анодов составляют значительную величину. Вот почему очень важно решить проблему резкого уменьшения износа либо путем замены нержавеющей стали другим более стойким материалом, либо путем изыскания стойкого покрытия для поверхности анодов.

Вместе с тем, было замечено, что износ анодных пластин увеличился, когда в 2000 году перешли на щелочно-цианистый элюент и оборотные растворы в процессе десорбции. Объясняется

это тем, что усложнился ионный состав растворов десорбции – в растворах появились свободные ионы цианида CN^- , комплексные цианистые анионы меди, цинка и других металлов, которые на аноде окислялись, т.е. усилилась бомбардировка поверхности анодов ионами. что и привело к их повышенному износу.

Как уже указывалось, ванна электролизера и корпуса электродных блоков электролизеров ГЦН2-40 изготовлены из винипласта путем сварки винипластовыми электродами. Винипласт для этой цели удобен как электроизоляционный материал, но в части механической прочности и сопротивления повышенным температурам раствора винипласт оставляет желать лучшего. При температуре 40–50°C элюатов, подаваемых в электролизеры, винипласт размягчается, особенно в местах сварки, и детали ванны и коробки электродных блоков деформируются, что приводит к течам растворов и поломкам корпусов блоков. Чтобы снизить температуру элюатов, выходящих после десорбции из теплообменника и поступающих в электролиз, пришлось установить дополнительные холодильники, чтобы снизить до 30°C температуру растворов. Однако это мероприятие полностью проблему не решает, так как в процессе электролиза температура раствора поднимается на 15–20 градусов.

После двух лет эксплуатации винипластовых электролизеров с бесконечными ремонтами ванн и корпусов блоков в цехе собственными силами были изготовлены электролизеры с ваннами из обычной углеродистой стали, а вместо анодных пластин применили нержавеющую сетку – отходы сетки от дренажных сит пачуков. Корпуса стальных ванн внутри изолировали от электродов текстолитовыми прокладками, а снаружи – от массы металлоконструкций опорных площадок – пластмассовыми пластинами. Стальные электролизеры были выполнены по образцу и подобию винипластовых. Внедрение этих электролизеров решило проблему увеличения производительности отделения десорбции и регенерации, когда в этом возникла необходимость, и позволило резко уменьшить затраты на дорогостоящие анодные пластины.

7.7. Плавка золотосодержащих материалов на слиток

На золотоизвлекательных фабриках товарную золотосодержащую продукцию получают в виде шлихового золота, катодных осадков, цинковых шламов и других богатых золотосодержащих продуктов.

Несмотря на высокое содержание в них благородных металлов, при опробовании этих продуктов результаты анализов на предприятии и аффинажном заводе часто расходятся и порой вызывают значительную разницу в подсчете металлов, что приводит к спорам и разногласиям. Основной причиной невысокой надежности опробования и анализа является неравномерность по крупности и распределению частиц золота в продуктах. В результате содержание золота в товарной продукции либо сильно занижается, либо, наоборот, завышается.

Золотосодержащая продукция, особенно низкопробная (как, например, цинковые и катодные шламы), занимает довольно большой объем и требует значительных затрат при транспортировке на аффинажный завод.

Все это заставило золотоизвлекательные фабрики заняться переработкой богатых золотосодержащих продуктов на слиток, опробование и анализ которых не представляет трудностей. За счет переплавки готовая продукция получается более компактной, затраты на ее перевозку на завод-потребитель снижаются на 20–30%.

Технология плавки золотосодержащих материалов на слитки была разработана в конце 80-х годов в институте «Иргиредмет» [1] и успешно применена на многих предприятиях золотодобывающей отрасли, в том числе на Самартинской и Иркинденской ЗИФ.

Плавка золотосодержащих продуктов производится в электродуговых печах конструкции «Иргиредмета», либо в индукционных электропечах с графитовыми тиглями, разработанных в НПО «Сибцветметавтоматика».

Электроплавка представляет собой высокотемпературный металлургический процесс, предназначенный для выделения благородных металлов из богатых продуктов в компактные слитки.

Сущность плавки заключается в том, что золотосодержащие материалы смешиваются с флюсами, нагреваются в печи до точки плавления золота или несколько выше, в результате чего получаются две фазы – металлический расплав и жидкий расплавленный шлак, в который переходят содержащиеся в исходном продукте окислы, сульфаты цветных металлов, а также кварц и минералы пустой породы.

Непременным элементом плавки являются *флюсы*. Флюсы добавляют в плавильный процесс для перевода тугоплавких соединений в шлаки с пониженной температурой плавления. К тугоплавким веществам, присутствующим в золотосодержащих материалах, относятся кварц, окислы алюминия, магнезия, цинка и другие.

В качестве флюсов чаще всего используются техническая бура, кальцинированная сода, поташ, селитра, измельченное стекло, кварц и некоторые другие.

Бура техническая $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ употребляется в сыром, кальцинированном и плавленом виде. Сырая (водная) бура сильно вспучивается при нагревании вследствие выделения воды, что может вызвать разбрызгивание расплава и потери металла. Обычно пользуются прокаленной бурой. Бура плавится при температуре 560°C и способствует полному разложению породных минералов в золотой головке и образованию жидкоплавкого шлака. Бура особенно пригодна для ошлакования окислов цинка, магнезия, кальция, железа, марганца, алюминия.

Сода кальцинированная Na_2CO_3 – сильно основной флюс, плавится при 854°C . Сода дает с кремнеземом и силикатами легкоплавкие шлаки. Она является флюсом для ошлакования известняка.

Кварц SiO_2 образует с окислами металлов силикаты-основу всех шлаков. Применяется при недостатке кварца в переплавляемом материале и служит защитой для огнеупорной футеровки электропечи, защищая ее от сильного разъедающего действия расплавленных окислов. Иногда вместо кварца применяют измельченное стекло, которое имеет тот же состав, что и кварц.

Глет PbO – сильно основной флюс, образует легкоплавкие силикаты, легко растворяющие окислы металлов. Плавится при температуре 883°C . Глет легко отдает при плавке кислород и восстанавливается до металлического свинца. Расплавленный свинец в виде дождя омывает массу шихты и растворяет содержащиеся в ней благородные металлы, образуя сплав, называемый *веркблейем*. Расплавленный веркблей имеет плотность выше, чем плотность шлака, вследствие чего он собирается внизу плавильной ванны.

Часто при плавке пользуются окислителями для окисления сульфидов металлов, находящихся в шихте. В качестве окислителя чаще всего применяют селитру KNO_3 . При температуре 336°C она разлагается с выделением кислорода, который оказывает окисляющее воздействие на компоненты шихты. Большое количество селитры вызывает бурное кипение расплава, поэтому ее используют осторожно и только при необходимости окислить те или иные тугоплавкие металлы или сульфиды, находящиеся в шихте.

Шихтой называется смесь подлежащего плавке золотосодержащего материала с флюсами, подобранными в определенной пропорции, обеспечивающими наиболее благоприятные условия плавки и получения слитка высокого качества.

Хорошо подобранная шихта при проведении плавки способствует переводу в легкоплавкий шлак всех веществ, кроме золота и серебра, и хорошему разделению металлического расплава от жидкого шлака.

Хороший шлак должен удовлетворять следующим требованиям:

- Иметь относительно низкую температуру плавления, легко достигаемую в печи.
- Обладать невысокой плотностью для хорошего отделения от металлического расплава.
- Быть достаточно жидким при небольшом перегреве с тем, чтобы образующийся при плавке свинец легко мог опускаться вниз.
- Иметь нужную структуру, чтобы в холодном состоянии хорошо отделяться от веркблея.
- Не содержать частиц золота и включений свинца.

По химическому составу и свойствам шлаки делятся на *кислые* и *основные*. **Кислые** шлаки отличаются большой вязкостью, медленно остывают, легко вытягиваются в длинные нити. После охлаждения они делаются стекловидными и хрупкими.

Основные шлаки в расплавленном состоянии – жидкие, льются как вода, не вытягиваются в нити и быстро затвердевают. Основные шлаки в холодном состоянии имеют тусклый вид, часто бывают темного цвета и имеют высокую плотность.

Цвет шлаков зависит от состава шихты и часто служит показателем присутствия в шихте тех или иных материалов.

Кислые шлаки с малым содержанием силиката закиси железа – зеленоватые и прозрачные. В зависимости от содержания железа окраска шлака может изменяться от желтовато-коричневой до черной. Кальций, магний, алюминий и цинк дают белые или серовато-белые шлаки, более

или менее прозрачные. Кислые силикаты натрия и свинца дают светлые или бесцветные стекла. Кобальт придает характерный синий цвет. Значительные количества железа и марганца придают шлакам черный цвет.

Если известен химический состав подлежащих плавке золотосодержащих материалов, то шихту рассчитать не трудно, но на практике шихту подбирают опытным путем по типу и примерно известному составу золотосодержащего материала, который предстоит сплавить.

Плавка катодных осадков после электролиза, содержащих 90% и выше благородных металлов, не представляет особых трудностей. К катодному осадку добавляется 30–40% по массе кальцинированной соды и 50% технической буры. Иногда для окисления содержащихся в катодном осадке железа, меди и других металлов добавляют до 10% селитры. Шлаки от плавки катодных осадков получают стекловидными темно-зеленого цвета. В результате плавки получают слитки золотосеребряного сплава с содержанием суммы благородных металлов до 95–98%. При остывании слитки хорошо отделяются от шлаков. Шлаки катодных осадков можно использовать повторно в процессе плавки 2–3 раза.

Плавка «золотой головки».

«Золотая головка», получаемая в результате перерешетки гравитационного концентрата, материал для плавки более сложный и в большинстве случаев вызывает при проведении процесса серьезные трудности.

Кроме золота и серебра, в «золотой головке» обычно содержатся сульфиды железа, меди, цинка, свинца и других металлов, а также кварц и порообразующие минералы.

При плавке сульфиды очень неохотно разлагаются, плохо окисляются и образуют вязкие трудноотделимые от сплава шлаки. Поэтому «золотую головку» перед плавкой подвергают окислительному обжигу в камерной электропечи при температуре 650–700°C. Большая часть сульфидов при этом окисляется и переходит в сульфаты, которые, в свою очередь, с увеличением температуры разлагаются с образованием окислов и удалением серы в виде газа SO_2 .

Характерным признаком образования сернистого газа при обжиге являются язычки синего пламени на поверхности обжигаемого материала.

Золотую головку засыпают в противень тонким слоем от 0,5 до 2 см, противень помещают в камерную электропечь и ведут обжиг при непрерывном помешивании специальным гребком. При этом нужно не допускать спекания материала и прилипания его к стенкам и дну противня.

При окислительном обжиге достаточно полно удаляются сера, углерод, мышьяк и сурьма. Поскольку при обжиге выделяются в большом количестве весьма вредные газы, процесс нужно вести при очень хорошей вентиляции с устройством эффективной газоочистки.

Обожженный материал «золотой головки» шихтуется с флюсами в % к исходной массе: 100% кальцинированной соды, 50% технической буры, 15–20% кварца и 5–10% селитры. Для плавки конкретного материала золотой головки шихту подбирают в зависимости от её состава и корректируют по результатам плавки.

Если в «золотой головке» содержится 20–40% золота и серебра, а количество сульфидов незначительно (5–10%), то подбором шихты можно добиться получения хорошего золото-серебряного слитка без последующей купеляции.

В случае наличия в «золотой головке» большого количества сульфидов (40–50%), то ее после предварительного обжига плавят на веркблей. Иногда при недостатке в «золотой головке» свинцовых минералов в шихту добавляют свинцовый глет. Плавка золотой головки ведется при температуре 1100–1150°C. Полученный в результате плавки свинцово-золотой сплав – веркблей подвергают купеляции в электропечи.

Купеляция – это процесс окислительного плавления веркблея, помещенного на капель, при температуре 850–900°C. В процессе купелирования свинец окисляется до оксида свинца, большая часть которого (до 98,5%) всасывается пористой массой капели, а остальная часть испаряется. Оксид свинца энергично окисляет неблагородные металлы, находящиеся в расплаве, растворяет окислы и вместе с ними поглощается капелью. Золото и серебро в виде жидкого расплава остается на поверхности капели.

Для осуществления процесса купелирования применяют пористые сосуды-капели, поверхность которых представляет собой минеральную перегородку, *проницаемую* для расплавленного глета с растворенными в нем окислами неблагородных металлов и *непроницаемую* для самого свинца и расплава благородных металлов.

Масса капель должна превышать массу свинцового сплава примерно на 50%. Капли предварительно просушивают и нагревают в печи в течение 15–20 минут для удаления из них влаги и органических веществ. Когда температура капли достигнет температуры печи, в нее осторожно опускают слиток веркблея, после чего закрывают дверцу печи для повышения температуры и быстрого расплавления свинца.

Продолжительность купелирования зависит от массы веркблея. Конец купелирования определяют, когда жидкий расплав перестает «дымить», а поверхность его становится спокойной, как бы неподвижной. При открытой дверце печи сплав должен несколько минут постоять, чтобы его поверхность потемнела и схватилась коркой.

Капли изготавливаются из магнезита, цемента, костяной муки с добавками различных связующих веществ. Цементные капли готовят из чистого цемента марки 400–500 и огнеупорной глины. Цементные капли редко употребляются, так как при высыхании и нагревании они часто растрескиваются, а после купелирования материал капли пристает к слитку.

Наилучшим материалом для изготовления капель, обеспечивающим минимальные потери золота, является измельченный магнезит. В качестве связующих веществ добавляются цемент марки 500 или жидкое стекло. Масса для приготовления капель готовится из 85% магнезита и 15% цемента, или из магнезита и 8% жидкого стекла.

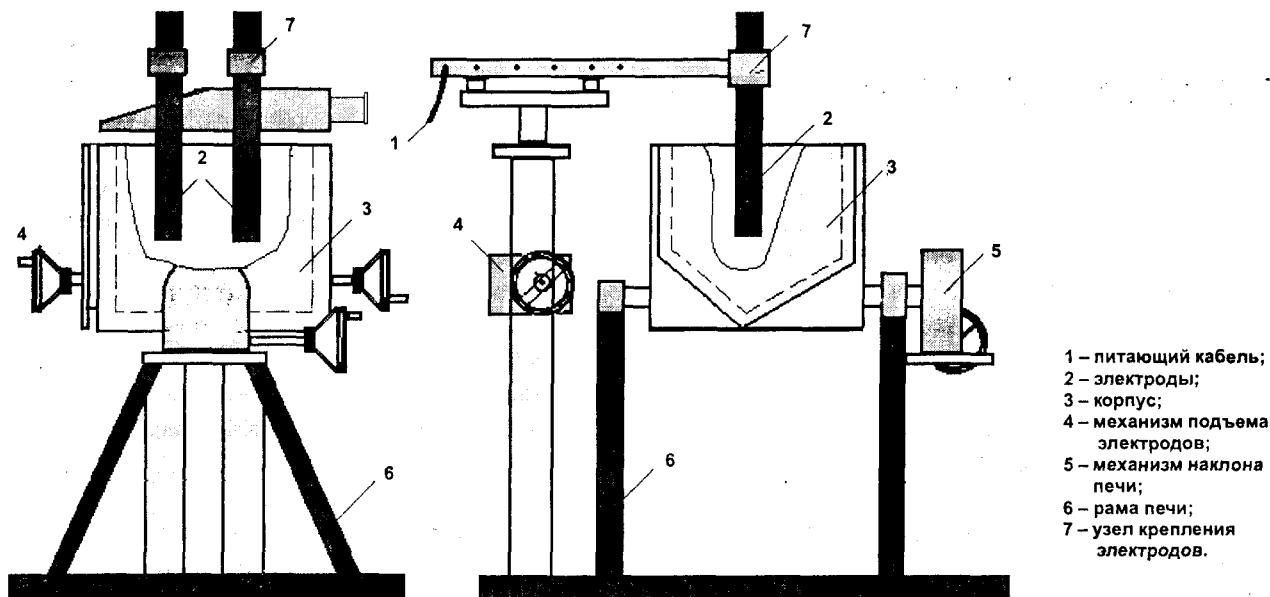
Степень измельчения магнезита оказывает существенное влияние на пористость капли и потери благородных металлов при купелировании. Оптимальная ситовая характеристика измельченного магнезита должна соответствовать: 20% фракции – 0,2+0,15 мм, 16% фракции – 0,15+0,074 мм и 64% класса – 0,074 мм.

Все отходы плавки и купелирования: шлаки, использованные капли, просыпи необходимо возвращать в технологический процесс на предмет исключения потерь золота и серебра.

7.8. Устройство электродуговой печи для плавки

Устройство электропечи конструкции «Иргиредмета» показано на рис. 7.8. Печь состоит из ванны 3, электродов 2, механизма передвижения электродов 4, устройства наклона печи 5, токоподвода 1, зажимов 7 и стоек печи 6.

Ванна печи имеет форму опрокинутого конуса и футеруется изнутри хромомagneзитовым кирпичом. Следует заметить, что хромомagneзитовый кирпич выдерживает не менее 40 плавов, а шамотный – 8–10 плавов, поэтому в качестве футеровки предпочтительнее использовать хромомagneзитовый кирпич. Ванна, рама, электроды и все остальные детали печи выполнены из обычной конструкционной стали. Электропитание печи осуществляется от однофазного трансформатора мощностью 100 квт с входным напряжением 220–380 вольт с возможностью плавного получения на электродах напряжения от 10 до 100 вольт.



- 1 – питающий кабель;
- 2 – электроды;
- 3 – корпус;
- 4 – механизм подъема электродов;
- 5 – механизм наклона печи;
- 6 – рама печи;
- 7 – узел крепления электродов.

Рис. 7.8. Устройство дуговой электродной печи

Электроды изготавливаются из стального прутка диаметром 80–100 мм. К газоходу подключается вентиляционная система с газо- и пылеулавливающими скрубберами.

Печь работает следующим образом. На дно ванны помещается пусковая шихта, состоящая из буры и соды (примерно 50 на 50%), в количестве 800–1000 граммов. Электроды с помощью устройства 4 опускают на дно ванны, сближают их на минимальный зазор и с помощью обломка селитового стержня, замыкая им оба электрода, зажигают электрическую дугу. Электродуга расплавляет холостую шихту. Получив жидкий расплав, загружают небольшими порциями приготовленную шихту с золотосодержащим материалом. Каждая порция загружаемой шихты должна быть расплавлена перед загрузкой следующей порции. Расплавление шихты и полный набор жидкой ванны в печи ведут при температуре 800–900°C.

После загрузки и расплавления всей шихты температуру в печи поднимают до 1100° и прогревают жидкую ванну во всем объеме так, чтобы металлический расплав весь собрался внизу, а шлак стал жидкотекучим.

В нижней части ванны имеется лётка, через которую сливается жидкий расплав. Расплав из печи выливают в предварительно нагретую стальную изложницу. После того, как расплав остынет, изложницу опрокидывают на разделочный стол и слиток отделяют от шлака. Шлак разбивают на мелкие куски, осматривают, обнаруженные в шлаке корольки сплава выбирают и пускают в следующую плавку. Часть шлаков пускают в оборот на набор жидкой ванны для следующей плавки. В зависимости от объема проплавляемой шихты процесс плавки длится от 1 до 2-х часов.

Электродуговая печь конструкции «Иргиредмета» по сравнению с печами других конструкций имеет ряд преимуществ: она весьма проста по устройству и в обслуживании, процесс плавки отличается технологической устойчивостью, имеется возможность визуально наблюдать процесс плавки от начала до конца, нагрев и расплавление шихты идет интенсивно за счет создаваемой электродами электрической дуги. Достоинством электропечи является то, что электроды печи не требуют для изготовления специальных материалов – электроды можно изготовить на месте из любой конструкционной стали.

Замена огнеупорной футеровки также не требует больших материальных и трудовых затрат. На одной печи можно выплавить в год не менее 5 тонн золота в сплаве, что соответствует производительности фабрики по переработке руды свыше 600 тыс. тонн в год.

7.9. Техника безопасности в плавильном отделении

При работе в плавильном отделении необходимо соблюдать следующие правила техники безопасности:

1. Работать в огнезащитной спецодежде и сапогах, при проведении процессов плавки и обжига золотой головки защищать лицо и глаза специальным защитным экраном.
2. Все процессы в плавильном отделении должны производиться только при работе местной и общеобменной вентиляции.
3. Все электрические кабели, шины и токоподводы должны быть надежно изолированы и проложены в необслуживаемой зоне.
4. Весь инвентарь и приспособления, используемые в плавильном отделении, должны быть изготовлены из пожаробезопасных материалов.
5. Плавильное отделение должно быть оборудовано противопожарными средствами в полном объеме, а также аптечками с медикаментами и противоядиями для оказания первой помощи при ожогах, травмах и отравлениях.
6. Электропечи, выведенные в ремонт, должны быть охлаждены до комнатной температуры.
7. Расплав из руднотермической печи выливать только в сухие прогретые стальные изложницы и только через направляющую воронку, чтобы избежать разбрызгивания жидкого шлака.
8. Шихтовку золотосодержащих материалов с флюсами производить в респираторе и при включенной общеобменной вентиляции.
9. Капель с расплавом выгружать из печи осторожно на рольганговую тележку.

Плавильщики должны знать и уметь оказывать первую помощь пострадавшим при несчастных случаях – ожогах, отравлениях, поражении электрическим током.

7.10. Требования сохранности золота в плавильном отделении

В плавильном отделении все работы с золотосодержащими материалами вплоть до сдачи готового слитка в золотоприемную кассу должны производиться комиссионно с соблюдением всех требований Инструкции по сохранности золота. Основными требованиями сохранности золота в плавильном отделении, которые необходимо выполнять, являются следующие:

1. Вести строгий учет всех поступающих в плавку ЗСМ в оперативной документации.
2. Заступая на смену и после смены переодеваться в сменную спецодежду и обувь, в которой разрешается работать в плавильном отделении.
3. Готовую золотосодержащую продукцию в виде слитков сплава Доре сдавать в ЗПК комиссии по приемке готовой продукции, опробовать каждый слиток сверлением и сдавать пробу на анализ драгметаллов.
4. Следить, чтобы постоянно работали все золотоулавливающие устройства – скрубберная установка, ловушка и др. Регулярно по графику снимать из улавливающих устройств золотосодержащие пыли и смывы и затем возвращать в процесс плавки.
5. Все отходы плавки, купеляции собирать в специальный контейнер и при наполнении комиссионно в сопровождении охранника СБ вывозить в приемный бункер фабрики для переработки с рудой.

ГЛАВА 8. ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ ЦИАНИДСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ

При осуществлении цианистого процесса извлечения золота из руд и концентратов отвальные хвосты содержат цианиды, флотореагенты, роданиды и другие химические соединения, которые при складировании их в хвостохранилище могут оказывать вредное воздействие на людей, животных и окружающую среду путем испарения в атмосферу и фильтрации жидкой фазы через ложе хвостохранилища. Вот почему огромное значение имеет последняя стадия технологического процесса переработки минерального сырья – обезвреживание и нейтрализация вредных веществ в хвостах перед сбросом их в хвостохранилище.

Цель операции обезвреживания хвостовой пульпы – довести содержание вредных веществ до концентраций, при которых они не оказывают вредного воздействия. Такие концентрации называются *предельно-допустимыми* или сокращенно *ПДК*. Кроме того, обезвреживание необходимо проводить еще и потому, что вода из хвостохранилища, как правило, используется на фабрике в обороте при переработке руды и если она будет содержать цианистые соединения, то они отрицательно могут повлиять как на процесс флотации, так и в целом на весь технологический процесс.

В общем случае ПДК вредных веществ в стоках промышленных предприятий устанавливает государственная санитарно-эпидемиологическая служба России (СЭС). Контроль состояния очищенных промышленных стоков осуществляют региональные СЭС и Комитеты по природным ресурсам и охране окружающей среды (КПР).

Районные службы СЭС, КПР и инспекции Госгортехнадзора жестко контролируют процессы обезвреживания цианистых хвостов золотоизвлекательных предприятий, их складирование и хранение в хвостохранилище. Все это налагает на работников фабрик большую ответственность при проведении процесса обезвреживания цианида в хвостах.

8.1. Химический состав цианидсодержащих хвостов

Химический состав жидкой фазы хвостов зависит от вещественного состава перерабатываемого минерального сырья и применяемых в технологии реагентов. В цианисто-сорбционном процессе применяются цианистый натрий, каустическая сода, известь и другие реагенты. При дозировании в процесс переработки они взаимодействуют с компонентами руды, в результате чего в растворе пульпы образуются не только цианистые соединения золота и серебра, но и цианистые комплексы цветных металлов, роданиды и другие вредные вещества.

Примерный химический состав хвостов фабрик, перерабатывающих цианисто-сорбционным процессом руду, и хвостов цеха гидрометаллургии, перерабатывающего флотоконцентрат, приведен в таблице 7.1.

Таблица 7.1.

Химический состав цианистых хвостов переработки руды и флотоконцентрата

Наименование вредных веществ	Содержание в рудных хвостах, мг/л	Содержание в хвостах цеха гидрометаллургии, мг/л
рН	9,5-10	10,5-11
Цианиды CN^-	90-250	1407
Роданиды CNS^-	10-200	1440
Сульфаты SO_4^{2-}	100-250	1076
Хлориды Cl^-	170-550	355
Железо Fe^{3+}	0,5-6,0	3,0
Медь Cu^{2+}	1,0-50	1140
Цинк Zn^{2+}	1,0-20	150
Мышьяк As	1,5-40	0,03

Данные таблицы показывают, что хвосты фабрик, перерабатывающих цианистым процессом весь объем руды, содержат цианидов, роданидов и цветных металлов в несколько раз меньше, чем хвосты цеха гидрометаллургии, перерабатывающего флотоконцентрат. Это объясняется тем, что хвосты цеха ГМ содержат сульфидные минералы в несколько раз больше, чем в руде.

Чем больше сульфидных минералов в сырье, тем больше их способность взаимодействовать с цианистым раствором и давать в жидкую фазу пульпы большое количество растворимых цианидов и роданидов.

Химические соединения, входящие в группу цианидов, разнообразны по физико-химическим свойствам и токсикологическому воздействию [32]. Рассмотрим основные из них.

Простые растворимые ядовитые цианиды представляют собой соли синильной кислоты HCN . Они загрязняют раствор пульпы цианид-ионами CN^- . Простые цианиды наиболее опасны для живых организмов, так как составляют основу яда. Как правило, простые цианиды в хвостовой пульпе составляют большую часть.

Простые нерастворимые цианиды. К ним относятся цианистая медь $\text{Cu}(\text{CN})_2$, цианистое железо $\text{Fe}(\text{CN})_2$ и некоторые другие. Их можно было бы отнести к нетоксичным веществам, однако, находясь в воде в тонкодисперсном состоянии и попадая в организм человека, они под действием кислой среды желудочного сока начинают растворяться, переходя в простые ядовитые цианиды и вызывая отравление. Установлено, что в твердых отвалах хвостохранилищ простые нерастворимые цианиды под действием дождевой воды, солнечной радиации и температуры могут постепенно переходить в растворимые цианистые соединения и загрязнять природные водоемы.

Комплексные растворимые цианиды меди и цинка. Самым устойчивым из них является двухвалентный цианистый комплекс $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$, который почти всегда присутствует в жидкой фазе хвостов. Эти соединения весьма ядовиты и опасны для окружающей среды.

Комплексные неядовитые растворимые цианиды. Они представляют собой комплексные цианистые соединения железа в виде ионов $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$, $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{3-}$. При определенных условиях эти соединения могут разлагаться с образованием простых ядовитых цианидов.

К нетоксичным веществам относятся некоторые **комплексные нерастворимые цианиды**, среди которых типичным представителем является так называемая берлинская лазурь, имеющая формулу $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$.

Из описанных пяти групп цианистых соединений почти все являются ядовитыми – некоторые во всех формах, другие – при соответствующих условиях. Если циан-группа CN присутствует в каком-либо химическом соединении, твердом или жидком, она всегда представляет собой опасность, поскольку при изменении условий пребывания всегда может отщепиться и превратиться в простой ядовитый химикат.

В цианосодержащей хвостовой пульпе, поступающей на обезвреживание, содержится не все пять групп, а только отдельные виды цианидов. Однако, учитывая непостоянство химического состава руды, поступающей в обработку, нужно всегда быть готовым к подавлению и разрушению любых, образующихся в технологическом процессе, цианистых соединений – простых и комплексных, ядовитых и неядовитых.

8.2. Характеристика методов обезвреживания цианистых хвостов

Обезвреживание цианистых хвостов фабрик основано на физико-химических свойствах применяемых реагентов. Существует ряд методов обезвреживания, одни из которых широко применяются на золотоизвлекательных фабриках, другие находятся либо в стадии разработки, либо только внедряются в производство. Одни методы обезвреживания сводятся к окислению цианидов и последующему их распаду на безвредные вещества, другие – переводят токсичные цианистые соединения в нетоксичные, третьи – образуют нерастворимые осадки простых цианидов.

Среди методов окисления и разрушения цианидов наиболее надежным и распространенным является метод обезвреживания **активным хлором**. К методам перевода цианидов в нетоксичные соединения относится менее эффективный, но достаточно распространенный способ обезвреживания с использованием **железного купороса**.

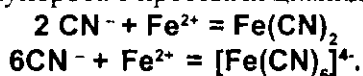
В последнее время интенсивно развиваются и начинают применяться другие методы – выдувка цианидов из кислой среды в виде синильной кислоты, очистка от цианидов с использованием ионообменных смол, электрохимическое окисление цианидов электролизом и, наконец, окисление цианида озоном O_3 . Рассмотрим подробно основные методы обезвреживания.

Обезвреживание железным купоросом.

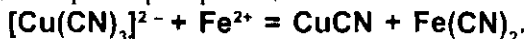
Это один из самых давно применяемых и распространенных на цианистых фабриках методов обезвреживания, с помощью которого ядовитые цианиды переводятся в нетоксичные комп-

лексные цианиды железа. В качестве основного реагента используется сульфат закиси железа $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, называемый железным купоросом.

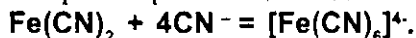
При взаимодействии железного купороса с простыми цианидами протекают следующие реакции:



Для комплексных цианидов характерна реакция:



Параллельно образующийся простой цианид железа, взаимодействуя со свободными цианид-ионами, образует комплексный растворимый цианид железа по реакции:



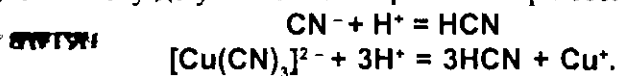
Необходимую дозу железного купороса для перевода простых и комплексных цианидов меди и цинка в цианистые комплексы железа рассчитывают по вышеприведенным реакциям. В целом же, чтобы реакция связывания растворенных цианидов протекала в нужном направлении, на 1 г содержащихся в хвостах цианидов расходуют не менее 4 г железного купороса.

Продолжительность обработки цианосодержащей пульпы сульфатом железа должна быть не менее 2-х часов. После добавления железного купороса за 15–20 минут до окончания процесса в пульпу добавляют известковое молоко до $\text{pH}=9-10$. Это необходимо для соосаждения образующихся простых цианидов меди и железа совместно с гидроокисью железа.

Недостаток метода обезвреживания железным купоросом заключается в том, что во всех случаях не удается достичь предельно-допустимой концентрации по растворимым цианидам и, кроме того, не ликвидируется угроза появления растворимых цианидов при длительном хранении обезвреженной пульпы в хвостохранилище.

Метод выдувки цианида из кислой среды.

Этот метод основан на свойстве синильной кислоты легко улетучиваться при подкислении цианистой пульпы. Для перевода цианидов в летучую синильную кислоту в пульпу добавляют серную или соляную кислоту до установления $\text{pH}=2-4$. При этом протекает реакция:



Образующийся цианистый водород выдувают из пульпы сжатым воздухом. Воздух с парами синильной кислоты направляют в поглотительные колонны или фильтры с орошением раствором щелочи. Пары HCN растворяются в щелочи с образованием цианистого натрия, который повторно используется в процессе цианирования руды. Остающиеся в пульпе цианиды после выдувки дообезвреживают до ПДК активным хлором.

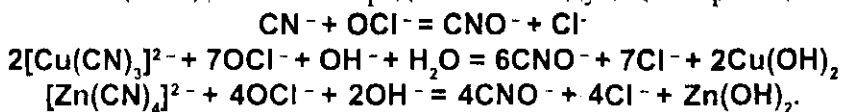
Достоинствами этого метода обезвреживания являются регенерация цианида и повторное его использование в технологическом процессе, простой механизм очистки. Однако осуществление этого способа очистки требует специальной герметичной аппаратуры, мощной вентиляции, высокого уровня автоматизации процесса, принятия специальных мер безопасности, а также большого расхода кислоты. К недостаткам этого метода следует также отнести то, что выдувкой цианида из пульпы не достигается ПДК и приходится применять дополнительный способ очистки. Из-за указанных недостатков этот метод пока не нашел широкого применения в золотодобывающей промышленности.

Обезвреживание активным хлором.

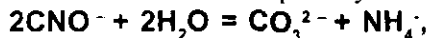
При осуществлении этого метода простые и комплексные цианиды окисляются и разрушаются нацело до безвредных веществ. Большим достоинством этого метода является то, что при его использовании вторичное загрязнение воды хвостохранилища цианидами практически невозможно.

Так называемым «активным» хлором является соединение OCl^- в виде иона, который образуется при растворении хлорной извести, гипохлорита кальция и других солей хлорноватистой кислоты. Ион OCl^- обладает большим окислительным потенциалом, поэтому воздействуя на любые растворимые цианиды, он быстро их окисляет с образованием цианатов, которые распадаются на простые безвредные вещества под действием воды.

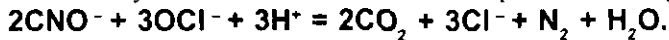
Механизм окисления цианидов можно представить следующими реакциями:



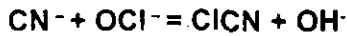
Образующиеся цианаты CNO^- либо постепенно гидролизуются под действием воды по реакции:



либо могут быть окислены до элементарного азота и двуокиси углерода введением избыточного активного хлора. В этом случае окисление цианатов протекает по реакции:

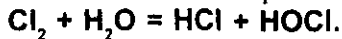


Оптимальные условия протекания реакции окисления цианидов обуславливаются величиной pH, которая должна быть не менее 10-11. При недостаточной величине pH, поступающей на обезвреживание пульпы может образоваться промежуточный продукт – *хлорциан*-газ с сильным запахом, вызывающий обильное слезоотделение. В этом случае окисление цианида протекает в две стадии по реакциям:



Поэтому, чтобы не допустить выделения хлор-циана в помещении обезвреживания, пульпу необходимо подкреплять раствором щелочи или известкового молока до указанной величины pH еще до подачи пульпы в процесс.

В качестве реагентов, содержащих активный хлор, для обезвреживания используются хлорная известь, гипохлорит кальция, гипохлорит натрия. Жидкий хлор (сжиженный газ) также используется для обезвреживания, но его применяют в виде хлор-газа. В случае применения жидкого хлора при растворении его в жидкой фазе известкового молока, а затем и в пульпе может происходить образование соляной кислоты по реакции:



Поэтому окислять цианиды хлором надо при постоянном добавлении щелочи для нейтрализации свободной соляной кислоты.

Другие методы обезвреживания – озонирование, использование ионообменных смол, электрохимическое окисление применяются ограниченно, они пока находятся в стадии исследований и разработки необходимой аппаратуры.

8.3. Технология обезвреживания цианистой пульпы активным хлором

Технология обезвреживания активным хлором состоит в дозировании раствора гипохлорита кальция в цианидсодержащую пульпу при постоянном перемешивании. Необходимое количество вводимого в процесс активного хлора рассчитывают в зависимости от содержания простых и комплексных цианидов в пульпе.

Если потребное для окисления простых циан-ионов CN^- количество активного хлора рассчитать по реакции, то для перевода в окисленную форму 1 г простых цианидов теоретически необходимо израсходовать 2,73 г чистого соединения ClO^- , а для окисления 1 г комплексных цианистых ионов меди и цинка необходимо израсходовать 3,18 г активного хлора. Таким образом, теоретический расход активного хлора на окисление простых и комплексных цианидов составит:

$$2,73 + 3,18 = 6,91 \text{ г ионов } \text{ClO}^-.$$

При обезвреживании активным хлором происходит не только окисление и разрушение цианидов, но и взаимодействие его с другими растворенными в жидкой фазе пульпы веществами. В частности, в пульпе после процессов цианирования и сорбции образуются и содержатся в большом количестве роданистые соединения, которые токсичны, но в меньшей мере, чем цианиды. Окисление роданидов хлором происходит по реакции:



Как видно из реакции, роданиды окисляются до цианатов, но при этом расход активного хлора на их окисление в 4 раза больше, чем на окисление простых цианидов. Установлено, что сначала окисляются простые и комплексные цианиды, а затем – роданиды.

При определении общего расхода активного хлора необходимо учитывать *хлороёмкость* пульпы. Расход активного хлора на окисление некоторых составляющих пульпы называется *хлороёмкостью*. Иными словами, активный хлор в процессе обезвреживания расходуется на побочные реакции.

Активный хлор в процессе обезвреживания расходуется на окисление содержащихся в твердой фазе пульпы сульфидных минералов, и чем выше их содержание, тем больше хлороёмкость пульпы.

Время контактирования цианистой пульпы с раствором активного хлора должно быть не менее 15 минут. Необходимое время процесса обезвреживания обеспечивается рабочим объемом аппаратов, в которых осуществляется процесс. При этом большое значение имеет интенсивность перемешивания пульпы в месте подачи в нее раствора активного хлора, так как при неравномерном смешении возможен проскок непрореагировавших цианидов.

Контроль процесса осуществляется по концентрации цианида после проведения процесса. Полнота обезвреживания определяется аналитически по содержанию активного хлора в пульпе после обезвреживания. Опытом и практикой установлено: если в пульпе после обезвреживания содержится не менее 30–40 мг/л ионов активного хлора, то в этом случае обеспечивается отсутствие в пульпе неокислившихся ионов простых и сложных цианидов.

При обезвреживании пульпы активным хлором степень снижения концентрации растворимых цианидов очень высока и составляет от 3 000 до 10 000 раз. Достичь ПДК по цианидам за одну стадию очень трудно, особенно при высоком содержании цианидов в исходной пульпе. Поэтому процесс рекомендуется проводить в несколько стадий с подачей раствора активного хлора в каждую стадию.

Процесс обезвреживания нужно вести так, чтобы на первой ступени большим количеством активного хлора снизить концентрацию цианидов в 25–40 раз, а на второй – третьей стадии довести их содержание до ПДК и иметь в пульпе избыток активного хлора не менее 30–40 мг/л, что гарантирует полноту проведения процесса.

Чтобы эффективно осуществлять двух- трехстадийный процесс обезвреживания пульпы, нужно каждую стадию оснащать системами автоматического контроля концентрации цианида и автоматического регулирования подачи раствора гипохлорита кальция в процесс. В каждой ступени такая система должна состоять из датчиков и приборов измерения концентрации цианида в пульпе, дозаторов и исполнительных механизмов. При нормальной работе автоматических систем контроля и регулирования можно уверенно добиваться обеспечения ПДК по растворимым цианидам перед сбросом пульпы в хвостохранилище.

8.4. Технология обезвреживания оборотной воды хвостохранилища

Обезвреживание цианидов и роданидов непосредственно в пульпе хвостов – весьма дорогостоящий и затратный процесс. Ионы OC_1^- имеют мощное окислительное воздействие не только на цианид – и роданид-ионы, но и на сульфидные и сульфатные составляющие твердой фазы хвостов, в результате чего расход окислителя возрастает в несколько раз и за счет этого затраты на процесс возрастают почти на порядок. В качестве примера приведем данные по обезвреживанию хвостов ЦГМ Холбинского рудника.

Химический состав жидкой фазы хвостов цеха ГМ достаточно сложен, особенно по количеству цианидов, роданидов и содержанию цветных металлов меди и цинка. Состав хвостов цеха ГМ до и после обезвреживания приведен в таблице 8.2.

Таблица 8.2

Состав оборотной воды хвостохранилища ЦГМ

Наименование веществ	Содержание веществ до обезвреживани, мг/л	Содержание веществ после обезвреживания, мг/л
рН	10,5	11,0
Цианиды	1407	0,03
Роданиды	1440	0,05
Сульфаты	1076	1997
Хлориды	355	8523
Железо	3,0	н.о.
Медь	1040	0,06
Цинк	150	н.о.
Мышьяк	0,03	0.03

Примечание: н.о. – не обнаружено.

Данные таблицы 8.2 показывают, что суммарное содержание цианидов и роданидов в исходных хвостах очень высокое и в сумме составляет 2847 мг/л. Если к этому добавить еще количество цианида, заключенного в комплексных ионах меди и цинка, то получится, что в жидкой фазе нужно окислять не менее 5000 мг/л (или 5 кг/м³) цианидов. Для разложения такого количества цианидов необходимо израсходовать чистого активного хлора в виде ионов ClO^- не менее:

$$6,91 \times 5 = 34,55 \text{ кг/м}^3.$$

Если учесть хлороемкость пульпы и необходимый для полноты обезвреживания избыток активного хлора, то расход его составит почти 50 кг/м³. Поскольку в гипохлорите содержится только 50% активного хлора, то становится ясным, что на окисление цианидов нужно израсходовать не менее $50:0,5 = 100$ кг гипохлорита кальция на 1 м³ пульпы. Себестоимость технологии обезвреживания с таким расходом гипохлорита кальция составляет 30–40% от себестоимости переработки концентрата в цехе.

Поэтому в последнее время стараются цианидсодержащие хвосты не обезвреживать, а складировать их непосредственно в хвостохранилище, в котором цианистые соединения частично разлагаются под действием природных факторов солнечной радиации и кислорода. В этом случае обезвреживанию подвергают только осветленную воду хвостохранилища и то, при необходимости, когда хвостохранилище переполняется или нужно частично избавиться от цианидов и роданидов при использовании воды в обороте.

Обезвреживание «лишних» оборотных вод, содержащих цианистые соединения, широко практикуется на зарубежных золотодобывающих предприятиях (Канада, ЮАР, США, Австралия и др). Под «лишними» оборотными водами понимается избыток воды в хвостохранилище, который не может быть использован в цианисто-сорбционном процессе и который нельзя сбрасывать в природные водоёмы. Этот момент наступает, когда баланс воды в хвостохранилище становится положительным, т.е. когда поступление воды в хвостохранилище больше, чем потребление на технологию.

За рубежом многие канадские, американские и австралийские золотодобывающие предприятия, работающие по цианистой технологии, цианидсодержащие хвосты не обезвреживают, а направляют их сразу в хвостохранилище. Как уже отмечалось, в хвостохранилище цианиды разлагаются под действием природных факторов – солнечной радиации, температуры, кислорода воздуха и некоторых других – на 30–70%, в зависимости от климатических условий местности, где расположено предприятие.

При этом за 7 суток концентрация цианида в воде хвостохранилища снижается почти наполовину, а в целом очистка от цианидов достигает 50–70% за счет природных факторов и правильной организации отстоя и хранения хвостовой пульпы. Это обстоятельство и используется на золотодобывающих предприятиях за рубежом. В этом случае достигается большая экономия эксплуатационных затрат за счет исключения применения реагентов на проведение процесса обезвреживания и снижения затрат живого труда.

Подобная схема складирования цианидсодержащих хвостов в хвостохранилище без обезвреживания используется на Холбинском руднике «Бурятзолото» и на Дарасунской ЗИФ. На этих предприятиях хвосты сорбции складировать отдельно от хвостов флотации в специальных шламохранилищах, выполненных в вечной мерзлоте, которая сама по себе является противоточным экраном. Опыт эксплуатации цианистых шламохранилищ показал, что на период заполнения их до критической отметки (которая определяется «Правилами безопасности гидротехнических сооружений накопителей жидких промышленных отходов ПБ-03-438-02») операцию обезвреживания осветленной воды можно не проводить в течение нескольких лет.

Тем не менее, в проектах фабрик с вариантом складирования цианистых хвостов без обезвреживания нужно предусматривать установки для очистки осветленной воды от цианидов и роданидов и сброса их в общие хвостохранилища фабрики или в природные водоемы.

Технология нейтрализации и обезвреживания избыточных вод шламохранилища Дарасунской ЗИФ.

Основными токсичными веществами в сливных растворах шламохранилища являются цианиды, тиоцианиты (роданиды CNS), металлы в виде цианистых комплексов, мышьяк. Станция очистки сливной воды предусмотрена как береговая установка на самом хвостохранилище. Ее технология состоит из очистки от цианидов и тиоцианитов раствором гипохлорита

кальция на первой стадии и на второй стадии очистка от гексацианоферратов – $\text{Fe}_4[(\text{Fe}(\text{CN})_6)_3]$ и мышьяка известково – купоросным раствором. Технологическая схема процесса обезвреживания приведена на **рис. 8.1**.

На первой стадии растворы хлорируют для обезвреживания цианидов и цианатов с использованием окислительного хлорирования. При этом **pH** среды поддерживается на уровне 10,5–11,0, величина окислительно-восстановительного потенциала на уровне +300 – +400 мВ. После первой стадии предусматривается выдержка растворов в контактном чане при механическом перемешивании для завершения протекающих химических реакций. На второй стадии проводят очистку от железацианистых ионов и мышьяка растворами железного купороса и известковым молоком.

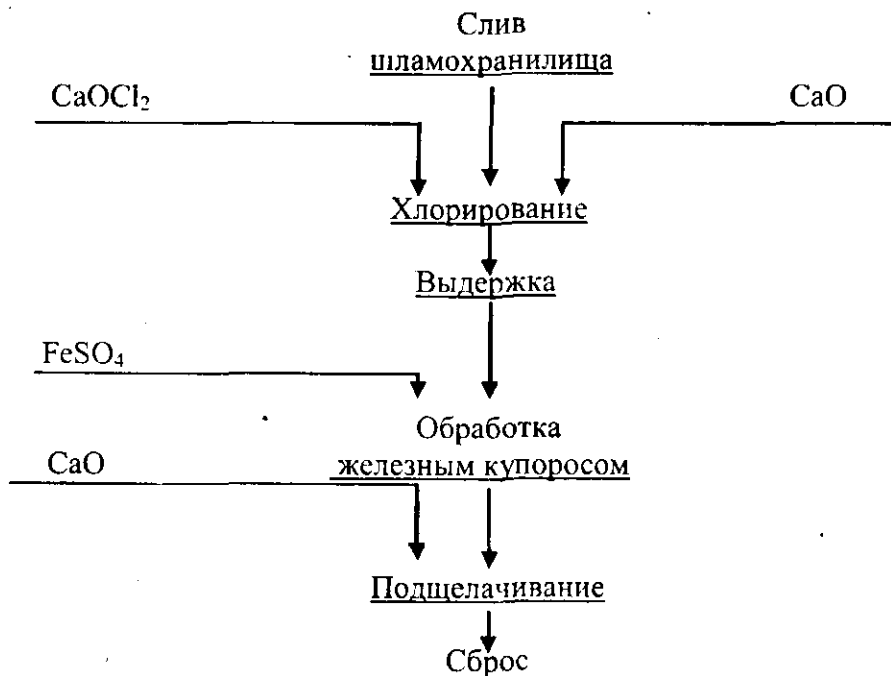


Рис. 8.1. Технологическая схема процесса обезвреживания сливных вод шламохранилища Дарасунской ЗИФ

Обработку железным купоросом ведут до достижения **pH** = 6,8–7,0, затем проводят подщелачивание известковым молоком до **pH** = 9,0. Обезвреженные сливные растворы направляют в хвостохранилище хвостов флотации.

В схему цепи аппаратов береговой установки обезвреживания входят контактные чаны для приготовления растворов гипохлорита кальция, известкового молока и железного купороса, а также контактные чаны больших размеров типа КЧР-25М1 для осуществления процессов смешения воды шламохранилища с растворами реагентов.

8.5. Технология очистки шахтных вод

Большая часть рудных месторождений, где применяется подземный способ добычи руды, характеризуется притоком подземных и поверхностных вод, которые при ведении горных работ являются осложняющим фактором работы.

При этом шахтные воды, как правило, содержат взвешенные твердые частицы, имеют кислый характер (**pH** < 7) и в результате взаимодействия с сульфидными минералами содержат довольно большое количество ионов цветных металлов – меди, цинка, свинца и других, а также растворимые сульфатные, карбонатные и другие ионы.

Для удаления воды из подземных шахт используют целые системы для удаления водоотлива. Удаляемая из шахт вода может использоваться в качестве технической воды на обогатительных и золотоизвлекательных фабриках, в качестве технической воды для других хозяйственных нужд.

Но из-за кислотности и сложного состава такие шахтные воды нельзя применять без предварительной очистки. При сбросе шахтной воды в природные бассейны тем более требуется очистка шахтных вод и доведение воды до природного состояния. Вот почему на большинстве горнорудных предприятий существуют и применяются станции очистки шахтных вод.

Для очистки шахтных вод от взвешенных механических примесей в основном применяют *метод отстаивания* с использованием коагулянтов и флокулянтов, но это только в том случае, если вода нейтральна или имеет щелочную реакцию. В качестве коагулянтов используют, главным образом, известь, реже – соли железа и алюминия.

Применение извести приводит одновременно к нейтрализации кислых шахтных вод. При подщелачивании известковым молоком и последующем отстаивании вода очищается не только от взвешенных веществ, но и от ионов металлов и нефтепродуктов. Ионы металлов при этом переходят в осадок в виде гидроксидов, карбонатов и основных углекислых солей. Полнота очистки воды зависит от концентрации металлов, степени подщелачивания и других факторов.

Часто подщелачивание известковым молоком обеспечивает снижение концентрации тяжелых цветных металлов в очищенной воде до значений, сопоставимых с предельно-допустимыми концентрациями (ПДК) для водоемов санитарно-бытового водопользования.

Если в кислых водах содержатся ионы двухвалентного железа, то при отсутствии извести, рекомендуется предварительно окислять его до трехвалентного, а затем уж подщелачивать воду известняком. Для окисления двухвалентного железа можно использовать хлор, гипохлориты, пероксид водорода (перекись H_2O_2), железобактерии, кислород воздуха и т.д.

Существует множество других способов очистки шахтных вод другими химикатами, но во всех случаях для целей очистки шахтной воды стараются подобрать наиболее дешевые и эффективные реагенты.

Во многих случаях, особенно при использовании шахтных вод для водоснабжения различных объектов, после осветления или фильтрации предусматривают обеззараживание воды. Для этого используется гипохлорит кальция, хлорная известь или жидкий хлор. Расход активного хлора при обеззараживании воды достигает 5 г на 1 м³ воды, отфильтрованной – до 3 г/м³.

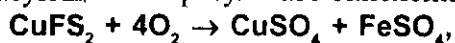
Большое значение при очистке шахтных вод имеют обезвоживание и складирование осадков. В некоторых случаях осадки с очистных сооружений перекачивают в фабричное хвостохранилище вместе с хвостами. Иногда для складирования осадков используют отработанные карьеры. Если таких возможностей нет, предусматривают устройство специальных шламонакопителей, рассчитанных на многолетнее хранение осадка.

На примере Дарасунского рудника опишем наиболее широко распространенную технологию очистки шахтных вод.

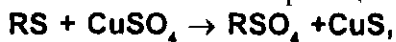
Состав шахтных вод Дарасунского рудника и их дебит.

Руда Дарасунского месторождения кроме золота и серебра содержит медь, мышьяк, свинец, цинк и другие. Руды в месторождении процессом окисления затронуты незначительно. Однако, и в той степени окисления, которая характерна для рудных минералов, состав шахтной воды существенно отличается от воды поверхностных водных объектов.

Все сульфидные минералы при окислении образуют серную кислоту и сульфаты металлов. Особенно выражено обогащение шахтных вод продуктами окисления сульфидных минералов в присутствии пирита, который интенсифицирует окисление халькопирита, галенита и арсенопирита. Медный купорос, образующийся в результате окисления халькопирита по реакции:



далее реагирует с сульфидами в зоне окисления по реакции:



где **R** – металл в сульфидах.

С медным купоросом активно взаимодействуют галенит, сфалерит и другие сульфиды. Сам пирит при окислении образует серную кислоту, которая интенсивно разлагает почти все сульфидные минералы. Другой продукт окисления пирита – сульфат трехвалентного железа в присутствии кислорода воздуха действует на сульфидные минералы с образованием серной кислоты, а сам восстанавливается до сульфата оксида железа.

Таким образом, в результате непрерывно протекающих процессов окисления сульфидных минералов шахтные воды насыщаются сульфат-ионами, соединениями мышьяка, катионами меди, железа, цинка. Шахтные воды, как правило, обескислорожены, содержат в повышенных концентрациях катионы щелочных и щелочноземельных металлов.

Состав шахтных вод Дарасунского рудника приведен в таблице 8.3 по данным нескольких лет работы.

Состав шахтных вод Дарасунского рудника

Показатели	Значения по годам					
	1988	1989	1990	1991	1996	2002
рН	2,8	3,1	3,7	3,4	3,8	3,4
Концентрация, мг/л						
Взвешенные вещества	240	118	123	148	45,1	134,8
кальций	320	290	266	284	287	289
магний	18	85,1	72,9	35,8	36,2	49,6
железо (общее)	142,5	1,1	0,9	1,7	0,4	29,3
медь	23	5,2	5,6	5,8	1,9	6,3
цинк	8	2,2	2,7	2,2	0,8	3,2
сульфаты	2030	1025,8	917	1220	1027,4	1244
хлориды	7,2	29	28,4	15,1	23,9	20,7
мышьяк	1,5	0,4	0,4	0,3	0,1	0,5
нефтепродукты	Сл.	0,3	0,2	0,2	0,1	0,1

Приведенные данные показывают, что шахтные воды в значительных количествах загрязнены взвешенными веществами, сульфат-ионами, катионами железа и в меньшей степени, но значительно превышающие ПДК, ионами меди, цинка, железа.

Формируются шахтные воды за счет грунтовых и подземных вод, а также дренирующих вод с поверхности, фильтрации атмосферных осадков. В таблице 8.4 показан фактический водоприток за 1988 и 1989 годы.

Таблица 8.4

Фактический прогнозный водоприток шахтных вод Дарасунского рудника

Месяцы года	Водоприток в 1988 г., м ³ /сутки	Водоприток в 1989 г., м ³ /сутки	Прогноз водопритока, м ³ /час.		
			макс.	мин.	средний
Январь	6 520	10 670			
Февраль	5 990	7 530			
Март	5 500	6 370			
Апрель	5 640	7 620			
Май	5 570	6 930			
Июнь	6 030	6 440			
Июль	6 700	7 080			
Август	11 510	8 640			
Сентябрь	15 320	8 520			
Октябрь	16 160	11 940			
Ноябрь	11 440	11 090			
Декабрь	10 670	9 190			
			856,0	244,0	416,0

В результате многолетних наблюдений водоприток в горные выработки месторождения заметно меняется в зависимости от времени года, достигая в осенний период (сентябрь–ноябрь) максимума в 16,0 тыс. м³/сутки. В весенне–летний период (март–июль) водоприток меньше и составляет 5,5–7,0 тыс. м³/сутки. Изменение объема шахтных вод обуславливает колебания содержания в них основных компонентов.

Технология очистки шахтных вод Дарасунского рудника.

Шахтные воды из всех шахт рудника водоотливными насосными станциями откачиваются в три резервуара общим объемом 1500 м³, расположенные чуть выше бункерного отделения фабрики. Поскольку шахтная вода используется для измельчения и гравитации на фабрике, станция очистки шахтных вод расположена на фабрике.

Из этих резервуаров вода поступает самотеком в емкость технической воды на верхней отметке бункеров дробленой руды и на станцию очистки шахтных вод, находящуюся в корпусе флотации

и гидрометаллургии. Под емкость технической воды приспособлены два бункера общим объемом 125 м³. Шахтная вода в емкости бункерного отделения нейтрализуется до $pH=7$ известковым молоком. Избыток шахтной воды поступает самотеком по крытой эстакаде в корпус ФГМ на станцию очистки. Станция очистки шахтных вод состоит из трех контактных чанов КЧР-25М1 общим объемом 75 м³.

Очистка производится известковым молоком до $pH=7-8$. Известь дозируется в процесс в виде известкового молока. Расход извести на нейтрализацию шахтной воды составляет 40 г/м³. Продолжительность нейтрализации воды – всего 5 минут. При нейтрализации образуется осадок в количестве 0,9–1,1 кг на 1 м³ воды.

Из последнего чана нейтрализованная вода направляется самотеком в пруд-отстойник, где осветляется от взвешенных примесей и гидроксидов железа, меди и др. металлов. Осветленная вода из пруда-отстойника сливается в ручей Узур – Малахай. Показатели очищенной воды приведены в таблице 8.5

Таблица 8.5

Показатели очистки шахтной воды Дарасунского рудника

Показатели	Состав воды, мг/л		
	до очистки	после нейтрализации	слив из пруда отстойника
pH	3,4	8,4	7,3
Взвешенные вещества	134,8	8,0	8,0
Кальций	289	295	90
Магний	49,6	38,0	18,0
Железо	29,3	0,01	0,01
Медь	6,3	0,001	0,001
Цинк	3,2	0,01	0,01
Сульфаты	1244	990	95
Хлориды	20,7	21,0	21,0
Мышьяк	0,5	0,01	0,01
Нефтепродукты	0,1	сл	сл

Как видно из таблицы, состав очищенной воды удовлетворяет требованиям сброса в природные водоемы.

На Дарасунской фабрике предусмотрено фактически две станции очистки шахтных вод – в здании бункерного отделения в емкостях технической воды и в корпусе флотации и гидрометаллургии. В первой станции шахтная вода нейтрализуется до $pH=7$ для последующего использования в технологии переработки руды, во втором – до $pH=7,5-8,0$ очищается окончательно перед сбросом в пруд-отстойник. На обеих станциях предусмотрено автоматическое регулирование pH воды путем дозирования известкового молока автоматическим регулирующим клапаном на трубопроводе известкового молока. Автоматизация процесса очистки шахтных вод в большой степени облегчает обслуживание и обеспечивает высокое качество очистки.

8.6. Опыт обезвреживания цианидсодержащих хвостов

Многовершинной ЗИФ

В 1991 году в Хабаровском крае была введена в эксплуатацию Многовершинная золотоизвлекательная фабрика, работающая по гравитационно-цианисто-сорбционной технологии с применением анионита АМ-2Б.

Перед пуском фабрики общественность, краевой и районный Комитеты по экологии остро поставили вопрос об охране окружающей среды и потребовали от эксплуатационников гарантию обезвреживания цианистых хвостов до ПДК по цианидам и роданидам перед сбросом в хвостохранилище.

Как известно, процессы обезвреживания активным хлором на действующих фабриках осуществляются в непрерывном режиме. Анализ их работы показал, что ни на одной золотоизвлекательной фабрике с цианистым процессом не удалось устойчиво добиться остаточного содержания цианидов в хвостовой пульпе перед сбросом в хвостохранилище на уровне ПДК. В ре-

зультате этого в воде хвостохранилищ большинства фабрик среднее содержание цианида колеблется в пределах от 1,5 до 7,5 мг/л, что в 15–75 раз превышает ПДК.

Среди основных причин, вызывающих повышение содержания цианидов и роданидов в хвостохранилище, следует назвать следующие: ненадежность средств автоматического контроля и регулирования процесса; отсутствие устройств, предотвращающих проскок цианида в хвостохранилище при нарушениях технологии; влияние тиомочевины на процесс окисления цианидов; несовершенство методик анализа цианида в стоках в присутствии тиомочевины.

Таким образом, чтобы выполнить требование – обезвреживать пульпу от цианидов до санитарных норм, необходимо было отказаться от принципа непрерывности технологического процесса обезвреживания хвостов. В результате было принято решение спроектировать и выполнить монтаж нового узла обезвреживания, который бы работал в периодическом режиме под жестким контролем ОТК предприятия.

Реализуя это решение, в короткий срок была смонтирована новая схема цепи аппаратов узла обезвреживания для работы в циклическом режиме. Поскольку проектный узел очистки по техническим характеристикам не удовлетворял новым требованиям, под основные аппараты обезвреживания были задействованы из основной технологической цепочки два пачука цианирования с полезным объёмом каждого 210 м³. Применение циркуляционных песковых насосов поз.3 обуславливалось тем, что механическое перемешивание пульпы в пачуках осуществить было невозможно, а применение сжатого воздуха для этих целей небезопасно из-за возможного выделения газа хлор-циана.

В соответствии с предложенной технологией, циансодержащие хвосты сорбции [9] из последнего сорбционного аппарата поступают в пульподелитель 1, откуда самотеком направляются в один из аппаратов обезвреживания 2 совместно с раствором гипохлорита кальция, который дозируется из расходной емкости 5 с механической мешалкой. Это позволило вести процесс окисления цианидов одновременно с заполнением аппарата.

С началом заполнения пульпой аппарата обезвреживания включается в работу циркуляционный насос 3, и пульпа циркулирует между насосом и аппаратом, обеспечивая ее смешение с активным хлором и поддерживая твердую фазу пульпы во взвешенном состоянии. После наполнения первого аппарата поток пульпы переключается на заполнение второго. В первом аппарате продолжается дозирование гипохлоритного раствора до полного окончания процесса. Конец процесса окисления цианидов фиксируется контрольно-измерительным прибором, который измеряет концентрацию в пульпе активного хлора.

Окончательное решение на сброс пульпы из этого аппарата в хвостохранилище принимается только после того, как ОТК отберет пробу пульпы на анализ остаточного содержания цианида и роданида. По результатам анализа при подтверждении ПДК по цианиду контролер ОТК выдает письменное разрешение на сброс обезвреженной пульпы.

К моменту наполнения второго аппарата освобождается от обезвреженной пульпы первый аппарат, который должен быть готов к приему новой порции пульпы. Далее цикл повторяется. Таким образом, весь цикл обезвреживания пульпы в одном аппарате состоит из следующих операций по времени:

– заполнение аппарата пульпой с одновременным хлорированием	– 90 мин.
– дохлорирование пульпы	– 20 мин.
– отбор и анализ пробы	– 30 мин.
– опорожнение, сброс в хвостовой зумпф	– 60 миц.
ИТОГО	– 200 мин.

Если анализ пробы показывает содержание цианида выше ПДК, то цикл удлиняется на время, необходимое для повторного обезвреживания, отбора и анализа пробы. При этом во втором аппарате цикл обезвреживания продолжается, сброс пульпы в хвостовой зумпф отсутствует, и приходится останавливать технологический процесс и в целом всю фабрику до окончания цикла обезвреживания в первом аппарате.

Серьезным и существенным недостатком циклической технологии является именно ее периодичность, которая требует от технологического персонала высокого уровня организации труда, высокой квалификации, четкой и надежной работы контрольно-измерительной аппаратуры, оперативности отбора и анализа проб пульпы после обезвреживания очередной порции пуль-

пы, соблюдения заданных параметров процесса как на узле обезвреживания, так и на основных операциях переработки руды в сорбционном отделении.

Было подсчитано, цикличность процесса обезвреживания за счет времени вспомогательных операций на 40–45% снижает производительность всей технологической схемы переработки руды.

Цикличная технология имеет только одно основное преимущество перед непрерывным ведением процесса только в том, что при ее осуществлении полностью исключается проскок цианида в хвостохранилище. За три года работы Многовершинной ЗИФ по цикличной технологии не было ни одного случая сброса необезвреженной пульпы в хвостохранилище, содержание суммы цианидов и роданидов в нем до сих пор не превышает установленной ПДК.

Работа фабрики по вышеприведенной схеме в первый год эксплуатации обеспечила только 20% проектной производительности фабрики. Недостатки этой схемы были очевидны: большая продолжительность вспомогательных операций, неудовлетворительное перемешивание пульпы, частый выход из строя и ремонт циркуляционных насосов обусловили продолжительные простои фабрики.

В целях увеличения производительности фабрики, устранения указанных недостатков на фабрике выполнили ряд мероприятий по сокращению времени вспомогательных операций и приближению цикличного процесса к непрерывному, что позволило усовершенствовать аппаратную схему процесса обезвреживания. Так, в схему цепи аппаратов была введена операция предварительного обезвреживания, состоящая из двух последовательно работающих аппаратов. Под аппараты предварительного обезвреживания были задействованы два пачука сорбции с полезным объемом по 100 м³ каждый.

Обе ступени обезвреживания были полностью автоматизированы и работали в непрерывном режиме. Автоматизация этих пачуков включала автоматический контроль основных параметров процесса – концентрацию цианида и **pH** пульпы – и автоматическую дозировку раствора гипохлорита и извести в процесс. В цикличные пачуки поз.2 поступала пульпа с минимальным содержанием цианида (примерно 0,5–1,0 мг/л), и процесс доведения его концентрации до ПДК в этих аппаратах уже не представлял трудностей. По сути дела, последние пачуки выполняли контрольные функции перед сбросом пульпы в хвостохранилище.

Кроме того, практика работы показала, что можно обходиться без циркуляционных насосов и полностью перейти на перемешивание пульпы сжатым воздухом, что сразу же значительно упростило аппаратную схему и позволило резко снизить простои оборудования.

Совершенствование цикличной технологии обезвреживания, приближение её к непрерывной позволило на 25–30% поднять производительность фабрики по переработке руды. Однако и в этом случае контроль за содержанием цианидов в пульпе перед сбросом в хвостохранилище остался за ОТК.

Опыт Многовершинной ЗИФ по осуществлению цикличной технологии обезвреживания цианидсодержащих хвостов имеет большое значение и может быть использован на других предприятиях при очистке и окислении цианидов в хвостовой пульпе.

ГЛАВА 9. ПРИГОТОВЛЕНИЕ РАСТВОРОВ РЕАГЕНТОВ

Соблюдение заданных параметров технологического процесса переработки руды и концентрата во многом зависит от чистоты и стабильности концентраций рабочих растворов реагентов, точности их дозирования в точки процесса, определенные режимной картой.

Знание физико-химических и токсикологических свойств применяемых реагентов помогает обслуживающему персоналу обращаться с реагентами в строгом соответствии с правилами техники безопасности и производственной санитарии.

9.1. Приготовление растворов заданной концентрации

Расход реагентов, дозируемых в технологический процесс, зависит от производственной мощности фабрики, растворимости реагента в воде, концентрации растворов [22]. Концентрация веществ в растворе является важнейшей характеристикой применяемых в технологии рабочих растворов реагентов.

Концентрацию реагентов в растворе обычно выражают в процентах по массе или количеством граммов растворенного вещества в 1 л раствора.

При приготовлении растворов для расчета массовых соотношений растворяемого реагента и воды используют формулы:

$$X = B \cdot a / 100, B = a - X,$$

где X – масса растворяемого реагента, необходимая для приготовления раствора заданной концентрации, кг

B – заданная концентрация раствора, %

a – требуемый объём приготовления раствора, кг

B – масса или объём воды, необходимый для приготовления раствора, кг или л.

Пример: необходимо приготовить 6000 л 18-процентного раствора цианистого натрия. Здесь $a = 6000$ л, $B = 18\%$, необходимую массу цианида находим по формуле:

$$X = (18 \cdot 6000) : 100 = 1080 \text{ кг.}$$

С учетом активности товарного цианида 92% необходимая масса загрузки составит:

$$X = 1080 : 0,92 = 1173,9 \text{ кг (1200)}$$

Требуемая масса воды найдется по разности:

$$B = a - X = 6000 - 1200 = 4800 \text{ кг}$$

В каждом случае, когда нужно приготовить раствор заданной концентрации, необходимо производить расчет загрузки сухого реагента.

При растворении кристаллических веществ, содержащих в своем составе воду, для расчета загрузки реагента используют формулу:

$$B = (A \cdot Z) / 1 - A (Z - 1) / 100; Z = M_1 / M,$$

Где B – масса кристаллогидрата, которую следует растворить в 100 г воды для приготовления раствора концентрацией A ;

A – требуемая концентрация безводного вещества в растворе в граммах на 100 г воды;

Z – отношение молекулярных масс кристаллогидрата и безводного вещества;

M_1 – молекулярная масса кристаллогидрата;

M – молекулярная масса безводного вещества.

Пример: определить массу железного купороса $Fe SO_4 \cdot 7 H_2O$, которую необходимо растворить для приготовления 2,5 м³ 10-процентного раствора.

По таблице находим необходимую массу $Fe SO_4$. Она равна 11,11 кг. Определяем M_1 кристаллогидрата $Fe SO_4 \cdot 7 H_2O$, которая равна:

$$(56 + 32 + 4 \cdot 16) + (7 \cdot 18) = 278$$

$$M = 56 + 32 + 4 \cdot 16 = 152, \text{ отношение } Z \text{ равно}$$

$$Z = 278 / 152 = 1,83$$

Подставляя найденные значения в формулу, получаем

$$B = (A \cdot Z) / 1 - A (Z - 1) / 100 = (11,11 \cdot 1,83) / 1 - 11,11 (1,83 - 1) / 100 = 19,42 \text{ кг.}$$

Для приготовления 2,5 м³ 10-процентного раствора нужно загрузить

$$(2500 : 100) \cdot 19,42 = 485,6 \text{ кг товарного железного купороса на}$$

$$2500 - 485 = 2015 \text{ кг воды.}$$

9.2. Определение концентрации растворов

После приготовления рабочих растворов перед подачей их в технологический процесс необходимо определить концентрацию реагентов. Для этой цели в реагентном отделении должны быть химические реактивы и простейшие лабораторные приспособления.

В большинстве случаев концентрацию реагентов определяют широко распространенными методами титрования. Для титрования необходимо иметь набор химической посуды, титровальную установку, состоящую из штатива со стеклянной бюреткой, запас дистиллированной воды и необходимые растворы химических реактивов с известной концентрацией.

Перед определением концентрации титрованием химическую посуду тщательно промывают вначале водопроводной водой, потом – дистиллированной. Если посуда очень загрязнена, к воде добавляют немного соляной кислоты. Вымытую посуду просушивают в естественных условиях на сушильной доске или в сушильном шкафу.

Затем в бюретку наливают раствор с известным титром (концентрацией) так, чтобы он заполнял носик, что достигается попеременным открыванием-закрыванием краника бюретки.

Пробу анализируемого раствора в определенном количестве заливают в сухой химический стакан, который подводят под носик бюретки. Затем краник бюретки открывают таким образом, чтобы титруемый раствор поступал в стакан каплями. Титрование осуществляют до тех пор, пока проба анализируемого раствора не изменит свою окраску. Для равномерного контактирования титруемого раствора с пробой стакан во время титрования перемешивают круговыми движениями стакана.

Для улучшения качества контроля за изменением цвета титруемого раствора под стакан обычно подкладывают лист белой бумаги. Место титрования должно быть хорошо освещено.

Определение концентрации растворов методом титрования для каждого реагента производится по утвержденной методике.

В гидрометаллургическом производстве титрованием обычно определяют концентрацию цианистого натрия в приготовленном рабочем растворе и в технологических растворах пульпы, концентрацию защитной щелочи – оксида кальция CaO или гидроксида натрия NaOH . Научно обоснованные методики определения в растворах свободного и связанного цианида натрия в зависимости от состава растворов разработали в 30-х годах 20 века И.Н. Плаксин и Н.Ф. Антонова [43,50].

Методика определения концентрации цианистого натрия в растворах

Согласно методике [50], определение концентрации NaCN выполняется следующим образом: от пробы испытуемого раствора пипеткой отбирают точно 10 мл и вливают его в мерную колбу емкостью 50–100 мл, затем добавляют несколько капель 5-процентного раствора йодистого калия KJ . После этого в колбу медленно приливают из мерной бюретки раствор азотнокислого серебра AgNO_3 , встряхивая колбу время от времени, пока не появится отчетливо желтая опалесценция. По бюретке отсчитывается число $\text{см}^3 \text{AgNO}_3$, пошедших на титрование, и умножается на 0,1. В результате получается содержание свободного цианида в растворе в процентах.

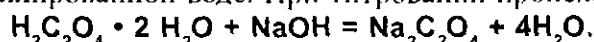
Раствор азотнокислого серебра для титрования приготавливают растворением 17,33 г химически чистого вещества AgNO_3 в 1 л дистиллированной воды. Каждый кубический см такого раствора, пошедшего на титрование, соответствует 0,1% NaCN или 1 г/л.

Чтобы не расходовать большое количество азотнокислого серебра, пробу крепкого цианистого раствора обычно разбавляют дистиллированной водой в 10–50 раз, после чего ведут определение цианида по вышеописанной методике, но результат умножают на величину разбавления.

Методика определения щелочности раствора.

Свободную щелочь определяют титрованием раствором щавелевой кислоты до нейтрализации раствора, но без разложения находящегося в нем цианида. Определение производится следующим образом: 10 см^3 раствора титруют обычным методом AgNO_3 в присутствии KJ и определяют содержание свободного цианида. Затем к пробе прибавляют избыток AgNO_3 . Если в растворе имеется свободная щелочь, то он окрашивается в красный цвет. Если раствор остается бесцветным или в нем появляется белая муть, то раствор является нейтральным или слабощелочным и дальше не имеет смысла титровать. Свободную щелочь титруют децинормальным раствором щавелевой кислоты до исчезновения окраски.

Раствор для титрования щелочи приготавливается растворением 6,3 г кристаллической щавелевой кислоты в дистиллированной воде. При титровании происходит реакция:



Каждый см³ кислоты, пошедшей на нейтрализацию 10 см³ испытуемого раствора, отвечает 0,0028 г **CaO** и 0,004 г **NaOH** или 0,028 % свободной **CaO** или 0,04% свободной **NaOH**.

Методика определения концентрации известкового молока.

Пипеткой отбирают 10 мл исследуемого раствора извести, выливают его в мерную колбу вместимостью 100 мл, разбавляют до метки дистиллированной водой и тщательно перемешивают. Пипеткой отбирают 10 мл полученного после разбавления раствора, добавляют 30 мл дистиллированной воды, 2–3 капли фенолфталеина и титруют 0,1 нормальным раствором серной кислоты до исчезновения окраски.

Концентрацию **CaO** рассчитывают по формулам:

$$\text{CaO} = V \cdot 0,0028 \cdot 100 \text{ kN} / a \%$$

$$\text{или } \text{CaO} = V \cdot 0,0028 \text{ kN г/л,}$$

где **V** – объём серной кислоты, пошедшей на титрование, мл

0,0028 – грамм-эквивалент оксида кальция,

kN – коэффициент нормальности 0,1 н. раствора кислоты,

a – объём титруемого раствора в мл.

Иногда в реagentных отделениях для определения концентрации растворов применяют *ареометрический способ*. Ареометр – простой прибор, состоящий из стеклянной трубки с грузом в утолщенном конце и градуировкой на тонкой шейке. Обычно ареометром пользуются для определения концентрации в крепких (сильноконцентрированных) растворах минеральных кислот, щелочей и других реагентов.

Для определения концентрации по плотности ареометром отбирают из растворного чана 500 мл пробы и помещают её в мерный цилиндр. В цилиндр с раствором опускают ареометр и по делениям на шкале определяют глубину погружения его в раствор. В соответствии с показаниями ареометра по специальным таблицам находят концентрацию данного раствора.

Все растворы, применяемые для титрования, и индикаторы: растворы азотнокислого серебра, серной и щавелевой кислоты, гидросульфита натрия, йодистого калия, фенолфталеина – должны готовиться в химической лаборатории и поступать на фабрику для производства экспресс-анализа в готовом виде, в закупоренной соответствующей таре и снабжаться четкими этикетками.

9.3. Характеристика и свойства цианида натрия

У большинства людей слово «цианид» вызывает незамедлительную отрицательную реакцию. Хотя невозможно отрицать тот факт, что цианиды являются высокотоксичными и потенциально опасными для жизни веществами, но у них есть и другие, более положительные свойства. Выпускаемый промышленностью цианистый натрий представляет собой сухое, твердое, нелетучее вещество, не представляющее опасности с химической точки зрения, легко поддающееся транспортировке и и безопасное в использовании.

Цианид натрия более 100 лет применяется в горнорудной промышленности. Начиная с 1887 года, цианид натрия играет ключевую роль в извлечении золота, серебра, меди, цинка и других металлов из рудного сырья.

В настоящее время цианистый натрий – один из наиболее распространенных реагентов, применяемых в технологии извлечения золота из руд и концентратов в качестве растворителя драгоценных металлов.

Различают цианид двух видов:

- природный цианид, встречающийся в природе;
- искусственный цианид, получаемый в результате химических процессов.

Природные цианиды. Естественные цианиды в низких концентрациях встречаются во многих растениях, включая среди прочего такие, как белокочанная капуста, кормовая капуста, брюссельская капуста, турнепс, миндаль, косточки вишни и персика и др.

Искусственный цианид натрия получают с помощью реакции синильной кислоты и едкого натра. Синильную кислоту в виде побочного продукта получают при изготовлении акриловых волокон и пластиков, либо путем реакции аммония и природного газа метана. Вода, являю-

щаяся дополнительным продуктом реакции при образовании цианистого натрия, удаляется путем фильтрации и сушки. В конце производственного цикла цианистый натрий формируется в виде мелкокристаллического порошка, гранул или брикетов.

Физические характеристики цианида натрия.

Натрий цианистый технический **NaCN** выпускается по ГОСТ 8464-79 и представляет собой монокристаллический порошок белого или слегка желтоватого цвета. Ниже приведены физические параметры товарного цианида.

· Молекулярный вес	– 49
· Насыпная масса, г/см ³	– 0,95
· Точка плавления	– 564°С
· Точка кипения	– 1496°С
· Растворимость в воде, граммов NaCN в 100 г воды	
при температуре –20°С	– 35,4
при температуре +20°С	– 58,3

Товарный цианид поставляется в двойной таре – металлическом барабане объемом 100 л, который помещается в фанерный барабан. Хранить цианид необходимо в заводской упаковке в изолированных сухих проветриваемых помещениях. Большие количества цианида натрия (более 10 т) хранят обычно в специально спроектированных и построенных складах сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ).

Цианистый натрий пожаробезопасен, но газообразные пары синильной кислоты при содержании в воздухе от 5,6 до 40% по объёму образуют взрывоопасную смесь.

Химические свойства цианида натрия.

В России товарный цианид натрия в настоящее время производится на одном заводе в г. Дзержинске Нижегородской области. В отечественном товарном цианиде содержатся следующие вещества, в %:

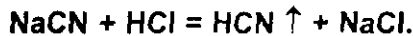
NaCN	– 89–92,0
Едкий натр NaOH	– 2,0
Сода Na₂CO₃	– 1,4–3,0
Хлорид натрия NaCl	– до 3,0
Влага	– 3–5
Нерастворимые вещества	– 0,2

Присутствие в товарном цианиде натрия 3–5% влаги приводит при транспортировке и хранении к спрессовыванию порошка и затруднениям при его растаривании и растворении.

Товарный цианистый натрий, производимый за рубежом, в частности, фирмой «Дюпон», более качественный продукт и содержит чистый цианид натрия не менее 96–98%. Кроме того, импортный цианистый натрий производится в виде гранул или таблеток, что гораздо технологичнее, поскольку в таком виде реагент не пылит, не прессуется и легко растаривается при приготовлении рабочего раствора.

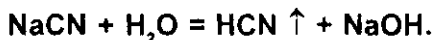
Наиболее опасной реакцией цианида натрия является реакция с кислотой, в результате которой образуется летучий газ **HCN** – цианистый водород (синильная кислота). Этот газ невидим и имеет очень слабый запах.

Цианид натрия при взаимодействии с кислотами бурно разлагается с выделением летучего цианистого водорода, например:



Вот почему при использовании цианистого натрия необходимо соблюдать пп. 216–217 «ЕПБ 03-517-03» о недопущении совмещать в одном помещении процесс цианирования руды или концентрата с процессами, протекающими в кислой среде.

Цианид натрия хорошо растворяется в воде, но при этом также образуется летучая синильная кислота по реакции:



Количество выделяющейся синильной кислоты зависит от **pH** раствора, концентрации цианида и температуры. При **pH** меньше 7 (кислая среда) почти весь цианид превращается в **HCN**. Для предотвращения образования летучего цианистого водорода в рабочих растворах цианида необходимо поддерживать минимальное **pH** не менее 11.

В рабочих емкостях концентрация паров HCN над 24-процентным раствором цианида натрия при комнатной температуре составляет 250 мг/м^3 . При повышении pH до 12–12,5 уровень HCN упадет до 125 мг/м^3 и до 50 мг/м^3 при $\text{pH}=13$.

При приготовлении раствора цианида 20–22-процентной концентрации перед загрузкой цианида в воду добавляют 0,5% гидроксида натрия (едкого натра NaOH) или около 20 кг на $3,5 \text{ м}^3$ приготавливаемого раствора. В этом случае pH раствора поднимается до 12–12,5 и прекращается гидролиз цианида с образованием HCN .

В крепких растворах цианида натрия с концентрацией 20–30% без добавления щелочи часто наблюдаются явления полимеризации HCN , особенно, при повышенной температуре. Полимер HCN выпадает в осадок желеобразного вида и имеет цвет от бледно-желтого до темнокоричневого. Образование полимера HCN нежелательно, так как при его накоплении в рабочих емкостях им начинают забиваться насосы-дозаторы, трубопроводы и т.д. Чтобы не допускать полимеризации, нужно приготавливать рабочие растворы с концентрацией не более 18–20% по NaCN и поддерживать в растворе pH не менее 11.

Кроме этого, установлено, что цианид натрия при взаимодействии с водой образует также ионы аммония и соли муравьиной кислоты. В щелочных растворах цианида образуются формиат и газообразный аммоний (NH_3). Один литр 30-процентного раствора цианида натрия может произвести 175 л газа аммония NH_3 . Вот почему при растворении цианида и использовании цианисто-щелочного элюента в отделении десорбции необходимо обеспечивать хорошую вытяжную вентиляцию.

Сухой цианид натрия взаимодействует с влагой воздуха. При этом образуются кристаллогидраты $\text{NaCN} \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

Водные растворы цианида натрия в присутствии кислорода растворяют почти все металлы, за исключением свинца и платины. Однако разбавленные щелочные растворы цианида, которые применяются при выщелачивании золотосодержащих руд и материалов, очень слабо взаимодействуют с железом аппаратов, в которых производится процесс цианирования. Поэтому вся аппаратура для цианистого процесса на золотоизвлекательных фабриках выполнена из обычных сталей.

Сильно концентрированные растворы цианида натрия слабо, но взаимодействуют с железом, поэтому в растворных отделениях желателно применять аппаратуру, выполненную из нержавеющей сталей.

Цианид натрия хорошо взаимодействует с веществами-окислителями, что имеет большое значение при обезвреживании цианистых соединений.

Окислители, такие как щелочной раствор гипохлорита кальция Ca(OCl)_2 , раствор пероксида водорода H_2O_2 , окисляют цианид до цианата натрия NaCNO – нестойкие соединения, которые быстро разлагаются на простые окислы азота и углерода.

Именно гипохлорит кальция применяется для обеззараживания промышленных цианистых соединений в хвостовых пульпах, в сбросных растворах гальванического производства и в других отраслях народного хозяйства.

9.4. Характеристика и свойства других реагентов

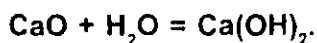
Кроме цианистого натрия, в технологии переработки концентратов применяются другие реагенты: негашеная известь и полиакриламид, при плавке – сода кальцинированная и бура техническая, при обезвреживании – гипохлорит кальция или железный купорос. На фабрике в процессе флотационного обогащения используют два основных реагента – ксантогенат калия бутиловый и сосновое масло. Ниже описаны физико-химические и токсикологические свойства каждого из названных реагентов.

Известь негашеная.

Негашеная известь используется для создания определенной щелочной среды во многих технологических процессах, а при цианировании – в качестве защитной щелочи от гидролиза цианида и выделения летучего цианистого водорода. Кроме этого, известь может использоваться как коагулянт для интенсификации процесса сгущения.

Обычно негашеная известь получается путем обжига известняка, она представляет собой кусковый материал размером до 150–200 мм. В зависимости от сорта негашеная известь содержит активное вещество CaO от 50 до 67%.

Приготавливают известь путем дробления и измельчения с одновременным гашением водой по реакции:



При гашении извести выделяется большое количество тепла.

Гидроксид кальция **CaO** довольно плохо растворим в воде, поэтому в известковом молоке всегда имеется значительная доля извести в нерастворимом состоянии.

Осадки карбоната кальция **CaCO₃** отлагаются в трубопроводах, питателях и растворных чанах, что затрудняет их работу. При хранении растворов извести в открытых емкостях снижается **pH** вследствие поглощения углекислого газа из воздуха.

Токсикология. Известь в виде пыли и капель раздражает и обжигает слизистые оболочки организма. Особенно опасна негашеная известь, действие которой проявляется в омылении жиров, поглощении из кожи влаги, растворении белков, раздражении и прижигании ткани. В результате ее длительного воздействия происходит поражение слизистой оболочки носа и дыхательных путей. При попадании извести в глаза возможна слепота. На влажной коже негашеная известь вызывает резкое раздражение, тяжелые ожоги, дерматиты и язвы. Если кожа покрыта известковой пылью, то дерматиты могут возникнуть после умывания.

Средства защиты. При работе с известью рабочие должны использовать плотно прилегающую специальную одежду, рукавицы, противопылевой респиратор и герметические защитные очки. Перед началом работы необходимо смазать открытые части тела вазелином, ланолином или другими жидкими мазями. После работы необходимо принять теплый душ и сменить нательное белье.

Первая помощь. При вдыхании пыли извести пострадавшему необходима ингаляция водяными парами (предварительно добавить к воде несколько кристалликов лимонной кислоты), кодеин или дионин, горчичники на область грудной клетки, по показаниям – сердечные средства.

Если известь попала в глаза, необходимо срочно промыть широко раскрытый глаз струей воды в течение 20–30 минут, затем – промыть 5-процентным раствором хлористого аммония. Далее в уголок глаза закапать 0,5-процентный раствор дикаина. Оставшиеся кусочки извести необходимо удалить влажным тампоном. Те частицы, которые не удалось вынуть, можно покрыть смесью глицерина с водой в соотношении 1 : 3.

При ожоге кожи необходимо удалить приставшие остатки извести с минеральным или растительным маслом, затем делать примочки 5-процентным раствором лимонной, виннокаменной или уксусной кислот.

Едкий натр.

Едкий натрий или гидроксид натрия **NaOH** применяется в качестве основного реагента при десорбции золота и серебра с активированного угля, а также может использоваться в качестве защитной щелочи в процессе цианирования и для создания высокой щелочности пульпы перед обезвреживанием цианосодержащих хвостов.

Едкий натр технический выпускается по ГОСТ 2263-79 и представляет собой твердое белое вещество в виде монолита или гранулированного порошка, хорошо поглощающего пары воды и углекислый газ из воздуха. Едкий натр хорошо растворим в воде, спирте, глицерине, растворение идет с большим выделением тепла. Основной метод получения едкого натра – электролиз поваренной соли.

В зависимости от марки едкий натр технический содержит 96–97% основного вещества оксида натрия, 0,7–0,9% хлорида натрия. Кроме того, в товарном реагенте содержатся примеси солей железа, кремниевой кислоты, сульфата натрия и других веществ в пределах десятых и сотых долей процента.

Токсикология. Гидроксид натрия – вредное вещество. Попадая в твердом или растворенном виде на кожу, вызывает ожоги, на месте которых остаются глубокие рубцы. Действие растворов тем сильнее, чем выше их концентрация и температура. Опасно попадание даже самых малых количеств едкого натрия в глаза, так как это вызывает тяжелые заболевания, в результате которых может наступить слепота.

Длительное воздействие растворов каустической соды на кожу вызывает её сухость, жесткость, огрубление, трещины, повышенную потливость ладоней, может также вызывать заболевания – дерматиты, а на местах с нарушенным роговым покровом – хронические экземы.

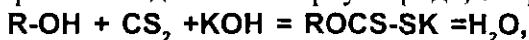
Средства защиты. Работать с едким натром разрешается только в костюме с фартуком, резиновых сапогах, резиновых перчатках и защитных очках. Для защиты кожи рук при работе следует применять силиконовый крем, который наносят на кожу рук перед началом работы.

Первая помощь. При попадании едкого натра на кожу необходимо обмыть пораженный участок струей воды в течение 10 минут, затем сделать примочки 5-процентным раствором уксусной, виннокаменной или лимонной кислоты. При попадании в глаза необходимо немедленно тщательно промыть струей воды или физиологическим раствором поваренной соли в течение 10-30 мин. Затем закапать 2-процентный раствор новокаина, или 0,55-процентный раствор дикаина. В случае попадания едкого натрия в дыхательные пути необходимо дышать распыленным при помощи пульверизатора 5-процентным раствором уксусной кислоты.

Ксантогенат.

Ксантогенат калия является реагентом-собирателем, который применяется при флотационном обогащении золотосодержащих руд. Собиратели избирательно закрепляются на поверхности частиц золота и сульфидных минералов, содержащих золото, уменьшают их смачиваемость водой и способствуют прилипанию к поверхности воздушного пузырька.

Ксантогенаты получают при взаимодействии сероуглерода, спирта и щелочи по реакции:



где R – углеродный радикал.

Отечественной промышленностью выпускаются 4 вида ксантогенатов – бутиловый, этиловый, изопропиловый и изобутиловый ксантогенат калия.

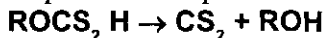
Бутиловый ксантогенат калия (БКК) представляет собой кристаллическое вещество желтого цвета со специфическим запахом, обусловленный следами меркаптановых веществ, хорошо растворяется в воде.

Технический ксантогенат калия содержит влагу, едкую щелочь и продукты побочных реакций, протекающих при их синтезе.

В состав товарного БКК входят:

	БКК	свободная щелочь	влага
1-й сорт	90,0%	0,2%	4,0
2-й сорт	87,0	0,2%	6,0
3-й сорт	85,0	0,2%	10,0

Ксантогенаты легко гидролизуются в воде, причем, тем быстрее, чем ниже их концентрация, выше температура, меньше рН и молекулярная масса. Продукты гидролиза – соответствующие ксантогеновые кислоты, которые самопроизвольно разлагаются на исходный спирт и сероуглерод



Вот почему ксантогенаты нельзя долго хранить, особенно при высоком содержании влаги в воздухе. При долгом хранении активность их заметно падает.

Все ксантогенаты – горючие вещества, пылевоздушные смеси их взрывоопасны. Гарантийный срок хранения бутилового ксантогената – 2 месяца, остальных ксантогенатов – до 6 месяцев.

Ксантогенат поставляется в стальных барабанах емкостью 100 л массой нетто 65–75 кг. Барабаны с ксантогенатом следует хранить в сухих закрытых помещениях со среднесуточной температурой 20°C.

Токсикология.

Ксантогенат воздействует на человека в виде паров, пыли и продуктов разложения, в которых всегда присутствует сероуглерод. Сероуглерод в больших концентрациях оказывает на организм человека наркотическое воздействие. При хронических отравлениях малыми дозами паров и пыли ксантогената наблюдается заболевание нервной системы. Ксантогенаты, попадая на кожу или слизистые оболочки, вызывают ожоги. Действие пыли при вдыхании аналогично действию паров.

Средства защиты. Работая с ксантогенатами, необходимо надевать резиновые сапоги, прорезиненный фартук, резиновые перчатки, защитные очки и фильтрующий противогаз марки «А» с коричневой окраской коробки.

Первая помощь. При остром отравлении сероуглеродом и пылью и парами ксантогената пострадавшего необходимо вывести (вынести) на свежий чистый воздух, дать ему кислород и обеспечить покой. В тяжелых случаях, при ослаблении или остановке дыхания необходимо до прибытия врача делать искусственное дыхание, если возможно, ввести в организм камфару,

кодеин, корозол и кардиамин. После оказания первой помощи на месте пострадавший должен обратиться к врачу для консультации и лечения.

Кислота соляная.

Соляная кислота HCl относится к минеральным кислотам и представляет собой дымящуюся на воздухе жидкость с очень резким раздражающим запахом. Растворы соляной кислоты применяются для регенерации сорбентов от примесей, регенерации фильтровальных тканей и других целей. Соляная кислота хорошо растворяется в воде, со многими химическими элементами образует соли, также хорошо растворимые в воде.

Концентрированная соляная кислота содержит 37% соединения HCl . При приготовлении растворов соляной кислоты обычно пользуются специальными вакуумными насосами. Соляная кислота поставляется в стеклянных бутылках с обрешеткой вместимостью 20 л, либо в полиэтиленовых канистрах емкостью 25 л.

Токсикология. Пары концентрированной соляной кислоты вызывают раздражение слизистых оболочек, в особенности носа, воспаление слизистой оболочки глаз, помутнение роговицы, охриплость, чувство удушья, покалывание в груди, насморк, кашель, иногда кровь в мокроте.

При хроническом отравлении соляная кислота вызывает катары дыхательных путей, разрушение зубов, желудочно-кишечные расстройства.

Средства защиты. Работая с соляной кислотой, необходимо надевать резиновый передник, резиновые перчатки и обувь, а также пользоваться фильтрующими промышленными противогазами марки В и защитными очками.

Первая помощь. При остром отравлении парами соляной кислоты необходимо немедленно вывести (вынести) пострадавшего на свежий воздух или в хорошо проветриваемое помещение, освободить от стесняющей дыхание одежды, сделать ингаляцию кислородом, промыть глаза и нос.

При поражении глаз после промывания необходимо закапать в глаза по 1 капле 2-процентного раствора новокаина или 0,5-процентного раствора дикаина с адреналином (1–1000). При попадании крепкой кислоты на кожу следует немедленно смыть её водой, лучше под давлением (например, из гидранта) в течение 5–10 мин.

Полиакриламид.

Полиакриламид (ПАА) – наиболее распространенный флокулянт, применяемый для ускорения процесса сгущения пульпы.

Флокулянты представляют собой синтетические или природные высокомолекулярные вещества, способствующие флокуляции минеральных частиц в водных суспензиях (пульпах). Действие флокулянтов основано на том, что они способствуют образованию крупных агрегатов из нескольких мелких частиц в пульпе, скорость осаждения которых увеличивается в несколько раз по сравнению с одиночной рудной частицей.

К флокулянтам относятся полиакриламид (ПАА), Санфлок (импорт).

ПАА – технический гель, получают его по ТУ 6-01-1049-76 из акрилонитрила путем гидролиза серной кислотой с последующей полимеризацией в присутствии персульфата калия при температуре 25–30°C.

В ПАА содержится 6–8% основного вещества, он негорюч и взрывобезопасен. ПАА эффективно растворяется при перемешивании быстроходной мешалкой. При этом вращение импеллера мешалки должно быть таким, чтобы жидкость в чане перемещалась вниз, так как в противном случае на вал наматывается гель ПАА.

В последнее время ПАА и подобные ему флокулянты изготавливают и поставляют в виде порошка с частицами крупностью не более 3,6 мм. Сухой ПАА содержит 52–54% полимера и 30–40% сульфата аммония. Продукт не слеживается, не горит, не пылит, не взрывоопасен, его пыль не токсична. Продолжительность растворения ПАА – не менее 4-х часов в воде. В горячей воде растворение ПАА протекает в 5–6 раз быстрее, чем в холодной.

Зарубежные флокулянты имеют состав близкий к ПАА, но они более эффективны по своему действию за счет более высокого содержания активного вещества.

Оптимальная концентрация ПАА или Санфлока в рабочем растворе должна составлять 0,05%. Исходя из этого, рассчитывают загрузку сухого реагента.

Гипохлорит кальция.

Этот реагент содержит в своем составе активный хлор и применяется для обезвреживания цианидсодержащих хвостов.

Гипохлорит кальция $\text{Ca}(\text{OCl})_2$ получают путем хлорирования хлор-газом известкового молока. Он представляет собой мелкокристаллический порошок белого цвета со специфическим запахом хлорки. Гипохлорит ограниченно растворяется в воде, растворимость его в воде составляет не более 90 г/л. Продолжительность растворения гипохлорита в воде не менее 4–6 часов.

Гипохлорит кальция выпускается 2-х марок: «А» – с содержанием активного хлора 50% и «Б» с содержанием активного вещества 25%.

Гипохлорит кальция хранят в закрытых затемненных неотапливаемых помещениях. На свету гипохлорит разлагается с выделением хлора. При растаривании и загрузке гипохлорита кальция в растворные чаны нельзя допускать его пыления, так как попадая в дыхательные пути и слизистые оболочки, он вызывает раздражение. Выделяющийся из гипохлорита хлор вызывает слезотечение, одышку.

Железный купорос.

Железный купорос технический – семиводный кристаллогидрат сульфата железа $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ и представляет собой зеленовато – голубоватые кристаллы, желтеющие на воздухе вследствие частичного окисления с образованием основной сернокислой соли оксида железа FeSO_4 . Он хорошо растворяется в воде. Железный купорос используется в гидрометаллургической технологии золота в основном для обеззараживания тары из-под цианистого натрия. Как реагент для обезвреживания цианистых хвостов железный купорос в настоящее время почти не используется.

При длительной работе с раствором железного купороса на коже рук или на лице могут появляться небольшие желтые пятна.

Средства защиты. Работая с железным купоросом, необходимо пользоваться комбинезоном из плотной ткани, резиновыми перчатками, защитными очками. Для защиты от пыли железного купороса необходимо дополнительно применять противопылевой респиратор.

9.5. Технология приготовления известкового молока

Известь в цианистом процессе используется в виде известкового молока для создания защиты от гидролиза цианида натрия. Гидроксид кальция CaO довольно плохо растворим в воде, поэтому в процесс его подают в виде известкового молока – суспензии $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в воде, поэтому в пульпе всегда имеется значительная доля извести в нерастворимом состоянии.

Для получения известкового молока из кусковой извести ее дробят, затем измельчают и одновременно гасят водой. Схема цепи аппаратов узла приготовления известкового молока приведена на рис. 9.1. Негашеная известь доставляется автосамосвалом в приемный бункер емкостью 15 тонн. Приемный бункер имеет колосниковую решетку с размером ячейки 100x100 мм. Куски извести более 100 мм, оставшиеся на решетке бункера, разбивают вручную кувалдой и сбрасывают в бункер. Из бункера 1 известь ленточным питателем 2 подается в загрузку шаровой мельницы 3 (МШР 1500x1600).

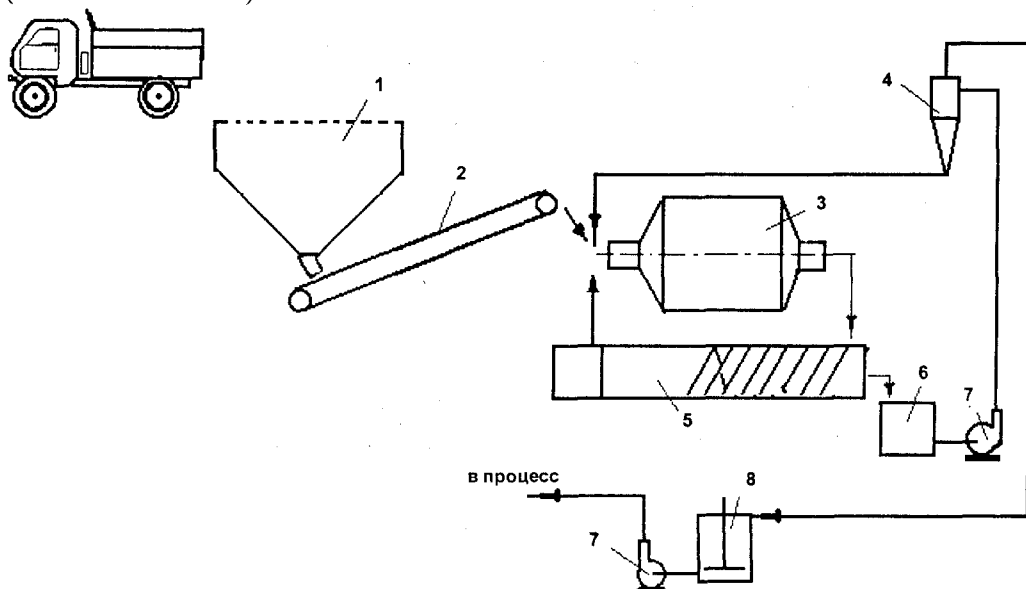


Рис. 9.1. Схема цепи аппаратов приготовления известкового молока

В мельнице происходит разрушение кусков извести за счет сил трения и удара шаров, а также за счет гашения водой. Из разгрузочной цапфы мельницы выходит пульпа, которая поступает в спиральный классификатор 5. Слив классификатора насосом 7 подается в гидроциклон 4. Слив гидроциклона является готовым известковым молоком и направляется в емкость 8 с перемешивающим механизмом. Насосом 7 из накопительной емкости 8 известковое молоко закачивается в кольцевой трубопровод, из которого оно дозируется в технологический процесс.

Пески гидроциклона и спирального классификатора КСН-5 возвращаются в мельницу на доизмельчение. Пески служат циркулирующей нагрузкой.

Наибольшее влияние на результаты измельчения оказывают равномерность питания мельницы, водный режим, шаровая загрузка мельницы и крупность исходного питания. При равномерной подаче в мельницу извести степень помола регулируют подачей воды в мельницу и классификатор. При недостаточной подаче воды и циркулирующей нагрузке меньше оптимальной получают загрузленный помол, что обуславливает недоиспользование части извести и ухудшаются условия транспортировки известкового молока и дозировки его в процесс.

Известковое молоко в буферной емкости должно храниться при постоянном перемешивании.

9.6. Приготовление раствора цианистого натрия

Цианистый натрий поступает с завода-изготовителя в двойной упаковке: в металлических барабанах емкостью 100 л, которые помещаются в деревянную обшивку. Каждый барабан маркируется названием реагента и точным указанием массы нетто цианида до десятых долей килограмма. Принципиальная схема приготовления крепкого раствора цианида представлена на рис. 9.2.

Импортный цианид поставляется в таблетированном виде в металлических барабанах вместимостью 60 л массой нетто 50 кг.

Барабаны с цианидом в заводской упаковке из расходного склада доставляются на ручной тележке в помещение приготовления, перегружаются в контейнер и электрической кран-балкой поднимаются на загрузочную площадку. Здесь барабаны освобождаются от деревянной тары и помещаются внутрь размывочного устройства поз.141, называемого «аппаратом Андреева». В этом аппарате имеется острая пика-нож, которая перемещается пневмоцилиндром в вертикальном положении.

При подаче сжатого воздуха пневмоцилиндр приводит в движение пику, которая протыкает и вырезает днище барабана. В это же время включается циркуляционный насос поз.145 и через подводящий резиновый шланг и канал в пике в барабан под давлением подается вода из емкости поз.142. Мощная струя воды под напором вымывает сухой цианид в растворный чан. Раствор циркулирует между аппаратом Андреева и растворным чаном до тех пор, пока цианид не вымоется из барабана. Обычно эта операция занимает 3–5 минут. Пустой барабан после размыва помещается на несколько часов в обезвреживающий раствор в емкость поз.149.

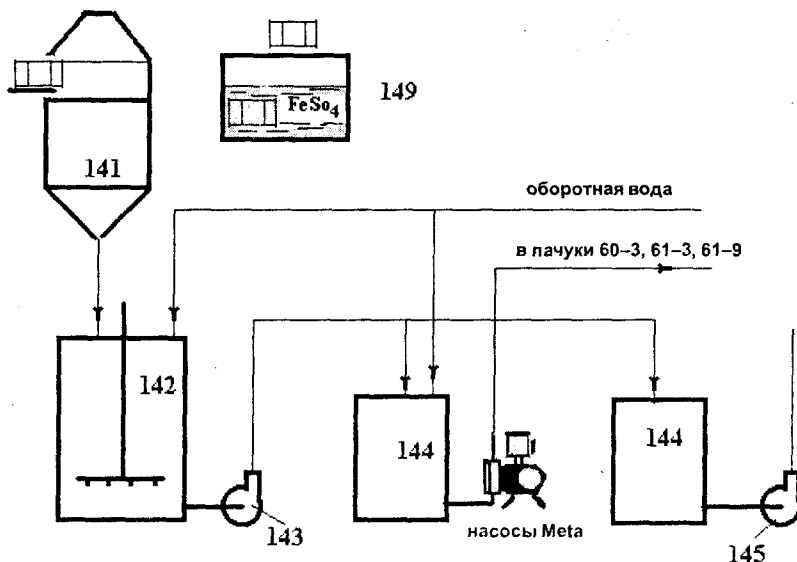


Рис. 9.2. Схема приготовления крепких цианистых растворов

Растворной емкостью является контактный чан КЧ-3,15 с рабочим объемом 3 м³. Чтобы приготовить в этом чане 3000 л 18-процентного раствора цианида необходимо загрузить

$$(18 \times 3000): 100 : 0,92 = 586,9 \text{ кг}$$

сухого реагента или размыть не менее 8 барабанов (масса нетто в одном барабане примерно 65–70 кг).

Растворение цианида должно осуществляться при непрерывном перемешивании раствора в течение не менее 2–4-х часов. Обычно приготавливают сначала крепкий раствор цианида в объеме, соответствующем половине объема растворного чана. Только после полного растворения реагента крепкий раствор разбавляют водой до заданной концентрации.

Емкости поз. 144 используются как расходные, из которых крепкий раствор цианида насосами-дозаторами МЕТА подается в заданные точки технологического процесса.

В виду высокой токсичности цианистого натрия его растворение производят в отдельном изолированном помещении. Двери и ворота помещения должны быть постоянно закрыты на замок, а ключи храниться у ответственного лица из числа инженерно-технического персонала.

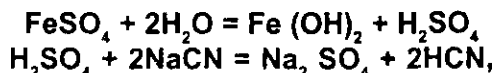
Цианид натрия, как сильно-действующее ядовитое вещество (СДЯВ), подлежит строгому учету по массе при транспортировке, хранении и использовании с записью отпуска на растворение в специальном журнале.

Не менее, чем за 15 минут до начала работы по растворению в помещении приготовления включается приточно-вытяжная вентиляция, чтобы путем многократного обмена очистить воздух помещения от скопившихся вредных газов и паров, выделившихся из аппаратуры.

Обеззараживание тары.

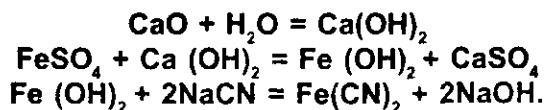
Нейтрализация и обезвреживание пустой тары из-под цианида осуществляется в обезвреживающем растворе, приготовленном на основе железного купороса.

При обеззараживании тары из-под цианида чистым железным купоросом происходят следующие реакции взаимодействия:



в результате которых образуется летучая синильная кислота.

Многолетней практикой работы и исследованиями установлено, что наилучшие результаты получают при смешивании 10-процентного раствора железного купороса с раствором извести до pH 7–7,3. Указанные пределы щелочности необходимо поддерживать систематическим добавлением извести. В присутствии извести идут следующие реакции:



При избытке щелочи растворимые оксиды железа и основные сульфаты, окисляясь, образуют осадки, не взаимодействующие с цианистым раствором и нерастворимые в воде:



Приведенные реакции показывают, что связывание ионов железа в нерастворимый осадок, не взаимодействующий с циан-ионом, снижает первоначальную концентрацию сульфата железа и после 10-кратного использования кислотность раствора увеличивается до pH-4,5. Поэтому в обеззараживающий раствор после каждого использования нужно добавлять известь и поддерживать pH раствора на уровне 7,0–7,3.

Обезвреживание пустой тары нужно проводить тщательно, так как порошок цианистой соли, остающийся в неровностях барабана, может покрываться вязким слоем сульфата железа и не прореагировать до конца. Пустая тара должна находиться в обезвреживающем растворе не менее 24-х часов, после чего её вынимают, ополаскивают водой и направляют либо на утилизацию под пресс, либо на складирование на специально отведенной площадке.

Но лучшее и более надежное обеззараживание тары достигается, когда пустой барабан промывают обеззараживающим раствором железного купороса с известью под давлением от циркуляционного насоса в течение 5 минут, после чего барабан промывают струей воды от другого насоса.

9.7. Приготовление раствора гипохлорита кальция

Гипохлорит кальция поставляется в металлических барабанах $V=100$ л. Масса нетто в одном барабане: гипохлорит марки **А** – 56–60 кг, марки **Б** – 45 кг. Гипохлорит кальция подается в процесс обезвреживания в виде раствора с содержанием активного хлора 60–70 г/л.

Схема цепи аппаратов приготовления гипохлорита кальция представлена на **рис. 9.3**. Барабаны с гипохлоритом из расходного склада электрической кран-балкой поднимаются в контейнере на растворную площадку.

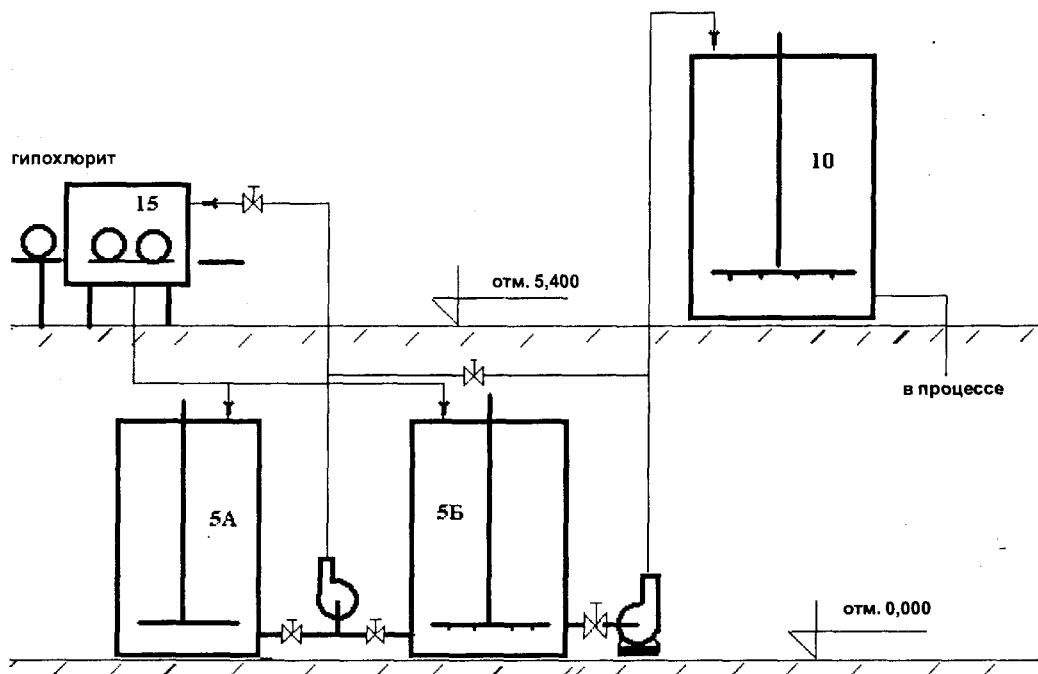


Рис. 9.3. Схема цепи аппаратов приготовления раствора гипохлорита кальция

Затем барабаны, не вскрывая, помещают в размывочную машину поз. 15 марки УВРМ-С-У-2. Машина рассчитана на размыв 2-х барабанов. Вскрытие барабанов и размыв реагента происходит в растворные чаны поз. 5А и 5Б. В качестве растворных емкостей используются контактные чаны КЧ-6,3 с полезным объемом 6,3 м³. В схеме с размывочной машиной работают циркуляционные насосы.

Для приготовления 6 м³ раствора с содержанием активного хлора 8% в растворный чан необходимо загрузить

$$X = (8 \times 6000) : 100 : 0,5 = 960 \text{ кг или } 960:45=21$$

барабан гипохлорита кальция марки «А».

Поскольку в сухом гипохлорите содержится 50–70% инертных нерастворимых веществ, готовый раствор гипохлорита представляет собой суспензию с содержанием твердых частиц 10–15%. В соответствии с этим, трубопроводы, запорная арматура для такого раствора должны иметь уклоны и исполнение, как для рудной пульпы.

При работе с гипохлоритом необходимо пользоваться индивидуальными средствами защиты: противогазом марки «В», резиновыми перчатками, фартуком и спецодеждой в кислотоустойчивом исполнении.

9.8. Приготовление раствора едкого натра

Едкий натр технический (его еще называют каустической содой) поставляется в барабанах емкостью 100 или 200 л. Масса нетто реагента в 100-литровой бочке составляет 180–200 кг, в 200-литровой – 380–400 кг. В настоящее время каустическую соду поставляют в виде гранул в полиэтиленовых мешках по 50 кг каждый.

Схема цепи аппаратов узла приготовления раствора едкого натра представлена на **рис. 9.4**. Барабаны или мешки с едким натром поднимают на площадку растворения, вскрывают вруч-

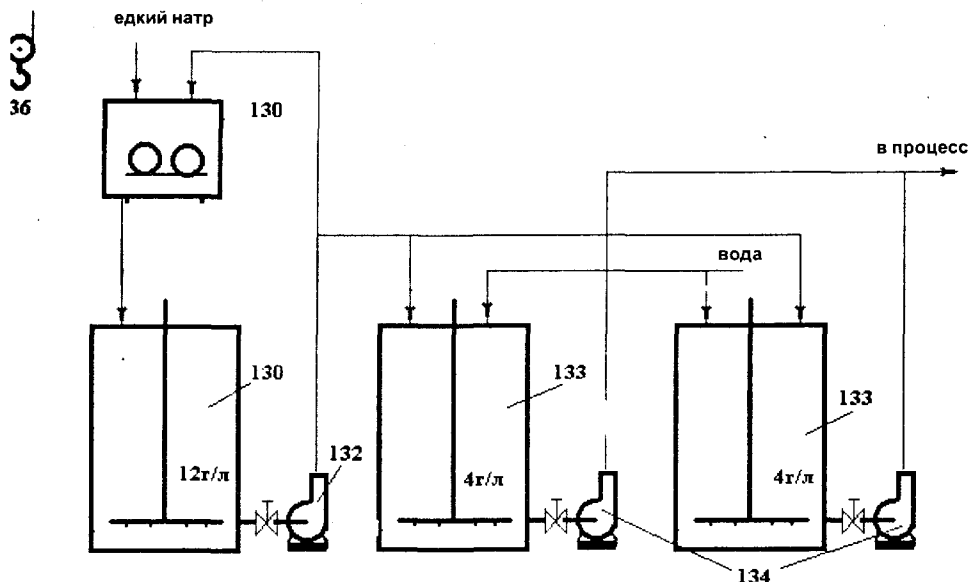


Рис. 9.4. Схема приготовления раствора едкого натра

ную и помещают в размывочную воронку поз.130. Из растворного чана поз. 131 в воронку циркуляционным насосом поз.132 подается вода под давлением для размыва. Поскольку едкий натр хорошо и быстро растворяется в воде, окончанием растворения служит момент опорожнения барабана. Пустой барабан вынимают из воронки, ополаскивают водой и складывают в специально отведенном месте.

В чане поз.131 приготавливают крепкие растворы с концентрацией NaOH 30–60 г/л. Рабочий раствор щелочи для процесса десорбции должен содержать 4 г/л, поэтому крепкий раствор разбавляют в 7–15 раз водой в чанах поз. 133 и после этого перекачивают в расходные емкости отделения регенерации в поз.38 и 96.

При растворении едкого натра обслуживающий персонал должен пользоваться резиновыми перчатками и сапогами, резиновым фартуком и защитными очками. Запрещается топором рубить монолит-глыбу, так как в этом случае попавшие случайно на незащищенные участки кожи кусочки реагента вызовут ожоги. При попадании щелочи на кожу пораженные места следует немедленно обмыть струей воды или физиологическим раствором. Пораженные места можно также промыть раствором соды, а затем сделать примочки 5-процентным раствором уксусной кислоты.

9.9. Токсикология цианида натрия, средства защиты и первая помощь

Цианид является весьма быстродействующим ядом, способным вызвать летальный исход в течение нескольких минут, если человек получил смертельную дозу и ему не была оказана немедленная скорая медицинская помощь. Отравление цианидом происходит при вдыхании, поглощении через кожу или при проглатывании. Цианид препятствует поступлению кислорода из крови в ткани организма, результатом чего является удушье, аналогичное имеющему место при утоплении.

Токсикология. Цианистый водород при высоких концентрациях вызывает паралич дыхания, сердца и смерть, при меньших его концентрациях наблюдается головная боль, повышенная утомляемость и недомогание. Привыкания к воздействию цианистого водорода и других цианистых соединений не наблюдается, а индивидуальная чувствительность к их действию различна.

Цианиды не вызывают раковых заболеваний и не влияют на репродуктивные функции, так что люди, получившие несмертельные дозы этого яда, обычно полностью поправляются в короткое время. В отличие от ртути, цианид натрия, как показывает опыт, не накапливается в организме человека, так как установлено, что цианиды удаляются с помощью процессов самоочистки, осуществляемого печенью.

При неосторожной работе с растворами цианидов возможны заболевания кожи рук – различные изъязвления и хроническая экзема. Цианистые соединения в виде порошков, попадая на кожу, вызывают образование сыпи.

Средства защиты. При работе с цианистыми соединениями следует пользоваться спецодеждой, спецобувью, резиновыми перчатками и, в случае необходимости, фильтрующим промышленным противогазом марки «В». Работая в противогазе, при первом ощущении слабого запаха горького миндаля надо немедленно выйти из помещения и заменить коробку противогаза новой.

При высоких концентрациях цианистых соединений в воздухе необходимо пользоваться изолирующим противогазом.

Первая помощь. При отравлении цианистыми соединениями прежде всего необходимо пострадавшего вывести или вынести на свежий воздух, быстро снять загрязненную одежду и противогаз, обеспечить больному тепло и кислород; при нарушении дыхания необходимо применять искусственную дыхание.

При отравлении цианистым водородом следует в первые же минуты дать пострадавшему вдыхать 5–8 капель амилнитрита на ватке, а при отравлении заглатываемой пылью или раствором – промыть желудок 3-процентным раствором перекиси водорода или 0,2-процентным раствором перманганата калия. Через каждые 15 минут следует давать пить раствор сульфата железа и жженой магнезии (одна чайная ложка на стакан воды).

Если на кожу попал раствор цианида натрия, его нужно быстро смыть большим количеством воды, затем наложить мокрую повязку с борной кислотой или борной мазью.

После того, как пострадавший пришел в сознание и у него восстановилось дыхание, необходима его госпитализация.

9.10. Организация работы реагентного отделения

Реагентные отделения, как правило, работают в одну смену с целью сокращения численности персонала, что важно для фабрик малой и средней производительности. В соответствии с этим, рабочие растворы реагентов приготавливают в объёмах, необходимых для одно-двухсуточной работы фабрики.

Ядовитые и горючие реагенты – цианид натрия, сосновое масло, скипидар и другие – приготавливают только в изолированных помещениях, строго соблюдая правила безопасности.

Реагентные отделения, как правило, располагают на верхних площадках золотоизвлекательных фабрик или в пристройках к главному корпусу. Для фабрик большой производительности реагентные отделения размещают в отдельно стоящем здании вблизи главного корпуса ЗИФ.

В соответствии с «Нормами технологического проектирования ЗИФ» [34] реагентные отделения должны отвечать следующим требованиям:

- предусматривать отдельные помещения для приготовления известкового молока и помещения для приготовления и хранения растворов ядовитых реагентов;
- при односменной работе реагентного отделения емкость растворных чанов должна обеспечивать не менее суточного расхода реагента при работе фабрики;
- для каждого реагента необходимо предусматривать не менее 2-х чанов с мешалками, один – для растворения, второй – для готового раствора;
- все операции по транспортировке реагентов со склада, раскупорке тары, загрузки реагентов в аппаратуру должны быть максимально механизированы.
- в отделениях приготовления реагентов должны быть предусмотрены специальные механизированные установки для вскрытия, промывки и обезвреживания тары;
- все помещения реагентных отделений должны иметь дренажные системы для сбора проливов растворов, обеспечивать отдельный сбор и возврат пролитых растворов различных составов или нейтрализации и обезвреживания перед удалением.

Если реагентное отделение размещается в главном корпусе фабрики, то в нем следует предусматривать небольшой расходный склад реагентов на 7–10-суточный запас. В расходный склад реагенты должны поступать с базисного склада, где запас реагентов должен быть не менее, чем на 1–3 месяца.

В качестве примера можно привести реагентное отделение цеха гидрометаллургии Холбинского рудника, которое состоит из помещения приготовления известкового молока, помещения для приготовления крепкого цианистого раствора, изолированного от других помещений, и помещения для приготовления растворов щелочи и полиакриламида.

Поскольку все реагенты и их растворы агрессивны в той или иной степени, металлоконструкции,

стены, потолки и полы реагентных отделений должны иметь химические антикоррозионные покрытия в виде химстойких красок или должны быть выполнены из химически стойких материалов.

Полы помещений приготовления растворов должны иметь гидроизоляционные покрытия специальными коррозионно-стойкими материалами. Особое внимание при этом необходимо обращать на качество укладки химстойких и гидроизоляционных полов, так как от надежности их защиты от проникновения воды и растворов зависит сохранность оснований и фундаментов.

Согласно ЕПБ, реагентные отделения должны быть оборудованы надежно действующей местной и общеобменной вентиляцией. Оборудование отделения приготовления крепких растворов цианида натрия должно быть оснащено системой местной вентиляцией отсоса вредных газов с установкой второго резервного вентилятора.

Важной составной частью работы реагентного отделения является учет и контроль поступления и расхода реагентов. Для этой цели реагентное отделение должно быть оборудовано напольными весами и весами для развешивания небольших порций сухих реагентов (например, гранулированного санфлока, загрузка которого в растворный чан составляет от 100 до 1200 г). Учет поступления и расхода реагентов на растворение должен вестись в специальных журналах с пронумерованными страницами по формам, утверждаемым руководителем фабрики.

Ежемесячно в конце отчетного периода в реагентном отделении необходимо комиссионно снимать физические остатки товарных реагентов, проверять количество поступивших реагентов и определять фактический расход с учетом остатков. Снятие остатков реагентов оформляется специальным актом, один экземпляр которого передается начальнику фабрики или экономисту.

Помещения реагентного отделения должны быть оснащены аппаратурой и набором химреактивов для определения концентрации растворов по каждому виду реагентов. Место проведения титрования должно быть оборудовано хорошим местным освещением. Определение концентрации растворов необходимо производить путем отбора пробы приготовленного раствора и последующим титрованием. Концентрация растворов в расходных емкостях и чанах, из которых реагент непосредственно подается в технологический процесс, должна соответствовать заданной. Все определения концентрации растворов должны записываться в оперативном «Журнале анализов».

Все растворные и расходные емкости должны иметь соответствующие надписи с названием реагента и указанием концентрации раствора. На каждом узле приготовления растворов должны быть вывешены на видном месте схемы цепи аппаратов и Инструкции по приготовлению конкретного реагента.

Растворщики реагентов обязаны знать не только технологию приготовления каждого раствора, но и знать схемы вентиляции, схемы производственной канализации, а также схемы водоснабжения.

В помещении приготовления крепких растворов цианида должны находиться профилактические пункты для оказания неотложной помощи, которые оснащаются набором противоядий и медикаментами, перевязочными средствами, а также трубопроводами холодной и горячей воды.

9.11. Техника безопасности при работе с реагентами

Правила безопасности при работе в реагентных отделениях фабрик регламентируются ЕПБ 03-571-03 [18].

Согласно ЕПБ (п.252), предприятия, применяющие реагенты, должны иметь инструкции, утвержденные руководителем, по безопасному хранению и ведению реагентного режима с учетом класса опасности реагентов и санитарных требований.

Лица, допущенные к работе по приготовлению цианистых и других растворов, должны быть обучены безопасным методам работы по специальной программе, сдать экзамены и иметь специальные удостоверения на право работы с реагентами.

Каждый рабочий реагентного отделения прежде, чем приступить к работе, обязан подробно ознакомиться с правилами безопасности и условиями работы, изучить технику и приемы работы, а также пройти медицинское освидетельствование на предмет пригодности к работе с конкретными химикатами, применяемыми на данном производстве.

Согласно ЕПБ (п.88), во всех помещениях, где хранятся и работают с реагентами, должна быть предусмотрена искусственная вентиляция, обеспечивающая содержание вредных газов и пыли в воздухе не выше предельно-допустимых концентраций.

Для применяемых на ЗИФ и в цехе гидрометаллургии вредных веществ установлены следующие ПДК (мг/м³):

Ксантогенат калия бутиловый	– 10
Сероводород	– 10
Сероуглерод	– 1,0
Хлор	– 1,0
Цианистый водород	– 0,3
Пыль извести	– 6,0

В отделении приготовления известкового молока приемный бункер, узел загрузки извести в мельницу оборудуются укрытиями и местными пылеотсасывающими устройствами, а также агрегатами для очистки от пыли при выбросе отсасываемого воздуха в атмосферу.

Растворные чаны и емкости для хранения растворов, машины и размывочные устройства также оснащаются укрытиями и местными вентиляционными системами отсоса образующихся при растворении газов. При этом емкости и загрузочные устройства внутри должны находиться под небольшим разрежением, чтобы не допустить утечки газов и пыли реагентов в воздух помещений.

Кроме местной вентиляции, помещения реагентных отделений должны быть оборудованы общеобменной приточно-вытяжной вентиляцией, обеспечивающей многократный обмен воздуха. Растворщики реагентов должны уделять первоочередное внимание работе всех вентиляционных систем, так как от их работоспособности зависит здоровье человека. Поэтому одно из непреложных правил работы обслуживающего персонала гласит: не начинать работу по растворению реагентов, если неисправна какая-либо вентсистема.

На растворных чанах, отстойниках, трубопроводах наносятся краской четкие надписи наименования реагента, а их наружные поверхности окрашиваются в соответствующие цвета.

С реагентами надо работать осторожно; принимать меры, предупреждающие разбрызгивание, проливание и просыпание реагентов на почву, на пол, оборудование, одежду и тару. Реагенты, попавшие на пол или аппаратуру, немедленно нейтрализуют, убирают и тщательно смывают водой, для чего в местах хранения, погрузки и разгрузки реагентов размещают в достаточных количествах средства, необходимые для обеззараживания.

Каждый растворный узел на случай пролива растворов оборудуется дренажными каналами, приемком и насосами для сбора и возврата пролитых растворов в растворные чаны. Полы должны иметь для этой цели уклон к дренажным каналам и приемку.

Температуру в помещениях реагентных отделений поддерживают не выше 20°C.

Емкости, растворные чаны, отстойники и связанные с ними коммуникации располагают так, чтобы при необходимости обеспечивалась возможность полного удаления растворов самотеком в аварийные емкости.

В реагентных отделениях все растворные чаны оснащаются средствами автоматического контроля уровня растворов со звуковой и световой сигнализацией.

Все операции по подготовке, растворению, транспортировке реагентов должны быть максимально механизированы.

Правила пользования противогазами.

На рабочих местах в помещениях приготовления цианистого раствора и ксантогената каждый работающий должен обеспечиваться противогазом соответствующей марки. Тип и марка противогаза определяются с учетом возможных выделений вредных примесей в технологическом процессе. Промышленные противогазы применяют при концентрациях вредных газов в воздухе не более 2% и при содержании кислорода не менее 16%.

В реагентных отделениях используют промышленные противогазы БКФ с индексом «А» и «В», шланговые самовсасывающие противогазы ПШ-1, самоспасатели СП-9, широко применяют респираторы «Лепесток», «Кама» и другие.

Промышленный противогаз БКФ состоит из маски, гофрированной трубки и коробки с поглотителями для очистки вдыхаемого воздуха от промышленных ядов. Коробку противогаза, специализированную по назначению, следует применять для защиты только от тех газов, для которых они предназначены. От хлор-газа и паров синильной кислоты защищают коробки с индексом «В», от ксантогената – коробка с индексом «М». Противогаз БКФ предназначен только для индивидуального пользования. Пользоваться чужим противогазом запрещается.

Перед тем, как надеть противогаз, следует вынуть пробку, закрывающую отверстие в дне коробки. Маску противогаза выбирают соответственно размеру лица таким образом, чтобы она удобно прилегала к коже лица, не давила и не сдвигалась при поворотах головы. Надевают маску на голову без головного убора.

Маску, гофрированную трубку и коробку соединяют вместе с помощью навинчиваемых гаек с резиновыми прокладками. При их неплотном соединении возможно отравление. Каждый раз перед входом в отравленную атмосферу необходимо проверять герметичность противогаза.

Противогазом пользуются непрерывно или периодически. Периодичность пользования удлинит срок действия коробки.

В промышленном противогазе имеется противодымный фильтр, что обозначено широкой белой полосой, нанесенной на стенке по всей высоте коробки. Противогаз марки БКФ нельзя применять при содержании свободного кислорода в воздухе менее 10% по объёму. О негодности противогазовых коробок свидетельствует появление запаха под маской и ржавчины на металлических частях маски противогаза. При первом ощущении слабого запаха газа нужно немедленно выйти из отравленной зоны и заменить противогаз. Лиц с ослабленным обонянием нельзя направлять на работу с токсичными газами.

Противогазовая коробка считается непригодной, если при ручном встряхивании слышится сильный шум от пересыпания содержащейся в ней шихты. Для предотвращения повреждений коробки ее следует оберегать от резких ударов. Помятыми и пробитыми коробками пользоваться нельзя.

После длительного хранения – более трех лет – коробки противогазов должны быть испытаны в лаборатории на пригодность к дальнейшему использованию.

Если повреждения противогаза не выявлены, то проверяют его герметичность, надев маску и закрыв отверстие в дне коробки резиновой пробкой или ладонью. Делают 3–4 глубоких вдоха. Если дыхание при этом невозможно, то противогаз исправен. Если воздух при вдохе проходит, то противогаз считается неисправным и его нужно заменить.

Лица, за которыми числятся противогазы, должны осматривать и проверять их не реже одного раза в 10 дней. Запрещается хранение противогазов вблизи отопительных систем и нагревательных приборов.

Мы так подробно остановились на противогазах потому, что, как показала практика работы, в последнее время фабрики перестали снабжаться литературой, инструкциями по применению противогазов, и обслуживающий персонал зачастую не умеет ими пользоваться, что приводит к несчастным случаям на производстве.

Промсанитария.

В соответствии с ЕПБ (п.255), в реагентных отделениях должны быть предусмотрены установка аврийного душа или ванн с водой для быстрого удаления химикатов с поверхности кожи, а также устройство фонтанчиков для промывания глаз.

При работе с реагентами обслуживающему персоналу **запрещается:**

- принимать пищу и курить в помещениях, где хранятся и работают с реагентами;
- принимать пищу в спецодежде, в которой производилось растворение реагентов;
- брать пищу руками, немытыми после работы с реагентами;
- хранить личную одежду и продукты питания;
- уносить не обезвреженную от токсичных веществ спецодежду с территории фабрики и выходить в спецодежде за её пределы (ЕПБ п.234).

Правила ЕПБ требуют, чтобы обеззараживание спецодежды растворщиками реагентов производилось в отдельном помещении в специальной прачечной.

9.12. Меры безопасности при ремонте оборудования реагентных отделений

Ремонтный персонал фабрик, производящий ремонт оборудования реагентных отделений, должен знать правила безопасности при работе с реагентами, их свойства и воздействие на организм человека, особенно, меры предосторожности при обращении с ядовитыми веществами и, конечно же, приемы оказания первой помощи при отравлениях.

Все работы по ремонту оборудования реагентных отделений ремонтный персонал должен выполнять по **наряд-допуску**, в котором должны быть указаны все меры безопасности при под-

готовке оборудования к ремонту, выполнении ремонтных работ и окончании ремонта. Оформление наряд-допусков для ремонтного персонала обязательно потому, что реагентное отделение является одним из самых опасных для жизни и здоровья среди всех отделений фабрики и имеет свою специфику.

Перед началом ремонтных работ дежурный электрик должен отключить от электросети оборудование, подлежащее ремонту. При этом на кнопках пуска и автоматах вывешиваются трафареты «Не включать – ремонт». Отключение оборудования от питающей электросети должно быть зафиксировано в журнале. Трафареты с надписью о ремонте могут быть сняты только по указанию лиц технического надзора после выполнения ремонтных работ.

Перед ремонтом оборудования для приготовления растворов технологический персонал обязан тщательно очистить его от осевших химикатов и промыть водой. При ремонте оборудования реагентного хозяйства и реагентопроводов обязательно участие не менее двух рабочих, опытных слесарей, получивших специальный инструктаж по безопасному ведению ремонтных работ и правилам обращения с реагентами. Наиболее ответственными считаются ремонтные работы, связанные с ремонтом оборудования и трубопроводов цианистых растворов.

Перед тем, как приступить к работе, ремонтный персонал проверяет отсутствие напряжения на электродвигателях ремонтируемого оборудования, а при ремонте емкостей – отключение всех коммуникаций: реагентопроводов, трубопроводов горячей и холодной воды, оборотных растворов и др.

Ремонт растворных чанов разрешается только под постоянным наблюдением лица технического надзора. Емкости, бачки, насосы и трубопроводы ремонтируют только после удаления из них растворов и тщательной промывки водой. При ремонте чанов из-под цианистого раствора необходимо после промывки их водой обезвредить раствором железного купороса с известью, проветрить некоторое время через верхние и нижние патрубки или люки с помощью вытяжной вентиляции и, надев противогаз марки «В», приступить к работе.

Перед спуском в чан необходимо надеть проверенный и испытанный предохранительный пояс с веревкой, которую привязывают одним концом к прочной конструкции здания – специально приваренной скобе, а также индивидуальные средства защиты – противогаз, резиновые перчатки и сапоги. При спуске в чан на верхней площадке должен стоять наблюдатель для подстраховки. При первых же признаках нарушения дыхания, поднятием руки или подергиванием веревки работающий сигнализирует наблюдающему, который немедленно помогает ему покинуть емкость.

Электросварочные работы при ремонте чанов осуществляют в присутствии мастера, при этом все другие емкости должны быть герметично закрыты для предотвращения попадания в них искр. На месте проведения сварочных работ обязательно должны находиться огнетушители, кошма, песок и другие средства пожаротушения. При проведении ремонта внутри чанов необходимо включать приточно-вытяжную вентиляцию.

Очистка и ремонт внутренних поверхностей без шланговых изолирующих противогазов запрещается; разбрасывание отработанных обтирочных материалов, а также оставление их внутри чанов и баков не допускается.

При ремонте реагентопроводов и запорной арматуры вначале проверяют отсутствие давления в магистрали, спускают оставшиеся растворы в буферные емкости или на пол, обращая при этом особое внимание на прогибы в трубах, где может оставаться раствор. После этого заглушкой отсоединяют трубопровод от главной магистрали и приступают к ремонту.

При резке реагентопроводов сваркой или автогеном следует пользоваться противогазом соответствующей марки, так как в этом случае особенно много выделяется газов и паров. При проведении электросварочных работ проходящие рядом реагентопроводы закрывают листами железа или асбестом.

Нельзя подтягивать или ослаблять болтовые соединения трубопроводов, находящихся под давлением. Реагентопроводы на высоте ремонтируют с использованием специальных подмостей, лестниц или лесов.

Перед тем, как приступить к ремонту центробежных насосов, необходимо перекрыть вентили на всасывающем и нагнетательном трубопроводах и убедиться в отсутствии давления. После этого отсоединяют всасывающий патрубок и промывают рабочее колесо и улитку насоса. Все ремонтные работы на насосах надо производить в резиновых перчатках и очках. При подъеме насоса из зумпфа или приямка при помощи подъемного механизма оттяжка насосов в сторону не допускается.

Перед заменой пальцев на муфте сцепления или при ремонте ограждения следует обязательно отключать электродвигатель. Совпадение отверстий в полумуфтах или фланцах проверяют специальными монтажными ломиками с коническими концами.

По окончании ремонта насоса проверяют исправность ограждений, их надежное крепление, наличие и исправность заземления, вал насоса провертывают вручную за полумуфту, затем убирают рабочее место, удаляют людей, находящихся вблизи, и разрешают дежурному электрику подключить насос, отмечая в журнале время окончания ремонтных работ.

На каждый вид ремонта оборудования в реагентных отделениях и складах сильнодействующих ядовитых веществ разрабатываются и утверждаются главным инженером предприятия «Карты безопасности ремонта», которые должны быть развешаны на рабочих местах и храниться в комнате мастера, где выдаются наряд-задания на ремонтные работы.

Перед началом работы в помещениях приготовления реагентов рабочие-ремонтники при получении наряда-задания должны быть проинструктированы по технике безопасности с обязательной росписью в журнале. Отправляясь на выполнение ремонтных работ, рабочий обязан получить соответствующие средства индивидуальной защиты – резиновые перчатки, противогазы, защитные очки и др.

Только при выполнении всех предписанных мер безопасности можно успешно работать с реагентами, не подвергая свою жизнь опасности заражения или отравления химикатами.

ГЛАВА 10. КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

На каждой золотоизвлекательной фабрике независимо от её производительности необходимо тщательно следить за работой аппаратуры и оборудования, контролировать условия, при которых протекают процессы извлечения золота. Контроль производственного процесса переработки руд и концентратов должен быть так налажен и организован, чтобы своевременно получать информацию об ухудшении и отклонении в работе отдельных узлов и фабрики в целом для быстрого принятия необходимых мер по нормализации процесса. Только при этом непрерывном условии возможно добиваться ровного и четкого хода производства, использования оборудования и аппаратуры на полную мощность, высокого извлечения золота и серебра в товарную продукцию.

На золотоизвлекательных фабриках технический контроль подразделяется на следующие виды [23,46]:

Контроль технологического процесса – контроль режимных параметров технологического процесса по стадиям, переделам, операциям.

Входной контроль – контроль сырья и материалов, поступивших на ЗИФ и используемых для производства.

Приемочный контроль – контроль готовой продукции, по результатам которого принимается решение о её пригодности к отгрузке потребителю.

Операционный контроль – контроль продукции или процесса во время выполнения или после завершения определенной операции.

Технологический процесс переработки руды или концентрата контролируется путем опробования материала на всех стадиях и последующего анализа и определения в пробах заданных технологических параметров процесса.

Операции опробования и контроля являются вместе с тем основой для учета производства и, в первую очередь, учета благородных металлов, без которого невозможна рациональная организация производственного процесса.

Обычно контроль технологического процесса на фабрике осуществляется службой отдела технического контроля (ОТК) предприятия. В обязанности технологического персонала входит проведение оперативного контроля технологических операций в пределах рабочей инструкции и «Карты контроля режимных параметров технологического процесса переработки руды на фабрике».

Задачами контроля технологического процесса переработки руды [46] являются следующие:

- Определение тоннажа переработанной руды или концентрата, опробование сырья на влажность и в отдельных случаях на содержание благородных металлов.
- Опробование пульпы на различных стадиях процесса с целью определения плотности, разжижения, содержания благородных металлов на входе и выходе технологической операции.
- Опробование концентратов и отвальных хвостов на содержание золота и серебра.
- Опробование и анализ технологических растворов с целью определения в них концентрации реагентов и установления содержания золота и серебра, а в некоторых случаях – примесных металлов, осложняющих процессы извлечения золота.
- Составление оперативных суточных и месячных балансов драгоценных металлов по операциям обогащения и гидрометаллургии.
- Входной контроль товарных реагентов, применяемых в технологическом процессе, и определение концентраций реагентов в исходных растворах, приготавливаемых для дозирования в процесс.

Контроль технологического процесса осуществляется путем проведения регулярного и периодического опробования. Регулярное опробование проводится с целью определения и оценки качественных и количественных показателей технологического процесса как в целом, так и по отдельным стадиям и должно осуществляться ежедневно в течение каждой смены или цикла при циклической работе.

Периодическое опробование проводится по указанию технического руководства с целью выявления причин нарушения установленных технологических параметров в отдельных операциях или в работе отдельных агрегатов.

На всех ЗИФ действуют подробные схемы и карты контроля технологического процесса переработки минерального сырья, которые утверждаются главным инженером предприятия.

10.1. Принципы пробоотбора

Под опробованием руд и продуктов их переработки понимается отбор, обработка и исследование проб материала. **Пробой** называется часть массы материала, отобранная с целью установления каких-либо свойств или качественных характеристик.

На фабриках отбирают пробы для определения гранулометрического состава, минерального и химического состава продуктов, влажности материала, плотности и щелочности пульпы и для других целей.

На всех ЗИФ систематически отбирают пробы для определения содержания благородных металлов в исходной руде, товарных концентратах и отвальных хвостах, а также пробы для определения плотности в сливах классификаторов и гидроциклонов, содержание твердого в сливах сгустителей и других параметров.

Основным требованием, предъявляемым к пробе, является максимальное отражение в ней свойств материала, от которого она отобрана, т.е. проба должна быть **представительной**.

Представительность проб от руд, содержащих благородные металлы, зависит от ряда факторов, важнейшими из которых являются следующие:

- Крупность кусков опробуемого материала;
- Содержание полезного компонента в материале, подлежащем опробованию;
- Равномерность распределения полезного компонента в массе материала.

Чем крупнее куски опробуемого материала, тем больше должна быть масса пробы. Зависимость массы пробы от размеров кусков руды выражается формулой

$$Q = K \cdot D^2,$$

где **Q** – масса пробы, кг,

D – диаметр максимального куска, мм,

K – коэффициент, зависящий от содержания в руде ценного компонента и равномерности его вкрапленности.

Коэффициент **K** для руд черных и цветных металлов колеблется в пределах от 0,05 до 1,0.

Очень важным понятием в опробовании является **минимальная масса пробы**. Это масса пробы, до которой может быть сокращен опробуемый продукт или объединенная проба на любой стадии ее обработки с учетом крупности и неоднородности материала при сохранении представительности по контролируемой характеристике.

Иными словами, проба должна быть по массе минимальной, но при этом полностью характеризовать контролируемые параметры опробуемого материала.

Отбор проб производят выборочным методом с целью выделения в общую объединенную пробу небольшой части продукта таким образом, чтобы в нее попала смесь зерен всех типов по крупности и минеральному составу примерно в той же пропорции, в которой они находятся в опробуемом материале, т.е. чтобы проба обладала всеми свойствами минерального сырья, от которого она взята.

Опробование производят последовательным выполнением таких операций, как отбор точечных и частичных проб, составление объединенной пробы, подготовка из объединенной пробы конечных лабораторных проб, передаваемых в лабораторию для проведения анализов.

Точечная проба – это проба, взятая одновременно от определенной части опробуемого продукта пробоотбирающим устройством.

Объединенная проба – проба, состоящая из суммы точечных проб, отобранных от опробуемого продукта по определенной схеме.

Лабораторная проба – это проба, окончательно подготовленная из объединенной пробы для передачи на анализ в лабораторию.

Продукты опробуются различными способами. Неподвижные материалы в бункерах, складах, отвалах, контейнерах опробуются преимущественно ручным способом с помощью ручных пробоотбирающих приспособлений.

Отбор проб от продуктов, перемещаемых внутри фабрики транспортерами или движущихся по желобам, течкам, трубам, как правило, производится с помощью различных механизированных или автоматических устройств.

От неподвижно лежащих материалов пробы отбираются щупами, шурфами, канавами, а от продуктов, движущихся непрерывным потоком, – при помощи механических пробоотборников, принцип работы которых основан на периодическом пересечении потока.

При ручном отборе от неподвижных материалов точечные пробы отбирают одинаковыми по массе, но их число распределяется пропорционально массе опробуемого продукта.

При опробовании движущихся потоков масса точечных проб должна быть пропорциональна производительности потока в момент отбора.

Самым известным и широко распространенным методом опробования неподвижных сыпучих материалов является *метод вычерпывания*. Его осуществляют взятием небольших, по возможности, одинаковых порций материала лопатой или совком из различных точек. Полученные при этом частичные точечные пробы смешивают вместе в объединенную пробу, а затем обрабатывают до получения лабораторной пробы и дубликата. Обработка объединенной пробы производится по определенной методике.

Обычно способом вычерпывания опробуют в разовом порядке кучи руды или породы, концентрат и другие материалы. Этот метод не всегда обеспечивает получение представительной пробы вследствие неоднородности состава мелких и крупных фракций материала и возможности субъективного влияния оператора на правильность получаемых результатов.

Иногда приходится опробовать уложенные хвосты в хвостохранилище или сухие концентраты, находящиеся в контейнерах. В этом случае пробы отбирают в нескольких точках по предварительно составленной схеме. При отборе проб таких материалов пользуются щупом, представляющим собой отрезок трубы диаметром 25–30 мм. Труба разрезается вдоль на две части, которые с одного конца соединяются между собой шарниром. Нижние концы обеих половинок заострены. Длина щупа в зависимости от толщины слоя опробуемого материала составляет 0,5–1,2 метра. Для отбора пробы щуп вдавливают в слой опробуемого материала на всю глубину, затем ручкой раскрывают щуп, заполняют материалом, закрывают, вынимают и опоражнивают.

Существуют и другие способы отбора проб от неподвижных материалов.

Как уже указывалось, опробование материалов, находящихся в движении, производится методом пересечения потока, который при достаточной частоте сечений является наиболее точным. В этом случае опробуемый поток периодически, через заданный промежуток времени, пересекается устройством, отбирающим частичную пробу.

На обогатительных фабриках пробы пульпы отбираются ручными или стационарными механическими пробоотборниками. Ручными пробниками пользуются для оперативного контроля параметров пульпы: плотности, соотношения Т:Ж, содержания песковой фракции. Ручные пробники для отбора балансовых проб используются там, где невозможно установить стационарные механические пробоотборники или при неисправности действующего механического пробоотбирателя.

Для ручного опробования пульпы применяются пробники различных конструкций, которые показаны на рис. 10.1.

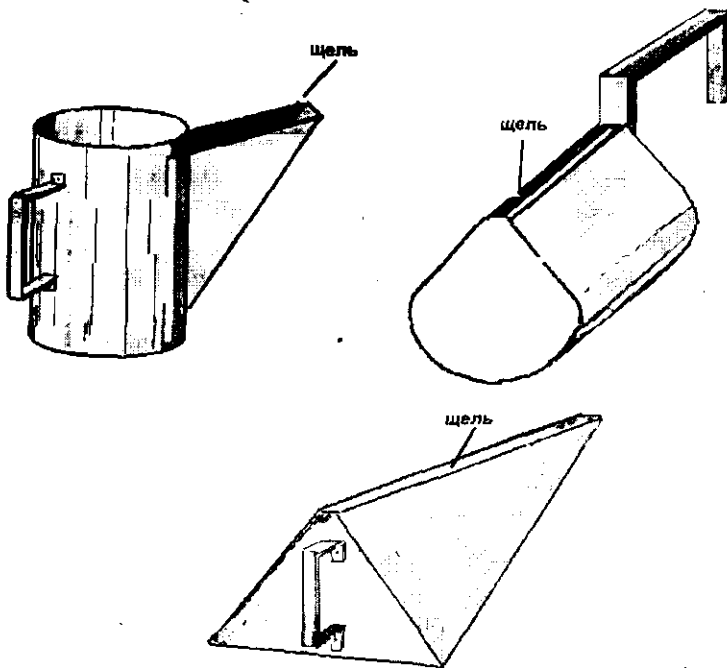


Рис. 10.1. Конструкции ручных пробоотборников

Ручные и стационарные пробоотбиратели должны обеспечивать:

1. Свободное прохождение кусков или частиц руды в щели ручного пробника или пробоотсекающего органа механического пробоотборника.
2. Пропускную способность или ёмкость пробоотсекающего устройства, соответствующую производительности опробуемого потока.
3. Постоянную скорость передвижения пробоотсекающего устройства через опробуемый поток пульпы, при котором опробуемый материал не будет разбрызгиваться или выбрасываться из пробоотсекателя.
4. Параллельность кромки пробоотсекающего устройства с прямолинейным ходом рабочего органа.
5. Доступность конструкции пробоотсекателя для осмотра и очистки.

При пользовании ручным пробником пробу нужно отбирать плавным пересечением свободно изливающегося потока пульпы. При этом скорость пересечения потока должна быть по возможности постоянной.

Для опробования пульповых потоков применяется множество конструкций стационарных механических пробоотбирателей. В основном это пробоотбиратели ножевого типа с горизонтальным пересечением потока. Этими устройствами пробы пульпы отбираются пропорционально производительности потока, т.е. они обеспечивают выполнение основного принципа пробоотбора при накоплении сменной пробы, которая в результате этого должна отображать качественно-количественные изменения опробуемого потока за всю смену.

Наиболее широко распространенными на фабриках являются пробоотбиратели АП-1, ПРО-1, ОДП-0,5, 66-ОП. На Самартинской и Ирокинденской фабриках для отбора проб пульпы от хвостов и питания флотации применяются автоматические пробоотборники ОДП-0,5, АП-1, устройство которого изображено на рис.10.2.

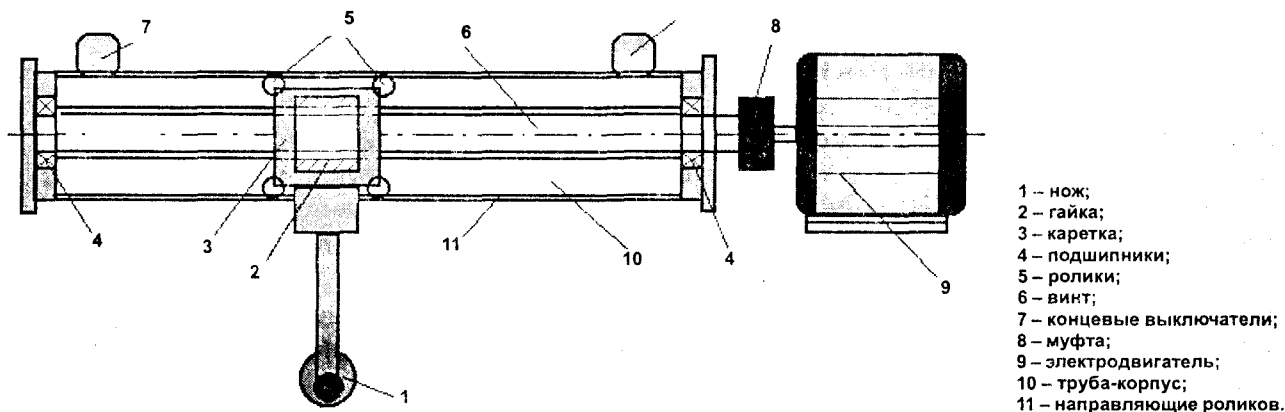


Рис. 10.2.

Это винтовой пробоотбиратель, в котором механизм пробоотсекающего ножа 1 состоит из каретки 2, несущей маточную гайку 3, сопряженной с ходовым винтом 4. Каретка передвигается в обе стороны на роликах 5 по направляющим 6, вмонтированным в трубу 7. В трубе имеется продольная прорезь, на концах которой закреплены резиновые ограничители 8. На каретке укреплена нажимная планка 9, предназначенная для нажима на ролик концевого выключателя 10. Ходовой винт через эластичную муфту 11 соединен с электродвигателем 12. К пробоотсекающему ножу подсоединяется резиновая трубка для слива пробы в сборную ёмкость. Автоматическое включение электродвигателя через заданный промежуток времени и его реверс осуществляется при помощи пускателя с реле времени и двух электромагнитных реле.

Автоматические пробоотборники АП-1 надежны в работе и просты в обслуживании и ремонте.

10.2. Учет руды, концентратов и готовой продукции

Количество руды, принятой фабрикой от горного цеха, должно определяться путем взвешивания. Обычно для этой цели используют автовесы с пределом взвешивания 20,30, 40,60 тонн. При отсутствии автовесов учет принятой руды ведется по количеству автосамосвалов, вагонеток и др. Их весовая емкость должна регулярно проверяться.

Вес пустого автомобиля, в котором производится доставка руды на фабрику, должна проверяться не реже одного раза в неделю или месяц. При взвешивании руды на автовесах должны фиксироваться раздельно общий вес автомобиля с рудой, вес тары и по разности устанавливаться масса нетто руды.

В случае прилипания или намерзания руды к стенкам и днищу кузова необходимо тщательно следить за опорожнением кузова автосамосвала, регулярно зачищать кузов и перевешивать автомобиль после разгрузки.

Количество переработанной на фабрике руды обычно определяется взвешиванием на конвейерных весах, устанавливаемых на транспортерах, подающих сырье в мельницы. На момент окончания отчетного периода, обычно месяца, количество переработанной руды уточняется путем снятия остатков руды в бункерах и проведения маркшейдерского замера на рудном складе.

Поскольку весь баланс сырья и полученной товарной продукции составляется по сухой массе, одновременно со взвешиванием сырья и продуктов обогащения от них должны отбираться пробы для определения влажности.

Влажностью продукта называют отношение массы влаги M_w к массе материала M , содержащего эту влагу:

$$W = M_w / M,$$

где W – влажность в %.

Обычно определяют влажность по так называемой свободной влаге, т.е. влаге, которая может быть удалена испарением. В отличие от свободной, существует химически связанная или конституционная влага, которая может быть удалена только при химическом разложении минералов. Эта влага не входит в массу воды M_w числителя вышеприведенной формулы.

Непосредственный способ определения влажности – высушивание материала, взвешивание его до и после сушки. Влажность в этом случае определяется по формуле:

$$W = M - M_c / M,$$

где M – масса исходного материала,

M_c – масса высушенного материала.

Сушку ведут обычно при температуре, не превышающей 105–110°C. Просушивание материала ведется до практически постоянной массы навески. При определении влажности руды или концентрата берут навеску материала с исходной массой 1 кг и высушивают на противне в сушильном шкафу при $T=110^0$ в течение 8 часов, после чего взвешивают, затем снова ставят в шкаф еще на 1,5–2,0 часа. Если после этого вес материала не изменился или незначительно уменьшился, подсчитывают влажность по разнице весов.

Проба руды на влажность отбирается не реже одного раза в сутки в зависимости от характера руды и степени ее однотипности по влажности, а также в зависимости от погодных условий. В большинстве случаев влажность руды не превышает 5–6%.

Во флотоконцентрате влажность определяется по каждому контейнеру и в общей пробе от всей партии. Согласно технических условий (ТУ) влажность флотоконцентрата, отправляемого на завод, не должна превышать 7%.

Все виды товарной продукции, получаемой на фабрике, должны взвешиваться в полном объеме. Каждый контейнер с концентратом после сушки должен взвешиваться на платформенных тензометрических весах с точностью до 0,5 кг с записью массы брутто контейнера, массы тары и массы нетто в рабочем журнале.

Золотосодержащие слитки после плавки и шиховое золото после доводки взвешиваются на технических рычажных или электронных весах с точностью измерения до 0,01 грамма.

Учет массы промежуточных продуктов обогащения – гравииоконцентрата или золотой головки, поступающих в дальнейшую переработку в доводку или на плавку, производится взвешиванием на весах или замером специально тарированными сосудами, вес которых должен систематически проверяться.

Вся готовая продукция золотоизвлекательной фабрики – флотоконцентрат, катодные осадки, лигатурное золото в виде слитков или шихов – должна тщательно опробоваться перед отправкой её на завод-потребитель. Определению подлежат масса отправляемой продукции, содержание в ней золота и серебра и других ценных компонентов, если они есть, а также влажность отправляемых концентратов.

Методика опробования и анализа продукции, отправляемой на перерабатывающие заводы,

устанавливается единой, т.е. по одной и той же методике производится опробование и анализ продукции на заводе-потребителе и на ЗИФ. Это необходимо для того, чтобы свести к минимуму разницу по массе и количеству драгметаллов между поставщиком и потребителем. В случае обнаружения на заводе-потребителе большой разницы по массе концентрата и количеству золота представитель фабрики выезжает на завод для установления причины.

Как уже указывалось, опробованию подлежит каждая партия концентрата: от партии отбирается средняя проба, которая делится на 3 равные части. Одна часть пробы поступает в лабораторию на анализ, вторая часть вместе с партией флотоконцентрата отсылается на завод-потребитель, а третья часть пробы в качестве дубликата хранится в лаборатории.

Анализ одной и той же пробы в лаборатории фабрики и на заводе помогает разобраться в причинах расхождений в количестве отправленного с концентратом золота.

В целях правильного и достоверного учета руды, концентратов, готовой продукции все весовые устройства на фабрике не реже одного раза в год должны *поверяться* государственной метрологической службой. При этом проверяется точность и погрешность измерения каждой единицы весов и разновесов и производится их клеймение. Категорически запрещается пользоваться неповеренными весовыми устройствами.

10.3. Контроль параметров пульпы

При осуществлении процесса переработки руды необходимо постоянно контролировать параметры пульпы на входе и выходе операций измельчения и классификации, сгущения и флотации, цианирования и сорбции.

Основными характеристиками пульпы являются плотность, соотношение жидкого и твердого по массе и объёму, содержание контролируемой по крупности фракции в твердой фазе пульпы.

Под плотностью пульпы понимается величина, определяемая соотношением массы тела к его объёму:

$$Y = P/W,$$

где W – объём пульпы в см^3 , P – масса пульпы, г.

Плотность пульпы связана отношением $T : Ж$, т.е. с соотношением между твердым и жидким в пульпе. Зная плотность твердой и жидкой фаз в пульпе, а также соотношение между твердым и жидким, можно определить плотность пульпы и наоборот.

Определение соотношения жидкого к твердому производится по удельному весу пульпы. Для этого отбирается проба пульпы в мерную кружку объёмом 1 л и взвешивается на весах. При этом удельный вес пульпы определяется из уравнения:

$$Y = (P_3 - P_1) / (P_2 - P_1),$$

где P_1, P_2, P_3 – масса кружки соответственно пустой, с водой и с пульпой.

Разность $P_2 - P_1$ равна литру воды, т.е. практически равна 1000 г. По известному удельному весу руды определяется процент твердого в пульпе или соотношение $T : Ж$. На фабриках заранее составляют таблицы или графики с указанием $T : Ж$ и процента твердого при различных весах 1 л пульпы. Имея такую таблицу, достаточно взвесить пробу 1 л пульпы и по ее весу найти в таблице процент твердого в ней и соотношение $T : Ж$.

Этот метод контроля удельного веса пульпы, плотности и соотношения $T : Ж$ достаточно точен и прост. Его недостатком является периодичность измерения и необходимость занимать специально для этого людей.

В связи с тем, что при отработке месторождения, особенно при переходе на новые горизонты и участки добычи, руда меняется по характеру, меняются её физические характеристики, «Правила технической эксплуатации золотоизвлекательных предприятий» [46] предписывают проверять периодически, но не реже одного раза в квартал, удельный вес руды и при его изменении корректировать таблицы для определения процента твердого в пульпе.

Измерения малых плотностей пульпы имеет некоторые особенности. Продуктами с малым содержанием твердого являются сливы сгустителей, фильтраты, оборотные цианистые растворы, оборотные промывы и т.д. При сравнительно невысоких содержаниях твердого в жидкости, например, в сливе сгустителя, целесообразно использовать фильтрацию и весовой метод. В этом случае отбирают пробу слива объёмом 10 л за один раз, затем пробу фильтруют через двойной фильтр, фильтр с осадком высушивают и взвешивают. Зная первоначальный объём

пробы, рассчитывают содержание твердого в сливе. Этим методом определяют содержание твердого до 5–10 г/л, свыше этого – плотность контролируется мерной кружкой, как обычная пульпа.

Наряду с ручным определением параметров пульпы на фабриках широко используются датчики и приборы для определения плотности, расхода пульпы и твердого.

Большое значение на фабриках имеет контроль степени измельчения руды и продуктов обогащения. Для этого в пробах пульпы экспрессным методом определяется содержание готового класса измельчения в твердой фазе (мокрый ситовой анализ). Обычно процесс измельчения контролируется по классу – 0,074 или – 0,15 мм. Определение крупности твердого продукта по готовому классу производят одновременно с определением плотности пульпы. После взвешивания пульпы объемом 1 л и определения массы твердого по таблице пульпу пропускают через сито 0,074 мм или 0,15 мм. Оставшийся на сите песок промывают водой и взвешивают. Масса песковой фракции, оставшейся на сите, отнесенная к массе твердого в 1 л пульпе, даёт содержание неизмельченных песков в пульпе.

$$P_{-0,074} = \frac{M_{+0,074} \cdot 100}{M},$$

где $P_{-0,074}$ – процент неизмельченного класса в пульпе %;

$M_{+0,074}$ – масса песковой фракции, г;

M – масса твердого в пульпе, г.

Мокрый ситовой анализ пульпы применяется для оперативного контроля процесса измельчения непосредственно в цехе в течение смены.

Сухой ситовой анализ производит ОТК в сменных пробах пульпы после высушивания твердой фазы и просеивания на лабораторном вибро-сите. Этот вид анализа является окончательным и характеризует работу всего узла измельчения.

10.4. Опробование и контроль технологических растворов

К технологическим растворам относятся жидкая фаза пульпы в процессе цианирования и сорбции, растворы реагентов, дозируемых в технологический процесс, исходные растворы для десорбции сорбентов, элюаты до и после электролиза, оборотные растворы и др.

Технологические растворы подлежат опробованию на определение концентраций реагентов и содержание растворенных золота и серебра, а также металлов-примесей.

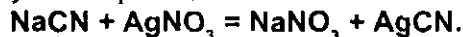
В гидрометаллургическом производстве опробование и анализ технологических растворов является основным средством контроля и регулирования производственного процесса.

В процессах цианирования и сорбционного выщелачивания жидкая фаза пульпы контролируется по концентрациям свободного цианида и защитной щелочи.

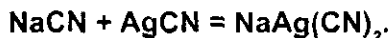
Опробование растворов на определение цианида и щелочи производится периодически на основных узлах технологического процесса в заданных точках не менее 4-х раз в смену, в менее ответственных точках процесса – один–два раза в смену, а при циклической обработке пульпы – по циклам. Для определения концентрации цианида и щелочи проба пульпы в количестве 200–300 мл отбирается ручным пробником в заданной точке и фильтруется через воронку через плотный бумажный фильтр. Только совершенно чистые и прозрачные растворы подаются на титрование.

Определение концентрации NaCN в растворах.

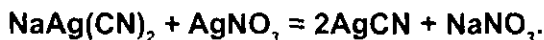
Для определения свободного цианида применяют титрование раствором азотнокислого серебра. Способ основан на следующих реакциях:



Белый осадок цианистого серебра растворяется в избытке цианида с образованием комплекса:

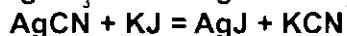
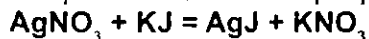


Когда весь свободный цианид в растворе израсходуется на образование комплекса $\text{NaAg}(\text{CN})_2$, то избыточная капля AgNO_3 , реагируя с комплексом, выделяет из него нерастворимое в воде цианистое серебро:

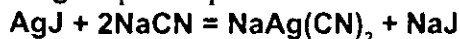


Появление исчезающей муги AgCN обнаруживает конец реакции.

Титрование ведется при добавлении к испытуемому раствору 3–4 капель 5-центного раствора йодистого калия. В этом случае при прибавлении избыточной капли AgNO_3 вместо цианистого серебра выделяется менее растворимое йодистое серебро, т.е.



Йодистое серебро так же, как AgCN растворяется в избытке свободного цианида по реакции:



Как только весь цианид свяжется в комплекс, желтый цвет выделившегося AgJ позволит визуально лучше определить конец реакции. Применение йодистого калия в качестве индикатора устраняет также вредное влияние комплексных цианистых соединений меди, ферроцианидов и других цианистых солей, присутствующих в растворе.

При титровании растворов, содержащих цинк, к испытуемому раствору кроме KJ добавляется несколько капель аммиака. Аммиак способствует ускорению растворения хлопьев цианистого серебра AgCN , особенно в конце титрования. В аммиаке быстро растворяется AgCN , но совершенно не реагирует с ним AgJ .

Раствор азотнокислого серебра для титрования приготавливают растворением 17,33 г химически чистого вещества AgNO_3 в 1 л дистиллированной воды. Каждый кубический см такого раствора, пошедшего на титрование, соответствует 0,1% NaCN или 1 г/л.

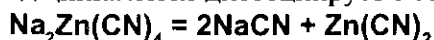
Согласно методике, определение концентрации NaCN выполняется следующим образом: от пробы испытуемого раствора пипеткой отбирают точно 10 мл и вливают его в мерную колбу емкостью 50–100 мл, затем добавляют несколько капель 5-процентного раствора KJ . После этого в колбу медленно приливают из мерной бюретки раствор AgNO_3 , встряхивая колбу время от времени, пока не появится отчетливо желтая опалесценция. По бюретке отсчитывается число см^3 AgNO_3 , пошедших на титрование, и умножается на 0,1. В результате получается содержание свободного цианида в растворе в процентах.

При отсутствии в растворе цинкового цианистого комплекса отмеренную для титрования пробу можно разбавить водой до 40 см^3 для ускорения растворения AgCN . Титрование ведут на черном фоне, например, на черной глянцевой бумаге, подложенной под колбу, так как тогда лучше заметен конец реакции (желтая окраска).

Определение свободного цианида в растворах, содержащих комплексные цианистые соединения цинка.

Определение свободного NaCN в растворах, содержащих цинк, по вышеописанному методу представляет ряд затруднений. Эти затруднения связаны с неопределенностью конца реакции при титровании KJ и с тем, что цианид, связанный в комплекс $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ в большей или меньшей степени определяется как свободный в зависимости от щелочности и разбавления раствора.

В растворе комплексный цианид цинка легко диссоциирует с отщеплением свободного цианида:



Степень диссоциации возрастает с разбавлением раствора и при титровании количество свободного цианида получается больше. Вследствие этого, разбавление отмеренной пробы для титрования недопустимо.

Если в испытуемом растворе присутствует свободная щелочь, то цианид, связанный в цинковый комплекс, частично или полностью определяется как свободный при титровании AgNO_3 .

Таким образом, при титровании обычным путем растворов, содержащих цинк, показания по свободному цианиду превышают его действительное содержание.

В этом случае цинксодержащие цианистые растворы титруют с добавлением в испытуемую пробу в качестве индикатора нескольких капель 10%-ного раствора $\text{K}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$ до появления слабой опалесценции или же до первого появления хлопьевидного осадка.

Присутствие в растворе свободной щелочи уменьшает точность результатов. Поэтому при содержании свободной щелочи свыше 0,03% CaO последняя должна быть предварительно нейтрализована прибавлением раствора минеральной кислоты, обычно 0,1N азотной кислоты.

Определение общего цианида.

Под общим цианидом понимают сумму, связанного в комплексы и свободного цианида и цианистоводородной кислоты HCN . Определение суммы цианидов ведут в присутствии индикатора,

состоящего из 4 г едкого кали и 1 г йодистого калия в 100 см³ дистиллированной воды. К 10 см³ испытуемого раствора прибавляют от 1,5 до 3 см³ индикатора и титруют раствором **AgNO₃** до появления отчетливой желтоватой окраски. Число кубических сантиметров израсходованного на титрование раствора, умноженное на 0,1, равно процентному содержанию общего цианида.

Определение свободной щелочности цианистого раствора.

Свободную щелочь определяют титрованием раствором щавелевой кислоты до нейтрализации раствора, но без разложения находящегося в нем цианида. Определение производится следующим образом: 10 см³ раствора титруют обычным методом **AgNO₃** в присутствии **KJ** и определяют содержание свободного цианида. Затем к пробе прибавляют избыток **AgNO₃**. Если в растворе имеется свободная щелочь, то он окрашивается в красный цвет. Если раствор остается бесцветным или в нем появляется белая муть, то раствор является нейтральным или слабощелочным и дальше не имеет смысла титровать. Свободную щелочь титруют децинормальным раствором щавелевой кислоты до исчезновения окраски.

Раствор для титрования готовится растворением 6,3 г кристаллической щавелевой кислоты в дистиллированной воде. При титровании происходит реакция:



Каждый см³ кислоты, пошедшей на нейтрализацию 10 см³ испытуемого раствора, отвечает 0,0028 г **CaO** и 0,004 г **NaOH**, или 0,028 % свободной **CaO** или 0,04% свободной **NaOH**.

В практике работы фабрик принято цианид дозировать в технологический процесс в виде крепкого раствора с содержанием **NaCN** 18–20%. Крепкие цианистые растворы готовят в реagentном отделении. После приготовления раствор анализируется на содержание **NaCN**. Чтобы не расходовать большое количество азотнокислого серебра, пробу раствора разбавляют дистиллированной водой в 10–20 раз, после чего ведут определение цианида по вышеописанной методике, но результат умножают на величину разбавления.

Все растворы, применяемые для титрования, и индикаторы: растворы азотнокислого серебра, серной и щавелевой кислоты, гидросульфита натрия, йодистого калия, фенолфталеина – должны готовиться в химической лаборатории и поступать на фабрику для производства экспресс-анализа в готовом виде, в закупоренной соответствующей таре и снабжаться четкими этикетками.

При наборе сменной пробы пульпы, содержащей цианистый натрий, следует пользоваться эмалированной или окрашенной изнутри тарой, в которую для разрушения цианида предварительно вводится раствор железного купороса или марганцевокислого калия. Это необходимо для того, чтобы предотвратить дальнейшее растворение золота в пробе и зафиксировать его содержание в растворе на уровне, при котором отбиралась проба. Обычно так поступают, когда набирается проба цианистых хвостов сорбции перед обезвреживанием.

10.5. Контроль технологических растворов на содержание золота и серебра

Контроль технологических растворов на содержание благородных металлов позволяет определить полноту их перехода из руды или концентрата в жидкую фазу пульпы, а также из раствора пульпы на сорбент и, в конечном счете, их извлечение в товарную продукцию.

Пробы на содержание золота и серебра отбираются в начале и конце операции предварительного цианирования, из процесса сорбции в нескольких точках от хвостов сорбции и из процесса электролиза товарного элюата, а также из растворов регенерации.

Раньше цианистые растворы на содержание золота анализировали в лаборатории пробирным методом (свинцовая губка), продолжительность которых составляла от 6 до 24 часов. По этой причине регулировать процесс цианирования было весьма затруднительно, так как за то время, пока анализировалась проба, раствор успевал перемещаться по схеме в другую операцию или вообще сбрасывался в хвосты, вследствие чего воздействие на процесс опаздывало.

В настоящее время для анализа технологических растворов применяют более совершенные спектральные методы анализа с использованием высокочувствительных и точных приборов.

Благодаря своей высокой экспрессности, экономичности и высокой чувствительности, они позволяют избежать многих трудностей при обработке проб пробирными методами. Среди спектральных методов определения благородных металлов в растворах наиболее широкое распространение на фабриках получил **атомно-абсорбционный**.

Атомно-абсорбционное определение золота и серебра имеет существенное преимущество перед многими методами [44], особенно при анализе технологических растворов сложного состава без разделения целого ряда сопутствующих элементов, а такими растворами являются почти все растворы цианистого выщелачивания. Точность этого метода, как показывает практика, не уступает классическим методам мокрого химического анализа и значительно превосходит последний по экспрессности. Достаточно сказать, что определение золота в растворе с использованием атомно-абсорбционного анализатора занимает от 3 до 10 минут.

Метод основан на способности нейтральных атомов каждого элемента поглощать характерное для него излучение. Интенсивность такого поглощения зависит от концентрации определяемого элемента и подчиняется основному закону фотометрии.

Сущность метода состоит в следующем. Раствор анализируемой пробы распыляют в пламя, через которое пропускают свет от источника излучения определяемого элемента. Образующиеся в пламени в результате диссоциации молекул атомы поглощают излучение резонансной линии определяемого элемента. Пройдя через пламя горелки, свет попадает в спектрофотометр, где происходит его разложение в спектр. На выходную щель выводят резонансную линию определяемого элемента, интенсивность которого регистрируют фотоумножителем.

Ток фотоумножителя измеряют либо микроамперметром, либо электронным потенциометром. Принимая интенсивность неослабленного излучения за 100, строят градуировочный график зависимости оптической плотности от концентрации, по которому определяют содержание элемента в анализируемом растворе.

Стандартная схема атомно-абсорбционного анализа предусматривает приготовление эталонного раствора определяемого элемента, его фотометрирование и построение графика концентраций, собственно фотометрирование исследуемого раствора и определение по графику концентрации элемента в анализируемом в растворе.

Аппаратуру для атомно-абсорбционного анализа разработал в нашей стране в 1970–1980 гг. Всесоюзный научно-исследовательский институт (ВНИКИЩМА). Одним из первых разработанных и внедренных в производство был лабораторный атомно-абсорбционный анализатор «Спектр-1».

Анализатор «Спектр-1» успешно применяется для определения в растворах не только золота и серебра, но и большой гаммы других элементов – меди, цинка, железа, хрома, ванадия и др.

Для контроля содержания золота в жидкой фазе цианистых пульп непосредственно в технологическом процессе были разработаны автоматические атомно-абсорбционные анализаторы «Золото-1» и «Золото-2». В состав анализатора «Золото-1» входят пробоотборное фильтрующее устройство и устройство непрерывной подачи пробы, экстрактор для обогащения проб, однолучевой атомно-абсорбционный спектрофотометр.

Комплект аппаратуры с устройством непрерывной подачи пробы применяют для контроля золота в головных пачуках, где концентрация золота в растворе пульпы больше 0,1 мг/л. К хвостовым пачукам, где концентрация золота в растворе меньше 0,1 мг/л, подключают экстрактор.

Анализируемая пульпа при помощи устройства пробоотбора поступает непрерывно в фильтры. Фильтрат-проба самотеком поступает в проточную камеру пробоподающего устройства либо в экстрактор, в зависимости от характера анализируемого раствора. Далее пробу по определенному циклу поочередно с эталонным раствором вводят распылителем в пламя горелки спектрофотометра. Поглощение света, обусловленное присутствием в пламени атомов пробы и эталона, записывается на диаграммной ленте регистрирующего устройства. Все операции в анализаторе, от отбора пробы до записи результатов измерений, производятся автоматически.

Внедрение автоматических атомно-абсорбционных анализаторов «Золото-1» на фабриках позволило оперативно осуществлять контроль и регулирование сорбционного процесса, снизить потери золота в хвостах и создало предпосылки для автоматического управления процессом с применением вычислительной техники.

Разработкой и выпуском атомно-абсорбционных приборов в настоящее время занимаются свыше 25 зарубежных фирм. Наиболее известными и распространенными из них являются приборы американской фирмы «Perkin-Elmer». Эти анализаторы успешно работают на наших золотоизвлекательных фабриках. Для анализа технологических растворов на золото и серебро в лаборатории Холбинского рудника установлен прибор этой фирмы. Анализатор имеет цифropечатающее устройство, автоматическую подачу проб и другие приспособления, предусматривающие обеспечение высокой производительности при выполнении анализов.

Чтобы обеспечить оперативный контроль технологического процесса, атомно-абсорбционные анализаторы устанавливают в экспресс-лабораториях, расположенных непосредственно в сорбционных отделениях фабрик. Под экспресс-лабораторию отводится помещение площадью не менее 20 м². В помещение экспресс-лаборатории подводятся холодная и горячая вода, вентиляция, трубопроводы газа пропана и сжатого воздуха, производственная канализация для сброса отработанных проб растворов.

В экспресс-лаборатории наряду с растворами анализируются пробы угля на содержание золота и серебра. Анализ активного угля заключается в том, что его измельчают, полностью растворяют в царской водке и анализируют полученные растворы на спектрофотометре.

10.6. Баланс драгметаллов золотоизвлекательной фабрики

Баланс драгметаллов за отчетный период на любой обогатительной или золотоизвлекательной фабрике характеризует ее технический уровень работы и степень использования сырья, поступившего в переработку.

Понятие «*баланс*» означает равенство количества металлов (в нашем случае золота и серебра), поступившего с рудой на фабрику, и количества металла, вышедшего за пределы фабрики в товарной продукции и в отвальных хвостах.

Баланс полезных компонентов, составленный по данным оперативного аналитического контроля с указанием масс переработанной руды, называется *технологическим*. Технологические балансы, как правило, составляются оперативно за каждые сутки с нарастанием с начала месяца. Технологические балансы металлов оперативно ведутся как на фабрике, так и службой ОТК.

Баланс металлов, составленный по данным месячного учета массы руды, товарных концентратов, остатков незавершенного производства и данных аналитического контроля содержания металлов в хвостах, готовой продукции и исходной руде называется *товарным*.

Товарный баланс металлов характеризует работу фабрики в целом и составляется ежемесячно с нарастающим итогом с начала года. Он является основным отчетным документом, по которому определяются главные показатели работы всего золотодобывающего предприятия.

В балансе указываются:

- Количество рудного сырья и металлов в нем, поступившего на фабрику и переработанного по принятой технологической схеме.
- Общее количество драгметаллов, полученных в готовой продукции, отдельно в слитках и концентратах, отгружаемых на перерабатывающие заводы.
- Количество металлов в незавершенном производстве, в том числе, в полуфабрикатах.
- Количество металлов, выгруженных с хвостами в хвостохранилище.
- Товарное и зачетное извлечение золота и серебра в %, в том числе, извлечение металлов по обогатительным и гидрометаллургическим операциям отдельно.
- Количество металлов, потерянных в процессе переработки руды, так называемые механические потери.

Масса отвальных хвостов подсчитывается как разница между сухими массами руды и товарных концентратов. Содержание металлов в хвостах определяется систематически в сменных пробах хвостов. Если на фабрике или в отдельном цехе осуществляется цианистый процесс, то количество золота и серебра в хвостах указывается в балансе как общее во всем объеме, так и отдельно в твердой и жидкой фазах хвостов.

При получении на фабрике некондиционной золотосодержащей продукции, например, железного скрала при гравитационном обогащении, металлы в ней указываются в балансе отдельно по статье «полуфабрикаты». К полуфабрикатам можно относить мелкий уголь с золотом, отсеянный после реактивации или из хвостов, золотосодержащий некондиционные концентраты.

На фабриках производительностью более 500 тонн/сутки со сложной технологической схемой переработки руды, а также с применением процесса сорбции большое количество золота и серебра находится в аппаратуре в виде богатых золотосодержащих материалов, составляя так называемое незавершенное производство (НЗП). В состав НЗП включаются остатки руды в накопительных бункерах (200 тонн и более), единовременная загрузка золотосодержащего угля или анионита в аппаратах, а также золотосодержащие растворы, необработанные катодные осадки и другие материалы, содержащие золото и серебро, не вошедшие в готовую продукцию.

В зависимости от производительности и принятой технологической схемы переработки, количество золота в НЗП на различных фабриках колеблется от 10 до 100 кг. Изменение количества золота в НЗП за месяц в ту или иную сторону играет существенную роль при подсчете содержания в переработанной руде и при определении процента извлечения. Поэтому служба ОТК вместе с технологическим персоналом фабрики обязана в конце каждого месяца производить замер и опробование продуктов НЗП с оформлением соответствующего акта. Изменение количества металлов в НЗП за месяц вносится в баланс с соответствующим знаком отдельной строкой.

Количество золота и серебра в товарной продукции вносится в баланс металлов только при условии, что продукция опробована и учтена по массе, соответствует техническим условиям, принята ОТК и сдана в золотоприемную кассу. В противном случае, золотосодержащая продукция должна пройти в балансе либо как незавершенное производство, либо как полуфабрикат.

Если на фабрике существует и работает установка головного опробования руды, поступающей в переработку на фабрику, то в балансе металлов подсчитывается балансовая неувязка, которая равна разнице между металлом, подсчитанным по данным головного опробования и металлом в руде, определенной расчетным путем. Расхождение в этом случае, согласно «Правил эксплуатации ЗИФ» [46], не должно превышать 2%. Если балансовая неувязка составляет более 2%, то необходимо разобраться в причинах и тщательно исследовать условия работы фабрики, методики опробования и анализа продуктов.

При отсутствии на фабрике головного опробования исходной руды количество металла в исходной руде подсчитывается как сумма металлов в отвальных хвостах, в готовой продукции, в полуфабрикатах, в механических потерях и в изменении количества металлов в НЗП с соответствующим знаком. Поскольку на Самартинской и Иркинденской ЗИФ отсутствуют установки головного опробования руды, количество и содержание золота и серебра в исходной руде определяется расчетным путем.

Основным показателем, характеризующим качественную работу фабрики, является извлечение металлов, выраженное в процентах.

Технологическое извлечение металла определяется как отношение количества металла, полученное в готовой продукции, к количеству металла, содержащемуся в сырье, переработанном в отчетном периоде [46]. Технологическое извлечение определяется по формулам:

$$E_t = Me_m / Me_p = Me_m / (Me_x + Me_m \pm Me_{изп}),$$

где: E_t - технологическое извлечение в %;

Me_m - металл в готовой продукции, г;

Me_x - металл в хвостах, г;

Me_f и Me_c - металл во флотоконцентрате и соответственно в слитках, г;

$\pm Me_{изп}$ - изменение количества металла в НЗП, г.

Зачетное (товарное) извлечение драгметаллов определяется как отношение количества металлов, принятого в зачет, с учетом потерь металла на перерабатывающих заводах, к количеству металлов в исходном сырье. Оплата золотодобывающему предприятию производится только за золото и серебро, показанные в балансе с учетом зачетного извлечения.

Баланс металлов по фабрике составляется ежемесячно, подписывается начальником фабрики, начальником ОТК и утверждается главным инженером предприятия.

ГЛАВА 11. ПРАКТИКА РАБОТЫ ЦЕХА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ ХОЛБИНСКОГО РУДНИКА

При переработке руды и продуктов ее обогащения основным фактором, осложняющим технологию, является изменение ее минералогического и вещественного состава. В руде Зун-Холбинского месторождения содержание сульфидных минералов, влияющих на процессы цианирования и сорбции, резко меняется при разработке разных участков, а по мере отработки месторождения на более глубоких горизонтах сульфидизация руды увеличивается, в некоторых обрабатываемых блоках появляются в руде активные углистые минералы в виде углистых сланцев или графитизированных карбонатов. Все эти минералы хорошо флотируются и переходят в концентрат, который перерабатывается в цехе гидрометаллургии.

Проектная технология переработки концентрата разрабатывалась на основании исследований нескольких усредненных технологических проб руды, отобранных из месторождения, и технологические параметры и схема цепи аппаратов, которые были заложены в технологию, при изменении минерального состава руды часто не обеспечивают заданное извлечение золота.

Вот почему необходимо постоянно изучать вещественный состав руды и совершенствовать технологию переработки руды и концентратов, чтобы получать максимальное извлечение драгоценных металлов не ниже проектного, применяя для этого весь накопленный опыт и знания процессов обогащения, цианирования и сорбционного выщелачивания.

Кроме того, после пуска нового производства в течение первого года и последующих лет эксплуатации выявляется степень работоспособности оборудования, определяется диапазон производительности отдельных узлов аппаратурной схемы, проявляются дефекты конструкций машин и т.д. Поэтому необходимо постоянно совершенствовать аппаратурную схему, оборудование, чтобы обеспечивать плановые показатели по производительности, извлечению золота, добиваться высокой эффективности производства.

Давно известно, что любое предприятие успешно развивается и эффективно работает только при условии постоянного совершенствования технологии и оборудования, улучшения организации производства, в противном случае оно обречено на стагнацию и упадок.

В настоящей главе изложен опыт пуска и эксплуатации цеха гидрометаллургии в течение первых четырех лет работы. Ниже рассказано о конкретных мероприятиях, осуществленных в целях обеспечения достигнутого в пусковой период высокого извлечения золота, а также то, что было сделано для увеличения производительности по переработке флотоконцентратов, снижению удельных расходов реагентов и материалов для повышения эффективности гидрометаллургического производства.

11.1. Опыт пуска цеха гидрометаллургии [6]

До недавнего времени золотосодержащий флотоконцентрат, получаемый при обогащении руды месторождения «Зун-Холбинское», транспортировали на медеплавильные заводы Урала, где его перерабатывали пирометаллургическим способом. При этом затраты на транспортировку концентрата, потери золота на заводах, стоимость переработки концентрата на этих заводах в целом составляли до 40% стоимости содержащегося в концентрате драгоценного металла.

В октябре 1998 г. на Холбинском руднике (п. Самарта, Восточные Саяны) акционерной компанией «Бурятзолото» было закончено строительство и введен в эксплуатацию цех гидрометаллургии (ЦГМ), предназначенный для переработки золотосодержащего флотоконцентрата, получаемого на обогатительной фабрике.

Ввод цеха в работу обеспечил законченный цикл переработки руды до получения готовой продукции в виде слитков сплава Доре непосредственно на месторождении «Зун-Холба».

Строительство цеха финансировалось зарубежными инвесторами, которые являются акционерами компании «Бурятзолото». Благодаря этому, строительство шло в быстром темпе, и с начала строительно-монтажных работ до пуска цеха прошло 18 месяцев. Пуск цеха мог быть осуществлен еще раньше, но этому помешали задержки с окончанием строительства хвостохранилища ЦГМ, которое строила подрядная строительная организация, неоднократно срывавшая сроки промежуточных этапов.

Технология переработки флотоконцентрата была разработана научно-исследовательским институтом «Иргиредмет», проект цеха гидрометаллургии выполнил институт «Сибгипрозо-

то». Строительство цеха велось хозяйственным способом силами строительной организации, входящей в АО «Бурятзолото».

Новый цех был принят в эксплуатацию 26 октября 1998 года. Необходимо отметить, что пуск ЦГМ в работу и освоение технологии осуществлялся в зимних условиях, что накладывало дополнительные трудности при работе, особенно, при перекачке пульпы концентрата от фабрики в цех и при гидротранспорте хвостов сорбции в хвостохранилище.

Показатели работы цеха за 12 месяцев первого года эксплуатации приведены в таблице 11.1.

**Технологические показатели ЦГМ в 1-й год эксплуатации
в сравнении с проектными показателями**

Таблица 11.1

Показатели	Проект	Месяцы 1998–1999 г.												Ср. за год
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Переработано концен-та, т	1050	1456	1279	1434	1176	1163	1262	1421	1228	1331	1273	1405	1520	1329
Сод-е Au в кон-те, г/т	104,8	85,5	102,6	89,4	100,6	95,6	110,4	109,1	91,7	94,9	105,2	109,4	135,5	102,2
Рабочая емкость угля по золоту, г/кг	4,5	6,0	5,7	5,6	5,2	5,8	4,3	4,8	5,1	5,7	5,8	5,8	5,8	5,42
Расход реагентов, кг/т														
NaCN	17,8	4,92	8,7	7,18	6,87	10,3	8,41	10,6	14,7	16,4	12,3	12,9	9,83	10,28
CaO	4,0	13,2	7,1	5,15	-	2,0	-	-	2,33	0,61	1,97	1,46	1,51	4,42
NaOH	1,99	2,91	2,2	3,82	2,0	2,0	1,87	2,15	1,05	1,81	1,51	1,48	1,52	2,13
уголь	1,6	2,48	1,9	-	1,34	1,34	0,96	0,94	2,6	0,66	0,35	0,96	0,68	1,05
Расход эл./энергии, Квт-час/т	340	384	352	377	383	279	341	335	291	265	277	255	278	318
Потери золота в хвостах, г/т	5,2	3,01	3,51	3,8	3,9	3,06	3,18	3,87	5,21	3,02	3,64	3,52	4,16	3,55
Технологическое извлечение, %	94,8	96,5	96,5	95,8	96,1	96,8	97,1	96,4	94,3	96,8	96,5	96,8	96,9	96,43

Как видно из таблицы, с первого же месяца работы цех вышел на проектные показатели по производительности и извлечению золота. За 1999 год переработано на 23% больше концентрата, чем по проекту, извлечение золота превысило проектное на 1,6%, удельные расходы основных реагентов – цианида натрия, каустической соды, активированного угля – оказались на 20–30% ниже проектных норм расхода.

Показатели работы ЦГМ за первые 12 месяцев работы свидетельствуют о том, что впервые в практике советских и российских золотодобывающих предприятий новый цех с первого дня работы достиг и перекрыл проектные показатели по извлечению золота и переработке флотоконцентрата. Обычно при пуске новой золотоизвлекающей фабрики на достижение основных показателей – проектной мощности и извлечения золота – затрачивается от 7 до 15 месяцев.

Успешный запуск цеха гидрометаллургии в работу и хорошие устойчивые показатели технологии в течение всего первого года стали возможными вследствие следующих обстоятельств.

Во-первых, на пробах флотоконцентрата Самаргинской ЗИФ в течение 10 лет был проведен большой объем исследовательских работ в отраслевых научно-исследовательских институтах (ЦНИГРИ, «Иргиредмет», «ЗабНИИцветмет» и др.) При этом хорошо был изучен минералогический и химический состав концентрата, в лабораториях институтов было тщательно исследовано несколько технологических схем переработки концентрата, была выбрана оптимальная технология, которая обеспечивала максимальное извлечение золота.

В 90-х годах институт «Иргиредмет» на нескольких представительных пробах флотоконцентрата провел лабораторные исследования и укрупненные полупромышленные испытания [37], на основании которых были выбраны оптимальные параметры технологии переработки концентрата с применением процессов цианирования и («уголь в пульпе»).

Во-вторых, в 1996–1997 гг. акционерная компания «Бурятзолото» заключила договоры с АО «Забайкальский ГОК» и АО «Иргиредмет» и провела совместные промышленные испытания концентрата массой 510 тонн по гидрометаллургической технологии с применением процессов цианирования и сорбции на уголь на промышленной установке в пос. Первомайска Читинской области.

В результате промышленных испытаний было получено извлечение золота, близкое к проектному. Испытания подтвердили принципиально правильный выбор технологии. На основании результатов и опыта, полученного при проведении этих испытаний, была откорректирована

проектная технологическая и аппаратурная схема цеха гидрометаллургии, которая стала окончательной при строительстве. Проведенные испытания позволили избежать многих ошибок, которые всегда сопутствуют пуску нового производства.

В-третьих, успешному пуску цеха и освоению технологии гидрометаллургии способствовало немаловажное обстоятельство – еще до начала монтажа основного оборудования в здании цеха была построена промышленная установка для переработки гравитационного концентрата методом цианирования в конусных аппаратах (патент института «Иргиредмет»). Производительность установки по переработке гравиконоцентрата была доведена до 6 т/сутки. Эта установка обеспечила обогатительной фабрике увеличение выхода лигатурного золота в 2 раза, на ней прошли обучение и получили опыт обслуживания цианистого процесса первые рабочие кадры, которые с пуском цеха перешли на основную технологию.

Получение результатов по технологическому извлечению золота выше проектного с первого дня работы цеха стало возможным еще и потому, что к моменту пуска цеха в эксплуатацию были осуществлены и проведены ряд организационно-технических мероприятий, основными из которых можно назвать следующие:

1. Параллельно с выполнением монтажных работ в цехе была создана *пуско-наладочная группа* из высококвалифицированных специалистов, которая вслед за монтажниками вела ревизию, наладку и испытания оборудования вхолостую и на воде, выявляла недостатки и по ходу строительства и монтажа устраняла их. Поэтому, когда закончился монтаж, большая часть основного технологического оборудования была готова к комплексным испытаниям на воде и под нагрузкой. При этом были исправлены и устранены выявившиеся недостатки как самого оборудования, так и монтажных работ, а также исправлены некоторые ошибочные проектные решения.

2. К моменту готовности оборудования десорбции и электролиза после монтажа и наладки появилась возможность *испытать этот узел на насыщенном золотом угле*, который был получен на «Конусной установке выщелачивания гравиконоцентрата».

В июне 1998 года за 4 месяца до пуска цеха была введена в работу технология десорбции золота с угля и узел электролиза золотосодержащих растворов с получением катодного осадка и последующей его плавкой на слиток сплава Доре в плавильном отделении цеха. Это позволило не только испытать оборудование узла десорбции, но и научить персонал, отработать основные технологические параметры процесса, подготовиться к пуску основной технологической цепочки цеха (пульпоподготовка, цианирование, процесс «уголь в пульпе»). Таким образом, задолго до пуска цеха половина всей технологии была готова к работе.

3. С августа 1998 года на смонтированном оборудовании основной технологической схемы, включающей операции приема и сгущения пульпы, цианирования и сорбционного выщелачивания, были проведены *комплексные испытания на пульпе хвостов флотации* обогатительной фабрики, которые продолжались более 2-х месяцев до самого пуска цеха.

В процессе этих испытаний были отлажены: узел перекачки пульпы из фабрики в цех, узел приема пульпы в цехе с выделением щепы на грохоте, сгущение пульпы в радиальных сгустителях; испытан и проверен в работе узел фильтрации пульпы, узел подачи сгущенной пульпы в пачуки цианирования насосом Warman, перекачка пульпы в пачуки сорбционного выщелачивания и автоматическое управление потоком пульпы в сорбционных пачуках.

В процессе этих испытаний был выполнен большой объем работ по доводке оборудования до рабочего состояния, в пачуках сорбции найден оптимальный угол наклона сетки для отделения угля от пульпы, разработана и выполнена простая и эффективная конструкция сит для перемещения угля из пачука в пачук навстречу потоку пульпы.

Проведение промышленных испытаний оборудования сорбционного отделения без подачи реагентов позволило обучить технологический персонал непосредственно на рабочих местах, натренировать рабочих на соблюдении технологических параметров потоков пульпы и угля в соответствии с «Режимной Картой технологического процесса», подготовить рабочих к пуску цеха в полном объеме.

4. Пуск в работу оборудования технологии десорбции золота с угля, проведение промышленных испытаний оборудования сорбции на пульпе способствовало и позволило *разработать программное обеспечение, произвести наладку и настройку автоматизированной системы управления технологическим процессом (АСУ ТП ЦГМ)*, спроектированную Восточно-Сибирским центром автоматизации ФЕСТО (г. Иркутск).

Особенно важно было обеспечить с помощью этой системы равномерную подачу пульпы в процесс цианирования и сорбции, осуществить учет подаваемого материала в процесс и дозирование рабочих растворов реагентов – цианида натрия и известкового молока. К моменту пуска цеха АСУ ТП ЦГМ производила сбор информации о процессе, осуществляла контроль и учет важнейших параметров процесса, обеспечивала автоматическое регулирование потока пульпы и в зависимости от количества твердого материала, поступающего в пачуки цианирования, выполняла задание по дозировке в процесс крепкого раствора цианида натрия для поддержания концентрации свободного цианида на заданном уровне.

Процесс высокотемпературной элюации золота с насыщенного угля также был бы невозможен без автоматического контроля температуры и давления среды в аппаратах и регулирования расхода элюента в процессе десорбции – здесь с помощью АСУ ТП удалось отработать технологию до пуска цеха и обучить обслуживающий персонал.

5. В период монтажа и проведения испытаний *работа велась совместно с авторами-разработчиками гидрометаллургической технологии – АО «Иргиредмет»*, что также способствовало успешному запуску цеха в работу. Еще до начала работы были составлены «Технологический регламент» на все операции переработки концентрата и «Карта контроля и опробования процесса». На каждое рабочее место были выданы и подробно изучены аппаратчиками «Технологические инструкции» по каждой операции процесса переработки концентрата.

С первых дней работы инженерно-технический персонал цеха и рудника совместно с присутствовавшими на пуске сотрудниками АО «Иргиредмет» неукоснительно требовали соблюдения параметров технологии на каждой операции в заданных пределах, детально отслеживали технологический процесс каждую смену и сутки.

6. Известно, что гидрометаллургическая технология невозможна *без экспресс-контроля технологических растворов на содержание выщелачиваемых металлов и сопутствующих элементов*. Еще в период строительства, когда начала работать пилотная установка выщелачивания, в цехе была организована экспресс-лаборатория на базе атомно-абсорбционного анализатора Perkin-Elmer для анализа цианистых растворов на Au, Ag и примесные металлы (Cu, Fe, Zn и др.). Кроме этого, была создана аналитическая лаборатория для природного мониторинга и производства химических анализов растворов.

В результате осуществления всех вышеописанных мероприятий в течение первого месяца работы цеха практически сразу же удалось выйти на проектную производительность по переработке флотоконцентрата и извлечению золота.

В процессе пуска цеха и освоения технологии было выполнено множество усовершенствований аппаратуры, изменена технологическая схема, отдельные технологические операции были исключены из технологии.

Так, с первых дней работы были исключены из технологической схемы две операции – известковая обработка пульпы концентрата и фильтрация пульпы перед цианированием. Эти операции предусматривались в проектной технологии и имели целью уменьшить расход цианистого натрия за счет удаления жидкой фазы пульпы, содержащей продукты разложения быстроокисляющихся сульфидов, которые вызывают повышенный расход цианида натрия при последующем цианировании. Однако полученные результаты по расходу цианида в течение первого и второго месяцев показали, что фактический удельный расход NaCN значительно меньше, чем по проекту, и было решено временно исключить эти операции из схемы.

Испытания большой массовой пробы флотоконцентрата в пос. Первомайка показали, что 14–20% потерь золота с хвостами сорбции падает на разрушенный, износившийся уголь, до 15% потерь золота находится в рудных частицах размером более 0,074 мм. Эти факты были учтены, и на контрольном грохоте хвостов сорбции установили 2 сита с ячейкой 0,4 мм и 0,9 мм. Надрешетный продукт – уголь крупностью +0,9 мм возвращается в последний пачук сорбции, а фракция угля –0,9 + 0,4 мм отделяется от хвостовой пульпы и выводится из процесса. В этой фракции содержание золота составляет 50–100 г/т, выход фракции зависит от качества угля и в разные периоды работы цеха составлял от 0,5 до 1% от потока угля в процессе.

Кроме этого, после десорбции и реактивации перед загрузкой в пачуки сорбции был введен сухой рассев угля на сите 0,4 мм с выделением угольной мелочи, что также помогло избежать потерь золота с хвостами сорбции.

При пуске технологии было также учтено, что степень раскрытия золота в рудных частицах концентрата, получающегося в процессе флотации, недостаточна для цианирования (об этом свидетельствовали данные исследований проб концентрата). Поэтому на обогатительной фабрике перед подачей концентрата в переработку ввели дополнительную операцию доизмельчения концентрата в шаровой мельнице. При этом концентрат измельчался до 97% фракции – 0,074 мм, что обеспечило почти полное раскрытие частиц золота перед цианированием и его растворение.

Ввод в эксплуатацию электрической ретортной печи реактивации угля через месяц после пуска цеха позволил стабильно получать насыщенный уголь из процесса сорбции с содержанием золота не ниже 4,0–5,0 г/кг. Реактивация угля обеспечила восстановление сорбционной способности угля после десорбции за счет удаления из пор сорбента органических и сернистых соединений и других примесей. Повышенная емкость угля по золоту позволила уменьшить поток угля в процессе и, в конечном счете, сказалась на снижении количества безвозвратных потерь.

На Холбинском руднике впервые в практике российских золотодобывающих предприятий, применяющих гидрометаллургическую технологию, было построено отдельное хвостохранилище, в котором хвостовая пульпа ЦГМ, содержащая цианид натрия, складывается без предварительного обезвреживания. Особенностью хвостохранилища является то, что ёмкость его выполнена в виде котлована ниже земной поверхности в вечномёрзлом грунте, а ограждающая дамба имеет глиняный зуб и понур, защищающий ёмкость хвостохранилища от попадания в него поверхностных вод. При складировании хвостов вечная мерзлота не даёт фильтроваться в грунт жидкой фазе, содержащей цианиды. Даже в зимний период в осветленной воде хвостохранилища концентрация свободного цианида уменьшается в 2 раза по сравнению с концентрацией цианида в хвостовой пульпе, выходящей из аппаратуры.

Ввод в эксплуатацию специального хвостохранилища для хранения цианистых хвостов цеха позволил полностью исключить дорогостоящую операцию обезвреживания, уменьшить расход цианида и за счет использования щелочной осветленной воды хвостохранилища в обороте полностью исключить подачу извести в технологический процесс.

Весь вышеописанный комплекс технических мероприятий, осуществленных в ходе пуска ЦГМ, привел к достижению не только высоких технологических показателей, но и к резкому снижению себестоимости переработки концентрата. Достаточно сказать, что с пуском цеха гидрометаллургии сквозное извлечение золота от руды до готовой продукции в целом по золотоизвлекаемому комплексу рудника Холбинский увеличился в среднем на 6,5% в месяц.

Себестоимость переработки флотоконцентрата в ЦГМ оказалась в несколько раз ниже, чем на медеплавильных заводах Урала, и составила в среднем 0,4–0,5 доллара США на 1 грамм золота.

Таким образом, ввод в эксплуатацию цеха гидрометаллургии с первых месяцев работы обеспечил ОАО «Бурятзолото» высокую рентабельность производства золота на Холбинском руднике.

11.2. Освоение технологии переработки Ирокинденского флотоконцентрата

В ОАО «Бурятзолото» еще до пуска ЦГМ начал прорабатываться вопрос о переработке флотоконцентрата, получаемого на золотоизвлекающей фабрике рудника Ирокинда – второго рудника «Бурятзолото», находящегося на севере Республики Бурятия. В «Иргиредмете» были проведены исследования проб Ирокинденского флотоконцентрата по цианисто-угольной технологии. Исследования показали, что концентрат прекрасно цианируется и перерабатывается процессом «уголь в пульпе» с высоким извлечением золота. Институт выдал исходные данные для проектирования, и в конце 1998 года институт «Сибгипрозолото» выполнил проект реконструкции ЦГМ для переработки Ирокинденского флотоконцентрата.

С марта 1999 года реконструкция была начата, а уже в июле этого же года, через 8 месяцев после пуска, цех принял на переработку первые тонны концентрата рудника Ирокинда. Проектная технологическая схема переработки Ирокинденского концентрата изложена в разделе 5.3 главы 5.

Проектом было предусмотрено цианировать пульпу концентрата после доизмельчения и сгущения в 3-х контактных чанах КЧ-3,15. Но еще на стадии монтажа оборудования схема этой операции была изменена. К тому времени было установлено, что для цианирования Самартинского концентрата достаточно 3-х пачуков из 6-ти, поэтому было предложено операцию цианирования проводить не в контактных чанах, а в освободившихся пачуках. Переработка концент-

рата в пачуках цианирования технологичнее и удобнее в обслуживании процесса, если учесть, что контактные чаны по проекту располагались на нулевой отметке, а пачуки цианирования Самартинского и Ирокинденского концентратов в этом случае обслуживаются с верхней площадки на отметке 5,4 метра.

При этом высвободились 2 песковых насоса, которые должны были перекачивать концентрат с нижней отметки в ванну фильтра БОУ-5, расположенную на верхней отметке. Пуск и последующая работа Ирокинденской схемы подтвердили правильность внесенного в проект изменения.

В проектной схеме классификация пульпы после мельницы осуществлялась в короткоконусных гидроциклонах ГЦР-150. Долгое время нельзя было получить мелкую фракцию слива гидроциклона с заданным содержанием класса $-0,074$ мм (97%). Были испытаны различные размеры сливных и песковых насадок, но более 90% заданного класса получать не удавалось. И только применив такого же размера длинноконусные гидроциклоны, проблема с классификацией была снята. Короткоконусные гидроциклоны в основном применяются для обогащения золотосодержащих материалов и не предназначены для классификации мелких фракций.

Большие трудности доставила операция сгущения, которая по проекту проводилась в пластинчатом сгустителе размером 1200×1200 с эффективной площадью осаждения 20 м^2 . Пластинчатый сгуститель при плотности питания 12–15% твердого, как показывает практика работы, и это подтвердилось в ЦГМ, плохо сгущает пульпу, сливы сгустителя, как правило, получались неосветленными с содержанием твердых частиц до 3%. Эти сливы присоединялись к Самартинской пульпе концентрата и доосветлялись в радиальных сгустителях.

Кроме этого, процесс сгущения в пластинчатом сгустителе осложнялся наличием обильной пены, которая образовывалась после распульковки и доизмельчения сухого концентрата. Это свидетельствовало о том, что в концентрате после сушки оставалось большое количество вспенивателя и ксантогената. При этом в пене содержались тонкие частицы наиболее обогащенного золотом концентрата. Пена через сливной порог сгустителя поступала в слив и вместе с ней часть золота попадала в схему переработки Самартинского флотоконцентрата. Для ускорения и эффективности процесса сгущения в пульпу подавали известковое молоко и раствор полиакриламида, однако добиться светлого слива удавалось только на самой минимальной производительности по переработке концентрата.

Показатели переработки Ирокинденского флотоконцентрата за 1999 год приведены в таблице 11.2.

Таблица 11.2

Показатели переработки Ирокинденского концентрата в ЦГМ по проектной схеме в 1999 году.

№ пп.	Показатели	Единица измерения	Проект	Факт 1999 г.
1.	Среднесуточн. переработка кон-та	Т/сутки	7,3	16,0
2.	Содержание Au в кон-те	Г/т	150	170,9
3.	Получено Au в ГП, в т.ч. из фильтрата	г г	297459	412347 150532
4.	Потери Au в хвостах	Г/т	6,3	4,87
5.	Извлечение золота	%	95,8	96,66

Данные таблицы показывают, что за первый год переработки Ирокинденского флотоконцентрата (ИФК) получены показатели по производительности и извлечению золота, превышающие проектные.

Тем не менее, по итогам работы первого года были сделаны определенные выводы и предложения, которые были реализованы в следующем 2000 году.

Самым крупным мероприятием было предложено и выполнено следующее: вместо пластинчатого сгустителя был смонтирован и задействован в схеме ИФК радиальный сгуститель Ц-6М1, который разместили в отделении приема и доизмельчения флотоконцентрата.

Ввод радиального сгустителя в работу позволил полностью решить проблему сгущения Ирокинденского флотоконцентрата, получить стабильно чистый слив, довести производительность по переработке до 22–25 т/сутки.

В Ирокинденском концентрате содержатся охристые глины, тонкие шламы, количество которых зависит от того, из какой жилы перерабатывается руда на ЗИФ. Глина и тонкие шламы осложняют процесс фильтрации пульпы и, порой, весьма существенно. В первый год на вакуум-фильтре БОУ-5 использовалась хлопчатобумажная плотная фильтрткань «Бельтинг». Фильтраты содержали небольшое количество твердых частиц – 0,05–0,1 г/л. Далее золотосодержащий фильтрат осветлялся дополнительно на ручном фильтр-прессе и его чистота удовлетворяла требованиям процесса электролиза, куда он направлялся для выделения золота и серебра в катодный осадок.

При увеличении содержания глины и тонких шламов в концентрате происходило забивание пор фильтрткани и срок ее работы порой снижался в 2 раза. В среднем через 25 дней происходила замена ткани на фильтре. В конце 1999 года фильтрткань «Бельтинг» закончилась и пришлось перейти на диагональную и лавсановую фильтрткани, но эти ткани пропускали в фильтрат большое количество тонких твердых частиц, содержание которых достигало до 3–5 г/л, что было неприемлемо для процесса электролиза. Причиной плохой фильтрации испытанных тканей служило то обстоятельство, что в зоне отдувки кека сжатым воздухом нити основы ткани растягивались, при этом значительно увеличивался размер пор фильтровальной перегородки и тонкие шламы свободно переходили в раствор.

Еще в 1999 году в цехе на действующей технологической схеме были проведены в течение 10 суток промышленные испытания совместной переработки Ирокинденского и Самартинского флотоконцентратов процессом цианирования и сорбционного выщелачивания, при этом результаты по извлечению золота оказались не хуже, чем по отдельной схеме цианирования и фильтрации ИФК. Поэтому, когда в 2000 году не смогли подобрать подходящую фильтрткань, мы имели уже готовое решение и стали перерабатывать ИФК по схеме совместного цианирования и сорбции золота и серебра на уголь. Такое решение оказалось выгодным и экономически, так как за счет исключения узла фильтрации существенно снизились затраты электроэнергии на переработку 1 т концентрата (примерно на 300 тыс. квт-час в год), рабочая емкость угля по золоту увеличилась на 20–25%, что позволило получать более богатые по золоту элюаты и направлять их на электролиз.

Выщелачивание концентрата в мельнице разбавленными цианистыми растворами.

В 2001 году после летнего обильного паводка остро встал вопрос об уменьшении поступления с хвостами технологической воды, чтобы не повышать уровень в хвостохранилище ЦГМ. Поэтому было решено перевести измельчение и пульпоподготовку Ирокинденского концентрата с фабричной воды на оборотную воду хвостохранилища ЦГМ. Задача оказалась не такой простой, как казалась на первый взгляд. Дело в том, что оборотная вода хвостохранилища ЦГМ содержит свободный цианид, который не должен попадать в осветленную воду, подаваемую на фабрику.

Поэтому для осветления слива радиального сгустителя ИФК был смонтирован отдельный пластинчатый сгуститель, сборная емкость, насос для циркуляции раствора, и вся схема пульпоподготовки ИФК была изолирована от пульпоподготовки Самартинского концентрата, чтобы исключить попадание цианида в хвостохранилище хвостов флотации.

С переходом на оборотную воду ЦГМ в жидкой фазе пульпы ИФК и в осветленном сливе появилось растворенное золото в количестве 6–10 г/м³. Этот факт натолкнул на мысль измельчение ИФК проводить в цианистой среде, подавая разбавленный раствор цианида непосредственно в мельницу.

Измельчение золотосодержащих руд в цианистых растворах, как способ ускорения выщелачивания, известен еще с 30-х годов прошлого столетия [41,43]. Этот метод цианирования применяли на Лебединской ЗИФ, Березовской фабрике, на Нижнекурунахской ЗИФ и многих других. Цианирование в мельнице, особенно для руд, позволяет ускорить в несколько раз растворение золота и порой обойтись без специальной аппаратуры для выщелачивания (агитаторов, пачуков и др. аппаратов).

Поэтому подача цианистого раствора в процесс измельчения концентрата не являлась новшеством, но нужно было создать схему, чтобы отделить золотосодержащие растворы от твердой фазы и выделить из них золото простым и дешевым способом, исключив операцию фильтрации.

Учитывая, что для процесса сорбции золота из растворов на уголь в колонне нет необходимости тщательно осветлять исходные растворы, фильтрацию цианистой пульпы после мельницы заменили сгущением и дополнительным осветлением слива радиального сгустителя в пластинчатом сгустителе.

С февраля 2002 года Ирокинденский концентрат перерабатывается по схеме, приведенной на рис. 11.1.

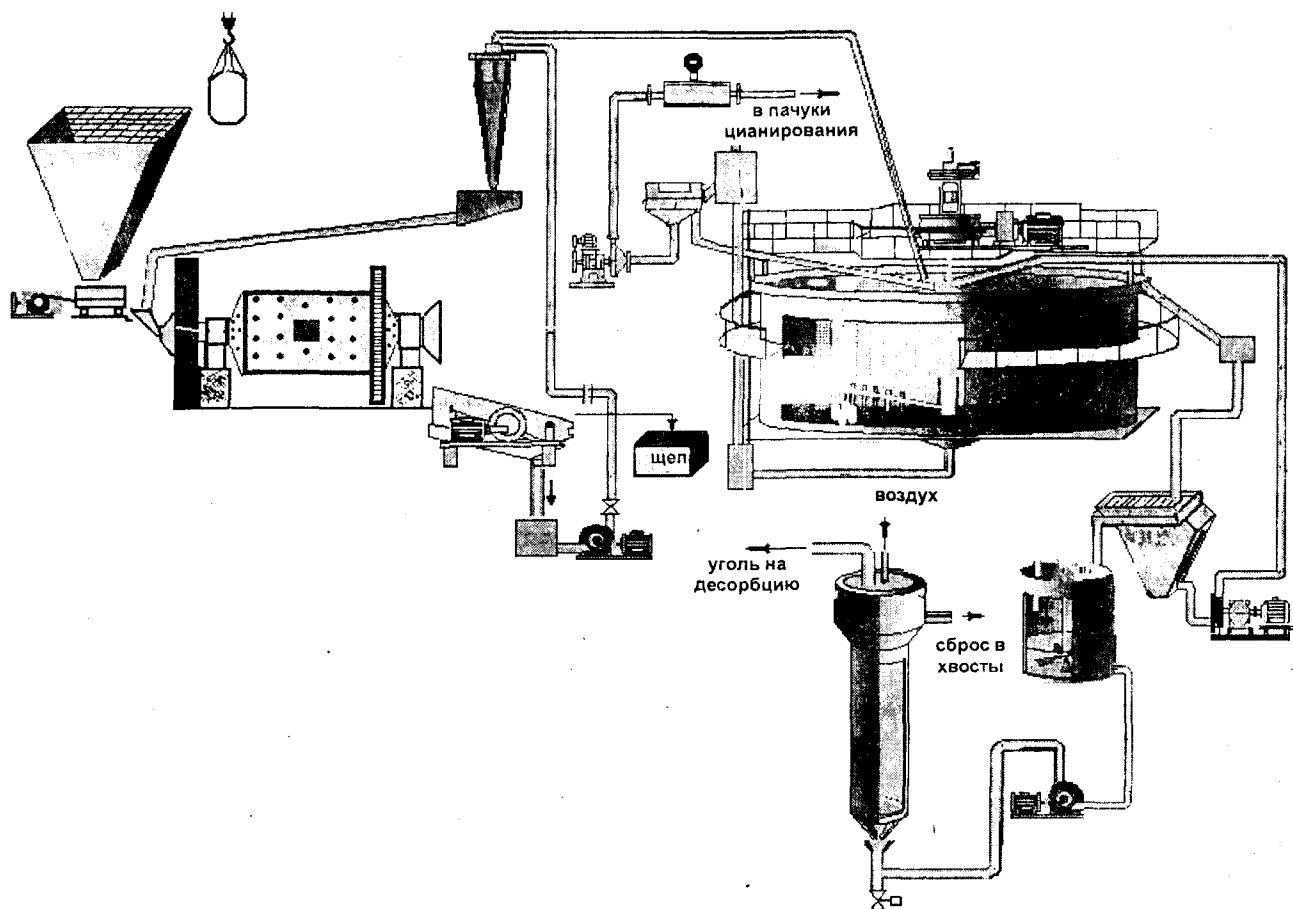


Рис. 11.1. Мнемосхема переработки Ирокинденского концентрата

Концентрат подается в мельницу вместе с раствором цианида. В мельнице проходят одновременно процессы доизмельчения концентрата и выщелачивания золота из него. Пульпа с плотностью 50–60% тв. из мельницы поступает на сетку грохота, где отделяется щеп. Подрешетный продукт поступает в замф, куда с целью разбавления подается цианистый раствор. Из зумпфа пульпа плотностью 30–35% тв. насосом ПР-12,5/12,5 подается на классификацию в длинноконусный гидроциклон ГЦ-150. Песковая фракция гидроциклона самотеком направляется в мельницу на доизмельчение, слив, являющийся готовым продуктом измельчения, поступает в радиальный сгуститель Ц-6. Сгущенный продукт с плотностью 50–53% тв., содержащий свободный цианид и растворенное золото, перистальтическим насосом НП-25 закачивается в пачуки цианирования вместе с пульпой Самартинского концентрата.

Слив радиального сгустителя направляется самотеком на осветление в пластинчатый сгуститель размером 1200x1200 (эффективная площадь осаждения 20 м²). Осветленный раствор из этого сгустителя поступает в емкость, а осевший шлам в виде сгущенного продукта насосом НП-25 возвращается в радиальный сгуститель.

Осветленный цианистый раствор содержит от 40 до 70 мг/л золота, 25–30 мг/л серебра и имеет концентрацию NaCN 0,12–0,14%. Насосом НД-2500/10 раствор со скоростью 700–1200 л/час подается в две последовательные угольные колонны, где происходит процесс сорбции золота и серебра на уголь. Режим работы угольных колонн выбран таким образом, чтобы выходной раствор содержал золота не более 0,1 мг/л и его можно было направлять на сброс в хвосты. Насыщенный в колоннах уголь аэролифтом подается в процесс десорбции.

Цианистый раствор приготавливается в отдельном чане с мешалкой на оборотной воде ЦГМ путем подачи в него насосом-дозатором МЕТА крепкого раствора NaCN (18–20%). Приготовленный раствор имеет концентрацию по цианиду 0,7–0,8%. Этот раствор насосом в автоматическом режиме закачивается в расходную емкость $V=1,1$ м³, откуда самотеком по трубопроводам подается в процесс измельчения и классификации ИФК.

Измельчение концентрата в цианистой среде позволяет интенсифицировать процесс выщелачивания золота уже на стадии пульпоподготовки, отделить золотосодержащие растворы сравни-

тельно простым и недорогим способом сгущения и осветления и пропустить через угольную колонну. При цианировании концентрата в мельнице до 45 % золота и 10–15% серебра извлекается в растворы и затем на уголь, минуя общую схему цианирования и фильтрации. Извлечение золота на уголь в голове процесса вполне заменяет дорогостоящую и энергозатратную операцию фильтрации золотосодержащих растворов из пульпы, предусмотренную первоначальным проектом.

Кроме названного эффекта, использование разбавленных цианистых растворов при измельчении концентрата дает и второй побочный, но положительный эффект. Он заключается в том, что оборотная вода, на которой приготавливается 1-процентный цианистый раствор, содержит 0,25–0,30 г/м³ золота и который после сорбции в угольной колонне выходит в хвостохранилище с содержанием меньше 0,1 г/м³. Таким образом, из оборотной воды дополнительно извлекается 0,15–0,2 г золота с 1 м³.

11.3. Совершенствование процесса сгущения

При увеличении выхода флотоконцентрата в ЦГМ стало поступать больше материала. Если в первый год работы среднесуточная производительность цеха по концентратам составляла 43,7 т, то уже в 2000 году перерабатывалось в среднем 60,2 т/сутки. В феврале 2000 года впервые было замечено, что радиальные сгустители не справляются с потоком концентрата и, несмотря на применение флокулянта, их сливы не удавалось получать чистыми. В сливах сгустителей содержалось порой до 5% тв. Поскольку слив сгустителей использовался на обогатительной фабрике в качестве оборотной воды, присутствие твердой фазы в воде вызывало расстройство процессов обогащения руды – гравитации и флотации. Резко увеличилось потери золота в хвостах фабрики, а золото, уносимое с твердыми частицами концентрата на фабрику, ОТК стало числить в потерях ЦГМ, что существенно снижало извлечение золота по цеху.

Изучение причин, по которым в радиальных сгустителях нельзя получить осветленный слив при подаче в их питание свыше 50 т концентрата, выявило несколько моментов, обуславливающих эти причины:

- В результате доизмельчения в пульпе концентрата увеличивается количество тонких шламов размером менее 0,005 мм, которые плохо осаждаются в отстойном сгустителе, имея малую скорость осаждения в водной среде.
- При ручной дозировке раствора флокулянта в пульпу и недостаточной квалификации технологического персонала (что тогда имело место) эффективность флокулянта была очень низкой и процесс сгущения почти не ускорялся. Кроме того, применялся флокулянт «Санфлок», который до применения хранился более 7 лет под навесом на улице, что сказалось на его эффективности.

Чтобы добиться осветления, сливы направлялись в третий радиальный сгуститель (из-под пульпы Ирокинденского концентрата), но это дало эффект только в первоначальный момент, а потом шламы повисли и не осаждались. Затем часть неосветленного слива подали в пластинчатый сгуститель размером 1500 x 1500 мм. Эффект осветления на этом сгустителе был достигнут сразу, но при подаче питания не более 7 м³/час, что, конечно же, проблему осветления всего объема сливов не решало.

Из практики работы пластинчатых сгустителей давно известно [2,51,52], что сгущение в тонком слое наиболее эффективно протекает для очень разбавленных тонкошламистых пульп, а слив радиальных сгустителей такой разбавленной пульпой и является. Поэтому было принято решение изготовить два пластинчатых сгустителя размером 2200x2200 мм и установить их на сливе каждого радиального сгустителя. Это мероприятие было выполнено в самый короткий срок, и уже в июне 2000 года пластинчатые сгустители были включены в технологическую схему сгущения на постоянную эксплуатацию.

Слив каждого сгустителя подается в один пластинчатый сгуститель, осветленная вода откачивается в цех обогащения, а сгущенные шламы с 50% твердого откачиваются в процесс цианирования перистальтическим насосом НП-25 непосредственно из конуса сгустителя без промежуточной емкости (рис. 11.2).

Эффект этого мероприятия не замедлил сказаться – даже при больших кратковременных потоках пульпы в питании слив радиальных сгустителей осветлялся до содержания твердых частиц менее 0,1 г/л, а процесс гравитации и флотации в цехе с использованием осветленной оборотной воды в цехе обогащения стабилизировался.

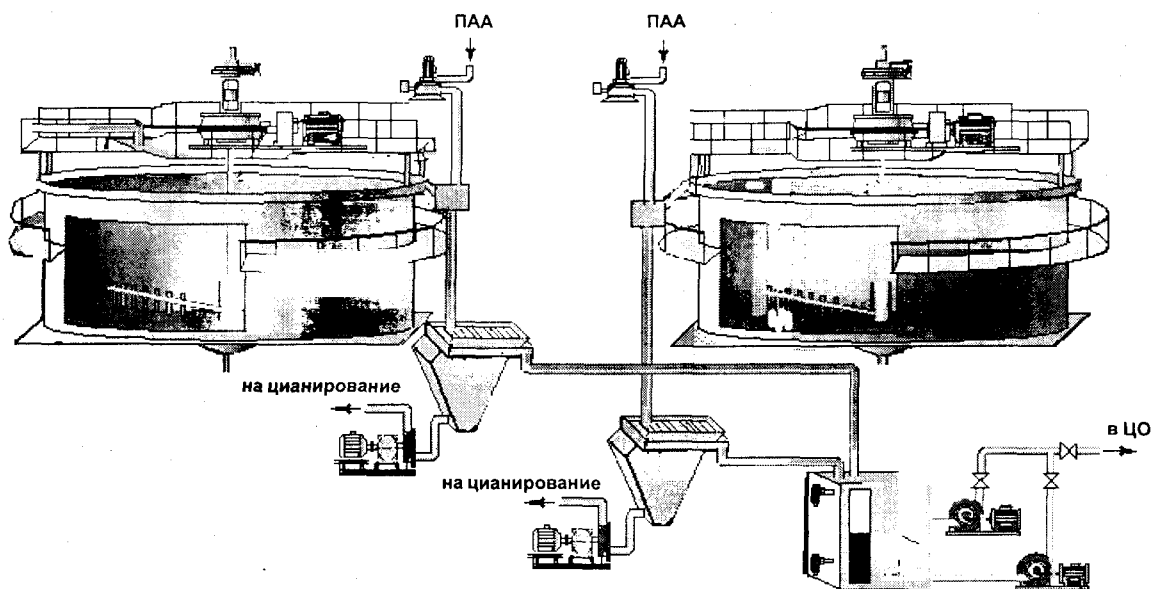


Рис. 11.2. Схема осветления сливов радиальных сгустителей

Поскольку скорость осаждения тонкошламистых частиц очень мала, процесс их сгущения необходимо интенсифицировать добавлением флокулянта, чтобы с его помощью укрупнить частицы шлама в более крупные агрегаты и тем самым увеличить скорость осаждения. В этом плане вскоре после введения в действие пластинчатых сгустителей ручную дозировку 0,05-процентного раствора «Санфлока» во все сгустители заменили *на автоматическую подачу раствора флокулянта от насосов-дозаторов фирмы КРОХНЕ*. Раствор флокулянта подали также в питание пластинчатых сгустителей, при этом расход реагента снизился с 0,054 до 0,024 кг/т концентрата.

После внедрения этих мероприятий процесс сгущения пульпы Самартинского и Ирокинденского концентратов и осветления сливов радиальных сгустителей стабилизировался.

Обычно для откачки и циркуляции сгущенного продукта из сгустителей используются диафрагмовые самовсасывающие насосы типа ДВС, которые устанавливаются на площадке над сгустителем. В ЦГМ на каждом радиальном сгустителе были установлены по проекту по 2 диафрагмовых насоса 4ДВС-1, которые подавали самотеком сгущенную пульпу в зумпф насоса WARMAN, а в случае остановки циркулировали пульпу через сгуститель, чтобы не «засадить» его. Обслуживание этих насосов всегда было сопряжено с определенными трудностями при их пуске, замене резиновых диафрагм и гуммированных шаров, особенно, если названные запчасти некачественно изготовлены. Регулирование диафрагмовых насосов по производительности требовало остановки и перехода на резервный насос, чтобы изменить ход величину хода диафрагмы.

Поскольку в цехе для перемешивания и транспорта используется сжатый воздух, специалисты цеха предложили вместо диафрагмовых насосов применить *откачку сгущенной пульпы с помощью аэролифтов*. Были изготовлены аэролифты (рис. 11.3), которые состоят из смесительного стакана, транспортной трубы, сепаратора и направляющего лотка для пульпы. Аэролифт работает следующим образом.

В нижний стакан-смеситель подается сжатый воздух, где он смешивается со сгущенной пульпой из разгрузочной воронки сгустителя. Пульповоздушная смесь, имеющая меньший удельный вес, поднимается по транспортной трубе в сепаратор, где воздух отделяется и уходит через верхний патрубок, а пульпа сливается через лоток либо в зумпф насоса WARMAN, либо подается на циркуляцию в сгуститель.

Регулирование производительности аэролифта производится вентилем подачи сжатого воздуха в нижний стакан – смеситель. Расход воздуха на транспортировку незначительный и составляет 0,116 м³/мин. на один аэролифт. Применение аэролифтов существенно упростило обслуживание узла откачки сгущенной пульпы из сгустителей, позволило сэкономить электроэнергию в год на сумму 156 тыс. рублей, запчастей для насосов ДВС на сумму 47 тыс. руб, убрать из цеха 5 насосов, на ремонт которых затрачивалось ежегодно 120 чел.-смен.

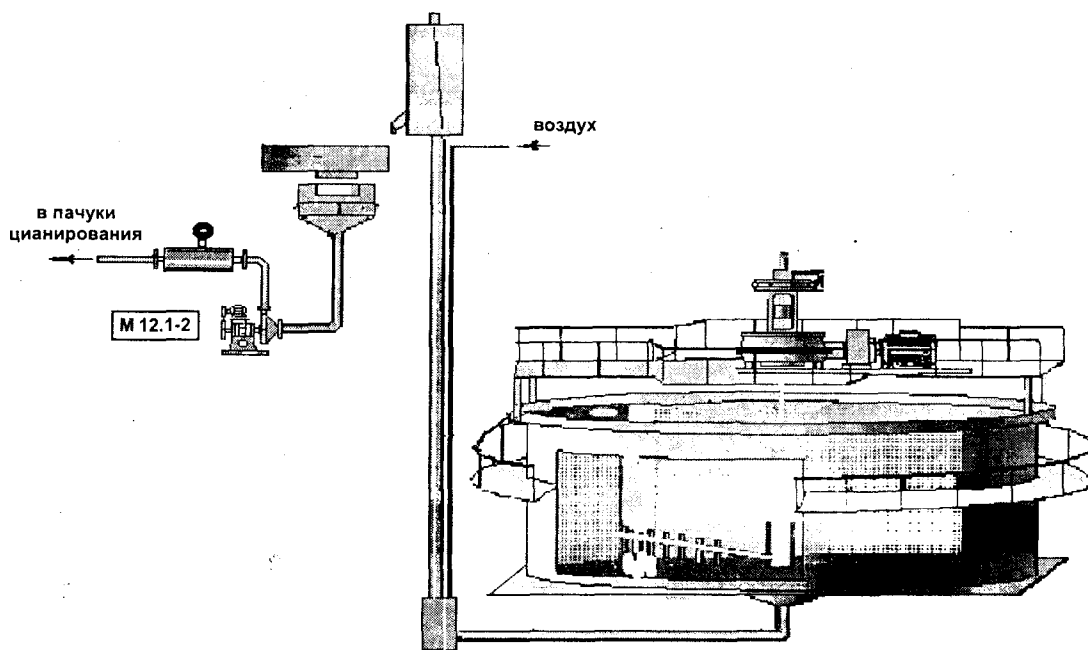


Рис. 11.3. Схема аэролифтной откачки сгущенной пульпы

11.4. Совершенствование технологии цианирования и сорбции

В течение первого года работы цеха на обогатительной фабрике перерабатывалась руда нагорной части месторождения, которая не содержала минералов, осложняющих процессы цианирования и сорбции. Поэтому проблем с технологией переработки флотоконцентрата в ЦГМ не было. Но после 1,5 лет работы цеха на месторождении начали обрабатывать нижние горизонты месторождения, которые характеризовались повышенным содержанием сульфидных минералов – до 10–12%, а также присутствием активных углеродистых минералов.

Рассмотрим, что было сделано для увеличения производительности оборудования, улучшения технологии на отдельных операциях отделения цианирования и сорбции.

Процесс цианирования и сорбции в ЦГМ, кроме обычного контроля параметров, предусмотренных «Картой контроля и опробования технологического процесса», постоянно отслеживается путем регулярного отбора проб пульпы, угля и жидкой фазы по всем пачукам, так называемого «разреза по пачукам». При таком опробовании определяются содержание золота и серебра в продуктах каждого пачука, а также концентрация угля в пульпе каждого аппарата. По результатам анализа проб вычерчиваются графики, в которых по оси абсцисс откладываются номера пачуков от головного к хвостовому, а по оси ординат – определяемые параметры.

По графическому разрезу наглядно видно поведение золота в процессе цианирования и сорбции в угле, жидкой фазе пульпы и в твердом. Разрез дает качественную характеристику скорости сорбции и дорастворения золота в пачуках.

Если кривая разреза содержания золота в жидкой фазе круто наклонена и за 2–3 пачука до выхода хвостов показывает меньше 0,1 мг/л, то процесс сорбции идет хорошо и золото полностью дорастворяется в процессе сорбционного выщелачивания. Если же кривая золота в жидкой фазе пологая и своим концом упирается в последний пачук, то скорость сорбции невелика, а процесс дорастворения золота идет не только до хвостового пачука, но продолжается дальше при транспортировке хвостовой пульпы в трубе и в самом хвостохранилище. В этом случае можно твердо сказать, что не хватает времени сорбционного выщелачивания и необходимо снижать производительность или добавлять в цепочку пауки.

Рассмотрим конкретный пример анализа кривых разреза пачуков при опробовании процесса цианирования и сорбции 26.03.2001 г. и наших действий.

На рис. 11.4 а,б,в приведены разрезы золота в жидкой и твердой фазах и в угле по пачукам при опробовании 26.03.2001 г. Опробование проводилось утром. Какие можно сделать выводы по этим кривым?

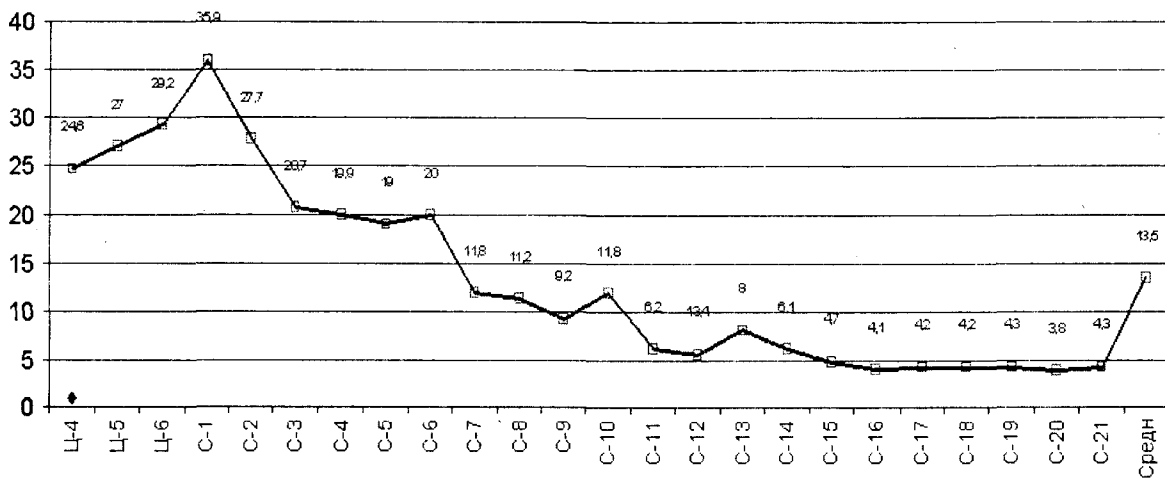


Рис. 11.4а. Твердая фаза 26.03.2001 г.

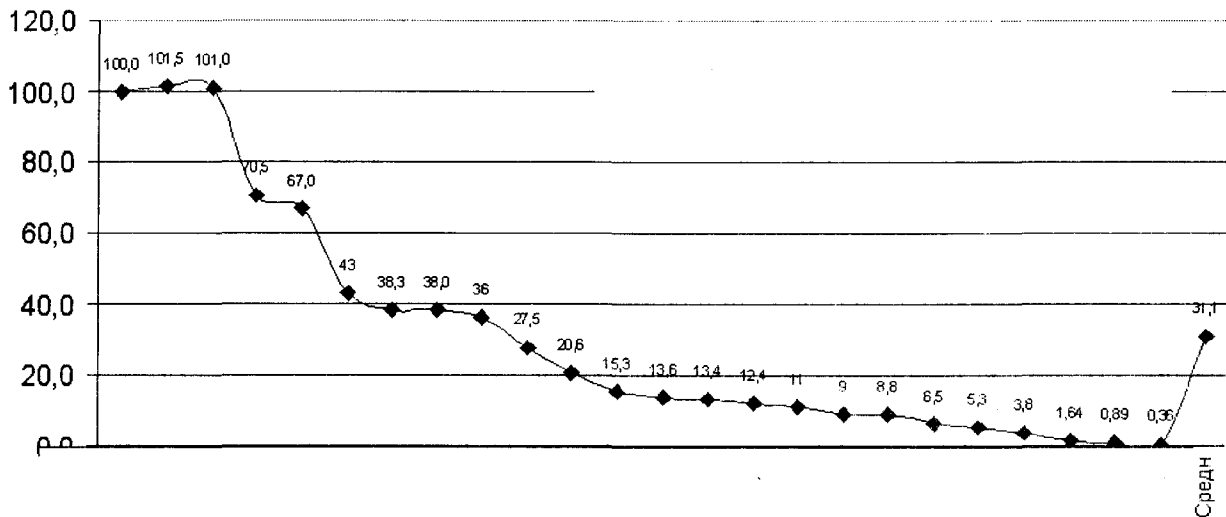


Рис. 11.4б. Разрез по Au в жидкой фазе 26.03.2001 г.

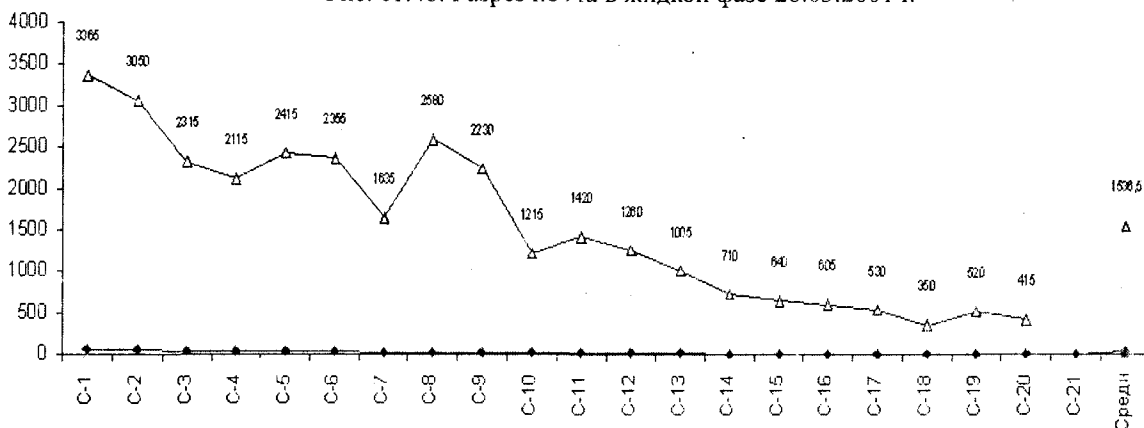


Рис. 11.4в. Разрез по золоту 26.03.2001 г.

На кривых золота в жидкой и твердой фазах видно, что уже в первом пачуке цианирования золото растворилось на 67%, а в остальных – прирост растворенного золота составил всего 13,8%, кривая растворенного золота в пачуках № 1–3 почти горизонтальна, в пачуке № 4 поднялась до 101,5 мг/л и далее до 6-го пачука поднялась всего до 105 мг/л.

Графики растворения золота наглядно показывают, что в первых 3-х пачуках скорость растворения почти нулевая, впрочем так же, как и в № 4,5,6. Кривая содержания золота в твердой фазе пачуков цианирования от 38,8 г/т до 50,4 г/т говорит только о том, что за несколько часов до опробования содержание золота в питании цианирования уменьшилось, чем и объясняется более низкая концентрация растворенного золота в пульпе первых трех пачуков цианирования.

В целом по процессу цианирования можно сделать однозначный вывод: для протекания цианирования вполне достаточно 2–3 часов, следовательно, половина пачуков вообще не нужна, а при наличии активных углистых веществ в концентрате большое время цианирования может привести к сорбции растворенного золота углистыми минералами. Поэтому в последующем из операции цианирования 3 пачука были исключены.

Рассматривая кривую растворенного золота по пачукам сорбции (рис. 11.4б), можно констатировать, что до 5-го пачука сорбции скорость поглощения золота углем значительно больше, чем в последующих (кривая идет круто). Это объясняется высоким содержанием золота в растворе пульпы, поступившем в пачуки сорбции, а также интенсивным дорастворением золота из твердой фазы. Содержание золота в твердом в пачуке № 5 уменьшилось в 2 раза. В системе **уголь – твердая фаза – раствор** скорость растворения золота увеличилась почти в 2 раза, т.е. наличие сорбента способствовало постоянному снижению градиента концентрации золота в растворе пульпы, что и сказалось на увеличении скорости растворения металла.

Далее, когда содержание золота в концентрате стало небольшим, кривая растворенного золота выполаживается и становится менее крутой.

При рассмотрении кривой насыщения угля в пачуках сорбции следует отметить и объяснить три площадки на кривой – пачуки № 5–6, № 12–15 и № 16–18. Третья площадка, и она часто повторяется на разрезах, объясняется тем, что уголь из-за большого остаточного содержания серебра и таких элементов, как кальций, магний, медь и железо плохо работает в последних аппаратах, скорость насыщения золота на угле здесь минимальна. Анализ угля на указанные элементы показывает, что в угле содержится примесей в сумме до 17 кг/т.

Почти одинаковое содержание золота в угле пачуков № 12–15, № 5–6 объясняется нарушением принципа противотока пульпа-уголь и недостатком угля в этих пачуках. Проскок золота на угле в пачуке № 4 по сравнению с пачуками № 2–3 произошел потому, что в этот пачук направлялся на донасыщение уголь из головной колонки вторичного концентрирования (ВК) поз. 99-4. Дело в том, что в колоннах ВК уголь редко насыщается золотом до такой величины. Обычно содержание золота в угле головной колонны составляет 2200–2500 г/т. В этом случае в пачук № 4 перед опробованием закачали уголь с большим содержанием металла. По результатам данного разреза было принято решение направлять уголь из колонн ВК на донасыщение в пачук № 2.

В первые месяцы работы цеха (до июня 1999 г.) процесс цианирования и сорбции характеризовался высокой скоростью сорбции и насыщения угля золотом. Примером служит разрез по пачукам от 26.02.1999 года, приведенный на рис 11.5 а,б,в.

Как показывают кривые разреза, содержание золота в растворе пульпы и в концентрате резко снижается после цианирования в 1–2-м пачуках сорбции. Рабочая емкость насыщенного угля по золоту в первом пачуке сорбции составила 4,81 г/кг. Начиная с 4-го пачука сорбции, концентрация золота в растворе пульпы, в твердой фазе и в угле становится минимальным и в последнем пачуке уменьшается до минимума: в угле – 50–70 г/т, в растворе пульпы меньше 0,1 мг/л, в твердых хвостах – 3,6 г/т. Это можно объяснить тем, что процесс только прирабатывался, уголь был еще сравнительно свежий, примесей в нем было мало и они не влияли существенным образом на процесс сорбции.

По этому разрезу также видно, что для проведения процесса сорбции достаточно 8–9 аппаратов. В апреле 1999 года мы так и сделали – отключили три последних пачука и перешли на 9 ступеней сорбции. Уменьшение количества пачуков в цепочке до 9 штук показатели сорбции не ухудшило.

Однако в июне 1999 года извлечение золота по цеху по сравнению с предыдущим 7-месячным периодом работы снизилось на 2,1% и составило 94,32%, потери золота в твердых хвостах увеличились с 3,4 до 5,26 г/т. (Табл. 11.1.).

Тенденция к снижению извлечения золота в ЦГМ начала наблюдаться с конца мая. В середине июня повышенные потери золота в твердой фазе хвостов приобрели систематический характер и в отдельные смены достигали 9,3 г/т.

Первое, что было предпринято – это пуск в работу 3-х исключенных из схемы пачуков сорбции, что позволило на 25% увеличить время сорбционного выщелачивания. Но это мероприятие помогло мало.

Проанализировав работу цеха в течение месяца и в предыдущие месяцы, проведя несколько опробований процесса, выполнив ситовые анализы исходного флотоконцентрата и хвостов сорбции, были установлены следующие причины повышенных потерь золота с хвостами.

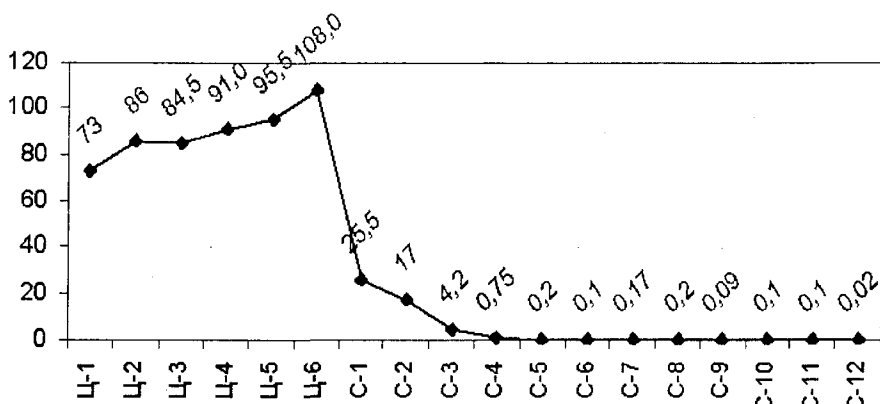


Рис. 11.5а. Au в жидкой фазе пачуков по разрезу от 26.02.1999 г.

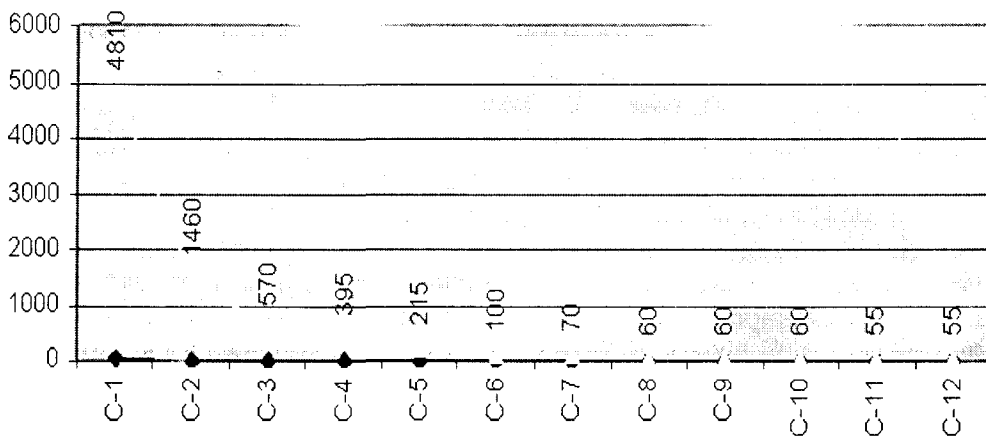


Рис. 11.5б. Au в угле по разрезу от 26.02.1999 г.

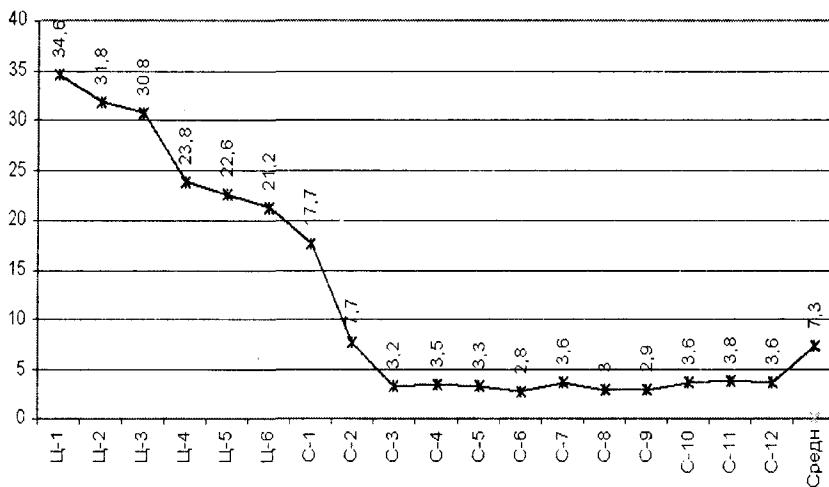


Рис. 11.5в. Золото в твердой фазе по разрезу от 26.02.1999 г.

Недостаточная крупность доизмельчения исходного флотоконцентрата. Ситовые характеристики концентрата и анализ фракций на содержание золота показали, что почти 30% золота содержалось в классе +0,074 и не было вскрыто для цианирования. Содержание рабочего класса - 0,074 мм в поступающем в цех на переработку концентрате составило в среднем за июнь 89,6%. В плюсовой фракции хвостов сорбции содержалось золота 13,6–22 г/т.

Только к концу месяца удалось наладить на обогатительной фабрике операцию доизмельчения концентрата, и он начал поступать в цех с содержанием класса - 0,074 мм не менее 95–96%.

Недоизмельченный концентрат, кроме того, что в нем золото недоцианируется, вызывает и другие негативные последствия для цеха. Тогда же в июне наблюдалось ухудшение работы пачуков. В результате низкого качества доизмельчения концентрата в конусах пачуков накопились крупные пески. Неоднократные попытки выпуска песков из пачуков результата не дали, так как

эти пески снова возвращались в аппаратуру через узел переработки дренажных стоков. Анализ песков на содержание золота подтвердил, что именно «крупняк» является причиной повышенных потерь золота в хвостах (в песках конусов пачуков содержалось золота 10,3 г/т). Было замечено, что при накоплении песков в пачуках периодически возникает нерегулируемый выход (выброс) их в хвосты, что неоднократно наблюдалось визуально на сетке контрольного грохота.

Только после того, как вся цепочка пачуков была выведена в ремонт, пески были собраны и вывезены на фабрику, прекратились необъяснимые потери золота в твердых хвостах.

Второй причиной повышенных потерь золота в хвостах, как мы тогда установили, являлась *низкая механическая прочность применяемого угля АГ-90*, пролежавшего более 3-х лет на базе МТС. Этот уголь частично потерял механическую прочность. Когда идет быстрое разрушение угля, мелкие угольные частицы с повышенным содержанием золота проходят через сетки пачуков и контрольного грохота в хвосты.

Фактический удельный расход угля в июне составил 2,6 кг/т при норме 0,9 кг/т. Мы попытались оценить потери золота с разрушенным углем. Простой подсчет показал, что при содержании золота на угле 250 г/т и абсолютном его расходе в месяц 3578 кг, потери золота составили

$$3,578 \times 250 = 894,5 \text{ г или } 894,5/1312 = 0,68 \text{ г/т,}$$

где 1312 т – переработка концентрата в июне.

Только потери золота с углем составили 12,5% от общих потерь в хвостах сорбции. Вскоре уголь АГ-90 был заменен на новый – марки АГ-95, который характеризуется повышенной механической прочностью и лучшими сорбционными характеристиками.

Третьей причиной снижения извлечения золота в июне 1999 года явилось *наличие активных природных сорбентов* в перерабатываемой руде и концентрате. Анализ жидкой и твердой фазы пульпы пачуков цианирования в июне показал, что содержание золота в растворах пульпы к 4-му пачуку поднимается, к 6-му снижается. О том, что действуют природные сорбенты, поглощая часть растворенного золота, говорит тот факт, что в твердой фазе пачуков цианирования № 2–6 и в пачуках сорбции с № 5с по № 12с процесс растворения почти не идет. Видимо, каким-то образом углистые вещества блокируют процесс растворения золота.

Оценить потери растворенного золота с природными сорбентами не представляется возможным – для этого нужно проводить дополнительные исследования руды и концентрата, определять количество активных углистых веществ в руде и концентрате, их влияние на растворение золота при цианировании и поведение в процессе сорбции.

Несмотря на низкие показатели по извлечению золота, полученные в июне 1999 года, мы приобрели опыт работы с упорным концентратом, наметили и в последующем осуществили ряд мероприятий по снижению или исключению факторов, препятствующих полному цианированию концентрата, основными из которых явились следующие:

1. При обнаружении уменьшения содержания растворенного золота в пачуках цианирования и наличия в концентрате активных углистых веществ мы осуществляли *переход на короткую цепочку растворения*, вплоть, до одного–двух пачуков на операции цианирования.
2. После июня ОТК ввело постоянную точку *контроля крупности исходного флотоконцентрата*. При появлении в исходном концентрате класса +0,074 мм свыше 5% немедленно принимались меры по введению операции доизмельчения в ЦО в режим.
3. В пачуках регулярно производили *проверку наличия крупных песков в конусах* и при их накоплении выпускали, собирали и подавали в мельницу измельчения Ирокинденского флотоконцентрата. С удалением песков из пачуков прекратились необъяснимые повышенные потери с золота в твердой фазе хвостов в отдельные смены.

Интересен опыт совместной переработки Самаргинского и Ирокинденского концентратов процессами цианирования и сорбции. В 2000 году из-за отсутствия плотной фильтрткани для вакуум-фильтра БОУ-5 мы исключили из схемы операцию фильтрации, и пульпу ИФК после цианирования направили в процесс сорбции, объединив с процианированной пульпой СФК. При этом процесс сорбционного выщелачивания протекал хорошо и не вызвал никаких осложнений.

Из-за более простого вещественного состава Ирокинденского концентрата процесс его цианирования протекает быстрее, а цианистого натрия на 1 т концентрата расходуется меньше, чем на Самаргинский концентрат.

В *таблице 11.4* приведены технологические показатели цеха в 2000 году. Нельзя не заметить, что в те месяцы, когда перерабатывался Ирокинденский флотоконцентрат, извлечение золота

составляло более 96%. Это говорит о том, что ИФК перерабатывается цианисто-сорбционной технологией лучше, чем Самартинский.

Таблица 11.4

Технологические показатели работы ЦГМ в 2000 году

Месяцы	Переработка концентратов, т			Потери золота в хвостах, г/т			Извлечение Me, %	
	СФК	ИФК	Сумарн.	Тв.фаза	ж. фаза	Общие	Au	Ag
Январь	1417,7	-	1417,7	3,14	0,18	3,32	96,77	22,37
Февраль	1388,2	-	1388,2	3,25	0,29	3,54	96,29	46,09
Март	1500,0	-	1500,0	5,29	0,18	5,47	94,28	36,29
Апрель	1387,7	-	1387,0	4,06	0,21	4,27	96,16	34,2
Май	1662,4	-	1662,4	4,77	0,35	5,12	93,0	15,33
Июнь	1513,0	500,7	2013,7	5,53	0,38	5,91	93,54	11,83
Июль	1850,0	382,9	2232,9	2,49	0,32	2,81	96,8	15,4
Август	1587,4	521,3	2108,7	3,22	0,38	3,6	96,43	22,89
Сентябрь	1755,0	493,6	2248,6	3,38	0,3	3,68	96,19	16,0
Октябрь	1306,2	500,0	1806,2	2,81	0,3	3,11	96,7	17,21
Ноябрь	1716,4	334,2	2050,6	3,75	0,52	4,27	96,0	34,09
Декабрь	1808,1	376,9	2185,0	3,52	0,31	3,83	96,32	30,13
За год	18892,3	3109,7	22 002	3,73	0,32	4,05	96,22	30,13

В то же время в первой половине года, когда в цехе обрабатывали только Самартинский концентрат, извлечение золота колебалось в очень широких пределах – от 93,0 до 96,7%. Эти колебания напрямую зависели от состава руды, подаваемой на фабрику, от наличия в ней упорных для цианирования минералов. При совместной переработке влияние упорной составляющей Самартинского концентрата уменьшается и как бы разбавляется более благоприятным составом Ирокинденского концентрата. В результате этого потери золота снижаются как в твердой фазе, так и в жидкой.

Кроме этого, общее извлечение золота поднимается за счет того, что в Ирокинденском концентрате содержание золота в 2–3 раза выше, чем в Самартинском.

Как уже говорилось в главе 5, большое значение для получения максимального извлечения золота на уголь в процессе сорбции имеет продолжительность процесса. Технологическим регламентом, который разработал для ЦГМ институт «Иргиредмет», было предусмотрено время сорбционного выщелачивания – не менее 42–48 часов (без времени предварительного цианирования). Опыт работы цеха в течение 3-х лет показал, что этот параметр надо соблюдать неукоснительно.

В начале 2001 года с переходом добычи руды в месторождении на более глубокие горизонты увеличился выход Самартинского концентрата до 8–9% от руды, что по потоку пульпы составило 3,5–4,0 м³/час. При таком потоке время сорбционного выщелачивания в 2-х параллельных цепочках пачуков сорбции, состоящих из 12 и 9 аппаратов соответственно, составляло 36–40 часов. На параллельных цепочках потери золота в твердой фазе поднялись до 4–5 г/т, затем увеличились потери золота и в жидкой фазе хвостов. Это хорошо видно в таблице 11.5, где приведены технологические показатели ЦГМ в 2001 году.

Особенно большие потери золота в хвостах составили в январе, марте и апреле. В феврале, когда переработка концентратов была максимальной, сорбция работала на последовательной цепочке из 18 ступеней (пачуков) сорбции, извлечение золота составило 96%. В январе, марте и апреле сорбция работала по схеме из двух параллельных секций пачуков сорбции.

Анализ работы отделения сорбции на 2-х параллельных цепочках пачуков и на одной последовательной цепочке из 18 аппаратов, изучение графиков извлечения золота по месяцам с декабря 2000 года по апрель 2001 года, графиков содержания золота по разрезам угля, твердой и жидкой фаз по пачукам показал, что процесс сорбции на 2-х параллельных цепочках протекает значительно хуже – в отдельные периоды потери золота в твердой и жидкой фазе хвостов достигали 6 г/т и 2 г/м³ соответственно.

Ухудшение показателей по извлечению золота на параллельных цепочках сорбции объясняется тем, что на двух нитках нельзя вручную разделить равномерно потоки пульпы и угля по

аппаратам, тогда как на одной последовательной цепочке поток пульпы задается и поддерживается автоматически с помощью АСУ ТП, что позволяет стабилизировать процесс сорбции и удерживать извлечение на уровне 96%.

При потоках пульпы 4–5 м³/час и 18 ступенях сорбции время процесса в аппаратах составляет 25–31 час – этого времени явно недостаточно для заданного уровня извлечения металла на уголь. Сказанное подтверждалось и разрезами по пачукам, на которых было видно, что процесс дорастворения золота из концентрата на последнем пачуке не заканчивается. В связи с этим в апреле было принято решение включить в цепочку все остальные резервные аппараты – 9 штук, т.е. всего стало 27 последовательных аппаратов сорбции. В таком режиме цех отработал до конца года. Тем не менее, схема сорбции из 27 ступеней – это ненормальная схема и к ней пришли только потому, что в связи с необходимостью увеличения переработки концентратов нужно было довести продолжительность процесса сорбции хотя бы до 42–45 часов.

Таблица 11.5

Технологические показатели работы ЦГМ в 2001 г.

Месяцы	Переработка концентратов, т			Потери золота в хвостах, г/т			Извлечение Me, %	
	СФК	ИФК	Сумарн.	Тв.фаза	ж. фаза	Общие	Au	Ag
Январь	1587,1	454,1	2041,2	3,23	1,2	4,43	96,0	38,27
Февраль	2377,8	421,2	2799,0	2,37	0,71	3,08	96,0	30,5
Март	1843,3	486,9	2330,3	3,68	1,55	5,23	95,3	43,39
Апрель	1549,1	488,5	2037,6	3,67	0,99	4,66	95,95	29,34
Май	1531,2	447,3	1978,6	3,04	0,6	3,64	95,95	21,52
Июнь	1770,3	355,7	2126,0	2,82	0,56	3,38	96,15	35,23
Июль	1107,4	53,0	1160,4	2,69	0,325	3,01	95,76	22,56
Август	1625,4	544,6	2170	2,85	0,56	3,41	96,24	36,01
Сентябрь	1579,6	380,6	1960,2	3,12	0,38	3,50	96,18	46,93
Октябрь	1768,5	422,4	2190,9	3,21	0,44	3,65	96,00	42,45
Ноябрь	1598,0	514,6	2112,6	3,1	0,16	3,26	96,63	53,7
Декабрь	1581,0	363,0	1944,0	2,89	0,11	3,00	96,65	38,48
За год	19918,7	4931,9	24850,8	3,06	0,43	3,36	96,05	37,03

Как видно из таблицы 11.5, потери золота в твердой и жидкой фазе хвостов в последующие месяцы снизилось до 3,35 г/т. Нельзя не обратить внимания, что потери золота в жидкой фазе хвостов сорбции в пересчете на твердое были очень высокие и за 9 месяцев с января по октябрь составили в среднем 0,81 г/т. Одна из причин высоких потерь уже называлась – это работа сорбции в январе, марте и апреле на параллельных цепочках пачуков, когда практически невозможно было управлять процессом сорбции. Вторая причина кроется в том, что уголь, проходя цикл регенерации, не восстанавливал полностью своих сорбционных свойств, а, наоборот, накапливал примеси (Ca, Mg, Fe) в большом количестве.

И только когда в конце октября – в начале ноября весь отравленный уголь был выведен из технологического процесса и заменен на свежий, потери золота с жидкой фазой хвостов резко снизились до 0,11 г/т.

Показатели работы ЦГМ в 2002 году приведены в таблице 11.6.

11.5. Опыт эксплуатации основного оборудования отделения сорбции

В главе 4 описано устройство и работа 6-ти секционных пачуков цианирования и сорбционного выщелачивания, установленных по проекту в ЦГМ рудника Холбинский. Эти пачуки имеют в плане прямоугольное сечение. Пачуки прямоугольного сечения впервые были установлены в АО «Первомайка» в 1995 году. На всех остальных золотодобывающих сорбционных фабриках применяются пачуки с круглым сечением, как показано на рис. 4.10.

После 3-х лет эксплуатации прямоугольных пачуков появилась возможность оценить их технические и эксплуатационные характеристики. Сразу следует сказать, что прямоугольные пачуки хуже круглых как по эксплуатационным качествам, так и по техническим.

Начнем с того, что в пачуках с прямоугольным сечением при пневматическом перемещении скорости потоков пульпы внутри объема аппарата очень высоки, что вызывает частые про-

тирания труб, по которым подается сжатый воздух в перемешиватели-барботеры и в транспортные аэролифты. В результате этого пачуки приходится опораживать, выводить в ремонт, заменять внутри воздушные трубы. На третьем году работы цеха такие операции проводились почти каждую неделю с одним-двумя пачуками. Вывод основного аппарата из схемы всегда связан с нарушением технологического процесса, дополнительными потерями угля, отвлечением обслуживающего персонала от основной работы.

В 6-ти секционных пачуках пульпа и уголь перетекают через щели в перегородках, что приводит к нарушению принципа противотока «пульпа-уголь» и ухудшению технологических показателей процесса. Вообще же, в секционных аппаратах перегородка является самым слабым конструктивным элементом. При разнице уровней пульпы в соседних секциях, при опорожнении одной секции и выводе ее в ремонт перегородка по всей высоте испытывает большое давление пульпы и начинает прогибаться, в результате чего лопаются сварные швы крепления. Усиление жесткости перегородок между секциями стальными уголками или швеллерами вызывает ухудшение гидродинамики потоков пульпы внутри объема аппарата, при этом возникает дополнительное сопротивление для восходящих потоков пульпы при перемешивании, уголь воспринимает дополнительные ударные нагрузки и разрушается.

При реконструкции цеха в 1999 году недостатки секционных пачуков с перегородками были учтены и вторую линию прямоугольных пачуков изготовили и смонтировали в виде отдельных изолированных аппаратов, равных по геометрическим размерам и объему одной секции. Стало легче работать, но перетирание воздушных труб и самих барботеров и транспортных аэролифтов внутри пачуков продолжается с такой же интенсивностью, как и в шестисекционных аппаратах.

Пачуки сорбции с рабочим объемом 7 м^3 , установленные по проекту в ЦГМ, были рассчитаны как ступени сорбции на поток пульпы $1,8\text{--}2,2 \text{ м}^3$. При таком потоке пульпы, как показала работа цеха в 1999 году, пачуки, как ступени сорбции, работали более или менее эффективно.

С увеличением среднесуточной переработки вдвое, особенно при совместной переработке Самартинского и Ирокинденского концентратов, чтобы обеспечить регламентное время сорбции 42–48 часов, потребовалось включить в работу все резервные пачуки сорбции числом 27 штук. При этом, как говорилось выше, параллельные цепочки работали неэффективно и не обеспечивали достигнутый уровень извлечения золота. Поэтому все пачуки сорбции пришлось включить в одну цепочку последовательно.

Разрезы по длинной цепочке показывают, что каждый отдельный пачук в таком режиме не является ступенью сорбции. По теории процесс сорбции только тогда работает и золото эффективно извлекается, когда в каждом пачуке-ступени достигается определенное снижение концентрации золота в жидкой и твердой фазах пульпы и увеличение степени насыщенности угля золотом.

Все эти соображения приводят к мысли, что при потоках пульпы $4\text{--}5 \text{ м}^3/\text{час}$ необходимо укрупнять объем пачуков в 2–3 раза по сравнению с существующими. Поэтому уже в 2002 году был поставлен вопрос об изготовлении и монтаже круглых пачуков диаметром 2200 мм, высотой 8,5 м с рабочим объемом 25 м^3 . По расчетам достаточно в цепочке иметь 12 круглых пачуков с рабочим объемом $23\text{--}25 \text{ м}^3$. В этом случае каждый из них будет являться ступенью сорбции, то есть обеспечивать максимальные коэффициенты снижения концентрации золота в пульпе и степень насыщенности угля.

Большое значение имеет удельный расход активированного угля на тонну концентрата. Расход активированного угля зависит от абразивности пульпы, времени нахождения его в процессе сорбции и других причин. Одна из причин, как мы выяснили, – это конструктивные недостатки головки транспортного аэролифта (см. рис. 11.6 а).

При работе аэролифта пульпа с углем с большой скоростью ударяется об отражатель и с такой же скоростью падает на сетку дренажного устройства с выбрызгиванием пульпы и угля. Таким образом, уголь постоянно испытывает ударные нагрузки об отражатель и дренажную сетку, что, естественно, приводит к повышенному износу угля и разрушению сетки в месте падения пульпы с углем.

С целью исключения ударных нагрузок при транспортировке пульпы конструкция оголовка транспортного аэролифта была изменена, как показано на рис. 11.6 б.

Диаметр оголовка аэролифта увеличили в 2 раза и получили таким образом в верхней части транспортной трубы аэролифта расширитель, входя в который пульпа с углем резко теряет скорость, избыток воздуха отделяется через специальную отводную трубку и пульпа спокойно изливается на дренажную сетку без удара.

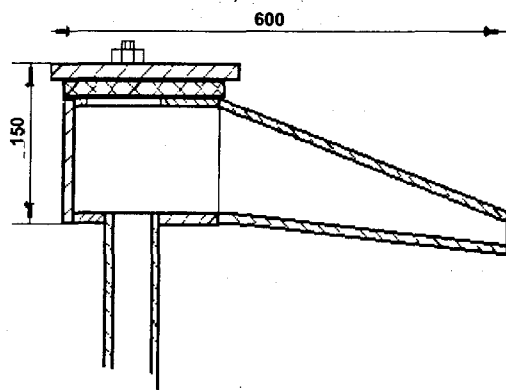


Рис. 11.6а. Оголовок транспортного лифта

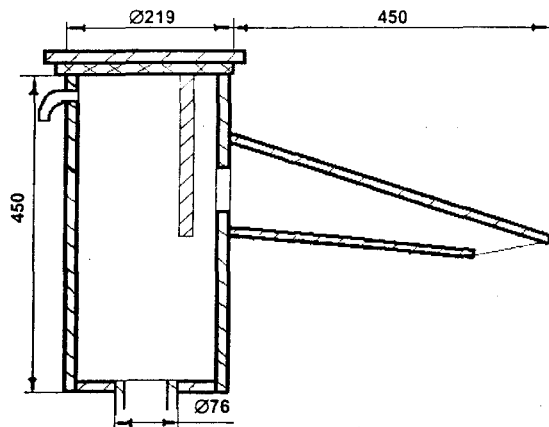


Рис. 11.6б. Оголовок транспортного лифта после изменения конструкции

Испытания новой конструкции транспортного аэролифта подтвердили правильность заложенной идеи, полностью исключили ударные нагрузки для угля. С июля 2001 года все аэролифты пачуков переделали на новую конструкцию с расширителем. Данное мероприятие позволило снизить удельный расход активированного угля на 0,3 кг/т и нержавеющей сетки на 0,003 м²/т.

11.6. Применение центробежного концентратора для улавливания мелкого золота из флотоконцентрата

На золотоизвлекательных фабриках с гравитационным и флотационным обогащением руды к флотоконцентрату зачастую добавляют богатые золотосодержащие продукты – промпродукты и хвосты столов последних стадий перечистки гравитационного концентрата, хвосты доводочных операций золотой головки и другие. Как правило, содержание золота в концентрате при этом увеличивается. Если флотоконцентрат отправляется на переработку на медеплавильные заводы, то добавка таких продуктов экономически и технологически целесообразна.

В тех же случаях, когда флотоконцентрат перерабатывается на месте цианисто-сорбционным процессом, присутствие в нем гравитационного золота приводит к повышенным потерям драгметалла в хвостах по причине недорастворения свободных частиц золота.

При переработке флотоконцентратов в хвостах сорбции часто наблюдаются повышенные содержания золота. Анализ ситовой фракции +0,1мм, выделенной из хвостов сорбции и исходного флотоконцентрата, показал, что в перерабатываемом сырье содержится от 3-х до 10% золота, для растворения которого не хватает времени цианирования и сорбционного выщелачивания.

В июне 2001 года в ЦГМ на исходном флотоконцентрате был установлен центробежный концентратор ОРОКОН-М30 и проведены его промышленные испытания с целью улавливания мелкого золота и снижения потерь в хвостах сорбции.

Центробежный концентратор ОРОКОН-М30 был разработан в Австралии [34]. Австралийская фирма «Стар Текнолоджи Системз Лтд.» в 1992 году начала изготавливать эти аппараты на Свирском ремонтно-механическом заводе и внедрять на российские золотодобывающие предприятия.

В центробежных концентраторах, кроме гравитационных сил, на эффект обогащения воздействуют центробежные. Применение центробежной силы увеличивает разницу в плотностях между частицами золота и пустой породой, что приводит к значительному повышению эффективности гравитационного обогащения исходного материала.

Концентратор (рис. 11.7) представляет собой конусную чашу объемом 0,9м³, которая приводится во вращение электроприводом, состоящим из электродвигателя и редуктора. Чаша расположена вертикально конусом вниз. В конусной чаше на стенках расположены 6 концентратных желобов. В центре конусной чаши расположен неподвижный цилиндрический питающий стакан.

Принцип работы концентратора состоит в том, что при вращении конусной чаши с пульпой под действием центробежной силы и силы тяжести рудные частицы с золотом отбрасываются к стенкам концентратных желобов и в кольцевых желобах накапливается обогащенный продукт.

Исходный материал в виде пульпы подается в центральную питающую трубу 3 в нижнюю зону (рис. 11.7). Процесс концентрации золота осуществляется в восходящем потоке при вращении чаши. Под действием центробежных сил тяжелые частицы золота и тяжелых минералов

отбрасываются к стенкам конусной чаши и накапливаются в кольцевых концентратных желобах. Хвостовая пульпа переливается через верхний край вращающейся конусной чаши в неподвижный сливной желоб 5.

Принцип работы концентратора состоит в том, что при вращении конусной чаши с пульпой под действием центробежной силы и силы тяжести рудные частицы с золотом отбрасываются к стенкам концентратных желобов и в кольцевых желобах накапливается обогащенный продукт.

Исходный материал в виде пульпы подается в центральную питающую трубу 3 в нижнюю зону (рис.11.7). Процесс концентрации золота осуществляется в восходящем потоке при вращении чаши. Под действием центробежных сил тяжелые частицы золота и тяжелых минералов отбрасываются к стенкам конусной чаши и накапливаются в кольцевых концентратных желобах. Хвостовая пульпа переливается через верхний край вращающейся конусной чаши в неподвижный сливной желоб 5.

Для обеспечения постоянного обмена между тяжелыми и легкими частицами и создания условий для постоянной аккумуляции золота в осадке служат рыхлители 2. Рыхлители в виде горизонтальных стержней одним концом закрепляются на неподвижных консолях, а другим концом вводятся в полость кольцевого желоба. Схема их работы показана на рис.11.7. Они позволяют избежать спрессовывания концентрата и за счет флюидизации рудных частиц обеспечивают высокое содержание золота в концентрате.

Техническая характеристика концентратора ОРОКОН М-30.

Производительность по исходному питанию		
	по твердому, т/час	– 30
	по пульпе, м ³ /час	– до 150
Плотность пульпы в питании, % тв		– 10-30
Рабочий объем чаши, м ³		– 0,9
Степень концентрации золота		– до 50
Масса концентрата, кг		– 50-150
Мощность э/двигателя, кВт		– 7,5
Число оборотов э/двигателя в мин		– 950
Число оборотов конусной чаши		– 100
Масса аппарата, кг		– 2800

В отличие от других гравитационных аппаратов и машин (отсадочные машины, концентрационные столы), ОРОКОН не требует добавления воды при работе, что является его основным достоинством.

Концентратор во время работы не требует постоянного обслуживания и регулировки питания – сколько пульпы в него поступило, столько же и вышло.

Испытания, проведенные на хвостах гравитации Многовершинной ЗИФ [7], показали, что аппарат хорошо улавливает мелкое и тонкое свободное золото размером менее 40 микрон. При

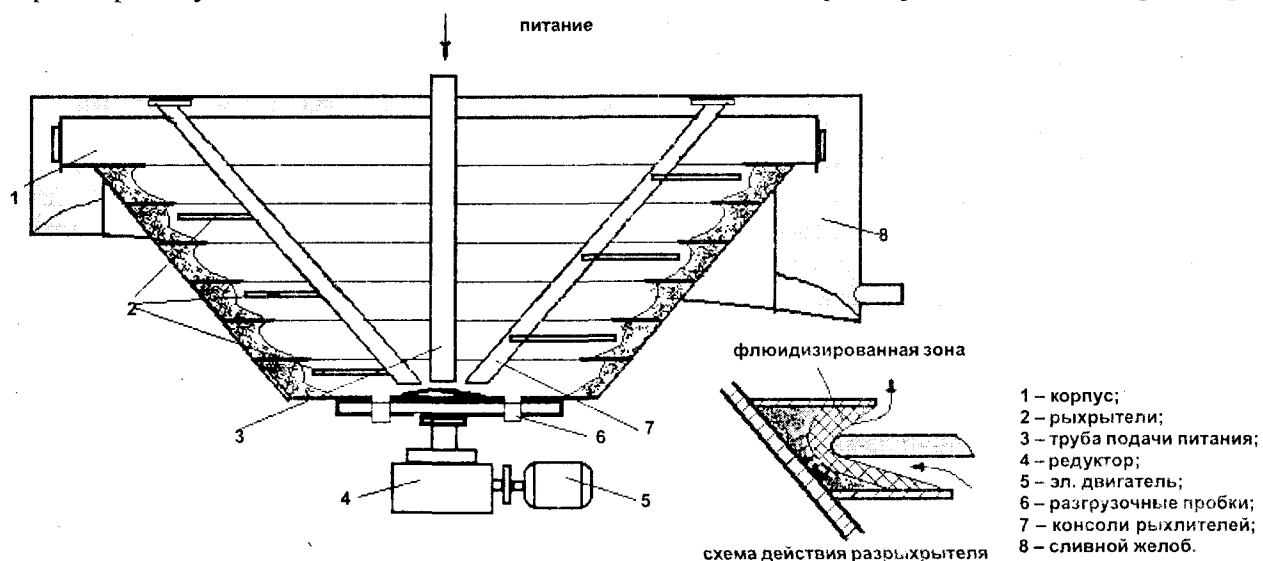


Рис. 11.7. Концентратор Орокон М-30

среднем содержании золота в хвостах гравитации 4,7 г/т, поступающих в питание концентратора, в его в концентрате содержалось от 500 до 1500 г/т золота, доизвлечение драгоценного металла из хвостов гравитации составило более 4%.

С целью стабилизации процесса сорбционного выщелачивания и улавливания мелкого золота из исходного флотоконцентрата в цехе гидрометаллургии испытали центробежный концентратор ОРОКОН-М30 в течение 26 дней [8]. Пульпа флотоконцентрата направлялась непосредственно в питание концентратора, хвосты аппарата через автоматический пробоотборник поступали далее в схему ЦГМ. Сполоск концентрата из ОРОКОНА производили 1 раз в сутки. Время сполоска концентрата составляло 1,5–2,0 часа. Концентрат доводили на концентрационном столе СКО-2. Золотая головка, полученная от доводки концентрата, поступала в плавку, а хвосты стола направлялись в схему гравитации.

Результаты испытаний концентратора представлены в таблице 11.6.

Таблица 11.6

Результаты испытаний концентратора ОРОКОН-М30 на исходном флотоконцентрате

№ цикла	Продолж. цикла, час	Содержание Au г/т		Получено концентрата, кг	Степень концентрации Au	Извлечение Au в кон-т от исходного питания
		в исходном ф/к-те	в кон-те Орокона			
1	15,5	63,4	233,2	156,6	3,67	1,3
2	23,0	69,6	1000	50,1	14,36	1,22
3	40	77,8	1570	102,4	20,2	2,2
4	24	81,1	1360	149,2	16,8	4,9
5	16,5	64,0	657,2	80,5	10,2	1,99
6	25	67,4	1321,3	101,0	19,6	4,04
7	37,5	69,0	1829,7	120,4	26,5	3,02
8	24	81,8	1244,4	123,5	15,2	2,85
9	25	82,3	1148	140,8	13,9	3,71
10	29	65,6	1350	133,6	20,6	5,07
11	24	59,2	1370	144,1	23,1	5,46
12	26	72,4	1000	136,6	13,8	4,54
13	23	69,4	1040	148,3	15,0	5,38
14	24	72,3	1099	134,5	15,2	4,93
15	25	81,4	1220	147,2	15,0	5,38
16	28	70,8	1330	157,1	18,7	6,22
17	23	69,4	1070	152,9	15,4	3,65
18	22	69,7	704,8	177,2	10,1	2,99

Полученный концентрат в количестве 2356 кг был перечищен на концентрационном столе, при этом в «золотой головке» содержание золота составило от 20 до 40 кг/т. При плавке из золотой головки было получено в слиток 1531,3 г химчистого золота. В процессе перечистки в хвосты стола и в схему гравитации перешло 42,4% золота. Невысокое извлечение золота при перечистке объясняется тем, что почти половина металла находится в тонкодисперсном состоянии и заключено в рудных частицах крупностью менее 0,074 мм и легко смывается водой в хвосты стола.

Из рассмотрения данных таблицы можно сделать следующие выводы:

1. В концентрат ОРОКОНА из флотоконцентрата извлекается мелкое и тонкодисперсное золото в количестве до 5%.
2. Степень концентрации золота в концентрате аппарата колеблется в пределах от 10 до 26 и зависит от количества гравитационного золота в исходном флотоконцентрате.
3. Количество концентрата, получаемого в аппарате, не зависит от времени работы между сполосками. Масса концентрата зависит от положения рыхлителей в желобах и содержания сульфидных минералов в перерабатываемом сырье.

Было также изучено распределение золота в концентрате ОРОКОНА по фракциям, для чего произведен рассев 4-х концентратов на классы, данные приведены в таблице 11.7.

Распределение золота по классам крупности в концентрате Орокона

Фракция, мм	Средний выход фракции в %	Содержание золота, г/т	Распределение золота по классам крупности, %
+ 0,16	1,86	553,0	1,05
- 0,16 + 0,1	2,54	845,0	2,11
- 0,1 + 0,074	3,33	760,0	2,64
- 0,074	92,27	915,0	94,2
<i>Всего</i>	<i>100</i>	<i>901,3</i>	<i>100</i>

Данные таблицы показывают, что более 90% золота находится в классе -0,074 мм и только около 6% - в более крупных фракциях. При этом гравитационное золото довольно равномерно распределяется по фракциям больше 0,074 мм. При проведении гидрометаллургического процесса частицы золота размером более 0,1 мм не успевают процианироваться и теряются с хвостами сорбции.

Как и ожидалось, улавливание гравитационного золота из флотоконцентрата позволило стабилизировать процесс и снизить потери золота в твердой фазе хвостов сорбции, о чем свидетельствуют нижеприведенные цифры потерь золота в твердой фазе хвостов в сравнении с предыдущим периодом работы ЦГМ (май месяц) без концентратора.

Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т (по балансу Me ЦГМ)

Май	- 3,04
Июнь	- 2,82
Июль	- 2,69

В период работы ОРОКОНА с 12.06.2001 г. по 06.07.2001 г. среднее содержание золота в твердых хвостах составило 2,55 г/т, т.е. снижение потерь к июню - на 9,57%, к июлю - на 3,7%.

Таким образом, применение центробежного концентратора на исходном флотоконцентрате дало несомненный эффект для стабилизации процессов цианирования и сорбции, обеспечило снижение потерь золота в твердой фазе хвостов сорбции и кроме того позволило в голове процесса ЦГМ напрямую извлекать почти 1% золота в готовую продукцию.

Центробежный концентратор ОРОКОН был испытан также на хвостах сорбции. Для этого хвостовую пульпу из пачуков после автоматического пробоотборника подавали в питание концентратора, сполоск осуществляли через 14, 24, 36 часов. Было проведено 3 цикла, результаты которых представлены в таблице 11.8.

Таблица 11.8

Результаты испытаний концентратора на хвостах сорбции

№ цикла	Наименование продукта	Продолж цикла, час	Масса продукта, т	Содержание Au, г/т	Выход продуктов, %	Извлечение, %	Степень концентрации
1	Исход.	14	39,3	3,77	100	100	6,65
	Питание		0,15	22,6	0,38	2,3	
	Концентрат		39,15	3,7	99,62	97,7	
2	Исход.	24	43,0	3,87	100	100	15,4
	Питание		0,1	40,7	0,2	2,1	
	Концентрат		42,9	3,8	99,8	97,9	
3	Исход.	36	75,7	2,22	100	100	5,81
	Питание		0,11	15,3	0,14	1,0	
	Концентрат		75,59	2,2	99,86	99,0	

В 1-м и 2-м циклах содержание золота в хвостах аппарата выше, чем в питании. Это объясняется тем, что хвосты сорбции в концентратор подавались периодически по мере срабатывания датчиков уровня в пачуках сорбции. Кроме этого, питание концентратора состояло из пульпы и оборотной воды, подаваемой на гидротранспорт хвостов. В момент остановки подачи хвостов из пачуков в аппарат продолжала поступать оборотная вода, которая вымывала концентрат из желобов в хвосты.

За период испытаний на хвостах сорбции в концентрат извлечено золота в среднем 2,36% по операции и 0,1% от исходного флотоконцентрата. Концентрат ОРОКОНА от 2-го и 3-го циклов перечищали на концентрационном столе СКО-2, при этом была получена золотая головка с содержанием 468,7 г/т, которая к плавке непригодна из-за малого содержания, поэтому концентрат вернули в процесс цианирования.

Оценивая применимость концентратора ОРОКОН на хвостах сорбции, следует сказать, что уровень извлечения золота из хвостов соизмерим с затратами на его эксплуатацию. Поэтому концентрат лучше использовать для улавливания мелкого золота перед гидрометаллургическим процессом, чем на хвостах, т.е. действовать по давнему, но проверенному годами принципу – «извлекать золото в голове процесса, а не в хвостах».

С октября 2001 года концентрат ОРОКОН включен в постоянную эксплуатацию для улавливания мелкого гравитационного золота из флотоконцентрата, поступающего из цеха обогащения. В зависимости от количества исходного материала, поступающего в цех, сполоск концентрата из аппарата производят 1 раз в сутки или через 2 суток.

Концентрат вымывают оборотной водой с помощью форсунок, установленных внутри конусной чаши на неподвижных консолях. Концентрат в виде пульпы через донные отверстия чаши поступает на перечистный концентрационный стол СКО-02. Полученная золотая головка поступает в плавильное отделение на обработку и плавку. Поскольку хвосты стола содержат крупную фракцию +0,074 в количестве от 8 до 16%, их направляют на доизмельчение в шаровую мельницу, где они объединяются с ИФК и поступают в общую схему сгущения, цианирования и сорбции.

Включение концентратора в постоянную эксплуатацию в голове гидрометаллургического процесса подтвердили результаты летних испытаний – так же, как и летом, наблюдается уменьшение потерь золота в твердой фазе общих хвостов сорбции в среднем на 0,15–0,2 г/т. Этот эффект достигается не только за счет улавливания мелкого гравитационного золота, но и, как было установлено, за счет улавливания сравнительно крупных частиц концентрата с нераскрытым для цианирования частицами золота. Особенно это стало заметно после того, как хвосты перечистки концентрата направили на доизмельчение в мельницу ИФК, где крупные частицы доизмельчались и золото полностью вскрывалось.

В периоды, когда перерабатывается только Самартинский концентрат потери золота существенно снижаются, а извлечение металла достигает 96,0%.

11.7. Мероприятия по совершенствованию процесса десорбции и регенерации угля

Практика работы отделения десорбции цеха гидрометаллургии Холбинского рудника показала, что при использовании элюента, содержащего 4–6 г/л едкого натра и температуре процесса элюации 175°C с угля хорошо снимается золото – 95–97% и серебро – 25–40%. Показатели десорбции золота и серебра в 1998–1999 гг. приведены в табл. 11.9

Таблица 11.9

Показатели десорбции металлов с насыщенного угля в 1998–1999 гг.

Сод-ние в угле Me до десорбции, г/кг		Сод-ние в угле Me после десорбции, г/кг		Извлечение Me в элюат, %	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
5,15	4,37	0,257	1,66	95,0	38,0

Варьирование параметрами процесса – температурой в пределах 165–170°C, концентрацией NaOH в интервале 4–6 г/л и скоростью раствора элюента через систему автоклав-десорбер ощутимых результатов улучшения извлечения серебра из угля не принесло. Время протекания процесса одного цикла десорбции составляет 60–80 минут.

Использование цианида натрия при десорбции угля.

В работах «Иргиредмета» [1,36] было показано, что добавление цианида в щелочной элюент при автоклавной десорбции угля благотворно влияет на показатели процесса. Здесь же было сказано, что цианид при высокой температуре разлагается с образованием аммиака, и по этой причине цианид не был рекомендован институтом для использования в процессе десорбции в ЦГМ Холбинского рудника.

В 2000 году автор предложил провести промышленные испытания автоклавной десорбции щелочным элюентом с добавлением цианида натрия.

Первое испытание путем снятия кривой элюирования показало, что уже небольшая добавка цианида натрия в элюент повышает извлечение золота из угля на 0,5–1,0%.

Тогда провели промышленный эксперимент с изучением влияния концентраций NaCN и NaOH в элюенте и температуры процесса на промышленном оборудовании, установленном в отделении десорбции. В щелочной элюент последовательно добавляли цианид натрия концентрации 2 г/л, 3 г/л, 4 и 5 г/л.

При указанных концентрациях цианида были сняты кривые элюирования – отбирали пробы раствора через каждые 120 л пропущенного раствора. Промышленный эксперимент проводили непосредственно в цехе на угле, насыщенном металлами в процессе сорбции. Всего было проведено 75 циклов десорбции по 5 серий с варьированием параметров процесса – концентрации цианида в элюенте, температуры, соотношения объемов элюента к объему угля.

Анализ полученных данных по всем сериям промышленных опытов показал, что извлечение золота из угля с различными условиями проведения процесса изменялось незначительно – от 96,9 до 97,9%, извлечение серебра колебалось в довольно широком диапазоне – от 53,88% до 91,81%.

При этом было установлено, что использование щелочного элюента с добавкой цианида натрия ускоряет процесс десорбции, которая проходит за 40–45 минут, тогда, как десорбция золота и серебра с угля чисто щелочным раствором проходит за 60–70 минут.

Распределение количества золота и серебра во фракциях элюата при различных условиях проведения процесса десорбции приведен в табл. 11.10.

Таблица 11.10

Распределение золота и серебра по фракциям элюата при десорбции цианисто-щелочным элюентом

№ цикла (состав элюента)	Извлечено Me в раствор, % в 1–4 объемы		Извлечено Me в раствор, % в 5–8 объемы		Извлечено Me в раствор, % в 9–10 объемы	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
515 (5,5 г/л NaOH)	80,8	77,6	15,9	16,77	3,19	5,5
532 (5,5 г/л NaOH + 4г/л NaCN)	82,5	94,6	15,6	5,24	1,81	0,11
548 (5,5 г/л NaOH + 2г/л NaCN)	85,63	87,4	13,34	9,86	1,02	2,73

Таблица 11.10 показывает, что на первые четыре объема элюата приходится от 80,8 до 85,6% золота и 77–94% серебра. В последующие 4 объема в раствор переходит 13–15% золота, и 5–15% серебра. В 9-м и 10-м объемах элюата золота и серебра содержатся незначительные количества – от 0,1% до 3%.

Таким образом, анализируя данные по проведению процесса десорбции в разных режимах можно сделать следующие выводы:

1. Добавление цианида натрия в раствор элюента до 3 г/л ускоряет процесс десорбции золота и серебра с угля в среднем на 0,3 часа (15–20 мин.). При этом извлечение золота из угля в раствор остается примерно на том же уровне, тогда как, извлечение серебра повышается на 12–20%.
2. Десорбция драгметаллов с угля цианисто-щелочным элюентом проходит при меньшей температуре – 140–150°C.
3. Процесс десорбции золота и серебра с применением цианисто-щелочного элюента практически заканчивается при соотношении объемов исходного раствора и угля 8:1. В 9-м и 10-м объемах элюата количество золота и серебра составляет незначительную величину, поэтому процесс можно вести 8-ю объемами элюента.
4. Поскольку большая часть золота и серебра переходит в элюат в первых 4-х объемах, а 13–15% – в последующие 4-е, элюат целесообразно делить примерно поровну – на богатый – наиболее концентрированный по Au и Ag, который направляется на электролиз, и бедный, направляемый на вторичное концентрирование в угольные колонны или на электролиз бедных растворов.

Проведенные испытания различных параметров десорбции золота и серебра с угля позволили выбрать оптимальный технологический режим.

Концентрация реагентов в элюенте, г/л:

NaOH	– 5,0–6,0
NaCN	– 3,0
Температура раствора в автоклаве, °С	– 150–155
Температура раствора в десорбере, °С	– 135–140
Скорость потока элюента, л/час	– 1500
Соотношение объемов элюента на 1 объем угля	– 8
Объем товарного элюата, л (объемов)	– 600 (4,8)
Объем бедного раствора, л (объемов)	– 400 (3,2)
Продолжительность десорбции, мин.	– 40–45 мин.

Проведение процесса десорбции в вышеуказанном режиме в течение года дало:

- при тех же показателях по извлечению металлов из угля на 20% снизить потребление электроэнергии автоклавом (температура ниже на 20 град. и время цикла уменьшилось на одну треть) почти на 168 000 квт-час;
- увеличение производительности узла десорбции по переработке насыщенного угля на 30–40% на том же оборудовании и производственных площадях. Если по первоначально рекомендованному режиму в сутки в среднем проводилось 20 циклов (2500 л), то с применением цианисто-щелочного элюента в сутки выполняется до 28 циклов (3500 л).

В условиях, когда рабочая емкость насыщенного угля в результате его отравления примесями кальция, магния и железа снизилась на 30%, увеличение производительности отделения десорбции по переработке угля на 30–40% за счёт внедрения вышеуказанного мероприятия компенсировало снижение добычи золота.

Схема последовательной работы двух десорберов.

При низких содержаниях золота в насыщенном угле 2,8–3,5 г/кг концентрация золота в товарных элюатах, направляемых на электролиз, составляет 180–250 мг/л, что приводит к снижению эффективности работы электролизеров ГЦН2-40 и увеличению удельных энергозатрат на тонну перерабатываемого концентрата. В целях увеличения концентрации золота в товарном элюате, более рационального использования электроэнергии потребляемой автоклавом была испытана одновременная работа 2-х десорберов по последовательной схеме, т.е. при подаче исходного элюента из первого аппарата во второй.

Проведение десорбции в 2-х последовательных десорберах позволило утилизировать тепловую энергию элюата после первого десорбера во втором аппарате и таким образом уменьшить общий расход элюента на 1 объем угля, что в конечном счете привело к увеличению концентрации золота в товарном элюате. Расход элюента в установившемся режиме на 2-х десорберах составил 6,8 объемов на 1 объем угля вместо 8 об./об. при обычной десорбции в одном аппарате десорбции (с учетом вышеприведенного режима для цианисто-щелочного элюента). Среднее содержание золота в товарном элюате поднялось с 250 до 420 мг/л.

Продолжительность десорбции при двойной загрузке угля 250 л почти не уменьшилась и составила 75–80 мин. (для загрузки 125 л угля время десорбции составляло 40–45 мин.).

Электролиз бедных элюатов.

По проекту бедные элюаты и растворы после электролиза, в которых содержание золота составляло 30–40 г/м³, подавались в колонны вторичного концентрирования, где золото сорбировалось углем. Насыщенный в колоннах ВК уголь снова поступал в процесс высокотемпературной десорбции. При этом в процессе работы часто случалось, что из-за высокого насыщения золотом угля из процесса сорбции или больших выходов электролизеров (при неполадках) концентрация золота в этих растворах увеличивалась до 50–60 г/м³. Таким образом, золото и серебро совершало дополнительный оборот прежде, чем поступить в конечный продукт – катодный осадок.

Чтобы уменьшить оборот драгметаллов, снизить нагрузку на колонны ВК, в декабре 2000 года бедные элюаты и растворы после электролиза с высоким содержанием золота направили на резервный электролизер ГЦН2-40. При этом из растворов в катодный осадок напрямую извлекается 60–70% драгметаллов, а содержание золота в растворах, поступающих в колонны ВК, снижается до 15–18 г/м³.

Что дало это мероприятие? Оно позволило ускорить получение части золота в готовую продукцию, снизить расход электроэнергии и едкого натра на проведение десорбции насыщенного

угля из колонн ВК и в конечном счете обеспечило увеличение производительности отделения десорбции по переработке угля на 7%, что имеет большое значение при увеличении производительности цеха по переработке концентратов.

Использование сбросных щелочных растворов в обороте для приготовления элюентов.

В угольной технологии долгое время считалось, что щелочные растворы после десорбции и вторичного концентрирования нельзя использовать в обороте, так как в процессе высокотемпературной элюации происходит разложение цианида, содержащегося в оборотном растворе. При этом считалось, что продукты разложения – аммиак, аммонийные соли, роданиды – переходят в элюат и при последующем использовании растворов эти вещества отрицательно могут сказываться на процессе десорбции. В ЦГМ в течение первых двух лет работы щелочные растворы после десорбции и вторичного концентрирования сбрасывались в хвосты с содержанием золота не более 0,1 мг/л. и щелочи 5–6 г/л.

Вскоре, после 4-х месяцев работы, необходимость перехода на 100-процентный оборот осветленной воды хвостохранилища ЦГМ заставила исходный элюент для десорбции приготавливать на оборотной воде, в которой содержание свободных и связанных цианидов постепенно поднялось до 0,15%, а щелочность – до рН 11.

С переходом приготовления элюента на оборотной воде было замечено снижение остаточного содержания серебра на угле после десорбции и, соответственно, увеличение извлечения серебра в раствор при десорбции. Анализ сбросных растворов после колонн вторичного концентрирования показал, что в них содержится 0,5–0,6% NaOH, т.е. столько же, сколько в исходном элюенте. Все это натолкнуло на мысль попробовать использовать в обороте сбросные растворы десорбции после угольной сорбции.

В начале 2001 года сбросные растворы десорбции направили в реагентное отделение на приготовление исходного элюента и провели в течение месяца испытания их использования в обороте. При этом в растворе, который поступал в реагентное отделение, определяли концентрации щелочи и NaCN, а затем добавлением сухого каустика и крепкого раствора цианида доводили его до заданных концентраций. Естественно, механические потери сбросных растворов, которые происходили при передвижках угля в колоннах ВК, восполняли добавлением оборотной воды.

Испытания показали, что извлечение золота из угля в элюат составило 92–93%, а извлечение серебра в элюат увеличилось с 65% до 83%. После этого с апреля 2001 года приготовление исходного элюента на оборотных растворах стали производить постоянно. Переход на оборотные растворы позволил снизить удельный расход едкого натра на 0,4 кг/т концентрата.

11.8. Испытания и внедрение очистки угля раствором соляной кислоты

После полутора лет работы ЦГМ было замечено снижение сорбционной способности угля после регенерации. Это проявлялось в том, что в хвостах сорбции увеличились потери золота в жидкой фазе свыше 0,1 мг/л, рабочая емкость угля по золоту снизилась с 4,5 до 3,0–3,5 г/кг. Кривые разрезов золота в жидкой фазе пачуков сорбции показывали резкое снижение скорости сорбции в последних 5-ти пачуках. Опробование и анализ угля после десорбции и реактивации выявил накопление примесей не только цветных металлов – меди, цинка, никеля, кобальта, но и магния, кальция, железа. Данные по содержанию примесей в угле приведены в таблице 11.11.

Таблица 11.11

Содержание примесей в насыщенном угле

Дата	Сод-е в угле цветных металлов, г/т				Сод-е в угле других металл, г/т			Σ при- месей	
	Cu	Zn	Ni	ΣЦв.М	Ca	Mg	Fe		ΣПр.
26.09.2000	350	323	270	943	3760	4820	16069	24649	25592
05.05.2001	295	255	324	874	13094	5621	9548	28263	29137

Сумма цветных металлов в угле в течение года осталась примерно на одном уровне, тогда как сумма кальция и магния увеличилась более, чем в 2 раза. Из таблицы видно, что более половины всей емкости угля занята примесями, что и обусловило снижение сорбционной способности.

Из литературы известно [1,4,36], что примеси как из угля, так и из смолы хорошо снимаются растворами минеральных кислот – серной, соляной, щавелевой. Сначала были проведены лабораторные испытания очистки угля от примесей растворами соляной и щавелевой кислот в различных режимах. Результаты лабораторных исследований оказались обнадеживающими. Было установлено, что раствором соляной кислоты снимается с угля: кальций – на 50–80%, железо – на 40–50%, магний – на 30–50%.

На основании лабораторных данных были проведены промышленные испытания в цехе на производственных колоннах, результаты которых приведены ниже.

Первый раз испытания проводились в период с 19 по 28 сентября 2000 года. Кислотную обработку проводили в колонне диаметром 500 мм, высотой 4500 мм, с рабочим объемом 1000 л, в которую помещался уголь после реактивации. Раствор соляной кислоты готовили в напорной емкости 0,35 м³ (бывший бункер угля). Исходный раствор содержал 20 г/л соляной кислоты и подавался в колонну с углем снизу вверх. Слив колонны через сетчатый дренаж поступал самотеком в аэролифт, которым закачивался снова в напорную емкость. Таким образом, обработка угля проводилась в циркуляционном режиме. Уголь после обработки кислотным раствором и нейтрализации раствора в колонне откачивался в бункер отделения сорбции, откуда загружался в процесс в пачук № 11с.

Всего за период испытаний было проведено 6 циклов, переработано 6935 л угля, израсходовано 531,6 кг соляной кислоты. Уголь на содержание железа и кальция до и после кислотной обработки анализировался в аналитической лаборатории ЗИФ. По трем циклам анализы угля отсутствуют.

Результаты испытаний угля приведены в таблице 11.12.

Таблица 11.12

**Результаты испытаний кислотной обработки угля в 2000 г.
в циркуляционном режиме**

Дата, № цикла	Обработка угля, л	Расход солян. кислоты, кг	Содержание Са и Fe в угле, г/т				Извлечено из угля в р-р, %		Расход кислот на 1 кг угля	Примечание
			до кислот. об-ки		после об-ки		Са	Fe		
			Са	Fe	Са	Fe				
№ 1	750	57,5	14293	16075	2775	10462	80,5	34,9	0,15	
№ 2	875	34,5	13094	20303	4669	12198	64,34	39,9	0,078	
№ 3	750	57,5	13567	12971	11538	12764	14,95	1,6	0,15	
№ 4	750	57,5	10623	11261	6816	24109	35,83		0,15	1 час
№ 5	750	48,3	13374	10587	6846	16113	48,81		0,128	
№ 6	750	57,3	11760	13362	12217	11120		16,7	0,15	2 часа

Из данных таблицы видно, что кальций снимается с угля раствором соляной кислоты на 40–80%, железо – на 16–35%. При увеличении времени обработки угля в циркуляции до 2-х часов (цикл № 4) имеет место обратный процесс, т.е. сорбция кальция снова на уголь. Железо также снимается с угля, но при подготовке угля к анализу железо добавляется в уголь в процессе истирания его в стальном стаканчике, поэтому данные по десорбции железа с угля нельзя считать достоверными.

За период испытаний не отмечено заметное повышение рабочей емкости угля по золоту, содержание золота в жидкой фазе хвостов оставалось на обычном уровне. Средний расход соляной кислоты на обработку составил 0,153 кг/кг сухого угля.

Цикл № 4 и большой разброс в извлечении кальция из угля по остальным циклам свидетельствуют о том, что проведение кислотной обработки угля в циркуляционном режиме нецелесообразно – процесс нужно вести по классической схеме, т.е. с постоянным удалением слива колонны из схемы.

Второй раз испытания кислотной обработки угля в отделении регенерации были проведены в апреле–мае 2001 года.

Кислотная обработка проводилась в колонне 99-7 с рабочим объемом 1000 л. Растворы кислот готовили в емкости объемом 2,5 м³ футерованной стекломалью. Исходные растворы с содержанием 20 г/л подавали насосом-дозатором НД-1 в колонну снизу вверх через слой угля и вели до появления на выходе рН=2. Слив колонн напрямую отправляли в хвостовую емкость поз. 211. Кислотные растворы, оставшиеся в колонне с углем, нейтрализовали раствором каустической содой и после этого направляли уголь на сорбцию аэролифтом.

Ввиду небольших запасов соляной кислоты (460 кг) было проведено всего 4 загрузки угля. Обработано 3500 литров угля. Отношение пропущенных объемов раствора к углю – от 1,5 : 1 до 2,5 : 1. Результаты обработки угля соляной кислотой приведены в таблице 11.13.

Таблица 11.13

**Результаты промышленных испытаний кислотной обработки угля
в прямом режиме в 2001 году**

Дата	Уголь	Содержание металлов, г/т						
		Ca	Mg	Cu	Fe	Zn	Ni	Σ примесей
28.04.01	Исх. уголь, г/т	9086.6	3676.5	338.2	14215.7	343.1	406.9	31158
	После обр-ки, г/т	324.4	1311.4	313.2	9419.7	137.1	227.4	11733,2
	Извлечение, %	96.4	64.3	7.4	33.7	60.0	44.1	62,34
29.04.01	Исх. уголь, г/т	3760.7	4887.2	333.3	14102.6	158.1	371.8	27373,7
	После обр-ки, г/т	191.9	1376.8	161.7	8064.3	51.3	263.5	10109,5
	Извлечение, %	94.9	71.8	51.5	42.8	67.6	29.1	63,06
1.05.01	Исх. уголь, г/т	4777.1	2468.2	290.7		250.0	315.3	8101,3
	После обр-ки, г/т	420.3	1910.3	195.9		111.3	295.7	2933,5
	Извлечение, %	91.2	22.6	32.6		55.6	6.0	63,78
2.05.01	Исх. уголь, г/т	1752.0	6102.4	181.1	9448.8	135.6	299.2	17919,1
	После обр-ки г/т	322.0	2737.0	148.0	8030.0	124.0	211.0	11572
	Извлечение – %	81.6	55.2	18.2	15.0	8.6	29.4	35,4

Данные таблицы 11.13 показывают, что кальций снимается раствором соляной кислоты на 80–96%, магний на 23–64%, железо на 15 – 33%. Оптимальный режим – 1,5 объема кислоты на 1 объем угля. Расход кислоты – 190 г на 1 кг угля. В трех опытах сумма примесей в угле после кислотной обработки уменьшилась в среднем на 63%, что свидетельствует об эффекте очистки и существенном повышении емкости угля перед загрузкой в процесс сорбции.

Низкий результат опыта № 4 объясняется недостатком раствора кислоты, пропущенного через объем угля.

Несмотря на сравнительно малый объем обработанного кислотой угля, загруженного в процесс сорбции, была все-таки замечена тенденция снижения содержания золота в жидкой фазе хвостов сорбции и повышение емкости насыщенного угля в головном аппарате сорбции.

Если проводить кислотную обработку угля перед сорбцией постоянно, то можно с уверенностью сказать, что даже при 60-процентной очистке угля от указанных примесей можно восстановить его сорбционную способность, снизить потери золота в хвостах и увеличить на 15–20% рабочую емкость насыщенного угля.

Для очистки угля от примесей была проверена также щавелевая кислота, но обработка угля щавелевой кислотой положительных результатов не дала в виду того, что уголь даже после реактивации имеет сильно-щелочную реакцию. На нейтрализацию этой щелочи уходит значительное количество кислоты. Только пропустив 5 объемов кислоты на 1 объем угля можно получить на сливе колонки pH – 3.

При включении в схему регенерации операции очистки угля от примесей раствором соляной кислоты необходима аппаратура (колонны, емкости, трубопроводы), изготовленная из нержавеющей стали или других кислотостойких материалов (например, титан).

Источником заражения угля кальцием, магнием, железом, как было установлено, является оборотная вода хвостохранилища, которая используется в цехе для технологических целей (отмывка угля от илов и щепы, гидрооборка, орошение на грохотах и т.д.). Об этом говорят данные анализов проб угля на примеси, отобранных после загрузки свежего угля в колонну сорбции золота из оборотной воды поз.99-11. Уровень примесей на угле достигается в этой колонне уже через несколько суток, не пройдя полного цикла сорбции-десорбции.

В октябре 2001 года, несмотря на высокое содержание золота в концентрате, поступающем в цех, емкость насыщенного угля составляла 2,5–3,0 г/кг. Когда сняли разрез угля по всем пачукам (27 шт.) 26.10.2001 г., то увидели, что с таким содержанием золота уголь находится в головных 10

пачуках сорбции. При этом скорость сорбции золота существенно снизилась, и в последних 6–9 пачуках ступени сорбции уже не просматривались. Уровень примесей в угле процесса сорбции по сумме, включая кальций, железо и магний, как показал анализ, составил 33–40 г/кг. Стало ясно, что весь уголь, находящийся в технологическом процессе, отравлен и уже не обеспечивает максимального уровня извлечения золота.

И тогда было принято решение: заменить весь отравленный уголь, работающий в технологической аппаратуре, на свежий со склада – всего 13,5 т. В конце ноября 2001 года весь уголь, находящийся в процессе, заменили на свежий путем вывода и отгрузки на склад отравленного. На склад отправлялся уголь после операций десорбции и реактивации. При этом соблюдалось правило: сколько угля выводилось из процесса, столько же загружалось, причем таким образом, чтобы свежий уголь в аппаратуре постепенно вытеснял зараженный и двигался постепенно по цепочке, не перемешиваясь друг с другом.

Замена зараженного угля на свежий благотворно повлияла на показатели не только процесса сорбционного выщелачивания, но и на процесс десорбции золота и серебра с угля. Содержание золота в жидкой фазе хвостов сорбции за ноябрь и декабрь 2001 года снизилось с 0,24 г/м³ до 0,07 г/м³, рабочая емкость насыщенного угля по золоту возросла с 3,0 г/кг до 4,5–5,0 г/кг, в целом, извлечение золота в ноябре и декабре 2001 года увеличилось на 0,6%. Остаточная емкость угля по золоту после десорбции снизилась в 2 раза.

Опыт с заменой угля в технологическом процессе убедительно показал, что уголь необходимо регенерировать до такой степени, чтобы по сорбционной способности он приближался к свежему. Только в этом случае можно обеспечить максимальные показатели по извлечению золота в гидрометаллургическом процессе переработки концентрата.

По результатам промышленных испытаний в 2001 году было принято решение спроектировать отдельный узел очистки угля от примесей **Ca**, **Mg** и **Fe** соляной кислотой, который был построен и введен в эксплуатацию в начале 2003 года.

Узел состоит из двух регенерационных колонн диаметром 500 мм и полезным объемом 900 л каждая, двух напорных емкостей, которые предназначены для воды, растворов соляной кислоты. Одна емкость разделена вертикальной перегородкой на две равные части, в одну из которых заливается вода для промывки угля, а во второй приготавливается исходный раствор соляной кислоты.

Под колоннами расположена емкость, предназначенная для нейтрализации кислых и промывных растворов, поступающие из регенерационных колонн. Нейтрализованные растворы откачиваются химическим насосом в хвостовую емкость.

Все емкости и колонны футурованы пластиком во избежание корродирующего воздействия кислоты и щелочи.

Уголь после десорбции драгметаллов и реактивации подается в одну из колонн и сначала отмывается свежей водой от остатков щелочи, чтобы не расходовать кислоту на её нейтрализацию. Отмывка ведется до **pH** 7 в сливе колонны. После этого в колонну с углем подается 2,5–3,0-процентный раствор соляной кислоты **HCl**. Обработка ведется двумя объемами раствора на 1 объем угля до установления **pH** = 1 в сливном растворе колонны.

Далее, в целях экономии щелочи обработанный кислотой уголь отмывается от избытка кислоты водой до **pH** – 4–5. Отмытый уголь обрабатывается 0,6-процентным раствором едкого натра, после чего уголь направляется в процесс сорбции. Результаты кислотной очистки угля от основных примесей приведены в таблице 11.14.

Таблица 11.14

Степень очистки угля при проведении операции кислотной обработки

Элемент	До кислотной обработки	После кислотной очистки	Степень очистки угля, %
<i>Ca</i>	1215	51	95,8
<i>Mg</i>	4679	2300	50,8
<i>Zn</i>	507	168	66,8
<i>Pb</i>	1020	541	46,9
<i>Ni</i>	344	276	19,7
<i>Σ Примесей</i>	7765	3336	57,0

Данные таблицы свидетельствуют о том, что уголь очищается от кальция на 95%, магния – на 50%, меди – на 30%, цинка – на 66%, никеля – 20%, свинца – на 47% и в целом от примесей цветных металлов, кальция и магния – на 57,0%. Железо и медь снимаются с угля раствором соляной кислоты незначительно.

Введение в технологическую схему регенерации угля операции кислотной очистки позволила восстановить почти полностью сорбционные свойства угля, увеличить скорость сорбции золота в хвостовых аппаратах пачуков и таким образом снизить потери золота в хвостах сорбции на 0,5–0,6%.

11.9. Анализ расхода основных реагентов и потребления электроэнергии на технологию переработки концентратов

В себестоимости переработки концентратов основными статьями затрат, на которые падает 90% издержек производства, являются расход основных реагентов и электроэнергии. Так, в настоящее время только стоимость потребленного цианида натрия на технологию составляет 42–50% себестоимости переработки 1 т концентрата, стоимость потребленной электроэнергии – 34–39%. Вот почему так важно вести точный учет и анализ расхода таких основных реагентов, как цианистый натрий, каустическая сода, активированный уголь, а также потребления электроэнергии.

С первых дней работы в ЦГМ был организован четкий учет всех реагентов и материалов, расходуемых на технологию. Отчетность по расходу потребляемых на технологию материалов месячная. В конце каждого месяца комиссия в составе мастера смены, растворщиков реагентов, плавильщиков, аппаратчиков составляет «Акт остатков реагентов», в котором указывается количество реагентов, поступивших со склада СДЯВ в цех, остатки реагентов прошлого месяца и остатки реагентов в цехе на конец отчетного месяца. С учетом остатков на начало и конец месяца в Акте определяется расход в натуральных единицах и удельный расход на 1 т концентрата. Этот Акт является основанием для составления отчета цеха о расходе всех материалов за месяц.

Кроме этого, каждую декаду месяца примерно по такой же методике производится учет потребленных материалов за 10 дней, что позволяет еще до конца отчетного месяца своевременно принять меры по приведению расхода того или иного реагента в норму или разобраться в причинах перерасхода.

Подача основных реагентов в технологический процесс осуществляется насосами-дозаторами. Крепкий раствор цианистого натрия (18–20% NaCN) подается во все 3 точки процесса насосами-дозаторами МЕТА фирмы KROHNE, растворы флокулянта подаются такими же дозаторами МЕТА в питание всех сгустителей, элюент, поступающий в процесс десорбции, закачивается в автоклав насосом ИД-2,5 и измеряется расходомером фирмы KROHNE. Автоматизированная подача растворов реагентов в технологический процесс позволяет избежать передозировки, излишних механических потерь, обеспечивает точное соблюдение реагентного режима и, конечно же, способствует более рациональному использованию реагента.

Удельный расход цианида натрия по проекту был установлен 17,8 кг/т, фактический удельный расход цианида в 1999 году приведен табл. 11.1. За все месяцы трех лет работы цеха расход цианида не достигал проектного, хотя были отдельные периоды от 3-х до 10 суток, когда расход его увеличивался до 20 кг/т.

В 2000 году была установлена норма расхода цианида – 14,5 кг/т. Эта норма превышалась несколько раз – апрель, август 2000 года, сентябрь, октябрь 2001 года.

Крепкий раствор цианида, как уже говорилось, подается в процесс насосом-дозатором для поддержания концентрации в жидкой фазе пульпы 0,33–0,35% NaCN. К сожалению, в ЦГМ не удалось создать полностью автоматизированную систему подачи и регулирования раствора цианида в процесс и поддержания концентрации на заданном уровне. Для определения и отсележивания концентрации NaCN в пульпе требуется промышленный датчик-прибор, с которого снимается управляющий сигнал на насос-дозатор цианида. Такие датчики-приборы разработаны и выпускаются за рубежом, но они стоят баснословно дорого, поэтому в ЦГМ роль датчика выполняет аппаратчик, обслуживающий процесс.

Аппаратчик каждые 2 часа отбирает пробы пульпы, фильтрует их, определяет в растворе концентрацию цианида титрованием и в зависимости от полученной величины изменяет установ-

ку задания на дозаторе. Опытный аппаратчик таким способом достаточно точно дозирует раствор и поддерживает концентрацию на заданном уровне, неопытный аппаратчик осваивает управление дозатором через несколько смен.

Рассматривая удельный расход цианида за все три года работы, необходимо отметить следующее:

- Расход цианида в основном зависит от вещественного состава перерабатываемой руды и получаемого из нее концентрата. Высокие удельные расходы цианида свыше 14 кг/т в отдельные месяцы объясняются в основном наличием в руде цианпоглощающих минералов – пирротина, марказита и их модификаций.
- Вторая причина увеличенного расхода – низкое качество товарного цианида, выпускаемого нашим отечественным предприятием АО «Корунд». Зачастую в товарном цианиде содержание активного вещества не превышает 90%, имеется много инертных примесей. В 2001 году в феврале–марте в ЦГМ применялся таблетированный импортный цианид (Южная Корея). Активного вещества в нем содержалось 96–98%. Удельный расход в эти месяцы только за счет повышения качества товарного цианида снизился на 0,5 кг/т.
- Одной из составляющей расхода цианида в технологическом процессе является разложение и выдувка в виде паров синильной кислоты HCN через вентиляцию местного отсоса газов из пачуков. С увеличением в схеме ЦГМ числа пачуков сорбции до 27 штук расход цианида увеличился, но на сколько, точно сказать пока нельзя. Тем не менее, этот расход можно существенно уменьшить, если установить оптимальное число (не более 12 штук) круглых пачуков с рабочим объемом 20–25 м³.
- Поскольку Ирокинденский концентрат имеет более простой вещественный состав и на его цианирование требуется в 2 раза меньше реагента, чем на Самартинский, увеличение доли переработки ИФК приводит также к снижению общего удельного расхода цианида.

Предпринимались попытки уменьшить расход цианида уменьшением концентрации в пульпе, но, как показала практика работы, это приводит к недоцианиванию концентрата, повышенным потерям золота в хвостах, появлению в растворе пульпы одновалентного иона-цианистого комплекса меди, который хорошо сорбируется углем.

Для снижения расхода цианида одно время испытывалась предварительная операция щелочной обработки пульпы концентрата перед цианированием. Тенденция уменьшения расхода цианида наблюдалась, но испытания до конца провести не удалось из-за отсутствия плотной фильтроткани, которая не пропускает тонкие шламы.

Совершенно ясно, что нужно работать в направлении снижения удельного расхода цианида либо путем изучения механизма взаимодействия с минералами концентрата и нахождения способов снижения расхода на эти взаимодействия, либо идти по пути регенерации цианида в отходящих газах и в стоках цеха.

Из нашего опыта, расход активированного угля снизился с 0,8 кг/т в 2000 году до 0,53 кг/т в 2001 году. Снижение произошло потому, что в 2000 году расход определялся с учетом количества угля, находящегося в сорбционной аппаратуре, и количества свежего угля, догруженного в процесс за отчетный месяц. При этом количество угля, определявшегося в аппаратуре при снятии остатков НЗП, было весьма неточным, погрешность составляла до 30%. Поэтому в 2001 году перешли на учет расхода угля, который получали в отчетный месяц со склада и загружали в процесс. Эта методика точно учитывает расход угля до последнего килограмма.

Указываемый в отчетности расход угля не весь теряется с хвостами сорбции. Примерно 30–35% всего расхода угля выводится в виде некондиционного сорбента на операциях отмывки насыщенного угля, контрольного грохочения пульпы на хвостовом грохоте, а также на операции сухого отсева угля на грохоте после печи реактивации. На этих операциях на сетках 0,8 и 0,4 мм отделяется уголь, который изнашивается до крупности меньше 0,8 мм, но более 0,4 мм. Такой уголь в процессе десорбции работать не может, так как забивает сетки байонетных затворов аппаратов десорбции, трубы элюанта, откладывается в виде угольных тонких шламов на стенках труб теплообменников.

Поскольку некондиционный уголь содержит золото и серебро в среднем до 450 г/т (с учетом некондиционного насыщенного угля), его складировать и хранят. За 3 года эксплуатации цеха некондиционного угля накопилось около 14 т по сухому весу, и уже настала пора решать вопрос, как его утилизировать и извлечь из него драгметаллы.

Расход каустической соды на приготовление исходного раствора элюента в 2000 году зависел в основном от количества проводимых циклов десорбции и соотношения объемов пропускае-

мого элюента через 1 объем угля в десорбере. Кроме того, примерно до середины этого года элюент приготавливали на свежей воде, что также было связано с повышенным расходом. Кардинально расход каустической соды существенно снизился после перехода на цианисто-щелочной элюент (сократилось число объемов элюента на 1 объем угля) и с переходом на использование щелочных оборотных растворов, когда расход каустика снизился до 0,6 кг/т.

Выше уже говорилось, что расход электроэнергии на технологию составляет в себестоимости переработки 1 т концентрата существенную статью затрат. Поэтому, начиная с 2000 года, в цехе постоянно проводится работа по энергосбережению. В октябре по инициативе и стараниями инженера ЦГМ С.Г. Петраковского в цехе была создана автоматизированная система учета потребления электроэнергии на базе АСУ ТП ЦГМ и датчиков тока на вводных электрических шинах цеха. На мониторах персональных компьютеров в операторской и у начальника цеха появились учетные таблицы, которые показывали на экранах расход электроэнергии по часам, сменам, за сутки и с начала месяца, а также 5-минутные графики потребления электроэнергии и удельного расхода ее на 1 т переработанных концентратов.

С появлением этой системы появилась реальная возможность управлять расходом электроэнергии, отключать оборудование, работающее вхолостую, анализировать электрические нагрузки по отдельным крупным электропотребителям, разрабатывать и внедрять мероприятия по снижению энергопотребления. По таблице хорошо видно, как в последующие за октябрём месяцы шло снижение удельного расхода электроэнергии.

Некоторые мероприятия по уменьшению расхода электроэнергии описаны выше. Кроме этих, в цехе в 2001 году выполнен ряд других мероприятий, которые позволили снизить общий расход электроэнергии за год более, чем на 300 тыс. кВт-час. За 4 года в результате целенаправленной работы по экономии удалось снизить удельный расход электроэнергии с 318,0 в 1999 году до 230,3 кВт-час/т в 2002 году, или на 38,0% (более 1,5 млн. кВт-час).

Все помещения цеха – основные и вспомогательные по проекту освещались ртутными лампами ДРЛ-250 и ДРЛ-400 (соответственно мощностью 0,25 и 0,4 квт). Во всех вспомогательных помещениях – реагентное отделение, отделение обезвреживания, венткамеры и др., где рабочие работают периодически или неполный рабочий день, вместо ртутных ламп были установлены дежурные люминесцентные светильники. В отделениях сорбции и десорбции, где нужно хорошее освещение, дежурные светильники не устанавливали. Только это мероприятие принесло в год экономию в 50 тыс. кВт-час.

С целью повышения косинуса фи в электросхему электродвигателей компрессоров цеха установили конденсаторные батареи, которые компенсировали потери электроэнергии на реактивную мощность, что позволило снизить потребляемый электродвигателем компрессора ток на 30А, а в расчете на год это мероприятие дало 170 тыс. кВт-час экономии.

11.10. Мероприятия по снижению потерь золота

Золото – это такой уникальный металл, который на золотоизвлекательных предприятиях находится во всех без исключения производственных продуктах и отходах. Оно имеет свойство аккумуляроваться, оседать на стенках аппаратуры, улетучиваться в виде газов и с пылью при отсосе местной вентиляции, растворяться даже при незначительном присутствии цианида натрия.

Вот почему необходимо постоянно и последовательно вести работу по возврату золота в технологический процесс, бороться с механическими потерями золота, перерабатывать все отходы, содержащие золото, улавливать его из отходящих газов, утилизировать все золотосодержащие отходы производства, которые накапливаются в цехе.

Первым крупным мероприятием по улавливанию золота, которое было внедрено в цехе, стало улавливание золотосодержащей пыли из отходящих газов плавильных руднотермических электропечей. По проекту в плавильном отделении была установлена для этой цели скрубберная установка, такая же, как и старом плавильном отделении в цехе обогащения. Но установка там не работала, в ЦГМ при пуске она тоже не была введена в работу из-за отсутствия теннисных шариков для подвижной насадки. Отсасываемый вентилятором воздух от электропечей протягивался через скруббер без насадки и практически не очищался. Однажды ванна скруббера была вскрыта для ревизии. Со дна ванны собрали около килограмма слежавшейся пыли, проанализировали на содержание золота. В ней содержалось 22437 г/т золота.

После этого вопрос с поставкой теннисных шаров для насадки был решен быстро и скруббер был вскоре запущен в работу. Схема скрубберной установки приведена на **рис. 11.8**.

Образующиеся в печах газы вместе с пылью отсасываются пылевым вентилятором с большой скоростью через сборник 3 с водой. Разгонная труба 1 имеет суженный конец – сопло, через которое скорость газов, увеличиваясь на выходе, ударяется о поверхность воды в ванне. Твердые частицы пыли теряют скорость и осаждаются в воде. Газ проходит дальше в скруббер с насадкой из теннисных шаров, которые через форсунки омываются водой. Газы, проходя через подвижную шаровую насадку, оставляют частицы пыли в водяной пленке на поверхности шаров.

Скрубберная установка включается на период плавки. Через каждые 10 дней вода с твердыми частицами пыли откачивается в емкость $V=200$ л, где происходит отстаивание. Осадок после декантации осветленной воды разгружают, высушивают, опробуют на золото и серебро, после чего добавляют в плавку очередного слитка.

Каждая съёмка скруббера дает от 1,5 до 3,0 кг золотосодержащего осадка с содержанием золота 40–80 к/т золота. По учету за 2001 год ЗСМ на скрубберной установке получено почти 8 кг золота в химчистоте.

Слитки после плавки, как правило, имеют нетоварный вид – грязные, с наплывами неотбитого шлака, иногда с заусенцами. Обычно слитки после плавки плавильщики очищают стальными щетками под проточной водой из-под крана. Сдираемые щеткой частицы золотого слитка вместе с водой уходили в производственную канализацию. Для улавливания частиц золота была придумана и установлена под раковиной специальная ловушка, которую тоже зачищали регулярно по графику. В год ловушка дала почти 3 кг химчистого золота.

Большую проблему утилизации составили изношенные анодные и катодные пластины из электролизеров. На них всегда остается золото – либо осажденное на поверхности катодных пластин, либо механически запутавшееся в ржавчине анодных пластин. Пытались добавлять этот скрап в плавку золотой головки, но эта добавка ухудшала процесс, так как нержавеющая сталь, из которой они изготовлены, содержит тугоплавкие легированные элементы.

Кроме этого, прогоревшие поддоны для купелиции, ванны для обжига золотой головки и катодного осадка, старые изложницы всегда имели внедренные в железо частицы золотого сплава, которые никакими механическими средствами не извлекались.

Для извлечения золота из перечисленных отходов придумали немудрящую установку. В емкости прямоугольного сечения объемом 400 л сделали ложное днище из стальной решетки и нержавеющей сетки, оснастили её сливными патрубками с вентилями. Внутрь емкости вставляли в сетчатой корзине остатки изношенных пластин, порезанные куски прогоревших ванн и поддонов. После этого в емкость заливали 0,5-процентный раствор цианистого натрия и подавали по трубке сжатый воздух, который постоянно перемешивал раствор и обеспечивал доставку кислорода в раствор для реакции растворения золота. Этот простейший растворитель за сутки или двое растворял почти все золото, содержащееся в скрапе и на старых поддонах. При содержании золота в

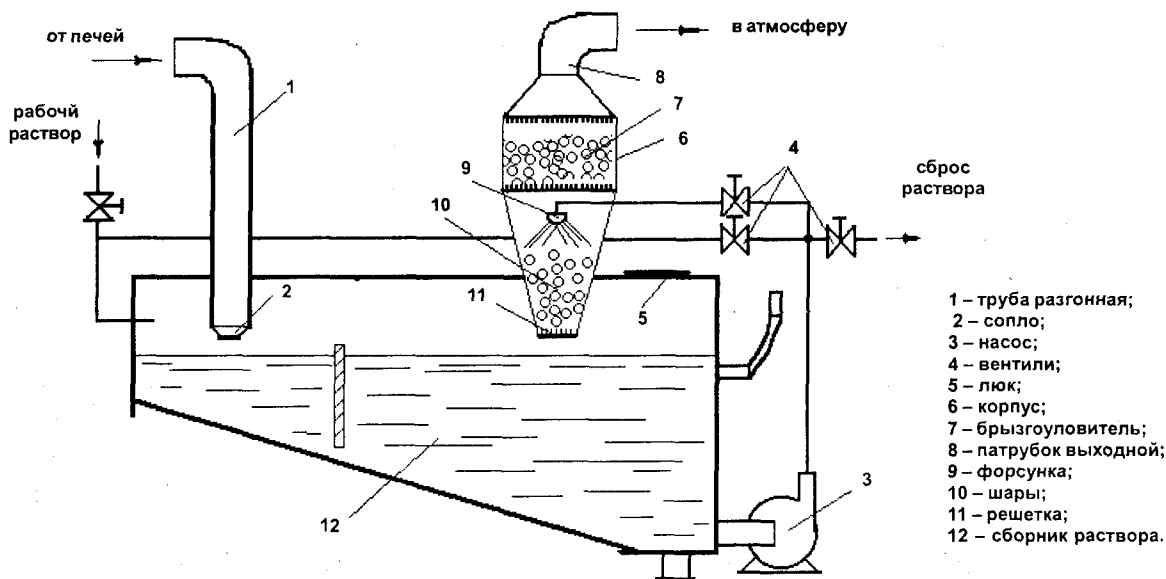


Рис. 11.8. Скруббер с шаровой насадкой

цианистом растворе более 100 мг/л его сливали и присоединяли к товарному элюату, который поступал на электролиз, а в емкость-растворитель снова заливали свежий раствор цианида, и процесс таким образом вели до полного растворения золота, содержащегося в отходах. Иной раз приходилось по 3–4 раза сливать золотой раствор и заливать свежий раствор цианида. В месяц таким способом из отходов в готовую продукцию возвращалось до 1 кг золота в чистоте.

Выше уже упоминалось, что на сорбции и регенерации на грохотах и из промывной колонны выделяется некондиционный уголь крупностью меньше 0,4 мм, который нельзя использовать в процессе, так как это приводит к дополнительным потерям золота. Некондиционный уголь содержит золота от 100 до 400 г/т. Пытались его переработать в процессе десорбции, но не получилось, так как мелкий уголь забивает трубы, запорную арматуру, расходомеры. Скорость раствора при этом падает почти до нуля и процесс десорбции прекращается.

Пытались сжечь уголь в печи до золы, но тоже не получилось, поскольку для этой цели необходима печь специальной конструкции с поддувом кислорода. Впрочем, проблема с переработкой некондиционного угля и извлечения из него драгметаллов остаётся до настоящего времени нерешенной.

То же самое произошло с мелковолокнистой щепой, которая выделяется из исходных концентратов на головном грохоте. Щепа несет с собой частицы золотосодержащего концентрата, причем в значительном количестве. Анализ показал, что в 1 т сухой щепы содержится до 150 г золота. Пробовали сжигать щепу в топке котла. Получили золу с содержанием золота 140–150 г/т. Эту золу цианировали в различных условиях, но результат оказался отрицательный – золото из золы не растворилось. Видимо, в золе содержится активный уголь, а также продукты разложения флотореагентов, которые блокируют процесс растворения золота в золе.

Таким образом, проблемы утилизации и извлечения золота из таких некондиционных продуктов процесса «уголь в пульпе», как мелкий, тонкий уголь и щепа, остаются пока нерешенными, и поскольку эти золотосодержащие отходы продолжают накапливаться, необходимо ставить исследования и создавать технологию по их переработке.

12. АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ В ЦГМ

12.1. Общие положения

Одним из основных факторов, обеспечивающих поддержание режимных параметров технологического процесса на заданном уровне и получение высоких технико-экономических показателей, является автоматизация производства. При этом высший эффект достигается в том случае, когда средства автоматизации выстроены в единую систему с управляющим началом, т.е. в автоматизированную систему управления технологическим процессом (АСУ ТП), которая имеет свою логику и иерархию.

АСУ ТП – это организационно-техническая система управления объектом, обеспечивающая автоматизированный сбор и обработку информации о технологическом процессе, необходимые управляющие воздействия на процесс для получения высоких технико-экономических показателей работы объекта [13].

Функции АСУ ТП подразделяют на управляющие и информационные (по направлению), а по назначению – на основные и вспомогательные.

Управляющие функции АСУ – это функции, результатом которых являются выработка и реализация управляющих воздействий на технологический объект управления. Управляющие функции заключаются в регулировании параметров, выполнении программных и логических операций, оптимальном управлении технологическими процессами как по операциям, так и технологическим комплексом фабрики в целом.

Информационные функции АСУ ТП – это функции системы, содержанием которых является сбор, обработка и представление информации о состоянии технологического процесса оперативному персоналу. Сюда входят сбор информации, непрерывное или периодическое измерение технологических параметров, их первичная обработка, отображение и регистрация, регистрация отклонений параметров от заданных значений, вычисление обобщенных технико-экономических показателей работы объекта и материальных балансов.

Как правило, АСУ ТП разрабатываются под каждую технологию конкретно. АСУ ТП для каждого производственного процесса разрабатываются и проектируются индивидуально в зависимости от принятой технологии и установленного оборудования. Автоматизация производственных процессов составляет содержание специального раздела проекта золотоизвлекательной фабрики, цеха или установки [34].

Согласно [34] автоматизация и процессов цианирования и сорбции, нужно предусматривать и обеспечивать измерение и стабилизацию следующих основных параметров:

- Расход и стабилизация заданной величины поступающей в цианирование пульпы;
- Плотность пульпы;
- Дозирование и расход крепкого раствора цианида и защитной щелочи в пачуки;
- Определение рН пульпы в пачуках;
- Расход загружаемого сорбента в процесс сорбции;
- Концентрация сорбента в пульпе пачуков.

В разделе «Автоматизация» необходимо также осуществить разработку следующих автоматических систем управления оборудованием и механизмами:

- Автоматическое регулирование потока пульпы по пачукам;
- Автоматическое регулирование потока сорбента по пачукам сорбции;
- Автоматическое управление основными перекачивающими и дренажными насосами;
- Автоматическое регулирование подачи растворов реагентов в отдельные операции технологического процесса;
- Регулирование и управление электроприводами агрегатов и механизмов технологического оборудования.

Кроме этого, для обеспечения учета технико-экономических показателей автоматизация должна предусматривать установку приборов для регистрации и измерения следующих параметров работы производства:

- Расход свежей и оборотной воды (холодной и горячей);
- Расход пара;
- Потребление электроэнергии в целом и по основным энергопотребляющим переделам производства;
- Время работы и простоя основных машин;
- Сигнализация уровня воды, растворов, пульпы в емкостях и чанах;
- Давление пара и воды;
- Давление или разрежение сжатого воздуха в магистралях.

В условиях функционирования автоматизированной системы управления технологическим процессом (АСУ ТП) управление на золотоизвлекательной фабрике может осуществляться либо диспетчером фабрики, либо от локальных подсистем АСУ на рабочих местах. Структура АСУ ТП зависит от сложности технологии перерабатываемого сырья и производительности фабрики.

До внедрения персональных компьютеров в широком масштабе АСУ ТП золотоизвлекательных фабрик проектировались на основе электронно-вычислительных машин типа М-6000 и СМ-2М и комплекса технических средств (КТС) для измерения, регулирования и управления основными технологическими параметрами. Эти АСУ были громоздкими, сложными и требовали больших затрат интеллектуального труда для создания математического обеспечения и обслуживания.

Персональные компьютеры с неограниченными возможностями сбора, накопления и переработки информации о технологическом процессе существенно упростили состав и функции АСУ, позволили управлять процессом с наибольшей эффективностью и добиваться высоких результатов в работе.

Примером эффективно работающей системы является АСУ ТП ЦГМ Холбинского рудника, которая была разработана, спроектирована и введена в эксплуатацию одновременно с гидрометаллургическим производством цеха, что обеспечило достижение проектных показателей цеха по извлечению золота буквально с первого месяца работы.

12.2. Состав и основные функции АСУ ТП ЦГМ

Автоматизированная система управления технологическим процессом цеха гидрометаллургии Холбинского рудника была разработана в 1997–1998 гг. и доработана в процессе эксплуатации в 1999–2000 годах.

Первые элементы системы – автоматический учет подачи концентрата на обработку в цех, контроль и автоматическое регулирование параметров процесса десорбции угля были включены в работу в июне 1998 года. еще до пуска в эксплуатацию при осуществлении комплексного опробования оборудования под нагрузкой.

Наладка и отстройка комплекса технических средств (КТС), а также разработка программ для подсистем АСУ производились на действующей технологии цеха в течение 8 месяцев после пуска. В течение первого года эксплуатации цеха АСУ обеспечила равномерную подачу сырья в технологический процесс и дозировку основного реагента – раствора цианистого натрия, что позволило получить с первого месяца работы цеха извлечение золота на 1,5–2,5% выше проектного, сэкономить цианид натрия и в целом получить реальный экономический эффект около 6 млн. рублей.

АСУ ТП ЦГМ была спроектирована как единая многоуровневая система управления технологическим процессом, в состав которой в качестве функциональных подсистем вошли:

- Автоматизированная система управления технологическим процессом цианирования и сорбционного выщелачивания концентрата;
- Автоматизированная система управления технологическим процессом десорбции золота и электролиза драгметаллов;
- Автоматизированная система оперативно-диспетчерского управления производством цеха гидрометаллургии;
- Автоматизированная система контроля воздушной среды в рабочей зоне (ПДК).

АСУ ТП ЦГМ разработана как открытая система, которая может быть включена в состав единой интегрированной системы вышестоящего уровня управления, например, АСУ ТП ЗИФ, и, во-вторых, может быть расширена за счет включения в её структуру других функциональных подсистем, а также за счет расширения функциональных возможностей входящих в неё подсистем. В последующие годы эксплуатации системы так и произошло – АСУ была почти вдвое расширена путём включения новых подсистем учета и регулирования других параметров процесса, автоматизированных подсистем управления новыми технологическими операциями.

С учетом требования открытости системы и возможности её дальнейшего развития проектом реализовано два принципа построения АСУ:

- Средства автоматики, используемые в АСУ, выбраны модульного типа, что обеспечивает возможность развития структуры системы при её модернизации и реконструкции;
- Программные и информационные средства системы выполнены так, чтобы обеспечивать изменение их конфигурации и возможность расширения за счет ввода в систему новых задач и программных модулей.

В АСУ используется информационная сеть ENTERNET, которая осуществляет передачу в режиме реального времени значений измеряемых и расчетных технологических параметров, организационно-экономической информации и сообщений между устройствами различных подразделений. Все рабочие станции подсистемы сбора и обработки информации и подсистемы оперативно-диспетчерского управления подключены к информационной магистрали.

В соответствии со структурной схемой организации ЦГМ и логикой управления технологического процесса, АСУ ТП «I гидрометаллургия» организуется как двухуровневая автоматизированная система управления (см. рис. 12.1).

На нижнем уровне АСУ ТП реализует следующие системные функции:

- Сбор и первичная обработка информации, поступающей от технологических объектов управления (сгустителей, пачуков, автоклавов и др.).
- Адаптация выработанной на верхнем уровне АСУ стратегии оптимального управления технологическим процессом применительно к конкретно складывающимся фактическим условиям для каждого аппарата.
- Непрерывное управление технологическим режимом в автоматическом режиме, который является основным, а также в информационно-советующем и ручном режимах.
- Представление оперативному персоналу информации о состоянии технологического процесса в виде и объёме, достаточном для непрерывного эффективного управления в любом из названных выше режимах.
- Обеспечение информационного взаимодействия с подсистемами верхнего уровня.
- Ведение оперативных массивов учетной информации.

На верхнем уровне АСУ ТП реализует следующие системные функции:

- Сбор и статистическая обработка информации, поступающей от автоматизированных подсистем цеха;
- Оценка состояния технологического процесса по каждой операции.
- Разработка и ведение математических моделей процессов, их корректирование в зависимости от изменяющихся условий, свойств сырья и материалов.
- Учет потребления электроэнергии.
- Учет потребления свежей воды.
- Своевременное распознавание возникновения и развития предаварийных и нештатных ситуаций, автоматическое управление системой аварийных блокировок.
- Организация человека-машинного интерфейса в системе, непрерывное представление оперативной информации о состоянии технологического объекта управления на монитор оперативного персонала цеха в виде и объёмах, достаточных для своевременного и качественного решения задач управления.
- Организация информационного воздействия с автоматизированными подсистемами нижнего уровня вплоть до локальных систем контроля и управления аппаратов.

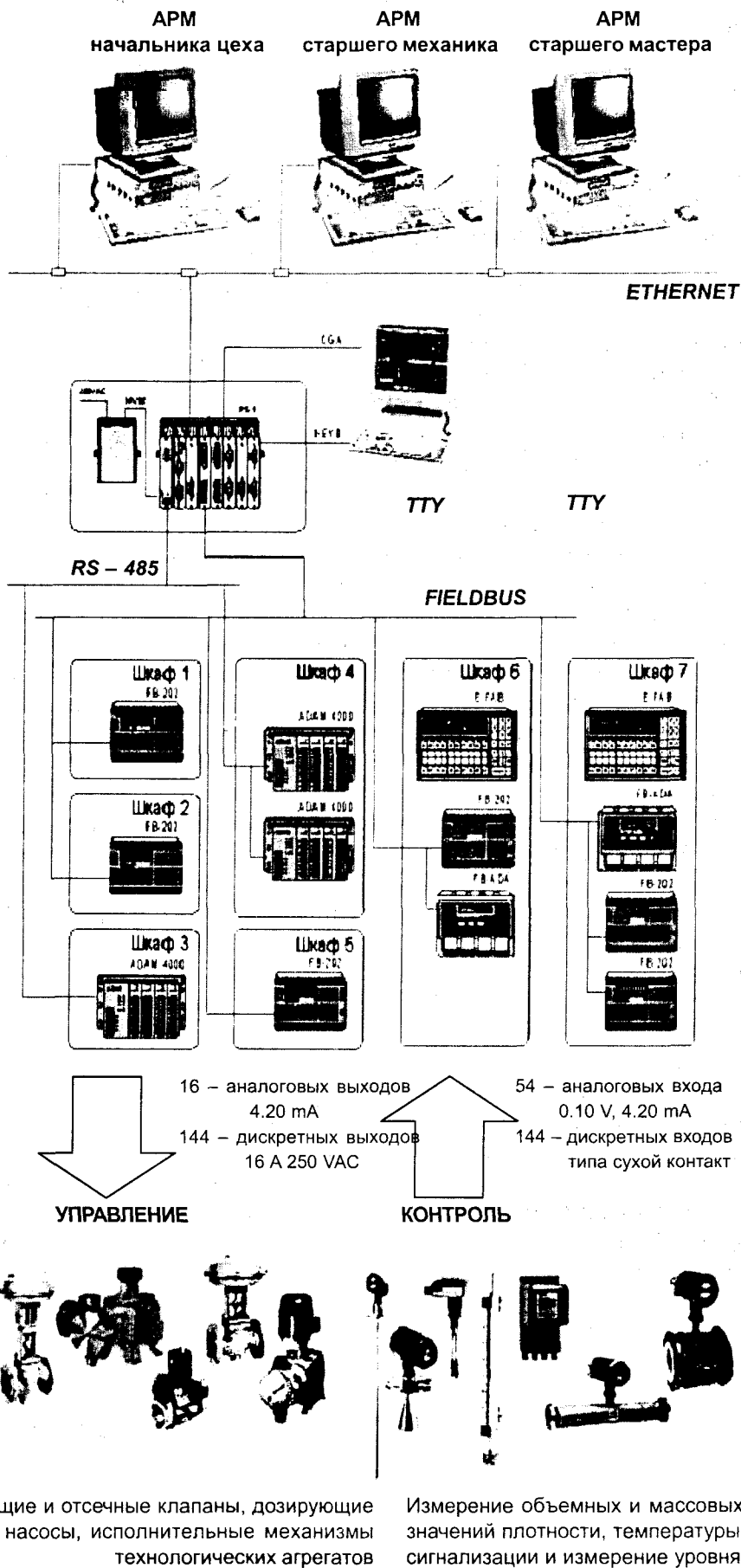


Рис. 12.1. Структура АСУ ТП ЦГМ

- Ведение оперативных массивов учетной и отчетной информации за час, смену, сутки, месяц, распечатка необходимой отчетной документации.

Электропитание АСУ ТП осуществляется от электросети цеха с использованием системы бесперебойного питания (СБП), в которую входят два устройства УПС мощностью 620 и 1600 w, автоматизированный дизель-генератор **YAMAHA (5 kW)**. Устройство СБП позволяет при аварийном отключении электроэнергии осуществлять электропитание компьютеров АСУ в течение 6 часов и обеспечивать аварийное электроосвещение цеха.

12.3. Краткая характеристика комплекса технических средств АСУ

КТС – это комплекс технических средств контроля и регулирования технологического процесса, в который входят датчики измерения параметров, вторичные приборы, подсистемы сбора информации о процессе, исполнительные механизмы, регулирующие органы, а также персональные компьютеры.

Структура КТС АСУ ТП ЦГМ представлена на рис. 12.1. и включает в себя три автоматизированных рабочих места на верхнем уровне – *АРМ начальника цеха, АРМ старшего мастера смены, АРМ старшего механика цеха.*

КТС на нижнем уровне представлен модулями дискретных и аналоговых входов/выходов, стандартными терминалами, датчиками уровня, температуры, давления и других параметров процесса, расходомерами пульпы и растворов, исполнительными и регулируемыми механизмами и другими средствами контроля и автоматики.

Подсистема управления нижнего уровня построена на базе промышленного компьютера PS1, разработанного на платформе IBM PS совместимых компьютеров с шиной ISA и имеет модульную наращиваемую архитектуру, большое количество периферийных устройств (счетчики, сетевые модули, модемы, дисплейные адаптеры и др.). Промышленный компьютер PS1 предназначен для решения широкого спектра промышленных задач – от использования в качестве контроллеров нижнего уровня до построения локальных сетей и АРМов.

На нижнем уровне АСУ для отображения и ввода заданий по месту установлены стандартные терминалы IPC-BG20. Это компактное устройство, имеющее дисплей, клавиатуру, приспособленные для требований промышленного компьютера. Работая в качестве человеко-машинного интерфейса, терминал может отображать состояние системы управления, выдавать сообщения об ошибках и предаварийных ситуациях, запрашивать сообщения о состоянии системы и вводить данные о новых параметрах процесса со встроенной сенсорной клавиатуры. Эти терминалы через интерфейс клавиатуры и жидкокристаллического дисплея напрямую подключаются к промышленному компьютеру PSI. В ЦГМ установлено два терминала – в отделении сорбции и в отделении десорбции (смотри рис. 12.1). Терминалы, как правило, устанавливаются в щите преобразователей лицевой панелью в двери шкафа так, чтобы оператор непосредственно на рабочем месте мог пользоваться дисплеем и клавиатурой.

Автоматизированные рабочие места (АРМ), из которых состоит верхний уровень АСУ, организованы на базе персональных компьютеров P100 (PC Pentium 100 MHz/16/1,2 G/PC/1,44/3,5» SVGA). АРМ обеспечивает высокоэффективное и надежное представление оперативно-управленческой и технологической информации оперативному персоналу в динамике протекания производственных процессов. Из трех АРМов только один АРМ начальника цеха оснащен печатающим устройством (принтер BPC1), который обеспечивает распечатку любой необходимой информации.

Формирование форм документов, выводимых на печать, осуществляется системой отображения информации **FESTO** – фирмы –разработчика АСУ. Формы учетной и отчетной документации разработаны работниками ЦГМ совместно со службой ОТК.

Следует отметить, что ПК P100 после трех лет эксплуатации перестали удовлетворять требованиям быстродействия из-за загрузки оперативной памяти полученной информацией почти до предела. Поэтому там, где в АСУ постоянно происходит накопление оперативной информации, базовые компьютеры и компьютеры АРМов должны иметь большую ёмкость оперативной памяти и устройства жестких дисков, куда можно сбрасывать накопленную информацию за прошлые периоды работы АСУ.

КТС нижнего уровня.

В состав комплекса технических средств нижнего уровня АСУ входят массовые и объёмные расходомеры потоков пульпы и растворов, сигнализаторы уровня жидкости в ёмкостной аппаратуре, индикаторы уровня жидкостей для сосудов, работающих под давлением, электромагнитные клапана, датчики давления и температуры и многое другое.

В качестве КТС в АСУ ТП ЦГМ используются в основном приборы и датчики, разработанные и изготавливаемые германской фирмой «КРОНЕ МЕСТЕХНИК». Эта фирма имеет огромный опыт создания, изготовления и эксплуатации измерительной техники.

Рассмотрим кратко устройство и принцип действия некоторых из них, применяемых в ЦГМ.

Прямотрубный массовый расходомер Corimass MFM 4085 серии «G» (рис. 12.2) предназначен для измерения массы продукта от 15 кг/час до 360 000 кг/час с погрешностью измерения 0,15% от измеренной величины. При этом расходомер измеряет плотность и температуру проходящего через него продукта. Эти расходомеры, встроенные в систему АСУ, позволяют точно дозировать в технологический процесс поступление пульпы, измерять потоки золотосодержащих растворов и других жидкостей.

Расходомер состоит из измерительной трубы, выполненной из высококачественного титанового сплава или циркония, измерительного сенсора (датчика) внутри трубы и измерительной головки, в которой имеется экран на базе жидкокристаллического дисплея.

Принцип действия расходомера основан на измерении кориолисовых сил, которые возникают при прохождении жидкости через измерительную трубу. Кориолисовые силы, возникающие при движении жидкости, вызывают чрезвычайно малую деформацию измерительной. Результирующее движение измерительной трубы снимается индуктивными измерительными датчиками.

Измеряемая величина, которая непосредственно относится к массовому расходу жидкости, проходящей через измерительную трубу, получается путем соответствующей обработки измерительного сигнала.

Массовые расходомеры, выпускаемые фирмой КРОНЕ, очень надежные в работе приборы, но их надежность зависит от правильной установки и эксплуатации. Нужно точно следовать рекомендациям и советам фирмы при установке, настройке и эксплуатации расходомеров. Массовый расходомер для измерения объёма пульпы, плотности и расхода твердого установлен на трубопроводах подачи пульпы Самартинского и Ирокинденского флотоконцентраторов в процесс предварительного цианирования.

Магнито-индукционные расходомеры ECOFLUX и AQUAFLUX измеряют объёмный расход жидкости в трубопроводах. Такие расходомеры на условный проход Ду25 и 50 установлены в ЦГМ для измерения расхода растворов элюента, сбросных растворов после поз. 238, 239, а также оборотной и свежей воды, золотосодержащих растворов, подаваемых в сорбционные колонны поз. 248-1,2 и электролизеры.

Электромагнитный расходомер PROFIFLUX, у которого футеровка измерительной части выполнена из сплава оксида алюминия ($99,7\% \text{Al}_2\text{O}_3$) и обладающего наивысшей абразивной устойчивостью, используется для объёмного измерения расхода пульпы.

Вибрационные сигнализаторы уровня LS-300, LS-3000 используются для контроля уровня жидкостей в различной ёмкостной аппаратуре. Принцип действия их основан на изменении величины частоты колебаний чувствительного элемента, выполненного в виде двух лепестков, когда лепестки погружены в жидкость и когда электроды оказываются без жидкости. Сигнализаторы уровня LS-300 установлены в ЦГМ на всех ёмкостях, где находятся технологические растворы, в том числе в реагентном отделении на растворных и расходных ёмкостях. Сигнализаторы уровня, как правило, являются не только индикаторами уровня, но и встроены в системы автоматической перекачки растворов. При этом, например, по сигналу LS-300 верхнего уровня отключается автоматически перекачивающий насос, а по сигналу нижнего уровня перекачивающий насос может автоматически включаться и перекачивать технологический раствор в ту ёмкость, где установлен LS-300.

Индикатор уровня ВМ-26 конструктивно состоит из нержавеющей стальной трубы с расположенным в ней поплавком оснащённым постоянным магнитом. Уровнемер по принципу сообщающихся сосудов присоединяется к автоклаву. Изменение уровня в автоклаве вызывает перемещение поплавка и, соответственно, изменение выходного сигнала (4-20мА). Преобразован-

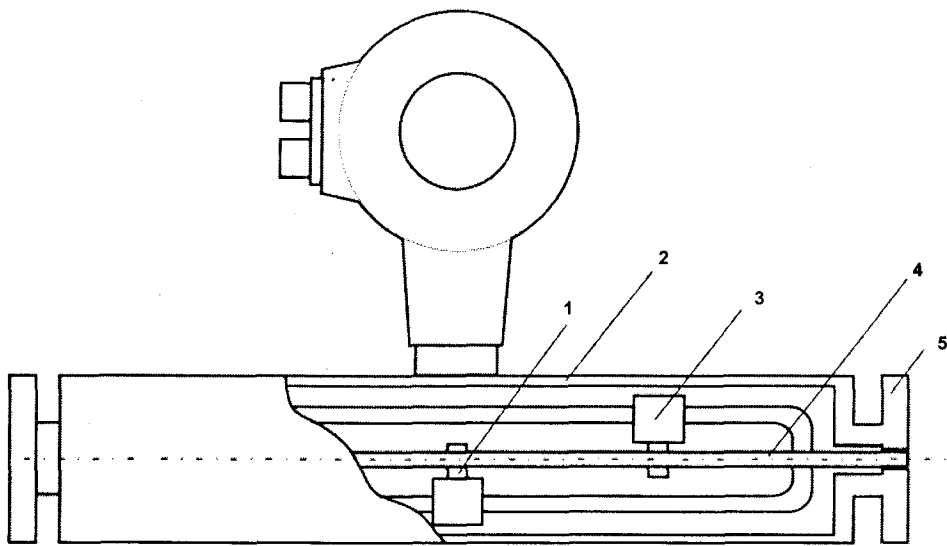


Рис. 12.2. Массовый расходомер *Corimass MFM 4085* серии «G»

ный сигнал, пропорциональный уровню, используется для управления насосами типа НД в соответствии с заданием, устанавливаемым оператором на терминале. Для визуального контроля имеется стеклянная трубка с находящимся в ней указателем, перемещаемым тем же поплавком с магнитом.

Ультразвуковой уровнемер PROBE используется для бесконтактного измерения уровня в емкостях технологических растворов, требующих непрерывного контроля и учета объема.

Радиолокационный уровнемер BM 70P – прецизионный радарный уровнемер для непрерывного измерения уровня и границы раздела фаз жидкостей, сжиженных газов в металлических аппаратах и хранилищах.

Это – своего рода микрорадар, который непрерывно излучает радиосигнал, отражающийся от поверхности жидкости и воспринимающийся приемным устройством, преобразующим в сигнал измерения.

12.4. Программное обеспечение АСУ ТП ЦГМ

В качестве основного программного продукта в АСУ используется специальный пакет программного обеспечения фирмы **FESTO – FST-1131**. Программное обеспечение было разработано специально для АСУ ЦГМ фирмой-разработчиком. Оно полностью учитывает требования Международного комитета пользователей программируемых контроллеров. Этот пакет представляет собой не только компилятор и редактор, но и позволяет создавать программы и работать с приложениями. Программирование может вестись на одном из следующих языков: STL, LDR, SI, ST или FBC.

Пакет **FESTO – FST-1131** предназначен для упрощения программирования контроллеров, операционные системы которых поддерживают программирование на языках STL (список состояний) и LDR (релейно-контактные схемы), удовлетворяющих требованиям программных систем персональных компьютеров (ПК).

Кроме этого, имеется пакет программ для ПК – **FESTO Mini ViP – визуализация**. Это недорогой программный продукт, предназначенный для реализации человеко-машинного интерфейса для визуализации, работы и связи. Этот же пакет программ обеспечивает отображение графических схем и обновление информации по значениям, получаемым непосредственно от объекта управления в реальном времени. На экране при этом имеются все обычные функции отображения, например, изменение цвета, мерцание, перемещение и т.п.

В качестве устройств для отладки программ на объектах управления могут быть использованы любые портативные компьютеры PC (Lap Top) совместимые с IBM PC.

АСУ ТП ЦГМ состоит из следующих систем и подсистем:

- Учет поступления Самартинского концентрата в процесс цианирования и сорбции;

- Учет поступления Ирокинденского концентрата в процесс цианирования и сорбции;
- АСУ учета золотосодержащих цианистых растворов ИФК в угольные колонны;
- АСУ «Десорбции угля»;
- АСУ подачи растворов на электролиз и учет осаждения золота;
- Учет поступления оборотной и свежей воды в технологический процесс;
- Оперативный баланс золота;
- Оперативный баланс серебра;
- Учет электроэнергии;
- Учет объема сбросных растворов регенерации и угольных колонн установки переработки дренажных стоков;
- Автоматизированная система контроля воздушной среды цеха по газам Cl_2 , HCN , H_2 .

Кроме этого, в АРМах мастера, начальника цеха и технолога имеются поузловые мнемосхемы цепи аппаратов, в которых в режиме реального времени отражается работа оборудования, направление продуктов и подача растворов реагентов в определенные точки технологического процесса. На мнемосхемах операций высвечивается информация о параметрах процесса в данный момент времени – температура, давление, расход раствора или пульпы и т.д. Это хорошо видно на рис. 12.1.

На экранах мониторов АСУ высвечивается постоянно параметры технологического процесса «Текущее состояние системы управления процессом» в виде трех таблиц (См. табл. 12.1). Они отражают заданные значения параметров и текущее значение каждого параметра на данный момент времени с накоплением данных с начала смены и суток.

Таблица 12.1

АСУ ЦГМ - Текущее состояние процесса управления				12:10:43 17-07-99		
Текущее состояние системы управления процессом						
Сорбция			???			
Параметр процесса	Зад. знач.	Тек. знач.	Параметр процесса	Тек. знач.	За час	За смену
Объем пульпы за сутки		11.91	Расход на ВК	1.51	0.24	6.28
Объем пульпы за смену		11.91	Суммарный расход воды	11.79	0.08	10.35
Объем пульпы за 1 час	2.80	0.679	Слив колонн 238, 239	1.10	0.19	6.56
Объем пульпы за 15 мин.		0.679	Расх. NaCN на сорбцию	42.43		
% тв. в пульпе		57	Давление воздуха до циан.	0.00		
Работа насосов 12-1, 12-2	12-1 Откл	12-2 Вкл.	Давление воздуха до сорб.	1.12		
Расх. пульпы, м ³ /ч		4.26				
Расх. тв. т/ч		4.23				
Расх. NaCN на цианирование	8.00 кг/т.	166.72 л/ч.				
Расх. CaO	---	---				
Десорбция						
Подсистема управления нагревом		1				
Подсистема управления десорбцией		0				
№ выбранного автоклава		2				
№ выбранного десорбера		1				
№ цикла десорбции		455				
Параметр процесса	Зад. знач.	Тек. знач.				
Т автоклава, С	180.0	179.7				
Т десорбера, С		104.7				
Нагрузка ПНТТВ 1, %	< 100	100.0				
Нагрузка ПНТТВ 2, %	< 100	100.0				
Р автоклава, атм.	< 11.5	8.9				
Уровень в автоклаве, м.	1.1	1.1				
Расход р-ра NaOH, м ³ /ч	0	0				
1-й объем	700	700				
2-й объем	400	400				
Суммарный объем	1100	1100				

Вся информация о расходе пульпы в процесс за час, смену, сутки, с начала месяца сводится в таблицы, в которые вручную записываются результаты анализов продуктов на золото и серебро. При вводе анализов машина автоматически рассчитывает количество золота и серебра в питании цианирования, в хвостах и сбросных растворах в тех же таблицах. Информация о количестве золота в питании и в хвостах автоматически поступает в таблицы «Оперативный баланс золота» и «Оперативный баланс серебра», в которых отображается движение драгметаллов и технологическое извлечение их за смену, сутки и с начала месяца. Пример «Оперативного баланса золота» за несколько дней марта 2002 года показан в таблице 12.2.

За отчетный период в АСУ принят календарный месяц, после которого автоматически на экране возникает таблица нового месяца, которая заполняется по мере поступления данных в режиме реального времени.

По данным таблиц оперативного баланса драгметаллов на отдельном графике наносятся по суткам точки содержания золота в питании цианирования, содержания золота в общих хвостах, величина извлечения золота за сутки, количество поданного в процесс концентрата. Этот график позволяет наглядно видеть изменение основных технических показателей цеха (извлечение золота, производительность, потери золота в хвостах) по суткам в динамике за весь месяц и предпринимать соответствующие управляющие воздействия на технологию как в техническом, так и в организационном плане.

Автоматизированная система контроля воздушной среды цеха связана с датчиками ULTIMA контроля ПДК водорода в помещении электролиза, цианистого водорода в помещениях отделения цианирования и сорбции, отделения приготовления цианистого раствора и склада СДЯВ, хлор-газа в помещении обезвреживания. При повышении ПДК в воздухе помещений по указанным веществам автоматически включаются системы аварийной вентиляции, включаются в цехе световые табло и звуковые сигналы сирен, предупреждающие о повышении ПДК газов. При этом на экране высвечиваются красные полосы, показывающие качественно, во сколько раз имеет место превышение ПДК.

АСУ ТП ЦГМ обслуживают один программист и один электрослесарь-электронщик. В техническое обслуживание АСУ входит ежедневная проверка правильности работы первичных датчиков, периодическое тестирование датчиков основных параметров процесса, тарировка расходомеров, внесение изменений в программы систем при изменении технологии, устранение сбоев в программах и работе КТС и многие другие работы.

АСУ ТП является надежным помощником технологическому персоналу при обслуживании технологического процесса, позволяет уверенно соблюдать заданные параметры процесса, добиваться высоких показателей по извлечению золота на всех стадиях гидрометаллургической переработки концентрата.

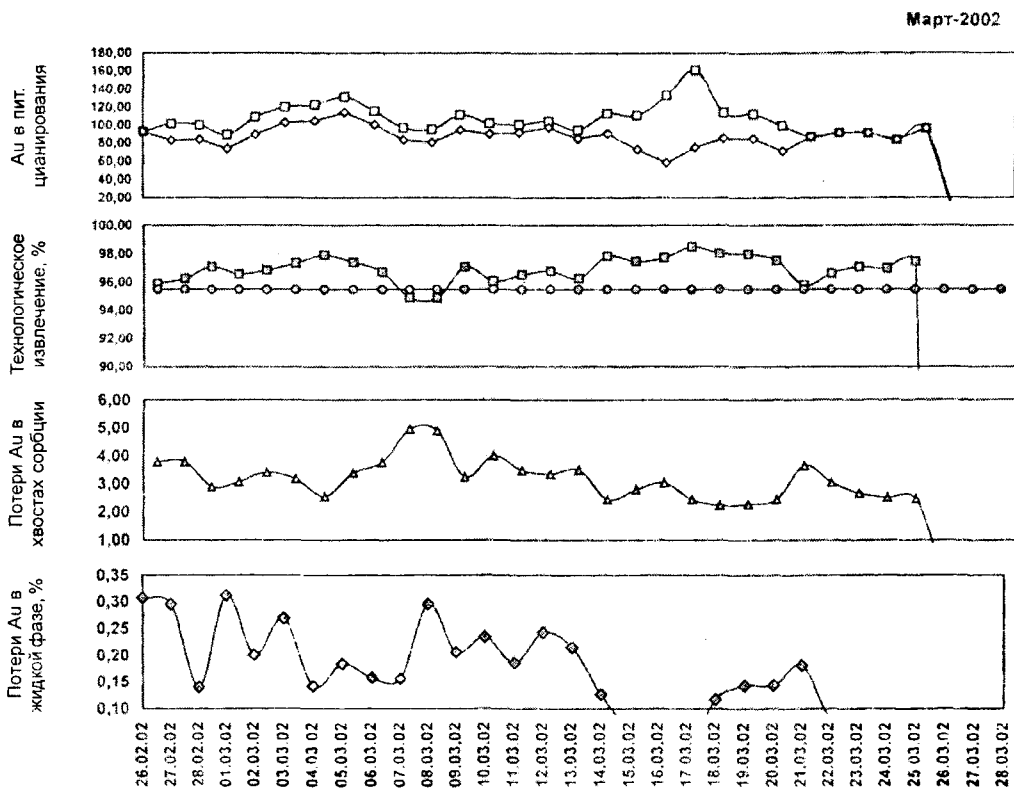


Рис. 12.3. Графики извлечения и потерь золота, содержания золота в питании цианирования по суткам марта 2002 г.

ЛИТЕРАТУРА

1. Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых. Сборник научных трудов «Иргиредмета». – Иркутск, 1998.
2. Басов А.И. Механическое оборудование обогатительных фабрик и заводов тяжелых цветных металлов. – М.: Металлургия, 1984.
3. Барышева К.Ф. Исследование упорных золотых руд. – М.: Госметаллургиздат, 1939.
4. Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд и концентратов. – М.: Металлургия, 1982.
5. Барченков В.В. Методическое пособие для производственно-технического обучения рабочих ЗИФ по специальности «Аппаратчик сорбции». – Магадан, 1981.
6. Барченков В.В. Опыт пуска и освоения гидрометаллургической технологии на Холбинском руднике ОАО «Бурятзолото». – Цветная металлургия. – 2000. – № 2–3.
7. Барченков В.В. Испытания центробежного концентратора Орокон-М30 на хвостах гравитации Многовершинной ЗИФ. – Колыма, 1993.
8. Барченков В.В. Улавливание мелкого золота из флотоконцентрата центробежным концентратором ОРОКОН-М30. – Цветная металлургия. – 2001. – № 11.
9. Барченков В.В. Циклическая технология обезвреживания цианистых хвостов Многовершинной ЗИФ. – Колыма. – 1992. – № 7.
10. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых. – Киев, 1980.
11. Войлошников Г.И., Чернов В.К. Опыт и перспективы промышленного использования активных углей в схемах извлечения золота. – Цветные металлы. – 2001, № 5. – С.15–17.
12. Вязельщиков В.П., Парицкий З.Н. Справочник по обработке золотосодержащих руд и россыпей. – М.: ГКНТИ, 1963.
13. Головков Б.Ю., Рейбман Л.А., Колпиков Г.Г. Системы и средства автоматизации обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1990.
14. Горный журнал. – 2001. – № 5. – С. 62–68.
15. Горный журнал. – 2002. – № 7. – С. 10.
16. Ивановский М.Д., Зефирова А.П. Металлургия золота. – М.: ГОНТИ, 1938.
17. Никсон Г., Толстов Д.Е. Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера «Мурунтау» на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт». – Горный журнал. – 2002. Спецвыпуск.
18. Глембоцкая Т.В., Игорь Николаевич Плаксин. – М.: Наука, 1982.
19. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке и обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. ПБ 03-571-03. – М., 2003.
20. Ионный обмен в гидрометаллургии и очистке сточных вод. – Сб. Казмеханобра. Алма-Ата, 1972.
21. Карпенко Н.В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. – М.: Недра, 1987.
22. Клебанов О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова Н.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. – М.: Недра, 1974.
23. Клебанов О.Б. Реагентное хозяйство обогатительных фабрик. 2-е изд. – М.: Недра, 1989.

24. Козин В.З. Опробование на обогатительных фабриках. – М.: Недра, 1988.
25. Кубасов В.Л. Основы электрохимии. – М.: Химия, 1976.
26. Ласкорин Б.Н., Москвичева Г.И., Скитяева Е.И. Сорбционное извлечение золота активированными углями из растворов сложного солевого состава. – Цветные металлы. – 1978. – № 3. – С. 15–17.
27. Лодейщиков В.В., Игнатъев К.Д. Рациональное использование серебросодержащих руд. – М.: Недра, 1973.
28. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. – М.: Недра, 1968.
29. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Том 1,2. – Иркутск: «Иргиредмет», 1999.
30. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. – М.: Metallurgy, 1972.
31. Металлургия благородных металлов. Под ред. Чугаева Л.В. Изд.2-е. – М.: Metallurgy, 1987.
32. Моршинин В.М. Устройство и эксплуатация обогатительных машин. – М.: Недра, 1980.
33. Милованов Л.В. Очистка сточных вод предприятий цветной металлургии. – М.: Metallurgy, 1971.
34. Мухин В.М., Тарасов А.В., Клушин В.Н. Активные угли России. – М.: Metallurgy, 2000.
35. Нормы технологического проектирования и технико-экономических показателей золотоизвлекательных фабрик. – М.: ОНТИ «ВНИИПРОЗолото», 1973.
36. Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. Сборник научных трудов ИПКОН. – М.: Недра, 1989.
37. Отчет о НИР «Разработка и испытания в полупромышленных условиях технологии извлечения благородных металлов из рудных пульп и неосветленных растворов угольными сорбентами». Т. 2 (Заключительный отчет). – «Иргиредмет», 1978.
38. Отчет о НИР. Технологические рекомендации по переработке концентратов текущей добычи на Самаргинской ЗИФ. – Иркутск, 1996.
39. Основы металлургии. Т. 5. Гл. 5 «Золото и серебро», 1968.
40. Патент РФ на изобретение № 2167950 «Способ извлечения благородных металлов» – Войлошников Г.И., Войлошникова Н.С. Барченков В.В. 27 мая 2001 г.
41. А.с. № 1102282 от 11.03.1983 г. СССР. Способ извлечения благородных металлов из руды. Варенцов В.К., Лукьянов В.О., Барченков В.В.
42. Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов. – М.: Metallurgizdat, 1958.
43. Плаксин И.Н. Гидрометаллургия. Избранные труды. – М.: Наука, 1971.
44. Плаксин И.Н. Обработка золотых руд. – Ленинград: НКТП, 1932.
45. Пробоотбирание и анализ благородных металлов. Справочник под ред. Барышникова И.Ф. – М.: Metallurgy, 1978.
46. Правила технической эксплуатации технологического оборудования золотоизвлекательных фабрик с применением ионообменного процесса. – М.: МЦМ СССР, 1978.
47. Правила технической эксплуатации золотоизвлекательных предприятий. Под ред. Барышникова И.Ф. – ОТИ. «Главзолото», 1956.
48. Разделишин А.Н. Цианирование. – Иркутск: ОГИЗ, 1932.
49. Руководство по эксплуатации концентратора Орокон-М30. – Свирск, 1992.
50. Саградян А.Л. Контроль технологического процесса флотационных фабрик. – М.: Metallurgy, 1983.

51. Сборник научно-исследовательских работ по металлургии золота. Вып. 2. Под редакцией проф. Плаксина И.Н. – М., 1937.
52. Справочник по обогащению руд. Т. 2. – М.: Недра, 1982.
53. Справочник по обогащению руд черных металлов. Под редакцией Шинкоренко С.Ф. – М.: Недра, 1980. – С. 479–481.
54. Правила технической эксплуатации технологического оборудования обогатительных фабрик цветной металлургии. – М., 1977.
55. Переработка упорных золотосодержащих руд и концентратов / И.С. Гучетль, Е.Я. Друкер, И.Ф. Барышников. – М.: Институт «Цветметинформация», 1972.
56. Драгоценные металлы. Спецвыпуск. 2003. Июль. – С. 4–5, 18.

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	3
ГЛАВА 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТА И СЕРЕБРА	5
1.1. Применение золота и серебра	5
1.2. Краткий очерк развития добычи и извлечения золота	6
1.3. Физические и химические свойства золота	7
1.4. Физические и химические свойства серебра	10
1.5. Формы нахождения золота и серебра в рудах	10
1.6. Общие принципы извлечения золота	12
ГЛАВА 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЦИАНИРОВАНИЯ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ	14
2.1. Значение процесса цианирования для извлечения золота из руд	14
2.2. Механизм растворения золота и серебра в цианистых растворах	14
2.3. Кинетика процесса цианирования	17
2.4. Факторы, определяющие скорость и полноту процесса цианирования золота в производственных условиях	18
2.5. Гидролиз цианистых растворов. Защитная щелочь	22
2.6. Взаимодействие цианистых растворов с сопутствующими минералами	22
2.7. Характеристика методов цианирования руд и концентратов	25
2.8. Причины потерь цианида и меры по снижению его расхода	32
2.9. Пути интенсификации процессов цианирования	34
ГЛАВА 3. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ	37
3.1. Физическая депрессия золота	37
3.2. Химическая депрессия золота	38
3.3. Сорбционная активность рудных минералов	39
3.4. Технологическая классификация золотосодержащих руд	40
3.5. Методы вскрытия упорных руд с тонковкрапленным золотом	42
3.6. Бактериально-химическое окисление сульфидов	45
3.7. Термохимические методы вскрытия золота	47
3.8. Цианирование углистых руд и концентратов	49
3.9. Тиокарбамидное выщелачивание золота из упорных руд	51
ГЛАВА 4. ОСНОВЫ ПРОЦЕССА СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА	57
4.1. Достоинства и недостатки процесса сорбционного выщелачивания золота	57
4.2. Немного истории о применении активных углей	58
4.3. Получение активированного угля и его свойства	60
4.4. Сравнение свойств активных углей и ионообменных смол	62
4.5. Изотерма сорбции. Принцип противотока	64
4.6. Влияние различных факторов на сорбцию благородных металлов активными углями	65
4.7. Технологические параметры процесса сорбционного выщелачивания	68
4.8. Извлечение серебра методом сорбционного цианирования	70
4.9. Устройство оборудования для цианирования и сорбции	73
4.10. Вспомогательные операции при переработке пульпы	80
ГЛАВА 5. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОЦЕССА «УГОЛЬ В ПУЛЬПЕ»	87
5.1. Особенности переработки флотоконцентратов	87
5.2. Технологическая схема сорбционного отделения ЦГМ Холбинского рудника	88
5.3. Технология переработки Ирокинденского флотоконцентрата	94
5.4. Технология переработки Дарасунских концентратов сорбционным процессом	98
5.5. Правила технического обслуживания и эксплуатации сорбционного оборудования [45].	105
5.6. Организация работы в отделении сорбции.	109
5.7. Техника безопасности при работе в сорбционном отделении.	110

ГЛАВА 6. РЕГЕНЕРАЦИЯ УГЛЯ	114
6.1. Цель и назначение регенерации угля	114
6.2. Основные положения теории десорбции металлов с угля	114
6.3. Влияние параметров процесса десорбции на сорбционные свойства углей	116
6.4. Регенерация активных углей	118
6.5. Реактивация угля	119
6.6. Цианистая обработка и очистка угля от меди	120
6.7. Принципиальная схема десорбции и регенерации насыщенного угля	121
6.8. Устройство оборудования для десорбции и регенерации угля	123
6.9. Схема цепи аппаратов отделения регенерации угля	127
6.10. Электроэлюирование – совмещенный процесс десорбции угля и электролиза золота	128
ГЛАВА 7. ЭЛЕКТРОЛИЗ И ПОЛУЧЕНИЕ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ	130
7.1. Понятие об электролизе. Электродные процессы	130
7.2. Электролиз золота из щелочных элюатов	131
7.3. Устройство и принцип работы электролизера ГЦН2-40	133
7.4. Устройство и принцип работы электролизера ЭУ-10В	134
7.5. Технологическая схема электролизного отделения	137
7.6. Практика эксплуатации электролизеров в ЦГМ Холбинского рудника	138
7.7. Плавка золотосодержащих материалов на слиток	139
7.8. Устройство электродуговой печи для плавки	142
7.9. Техника безопасности в плавильном отделении	143
7.10. Требования сохранности золота в плавильном отделении	144
ГЛАВА 8. ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ ЦИАНИДСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ	145
8.1. Химический состав цианидсодержащих хвостов	145
8.2. Характеристика методов обезвреживания цианистых хвостов	146
8.3. Технология обезвреживания цианистой пульпы активным хлором	148
8.4. Технология обезвреживания оборотной воды хвостохранилища	149
8.5. Технология очистки шахтных вод	151
8.6. Опыт обезвреживания цианидсодержащих хвостов Многовершинной ЗИФ	154
ГЛАВА 9. ПРИГОТОВЛЕНИЕ РАСТВОРОВ РЕАГЕНТОВ	157
9.1. Приготовление растворов заданной концентрации	157
9.2. Определение концентрации растворов	158
9.3. Характеристика и свойства цианида натрия	159
9.4. Характеристика и свойства других реагентов	161
9.5. Технология приготовления известкового молока	165
9.6. Приготовление раствора цианистого натрия	166
9.7. Приготовление раствора гипохлорита кальция	168
9.8. Приготовление раствора едкого натра	168
9.9. Токсикология цианида натрия, средства защиты и первая помощь	169
9.10. Организация работы реагентного отделения	170
9.11. Техника безопасности при работе с реагентами	171
9.12. Меры безопасности при ремонте оборудования реагентных отделений	173
ГЛАВА 10. КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА	176
10.1. Принципы пробоотбора	177
10.2. Учет руды, концентратов и готовой продукции	179
10.3. Контроль параметров пульпы	181
10.4. Опробование и контроль технологических растворов	182
10.5. Контроль технологических растворов на содержание золота и серебра	184
10.6. Баланс драгметаллов золотоизвлекательной фабрики	186
ГЛАВА 11. ПРАКТИКА РАБОТЫ ЦЕХА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ ХОЛБИНСКОГО РУДНИКА	188
11.1. Опыт пуска цеха гидрометаллургии [6]	188
11.2. Освоение технологии переработки Ирокинденского флотоконцентрата	192

11.3. Совершенствование процесса сгущения	196
11.4. Совершенствование технологии цианирования и сорбции	198
11.5. Опыт эксплуатации основного оборудования отделения сорбции	204
11.6. Применение центробежного концентратора для улавливания мелкого золота из флотоконцентрата	206
11.7. Мероприятия по совершенствованию процесса десорбции и регенерации угля	210
11.8. Испытания и внедрение очистки угля раствором соляной кислоты	213
11.9. Анализ расхода основных реагентов и потребления электроэнергии на технологию переработки концентратов	217
11.10. Мероприятия по снижению потерь золота	219
ГЛАВА 12. АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ В ЦГМ	222
12.1. Общие положения	222
12.2. Состав и основные функции АСУ ТП ЦГМ	223
12.3. Краткая характеристика комплекса технических средств АСУ	226
12.4. Программное обеспечение АСУ ТП ЦГМ	228
ЛИТЕРАТУРА	232

Научное издание

Барченков Валерий Васильевич

**Технология
гидрометаллургической переработки
золотосодержащих флотоконцентратов
с применением активных углей**

Редактор *Т.П. Прокопенко*
Компьютерная верстка *И.В. Измайлова*

Подписано в печать 22.07.2004. Формат 60x90 1/8.
Гарнитура Times. Бумага офсетная.
Усл. печ. листов 27,9. Тираж 200 экз. Заказ 519.
ООО «Книжное издательство «Поиск»
672027, г. Чита, ул. Смоленская, 22

