

БАРЧЕНКОВ В.В.

**ОСНОВНЫЕ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ
ПЕРЕРАБОТКИ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**



УДК 669.213
ББК 34.315
Б26



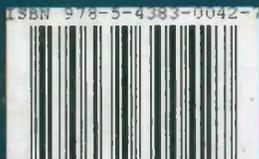
В книге изложены основные процессы переработки руды и концентратов на золотоизвлекательных фабриках. В ней освещены вопросы дробления, измельчения и классификации руды, основные процессы обогащения золотосодержащих руд, устройство и принцип работы оборудования для рудоподготовки, обогащения и гидрометаллургии.

Изложены основы теории цианистого процесса выщелачивания золота из руд и концентратов, технология сорбционного извлечения благородных металлов из цианистых пульп и растворов на ионообменные смолы и активированный уголь. Освещены процессы регенерации углей и анионитов, электролиз золота из водных растворов, изложены вопросы получения готовой золотосодержащей продукции непосредственно на золотоизвлекательных фабриках плавкой на слиток и пирометаллургической переработки «золотой головки», получаемой в результате гравитационного обогащения. Книга содержит практические советы и рекомендации по осуществлению и регулированию описанных процессов.

Освещены вопросы технической эксплуатации оборудования и аппаратуры сорбционного процесса, его обслуживания и ремонта, подробно изложены вопросы охраны труда и промышленной безопасности, сделан упор на соблюдение мер защиты и безопасности при работе с сильнодействующими ядовитыми веществами.

Книга предназначена для инженерно-технических работников и технологического персонала золотоизвлекательных фабрик в качестве учебника для обучения рабочих.

© В.В. Барченков, 2013



ИЦ «Интермедия»
Санкт-Петербург



В.В. БАРЧЕНКОВ

**ОСНОВНЫЕ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ
ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ
РУД**

ИЗДАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР «ИНТЕРМЕДИЯ»
САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2013

УДК 669.213
ББК 34.315
Б26

Барченков В.В.

Б26 Основные технологические процессы переработки золотосодержащих руд: учебник. — СПб.: ИЦ Интермедия, 2013. — 476 с.: илл.

ISBN 978-5-4383-0042-7

В книге изложены основные процессы переработки руды и концентратов на золотоизвлекательных фабриках. В ней освещены вопросы дробления, измельчения и классификации руды, основные процессы обогащения золотосодержащих руд, устройство и принцип работы оборудования для рудоподготовки, обогащения и гидрометаллургии.

Изложены основы теории цианистого процесса выщелачивания золота из руд и концентратов, технология сорбционного извлечения благородных металлов из цианистых пульп и растворов на ионообменные смолы и активированный уголь. Освещены процессы регенерации углей и анионитов, электролиз золота из водных растворов, изложены вопросы получения готовой золотосодержащей продукции непосредственно на золотоизвлекательных фабриках плавкой на слиток и пирометаллургической переработки «золотой головки», получаемой в результате гравитационного обогащения. Книга содержит практические советы и рекомендации по осуществлению и регулированию описанных процессов

Освещены вопросы технической эксплуатации оборудования и аппаратуры сорбционного процесса, его обслуживания и ремонта, подробно изложены вопросы охраны труда и промышленной безопасности, сделан упор на соблюдение мер защиты и безопасности при работе с сильнейшими ядовитыми веществами.

Книга предназначена для инженерно-технических работников и технологического персонала золотоизвлекательных фабрик в качестве учебника для обучения рабочих.

УДК 669.213
ББК 34.315

ISBN 978-5-4383-0042-7

© В.В. Барченков, 2013

ПРЕДИСЛОВИЕ

Переработка любого минерального сырья требует высокой квалификации обслуживающего персонала, чтобы максимально извлекать содержащиеся в нем ценные минералы, металлы и другие необходимые для народного хозяйства полезные компоненты. Особенно это необходимо при переработке золоторудного сырья, поскольку содержание золота в руде по сравнению с другими природными полезными ископаемыми в десятки и сотни раз меньше.

Технология переработки золотосодержащих руд предусматривает набор обязательных операций, общих для всякого рудного сырья. К таким операциям относятся, прежде всего, операции подготовки руды к обогащению и гидрометаллургии – дробление крупных кусков руды до определенного размера, измельчение издробленного материала в рудоразмельных мельницах, классификация полученного измельченного материала, операции обезвоживания в специальных сгустителях-отстойниках или на фильтрах различных типов. Все эти подготовительные операции называются одним общим термином **«рудоподготовка»**.

Необходимо отметить, что уже на стадиях рудоподготовки часто вводятся операции и процессы извлечения золота с получением обогащенных концентратов. Рудоподготовительные операции создают условия для выделения золота из руды либо процессами обогащения, либо процессами гидрометаллургии.

Почти все золотосодержащие руды требуют введения в технологическую схему операций обогащения. Основными процессами, которые наиболее широко применяются на золотоизвлекательных фабриках, являются гравитационный и флотационный процессы обогащения с получением концентратов. В настоящее время имеется устойчивая тенденция перерабатывать на месте все получающиеся в результате обогащения золотосодержащие концентраты пиро- и гидрометаллургическими методами.

Все операции подготовки руды, обогащения и гидрометаллургии связаны в единую последовательную технологическую схему, которая является основой работы любой золотоизвлекательной фабрики.

Чтобы квалифицированно обслуживать технологические операции и оборудование, в которых они происходит, добиваться высоких показателей процесса переработки по извлечению золота, нужно знать основы теории и практики процессов рудоподготовки, методов обогащения и гидрометаллургических процессов, уметь правильно регулировать технологический процесс. Кроме этого нужно знать устройство, принцип работы и правила технического обслуживания оборудования.

В настоящее время учебная литература для рабочих и мастеров фабрик по процессам рудоподготовки, обогащению руд и гидрометаллургии золота, к сожалению, почти не выпускается, что не позволяет осуществлять методично теоретическую подготовку рабочих кадров.

Гидрометаллургические процессы растворения золота цианированием и извлечение на активированный уголь описаны автором в работах, изданных в 2004 г. в г. Чите и в 2007 г. в г. Улан-Удэ. Но книги были изданы небольшим тиражом (200 и 500 экз.). Кроме того, эти книги освещали только процессы цианирования золотосодержащих руд и концентратов, а эти технологии в большинстве случаев являются только половиной полного технологического процесса переработки руды на фабрике. Литература по вопросам рудоподготовки, теоретическим основам процессов обогащения выпускалась только в советское время, и сейчас эту литературу практически невозможно достать.

Автор предлагает новую книгу в качестве учебника для инженерно-технических работников и технологического персонала, в которой освещены все основные процессы

переработки руды и концентратов на золотоизвлекательных фабриках. В ней изложены вопросы дробления, измельчения и классификации руды, основные процессы обогащения руд, устройство и принцип работы оборудования для рудоподготовки и обогащения.

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 и ионообменные смолы. Освещена технология регенерации ионитов и угля, электролиз золота из водных растворов, изложены вопросы получения готовой золотосодержащей продукции непосредственно на золотоизвлекательных фабриках плавкой на слиток и пирометаллургической переработкой «золотой головки», получаемой в результате гравитационного обогащения на большинстве ЗИФ.

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 гидromеталлургического производства.

В книге автор постарался осветить вопросы технической эксплуатации оборудования и сорбционного процесса, его обслуживания и ремонта. В процессе работы над книгой было обращено внимание и освещены практические вопросы по организации производства и ремонта оборудования на фабриках.

Впервые в книгу включен раздел, посвященный практической работе гидromеталлургического производства и извлечения золота из флотоконцентратов на примере цеха гидromеталлургии Холбинского рудника ОАО «Бурятзолото», где автор проработал 8 лет. Кратко изложен вопрос о составе и функциях современной автоматизированной системы управления технологическим процессом на примере АСУ ТП «Гидрометаллургия».

При написании книги была использована литература последних лет по гидromеталлургии золота и статьи научно-технических журналов по угольно-сорбционной технологии.

Книга может служить учебным пособием для обучения технологического персонала золотоизвлекательных фабрик, использующих процессы рудоподготовки, обогащения, цианирования и сорбционного выщелачивания с применением активных углей. При использовании книги в качестве учебника необходимо в дополнение к ней пользоваться учебными пособиями, технологическим регламентом переработки руды данного золоторудного месторождения, руководствами и инструкциями по эксплуатации применяемого на конкретной золотоизвлекательной фабрике оборудования. Сочетание изложения теоретических положений и практики применения процессов и оборудования, описанных в книге, с местными материалами даст необходимый обучающий эффект при проведении курсов подготовки рабочих фабрик.

Автор благодарит за активную помощь и поддержку руководителя кампании ЗАО «ИИС «Минералз» Урусова Рамазана Набиевича и главного инженера Фицева Василия Юрьевича, благодаря которым появилась возможность издания настоящей книги.

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

Глава 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТА И СЕРЕБРА

1.1. Применение золота и серебра

Золото представляет собой металл золотисто-желтого цвета, очень мягкий и тягучий; его можно расплющивать в тончайшие листики, в продаже такое золото называется сусальным или листовым, оно настолько тонко, что пропускает лучи света (зеленые); равным образом золото можно протягивать в тончайшую проволоку.

Серебро – металл белого цвета, весьма ковкий и тягучий, плющится подобно золоту на тончайшие листы, называемые сусальным серебром; протягивается в весьма тонкую проволоку, из которой производятся так называемые канительные изделия.

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 **тезаурацией**.

Вторая область применения золота (примерно 50–60%) – 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 СССР с 1927 г. была установлена метрическая система проб, в которой содержание золота обозначается числом частей по массе в 1000 частях сплава. Для ювелирных изделий установлены следующие пробы:

для золотых изделий – 375°, 500°, 585°, 958°;

для серебряных изделий – 750°, 800°, 875°, 916°, 925°;

для изделий из платины – 950°;

для изделий из палладия – 500°, 850°.

Каждое ювелирное изделие маркируется специальным пробирным клеймом с указанием пробы 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 крупцы 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, измельчали 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 привели к увеличению спроса 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 до-

бычи 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 г. рудного золота в Олонецком крае (ныне Карелия), а в 1744 г. – на Урале в районе г. 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 потребовало разработки новых, более совершенных методов извлечения драгоценного металла. В 1888–1889 гг. 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 и стал 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 г. Березовске (рядом с г. Екатеринбургом) и в Кочкарске (нынешний г. Пласт Челябинской обл.) 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 т 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 золота промышленность не только была восстановлена, но и переработана на новом техническом уровне.

Были освоены новые районы золотодобычи – Алдан, Колыма, Забайкалье, выявлены и введены в эксплуатацию почти полтора десятка золотоизвлекающих 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 промывочными 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 сорбентов – ионообменных синтетических смол и активированных углей. 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 гг. 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 была разработана в институте Ирриредмет под руководством В.К. Чернова и впервые в промышленном масштабе внедрена на Лебединской ЗИФ в 1983–1985 гг.

В СССР с 1957 по 1991 гг. ежегодно добывалось в среднем 250–280 т золота, что соответствовало 2-му 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. Результатом кризиса явилось снижение добычи золота со 168,0 т в 1991 г. до 114,9 т в 1998 г. Только с 1999 г. в России начался рост добычи за счет освоения рудных месторождений. В 2007 г. объем производства золота составил 183 т и Россия заняла четвертое место в мире среди 10 основных стран – производителей золота после ЮАР, США и Австралии.

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 устраняемое 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 теллуrom. 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 распадается на куски.

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

Плотность золота при 20 °С составляет **19,32 г/см³**, температура плавления химически чистого золота – **1064,4 °С**, кипения – **2880 °С**. При нагревании золота и его сплавов выше температуры плавления золота улетучивается, 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, особенно 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 теллуrom **AuTe₂** и селеном **AuSe₂**. 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

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 желто-зеленым оттенком.

Сплавы золота с медью отличаются большей твердостью по сравнению с чистым золотом. Сплав с содержанием свыше 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. Свойствам 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. Золото легко сплавляется со свинцом, и этим пользуются для извлечения золота из руд и других продуктов при плавке соответствующих шихт. Сплавы золота со свинцом представляют собой бинарные системы, в которых компоненты образуют два химических соединения – **AuPb₂** и **Au₂Pb**, последовательно распадающиеся ниже температур их плавления при нагревании до 254 и 418 °С. Наибольшей хрупкостью обладают сплавы, соответствующие соединению **Au₂Pb**.

Свойства золото-свинцовых сплавов лежат в основе трех металлургических процессов:

1) извлечение золота из руд и различных продуктов при плавке путем избирательного смачивания свинцом металлических вкраплений золота с последующим образованием сплава, в состав которого входят соединения золота со свинцом. Такой сплав золота со свинцом называется **веркблеем**;

2) избирательное окисление свинца и других неблагородных металлов, входящих в состав веркблея, при купелировании веркблея либо в лабораторном масштабе при проведении пробирного анализа золота, либо в промышленном масштабе при получении из веркблея слитков золотосеребряного сплава;

3) кристаллизация свинца из расплавленного веркблея, в результате чего свинец обогащается золотом до момента, пока содержание золота будет соответствовать 14,8%. Такого рода обогащение свинца золотом лежит в основе процесса **паттинсо-нирования**.

При высокой температуре золото дает сплавы с сульфидами, вследствие чего возможно извлечение золота и 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 которых их извлекают рафинированием.

Сплавы золота с ртутью, называемые амальгамами, имеют большое значение в промышленности, т.к. при помощи их извлекается золото из руд процессом амальгамации. Процесс амальгамации золота рассмотрим в отдельном разделе.

Амальгамы золота

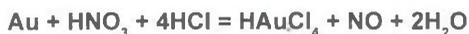
Амальгамы представляют собой металлические системы, в состав которых в качестве одного из компонентов входит ртуть. По существу амальгамы не отличаются от других металлических сплавов. Ртуть при обыкновенной температуре находится в жидком состоянии, а амальгамы, содержащие ртуть, представляют полужидкие смеси.

Амальгамы золота имеют практический интерес, т.к. они являются основой для технологического процесса извлечения золота из руд и концентратов, называемого **амальгамацией**. Амальгамы, получаемые при амальгамации золотых руд, представляют собой дисперсные системы, содержащие кроме золота и ртути также и другие элементы. Наиболее полно система золото–ртуть была изучена И.Н. Плаксиным и сотрудниками в 1927 г. На основе этих исследований были разработаны теоретические основы процесса амальгамации золотых руд.

Плаксин И.Н. установил, что ртуть образует в золоте твердый раствор предельной концентрации 16 атомных процентов и дает с ним два химических соединения, разлагающихся ниже температуры их плавления. При этом также установлено, что растворимость золота в ртути при обыкновенных температурах находится в пределах 0,15–0,2%.

Химические соединения золота и их свойства

В периодической таблице Менделеева золото стоит под номером **79**, атомная масса **196,967**. 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 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 тиомочевины (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 непрочно 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.

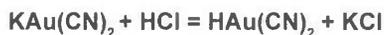
Гидрат окиси золота $\text{Au}(\text{OH})_3$ при 100°C теряет воду, при 110°C он начинает разлагаться с выделением кислорода, при 160°C переходит в закись золота а при нагревании выше 250°C – получается металлическое золото. Вышеприведенные химические реакции закисного и окисного золота используют в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



Сернокислое закисное железо не действует на комплексные цианистые соединения золота, но сернистая и щавелевая 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 тиомочевинной 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, атомная масса – 107,87, плотность серебра почти в два раза ниже, чем у золота, и составляет при 20°C 10,49 г/см³. Серебро имеет температуру плавления 960,5°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:



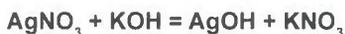
Свойство металлического серебра растворяться в азотной кислоте широко используется в пробирном анализе для полного растворения золотосеребряных корольков, получаемых при купелировании свинцового сплава золота. При этом серебро переходит в раствор, а золото остается в виде нерастворимого остатка, называемого «карточкой». Получающееся в результате реакции азотнокислое 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 окись серебра, которая при нагревании свыше 100°C легко отдает свой кислород и превращается в металлическое серебро.

Почти все металлы цементируют серебро из растворов его солей, что широко используется в гидрометаллургии при получении готовой серебряносодержащей 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 $60\text{--}70$ -х гг. XX 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 XXI 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.т, 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 в отдельных участках наблюдается его повышенная концентрация. Например, в гранитах, составляющих основную массу горных пород, золота содер-

жится 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**, за редким исключением оно химически не связано с другими элементами. К этим редким исключениям относятся теллуриды золота и химические соединения золота с селеном.

Самородное золото за редкими исключениями не бывает совершенно чисто, а всегда содержит в себе большее или меньшее количество серебра и меди, к которым иногда присоединяется небольшое количество железа, платины и других металлов. Как указывает академик В.И. Вернадский, чистое золото представляет собой редкий минерал, являющийся в некоторых случаях продуктом разложения в природе теллуристых и селенистых соединений золота.

Отсюда ясно, что **самородное золото представляет собой естественные сплавы, обладающие своеобразной структурой и составом, т.к. они в большинстве случаев образовались путем осаждения из водных растворов, а не в процессе затвердевания расплавленного вещества.**

Кроме природных сплавов золота известны платинистое золото и родистое золото, являющиеся весьма редкими минералами.

Содержание серебра в золоте достигает 43%, но постепенного перехода к чистому серебру в природе не встречается. Наиболее обычным интервалом природных сплавов золота с серебром является сплав с содержанием серебра 5–30%. Разновидность золота с содержанием 30–43% Ag носит название **электрум**.

Состав и структура природного золота имеют большое значение для процессов его извлечения из горных пород, а также для аффинажа **шлихового золота** (которое получают при гравитационном обогащении россыпных месторождений). Явления избирательного смачивания, происходящие в процессах амальгамации и флотации, растворение в растворах цианистых щелочей и в других процессах извлечения определяются составом металлических частиц и состоянием их поверхности.

Исследования самородного золота и золотых самородков привели к заключению, что они являются результатом осаждения золота из природных водных растворов, поступавших в верхние горизонты земной коры из нижних участков, включавших очаги расплавленной магмы. Такое происхождение самородного золота принято считать **гидротермальным**.

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 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 золотин более 0,07 мм
- мелкое золото с размером частиц от 0,07 до 0,01 мм
- тонкодисперсное размером менее 0,01 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, т.н. «свободное» золото.
2. Золотины с частично обнаженной поверхностью, которые находятся в сростках с минералами, покрытыми 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 в 1 тонне руды. В настоящее время на действующих фабриках перерабатываются руды с содержанием от 1,5 до 15 г/т.

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 вызывает необходимость индивидуального исследования руды каждого месторождения и разработки технологической схемы ее переработки. Вековой опыт показывает, что нет двух абсолютно одинаковых рудных месторождения. 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 рудоразборки и рудосортировки.
2. **Обогатительные 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 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 шлихов, 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 и складирование хвостов.** Поскольку хвостовая пульпа после гидрометаллургических процессов содержит вредные вещества в различных концентрациях, хвосты должны проходить **стадию очистки** до предельно-допустимых концентраций этих веществ, после чего складироваться в хвостохранилище. В последние годы хвосты после цианистого процесса не обезвреживаются, а фильтруют и складировуют в виде влажного кека на специальные площадки с гидроизоляционным экраном. В этом случае оставшийся в кеке цианид разрушается под действием природных факторов: солнечной радиации, кислорода воздуха, биоокисления и др.

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/т. 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 т химически чистого золота в черновом продукте. Такие количества золота получают только на крупнейших золотодобывающих предприятиях, таких как «Зарафшан» 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. ПОДГОТОВКА РУД К ОБОГАЩЕНИЮ И ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

Добываемые из недр подземным или открытым способом полезные ископаемые представляет собой крупнокусковой материал, содержащий ценные минералы либо в сростках с пустой породой, либо распределенные в свободном виде в горной массе. При этом размер кусков горной массы достигает 1000–1500 мм. Понятно, что из такого крупнокускового материала невозможно машинным способом извлечь ценные минералы. Поэтому перед последующими операциями обогащения или металлургической переработки крупнокусковую руду необходимо разрушить до приемлемых размеров. Для этой цели применяются процессы грохочения, дробления, измельчения и классификации руды, которые в совокупности называются **рудоподготовкой**. Рудоподготовка является обязательной при переработке всех видов руд, содержащих как минералы цветных, так и редких и благородных металлов. Рассмотрим теоретические основы основных процессов рудоподготовки.

2.1. Грохочение

Грохочение – процесс разделения кусковых и сыпучих материалов по крупности на грохотах – аппаратах, снабженных просеивающими поверхностями (ситами). В результате грохочения получают два продукта – **надрешетный** и **подрешетный** (рис. 2.1).

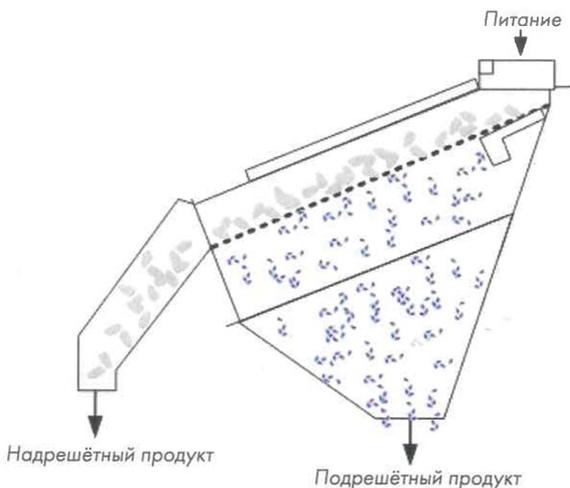


Рис. 2.1. Схема грохочения

По своему назначению операция грохочения применяется в следующих целях:

- В схемах дробления исходной руды, в том числе *предварительное грохочение* перед дроблением и *поверочное* – после дробилки с возвратом крупного класса на додробление.
- *Подготовительное грохочение* для разделения материала на один или несколько классов крупности в процессе рудоподготовки или после измельчения, предназначенных для последующей раздельной обработки.

- **Самостоятельное** грохочение для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю продукты (сорта). Эту операцию называют еще сортировкой.
- **Обезвоживающее** грохочение для удаления основной массы воды, содержащейся в руде или пульпе.
- **Вспомогательное** грохочение для выделения из пульпы щепы или угля, для разделения некоторых других материалов на классы, например сухого угля или угля, выведенного из процесса сорбции.

В технологических схемах переработки руды на ЗИФ грохочение применяется в нескольких случаях:

- а) для выделения негабаритов перед крупным дроблением;
- б) в схемах крупного, среднего и мелкого дробления руды;
- б) для выделения определенного класса крупности, направляемого для доизмельчения в мельницу полусамозмельчения;
- в) для выделения щепы из пульпы после измельчения перед операцией сгущения;
- г) для отделения насыщенного угля от пульпы в отделении сорбции;
- д) в качестве контрольного грохочения хвостовой пульпы сорбции для улавливания проскока угля;
- е) грохочение угля после печи реактивации для выделения мелкого некондиционного угля перед процессом сорбции.

Минеральное сырье и продукты его переработки состоят из зерен различной крупности. Группа зерен в пределах определенных размеров составляет **класс крупности**. Например, зерна, прошедшие через два сита с отверстиями 2 и 4 мм, составляют три класса крупности: +4 мм, от 2 до 4 мм, -2 мм. При этом размер 4 мм является наименьшим ограничивающим верхний предел крупности, а размер 2 мм – ограничивающим нижний предел крупности. Классы крупности обозначаются знаками «минус-плюс». В данном примере с ограничениями был получен класс крупностью -4+2 мм, а остальные два класса – более 4 мм и менее 2 мм. На практике классы крупности часто обозначают верхним или нижним пределом крупности, в нашем примере в результате грохочения получены три продукта: крупностью -2 мм, -2+4 мм и материал крупностью +4 мм.

Последовательный ряд размеров отверстий сит от больших к меньшим, применяемых при грохочении, называется **шкалой классификации**. Распределение зерен в исходном материале по крупности характеризует **гранулометрический состав**, имеющий важное значение для эффективного использования оборудования, раскрытия минералов и оценки конечных продуктов не только операции грохочения, но и процессов обогащения и гидрометаллургии. Гранулометрический состав любого продукта переработки руды должен характеризовать материал по классам крупности и содержанию этих классов в исследуемом материале.

Гранулометрический состав (сокращенно **грансостав**) материала определяется методом **ситового анализа** путем просеивания пробы материала через набор сит с различными отверстиями по определенной методике.

При крупности более 5 мм масса рудного материала, загружаемого на верхнее сито, должна образовать слой не менее 4-кратного размера максимального куска. Продолжительность отсева – 5 мин. Для материала мельче 5 мм масса навески должна составлять 500–1000 г, а для материала менее 0,1 мм – 100 г. При этом продолжительность отсева должна составлять 30 мин, потери материала (пыль, механические прósыпи, налипание и др.) при выполнении ситового анализа не должна превышать 1%. Выход или содержание классов обозначается греческой буквой γ и определяется по формуле:

$$\gamma = 100 m/m_0 (\%),$$

где m – масса данного класса в г, m_0 – масса исходной пробы в г.

В качестве примера приведем результаты ситового анализа руды одного из месторождений после измельчения (табл. 2.1).

Таблица 2.1

**Гранулометрическая характеристика продукта измельчения руды
Березитового месторождения**

Классы крупности	Выход классов, %		Суммарный выход классов, прошедших через сито, %
	частный	суммарный	
-0,15+0,071	10,0	10,0	100
-0,71+0,063	13,3	23,3	86,7
-0,063+0,056	5,3	28,6	81,4
-0,056+0,044	9,1	37,7	72,3
-0,044+0,032	4,3	42,0	68,0
-0,032	58,0	100	10,0
Итого:	100	–	–

Таблица показывает, что большая часть руды – 90% – измельчена до крупности 0,71 мм.

Результаты определения гранулометрического состава материала изображают графически в прямоугольной системе координат в виде кривых, называемых характеристиками крупности. На оси абсцисс откладывают в масштабе размеры отверстий сит в мм или микронах, по оси ординат – суммарный выход классов в % нарастающим итогом. Кривые можно строить по нарастающим итогам как по плюсовым классам, так и по минусовым. По крутизне кривой можно судить о распределении зерен по крупности. Вогнутая кривая по минусу указывает на преобладание мелких зерен, выпуклая – крупных. Прямая линия на графике характеризует равномерное распределение зерен по крупности, т.е. при одинаковом выходе всех классов.

Ниже представлена гранулометрическая характеристика рудных продуктов измельчения Березитовой руды (график на **рис. 2.2**).

Грансостав после измельчения руды имеет вид вогнутой кривой, что свидетельствует о наличии в измельченном продукте повышенного содержания очень мелких классов крупности (58% класса -0,032 мм).

Эффективность грохочения. В процессе грохочения в подрешетном и надрешетном продуктах обнаруживаются зерна мелких классов, т.е. точного разделения по крупности на грохотах не происходит. Поэтому работа грохота оценивается по эффективности грохочения, которая характеризует степень совершенства процесса. Эффективность грохочения обычно оценивают как соотношение содержания расчетного класса в надрешетном или подрешетном продуктах к массе этого класса в исходном питании грохота. Результаты грохочения можно оперативно оценивать по остатку мелкого класса в надрешетном продукте.

Эффективность грохочения зависит от конструктивных и механических параметров грохота, свойств исходного материала, формы отверстий в просеивающих поверхностях. Угол наклона грохота, скорость движения материала по поверхности сита, ампли-

туда и частота колебаний – эти параметры работы грохота являются факторами эффективности грохочения. В каждом конкретном случае их нужно подбирать в опытным порядке, добываясь максимальной эффективности грохочения при оптимальных соотношениях всех параметров работы грохота.

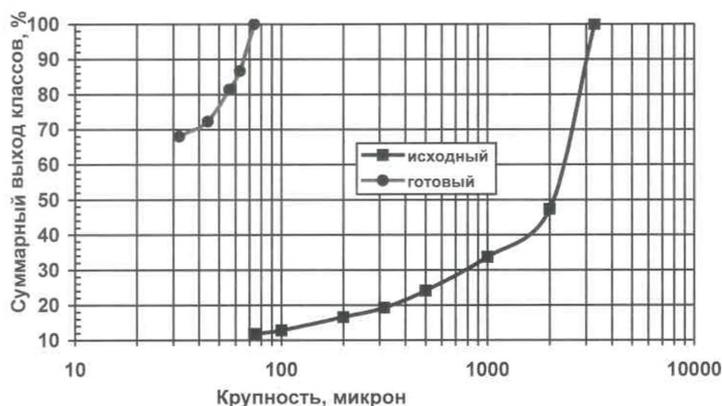


Рис. 2.2. Гранулометрическая характеристика исходного и конечного продуктов измельчения на примере руды Березитового месторождения

Выбор формы отверстий сита определяется требуемыми производительностью и качеством получаемых в результате грохочения продуктов. Решета с прямоугольными отверстиями более эффективны по сравнению с круглыми и квадратными, но последние дают более точные размеры зерен.

Эффективность грохочения исходной руды снижается с увеличением содержания внешней влаги материала свыше 3–4% и резко падает при 8% влажности. Также снижается эффективность грохочения при наличии в руде глины и других вязких и липких минералов и горных пород.

При мокром грохочении эффективность значительно возрастает по сравнению с грохочением сухих материалов. Но в этом случае на сито необходимо подавать воду в количестве 1,5–3,0 м³ на 1 м³ материала. В качестве просеивающей поверхности грохотов применяют колосниковые решетки, листовые решета, проволочные, полиуретановые или резиновые сита.

Колосниковые решетки набираются из стальных брусьев или балок с поперечными связями. Колосниковые неподвижные грохоты обычно применяются для выделения из исходной руды очень крупных кусков, т.н. «негабаритов», которые не соответствуют размеру входных отверстий дробильных машин. Колосники, как правило, устанавливаются на приемных бункерах всех обогатительных, в т.ч. золотоизвлекательных, фабрик. При этом задержанные колосниками негабариты либо извлекаются принудительно с решетки и возвращаются в горный цех для дозрывания, либо на месте разрушаются специальными бутобоями прямо на решетке.

Листовые решета применяются с круглыми отверстиями. Но они малопроизводительны и в горнодобывающей промышленности почти не применяются.

Наибольшее применение в горном деле нашли решета со щелевидными и квадратными отверстиями. Эти сита выпускаются проволочные, из резины или полиуретана.

Важной характеристикой грохочения, от которой зависит производительность грохотов, является **коэффициент живого сечения сетки**. Коэффициент **К** равен отношению суммарной площади отверстий сетки к общей ее рабочей площади и выражается в %:

$$K = 100 a^2 / (a + d)^2, \%$$

где **a** – размер стороны отверстия, мм;

d – диаметр проволоки, мм.

Для сеток со щелевидными отверстиями длиной **b** шириной **a** и толщиной сетки **d** коэффициент живого сечения определяется по формуле:

$$K = 100 b \cdot a / (b + d)^2.$$

Пример: определим коэффициент живого сечения для проволочной сетки, применяемой для грохочения пульпы по классу -2 мм.

Параметры сетки: сторона квадратного отверстия сетки **a = 2 мм**, толщина проволоки **d = 1,2 мм**. При этих параметрах коэффициент живого сечения сетки равен

$$K = 100 a^2 / (a + d)^2 = 100 \cdot 2^2 / (2 + 1,2)^2 = 39,6\%.$$

Определенный по формуле коэффициент живого сечения означает, что только 39,6% просеивающей поверхности грохота пропускают мелкий класс -2 мм. В случае залипания отверстий сетки глиной или забивки отверстий рудным материалом живое сечение сетки существенно уменьшается и, соответственно этому, производительность грохота падает. Вот почему необходимо сетки грохотов периодически чистить железными щетками или промывать струей воды под сильным напором.

2.2. Общая классификация грохотов

По принципу действия грохоты различных типов аналогичны: просеивание мелких классов через отверстия происходит при движении подвергаемого грохочению материала по просеивающей поверхности. Перемещение материала осуществляется под действием силы тяжести, вибраций сита и струи воды. Различие между грохотами состоит в способе перемещения просеиваемого материала, который в свою очередь зависит от конструкции грохота.

По характеру движения рабочего органа или способу перемещения материала все грохоты могут быть разделены на 5 основных групп:

1. **Неподвижные** с неподвижной просеивающей поверхностью.
2. **Частично подвижные** с движением отдельных элементов просеивающей поверхности.
3. **Вращающиеся** с вращательным движением просеивающей поверхности.
4. **Плоские подвижные** с колебательным движением всей просеивающей поверхности.
5. **Гидравлические** грохоты с перемещением материала в струе воды или пульпы.

Геометрическая форма просеивающей поверхности может быть плоской или близкой к плоской (группы 1, 2, 4) и цилиндрической.

В соответствии с формой рабочей поверхности различают плоские, барабанные и дуговые грохоты. По расположению просеивающей поверхности грохоты разделяют на наклонные, в которых перемещение материала осуществляется преимущественно под действием силы тяжести или струи воды, и горизонтальные (или слабонаклонные), где движение материала обусловлено в основном механическим воздействием рабочего органа.

Характер движения рабочего органа является основным признаком для классификации грохотов, два других признака – форма сита и ее расположение – могут быть использованы для более дробного деления грохотов внутри основных групп.

К неподвижным грохотам относят **колосниковые грохоты (рис. 2.3)**. Просеивающие поверхности этих грохотов могут быть наклонными или горизонтальными. Рабочая поверхность колосниковых грохотов набирается из стальных балок-колосников, устанавливаемых параллельно. Колосники скрепляются поперечными связями, образуя решетку. Колосниковая решетка устанавливается под углом к горизонту.

Расстояние между колосниками редко бывает менее 50 мм. На колосниковых грохотах перед крупным дроблением это расстояние принимается равным двойному размеру максимальной разгрузочной щели дробилки. Обычно колосники устанавливаются на приемном бункере руды. Эффективность грохочения колосниковых грохотов составляет 55–60%.

Для повышения эффективности грохочения применяют консольные грохоты (рис. 2.3б) с незакрепленными концами колосников, которые вибрируют под ударами движущейся массы кусков руды, что способствует очистке зазоров от застрявших кусков.

Дуговые грохоты относятся к неподвижным и имеют дугообразную щелевидную решетку, которая закрепляется в корпусе (рис. 2.4).

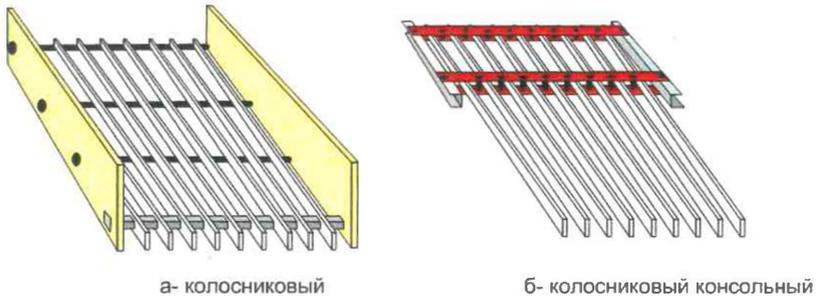


Рис. 2.3. Колосниковые грохоты

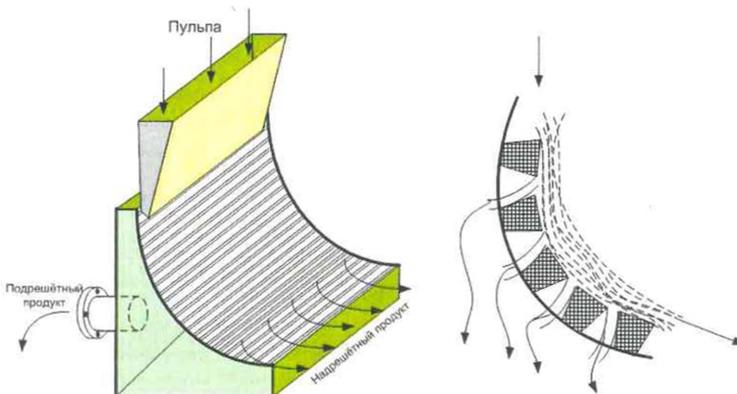


Рис. 2.4. Дуговой грохот

Они предназначены для мокрого грохочения, обезвоживания и для выделения шламов. Исходный материал в виде пульпы с содержанием твердого от 10 до 50% подается на решетку самотеком или насосом. Ширина щели решетки, набранной из колосников трапециевидного сечения, в 1,1–3 раза больше номинальной крупности подрешетного продукта и составляет обычно 0,5–2,0 мм. Эффективность грохочения на дуговых грохотах достигает 70–80%. Удельная объемная производительность по исходной пульпе составляет 150–200 м³/час. Дуговые грохоты часто применяют на углеобогатительных фабриках, реже – на рудных, в основном на глинистых и других шламующихся рудных материалах. Серийно выпускаемые дуговые грохоты имеют ширину решетки 1000, 1170, 1200 мм с рабочей поверхностью соответственно 0,95; 1,9; и 3,0 м².

Барабанный грохот (рис. 2.5) представляет собой вращающийся барабан цилиндрической или конической формы, ось которого наклонена под углом 2–4° или располагается горизонтально.

Боковая поверхность барабана, образованная перфорированными листами либо сеткой, является просеивающей поверхностью. Барабанные грохоты применяются в основном для мокрого грохочения, а также для промывки глинистых руд. Исходный материал загружается с приподнятого конца барабана и вследствие вращения и наклона продвигается вдоль продольной оси. Мелкий класс проваливается через отверстия, а крупный удаляется из барабана в разгрузочном торце. Если требуется получение нескольких фракций, то решето или сито барабана собирается из нескольких секций с различными по размеру отверстиями, увеличивающимися к разгрузочному концу.

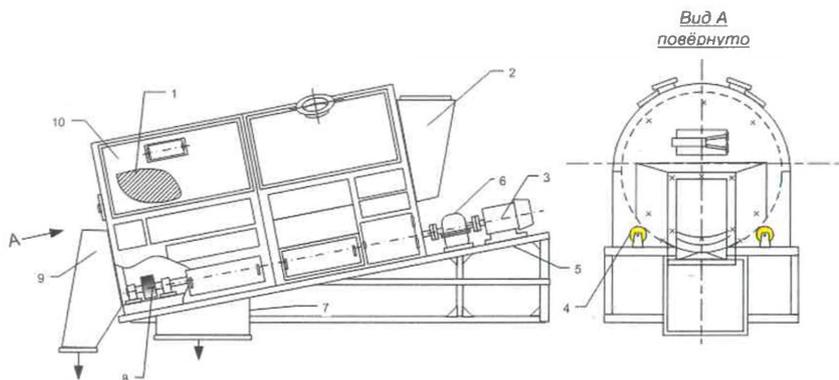


Рис. 2.5. Барабанный грохот

Барабанные грохоты применяются наиболее часто при промывке золотосодержащих песков на промывочных приборах или на драгах. В этом случае их называют бутарами. Другие области применения барабанных грохотов:

- промывка глинистых руд (в этом случае их называют скрубберами);
- для промывки и сортировки щебня, гравия и песка (гравиемойки, гравиесортировки);
- для сортировки асбестового волокна на асбестообогатительных фабриках и для отсева графитового концентрата.

Для улавливания скрапа и крупных кусков руды при разгрузке шаровых и стержневых мельниц применяются барабанные грохоты (бутары) с перфорированной просеивающей поверхностью. Обычно они имеют коническую к разгрузочному концу форму

барабана и навешиваются непосредственно на разгрузочную цапфу и вращаются вместе с барабаном мельницы.

На золотоизвлекательных фабриках барабанные грохоты часто применяются для выделения из пульпы перед цианированием мелкой щепы или для контрольного грохочения хвостов сорбции для выделения активированного угля.

Барабанные грохоты (рис. 2.5) имеют электропривод для вращения барабана, состоящий из электродвигателя 3 и редуктора 6. Скорость вращения барабана невелика и составляет 10–30 об/мин и зависит от диаметра барабана. Но скорость вращения барабана не должна превышать некоторую критическую величину, при которой материал теряет способность транспортироваться, т.к. под действием центробежной силы он прижимается к внутренней просеивающей поверхности. Критическая скорость вращения барабана определяется по формуле:

$$N_{кр} = 42,3 / \sqrt{D},$$

где D – диаметр барабана в м.

Скорость вращения барабана грохота должна находиться в пределах 35–45% от критической.

Плоские качающиеся грохоты представляют собой конструкцию из неподвижной рамы и подвешенного на ней или расположенного на стойках короба с просеивающей поверхностью, совершающего принудительные колебания благодаря жесткой кинематической связи между ним и движущимся механизмом (эксцентриком). Величина хода и траектории движения точек короба определяются конструктивными параметрами грохота и не зависят от скорости вращения эксцентрика, а также от нагрузки на машину.

Для плоских подвижных грохотов основной и важный в технологическом отношении признак – расположение просеивающей поверхности. Она может иметь к горизонту большой угол наклона ($\alpha = 15\text{--}26^\circ$), быть горизонтальной ($\alpha = 0^\circ$) или иметь малый наклон ($\alpha = 5\text{--}6^\circ$). В соответствии с этим признаком грохоты разделяются на два основных вида: наклонные и горизонтальные (слабонаклонные).

Возвратно-поступательные колебательные движения рабочего органа осуществляются различными в кинематическом отношении механизмами. Поэтому в пределах каждой из разновидностей различают следующие типы грохотов:

- качающиеся грохоты с кривошипным или эксцентриковым приводным механизмом;
- вибрационные или инерционные, не имеющих фиксированной кинематики. Вибрационные грохоты имеют приводы от дебалансного до электромагнитного возбудителя;
- гирационные грохоты с частично фиксированной кинематикой. Они занимают промежуточное положение между первыми двумя. В гирационных грохотах только центральная часть корпуса движется по фиксированным круговым траекториям, в то время как концы его совершают вибрационное движение – колебания на упругих опорах.

Качающийся грохот с горизонтальным расположением сетки (рис. 2.6) часто применяется для полупромышленных установок и испытательных станций. Недостатком обычного кривошипного привода, применяемого для такого грохота, является невозможность уравнивания сил инерции качающихся масс, в результате чего на фундамент или строительные конструкции передаются знакопеременные динамические нагрузки. Кроме того, такие грохоты имеют малую частоту колебаний.

Поэтому для современных плоских грохотов применяется преимущественно привод от вибровозбудителей.

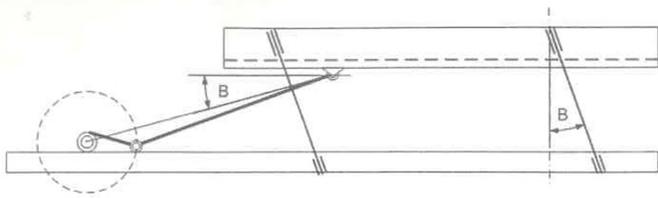


Рис. 2.6. Схема плоскокачающегося грохота

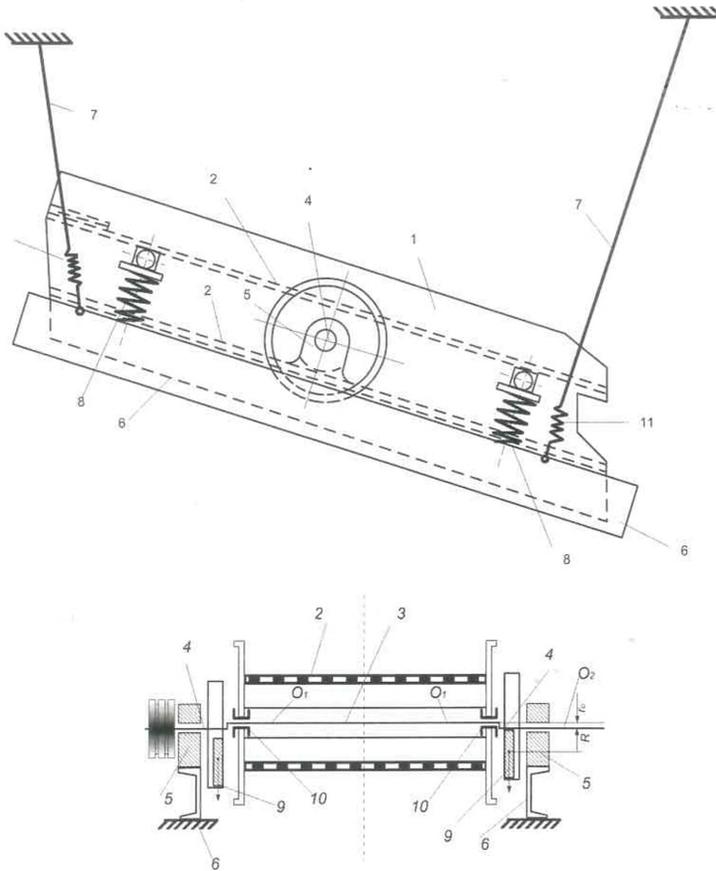


Рис. 2.7. Гирационный грохот

Гирационными называются наклонные 4-подшипниковые грохоты с эксцентриковым приводом, принципиальная схема которого приведена на **рисунке 2.7**. Короб 1 грохота с ситами 2 приводится в круговые колебательные движения эксцентриковым или кривошипным валом 3. Концы 4 вала находятся в подшипниках 5, укрепленных на неподвижной раме 6. Последняя установлена на фундаменте или подвешена на тросах 7 к какой-либо жесткой конструкции. Для предотвращения самопроизвольного поворота корпуса концы его опираются на амортизаторы 8. На концах вала 3 имеются диски,

на которых помещены контргрузы 9, уравнивающие короб. Вал вращается в подшипниках 10, установленных в коробе. Средняя часть короба, где расположен привод, движется по окружности, концы короба, опирающиеся на амортизаторы 8, имеют дополнительную степень свободы, и поэтому их траектория отличается от круговой и близка к эллиптической.

Возникающие при круговых возвратно-поступательных движениях короба центробежные силы инерции компенсируются контргрузами 9, которые в отличие от дебалансных грузов не предназначены для возбуждения вынужденных колебаний упругой системы, а служат только для динамического уравнивания. В России выпускались гирационные грохоты марок ГГС-32, ГГС-42, ГГС-52 и ГП-42, но из-за плохой балансировки и недопустимой вибрации перекрытий, к которым крепились тяги, они были сняты с производства.

Инерционные грохоты наиболее широко применяются на рудообогатительных и золотоизвлекательных фабриках. Они обладают простотой конструкции и легкостью регулирования.

Инерционный грохот (рис. 2.8) состоит из наклонно расположенного короба с ситами 1, дебалансного вибратора 2, пружинных амортизаторов 3, электродвигателя 4 и клиноременной передачи 5. Вибратор представляет собой вал с дебалансами 7, подшипники которого укреплены в коробе. При вращении вала на эти подшипники действует переменная по направлению центробежная сила дебалансов, вызывающая колебания короба, что в свою очередь приводит к колебаниям поверхности сит 6, встряхиванию и подбрасыванию перерабатываемого материала. Материал благодаря наклону сит продвигается вперед и просеивается сквозь их отверстия.

На одном конце вала вибратора размещается шкив 8 клиноременной передачи. Центр тяжести дебалансов расположен на расстоянии $R_0 + r$ от оси вала, а центр шкива смещен от оси подшипников на расстояние эксцентриситета r , близкое по величине к радиусу круговой траектории точек короба, т.е. амплитуде его колебаний. Благодаря этому ось обода шкива при работе остается практически неподвижной в пространстве, что дает повод называть данные грохоты самоцентрирующимися.

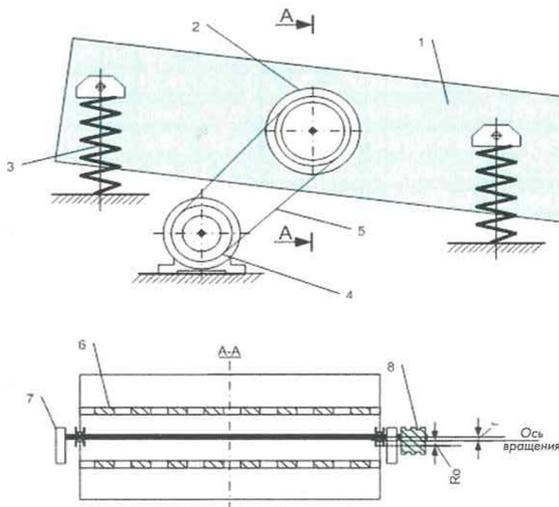


Рис. 2.8. Схема работы инерционного грохота

Техническая характеристика промышленных грохотов

Параметры	ГИЛ-32	ГИЛ-32 171Гр	ГИЛ-42	ГИС-42 С-784	ГИТ-42 172Гр	ГИЛ-52	ГИТ-52 173Гр	ГИТ-61 185Гр
Размеры просеивающей поверхности, мм								
ширина	1250	1250	1500	1500	1500	1750	1750	2000
длина	2500	2500	3750	3750	3000	4500	3500	4000
площадь одного сита, м ²	3,125	3,125	5,625	5,625	4,5	7,875	6,125	8,0
Количество сит, шт.	2	2	2	2	2	2	2	1
Размеры отверстий сит, мм								
– верхнего	50,10,8,6	25x25	50,10,8,6	50,10,8,6	80x80	10-20	20-100	50
– нижнего	13,20,25	12x12	13,20,25	13,20,25	12x12	13-25	12-40	–
Допускаемая крупность исх. материала, мм	100	175	До 150	До 150	До 200	До 300	До 400	400
Угол наклона короба, град	10-15	25	10-25	10-25	25	10-25	10-30	30
Амплитуда колебаний, мм	2,5	3,0	3-3,5	4,5	4,0	2,5; 3,0	–	6-8
Частота вращения вала вибратора, мин-1	1150	1000	900	900	750	970; 543	970; 543	700
Мощность э/привода, квт	4,0	4,5	10	10	13	10	22	30
Ориентировочная производительность т/ч	До 100	До 300	180	180	400	150	350	700 – 1200
Масса грохота, кг	1740	3912	3055	3250	4712	3700	6800	8160

Примечание: буквы Л, С и Т в обозначении грохота означают: Л – легкого типа, С – среднего типа, Т – тяжелого типа.

Выпускаются также вибрационные грохоты полупромышленные ГВ-0,6; ГИТ-0,6; 104ГрА; 290Гр и другие.

При пуске привода грохот не сразу выходит на нормальную частоту колебаний. С повышением частоты вращения вала вибратора амплитуда колебаний грохота существенно изменяется от большой величины к нормальной. Вначале амплитуда колебаний быстро возрастает и достигает максимальной величины. Когда частота вращения вала совпадает с частотой собственных колебаний короба на пружинах, наступает момент резонанса, при котором амплитуда колебаний становится максимальной. Но резонансные колебания длятся недолго и выглядят как несколько бросков короба. Затем амплитуда колебаний уменьшается и доходит до номинальной величины.

При остановке грохота изменение амплитуды колебаний короба происходит так же, только в обратном порядке. Появление момента резонанса и ненормально больших колебаний грохота возможны и во время работы вследствие неравномерной загрузки исходным материалом, плохой регулировки подвесок или пружинных опор и др.

Максимальные амплитуды колебаний грохота при резонансных режимах могут достигать 8–10-кратной величины рабочей амплитуды. Соответственно этому возрастают и динамические нагрузки на детали грохота и его опоры. Поэтому нужно стремиться сделать резонансные колебания как можно короче по длительности и меньше по амплитуде.

Наименьшая продолжительность резонансных колебаний грохота при пуске и остановке обеспечивается минимальным временем его разгона и остановки, которое определяется маховым моментом инерции вращающихся частей.

Технические характеристики основных марок промышленных инерционных грохотов, применяемых в горнорудной промышленности и на золотоизвлекательных фабриках, приведены в таблице 2.2.

2.3. Основные механические и технологические параметры работы грохотов

Для обеспечения максимальной эффективности и производительности работы грохотов необходимо правильно определить и подобрать механические и технологические параметры. К параметрам механического режима грохотов относятся амплитуда колебаний, частота вращения рабочего вала или частота колебаний, мощность привода. Параметры механического режима закладываются заводом-изготовителем в конструкцию грохота, но в определенных пределах. Поэтому для оптимального режима грохочения нужно уметь подобрать оптимальные величины амплитуды и частоты колебаний.

Амплитуда колебаний для наиболее распространенных грохотов инерционного типа определяется как полуразмах колебаний короба, которую выбирают в зависимости от размеров a отверстий просеивающей поверхности грохота. Эмпирическая формула, определяющая нижний предел для амплитуды, имеет вид:

$$R \geq ma + 1$$

Рекомендуемые значения для коэффициента m , основанные на данных практики грохочения, приведены в таблице 1.2. Для нашего случая при грохочении рудной пульпы по классу -2 мм амплитуда равна:

$$R = 0,3 \times 2 + 1 = 1,6 \text{ мм}$$

Частоту вращения колебаний принимают как произведение двойной амплитуды на частоту вращения вала, которое, как правило, составляет не менее 6000 мм/мин.

Большинство грохотов представляют собой колебательную систему, в которой за один период колебаний происходит один полный цикл превращения кинетической энергии системы в потенциальную и обратно – потенциальной в кинетическую. В результате в установившемся режиме теоретически не требуется расхода энергии на преодоление сил инерции движущихся масс и сил упругости амортизаторов (пружин). Тем не менее энергия необходима для преодоления сил трения движущихся частей грохота, потери энергии при ударе о сито, энергии для вибротранспортировки материала на сите и др. Мощность, потребляемая грохотом (средняя за период), составляет:

$$N_n = N_{вт} + N_{тр},$$

где $N_{вт}$ – мощность, расходуемая на вибротранспорт;

$N_{тр}$ – мощность на преодоление трения в подшипниках и клиноременной передаче.

Фактическая мощность электропривода грохота больше в 1,5–2 раза, поскольку имеет место пусковой момент электродвигателя.

К технологическим параметрам работы грохотов относятся следующие: скорость подачи материала, производительность по исходному материалу, выход подрешетного продукта, эффективность разделения или извлечение мелкого класса в подрешетный продукт. Технологические параметры процесса грохочения во многом зависят от физико-химических свойств исходного материала и конструктивно-механических свойств грохотов.

Существенную роль играет насыпная плотность материала, изменяющаяся в широких пределах. Считается, что массовая производительность грохота Q , выраженная в единицах массы, прямо пропорциональна насыпной плотности δ и объемной производительности Q_0 , т.е.

$$Q = \delta \cdot Q_0$$

При прочих равных условиях принимается полная объемная производительность грохота Q_0 , прямо пропорциональная ширине грохота B . Поэтому объемная производительность, отнесенная к 1 м ширины грохота, или пропускная способность грохота Q_1 грохота, определяется из соотношения:

$$Q_1 = Q_0 / B$$

К числу важных факторов, определяющих производительность и эффективность грохочения, относится геометрическая форма зерен и кусков материала. Наиболее благоприятной является округлая форма, типичная для гальки и песчано-гравийной смеси. Для большинства руд и продуктов их дробления характерна многогранная, в частности кубообразная, форма, при которой грохочение протекает менее интенсивно, но удовлетворительно. Наименее успешно проходит грохочение материала, состоящего из зерен продолговатой или пластинчатой формы.

Глинистые и липкие руды рассеиваются в основном мокрым грохочением, т.к. сухое грохочение таких материалов крайне неэффективно.

На эффективность грохочения оказывает заметное влияние форма отверстий просеивающей поверхности. По эффективности и производительности грохочения основные формы отверстий просеивающей поверхности располагается в ряду: **продолговатые (щелевые) > квадратные > круглые**. Продолговатые отверстия способны лучше противостоять забиванию «трудными» зёрнами и кусками, но при этом уменьшается точность отсева на классы – много мелочи попадает в подрешетный продукт.

2.4. Правила технической эксплуатации грохотов

Пуск и остановку грохота производят при незагруженных ситах. В случае ненормальной работы грохота вхолостую запрещается подавать исходный материал на грохочение. Основным условием правильной эксплуатации грохотов, как и каждого аппарата, является равномерная загрузка материалом как во времени, так и по ширине сита. Особенно нужно внимательно следить за начальной загрузкой грохота, т.к. при значительном количестве материала на сите короб долго не набирает рабочей амплитуды даже при достижении необходимого числа оборотов вала. В этом случае упругие элементы привода работают с большими деформациями, перегреваются трущиеся детали, а резиновые элементы перегреваются и теряют упругость.

При нарушении нормального режима колебаний, а также при появлении боковых движений короба напряжения в элементах установки возрастают в несколько раз, что приводит к быстрому их разрушению.

Большое внимание необходимо уделять балансировке грохота, т.к. даже незначительное ее расстройство может вызвать недопустимые колебания строительных конструкций, к которым крепится грохот.

Наиболее изнашиваемыми элементами грохота являются рабочие просеивающие поверхности: сетки, колосники, решетки, а также детали их крепления. Повышение износостойкости и долговечности рабочих поверхностей осуществляется путем подбора соответствующих марок стали и других материалов, из которых изготавливаются сита. Сита, изготовленные из холоднотянутой канילированной пружинной стальной проволоки, имеют срок службы в 2–3 раза больше, чем сита из обычных сталей, а просеивающие поверхности из высокомарганцовистой стали Г12 отличаются еще большей износостойкостью.

Широкое применение в настоящее время нашли в промышленности просеивающие поверхности, изготовленные из специальной резины и пластмасс (например, полиуретана). Сита из названных материалов изготавливаются на размеры отверстий от 0,1 до 100 мм. Ими можно одевать и плоские наклонные, и горизонтальные вибрационные грохоты, и грохоты барабанного типа. Резиновые и полиуретановые просеивающие поверхности превосходят по износостойкости стальные в десятки и сотни раз. Однако необходимо учитывать, что в случае применения резиновых или полиуретановых сит в несколько раз уменьшается живое сечение просеивающей поверхности, что приводит к уменьшению производительности грохота по исходному материалу.

При эксплуатации грохотов следует помнить, что при обнаружении порыва или износа просеивающей сетки нужно немедленно перейти либо на резервный грохот и заменить сетку, либо остановиться для замены сетки. В противном случае нарушается технологический процесс, что может привести к аварийной остановке агрегатов в последующих операциях переработки руды.

При эксплуатации грохотов необходимо принимать меры для защиты начального участка сита от ударов падающих кусков материала. Для этого в месте загрузки материала сетку закрывают сплошным металлическим или резиновым листом. При мокром грохочении на питании грохота устраивают специальные загрузочные короба, чтобы погасить скорость пульпы. На разгрузочном конце просеивающей поверхности грохота устанавливаются разгрузочные воронки для сбора крупного класса, а под ситом – воронки для разгрузки подрешетного продукта. При этом необходимо следить и обеспечивать герметичность установки загрузочной и разгрузочной течек во избежание проливов пульпы.

Как уже говорилось, во время работы грохота нужно внимательно следить и контролировать состояние просеивающей поверхности. Просеивающие поверх-

ности должны быть хорошо натянуты как поперек короба, так и в продольном направлении. При забивке или залипании отверстий сетки необходимо ее периодически прочищать деревянными шуровочными и ударными приспособлениями.

И, конечно же, своевременная и качественная смазка трущихся деталей существенно влияет на надежность и продолжительную работу грохотов; для этого нужно аккуратно выполнять карту смазки подшипников вала. Допустимая температура нагрева подшипников не должна превышать 70 °С.

Обслуживание грохотов производится в соответствии с правилами безопасности, обязательными при эксплуатации механизмов с электродвигателями и вращающимися движущимися деталями. При грохочении сухих материалов грохот должен быть оборудован укрытием и подключен к вентиляционной системе. Это же требование распространяется и на грохочение пульпы, содержащих вредные вещества.

2.5. Дробление

При переработке руд полезных ископаемых операции дробления предназначены для уменьшения кусков исходного сырья до крупности, требуемой для измельчения. Считается, что **дробленным продуктом** является материал, доведенный до крупности 5 мм, **измельченным** – менее 5 мм. Операция дробления применяется также для получения продуктов заданного гранулометрического состава, например для строительных или дорожных материалов.

Дроблением называется процесс уменьшения размеров кусков руды под действием внешних механических сил. При этом происходит разрушение крупных кусков породы и рудных минералов преимущественно по ослабленным сечениям – трещинам или другим дефектам структуры.

Способы дробления различаются видом основной необратимой деформации. Применяются следующие способы разрушения, схематично показанные на **рисунке 2.9**.

Раздавливание. Разрушение наступает в результате механических сил сжатия, превышающих предел прочности породы (**рис. 2.9а**).

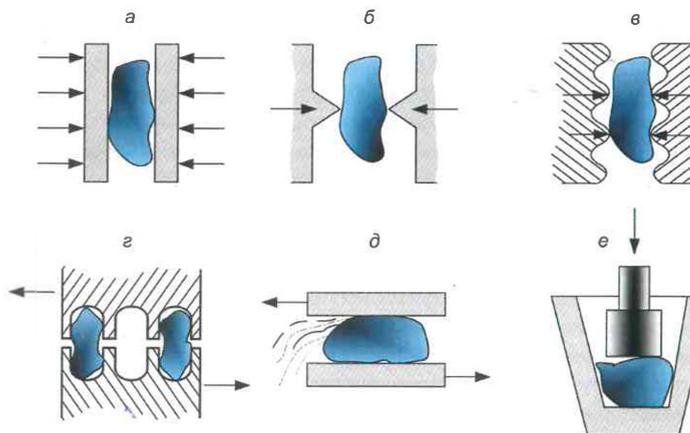


Рис. 2.9. Способы разрушения

Раскалывание. Разрушение происходит в результате расклинивания и последующего разрыва кусков на части (**рис. 2.9б**). В этом случае разрушение происходит в основном за счет сил сжатия.

Излом. Разрушение происходит в результате изгибающих моментов сил (**рис. 2.9в**).

Срезывание. В этом случае материал подвергается деформациям сдвига, когда внешние силы прикладываются к куску материала в противоположных направлениях (**рис. 2.9г**).

Истирание. Разрушение происходит под действием сил трения измельчающих тел о поверхность породных кусков (**рис. 2.9д**).

Удар. Материал разрушается под действием динамических нагрузок, т.е. энергией удара рабочего органа машины на кусок материала (**рис. 2.9е**). При динамическом ударе проявляется совокупность всех видов упругих деформаций: сжатия, растяжения, изгиба и сдвига.

Для процессов разрушения наиболее важными характеристиками горных пород являются их прочность (крепость), дробимость, измельчаемость и абразивность.

Прочностью горных пород называется способность твердого тела противостоять разрушению от действия внешних сил. Она характеризуется предельными напряжениями, которые могут быть созданы в опасном сечении тела при различных видах разрушающих воздействий. Наиболее выгодным видом деформирования для разрушения горных пород является растяжение, но по конструктивным соображениям в современной практике основным разрушающим воздействием принято раздавливание. Поэтому для характеристики и общего сравнения прочностных свойств горных пород обычно пользуются величиной напряжения на сжатие либо коэффициентом крепости, разработанным проф. Протодяконовым по результатам многолетней горной практики.

По шкале проф. Протодяконова все горные породы делятся на 10 категорий, характеризующихся коэффициентами крепости от 0,3 – для самых слабых до 20 – для наиболее прочных пород.

Таблица 2.4

Шкала прочности горных пород по М.М. Протодяконову

Категория	Степень крепости	Порода	Коеф. крепости
I	В высшей степени крепкая	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты, исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкая	Очень крепкие гранитные породы, кварцевый порфир, кремнистый сланец, крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкая	Гранит и гранитовые породы, кварцевые рудные жилы, крепкий конгломерат, очень крепкие железные руды	10
IIIa	Крепкая	Крепкие известняки, мрамор, доломит, колчеданы, крепкие песчаники	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник, железные руды, полиметаллические руды	6
IVa	Довольно крепкие	Песчаные сланцы, железные руды, углистые сланцы	5
V	Средняя	Крепкий глинистый сланец, некрепкий песчаник известняк	4
Va	То же	Разнообразные сланцы, плотный мергель	3

VI	Довольно мягкая	Мягкий сланец, каменная соль, гипс, антрацит, каменный грунт, мергель, мерзлый грунт	2
VIa	мягкая	Щебенистый грунт, каменный уголь, отвердевшая глина	1,5
VII	Очень мягкая	Глина, глинистый грунт, мягкий уголь	1,0

Чем больше прочность породы, тем больше усилий и энергии нужно приложить для ее разрушения, поэтому в теорию дробления и измельчения руд вводятся обобщающие параметры механических свойств пород – **дробимость** и **измельчаемость**, определяемые по специальным методикам. По этим показателям рассчитывают потребные энергию и мощность на дробление и измельчение руды до заданной крупности, обеспечивающей раскрытие полезных минералов для последующих процессов обогащения или гидрометаллургии.

Технологически различают операции крупного, среднего и мелкого дробления. Этим операциям соответствуют конструкции дробилок, в которых сокращение крупности происходит по стадиям. Процесс дробления оценивается **степенью дробления K**, которая определяется отношением среднего диаметра куска исходного материала D_{cp} к среднему диаметру куска d_{cp} после дробления

$$K = D_{cp} / d_{cp}$$

В зависимости от крупности исходного материала и конечного продукта различают три стадии дробления, параметры которых приведены ниже в таблице 2.5.

Таблица 2.5

Предельные значения крупности по стадиям дробления

Стадия	Максимальная крупность материала, мм		Степень дробления K
	исходного	дробленого	
Крупное	1500–500	350–100	4,3–5,0
Среднее	350–100	100–40	3,5–4,5
Мелкое	100–40	5–2	3,3–4,5

Если для сокращения материала требуется две или три стадии дробления, то общая степень дробления подсчитывается как произведение коэффициентов каждой стадии.

Как уже отмечалось выше, операция дробления предшествует процессам измельчения руды. Если измельчение дробленой руды осуществляется в шаровой мельнице, то в этом случае необходимо руду дробить не менее чем в 2 стадии до крупности 5–10 мм. При использовании для измельчения специальных мельниц самоизмельчения дробить руду можно в одну стадию, т.к. мельницы самоизмельчения загружаются рудой крупностью не менее 100 мм.

Машины, в которых производятся операции дробления руды, называются дробилками. Для дробления особо прочных и крепких горных пород наибольшее распространение получили **щечковые и конусные** дробилки, при дроблении средних по прочности и сравнительно мягких пород используются **роторные и молотковые** дробилки. В горнодобывающей промышленности чаще всего применяют для крупного дробления щечковые дробилки, для среднего и мелкого дробления – конусные дробилки. Рассмотрим кратко устройство и принцип действия основных типов дробилок.

2.6. Устройство и принцип работы щековых дробилок

Щековые дробилки по механико-конструктивным признакам разделяются на два основных типа:

- с простым качанием подвижной щеки (ЩДП) и
- сложным движением подвижной щеки (ЩДС).

В щековых дробилках камера дробления ограничивается двумя щеками, из которых одна подвижная, и боковыми стенками. Щеки и стенки дробилки футеруются плитами из износостойкой стали. В качестве футеровки для щек применяют рифленые плиты, а также плиты с криволинейным продольным профилем.

На **рисунке 2.10а** схематично показана дробилка ЩДП, в которой подвижная щека 2, поворачиваясь вокруг своей оси на небольшой угол в ту или иную сторону, под воздействием эксцентриково-шатунного механизма 4 совершает сравнительно простые возвратно-поступательные перемещения, приближаясь и удаляясь от неподвижной щеки 1. При этом материал, попавший в рабочую зону, подвергается разрушению раздавливающими усилиями щек. В нижнюю часть шатуна с обеих сторон через вкладыши упираются распорные плиты 8, закрепленные противоположными концами, одна за подвижную щеку, а вторая в гнездо упора 5 задней стенки станины. Для изменения ширины разгрузочной щели дробилки упор 5 передвигают и закрепляют винтом. К подвижной щеке прикреплена штанга с пружиной 6, оттягивающая щеку при обратном ходе.

В щековых дробилках со сложным движением щеки (ЩДС) (**рис. 2.10б**) подвижная щека 2 подвешена непосредственно на эксцентриковом приводном валу 4, а нижняя ее часть шарнирно соединяется с распорной плитой 8. Траектории движения точек щеки представляют собой овалообразные кривые со значительным вертикальным перемещением, что обуславливает не только раздавливающее, но и истирающее действие щеки.

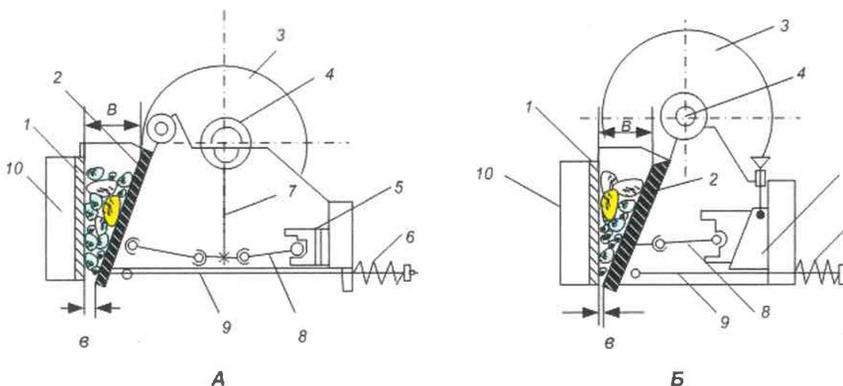


Рис. 2.10. Конструктивные схемы щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) движением щеки

Для крупного дробления применяют в основном дробилки с простым движением щеки. Иногда их устанавливают непосредственно на месте добычи руды – в карьере или в шахте. Расчетная производительность Q ($\text{м}^3/\text{час}$), отнесенная к номинальной разгрузочной щели и средним условиям дробления, определяется по формуле:

$$Q = (150 + 750B) L \cdot b,$$

где B – ширина приемного отверстия, м;
 b – номинальная ширина разгрузочной щели, м;
 L – длина приемного отверстия, м.

Степень дробления щековых дробилок равна 3–4. Превышение крупности продукта дробления против размера разгрузочной щели обычно равно 1,8–2,0. Изнашивающиеся части дробилок: дробящие плиты (срок службы 3–4 месяца в зависимости от абразивности руды), вкладыши подшипников и распорных плит (срок службы 1–2 года). Расход стали футеровки достигает 0,08 кг/т дробленого продукта. О необходимости переворота или замены дробящих плит судят по износу рифлений на нижнем конце плиты.

Щековая дробилка ЩДП-15х21 изображена на **рисунке 2.11**. Цифры в наименовании модели дробилки означают размеры приемного отверстия в дециметрах: первая – ширина, вторая – длина.

Корпус этой дробилки включает переднюю стенку 1, выполняющую роль неподвижной щеки. На ней закреплены броневые плиты 2 и 3. Подвижная щека 4 с футеровкой 3 подвешена на валу 5. Возвратно-поступательное движение щеки 4 происходит вследствие вращения вала 7, на котором эксцентрично посажена головка шатуна 8, совершающего такие же движения в вертикальном направлении, передающего через распорные плиты 9 и 12, а также вкладыши 11, 10, 14 усилия на щеку 4 и упорную коробку 13. Последняя крепится с помощью винта 16 и может перемещаться в вертикальном направлении, тем самым изменяя ширину разгрузочной щели.

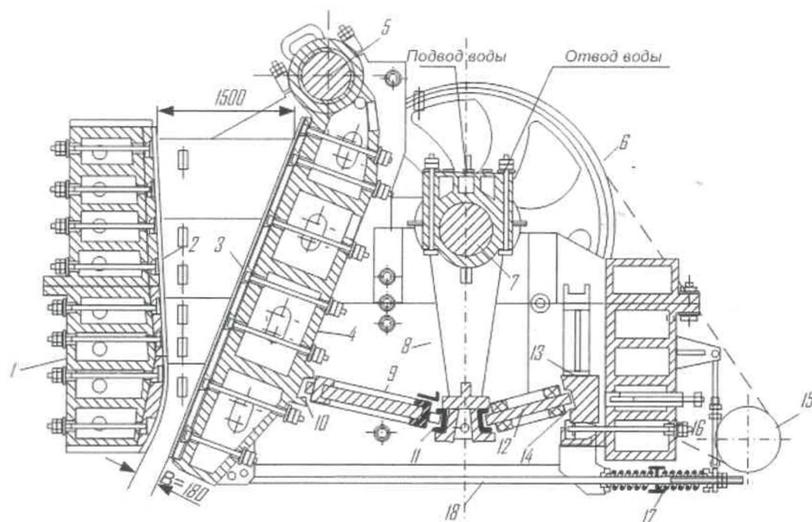


Рис. 2.11. Щековая дробилка ЩДП 15х21 с простым качанием щеки

К нижнему концу щеки 4 крепится тяга 18 с буферной пружиной 17, что способствует отходу подвижной щеки от неподвижной при ходе шатуна вниз. На концах вала 7 насажены два маховика 6, один из которых выполняет роль шкива кли-

норемненной передачи вращения от электродвигателя. Второй маховик служит для выравнивания нагрузки электродвигателя, передающего вращательный момент на вал 7. При запуске большой дробилки необходимо вначале повернуть краном маховик, чтобы сообщить подвижной щеке начальную кинетическую энергию, что уменьшает пусковой ток электродвигателя при включении дробилки.

Надежность работы дробилки во многом обуславливается недопущением в ее рабочее пространство недробимых предметов (в основном металлических предметов – траков бульдозеров, зубьев экскаваторов и др.), а также исключения случаев запуска машины под завалом рудой. Для предохранения конструкции машины от разрушающих усилий служат распорные плиты. В момент стопорения хода дробилки одна из них (обычно малая) ломается, и машина продолжает работать на холостом ходу, при котором подвижная щека перестает качаться.

Для снижения нагрева подшипников от сил трения в больших дробилках используются автоматические станции жидкой и густой смазки. В этом случае смазка циркулирует между маслостанцией и подшипниками приводного вала, оси подвеса подвижной щеки и вкладышами распорных плит, охлаждая трущиеся детали. Автоматическая станция жидкой смазки состоит из бака-отстойника, насосов, фильтра-холодильника и контрольно-измерительной аппаратуры. Электродвигатели масляных насосов должны быть заблокированы с главным электродвигателем привода дробилки таким образом, чтобы при их внезапной остановке он отключался мгновенно. При понижении давления масла ниже допустимого должна включаться световая и звуковая сигнализация.

Таблица 2.6

Технические характеристики щековых дробилок

Параметры	ЩДП 9x12	ЩДП 12x15	ЩДП 15x21	ЩДС 6x9	ЩДС 12x15
Размеры загрузочного отверстия, мм					
– ширина	900	1200	1500	600	1200
– длина	1200	1500	2100	900	1500
Наибольший размер кусков в питании, мм	750	1000	1300	500	1000
Ширина разгрузочной щели, мм	130–180	150–250	180–280	75–125	150
Число оборотов главного вала, об/мин	200	150	125	250	150
Производительность при дроблении руды средней твердости, м ³ /час	180	310	550	35–120	280
Мощность электродвигателя, квт	90	160	250	125	160
Масса дробилки, т	74	142	249	16,2	142

2.7. Конусные дробилки

Рабочим органом конусной дробилки является подвижный дробящий конус, помещенный эксцентрично внутри неподвижного конуса.

В конусных дробилках камерой дробления является кольцевое пространство между подвижным дробящим конусом и неподвижной конической чашей. Материал в кольце-

вом пространстве дробится сжатием, изгибом и истиранием. Процесс дробления происходит непрерывно при последовательном перемещении зоны дробления по окружности конусов. Дробленый материал под действием собственной тяжести разгружается через выходную кольцевую щель, имеющую в разомкнутом положении ширину b . При смыкании дробящих органов щель уменьшается до размеров b_0 , причем $b_0 = b - s$, где s – ход конуса (двойная амплитуда) в нижней точке.

Конусные дробилки разделяются на дробилки крупного дробления ККД, вторичного крупного дробления КРД, дробилки среднего дробления КСД и дробилки мелкого дробления КМД.

Конусная дробилка среднего и мелкого дробления (рис. 2.12) состоит из станины 2, имеющей в центральной части цилиндрический стакан 1, внутри которого вращается эксцентриковый стакан 12. Сверху на амортизаторах 3 установлена коническая чаша 4. Внутри нее расположен дробящий конус 5, опирающийся на сферический подшипник 7. Вал 8 нижним концом входит в гнездо эксцентрикового стакана и при вращении последнего совершает круговые движения внутри чаши 4. Стакан 12 вращается от электродвигателя через муфту 9, приводной вал 10 и конические шестерни 11.

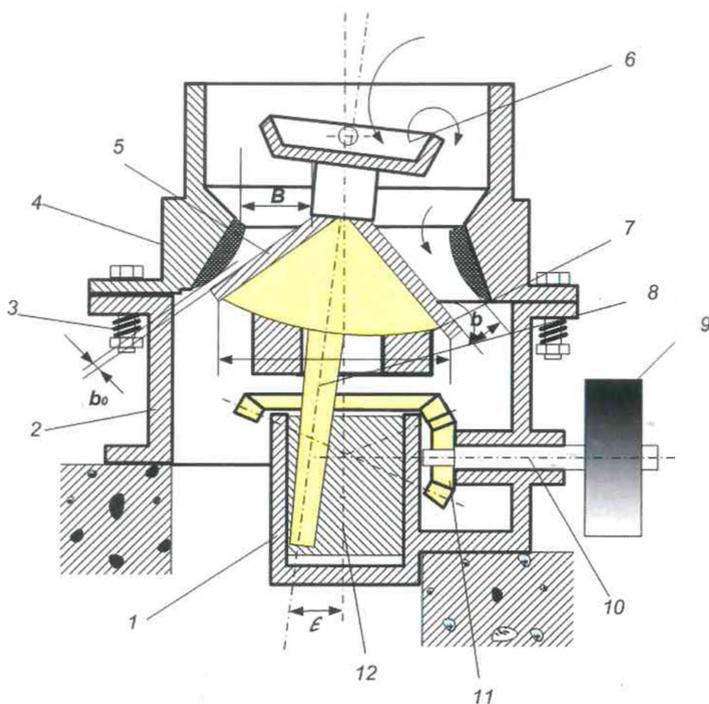


Рис. 2.12. Принципиальная конструктивная схема конусной дробилки для среднего и мелкого дробления

Дробилка загружается рудой сверху посредством распределительной тарелки 6. При приближении конуса 5 к чаше 4 происходит разрушение материала раздавливанием и истиранием, поскольку этот конус вращается не только вокруг оси конической чаши, но и вокруг своей собственной.

Степень дробления у конусных дробилок такая же, как у щековых, и равна 3–4. Конусные дробилки могут запускаться под завалом руды и эффективно работать при соответствующей крупности питания. Конструкция дробящего пространства позволяет иметь большую производительность. Футеровка конусов изнашивается более равномерно, а дробленый продукт получается более однородный, нежели на щековых дробилках.

В конусных дробилках рабочие поверхности в зонах приема руды и дробления подвергаются интенсивному ударно-абразивному износу, поэтому их защищают износостойкой броней из высокопрочных сталей. Футеровка подвижного конуса набирается из отдельных отливок, устанавливаемых последовательно на его корпус. Плотность их посадки обеспечивается заливкой цинкового расплава в пространство между корпусом и футеровкой.

Таблица 2.7

Технические характеристики конусных дробилок

Параметры	КМД 1750Т	КМД 2200Гр	КСД 1750Гр	КСД 2200Т	ККД 900/140	ККД 1500/180
Ширина загрузочного отверстия, мм	80	140	250	275	900	1500
Номинальный диаметр подвижного конуса, мм	1750	2200	1750	2200		
Наибольший размер кусков в питании, мм	70	110	200	250	750	1300
Номинальная ширина разгрузочного отверстия, мм	5–15	10–20	25–60	15–30	140	180
Число качаний конуса в минуту	260	242	260	242	140	110
Производительность при дроблении руд средней прочности, м ³ /час	85	220–260	170–320	180–360	420	1450
Мощность электродвигателя, квт	160	250	160	250	250	400
Масса дробилки, т	49	90	49	89	148	403

Кроме этих основных дробилок, которые используются для крупного, среднего и мелкого дробления руд на обогатительных и золотоизвлекательных фабриках, применяются и другие типы дробилок: ударные роторные и молотковые, валковые, дробилки инерционного действия, центробежные и другие. Описание этих дробилок в нашу задачу не входит.

2.8. Основы процесса измельчения

Измельчение является следующим этапом разрушения руд после дробления. Измельчение необходимо для того, чтобы вскрыть полезные минералы и зерна и создать условия для извлечения полезных минералов в последующих процессах обогащения или гидрометаллургической переработки руд черных, цветных и благородных металлов. Размеры природных зерен минералов или частиц золота в руде имеют размеры

от 0,02 до 2,0 мм. В рудах, содержащих золото, его частицы имеют еще меньший размер и составляют 0,001–0,05 мм. Отсюда ясно, что размером частиц полезных минералов определяется необходимая крупность измельчения руды.

Разрушение материала при измельчении происходит по тем же законам, что и при дроблении. Измельчение осуществляется в большинстве случаев барабанными мельницами, реже – вибрационными, струйными, планетарными и др.

Барабанная мельница представляет собой цилиндрический барабан, заполненный до определенного уровня измельчающими телами – металлическими шарами, стержнями, рудной галей или относительно крупными кусками руды. При вращении барабана подаваемый в него материал вместе с измельчающими телами поднимается на некоторую высоту, а затем сползает или падает вниз, подвергаясь разрушению за счет сил трения и удара в слоях измельчающей среды.

Процесс уменьшения размера зерен рудного материала происходит непрерывно при движении его вдоль оси барабана мельницы от загрузки с одного конца до выгрузки с другого через пустотелые цапфы. Удаление продуктов измельчения может осуществляться либо за счет перепада уровней загрузки и выгрузки, либо водным или воздушным потоком или через специальную разгрузочную решетку.

Измельчение производится мокрым способом в водной среде и сухим – в воздушной среде. На золотоизвлекательных фабриках применяется, как правило, мокрое измельчение.

Конструктивно и технологически мельницы различают по форме барабана, виду измельчающих тел и принципу разгрузки образующегося измельченного продукта. Форма барабана обуславливается соотношением D / L (диаметра барабана к его длине).

Стержневые мельницы с центральной разгрузкой МСЦ (рис. 2.13а) используются в первой стадии измельчения руды до крупности 1–5 мм. Длина стальных стержней здесь меньше внутренней длины барабана.

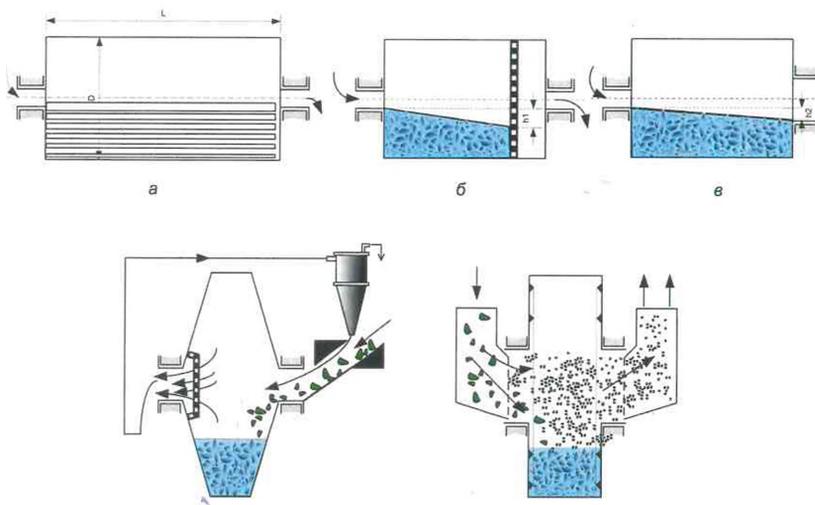


Рис. 2.13. Принципиальные схемы мельниц

Шаровые мельницы с решеткой МШР (рис. 2.13б) применяются в 1-й и 2-й стадиях измельчения и позволяют получить крупность измельченного продукта до 0,071 мм.

Измельченный продукт проходит через отверстия в решетке, поднимается лифтерами до осевой линии барабана и сливается в разгрузочную пустотелую цапфу. Шаровая мельница работает таким образом, что разность уровней пульпы между загрузочным и разгрузочным концами барабана h_1 сохраняется значительной, поэтому скорость движения материала вдоль барабана сравнительно высокая. Это обстоятельство предопределяет получение относительно грубого помола (40–60% класса -0,074 мм).

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ (рис. 2.13в) используются преимущественно во второй и третьей стадиях измельчения для получения продуктов тонкого помола, содержащих до 90% класса -0,074 мм. Здесь разница уровней пульпы h_2 в загрузочном и разгрузочном концах барабана весьма незначительна; материал перемещается вдоль барабана медленно, благодаря чему помол получается более тонкий. Производительность этих мельниц по питанию существенно меньше мельниц МШР с решеткой.

В мельницах мокрого самоизмельчения ММС (рис. 2.13г) измельчающей средой служат куски руды крупностью 200–350 мм. В этих мельницах барабан имеет обратное соотношение, т.е. диаметр больше длины в 2–3 раза, и разрушение руды идет за счет энергии удара крупными кусками руды, которые поднимаются лифтерами на большую высоту, чем в шаровых мельницах.

Мельницы типа «Аэрофол» (рис. 2.13д) используются для сухого самоизмельчения руд с максимальной крупностью кусков до 120 мм. Удаление образующегося продукта осуществляется циркуляцией воздушного потока в системе с пневматическим классификатором.

Вибрационные мельницы применяются в основном в лабораториях и специальных цехах для получения сверхтонких порошков различных материалов. Измельчение происходит вследствие вибрации шаров, помещенных в корпус, установленный на амортизаторах и получающий от вибратора колебания определенной частоты и амплитуды.

Струйные мельницы также нашли ограниченное применение, главным образом при сверхтонком измельчении небольших количеств сырья. Сущность их работы заключается в том, что помол происходит в соударяющихся потоках материала, разогнанного до определенной скорости с помощью пара или газа.

Поскольку в золотодобывающей промышленности применяются, в основном, шаровые мельницы МШР с решеткой и мельницы мокрого самоизмельчения ММС, рассмотрим их устройство, работу и правила технического обслуживания.

2.9. Шаровые мельницы

Эти мельницы получили наибольшее распространение вследствие высокой эффективности, простоты устройства и возможности непрерывной догрузки измельчающих шаров в процессе работы. Мельницы с решеткой благодаря более низкому уровню пульпы имеют производительность на 15–20% больше, чем мельницы с центральной разгрузкой (сливные).

Шаровая мельница с решеткой (рис. 2.14) состоит из цилиндрического барабана 5 с двумя торцевыми крышками 4, имеющими загрузочную 2 и разгрузочную цапфы 6, которые опираются на подшипники скольжения 3. На барабан насажен зубчатый венец 9, посредством которого барабан приводится во вращательное движение от подвальной шестерни.

Для загрузки исходного материала и мелющих тел служит комбинированный питатель 1, состоящий из загрузочного конуса с центральным отверстием и улиткового черпака с козырьком, с помощью которого в мельницу подаются пески спирального

классификатора. В центральное отверстие питателя подается исходная руда или пески гидроциклонов.

Внутренняя поверхность барабана для предотвращения износа футеруется броневыми плитами 11, закрепляемыми специальными болтами. Торцевая крышка барабана с загрузочной стороны и внутренняя поверхность обеих цапф также футеруется профилированными отливками и съемными воронками.

В разгрузочной части барабана изнутри установлена решетка 10. Пространство между ней и торцевой крышкой разделено радиальными перегородками-лифтерами 8 на секторные камеры, сообщающиеся с цапфой 4. При вращении мельницы эти лифтеры поднимают пульпу до уровня осевой линии цапфы, через внутреннюю полость которой она разгружается из мельницы. Таким образом, наличие решетки и секторных камер позволяет осуществить принудительную разгрузку измельченного продукта, а также поддерживать низкий уровень пульпы.

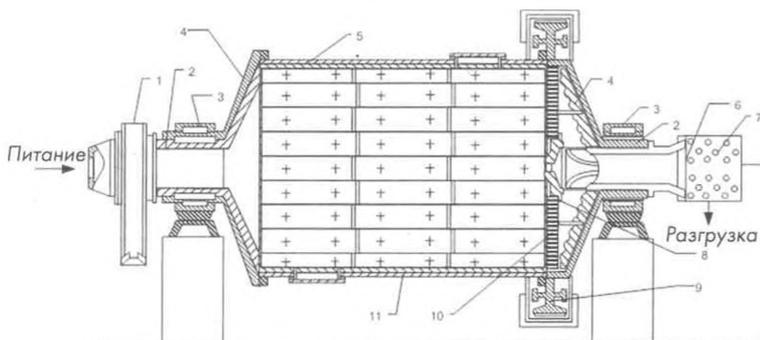


Рис. 2.14. Шаровая мельница с разгрузкой через решетку

На конце разгрузочной цапфы установлена бутара 7 с отверстиями для отделения от пульпы изношенных шаров, которые попадают в разгрузку мельницы.

Опорные устройства барабана мельницы выполняются либо в виде подшипников скольжения 3, расположенных на пустотелых цапфах торцевых крышек, или непосредственно на барабане. Опоры больших мельниц принято выполнять в виде опорных катков, на которые барабан опирается через специальные бандажы, жестко закрепленные на барабане.

Барабан мельницы сваривают из толстой листовой стали, а торцевые крышки отливают из чугуна или стали. Сменные футеровки выполняются из износостойкой марганцовистой стали. Барабан имеет, как правило, два люка для производства осмотра, ремонта и перефутеровки.

Привод мельницы состоит из мощного электродвигателя, редуктора, ведущей шестерни и ведомой шестерни, которая крепится либо на барабане мельницы, либо на пустотелой цапфе. Схема привода может быть различной и располагаться справа или слева барабана в зависимости от проектного положения мельницы. В случае применения синхронных электродвигателей привод шаровой мельницы может быть безредукторным.

Шаровая мельница с центральной разгрузкой не имеет решетки. Разгрузка измельченного продукта осуществляется свободным сливом через пустотелую цапфу, где на внутренней стороне расположена спираль, направление которой способствует возврату в мельницу случайно попавших сюда шаров.

Шаровые мельницы изготавливаются с барабанами разных размеров. В обозначении типоразмера мельницы указывается внутренний диаметр барабана без футеровки и внутренняя длина цилиндрической части в мм или дециметрах. Вну-

тренинный диаметр барабана без футеровки называют номинальным диаметром D_n , а внутренний диаметр барабана в свету, т.е. с учетом толщины футеровки, – рабочим диаметром D . Рабочий объем мельницы вычисляется по номинальному диаметру за вычетом двойной толщины футеровки и по номинальной длине L барабана.

Механизм движения измельчающих тел в шаровых мельницах определяется частотой вращения барабана, величиной загрузки мельницы шарами и характером их взаимодействия с футеровкой барабана.

При небольших оборотах мелющие тела поднимаются в сторону вращения на угол α , равный $0,7-0,86$ рад (рис. 2.15а), после чего скатываются параллельными слоями вниз.

Таблица 2.8

Технические характеристики шаровых мельниц МШР

Параметры	МШР 1500x1600	МШР 2100x2200	МШР 2700x3600	МШР 3600x4000	МШР 4500x6000	МШР 6000x8000
Номинальный диаметр, мм	1500	2100	2700	3600	4500	6000
Рабочий диаметр (в свету), мм	1360	1940	2510	3380	4260	5760
Длина барабана, мм	1600	2200	3600	4000	6000	8000
Толщина футеровки, мм	70	80	95	110	120	120
Рабочий объем барабана, м ³	2,3	6,5	18	36	85	208
Частота вращения барабана, об/мин	30	24,4	21,0	18,1	16,5	13,2
% от критической	82,9	80,3	78,9	78,7	80,4	75,0
Масса шаровой загрузки, т	4,8	13,4	37,0	74,0	177,0	430,0
Масса мельницы (без э/двиг. и шаров)	16,5	40,5	78	160	Н.д.	Н.д.
Электродвигатель: мощность, кВт	55	160	400	1000	2500	Н.д.
частота вращения	970	735	187	167	150	
Габаритные размеры мельницы, мм:						
длина	4900	8100	9700	13800	16 100	Н.д.
ширина	3100	4800	6400	7800	9 100	
высота	2500	3800	5050	5700	6 800	

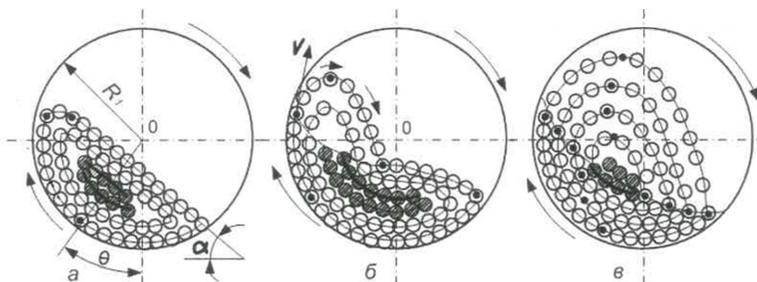


Рис. 2.15. Режимы работы шаровых мельниц

Такой режим движения шаров в мельнице называют **каскадным**: он обуславливает измельчение материала в основном за счет сил раздавливания и истирания. Каскадный режим применяется при работе стержневых мельниц, а также при сухом шаровом и тонком мокром помолах во второй и третьей стадиях измельчения.

Увеличение частоты вращения барабана приводит к отрыву мелющих тел от его стенки в верхней точке и дальнейшему движению вниз по параболическим траекториям (рис. 2.15в). При данном, так называемом **водопадном, режиме** материал измельчается главным образом ударами падающих шаров. Водопадный режим характерен для мельниц первой стадии измельчения и для мельниц мокрого самоизмельчения.

При переходе от каскадного режима к водопадному отмечается смешанный режим, при котором шары движутся с перекачиванием, а другие – свободным полетом (рис. 2.15б). Такой режим работы мельницы с шарами называют **каскадно-водопадным**.

При всех режимах работы мельницы в центральной части ее шаровой загрузки наблюдается «мертвая» зона, где шары незначительно перекачиваются (на рис. 2.15 мертвая зона заштрихована). В этой зоне измельчение идет в основном за счет сил трения между материалом и шарами.

При дальнейшем увеличении частоты вращения барабана возникает значительная центробежная сила инерции, равная силе тяжести шаров, поднятых по круговой траектории в верхнюю точку барабана. Это приводит к тому, что шары, не отрываясь, продолжают движение по круговой траектории, т.е. они вращаются со скоростью барабана. Такая скорость вращения называется **критической**. Ее величина зависит от диаметра барабана и подсчитывается по формуле:

$$N_{кр} = 42,3/\sqrt{D},$$

где D – внутренний диаметр барабана в свету, м.

На практике фактическая скорость вращения барабана составляет 75–86% от критической, причем чем больше диаметр барабана, тем с меньшим процентом от критической скорости должен вращаться барабан мельницы.

2.10. Мельницы мокрого самоизмельчения

Процесс измельчения материала в результате взаимных ударов кусков и частиц, их деформация и разрушение с образованием новой поверхности называют **самоизмельчением**. Этот процесс получил распространение с 50-х годов прошлого столетия. Его появление было обусловлено тем, чтобы найти способ снизить затраты и эксплуатационные расходы на дорогостоящие измельчительные тела. В мельницах самоизмельчения крупные куски руды являются измельчающими телами для более мелких кусков, которые, разрушаясь, постепенно превращаются в готовый продукт.

Мельницы самоизмельчения позволяют исключить операции среднего и мелкого дробления руды, необходимые для измельчения в шаровых мельницах, и тем самым снизить капитальные затраты на строительство дробильных цехов.

Характерной конструктивной особенностью таких мельниц является увеличенное соотношение диаметра к длине. Для мельниц самоизмельчения отношение $D : L = 2-3$.

Практика эксплуатации мельниц самоизмельчения показала, что их успешное применение во многом зависит от физико-механических свойств измельчаемого материала. Так, самоизмельчение неэффективно для неоднородных осадочных пород и мягких руд, а также для руд, склонных к образованию кусков так называемой «критической» крупности – слишком прочных, чтобы измельчиться, и слишком мелких, чтобы измельчать.

В связи с этим во многих случаях отошли от «чистого» самоизмельчения и в мельницы стали добавлять шары размером 100–125 мм в количестве 6–15% от рабочего объема мельницы. Процесс измельчения с добавкой шаров в такие мельницы получил название **полусамоизмельчения**. Но и в этом случае процесс полусамоизмельчения совмещает среднее и мелкое дробление и первую стадию обычного измельчения.

Мельница самоизмельчения (**рис. 2.16**) состоит из барабана 1, опирающегося загрузочной и разгрузочной цапфами 2 и 3 на подшипники 4 и 5. Внутренняя поверхность барабана футеруется броневыми плитами, закрепленными лифтерами и болтами. Лифтеры выполняют функцию транспортирования кусков руды в верхнюю точку барабана с целью увеличения силы удара при падении кусков руды.

Исходное сырье в мельницу поступает через приемную воронку 16 в загрузочную цапфу 2 и с помощью спиральных лопастей 2, смонтированных внутри цапфы, попадает внутрь барабана.

Приемная воронка выполнена в виде бункера на передвижной платформе 17, с помощью которой она вдвигается в полую цапфу.

На разгрузочной стороне барабана вдоль всего периметра установлена разгрузочная решетка 7 со щелями размером 20 мм, через которые измельченная руда в виде пульпы поступает в межрешеточное пространство, откуда элеваторными пульпоподъемниками 8 сливается в полую разгрузочную цапфу. В этой цапфе также имеются спиральные лопасти, с помощью которых пульпа транспортируется в бутару 11, где происходит первичная классификация пульпы. Бутара представляет собой барабанный грохот, смонтированный в разгрузочную цапфу мельницы. Надрешетный продукт бутары (рудная галля) возвращается в мельницу специальным трубным устройством.

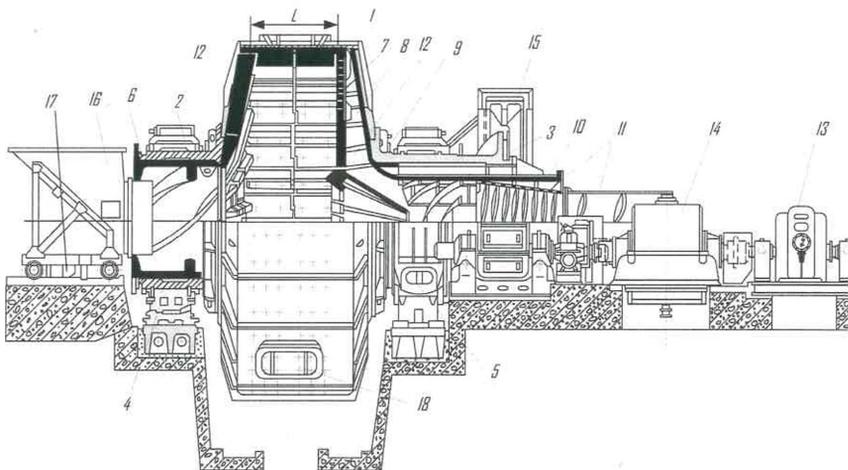


Рис. 2.16. Мельница самоизмельчения MMC-70x23

Барабан мельницы вращается от привода, состоящего из венцовой шестерни 15, установленной на разгрузочной цапфе, приводимой в движение малой шестерней от электродвигателя 13 через редуктор 14. Под барабаном устанавливаются гидродомкраты для подъема его во время ремонта мельницы.

Для ремонта мельницы, производства работ по замене футеровки предусмотрен вспомогательный привод, который вращает барабан мельницы с малой скоростью.

Самоизмельчение нельзя рассматривать как процесс, призванный заменить обычное измельчение. В настоящее время наметились две тенденции: самоизмельчение и полусамоизмельчение с додроблением гали и последующим измельчением шарами. Рассмотрение этих направлений выявляет их достоинства и недостатки.

Схема самоизмельчения осложняется избыточной циркулирующей нагрузкой, состоящей из кусков критической крупности 20–50 мм и неиспользуемой гали, которую направляют для додробления в дробилку КМД. Такая схема, включающая первичное самоизмельчение, додробление и вторичное измельчение в рудногалечных или шаровых мельницах, получила распространение за рубежом, особенно в США и Канаде.

В России в настоящее время почти все мельницы самоизмельчения переведены на полусамоизмельчение с добавлением до 10–12% рабочего объема стальных шаров. В этом случае полусамоизмельчение выполняет роль первой стадии, а во второй стадии используются обычные шаровые мельницы. При переходе на режим полусамоизмельчения производится реконструкция мельниц ММС, которая включает замену электропривода на более мощный и установку футеровки с профилем, соответствующим шаровому помолу.

Таблица 2.9

Техническая характеристика мельниц самоизмельчения

Параметры	ММС 2100×500	ММС 5000×1800	ММС 7000×2300	ММС 9000×3500	ММС 10000×5000
Внутренний диаметр барабана, мм	2100	5000	7000	9000	10 000
Длина барабана, мм	500	1800	2300	3500	5000
Рабочий объем, м ³	1,4	30	75	195	380
Частота вращения барабана, об/мин	18–28	13,5–18,4	13	11,5	10,2
Электродвигатель: – мощность, кВт – частота вращения	40 600	620 175	1600 150	4000 100	2x4000 100
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	300	350	400	600	750 ^з
Масса мельницы (без электрооборудования), т	18,7	167,5	382,5	785	1600

2.11. Эксплуатация мельниц

Производительная работа измельчительного оборудования достигается в результате правильной технической эксплуатации машин и механизмов и соблюдения технологического режима измельчения.

Высокопроизводительная работа мельниц возможна только при правильной подаче питания и систематической загрузке мелющими телами – шары, стержни, рудная галля

определенной крупности. Поступление руды в мельницу должно быть равномерным, т.е. руда подается в мельницу строго равномерными дозами в единицу времени в соответствии с заданной часовой производительностью по исходной руде. Запрещается загружать мельницу рудой более чем на 50% ее объема. Допустимые пределы загрузки мельниц 39–55%. Суммарная загрузка шаровых мельниц шарами и рудой не должна превышать 50% ее рабочего объема. Следует помнить, что шаровая загрузка мельниц ММС, работающих в режиме полусамозмельчения, не должна превышать установленной максимальной величины, в противном случае возможна перегрузка электродвигателя привода мельницы и, как следствие, выход его из строя.

Для выполнения износа догружать шары в шаровые мельницы необходимо каждую смену или сутки в количестве, соответственно установившемуся расходу шаров для данной мельницы. Запрещается длительная свыше 15 мин работа шаровой мельницы без рудной загрузки. Степень загрузки шаровой мельницы рудой контролируют по шуму работающей мельницы и по пескам классификатора. Нормально загруженная рудой мельница издает при работе глухой шум, соударения шаров не слышны. Если в мельнице мало руды и рудного материала, мельница издает при работе сильный металлический гул. При работе мельницы с перегрузкой в ее сливе появляется множество необработанных кусков руды, а крупность песков классификатора резко возрастает.

Машинист мельниц должен знать технологические характеристики исходной руды, следить за их изменениями и своевременно регулировать водный режим измельчения и классификации.

Запрещается пуск мельниц без предварительного включения централизованных систем жидкой и густой смазки. При работе машинист мельниц обязан следить за состоянием привода и в случае выявления недопустимой вибрации, посторонних звуков и других ненормальностей в работе немедленно останавливать мельницу. Шум, создаваемый открытой зубчатой передачей, должен быть ровным, без периодического усиления или ослабления. Смазка вал-шестерни и венцовой шестерни должна покрывать зубья по всей ширине зуба.

Попадание пульпы на открытую зубчатую передачу должно быть исключено, т.к. пульпа вытесняет смазку, что обуславливает быстрый износ шестерен. При обнаружении попадания пульпы на венцовую шестерню пульпы мельницу нужно остановить и ликвидировать причину попадания пульпы на шестерню. При этом необходимо очистить шестерни от пульпы и остатков смазки и нанести свежий слой смазки и только после этого запустить мельницу в работу. Запрещается эксплуатировать мельницу при сильной вибрации вал-шестерни.

Каждую смену проверяется состояние крепежных болтов мельницы, т.к. при ударных и динамических нагрузках и сотрясениях их затяжка быстро ослабевает. Для предотвращения протечек пульпы болты туго затягивают гайками с уплотняющими прокладками. При появлении течи из-под футеровочных болтов мельница должна быть остановлена.

Не допускается нагрев коренных (цапфенных) подшипников мельницы до 80 град, т.к. при этой температуре баббит, служащий подшипником скольжения, неизбежно схватывается с металлом цапфы. Мельница должна автоматически отключаться при нагреве подшипников до 60 град.

2.12. Схемы и режимы мокрого измельчения

Измельчение руд, как правило, производится в две или три стадии в непрерывном режиме с использованием классифицирующих аппаратов. Это связано с тем, что при измельчении необходимо достигать высокую степень сокращения материала

($i = 200-400$), которую невозможно достигнуть в непрерывном режиме работы в одну стадию. Поэтому в большинстве случаев схемы измельчения включают классификацию разгрузки мельницы, при которой выделяется готовый измельченный продукт, а недоизмельченная часть материала либо возвращается в эту же мельницу на доизмельчение, либо поступает во вторую стадию измельчения.

Измельчение руд может производиться в открытых, замкнутых или полузамкнутых циклах при одно-, двух- и трехстадиальных схемах процесса (рис. 2.17 а, б, в, г, д, е).

В открытом цикле материал подвергается одноразовому измельчению и по выходе из мельницы может направляться на обогащение или во вторую стадию измельчения (рис. 2.17 а). В открытом цикле обычно измельчают мягкие руды или руды с невысокой степенью сокращения материала. Схемы измельчения на рисунках 2.17 а, б, в относятся к одностадиальным.

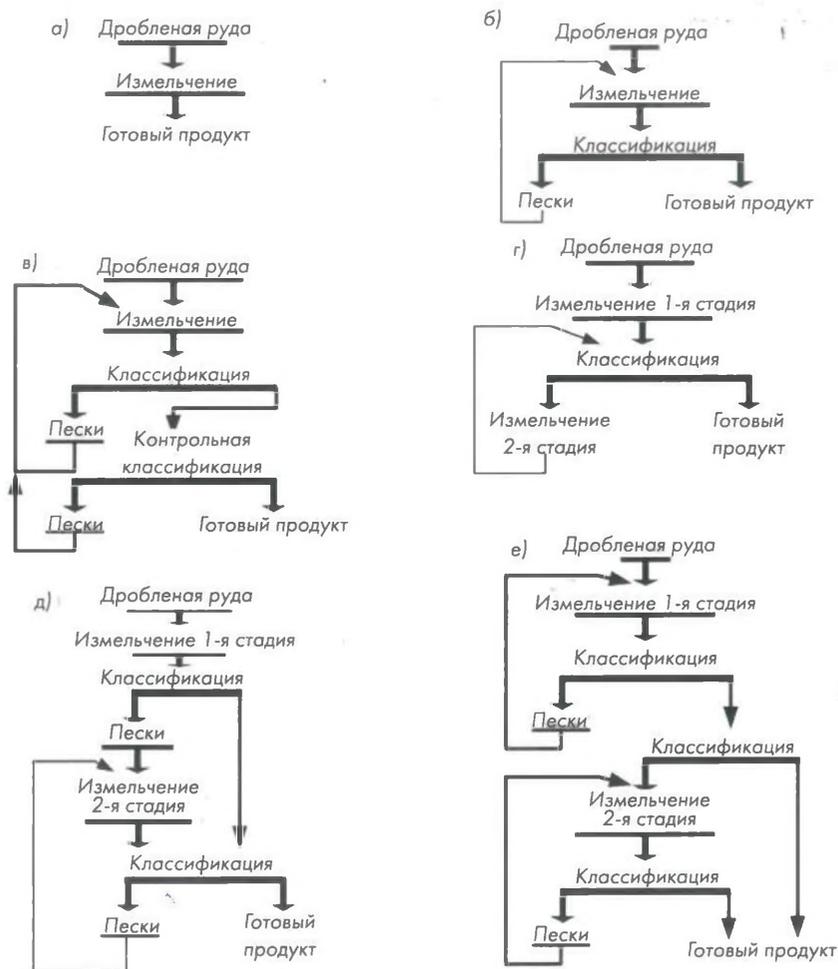


Рис. 2.17. Различные схемы измельчения руды

Одностадийные схемы с раздельной операцией основной и контрольной классификации применяются при измельчении мелкой дробленой руды крупностью не более 5 мм, содержащей более 15–20% готового продукта. Обычно эти схемы применимы для небольших фабрик со средним и мелким дроблением руд малой и средней прочности.

При замкнутых или полужамкнутых циклах (рис. 2.17 б, в) измельченный продукт полностью или частично поступает в спиральный классификатор или гидроциклон, который делит его на слив и пески. Пески возвращаются в мельницу на доизмельчение. В этих схемах измельчение и классификация пульпы осуществляются в 2 стадии. Двухстадийные схемы измельчения применяются для получения готового продукта с содержанием класса -0,074 мм свыше 70%. При этом зачастую на сливе мельницы первой стадии измельчения проводится межстадийное обогащение – гравитационное или флотационное. На золото-извлекательных фабриках наиболее часто применяются двухстадийные схемы измельчения с двумя замкнутыми циклами (рис. 2.17 е).

Количество стадий измельчения и операций классификации пульпы зависит от прочности руд и вмещающих пород, необходимой тонины помола и т.д. Для каждой конкретной руды на основе исследований и полупромышленных испытаний разрабатывается индивидуальная схема измельчения, состоящая из набора стадий измельчения и операций классификации пульпы.

При установившемся режиме работы количество оборотных песков, называемых **циркулирующей нагрузкой**, стабилизируется. Технологическое назначение циркулирующей нагрузки заключается в увеличении скорости прохождения материала через мельницу, что способствует повышению эффективности помола и уменьшению переизмельчения материала. В конечном итоге это вызывает рост производительности узла измельчения по готовому классу крупности. Оптимальное значение циркулирующей нагрузки определяется практикой работы, но оно обычно находится в пределах 200–400%. Циркулирующая нагрузка C определяется по формуле:

$$C = 100 \cdot S/Q,$$

где S – масса оборотных песков;

Q – масса исходного питания мельницы, равная массе готового по крупности продукта.

Циркулирующую нагрузку можно определить другим способом – по данным опробования питания и продуктов классификации по готовому классу. В этом случае C определяется по формуле:

$$C = 100 (b_c - \dot{\alpha}) / (\dot{\alpha} - b_n),$$

где $\dot{\alpha}$, b_c , b_n – содержание готового класса крупности (обычно -0,074 мм) в сливах классификатора, мельницы и в оборотных песках в %.

Важным параметром измельчения руды в мельницах является соотношение **руда : вода** или плотность пульпы в мельнице и на ее разгрузке. Это соотношение для различных руд и типа мельницы может составлять от 1:1 до 1:0,7 (или по плотности пульпы на выходе мельницы от 50 до 70%). Как правило, этот параметр стараются поддерживать в автоматическом режиме. Схема потоков руды, воды и пульпы в измельчительном агрегате с автоматическим регулированием представлена на **рисунке 2.18**.

Исходная руда из бункера 1 питателем 2 подается на ленточный конвейер 3, оборудованный конвейерными весами 4. Заданный поток руды 5 направляется в приемное отверстие 6 комбинированного питателя мельницы 7. Сюда же поступает циркулирующая нагрузка 16 – пески классификатора и добавляется техническая вода 18 и 19 из системы водоснабжения 17.

Поток пульпы 8 с оптимальным соотношением твердого к жидкому (Т:Ж) поступает в барабан мельницы и после измельчения удаляется через разгрузочную воронку 10. На выходе к продукту 11 добавляется техническая вода 13. Разбавленная пульпа поступает в классификатор 15, пески которого направляются в циркуляцию, а слив 20 поступает в следующую стадию измельчения или на обогащение.

Для контроля и автоматизации работы замкнутого цикла служат конвейерные весы 4, расходомер и автоматический регулирующий клапан на технической воде 16 и 19, на сливе классификатора плотномер 25.

Задача автоматического регулирования процесса измельчения сводится к поддержанию максимальной производительности измельчительной установки по исходной руде в точном соответствии с заданной плотностью пульпы в мельнице, что, в конечном счете, позволяет получить необходимую крупность помола руды. Эта система автоматического контроля и регулирования соотношения вода : руда входит в качестве подсистемы в АСУ ТП фабрики.

Показатели измельчения во многом зависят от характера и величины шаровой загрузки мельницы, профиля футеровочных плит и других факторов. Шаровая загрузка мельницы – это масса шаров, занимающая определенный процент рабочего объема барабана. Для шаровых мельниц с решеткой шаровая загрузка поддерживается в пределах 35–42% рабочего объема барабана.

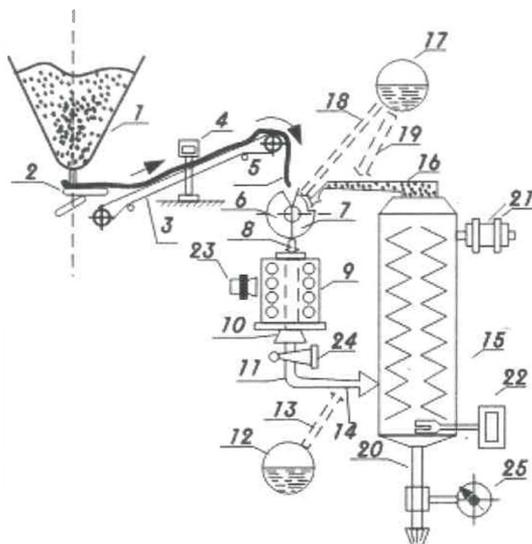


Рис. 2.18. Схема потоков в измельчительном агрегате с замкнутым циклом

Поскольку при работе мельницы идет постоянный износ шаров, важно для данного вида руды определить расход шаров и непрерывно его восполнять, подгружая шары в мельницу. Удельный расход шаров на 1 т исходной руды колеблется в широких пределах в зависимости от физико-механических свойств руды и стадий измельчения. Для золотосодержащих малосульфидных руд удельный расход шаров составляет: для 1-й стадии – 0,5–1,5 и 1,0–1,5 кг/т во второй стадии измельчения.

Конкретно для каждой руды удельный расход шаров устанавливается при полузаводских испытаниях руды и на практике в первый год работы новой фабрики.

Эксплуатация бесшаровых мельниц ММС имеет некоторые свои особенности. Мокрое самоизмельчение производится при загрузке в агрегат неклассифицированной руды с максимальной крупностью кусков от 300 до 500 мм. Готовый продукт должен содержать материал размером 0,05 мм. Но оптимальные технологические показатели измельчения могут быть достигнуты при определенном гранулометрическом составе исходной руды. Однако регулирование грансостава исходной руды путем предварительного грохочения связано с большими трудностями и практически не применяется. И это обстоятельство является одной из причин, по которой мельницы самоизмельчения переводятся в режим полусамоизмельчения с добавлением в мельницу шаров.

2.13. Машины и аппараты для гидравлической классификации

Цель гидравлической классификации – получение продуктов разделения, отличающихся крупностью зерен. Процесс гидравлической классификации происходит в водной среде вследствие различий в скоростях перемещения отдельных зерен под действием сил тяжести или центробежных сил. Направление движения потоков воды может быть горизонтальным, вертикальным или криволинейным.

Гидравлическая классификация может быть самостоятельной или вспомогательной операцией. В первом случае она применяется для отделения крупнозернистого полезного компонента от илистой (шламовой) части, во втором – для получения обесшламленного либо узкоклассифицированного материала перед процессами обогащения, а также в замкнутых и открытых циклах измельчения руд с целью выделения песков для возврата на повторное измельчение.

Известно, что замкнутый цикл измельчения представляет собой единую систему, в которой контролируется крупность продукта измельчения. В качестве классифицирующих аппаратов, разделяющих продукт измельчения на готовый (слив) и возвратный (пески), наиболее широко применяются механические – **спиральные классификаторы** и центробежные – **гидроциклоны**.

Спиральный классификатор работает по принципу разделения питания в горизонтальном потоке жидкости на крупную фракцию (пески) и на мелкую (слив). Разделение происходит по разнице в скорости подания частиц.

Спиральный классификатор (**рис. 2.19**) представляет собой наклонное сварное корыто 5, в котором вращается спираль 5, приводимая в движение приводным механизмом вращения 1-2-3. Классификатор снабжен механизмом подъема спирали 6-7, с помощью которого осуществляется подъем спирали при ее остановке и опускание в корыто при пуске. В корыто через специальное окно в боковой стенке непрерывно подается пульпа, подлежащая классификации. При этом относительно крупный материал осаждается на днище корыта и транспортируется вращающейся спиралью к верхнему концу корыта, где через песковый желоб разгружается обычно в течку мельницы. Тонкий материал, увлекаемый потоком, удаляется через сливной порог в виде слива.

Заданная крупность слива регулируется степенью разжижения пульпы путем подачи технической воды в корыто классификатора. В жидкой пульпе увеличивается скорость осаждения крупных частиц, поэтому в слив уходят частицы с меньшей крупностью. В плотной пульпе осаждение частиц сильно замедляется, и в слив уходят более крупные частицы материала. При равномерном по величине питании подача воды в классификатор должна быть постоянной.

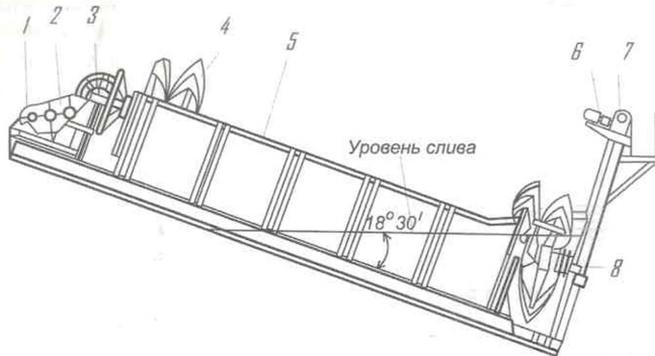


Рис. 2.19. Односпиральный классификатор КСН-30

Спиральные классификаторы устанавливаются в большинстве случаев в сопряжении с мельницами в первой и второй стадий измельчения. Как отдельные аппараты для самостоятельных операций классификации они почти не используются. Конструктивно классификаторы изготавливаются в двух исполнениях – **односпиральные** и **двухспиральные**.

Различают 2 технологических типа классификаторов: с **непогруженными** и с **погруженными спиралями**. В первом случае верхняя половина витка спирали выступает над зеркалом пульпы, во втором – участок спирали, находящийся вблизи сливного порога, целиком погружен в пульпу.

Для работы в сопряжении с мельницами при крупности разделения 0,2 мм и выше применяют классификаторы с непогруженной спиралью, а для получения более тонкого слива (более 65% класса – 0,071 мм) применяются классификаторы с погруженной спиралью. Основные параметры классификаторов приведены в таблице 2.10.

Таблица 2.10

Технические характеристики спиральных классификаторов

Параметры	С непогруженной спиралью				С погруженной спиралью			
	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	2КСН-24	1КСП-12	1КСП-15	2КСП-20	1КСП-24
Диаметр спирали, мм	1200	1500	2000	2400	1200	1500	2000	2400
Длина спирали, мм	6500	8200	8400	9200				
Кол-во спиралей, шт	1	1	1	1	2	2	2	1
Частота вращения вала спирали, об/мин	4,1 8,3	3,4 6,8	2,0 4,0	3,5	4,1	3,4	5,0	2,0
Ширина корыта, мм					8400	10100	13000	14000
Мощность э/двигателя вращения спирали, квт	5,5	7,5	13,0	22,0	5,5	7,5	22,0	13,0
Масса, т	7,0	13,0	19,0	37,0	10,5	19,0	56,0	35,0

Основными факторами, влияющими на эффективность классификации, являются ширина корыта, высота сливного порога, угол наклона корыта, частота вращения спирали. Высота сливного порога и угол наклона корыта определяют площадь зеркала пульпы, оказывающую влияние на эффективность разделения частиц. Но угол наклона корыта обычно остается неизменным, т.к. классификатор сопрягается с мельницей и не может быть изменен. Поэтому регулирующим фактором остается высота сливного порога, которая изменяется набором пластин порога. Однако следует помнить: увеличивая высоту порога, увеличивается содержание тонких частиц в сливе, но вместе с этим растет количество песков и, соответственно, циркуляционная нагрузка.

Увеличение скорости вращения спиралей приводит к увеличению крупности слива и повышению влажности песков.

Эффективность классификации E (%) по расчетному классу крупности определяют по формуле:

$$E = 100 \cdot \gamma (\beta - \alpha) / \alpha (100 - \alpha),$$

где γ – выход слива;

α, β, γ – содержание расчетного класса крупности соответственно в питании, сливе и песках классификатора (в %).

Выход слива находят по формуле: $\gamma = 100 (\alpha - \beta) / (\beta - \beta)$.

В среднем эффективность классификации в спиральных классификаторах находится в пределах 35–65%.

Спиральные классификаторы в основном применяются в циклах измельчения и, как правило, в первой стадии измельчения в сопряжении с мельницами. Достоинством спиральных классификаторов является простота работы, удобство обслуживания, надежность в работе и отсутствие насосов для перекачки пульпы. К недостаткам спиральных классификаторов относится большая металлоемкость агрегата и относительно большая производственная площадь, которая требуется для их установки.

2.14. Гидроциклоны

Гидроциклоны широко применяются для операций классификации по крупности и обесшламливания продуктов измельчения. Простота конструкции гидроциклонов, малые габариты и металлоемкость, более высокая удельная производительность и эффективность разделения позволяют использовать их вместо спиральных классификаторов. В случае применения гидроциклонов появляется возможность автоматического регулирования процесса классификации, что очень важно для повышения эффективности работы всего узла измельчения в целом.

Гидроциклон представляет собой простое устройство – резервуар конической формы с расположенным по касательной входным патрубком и двумя выпускными отверстиями, расположенными по концам его оси.

В отличие от сита, которое устанавливает определенный размер проходящих через него частиц, гидроциклон разделяет частицы твердого по их относительной скорости оседания. Однако, в отличие от гравитации, используемой как сила ускорения или оседания, в отсадочных машинах, сепарация в гидроциклоне происходит за счет центробежной силы, создаваемой в корпусе циклона.

Принцип работы гидроциклона (рис. 2.20) заключается в следующем. Исходная пульпа подается в аппарат под определенным давлением по патрубку 1 и вводится в его цилиндрическую часть 3 тангенциально по касательной к внутренней окружности. Такой ввод пульпы обуславливает наличие внутри цилиндрической и конической частей вра-

щающегося потока. Большая часть входящей жидкости движется во внешнем спиральном потоке к внешней части конуса. Некоторая часть из направленного вниз потока уходит через песковую насадку 5, в то время как его большая часть изменяет направление движения на обратное, поднимаясь по внутреннему спиральному потоку и сбрасывается через сливную насадку 4.

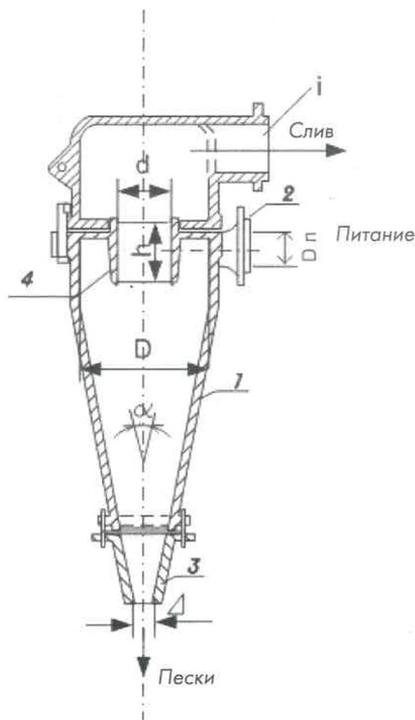


Рис. 2.20. Принципиальная схема работы гидроциклона

На частицу твердого материала, находящегося в пульпе, действуют силы тяжести, сопротивления среды, трения, архимедова сила и, главное, возникающая при вращении потока центробежная сила инерции. В результате под действием центробежной силы крупные тяжелые зерна передвигаются вдоль внутренней стенки циклона и выходят из него с некоторым количеством жидкости как **нижний продукт (пески)**. Более мелкие легкие частицы в основном захватываются влекущей силой потока и выходят из циклона с большей частью через слив как **верхний продукт (слив)**.

Вихревое движение конического столба жидкости в аппарате вызывает понижение давления вдоль радиусов по направлению к оси вращения так, что в центре его происходит разрыв сплошности водной среды, и вокруг условной оси гидроциклона образуется воздушный столб, диаметр которого может составлять 0,6–0,7 диаметра сливного патрубка.

Вращение жидкости в аппарате характеризуется осевой и тангенциальной скоростями – соответственно вдоль и перпендикулярно к его оси. Первая из них наибольшее значение имеет вблизи сливного патрубка. В направлении к песковому отверстию она

уменьшается. Тангенциальная скорость возрастает по направлению к оси вращения потока, благодаря чему давление здесь уменьшается.

Попадшие с пульпой внутрь гидроциклона твердые частицы вовлекаются во вращательное движение и перемещаются относительно потока в радиальном и осевом направлениях согласно действующим на них силам по сложным траекториям, в конечном итоге распределяясь по размерам и плотности. При этом сохраняется следующая закономерность: крупность и плотность частиц увеличивается от оси аппарата к его стенкам и от сливного патрубка к песковой насадке, а содержание твердого в пульпе уменьшается в обратных направлениях.

Давление исходного питания на входе в гидроциклон должно поддерживаться постоянным и должно составлять не менее 0,11 МПа (или 1,1 атм.). Содержание твердого в питании гидроциклонов должно быть в пределах 30–60%. Основным фактором регулирования работы гидроциклонов является размер диаметра песковой насадки. Отношение песковой насадки к диаметру сливного патрубка составляет 0,3–0,7. При слишком крупном сливе и плотных песках диаметр песковой насадки следует увеличивать и, наоборот, уменьшать при жидких песках. Крупность слива регулируется изменением содержания твердого в питании. Более тонкий слив получается при разжиженном питании.

Конструкции промышленных гидроциклонов отличаются соотношением геометрических размеров и углом конусности α (рис. 2.21), формой питающей насадки, способами подвода питания, удаления слива, регулирования величины отверстия, крепления песковых насадок и др.

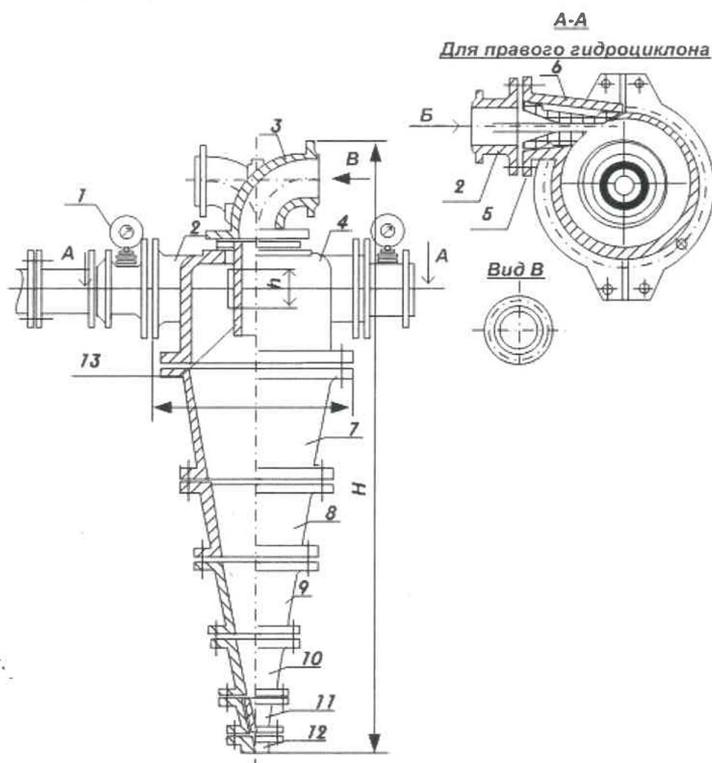


Рис. 2.21. Устройство промышленного гидроциклона

Промышленные гидроциклоны изготавливаются литыми или сварными с футеровкой внутренней поверхности износостойкими материалами: каменным литьем, резиной, полиуретаном и пр. При малом диаметре гидроциклонов и большом их количестве они объединяются посредством распределительного устройства в батареи.

Гидроциклон литой конструкции состоит из цилиндрического корпуса 4, имеющего подводящий патрубок 2, по которому исходная пульпа подается в циклон, обычно песковым насосом. Внутри этого патрубка имеются сменные вкладыши 5 и 6, формирующие поток пульпы на входе. На корпус 4, содержащий в себе сливную насадку 13, сверху устанавливается патрубок 3, который может быть повернут вокруг своей оси на 90° для присоединения к сливному трубопроводу.

Коническая часть гидроциклона включает разъемные литые конусы 7–11, количество которых зависит от типоразмера аппарата. В вершине конической части крепится сменная насадка 12 для выпуска песков. На входном патрубке расположен манометр 1 для измерения давления поступающей пульпы.

Корпус 4, конусы 7–10 и сливная насадка 5 изготавливаются из износостойкого отбеленного чугуна, конус 11 и сменная песковая насадка 12 – из сверхтвердых минералокерамических колец, помещенных в металлические корпуса. Вкладыши 5 и 6 изготавливаются из специальной износостойкой резины. Цилиндрический корпус и конусы соединяются болтами, зазоры между отдельными деталями уплотняются с помощью резиновых прокладок.

Гидроциклоны малых размеров диаметром 25–75 мм изготавливают цельными из пластмасс со сменными песковыми насадками. Стальные гидроциклоны со сменной футеровкой из износостойкой резины диаметром от 150 до 500 мм изготавливаются на Усольском заводе «Усольмаш», гидроциклоны больших размеров $D > 500$ мм изготавливает Днепропетровский завод ГШО. Гидроциклоны диаметром 750 мм и выше футеруются плитками из каменного литья.

Стандартные гидроциклоны, применяемые на отечественных предприятиях для классификации по крупности, имеют угол конусности 20°, малые гидроциклоны диаметром меньше 150 мм выпускаются с углом конусности 10°.

За рубежом корпуса гидроциклонов изготавливаются из полиуретана и других износостойких пластмасс. Такие гидроциклоны гораздо легче стальных, они легко монтируются и заменяются, срок службы их значительно больше. Наиболее известны зарубежные гидроциклоны «Кребс» и «Кавекс».

Основные факторы, влияющие на эксплуатацию гидроциклонов, связаны с их конструктивными параметрами, режимом работы и свойствами пульпы. Главнейшим среди названных параметров является **разгрузочное отношение** Δ / d_c (диаметры отверстий песковой насадки и сливного патрубка). С увеличением данного соотношения понижаются крупность слива и содержание в нем твердого: соответственно возрастает выход песков и уменьшаются размеры их зерен, а также объемная концентрация. При прочих равных условиях эффективность классификации достигает максимума при оптимальном разгрузочном соотношении.

Размер отверстия питающей насадки определяет производительность гидроциклона по пульпе. Входной патрубок имеет питающую насадку прямоугольной формы. Площадь прямоугольной насадки эквивалентна площади круга, диаметр которого обозначается как «эквивалентный диаметр» и означает размер входного отверстия. Увеличение эквивалентного диаметра этой насадки приводит к росту производительности.

Диаметр сливной насадки сильно влияет на работу циклона любого размера, а именно: чем меньше сливная насадка, тем тоньше классификация и меньше производительность циклона. Для каждого типоразмера гидроциклона подбирается оптимальный размер сливной насадки.

Таблица 2.11

Техническая характеристика гидроциклонов

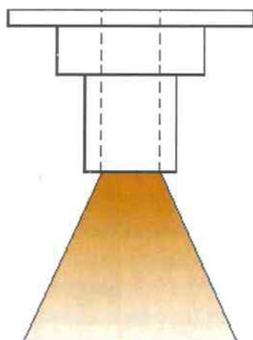
Параметры	ГЦ-50	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000
Диаметр D, мм	50	75	150	250	360	500	710	1000
Угол конуса α , град	10	10	10	20	20	20	20	20
Эквивалентный диаметр питающей насадки, d_3 , мм	12	17	32	65	90	130	150	210
Диаметр сливного отверстия d_5 , мм	13	22	40	80	115	160	200	250
Диаметр пескового отверстия Δ , мм	6,8, 12	8,12, 17	12,17, 24,34	24,34, 48,75	35,48, 75,96	48,75, 96,100	100,75, 150,200	100,150 200,250
Давление на входе МПа (кг/см ₂)	0,01–0,2 (0,1–2,0) 0,03–0,25 (0,3–2,5) 0,06–0,45 (0,6–4,5)							
Производительность по питанию с содержанием твердого 40% при давлении 0,1 МПа, м ³ /час	2,5	5,0	15–20	50	95	180	280	500
Крупность слива, мкм	10	10–60	28–95	37–135	44–180	52–240	60–260	70–280
Габаритные размеры, мм:								
– длина D	230	300	500	600	700	900	1200	1500
– ширина B	100	350	450	650	750	1000	1400	1600
– высота H	400	600	1100	1400	1900	2500	3500	4500
Масса, кг	5	20	100	220	400	600	1450	2400

Примечание: эквивалентный диаметр питающей насадки рассчитывается по формуле: $d_3 = \sqrt{4/\pi \cdot bh}$, где b и h – размеры питающего отверстия в мм.

Для регулирования и изменения работы циклона обычно наиболее удобно изменять **диаметр песковой насадки**, поэтому его можно считать «настраивающей» переменной. Уменьшение диаметра песковой насадки приводит к увеличению плотности пескового потока и улучшает качество классификации. С другой стороны, необходимо следить за тем, чтобы диаметр песковой насадки не уменьшался до такой степени, когда преобладают условия, при которых песковый поток «закручивается в жгут» (рис. 2.22). Закручивание в жгут означает, что песковая насадка перегружена и что объем твердых частиц, попадающих в песковый поток, слишком велик и нужна насадка большего размера.

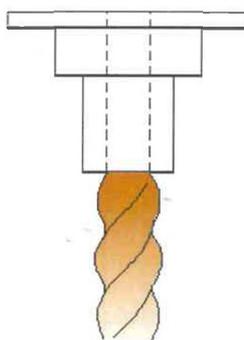
Давление на входе при заданной объемной производительности определяет скорость ввода потока пульпы внутрь аппарата, величину центробежных сил и эффективность классификации. Увеличение давления приводит к квадратичному повышению указанной скорости и, следовательно, к такому же возрастанию производительности гидроциклона. Изменение давления питания на входе в гидроциклон влияет на классификационные характеристики и разделение потока пульпы в циклоне. Справедливо утверждение: чем выше давление питания, тем тоньше сепарация и ниже разделение потока. Если исходная пульпа подается в гидроциклон из напорной емкости, то в этом случае говорят, что он работает под статическим напором, если насосом – то циклон работает при динамическом напоре.

Содержание твердого в пульпе питания может изменяться в широких пределах – от 30 до 60% (по весу). Более высокие качественные показатели разделения получают, классифицируя пульпу наиболее жидкую и разбавленную, с низким содержанием твердого. Но при этом уменьшается производительность гидроциклона по твердому, что не всегда оправдано экономически. В общем случае справедлива закономерность: чем более тонкий материал подвергается классификации, тем меньше содержание твердого должно быть в подаваемой пульпе.



Распыление пескового потока
(идеальный вариант)

а) Правильно подобранная
плотность питания
идеальный диаметр



Песковой поток, закрученный в жгут
(неидеальный вариант)

б) Слишком высокая
плотность питания
слишком маленький диаметр

Рис. 2.22. Схема разгрузки песков из гидроциклона

Гранулометрический состав твердой фазы влияет на точность разделения в аппарате. При увеличении содержания в исходном продукте зерен, близких к значению граничного размера, взаимное засорение песков и слива смежными классами крупности повышается.

Эксплуатация простых по конструкции гидроциклонов не вызывает затруднений, если в системе питания поддерживается постоянное давление. Как правило, гидроциклоны действуют в одной напорной линии с центробежным насосом, и их гидравлический режим тесно связан с режимом работы насоса.

В технологических процессах подготовки руды к обогащению гидроциклоны работают по самым разнообразным схемам. Наиболее типичная схема работы гидроциклона в цикле измельчения показана на **рисунке 2.23**.

2.15. Требования к работе гидроциклонной установки

Исходная пульпа, представляющая собой разгрузку мельницы, из зумпфа 3 насосом 5 подается в гидроциклон 1, пески которого направляются в качестве циркулирующей нагрузки в мельницу, а слив – на последующую стадию обогащения или на классификацию.

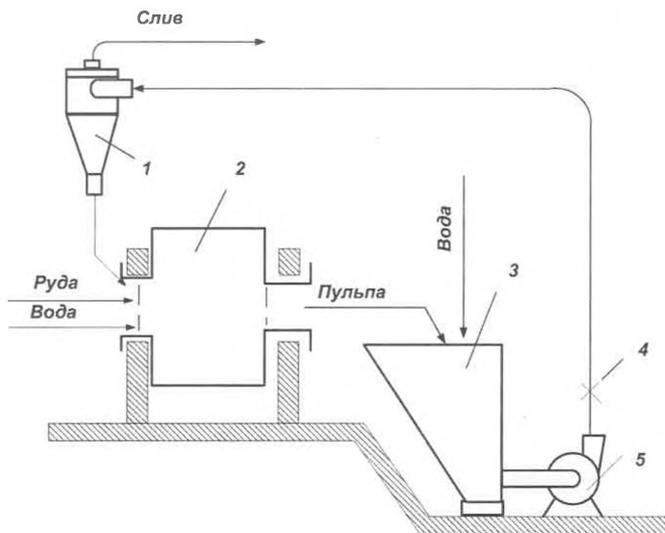


Рис. 2.23. Схема работы мельницы с гидроциклонной установкой

Гидроциклонная установка состоит из насоса, зумпфа, одного или нескольких гидроциклонов, соединенных последовательно или параллельно.

Гидроциклоны должны монтироваться на жестких опорах, чтобы не было вибрации при работе. Циклон устанавливается таким образом, чтобы обеспечивался свободный доступ для обслуживания, особенно для контроля работы песковой насадки. Циклоны обычно устанавливаются в вертикальном положении. При отклонении циклона от вертикальной оси более чем на 45° рабочие характеристики циклона изменяются довольно существенно. Для горизонтальных и наклонных циклонов рекомендуемый минимальный угол должен составлять не более $10-15^\circ$.

При необходимости параллельного использования более двух циклонов они должны быть установлены радиально вокруг центрального распределителя питания (коллектора) для обеспечения равномерного распределения подачи в каждый циклон.

Такие конфигурации называются **батареями**, и они обычно имеют общие емкости для слива и нижнего продукта. Установка циклонов в линию может привести к нерав-

номерному распределению и обычно применяется только при работе с сильно разбавленными шламами с мелкими частицами.

При этом питание в гидроциклоны подается одним насосом одновременно во все установленные в батарее гидроциклоны. При установке задвижек на питание каждого циклона в батарее в работе могут участвовать не все гидроциклоны. Обычно в батарее объединяются гидроциклоны небольшого диаметра, что позволяет получить большую эффективность по выделению готового мелкого класса в слив. Батареи циклонов требуют минимального текущего техобслуживания.

Обычно батарея имеет четыре опоры, присоединенные к резервуару для слива или резервуара для нижнего продукта, на которые распределяется общий вес батареи.

Насос и зумпф гидроциклонной установки должны быть рассчитаны таким образом, чтобы обеспечивать постоянную подачу пульпы в циклоны под необходимым давлением, в противном случае гидроциклоны будут работать неэффективно.

Питающий трубопровод должен быть того же диаметра, что и входной патрубков циклона (или сечение питающей насадки). Длина питающего трубопровода перед циклоном должна быть не менее 10 диаметров трубы. Перед циклоном не рекомендуется располагать колена на расстоянии 5 диаметров трубы. Это связано с тем, чтобы правильно сформировать поток перед входом в гидроциклон и не допустить турбулентности входного потока, который нарушает эффективную работу циклона. Сказанное относится к установкам с индивидуальным гидроциклоном.

В батарейные гидроциклоны питание подается через распределитель, который через патрубки связан с каждым циклоном. На питании каждого циклона необходимо устанавливать манометры непосредственно у входного патрубка, чтобы контролировать давление пульпы на питании гидроциклона.

Диаметр сливного трубопровода должен соответствовать диаметру сливного патрубка циклона, а для направления сливного потока вниз применять только колена большого радиуса. Обычно сливной трубопровод короткий, он разгружается в собирающий желоб или резервуар, расположенный на уровне между входным патрубком и песковой насадкой циклона. Если требуется более длинный сливной трубопровод, необходимо монтировать разрядное устройство в виде воздушника. Иначе возникает эффект сифона и в слив будет увлекаться почти весь поток пульпы.

Нельзя уменьшать диаметр сливного трубопровода или направлять его вверх, так как это приведет к возникновению противодавления и таким образом существенно повлияет на работу циклона.

Песковый поток циклона должен разгружаться в открытый желоб или коллектор. К песковой насадке нельзя присоединять какой-либо ограничительный трубопровод. Конструкция пескового желоба должна обеспечивать визуальный обзор струи и доступ для ее смены. Поскольку место удара струи нижнего продукта циклона подвергается сильному абразивному износу, оно должно быть защищено резиновой или другой футеровкой.

Эффективная эксплуатация гидроциклонной установки возможна при постоянстве давления пульпы на входе в гидроциклон. При этом оптимальная производительность насоса должна соответствовать производительности по пульпе гидроциклона.

В конечном итоге стабильность работы системы будет зависеть от объемов пульпы и воды, поступающей в зумпф, и объема пульпы, перекачиваемой насосом в единицу времени. Только в этом случае уровень пульпы в зумпфе, производительность насоса и давление на входе гидроциклона остаются постоянными.

При уменьшении или увеличении расхода пульпы и производительности насоса уровень пульпы в зумпфе изменится и стабильность режима работы насоса нарушится. Особо неблагоприятные последствия наступают тогда, когда производитель-

ность насоса значительно превышает расход пульпы. В этом случае насос работает без подпора пульпы в зумпфе, давление в нагнетающем трубопроводе колеблется от нуля до максимума, питание в гидроциклон поступает толчками и гидроциклон, как классифицирующий аппарат, практически не действует.

Конечно, можно вручную регулировать производительность насоса задвижками на нагнетающем трубопроводе, но это очень малоэффективно. Поэтому работу насосно-гидроциклонной установки лучше всего автоматизировать путем установки частотно-регулирующего преобразователя, изменяющего производительность насоса в зависимости от уровня пульпы в зумпфе. Существует много других способов автоматического регулирования работы насоса, обеспечивающих стабилизацию давления и питания гидроциклона.

При сравнительно стабильной работе насосно-гидроциклонной установки песковые насадки изнашиваются, размер пескового отверстия увеличивается и эффективность разделения снижается. Поэтому необходимо регулярно проверять размер насадок, и при критическом износе, который определяется опытным путем, заменять насадку на новую с прежним размером.

Следует также помнить, что надежность и нормальная работа гидроциклона зависит от наличия в зумпфах насосов решеток, исправности бутар мельниц и грохотов, а также других мероприятий, предотвращающих забивание трубопроводов и самих гидроциклонов крупнокусковым материалом и посторонними предметами – деревом, железом, шарами и т.д.

2.16. Гидроциклоны CAVEX

В последнее время на российских фабриках получили широкое применение гидроциклоны CAVEX производства австралийской компании Warman International Ltd (рис. 2.24).

Эти циклоны уникальны по своей конструкции и материалам, из которых они изготовлены. Предназначенный для работы в тяжелых условиях циклон CAVEX имеет корпус, состоящий из нескольких жестких частей с соответствующими внутренними изнашивающимися футеровками. Футеровки сконструированы так, что для прикрепления их к корпусу не требуется никаких склеивающих материалов. При этом каждая футеровка формируется таким образом, чтобы она точно отвечала соответствующей части корпуса.

Корпуса циклонов CAVEX изготовлены из созданного на основе современной технологии формующегося под давлением волокноно-армированного предварительно напряженного полимера – прочного, относительно легкого, устойчивого к коррозии, легко принимающего нужную форму.

Футеровки циклона формируются из специально разработанных смесей натурального каучука, очень стойкого к абразивному износу материала.

Преимущества и достоинства гидроциклонов CAVEX перед российскими состоят в том, что гидроциклоны CAVEX имеют значительно меньший вес, они более надежны в работе, срок службы футеровок циклонов всех видов в несколько раз больше. По сравнению с российскими геометрия циклонов CAVEX позволяет получать более высокую эффективность разделения потоков пульпы и классификации по размеру частиц. Достаточно сказать, что угол конуса в циклонах CAVEX принят от 6 до 17,5° (в российских конусность принята 10 и 20°).

Корпуса циклонов CAVEX изготовлены из созданного на основе современной технологии формующегося под давлением волокноно-армированного предварительно напряженного полимера – прочного, относительно легкого, устойчивого к коррозии, легко принимающего нужную форму.

Футеровки циклона формируются из специально разработанных смесей натурального каучука, очень стойкого к абразивному износу материала.

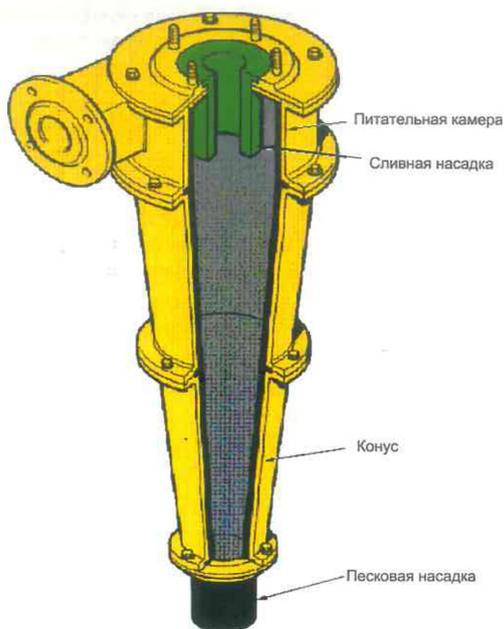


Рис. 2.24. Гидроциклон CAVEX фирмы Warman International Ltd

Циклоны CAVEX выпускаются шести типоразмеров.

Циклоны **CAVEX** предназначены для работы в промышленности в тяжелых условиях, особенно там, где высокий износ вызывает необходимость регулярной проверки и замены внутренних изнашивающихся футеровок.

Циклоны **CAVEX** очень чувствительны к пульсации давления питания, поэтому необходимо для стабилизации их работы добавлять больше подпиточной воды или регулировать работу питающего насоса частотно-регулируемым приводом.

Таблица 2.11

Модели циклонов CAVEX

Модель циклона	Диаметр, мм	Угол конуса (0)
100CVX	100	6
150CVX06	150	6
250CVX10	250	10
400CVX10	375	10
500CVX	500	17,5
650CVX	650	17,5

Глава 3. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ОБ ОБОГАЩЕНИИ РУД

3.1. Понятие о полезных ископаемых

Минеральное сырье, добываемое из земных недр, которое при существующих технико-экономических условиях может быть использовано в народном хозяйстве, называется **полезным ископаемым**.

Полезные ископаемые по происхождению различают органические и неорганические. К полезным ископаемым **органического** происхождения относятся вещества трех агрегатных состояний: газообразные (природный газ), жидкие (нефть) и твердые – каменный уголь, торф, сланцы. К **неорганическим** ископаемым относят твердые ископаемые трех видов: нерудное минеральное сырье, содержащее неметаллические породы (асбест, графит, гранит, гипс, известняк и др.); агрономические руды – апатитовые, фосфоритовые; руды черных, цветных и редких металлов, содержащие самородные металлы или металлы в каких-либо химических соединениях.

Скопления полезных ископаемых образуют **месторождения**. Месторождения, разработка которых при существующем уровне техники и технологии экономически целесообразна, называются **промышленными**; месторождения, разработка которых при тех же условиях экономически нецелесообразна, называются **непромышленными**. По мере развития техники добычи и обогащения полезных ископаемых непромышленные месторождения могут переходить в категорию промышленных.

Рудам сопутствуют породные компоненты, состоящие из нерудных минералов. Руда состоит из ценных (полезных) минералов и вмещающей породы. Руды различаются текстурными и структурными особенностями. Текстура руды показывает характер контакта и расположения минеральных образований. Например, массивные, слоистые и прожилковые текстуры характеризуются резким разграничением пространства, заполненного рудными минералами и вмещающей породой. Структура руды обусловлена размером и формой минеральных частиц и их взаимной связью.

По характеру ценных компонентов руды классифицируют на следующие виды:

- **руды черных металлов**, содержащие железо, хром или марганец;
- **руды цветных металлов**, которые содержат медь, цинк, свинец, никель, кадмий, ртуть и др.;
- **руды и россыпи благородных металлов**, содержащие золото, серебро или платину и платиноиды (осмий, иридий, рутений, родий, палладий);
- **руды редких и радиоактивных металлов**, содержащие вольфрам, молибден, ниобий, тантал, цирконий, ванадий, рений, германий, уран, торий, редкоземельные металлы – лантан, церий, тербий, эрбий и др.;
- **руды и россыпи**, содержащие драгоценные камни – алмазы, рубины, изумруды;
- **неметаллические руды**, содержащие барит, флюорит, кальцит, фосфорит, бор, серу и другие неметаллические соединения, пригодные для использования в народном хозяйстве.

В рудах и россыпях наряду с основными металлами часто содержатся сопутствующие ценные минералы, которые в виде изоморфных примесей или вкрапленный входят в минералы основных металлов. Такая руда называется **комплексным минеральным сырьем**. В этом случае комплексную руду, содержащую комплекс ценных элементов, нужно перерабатывать по такой технологии, чтобы извлечь из нее максимально все ценные компоненты. Необходимость применения технологии извлечения всех ценных компонентов из руды в комплексе обусловлена большими затратами на добычу руды, особенно подземным способом. Здесь должно приме-

няться правило: если руда содержит комплекс основных и сопутствующих ценных элементов, их нужно извлекать по возможности все.

Руды из недр добываются открытым или подземным способом. Добытая руда нуждается в обработке до практически полного ее освобождения от породы, раскрытия ценных компонентов и минералов и их взаимного разделения.

Добываемые из недр полезные ископаемые за редким исключением не могут использоваться в своем первоначальном виде для непосредственного производства из них металлов либо других сравнительно однородных чистых продуктов: кокса, химических удобрений и пр. Это связано тем, что конечные технологические процессы переработки полезного ископаемого становятся технически и экономически целесообразными только при содержании в нем определенного минимума ценного компонента (например, металла или минерала).

Содержание металлов в сырье для плавки или гидрометаллургической переработки должно быть значительно выше, чем в добываемых рудах, иногда в десятки и сотни раз. Повышение концентрации ценных компонентов в поступающем сырье осуществляется путем применения ряда технологических операций, в общем случае называемых **процессами обогащения**.

3.2. Основные термины и показатели обогащения руд

Обогащением полезных ископаемых называется совокупность процессов первичной механической обработки минерального сырья, имеющих целью отделение всех полезных минералов от пустой породы. К обогащению относятся также процессы взаимного разделения полезных минералов.

Экономическое значение обогащения полезных ископаемых обуславливается не только тем, что после него становится возможным их использование в металлургической или химической промышленности и в других отраслях, но и тем, что последующая переработка обогащенного сырья (концентрата) обходится значительно дешевле, чем природной руды. Достаточно сказать, что в обогащенном продукте ценных компонентов содержится в десятки раз больше, чем в руде, а это значит, что нужно во столько же раз меньше перерабатывать исходной руды очень дорогостоящими металлургическими процессами или другими методами. При этом существенно сокращаются расходы на доставку минерального сырья и повышается качество конечной продукции.

Значение обогащения заключается еще и в том, что с его применением в огромной степени расширяются запасы полезных ископаемых в виде вовлекаемого в оборот минерального сырья, бедного по содержанию полезных компонентов или очень сложных по составу.

Все методы обогащения основаны на использовании различий в присущих минералам физических и физико-химических свойствах. В зависимости от использования тех или иных свойств различают следующие методы обогащения ископаемых (табл. 3.1).

К обогатительным процессам условно относят также процессы разделения горной массы по крупности кусков – **рудосортировку**.

При обогащении руд тем или иным способом химический состав продуктов обогащения остается неизменным. Но с развитием техники и технологии на обогатительных предприятиях начали применять также пиро- и гидрометаллургические процессы, при которых химический состав полезных минералов изменяется. К таким процессам относятся обжиг, выщелачивание металлов и др.

В результате обогащения полезные минералы выделяются в **концентраты**, а пустая порода в **хвосты**. Концентраты направляются на металлургическую или химическую

переработку. Некоторые концентраты, в основном неметаллические, поставляются потребителю для непосредственного использования. Хвосты часто называют отвальными. Поскольку хвосты уже подверглись обработке (дробление, измельчение и др.), им стараются найти применение в народном хозяйстве: для производства стройматериалов, для отсыпки дорог и т.д. Но в большинстве случаев отвальные хвосты складировуют в специально построенные шламохранилища.

Таблица 3.1

Методы обогащения	Свойства разделяемых минералов, по которым проводится обогащение
Рудоразборка	Цвет, блеск, прозрачность или свечение
Гравитационные	Плотность
Флотация	Смачиваемость, создаваемая реагентами, плотность
Магнитная сепарация	Магнитная восприимчивость
Электрическая сепарация	Электрофизические свойства минералов
Радиометрические	Радиоактивность или сила излучения
Рентгенометрическая сепарация	
Обогащение по трению	Коэффициенты трения
Обогащение по упругости	Упругость
Комбинированные методы обогащения – флотогравитация, электромагнитная сепарация и др.	Смачиваемость минералов и плотность, магнитная восприимчивость и электрическая проникаемость разделяемых минералов

В процессе обогащения может быть получен продукт, по ценности промежуточный между концентратом и хвостами, называемый **промпродуктом**. Содержание полезного компонента в промпродуктах обычно выше, чем в исходной руде. Промпродукт подвергается дополнительной обработке.

Технология обогащения, как правило, включает два основных этапа: раскрытие (разъединение) и разделение минералов. Раскрытие минералов осуществляется операциями дробления и, более полно, измельчения, разделение минералов – собственно процессами обогащения.

Качество товарных концентратов по содержанию в них ценных компонентов, балластных и вредных примесей регламентируется соответствующими ГОСТами или Техническими условиями (ТУ). Качество хвостов (отходов) обогащения также регламентируется нормами допустимых потерь ценного компонента и другими параметрами, связанными с транспортировкой их и складированием их в **хвостохранилище**.

Результаты обогащения оцениваются с помощью ряда общепринятых показателей, которые рассчитываются по данным весового учета и технологического опробования исходной руды и продуктов разделения при составлении технологического баланса извлекаемых компонентов.

Технологический баланс составляется по данным опробования и анализа всей фактически переработанной руды и полученного товарного концентрата с учетом механических потерь и остатков незавершенного производства. Технологический баланс отражает ход процесса обогащения и составляется оперативно за каждую смену и сутки. Балансы компонентов составляются только по сухой массе руды и продуктов обогащения и по содержанию компонентов.

Важным показателем обогащения является **выход продуктов обогащения** γ , который определяется как отношение массы полученного продукта к массе переработанной руды, выраженный в процентах:

$$\gamma = m/M \cdot 100,$$

где γ – выход продукта в %;

m – масса полученного продукта, т;

M – масса переработанной руды, т.

Обычно определяют выходы концентратов и промпродуктов, поскольку легче определить их массу. Выход хвостов обогащения определяют отношением разницы масс исходной руды и полученных концентратов к массе переработанной руды, т.е.

$$\gamma_x = (M - m)/M \cdot 100.$$

Пример: Найти выходы концентрата и хвостов, если известно, что переработано 1200 т золотосодержащей руды и получено 36 т флотоконцентрата и 8,0 т гравитационного концентрата.

По формуле подсчитываем выход флотоконцентрата:

$$\gamma_{\phi} = m/M \cdot 100 = 36/1200 \cdot 100 = 0,03 \cdot 100 = 3\%.$$

Выход гравиконоцентрата составит:

$$\gamma_r = m/M \cdot 100 = 8,0/1200 \cdot 100 = 0,0066 \cdot 100 = 0,66\%.$$

Выход хвостов обогащения составит:

$$\gamma_x = 100 - (3,0 + 0,66) = 96,34\%.$$

И наиболее значимый показатель всего процесса обогащения – это **извлечение** полезного компонента. Извлечение характеризует уровень работы всей обогатительной фабрики. Извлечением называется отношение массы полезного компонента в концентрате к массе этого компонента в переработанной руде, выраженный в процентах. Извлечение выражают греческой буквой ϵ (эпсилон).

Для того чтобы подсчитать извлечение, необходимо определить содержание ценного компонента в исходной руде, в концентрате и отвальных хвостах. Зная эти значения, извлечение ϵ в концентрат подсчитывается по формуле:

$$\epsilon_k = [m \cdot \beta / M\alpha] \cdot 100,$$

где m – масса полученного концентрата;

β – содержание ценного компонента в концентрате;

M – масса переработанной руды;

α – содержание ценного компонента в руде.

Извлечение полезного компонента в хвосты подсчитывается по формуле:

$$\epsilon_x = [(M - m) \cdot \nu / M \cdot \alpha] \cdot 100,$$

где ν – содержание полезного компонента в хвостах.

Если выходы концентрата и хвостов неизвестны, а содержания ценного компонента в продуктах обогащения определены, то извлечение ценного компонента подсчитывается по формулам:

$$\varepsilon_k = [\beta (\alpha - \nu) \alpha / (\beta - \nu)] \cdot 100.$$

Пример: При обогащении руды с содержанием золота 5 г/т получен флотоконцентрат с содержанием 90 г/т и хвосты флотации с содержанием 0,6 г/т.

Согласно вышеприведенной формуле извлечение золота во флотоконцентрат составит:

$$\varepsilon_k = \beta (\alpha - \nu) / \alpha (\beta - \nu) \cdot 100 = [90(5,0 - 0,6) / 5(90 - 0,6)] \cdot 100 = 94,0\%$$

Не менее важным показателем процесса обогащения, который стремятся получить максимальным, является **содержание полезного компонента в концентрате**, которым называют соотношение массы компонента к массе концентрата. Обычно этот показатель определяется лабораторным анализом пробы, которая отбирается от товарной партии концентрата. Содержание полезного компонента в концентрате определяет сорт полученного продукта обогащения, который регламентируется ГОСТом или ТУ (технические условия) на концентрат.

Для оценки эффективности процесса обогащения руды имеют значения и такие показатели, как **степень концентрации полезного компонента** и **степень сокращения**.

Степенью концентрации или **степенью обогащения** называют отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье. Степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилась содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в исходной руде. Степень концентрации обозначают буквой **K** и определяют по формуле:

$$K = \beta / \alpha.$$

В рудах, в которых содержание полезного компонента сравнительно высокое, как, например, в железных рудах, степень обогащения сравнительно невелика – от 3 до 10. И наоборот, чем меньше содержание полезного компонента в руде, тем выше его степень обогащения. Для руд цветных металлов степень обогащения достигает 30–40. Для золотых руд обычная степень обогащения составляет в среднем 40–50.

Степенью сокращения называют величину, обратную выходу концентрата. Степень сокращения показывает, во сколько раз масса концентрата меньше массы сырья, из которого он получен. Этот показатель определяет, какую массу исходной руды необходимо переработать для получения единицы массы концентрата. Степень сокращения обозначают буквой **R** и определяют по формуле:

$$R = Q_{\text{исх}} / Q_k = 1 / \gamma_k.$$

Если выход концентрата выражен в процентах, то степень сокращения выражается формулой:

$$R = 100 / \gamma_k.$$

Величины K и R взаимно влияют друг на друга и на извлечение в целом полезного компонента из руды. Чем выше степень обогащения K , тем ниже выход концентрата γ_k .

Если ставить задачу максимального извлечения, то необходимо увеличивать выход концентрата, но содержание полезного компонента в концентрате при этом будет низким и, следовательно, ниже степень обогащения. И наоборот. В обогащении высокая степень обогащения достигается путем нескольких стадий обогащения полученного первичного концентрата.

Степень сокращения и степень обогащения имеют значение при расчете эксплуатационных затрат и определения себестоимости переработки руды. Если концентрат нужно перевозить на большее расстояние для дальнейшей переработки, то выгоднее обогащать руду с меньшим выходом концентрата, но с большим содержанием полезного компонента. В этом случае затраты на транспортировку концентрата уменьшаются, но при этом необходимо поступаться уменьшением извлечения полезного компонента.

Теперь, определив основные показатели обогащения, можно написать уравнение технологического баланса:

$$100 \cdot \alpha = \gamma \cdot \beta + (100 - \gamma) \cdot \nu,$$

где ν – потери ценного компонента в хвостах.

Выход хвостов, содержание полезного компонента в хвостах имеют большое значение в обогащении. Потери ценного компонента в хвостах необходимо постоянно контролировать.

В случае переработки руды, содержащей два и более полезных компонентов, которые при данной технологической схеме извлекаются в несколько концентратов, расчетные формулы показателей обогащения существенно усложняются.

3.3. Пульпа и ее характеристики

Обогащение полезных ископаемых в подавляющем большинстве проводится с водой и представляет собой мокрый процесс. При мокром обогащении все продукты, за исключением исходного сырья, представляют собой **пульпу** – текучую механическую смесь рудных частиц (твердая фаза) и воды (жидкая фаза). Пульпа характеризуется плотностью, содержанием твердого и отношением жидкого к твердому.

В общем случае плотностью называют отношение массы вещества к его объему, т.е.

$$\delta = m / V,$$

где δ – плотность вещества, г/см³, кг/дм³, т/м³;

m – масса вещества, г, кг, т;

V – объем вещества, см³, дм³, м³.

Масса пульпы равна сумме масс твердой и жидкой фаз, т.е.

$$M_n = m_t + m_{ж} = \delta_t V_t + \delta_{ж} V_{ж},$$

где M_n – масса пульпы;

$\delta_t, \delta_{ж}$ – плотность соответственно твердой и жидкой фаз пульпы;

$V_t, V_{ж}$ – объемы соответственно твердой и жидкой фаз пульпы.

Зная массу и объем пульпы, находим ее плотность по формуле:

$$\delta_n = M_n / V = (\delta_T V_T + \delta_{ж} V_{ж}) / (V_T + V_{ж}).$$

Содержание твердого T в пульпе вычисляют из уравнения баланса объемов:

$$100/\delta_n = T/\delta_T + (100 - T),$$

откуда

$$T = 100 \cdot [\delta_T (\delta_n - 1) / (\delta_T - 1) \cdot \delta_n],$$

где $100/\delta_n$; T/δ_T ; $(100 - T)$ – объем соответственно пульпы, твердого, воды.

Отношение содержаний жидкого и твердого (разжижение) определяется как

$$Ж : T = (100 - T) : T.$$

Пример: Плотность руды $\delta = 3,1$ кг/дм³, плотность пульпы $\delta_n = 1,8$ кг/дм³.

Согласно формуле содержание твердого T в пульпе равно:

$$T = 100 \cdot [3,1 \cdot (1,8 - 1) / (3,1 - 1,0) \cdot 1,8] \cdot 100 = 66\%.$$

Отсюда можно легко найти разжижение, которое равно

$$T : Ж = (100 - T) : T = (100 - 66) / 66 = 0,52 : 1.$$

Поскольку вода имеет плотность 1 кг/дм³, то отсюда ясно, что плотность пульпы в значительной степени зависит как от плотности самого рудного материала, так и от содержания твердого в пульпе.

Характеристики пульпы для руды каждого месторождения отличаются друг от друга из-за разницы плотностей пород, составляющих руду. Чтобы каждый раз не вычислять основные характеристики пульпы, составлены таблицы плотности и разжижения пульпы для каждого разведанного месторождения и в зависимости от плотности руды. Таблица плотностей пульпы приведена в приложении к книге.

Чтобы воспользоваться таблицей, достаточно взвесить 1 л пульпы, получить массу нетто 1 л пульпы и по величине массы определить по таблице плотность, разжижение и процент твердого в пульпе.

3.4. Технологические схемы обогащения

Технология переработки руды на любой обогатительной или золотоизвлекательной фабрике включает множество технологических операций, начиная от рудоподготовки и заканчивая получением готовой продукции и отвальных хвостов.

Чтобы наглядно представлять всю совокупность и последовательность операций переработки руды на фабрике, пользуются графическим изображением, называемым **технологической схемой** обогащения руды.

Технологическая схема переработки руды включает 3 блока операций. Первый блок операций – подготовки руды к обогащению: дробление, измельчение, классификация. Второй блок – собственно обогатительные операции: флотация и гравитация. Третий блок – гидрометаллургические процессы: цианирование, сорбционное выщелачивание. И четвертый блок – доводочные операции получения готовой продукции: перемешивание пер-

вичных концентратов, десорбция, электролиз и плавка. Во все основные блоки входят по необходимости вспомогательные операции переработки руды – сгущение, фильтрация, грохочение, сушка концентратов и некоторые другие.

Технологическая схема переработки руды, в которой указываются содержания полезного компонента в исходных и конечных продуктах, извлечения полезных компонентов в операциях обогащения и гидрометаллургии, называется **качественно-количественной**. Если в технологической схеме приводятся только данные по количеству твердой и жидкой фазы (воды) в каждой технологической операции, то такая схема называется **водно-шламовой**.

Схема переработки руды, отображающая аппараты и обогатительные машины, предназначенные для выполнения той или иной операции, а также пути следования полезного ископаемого и продуктов его переработки на фабрике, называется **схемой цепи аппаратов**.

Все три схемы – качественно-количественная, водно-шламовая и схема цепи аппаратов – отражают полную технологию переработки руды на любой фабрике и ее главные технологические показатели: степень измельчения, выходы обогащенных продуктов, извлечение ценных компонентов в готовую продукцию.

Изучение технологии переработки руды на фабрике нужно начинать именно с изучения этих схем и усвоения последовательности и взаимосвязи всех технологических операций. Зная взаимосвязь каждой конкретной технологической операции с другими, легко понять сущность и назначение обслуживаемого технологического процесса (рабочего места) и его значение в общей технологии переработки руды.

Проектирование технологии переработки любой руды на обогатительной или золотоизвлекательной фабрике начинается с разработки качественно-количественной и водно-шламовой схем и схемы цепи аппаратов. Качественно-количественная схема и водно-шламовая схемы рассчитываются на заданную производительность фабрики по переработке руды в тыс. т руды в год, в сутки, в час.

Схема цепи аппаратов проектируется, исходя из разработанных качественно-количественной и водно-шламовой технологических схем переработки руды и выбранного оборудования для проведения каждой операции. При этом каждому виду оборудования на схеме присваивается сквозной номер, называемый «технологической позицией». Список оборудования схемы цепи аппаратов с указанием технической характеристики аппаратов и агрегатов называется спецификацией оборудования.

3.5. Структура современного горно-обогатительного предприятия

При проведении процессов обогащения продукты обогащения должны быть доведены до определенных кондиций по влажности, крупности, сортности и другим параметрам. Для получения нужных кондиций продуктов обогащения применяются **вспомогательные операции**, к которым относятся процессы сгущения, фильтрования, сушки, грохочения, классификации, декантации и др.

Но для того, чтобы качественно провести подготовительные, обогатительные и вспомогательные операции при переработке руды, необходимы еще **операции производственного обслуживания**, которые обеспечивают непрерывность и стабильность процессов переработки полезного ископаемого. К ним относятся внутри-фабричный транспорт сырья и продуктов обогащения (конвейеры, насосы и др.), водоснабжение, электроснабжение, производство и доставка сжатого воздуха или вакуума (компрессоры и вакуум-насосы), механизация и автоматизация производства.

В промышленных условиях механическая обработка и обогащение полезных ископаемых осуществляется на дробильно-сортировочных и обогатительных фабриках, которые составляют единое целое с горнодобывающими цехами.

Современное горно-обогатительное предприятие представляет собой единый комплекс, состоящий из карьера или горного цеха подземной добычи руды, технологического транспорта руды и концентратов, обогатительной фабрики, хвостохранилища и комплекса вспомогательных производств (котельная, компрессорная, цех ремонта горно-обогатительного оборудования и другие подразделения).

Организационно предприятия по добыче и переработке руд называются рудниками, комбинатами, шахтами, рудоуправлениями с добавлением горно-металлургический, горно-обогатительный, горно-добывающий и т.д. В настоящее время многие горно-перерабатывающие предприятия, расположенные вдали населенных пунктов, работают вахтовым методом, особенно это касается золотодобывающих предприятий.

Крупные предприятия с производительностью по добыче и переработке руды свыше миллиона тонн в год, как правило, работают на постоянной основе.

Обогатительная фабрика – это совокупность исполнительных и вспомогательных аппаратов, машин и приборов, служащих для подготовки и обогащения полезных ископаемых с сетью водо- и воздухопроводов, систем отопления и вентиляции, контрольно-измерительной аппаратуры, средств автоматизации и управления, помещаемых в общем здании или в нескольких связанных между собой зданиях.

Мощность обогатительных фабрик, как правило, измеряется массой перерабатываемой руды, которое колеблется от 15 000 до 50 000 000 т в год. Небольшие по мощности фабрики обычно располагаются в одном здании, крупные – в нескольких, с выделением в самостоятельные здания для проведения отдельных операций. При этом, как правило, выделяют в отдельные здания операции дробления и грохочения, обезвоживания, гидрометаллургии. Операции измельчения и обогащения, как технологически связанные между собой, как правило, размещают в одном здании (главном корпусе).

Фабрики, перерабатывающие золотосодержащие руды, в технологической схеме которых имеются операции обогащения и гидрометаллургии, и получающие в качестве готовой продукции слитки сплава Доре и концентраты, называются **золотоизвлекательными**.

В состав обогатительных и золотоизвлекательных фабрик кроме основных технологических и вспомогательных процессов всегда входит в качестве основного производства цех хвостового хозяйства. Хвостовое хозяйство представляет собой комплекс гидротехнических сооружений для складирования хвостов как в жидком виде, так и в виде влажного кека, прудов-отстойников, системы гидротранспорта хвостов и оборотной воды, насосных станций и т.д. Эксплуатация хвостовых хозяйств требует больших материальных затрат, квалифицированного обслуживания, соблюдения безопасных правил складирования отходов, а также проведения специальных мероприятий, обеспечивающих безопасность всех гидротехнических сооружений.

3.6. Золотосодержащие руды. Особенности их добычи и переработки

Золотосодержащие руды отличаются от других металлосодержащих руд тем, что они содержат золота на несколько порядков меньше, чем других металлов. Если в рудах черных металлов содержится железа от 10 до 40%, в рудах цветных металлов – свинец, цинк, медь и другие составляют 0,5–5%, а руды редких элементов – от 0,03 до 0,5%, то в золотосодержащих рудах содержание золота находится в среднем на уровне

0,0005%. Поэтому содержание золота принято определять не в процентах, а количеством граммов в одной тонне руды или продуктах ее переработки (г/т).

Это означает, что руду нужно всю раздробить, измельчить, подвергнуть обогащению различными методами или гидрометаллургической переработке, извлечь максимально несколько граммов золота в готовую продукцию из каждой тонны, а львиную долю горной породы в виде хвостов сложить в хвостохранилище. Естественно, что переработка золотосодержащих руд является очень дорогим «удовольствием», а стоимость получаемого золота зачастую едва покрывает затраты на переработку руды.

Тем не менее, несмотря на малое содержание драгоценного металла, масштаб переработки золотосодержащих руд в мире увеличивается, технология и оборудование извлечения золота непрерывно совершенствуются, что приводит к снижению себестоимости переработки руд.

Золото в природе находится в основном в самородном состоянии, т.е. в виде металлических частиц природных сплавов золота с серебром и некоторыми другими металлами. Известно несколько природных минералов золота, которые очень редко встречаются в рудных месторождениях. Это теллуриды или селениды золота. Самородное золото всегда содержит большее или меньшее количество серебра (до 40%) и меди, а также незначительное количество железа, платины и других металлов. Природный сплав золота с серебром называется **электрум**.

Самородное золото в рудах встречается в виде металлических зерен различной формы и степени дисперсности. Форма нахождения золота и его крупность в руде имеют большое значение для технологии извлечения.

Основным условием, определяющим извлечение золота в любом технологическом процессе, является величина частиц золота. Основная часть самородного золота в руде обычно представлена мелкими зернами. При наличии в руде крупного золота размером более 150 μ (0,15 мм) оно хорошо извлекается гравитационными процессами обогащения. Мелкое и пылевидное золото лучше извлекается процессом флотационного обогащения или методом гидрометаллургического процесса цианирования.

Геометрическая форма частиц золота довольно разнообразна. По этому признаку золотины могут быть подразделены на несколько групп:

1. пластинчатые и листочкообразные;
2. конкрецеидальные;
3. сфероидальные;
4. палочковидные.

Очень редко встречаются частицы золота, образовавшиеся в форме правильно развитых кристаллов. При флотации легче извлекаются листочкообразные и пластинчатые частицы, они же быстрее растворяются при цианировании. При гравитации, наоборот, лучше и легче извлекаются сфероидальные, конкрецеидальные частицы золота.

Золотосодержащие руды характеризуются большим разнообразием вещественного и химического состава. Наиболее распространенным минералом в рудах является кварц, содержание которого колеблется от 10 до 90%. Кроме него в рудах присутствуют сульфиды железа (пирит, марказит), сульфид меди (халькопирит), а также сульфиды мышьяка (арсенопирит), свинца (галенит) и цинка (сфалерит). В различных количествах в рудах присутствуют многие другие несulfидные минералы – оксиды, карбонаты, турмалины, магнетит. В качестве вмещающих горных пород золотосодержащие руды содержат граниты, диориты, сланцы и другие.

Важнейшими признаками, определяющими характер золотосодержащих руд в технологическом отношении, являются следующие:

- наличие в рудах наряду с золотом других полезных ископаемых, имеющих промышленное содержание;
- содержание в руде окисленных минералов по сравнению с сульфидными, т.е. степень окисления руды;
- наличие в руде компонентов, существенно осложняющих технологию переработки;
- характер золота в рудах, в первую очередь крупность частиц золота и состояние поверхности золотин.

Если в золотой руде присутствуют другие цветные металлы в промышленных условиях, то в этом случае руду называют золото-полиметаллической, и технология ее переработки должна предусматривать наряду с извлечением золота получение обогащенных концентратов цветных металлов. В качестве примера золото-полиметаллических руд можно назвать руды Березитового, Дарасунского, Ключевского и некоторых других месторождений.

По количественному содержанию сульфидных минералов золотосодержащие руды подразделяют на:

- **малосульфидные** с содержанием сульфидов до 3–4%;
- **среднесульфидные** (4–10% сульфидных минералов);
- **сульфидные** (от 10 до 30% сульфидов).

Наиболее часто встречаются кварц-сульфидно-золоторудные месторождения, которые имеют наибольшее промышленное значение.

Сульфидные руды обычно представлены залежами, прожилками, вкрапленниками. При этом золото имеет характер тонкодисперсного и пылевидного. Из этих руд золото извлекается попутно наряду с медными, цинковыми и пиритными концентратами.

Следует заметить, что простых по составу кварцевых золотых руд, которые легко перерабатываются и из которых легко извлекается золото, осталось в мире очень мало.

Зачастую сульфиды в рудах присутствуют в окисленной или полуокисленной форме, и тогда руды по степени окисления подразделяют на **первичные руды** (сульфидные), **частично окисленные** (смешанные) и **окисленные**. Окисленные руды содержат в значительном количестве оксиды железа, а также оксиды других металлов. Технология переработки окисленных золотосодержащих руд существенно осложняется, особенно при использовании процесса цианирования.

Некоторые компоненты руд, не имеющие промышленного значения, могут серьезно осложнять технологию переработки руды. Такими компонентами являются минералы меди и сурьмы, пирротин, элементарный селен, углистые вещества и некоторые другие. Руды, содержащие указанные компоненты, называются **медистыми**, **сурьмянистыми**, **углистыми**, **селенистыми** и т.д. Присутствующие в руде шламообразующие минералы (тальк, глинистые минералы, сланцы и другие) затрудняют дробление, сгущение, флотацию и фильтрацию.

Золотосодержащие руды, как и руды других металлов, в каждом месторождении имеют свои характерные особенности, индивидуальный вещественный и химический состав, свои характерные особенности нахождения в них частиц золота по крупности, составу, состоянию поверхности. Поэтому руду каждого месторождения тщательно изучают, анализируют и испытывают различными методами обогащения и гидрометаллургии. По результатам анализов и испытаний выбирается оптимальная технологическая схема переработки данной руды, которая закладывается в проект строительства горно-перерабатывающего предприятия. Такие анализы и испытания для руд различных месторождений выполняют специализированные научные организации.

Глава 4. ГРАВИТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ РУД

Гравитационное обогащение является одним из наиболее известных процессов. Именно ему история обязана тем, что золото явилось первым металлом, с которым ознакомились человечество за несколько тысячелетий до нашей эры. Воды рек и ручьев, протекая по золотосодержащим породам, освобождали золотины от вмещающих их минералов и придавали им такую привлекательность, на которую не могли не обратить внимание наши далекие предки.

С гравитационных методов обогащения началась массовая добыча золота из россыпей, после чего эти методы начали активно использоваться в фабричной технологии переработки руд коренных месторождений. В настоящее время гравитационное обогащение золота достаточно широко применяют на золотоизвлекательных фабриках (ЗИФ) во всех странах мира. Достаточно сказать, что более трети ЗИФ в мире используют гравитацию для извлечения золота из коренных руд.

4.1. Физические основы гравитационных процессов

Гравитационный метод обогащения руды является одним из основных способов извлечения тяжелых минералов вольфрама, молибдена, олова и золота. К гравитационным процессам обогащения относятся отсадка, обогащение на концентрационных столах, обогащение в тяжелых суспензиях, обогащение на винтовых сепараторах, шлюзах, желобах, а также в центробежном поле в концентраторах. Для переработки золото-содержащих руд чаще всего применяют процессы отсадки, концентрационные столы, шлюзы и центробежные концентраторы.

Гравитационные процессы обогащения основаны на различии в скоростях падения частиц различного размера и плотности в жидкой и воздушной средах. Они могут осуществляться в условиях свободного и стесненного падения частиц.

Свободным называется движение отдельного зерна в неограниченной по объему среде под действием сил тяжести и сил сопротивления среды. Практически свободное падение имеет место в разжиженных пульпах, например в верхних зонах сгустителей.

Стесненным называется движение, при котором частица одновременно испытывает влияние не только гравитационных сил и сил сопротивления среды, но и динамическое воздействие непрерывно сталкивающихся окружающих зерен. Гравитационное обогащение чаще всего происходит в условиях стесненного падения частиц.

Сила сопротивления среды движущемуся в ней телу зависит от режима движения – ламинарного и турбулентного. **Ламинарный** режим происходит при небольших скоростях движения и малых размерах зерен. При этом сила сопротивления зависит от сил трения, возникающих между отдельными слоями, называемая вязкостью среды, которая определяется по закону Стокса.

Турбулентный режим характерен для высоких скоростей движения и размеров зерен более 2 мм. В этом случае сила сопротивления среды перемещению тела – динамическое сопротивление – изменяется по закону Ньютона.

Частица руды, движущаяся в среде, испытывает одновременное воздействие двух сопротивлений, но степень их проявления различна. Сопротивление от вязкости преобладает при малых скоростях и размерах частиц менее 0,1 мм, динамическое сопротивление существенно сказывается при высоких скоростях и размерах частиц более 2 мм.

Параметр, характеризующий режим движения жидкости, называется **параметром Рейнольдса** (Re), в честь английского ученого Рейнольдса, исследовавшего характер движения и условия перехода ламинарного движения в турбулентный.

$$Re = vd\Delta/\mu,$$

где v – скорость движения зерна, м/сек; d – диаметр зерна, м; Δ – плотность среды, кг/м³; μ – вязкость среды, Па·сек.

При $Re < 1$ режим движения называется ламинарным (преобладает действие сил вязкостного сопротивления); при $Re > 1000$ – турбулентным (преобладают динамические силы); при $1 < Re < 1000$ – переходным.

При гравитационном обогащении разделение по плотности и одновременно по плотности и массе характерно для полиминеральных смесей. Разделение только по массе на отдельные классы характерно только при осуществлении процесса в мономинеральных смесях.

При свободном движении единичного зерна в неограниченно спокойной среде на него действует несколько сил.

Гравитационная сила тяжести P_T , определяемая по формуле:

$$P_T = \pi d^3 \cdot (\delta - \Delta) g/6,$$

где $\pi d^3/6$ – плотность сферической частицы (шара), м³; δ и Δ – плотность соответственно частицы и среды, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/сек².

Подъемная сила, определяемая по формуле:

$$P_n = V \cdot \Delta \cdot g.$$

Сила сопротивления среды:

$$P_c = \Psi \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \Delta,$$

где Ψ – коэффициент сопротивления среды.

В зависимости от режима движения различают:

- коэффициент динамического сопротивления, равный $\Psi_d = \pi/16$;
- коэффициент вязкостного сопротивления $\Psi_v = 3\pi/Re$ и
- коэффициент при переходном режиме $5\pi/8\sqrt{Re}$.

Начало движения минерального зерна в неподвижной среде характеризуется нулевой скоростью и соответственно максимальным ускорением. Под действием гравитационной силы зерно постепенно увеличивает скорость движения, одновременно испытывая возрастающее сопротивление среды. Через некоторое время минеральное зерно приобретает постоянную скорость, называемую **конечной скоростью** падения данного зерна. С этого момента гравитационная сила уравнивается силой сопротивления, зерно продолжает перемещаться без ускорения.

Условно считается, что движение тела с момента погружения в среду происходит с некоторой конечной скоростью. Различие в конечных скоростях движения минеральных зерен в среде определяет **разделительный процесс**.

Определение конечной скорости падения для реальных условий проведения процесса затруднено, поскольку невозможно учесть взаимное влияние множества зерен друг на друга. Поэтому конечные скорости падения зерен в среде теоретически определены лишь для единичных зерен шарообразной формы, падающих в свободных

условиях. В таблице 4.1 приведены средние скорости свободного падения частиц для трех минералов – кварца, халькопирита и галенита, чаще всего встречающихся в золотых рудах.

Таблица 4.1

Средняя скорость свободного падения частиц в воде

Кварц, $\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$		Халькопирит, $\delta = 4,4 \text{ г/см}^3$		Галенит, $\delta = 7,65 \text{ г/см}^3$	
Размер частиц D, мм	Скорость падения, м/сек	Размер частиц D, мм	Скорость падения, м/сек	Размер частиц D, мм	Скорость падения, м/сек
5,5	26,0	5,0	25,9	5,5	63,1
3,5	20,9	3,0	19,6	3,5	51,3
1,0	9,4	2,0	16,7	1,0	25,3
0,51	5,3			0,51	16,0
0,16	1,7			0,16	7,5
0,048	0,15			0,048	1,1

При гравитационном обогащении разделение зерен минералов происходит по следующим основным признакам:

1. По *равнопадаемости* частиц, т.е. при одинаковой скорости частиц, имеющих разный размер крупности (гидравлические классификаторы).
2. По определенному диапазону плотности и крупности (отсадочные машины).
3. При передвижении верхних и средних слоев в поперечном направлении под гидродинамическим воздействием наклонного потока воды (концентрационные столы).
4. При движении по наклонному желобу так, что мелкие частицы тяжелых минералов оказываются в придонной области, а более крупные зерна легких минералов остаются в верхних зонах потока (шлюзы, желоба).
5. При различии плотностей минералов и их центростремительных сил, т.е. при одновременном действии гравитационных и центробежных сил (центробежные концентраторы).

Разделение частиц при гравитационном обогащении зависит от характера движения среды, что определяет применение различных методов обогащения.

Таблица 4.2

Методы гравитационного обогащения в зависимости от характера движения среды

Характер движения среды разделения	Методы обогащения
Пульсирующий поток	Гидравлическая и пневматическая отсадка, обогащение на виброжелобах, пневматическое обогащение в пульсаторах
Струя жидкости, текущей по наклонной плоскости	Обогащение в желобах, на шлюзах, на концентрационных столах, винтовых сепараторах
Криволинейный поток	Обогащение в гидроциклонах, центрифугах, в центробежных концентраторах
Вертикальный поток	Классификация гидравлическая и пневматическая

Гравитационные процессы, протекающие в условиях свободного падения зерен, встречаются на современных золотоизвлекательных фабриках крайне редко. В реальных условиях разделение зерен происходит в условиях стесненного движения при содержании твердых частиц в пульпе не более 15%.

При стесненном движении минеральных зерен встречные потоки жидкости, обтекающие зерна, перемещаются в промежутках между ними. Стесненность условий движения проявляется с увеличением концентрации твердых частиц в жидкости, т.к. в этом случае уменьшаются промежутки между зёрнами, а следовательно, и скорость стесненного движения.

При стесненном падении на каждую отдельную частицу действуют те же силы, что и при свободном, – гравитационная, подъемная и гидродинамическая сила сопротивления среды. Численные значения сил при стесненном падении значительно отличаются от сил при свободном падении. Скорость в стесненной среде будет меньше скорости при свободном движении.

Это различие в скоростях оказывает существенное влияние на равнопадаемость минеральных зерен. Равнопадающими называются минеральные зерна, имеющие различные диаметры (условные) и плотности, но падающие в данной среде с одинаковой скоростью. Отношение диаметров равнопадающих зерен легкого (d_1) к тяжелому (d_2) называют коэффициентом равнопадаемости $e=d_1/d_2$.

Равнопадаемость приобретает большое значение в процессах гидравлической классификации.

Разделение частиц на слои в вертикальном потоке жидкости происходит из-за неравномерности сил, действующих на частицу, находящуюся среди других частиц другого размера и плотности. При этом разделение ведется при малых коэффициентах разрыхления, при которых отношение диаметров разделяемых частиц в несколько раз больше, чем отношение их в условиях свободного падения. Однако трение между частицами и их сцепление приводят к неравномерному распределению потока по всему сечению и затрудняют разделение.

Поэтому, чтобы уменьшить силы трения между частицами при проведении процесса разделения в стесненных условиях, необходимо придать слою, в котором происходит разделение, дополнительные колебательные движения. Такие колебания слоя разделения создают отсадочные машины.

4.2. Гравитационное обогащение в отсадочных машинах

Отсадкой в водной среде называется процесс разделения по плотности минеральной смеси на решете под воздействием пульсирующего потока подрешетной воды в вертикальной плоскости, а также колебания решета. При этом материал, попеременно разрыхляясь и уплотняясь, расслаивается – в нижнем слое концентрируются тяжелые минералы, над ними слой крупных частиц с тяжелыми минералами и сростками, а в самом верхнем слое – легкие мелкие частицы. Полученные разделившиеся слои – самый нижний разгружается через низ решетки, а верхний слой легких частиц разгружается над решетом. Средний слой не разгружается, он остается постоянным на решете машины и называется *постелью*.

Модель разделения минералов на отсадочной машине показана на **рисунке 4.1**. В подрешетное пространство подается вода, которая за счет колебаний подрешетного конуса пульсирует в вертикальной плоскости. Вода помогает разгружаться как тяжелой фракции (концентрат), так и легкой (хвосты). При этом зерна тяжелой фракции проходят через щели решетки в подрешетное пространство и вместе с водой удаляются

из машины через нижнее калиброванное отверстие (насадку). Хвосты – легкая фракция разгружается водой через сливной порог.

Постель – промежуточный слой, находящийся постоянно на решетке, имеет плотность выше, чем плотность хвостов, но меньше, чем плотность тяжелой фракции. Только это условие обеспечивает нормальное разделение минералов в отсадочной машине. Толщина постели принимается 5–10 диаметров наибольшего куска в питании машины. Постель может образовываться естественным путем из породы и минералов самого питания. Это возможно в том случае, если в руде имеются породы и минералы промежуточной плотности, т.е. между плотностями хвостов и извлекаемого в концентрат минерала.

Если минералы или породы промежуточной плотности в руде отсутствуют или их недостаточно, формируют искусственную постель из минеральной смеси другого месторождения, или в качестве постели используют стальную или чугунную дробь диаметром 3–5 мм, куски стальной проволоки размером 5х6 мм.

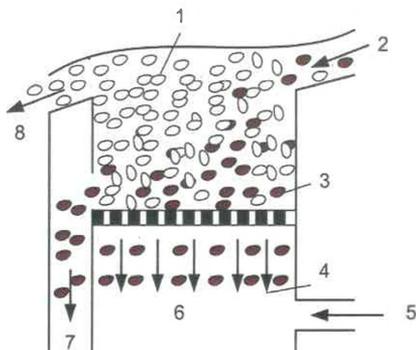


Рис. 4.1. Схема процесса обогащения в отсадочной машине

В отсадочной машине в течение каждого периода колебаний происходит перемещение постели. Периоды разрыхления–уплотнения материала постели называется **циклом отсадки**. За период действия восходящего и нисходящего потоков для любого цикла характерны подъем, пауза и опускание постели. В этом случае говорят «постель дышит».

Часто повторяющиеся и краткие циклы в отсадочных машинах создают условия, при которых разделение материала зависит только от различия в плотности и не зависит от формы и размера зерен.

При отсадке слои из минеральных зерен формируются с определенным диапазоном плотностей и крупности. Эффективность отсадки тем выше, чем крупнее зерна разделяемого материала и чем больше различие разделяемых компонентов по плотности.

В постели отсадочных машин вся разделяемая смесь распределяется по плотности и крупности наклонными слоями в виде веера от места загрузки в сторону разгрузки (рис. 4.2).

Ближайшим к месту загрузки исходного материала является слой тяжелых фракций, несколько выше него слой менее тяжелых фракций, а затем легких сродков и самый верхний слой – легкие фракции. Это наблюдение помогает при переборке постели извлекать из постели наиболее ценные минералы, например самородки золота.

Отсадка является основным процессом при гравитационном обогащении золотосодержащих руд. При этом отсадка, как правило, включается в технологические схемы в первой и второй стадии измельчения, поскольку позволяет подвергать обогащению довольно крупный материал размером до 20 мм.

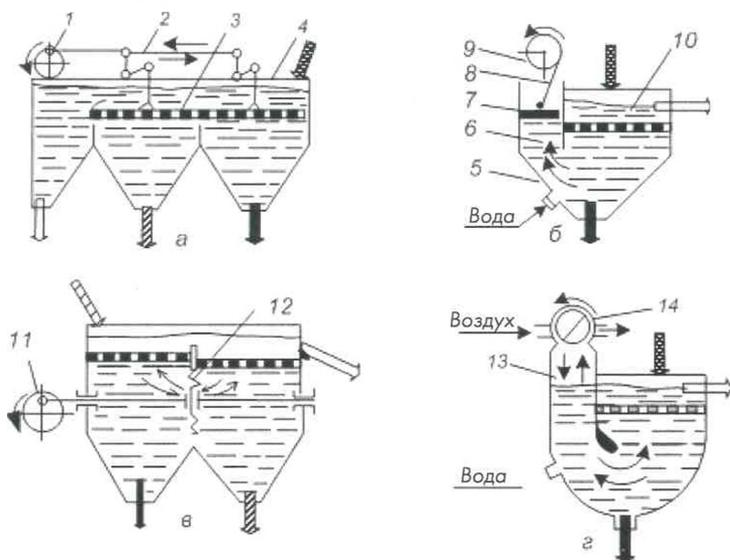
4.3. Устройство, работа и правила эксплуатации отсадочных машин

Отсадочные машины бывают с подвижным (рис. 4.2а) и неподвижным решетом (рис. 4.2 б, в, г). Машины с подвижным решетом применяются крайне редко, в основном в угольной промышленности.

Процесс гравитационного обогащения осуществляется в отсадочных машинах с различными способами создания пульсаций: движением решета, поршня, диафрагмы и подачи воды в подрешетное пространство.

По типу механизмов, создающих восходящие и нисходящие потоки воды, отсадочные машины с неподвижным решетом бывают поршневые (рис. 4.2б), диафрагмовые (рис. 4.2в) и воздушно-золотниковые (рис. 4.2г). В золотодобывающей промышленности в основном широко применяются отсадочные машины диафрагмовые с неподвижным решетом, поэтому рассмотрим устройство и работу машин только этого типа.

Диафрагмовые отсадочные машины выпускаются с горизонтальным и вертикальным расположением диафрагмы. У первых диафрагмы встроены в конические днища машины, у вторых – в вертикальные перегородки, разделяющие камеры. Возвратно-поступательное движение диафрагм вызывает пульсацию воды, подаваемой в камеры в подрешетное пространство.



Условные обозначения продуктов



Рис. 4.2. Типы отсадочных машин

Диафрагмовые отсадочные машины имеют марки МОД-1, МОД-2, МОД-3, которые изготавливаются на Новосибирском машзаводе «Труд». Цифра в обозначении машины означает площадь поверхности решета в квадратных метрах.

На отечественных фабриках широко применяют двух-, трех- и четырехкамерные отсадочные машины типа МОД. Устройство трехкамерной отсадочной машины МОД-3М показано на рисунке 4.3.

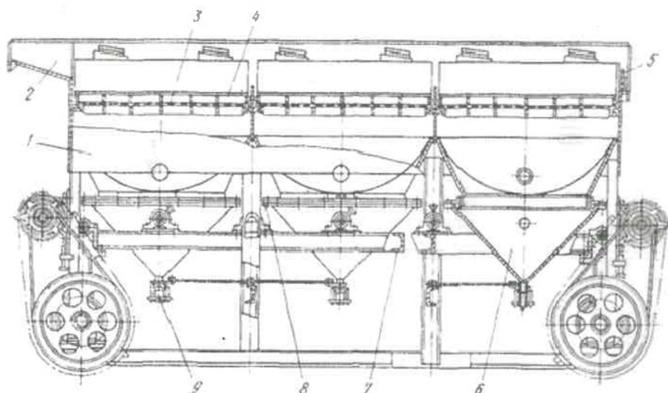


Рис. 4.3. Диафрагмовая отсадочная машина МОД-3

Корпус 1, сваренный из листовой стали, имеет форму прямоугольной коробки, разделенной вертикальными поперечными перегородками на камеры. В каждой камере имеется сито 4, на которое укладывается постель. Для равномерного распределения постели над ситом устанавливается дополнительное крупноячеистое решето 3. Каждая камера корпуса в нижней части переходит в воронку, к которой через резиновую диафрагму 8 крепится коническое днище 6. Конические днища за счет специального механизма (7, 10, 11, 12) имеют возвратно-поступательное движение в вертикальной плоскости. Число качаний составляет 130–380 в минуту, размах колебаний не более 40 мм. Исходный материал подается через загрузочный желоб 2 и последовательно проходит по ситам всех камер. Легкая фракция (хвосты) разгружается через сливной порог 5, а тяжелая фракция – через разгрузочные устройства 9 в днищах.

В верхней части камер над решетками имеются поперечные и продольные планки, которые образуют т.н. трафарет (прямоугольные отверстия размером 3x22 мм), в эти ячейки укладывается искусственная постель. Для ее равномерного распределения решето и трафарет прижимаются распорными досками и клиньями.

Материал подается в загрузочное устройство и движется водным потоком к сливному порогу 5. Тяжелая фракция, проходя под решето через постель, разгружается через спиготы с насадками, а хвосты – через сливной порог самотеком к разгрузочной точке. Для работы отсадочной машины нужна подрешетная вода. Она поступает по трубопроводу в коллектор, от которого в каждую камеру ниже решета подается через регулирующийся вентиль. Давление воды должно составлять 0,6–2,0 кгс/см².

Отсадочное решето представляет собой рабочую поверхность отсадочной машины. Оно должно иметь высокие механические качества, которые должны обеспечивать достаточную жесткость конструкции, абразивную устойчивость при переработке рудного материала, незабиваемость отверстий при извлечении материала в подрешетный продукт. Решето должно иметь максимальное живое сечение (площадь, занятая отверстиями), рациональную форму отверстий. В практике применяют штампованные отсадочные решета с круглыми, квадратными и продолговатыми отверстиями. В современных конструкциях отсадочных машин применяют штампованные решета с продолговатыми

отверстиями. Размер продолговатых отверстий решет 3x22, 6x20, 12x40 мм. Такие решета имеют увеличенное живое сечение (до 55%) и повышенную проходимость тяжелых зерен.

Техническая характеристика диафрагмовых машин приведена в таблице 4.3.

Таблица 4.3

Техническая характеристика диафрагмовых отсадочных машин

Параметры	МОД -1М1	МОД -2М1	МОД -3М1	Труд-3	Труд-12
Производительность по питанию, т/час, не менее	10	25	30	45	200
Рабочая площадь решет, м ²	1,0	2,0	3,0	3,0	20
Количество камер	2	2	3	2	2
Частота хода конусов в мин	130–350	130–350	130–348	125–331	240
Амплитуда, мм	40	40	40	43	40
Крупность питания, мм, не более	15	15	15	25	20
Установленная мощность э/привода, кВт	1,1	2,2	2x2,2	4,0	15
Габариты, мм:					
– длина	2160	2920	4250	3128	7470
– ширина	956	1260	1260	1435	3370
– высота	2040	2300	2300	2276	3550
Масса, кг	905	1707	2850	1860	13700

Диафрагма должна быть изготовлена из резины, качество которой должно обеспечивать срок службы 24–30 месяцев.

В последние годы ОАО «Машзавод Труд» разработал и серийно выпускает усовершенствованные диафрагмовые отсадочные машины «Труд-3» и «Труд-12», которые по сравнению с машинами марки МОД позволяют существенно повысить эффективность обогащения за счет сокращения выноса мелких частиц полезного компонента, уменьшить удельный расход энергии и установленную мощность привода, повысить удельную производительность.

4.4. Технологические параметры работы отсадочных машин

Основными факторами, влияющими на эффективность процесса отсадки, являются: состояние постели и ее характеристика, частота и амплитуда колебаний подвижных конусов, давление и расход подрешетной воды. Рассмотрим каждый из них.

Для более полного разделения материала по плотности постель должна разрыхляться на всю высоту слоя, чтобы зерна тяжелого минерала могли перемещаться вниз в период действия восходящего потока и в большую часть времени действия нисходящего потока. В момент окончания действия нисходящего потока зерна постели должны так уплотняться, чтобы затруднять проникновение в глубь постели зерен легких минералов.

Крупность и форма зерен, плотность материала, из которого изготовлена искусственная постель, высота слоя постели существенно влияют на получаемые технологические показатели. Высота постели при отсадке крупного материала принимается равной

5–10 диаметрам наибольших частиц в питании. При этом следует помнить, что чем больше слой искусственной постели, тем меньше ее пропускная способность, и наоборот.

При отсадке богатых руд с большим выходом концентрата высота искусственной постели должна быть меньше, чем при отсадке руд с малым выходом концентрата.

Крупность материала искусственной постели принимается в 3–6 раз больше максимальной крупности частиц обогащаемой руды, а плотность – не меньше плотности концентрата тяжелой фракции.

Форма частиц искусственной постели оказывает влияние на выход подрешетного продукта, который увеличивается для сферических частиц (дробь) и уменьшается для рудных частиц неправильной формы. Крупность и высота постели отсадочных машин зависят от типа обогащаемых руд.

Широко применяемая для отсадки искусственная постель из стальной дробы имеет тот недостаток, что при продолжительной остановке отсадочной машины дробь под воздействием влаги спекается ржавчиной и при повторном пуске в работу перестает работать (дышать). Поэтому перед запуском машины в работу постель необходимо взрыхлять вручную, а в некоторых случаях и заменять, если не удастся ее взрыхлить.

Особое значение для эффективной работы отсадочной машины на конкретной руде имеет правильно подобранный **режим пульсации – частота и амплитуда колебаний** конического днища. Скорость восходящих и нисходящих потоков и продолжительность их действия на обогащаемый материал зависят от числа ходов рабочего органа машины и амплитуды колебаний. Обычно режим пульсаций для конкретного обогащаемого материала подбирается опытным путем. Но при подборе режима нужно исходить из следующих положений.

Скорость восходящего потока над решетом прямо пропорциональна произведению частоты колебаний на ход диафрагмы. С увеличением частоты колебаний время действия восходящего потока на постель расслаиваемого материала уменьшается:

$$T = 60 / 2n = 30 / n,$$

где T – время действия восходящего потока сек, n – частота колебаний.

Ход диафрагмы равен соотношению

$$H_d = 30 v_{cn} / n,$$

где H_d – ход диафрагмы, м; v_{cn} – скорость стесненного падения зерен обогащаемой руды.

При значительном увеличении частоты колебаний диафрагмы величина хода уменьшается и минеральные зерна плохо взвешиваются. Поэтому разделение зерен при частотах колебаний, превышающих предельные значения, протекает менее эффективно и результаты обогащения ухудшаются.

Частота колебаний и ход диафрагмы подбираются таким образом, чтобы создаваемая скорость восходящего потока обеспечивала оптимальное разрыхление и уплотнение обогащаемого материала.

Раньше частота колебаний диафрагмы регулировалась подбором шкивов на валу электропривода. В последнее время отсадочные машины снабжают частотно-регулируемыми приводами (ЧРП), которые позволяют путем изменения числа оборотов электродвигателя автоматически регулировать частоту колебаний диафрагмы. Применение ЧРП повысило оперативность и установку оптимальной частоты колебаний диафрагмы применительно к различным рудам.

Правильно подобранный водный режим также обеспечивает получение наилучшего разрыхления постели и нормальное удаление конечных продуктов отсадки – хвостов и концентрата. При этом необходимо различать транспортную и подрешетную воду.

Транспортная вода поступает с обогащаемым материалом и создает в отсадочной машине горизонтально направленный движущийся поток, который передвигает материал по решетке. При избытке транспортной воды горизонтальный поток движется с большой скоростью, материал быстро передвигается по решетке и в хвосты выносятся часть тяжелой фракции, которая должна извлекаться в концентрат. Поэтому не следует допускать больших расходов воды, а следовательно, и сильного разжижения пульпы, подаваемой на отсадку.

При недостатке транспортной воды скорость передвижения материала уменьшается, материал накапливается на решетке и его расслоение ухудшается.

Подрешетная вода, подаваемая в камеру под решетку, увеличивает скорость восходящего и уменьшает скорость нисходящего потоков при осуществлении циклов отсадки, в результате чего обогащаемый материал поддерживается в разрыхленном состоянии.

Избыток подрешетной воды слишком разрыхляет материал, нарушает нормальное расслоение и выносит в хвосты зерна постели. При недостатке подрешетной воды материал излишне уплотняется на решетке, что затрудняет взаимное перемещение частиц при их расслаивании, увеличивает действие нисходящей струи и способствует попаданию мелких частиц в нижние концентратные слои, загрязняя их. Расход подрешетной воды определяют опытным путем. Оптимальный расход воды лучше всего устанавливать с помощью расходомера на трубопроводе подачи подрешетной воды. Подводимая к отсадочной машине подрешетная вода должна иметь постоянное давление.

Отсадочные машины обеспечивают обогащение руд крупностью от 0,2 до 25 мм. Для отсадочной машины любого типа содержание твердого в питании должно быть не ниже 50–60%. Расход подрешетной воды на 1 т руды должен составлять 1,2–2,5 м³.

4.5. Обогащение на концентрационных столах

Метод обогащения на концентрационных столах основан на разделении смеси минеральных частиц по плотности в тонком слое воды, текущей по наклонной плоскости. Пульпа и смывная вода поступают на наклонную плоскую деку (рис. 4.5), совершающую возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости перпендикулярно направлению движения воды. Пульпа, стекая, заполняет межрифлевое пространство, осевшие частицы под влиянием колебаний деки продвигаются вдоль рифлей, неосевшие частицы меньшей плотности из верхнего слоя пульпы переносятся через рифли и смываются водой в поперечном направлении. Частицы большей плотности достигают нерифленую часть деки, где происходит дальнейшая перемешка тяжелых частиц с образованием веера частиц.

Рассмотрим, какие же силы действуют на минеральное зерно в потоке воды, текущей по наклонной плоскости (рис. 4.4).

На минеральное зерно массой m , находящейся в струе воды, текущей по наклонной плоскости, действуют следующие силы:

– **сила тяжести** зерна в воде, направленная вниз по вертикали:

$$P = mg;$$

– **сила динамического давления воды в направлении ее движения:**

$$P_d = \Psi (v_{cp} - v)^2 d^2 \Delta,$$

где Ψ – коэффициент сопротивления; v_{cp} и v – средние скорости струи воды и движения минерального зерна, d – диаметр зерна; Δ – плотность жидкости;

– сила динамического действия вертикальной составляющей скорости, направленная вверх:

$$P_B = \Psi u^2 d^2 \Delta,$$

где u – средняя вертикальная составляющая скорости;

– сила трения, направленная в сторону, противоположную движению зерна:

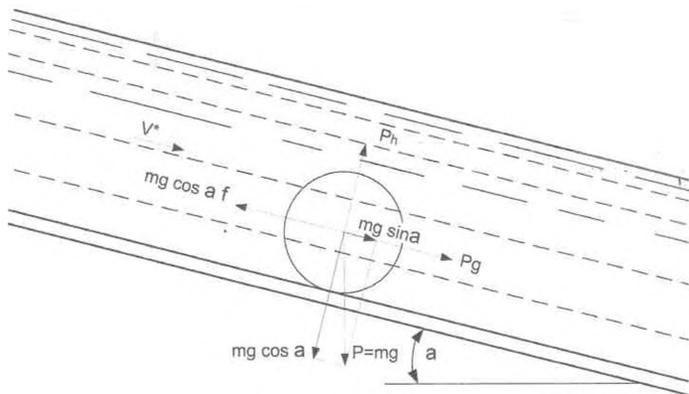


Рис. 4.4. Схема сил, действующих на частицу в потоке воды, текущей по наклонной плоскости

$$P_{тр} = (P_d \cos \alpha - P_B) \cdot f,$$

где f – коэффициент трения, α – угол наклона плоскости.

Из уравнений сил выводится условие, при котором минеральное зерно начинает двигаться в потоке воды по наклонной плоскости:

$$v_{cp} > k \sqrt{v_o^2 - u_{cp}^2},$$

где k – числовой коэффициент v_o – конечная скорость зерен.

Для гравитационного извлечения тяжелых зерен в концентрат необходимо создать такие режимы движения, чтобы исключить перенос во взвешенном состоянии тяжелых зерен в хвосты.

В направлении возвратно-поступательного движения поверхность стола покрывается рифлями, нарушающими спокойное движение воды по наклонной плоскости. Наличие рифлей вызывает образование двух потоков воды – верхнего и нижнего. Движение верхнего потока происходит спокойно или ламинарно, а нижнего – с турбулентными завихрениями. Одновременное действие водных потоков и возвратно-поступательного движения стола вызывает расположение зерен минералов между рифлями в два слоя. В нижнем слое концентрируются зерна тяжелых, а в верхний слой всплывают зерна легких минералов.

Благодаря турбулентному движению нижнего потока и встряхивающему воздействию деки стола зерна легких минералов преодолевают высоту рифлей и, попадая в верхний поток воды, уносятся им по направлению наклона стола со скоростью большей, чем скорость тяжелых зерен.

Зерна тяжелых минералов, находясь в нижнем слое, двигаются по желобам вдоль рифлей со скоростью, превышающей скорость движения легких минералов. Под действием воды и инерции от сотрясательного действия стола легкие и тяжелые зерна минералов двигаются по направлению равнодействующих этих сил со своими средними скоростями. При этом смесь рудных зерен, выходя из желобов рифлей, расслаивается по плотности и распределяется на деке стола в виде веера (рис. 4.5).

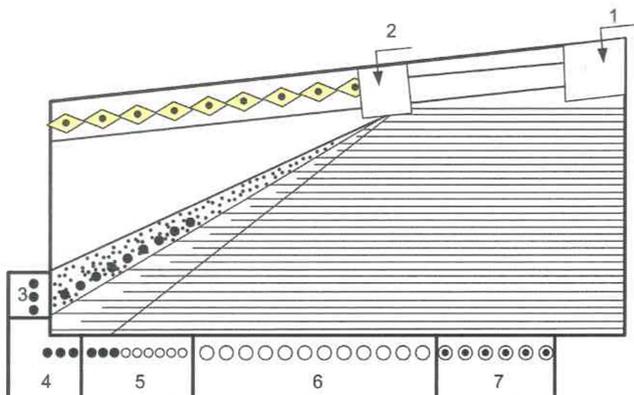


Рис. 4.5. Схема разделения смеси минеральных частиц по плотности в тонком слое воды, текущей по наклонной плоскости

Тяжелые минералы занимают верхнюю часть деки 3, сростки тяжелых минералов с породой и минералы промежуточной плотности располагаются в средней части веера 4, отходы легких минералов занимают нижнюю часть веера 5, а шламы, взвешенные в воде, сносятся верхним потоком воды на всем промежутке деки 6–7 между отходами и загрузочной частью стола.

При обогащении золотосодержащих руд на концентрационных столах принято получать три продукта обогащения: концентрат – «золотая головка» (3), промежуточный продукт (4-5) и хвосты (6). Поскольку золото в руде находится в самородном состоянии, при обогащении на столах свободные частицы золота концентрируются в самой верхней части веера, и верхняя полоска веера приобретает желтый цвет. Отсекая верхнюю полоску веера, получают «золотую головку» с высоким содержанием золота. Среднюю часть веера отсекают в промпродукт, в котором золото находится в сростках породы. Промпродукт с золотом направляют, как правило, на доизмельчение, чтобы раскрыть частицы золота, и затем этот продукт снова пропускают через стол для доизвлечения свободного золота в головку.

4.6. Устройство и работа концентрационных столов

Концентрационный стол (рис. 4.6) представляет собой слабонаклонную в поперечном направлении качающуюся поверхность (деку) прямоугольной и трапециевидальной (диагональной) формы.

Стол состоит из опорной конструкции – рамы 8, привода 1 и подвижной деки 10 с покрытием из линолеума или резины с закрепленными на ней узкими планками-рифлями 9. Дека удерживается на шести роликовых опорах скольжения 6. Для регулирования ее поперечного наклона служит креновый механизм, состоящий из тяги 4, винта 5

и маховика 7. Возвратно-поступательное движение деки осуществляются от приводного механизма 1 посредством тяги 2 и пружины 3. Электродвигатель 14 связан с приводным механизмом клиноременной передачей.

Приводные механизмы для столов применяются двух типов – инерционные и эксцентриковые. В приводных механизмах предусмотрена регулировка изменения амплитуды хода. Частота колебаний стола изменяется сменой шкивов в клиноременной передаче между электродвигателем и приводным механизмом. В настоящее время частоту колебаний стола регулируют с помощью ЧРП – частотно-регулируемого привода, который изменяет по заданию обороты электродвигателя.

Деки современных концентрационных столов изготавливают из стеклопластика, алюминия, пластмассы и других новых материалов. Рифли выполняются из дерева, резины, пластика и других материалов.

Концентрационные столы разделяются на опорные и подвесные, по количеству дек – на однодечные и многодечные. В зависимости от крупности обрабатываемого материала и формы поверхности деки столы делятся на следующие типы:

- **тонкошламовые ТШ** – для материала крупностью 0,01–0,1 мм;
- **шламовые Ш** – для материала крупностью 0,04–0,2 мм.

Основное преимущество концентрационных столов – высокое извлечение тяжелых минералов при большой степени концентрации, недостаток – низкая удельная производительность. Поэтому концентрационные столы обычно применяют не для обогащения исходных руд, а для обогащения первичных гравитационных концентратов, получаемых из руды высокопроизводительными отсадочными машинами.

Концентрационные столы широко распространены и применяются в схемах первичного гравитационного обогащения оловянных, вольфрамовых и руд редких металлов (тантал, ниобий, монацит). В обогащении золотосодержащих руд концентрационные столы применяются в основном для пересортировки отсадочных концентратов и доводки золотой головки, пригодной для обжига и плавки на слиток.

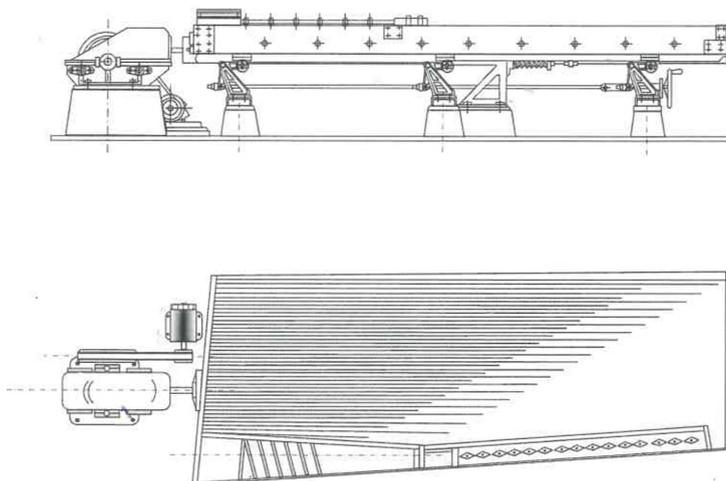


Рис. 4.6. Концентрационный стол СКМ-1

Таблица 4.4

Техническая характеристика концентрационных столов

Параметры	СКО-0,5	СКО-2	СКО-3,5	СКО-1-7,5	СКО-15 М1	СКО-22
Производительность, т/час: – песковых – шламовых	0,05	0,3–1,0 0,08–0,3	0,5–3,0	0,5–5,0 0,2–0,05*	2,0–7,0 0,7–2,0	3–10 1,0–3,0
Крупность питания, мм: – песков – шламов	-3,0+0,04	-3,0+0,2 -0,2+0,04	+0,04-3,0	+0,04-4,0 -0,1+0,01	-3,0+0,2 0,2+0,04	3,0+0,2 0,2+0,04
Общая площадь дек, м ²	0,5	2,0	3,5	7,5	15,0	22,5
Количество дек, шт.	1	1	1	1	2	3
Частота хода деки в мин	280–400	280–400	225–350	280–350	280–350	280–350
Длина хода деки, мм	4–16	10–26	12–20	10–20	10–20	10–20
Угол крена, град: – поперечного – продольного		0–8 -0,5±1,0	2–8 –	0–8 0±2		0–8 0±2
Мощность э/дв, кВт	0,37	0,75	2,2	2,2	2,2	2,2
Габаритные размеры, мм: – длина – ширина – высота	1550 660 660	3000 1250 1000	4500 2000 1100	6000 1850 1200	5400 2300 1700	5400 2300 2300
Масса, кг	100	420	1400	1620	2400	3000

Примечание: * – для тонкошламового стола СКО-7,5ТШС.

Песковые и шламовые столы имеют одинаковую конструкцию, но различаются только типом рифлей и размерами желобов питания и воды. Поперечное сечение песковых рифлей – прямоугольное, шламовых – треугольное. Продольное сечение рифлей – трапеция с двумя прямыми углами и верхним основанием, равным $\frac{3}{4}$ нижнего; рифли имеют максимальную высоту у загрузочного конца деки. Наибольшую высоту и длину имеет рифля, проходящая через угол деки, образованный стороной разгрузки легких продуктов и загрузочным торцом. Выбор высоты рифлей определяется крупностью и плотностью обогащаемого материала, а также содержанием тяжелых компонентов.

4.7. Технологические параметры работы концентрационных столов

Для концентрационных столов, так же как и для отсадочных машин, основными параметрами являются частота и величина хода стола, расход смывной воды, содержание твердого в питании.

Амплитуда и частота хода деки стола. Разрыхление материала, расслоение минеральных зерен по плотности и крупности, а также избирательное транспортирование расслоившихся минеральных зерен на деке в большой степени зависят от сотрясательных возвратно-поступательных движений деки.

С увеличением хода деки увеличиваются восходящая струя потока и подъемная сила, которая способна взвешивать более крупные и тяжелые минеральные зерна на большую высоту. С увеличением частоты колебаний деки увеличивается частота пульсаций потока в единицу времени, но подъемная сила может быть небольшой.

Поэтому при обработке крупного материала, когда высота слоя материала на деке стола большая и требуется значительная подъемная сила восходящего потока, увеличивают амплитуду хода деки, но при этом необходимо уменьшать частоту колебаний деки, т.к. в том же объеме пульпы крупных зерен оказывается меньше, чем мелких.

При обработке мелкого и тонкого материала высота слоя на деке небольшая. В этих случаях не требуется поднимать на большую высоту, но так как содержание мелких зерен больше по сравнению с крупными, то для обеспечения необходимого расслаивания материала частоту пульсаций колебаний зерна следует увеличить, что и осуществляется путем увеличения частоты колебаний деки, но амплитуду хода деки в этом случае нужно уменьшать.

Частота колебаний и ход деки определяются из соотношений:

$$N = 250/\sqrt{d_{\max}} \quad l = 18\sqrt{d_{\max}}$$

где N – частота колебаний, мин-1; l – амплитуда хода деки, мм; d_{\max} – наибольший размер частиц обогащаемого материала, мм.

Параметры работы концентрационных столов в зависимости от крупности обрабатываемого материала должны соответствовать величинам, приведенным в таблице 4.5.

Таблица 4.5

Параметры работы концентрационных столов

Крупность материала, мм	Частота колебаний деки, мин-1	Ход деки, мм	Угол поперечного наклона, град
-3+1	280-230	20-26	6-10
-1,0+0,2	330-290	16-20	2-6
-0,2	350-320	16-15	0-2

Ход деки изменяют путем смены грузов, вставляемых в отверстия дебалансов. Для получения хода деки 10 мм все грузы из дебалансов вынимают. Смена грузов производится через люк в корпусе приводного дебаланса, закрываемого крышками. Заменять или убирать грузы – вставки следует целыми комплектами по 16 шт. Заменять или убирать отдельные грузы нельзя, т.к. работа стола будет нарушена.

Изменение частоты колебаний дек производится либо путем смены шкивов электродвигателя, либо частотно-регулируемым электроприводом (ЧРП).

Угол поперечного и продольного наклона деки. Скорость движения минеральных зерен на деке в поперечном направлении зависит в основном от скорости пульпы и воды. Скорость поперечного потока должна быть такой, чтобы не нарушалось расслаивание материала по плотности и в поперечном направлении транспортировались в основном минералы легкой фракции.

Если дека установлена горизонтально, то направление скоростей движения минералов легкой и тяжелой фракций совпадают, образование веера, а следовательно, и разделение минералов по плотности не происходит.

При очень большом угле поперечного наклона деки скорость потока воды и пульпы становится очень большой, и минералы легкой и тяжелой фракций будут смываться вместе, т.к. направление и скорость движения их совпадут, а веер материала на столе станет очень узким, что отрицательно скажется на эффективности расслоения и извлечения полезных компонентов.

Углы поперечного и продольного наклонов определяются опытным путем. Увеличение удельной производительности стола, обогащение более крупного материала, уменьшение выхода концентрата и меньшее разжижение пульпы требуют большего уклона деки.

Разжижение пульпы и расход смывной воды. Изменять скорость поперечного потока пульпы можно расходом смывной воды и воды, поступающей на деку с питанием. Поперечный наклон деки и расход воды – факторы взаимосвязанные. При обогащении на концентрационных столах рекомендуется расход питающей воды 3,5–4,0 м³, а смывной воды 1–2 м³ на 1 т обрабатываемого материала.

Однако следует помнить, что увеличение скорости транспортируемого материала путем увеличения наклона деки более экономично, чем увеличение расхода воды. Расход питающей и смывной воды регулируется вентилем с помощью расходомера, установленного на трубопроводе подвода воды к столу.

На концентрационный стол необходимо подавать пульпу с содержанием не ниже 20–25% твердого. На рабочей поверхности стола не допускаются местные неровности площадью более 100 см², высотой и глубиной более 0,5 мм. Число неровностей не должно превышать 3 на 1 м².

Дека должна быть наклонена в сторону разгрузки на 3 градуса. При эксплуатации концентрационных столов наиболее часто допускаются технологические нарушения, заключающиеся в том, что питание превышает установленную производительность стола или питание подается весьма неравномерно. Равномерное питание стола с заданной плотностью является залогом эффективности его работы при правильно установленных остальных параметрах.

4.8. Обогащение в центробежных концентраторах

В последние годы развитие технологии гравитационного обогащения золотосодержащего сырья связано с разработкой и внедрением центробежных концентраторов различных конструкций. В настоящее время успешно внедрены в производство и работают на многих фабриках концентраторы «Кнельсон» и «Фалькон» из Канады, «Орокон» из Австралии и наши отечественные центробежные аппараты ЗАО «Итомак»

(г. Новосибирск), концентраты с плавающей постелью ЦКПП НПО «Полиметалл» (г. Санкт-Петербург) и центробежно-вибрационные концентраты ЦВК, разработанные ОАО «Грант» (г. Наро-Фоминск).

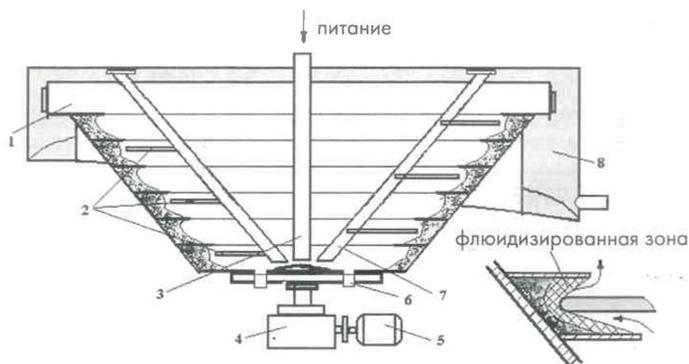


Рис. 4.7. Центробежный концентратор Орокон М-30

В центробежных концентраторах на рудные частицы и самородное золото кроме гравитационных сил воздействуют центробежные и центростремительные. Применение центробежной силы увеличивает разницу в плотностях между частицами золота и пустой породы, что приводит к значительному повышению эффективности гравитационного обогащения исходного материала.

На примере центробежного концентратора «Орокон» покажем, как происходит обогащение золота в центробежном поле.

Центробежный концентратор «ОРОКОН-М30» был разработан в Австралии в конце 80-х годов прошлого столетия. Австралийская фирма «Стар Текнолоджи Системз Лтд.» в 1992 году начала изготавливать эти аппараты на Свирском ремонтно-механическом заводе и внедрять на российских золотодобывающих предприятиях.

Концентратор (рис. 4.7) представляет собой конусную чашу объемом 0,9 м³, которая приводится во вращение электроприводом, состоящим из электродвигателя и редуктора. Чаша вращается вокруг вертикальной оси конусом вниз. На внутренней стенке чаши находятся 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 и частицы свободного золота 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. 4.7). Процесс концентрации золота осуществляется в восходящем потоке пульпы при вращении чаши. Под действием центробежных сил тяжелые частицы золота и тяжелых минералов накапливаются в кольцевых концентратных желобах. Хвостовая пульпа переливается через верхний край вращающейся конусной чаши в неподвижный сливной желоб 5 и далее направляется на следующую операцию.

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

действия показана на **рисунке 4.7**. Они позволяют избежать уплотнения концентрата и за счет разрыхления рудной постели в желобах способствуют накоплению свободных частиц золота и золота в сростках в концентрате.

Техническая характеристика концентратора ОРОКОН М-30

Производительность по исходному питанию:

по твердому, т/час – 30

по пульпе, м³/час – до 150

Плотность пульпы в питании, % тв – 10–30

Рабочий объем чаши, м³ – 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 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, показали, что аппарат хорошо улавливает мелкое и тонкое свободное золото размером менее 40 микрон. При среднем содержании золота в хвостах отсадки 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%.

В 2001 г. автор провел испытания и внедрил концентратор «Орокон» на улавливание гравитационного золота из флотоконцентрата Самартинской ЗИФ перед цианированием в цехе гидрометаллургии.

При постоянной работе концентратора в голове гидрометаллургического процесса из флотоконцентрата извлекалось свободное мелкое золото и золото в сростках в количестве от 0,5 до 1,5% от исходного содержания, которое поступало во флотоконцентрат с хвостами доводки. После установки концентратора в цехе гидрометаллургии в процессе цианирования и сорбции наблюдалось уменьшение потерь золота с твердой фазой хвостов сорбции в среднем на 0,15–0,2 г/т. Этот эффект достигался не только за счет концентрации в аппарате гравитационного золота, но и, как было установлено, за счет улавливания сравнительно крупных частиц концентрата с нераскрытыми для цианирования частицами золота.

Наибольшее распространение получили концентраторы с так называемым **псевдо-ожженным** слоем, в котором концентрирование тяжелых минералов и золота происходит под действием центробежных и гидродинамических сил. Гидродинамические силы создаются инжекцией воды в канавки рабочего конуса концентраторов. Такими аппаратами являются концентраторы «Итомак» и «Нельсон».

Центробежные концентраторы ИТОМАК

В концентраторах «Итомак», в отличие от всех остальных, ось вращения рабочего конуса располагается в горизонтальной или наклонной плоскости (**рис. 4.8**). Такое расположение оси вращения позволяет значительно упростить конструкцию и улучшить условия эксплуатации основных узлов аппарата.

Кроме этого, при горизонтальном расположении оси вращения рабочего конуса активное участие в действии на рудные частицы оказывает сила тяжести, вектор направления которой вращается с угловой скоростью, совпадающей с частотой вращения рабочего конуса, и оказывает на класс «взвешенных» частиц периодическое силовое воздействие, способствующее дополнительному разрыхлению минеральной постели.

Псевдооживленный слой в концентраторах «Итомак» создается подачей осветленной воды в стенки канавок рабочего конуса в направлении, перпендикулярном направлению вращения конуса. В результате этого разделение материала по плотности происходит более эффективно, вымывая из концентрата более легкие частицы породы. Применение оживающей воды позволяет как бы разрыхлять в канавках концентрат (в «Ороконе» роль рыхлителей выполняют стальные стержни), и за счет этого увеличивается степень концентрации и, соответственно, содержание золота в концентрате.

Принцип действия концентратора состоит в принудительном разделении обрабатываемого материала по удельному весу частиц на две фракции: «тяжелую» и «легкую» при помощи центрифуги – конусного ротора, вращающегося вокруг горизонтальной оси. Разделение материала на фракции происходит в результате взаимодействия центробежных сил, силы тяжести и потока промывочной воды, действующих на каждую частицу во вращающемся роторе. В роторе имеются концентрические канавки.

Обрабатываемый материал подается во вращающийся ротор, в котором он разгоняется до некоторой угловой скорости, близкой к скорости ротора. Одновременно с этим происходит подача в ротор промывочной воды под заданным давлением. В результате частицы с большой плотностью под действием центробежной силы отбрасываются к стенкам ротора и, преодолевая сопротивление промывочной воды, осаждаются в канавках ротора. Частицы материала с меньшей плотностью не достигают стенок ротора и уносятся потоком промывочной воды и пульпы из зоны разделения.



Рис. 4.8. Концентратор Итомак КГ-10

Концентратор «Итомак» состоит из следующих основных узлов: рамы, электропривода, конусообразного ротора с отверстиями для впрыска промывочной воды, кожуха с желобом отвода хвостов и концентрата, сальникового устройства и системы подачи и регулирования промывочной воды. Ротор крепится на раме на двух подшипниковых опорах. Исходная пульпа подается в ротор по трубопроводу, который проходит через кожух внутрь ротора.

Качество концентрата или степень концентрации полезного компонента достигается продолжительностью работы концентратора между сполосками. Чем больше продолжительность работы между сполосками, тем выше степень концентрации металла. Но при этом уменьшается выход концентрата и, соответственно, увеличивается содержание металла в хвостах.

Регулирование работы центробежного концентратора для достижения максимальной эффективности разделения осуществляется расходом воды на ожигание в канавках конуса и ее давлением. Оптимальный расход ожигающей воды устанавливается опытным путем для каждого исходного материала конкретно.

В настоящее время ЗАО «ИТОМАК» выпускает 15 типоразмеров центробежных концентраторов. Технические характеристики основных типов концентраторов «Итомак» приведены в таблице 4.6.

Таблица 4.6

Техническая характеристика центробежных концентраторов ИТОМАК

Тип	Производит.		Расход разрых. воды, м ³ /час	Крупность материала, мм, не более	Мощн. э/прив. кВт	Масса, кг	Габариты ШхДхВ, м
	т/час	м ³ /час					
КН-0,1	0,1	0,5	1,25	0,5	0,25	40	0,35x0,55x0,62
КН-1,0	1,0	4,5	3,5	1,0	1,1	96	0,50x0,70x0,80
КГ-2,0	2,0	6,0	4,0	2,0	1,1	150	0,54x0,85x0,71
КГ-5,0	5,0	9,0	10,0	1,0	2,2	400	1,1x1,40x1,23
КГМ-10	10,0	20,0	12,5	1,0	4,0	700	1,3x1,80x1,33
КГМ2-20	20	45	20,0	1,0	5,5	800	1,59x2,00x1,61
КГМ-30	30	60	37,5	1,0	7,5	900	1,60x2,20x1,75
КГ-40ДК	40	80	42,5	1,0	11,0	1600	1,60x2,40x1,75

В последнее время концентраторы ИТОМАК по желанию заказчика выпускаются с полной автоматизацией управления и регулирования работы аппарата, в которую входят автоматическое переключение потока питающей пульпы на период сполоска концентрата и система автоматизации разгрузки концентрата. В качестве недостатка автоматизации аппаратов ИТОМАК следует указать отсутствие автоматического регулирования расхода ожигающей воды и поддержание ее расхода на заданном уровне. Автоматизация концентратора резко повышает эффективность его работы.

Новосибирская фирма ИТОМАК с 1995 года занимается разработкой, изготовлением и внедрением в практику золотодобычи центробежных концентраторов. Применение на практике центробежных концентраторов ИТОМАК подтвердило высокую эффективность их работы при улавливании мелкого и тонкого золота.

На ЗИФ Коммунарковского рудника (Красноярский край) в период с 1997 по 2002 гг. было приобретено 7 концентраторов типа ИТОМАК КГ-5,0 производительностью 5 т/час, которые были установлены на перемалывании отсадочного концентрата вместо концентрационных столов СКО-7,5. За одну операцию перемалывания содержание золота повышается с 10–30 г/т до 1000–2000 г/т. Эксплуатационники пошли дальше. Они установили центробежные концентраторы на доводке вместо столов и стали получать концентрат с содержанием золота свыше 20 кг/т, пригодный к плавке на слиток. Внедрение центробежных концентраторов на Коммунарковской ЗИФ упразднило применение весьма вредного процесса амальгамации.

На ЗИФ Каральвеевского рудника (Чукотка) в 1999–2000 гг. было приобретено 8 концентраторов ИТОМАК КГ-20 производительностью 20 т/час по твердому. Концентраторы установили как в основном гравитационном процессе, так и на отвальных

продуктах. Шесть концентраторов было использовано для извлечения золота из лежа-
 лых хвостов фабрики. Была достигнута степень извлечения в пределах от 65 до 85%,
 при этом не все золото находилось в свободном виде, часть его была ассоциирована
 с сульфидами хвостов. Содержание золота в концентратах зависело от времени кон-
 центрирования и находилось в пределах от 200 до 500 г/т. Полученные концентраты
 обогащали на столе с выделением золотой головки, а хвосты стола подвергали ци-
 нированию. Только в сезоне 2000–2001 г. из лежащих хвостов рудника было добыто
 в готовую продукцию около 80 кг золота.

Центробежные концентраторы KNELSON

Центробежный концентратор Нельсон был изобретен в 1980 г. В настоящее вре-
 мя их производит частное семейное предприятие – канадская компания «Knelson
 Concentrators», которое имеет свои представительства в России.

Концентратор Knelson (рис. 4.9) представляет собой высокоскоростную центри-
 фугу, в которой создается центробежное поле с ускорением до 60g, снабженную
 устройствами для подачи оживающей (флюидизирующей) воды, что позволяет получать
 хорошие результаты по извлечению свободного золота. Обогащительный конус концен-
 тратора выполнен из нержавеющей стали и покрыт высокоизносостойким полиуретаном.
 По периметру конуса размещены горизонтальные кольцевые углубления (кольца),
 разделенные на сегменты.

В стенке каждого кольца имеются сквозные отверстия для подачи осветленной воды,
 которая, поступая с внешнего конуса, создает «кипящий» слой в зоне обогащения.
 В результате этого частицы золота или другого тяжелого минерала, попадая в кольцо,
 вытесняют более легкие минералы и занимают их место.

Обогащительный конус установлен в специально разработанной вращающейся ка-
 мере, помещенной в водяную рубашку. Осветленная вода подается в камеру через вал
 ротора. Как только камера заполняется, вода под давлением тангенциально поступает
 через отверстия в обогащительный конус (рис. 4.9).

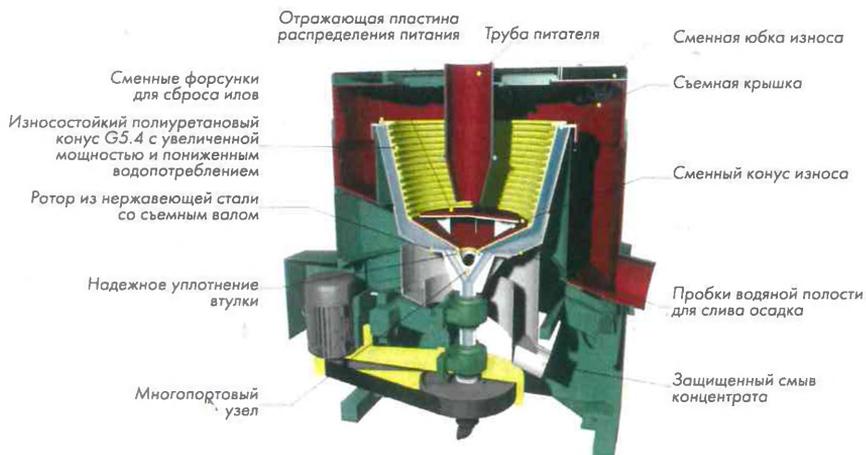


Рис. 4.9. Концентратор Кнелсон с периодической разгрузки концентрата серии KC-XD

Требуемое количество осветленной воды зависит от характера исходного питания – размера и плотности частиц, плотности пульпы и др. При оптимальном разжижении материала в кольцевом желобе обеспечивается равенство сил внутреннего давления воды и внешних центробежных сил, действующих на твердые частицы питания, находящиеся в кольце.

Питание в концентратор подается самотеком в виде пульпы через неподвижную футерованную трубу. Пульпа поступает в нижнюю часть конуса и попадает на разгонный импеллер, который распределяет пульпу равномерно по периметру конуса. Под действием центробежных сил и в связи с увеличением диаметра конуса снизу вверх пульпа движется вверх равномерным слоем с увеличивающейся скоростью.

По мере того, как твердые частицы достигают стенок корпуса, они постепенно заполняют кольцевые углубления. Под действием оживающей воды в них образуется минеральная постель в виде кипящего слоя, в которой происходит накопление тяжелых частиц и вымывание более легких. После осуществления цикла обогащения производится съем концентрата в ручном или автоматическом режиме через нижний разгрузочный конус. Перед съемом концентрата двигатель останавливают.

Фирма «KNELSON» выпускает концентраторы различной производительности трех модификаций, каждая из которых отличается друг от друга способом разгрузки концентрата.

Концентраторы небольшой производительности для испытательных целей выпускаются в серии **MD-Manual Discharge** с ручной разгрузкой концентрата. Технические характеристики этих концентраторов приведены в таблице 4.7.

Таблица 4.7

Модель	Производит.		Расход воды, л/ч	Крупн. питания, мм	Площадь акт. улавл., см ²	Масса кон-та, кг	Объем кон-та, л	Мощность Двигателя, л.с.
	По тверд., кг/ч	По пульпе, л/ч						
KC-MD3	0–45	8	0,7–4,0	≥1,7	48	0,08–0,15	58 мл	0,16
KC-MD4,5	0–275	18	11–19	≥1,7	157	0,2–0,35	0,18 л	0,75
KC-MD7,5	0–680	95	45–68	≥4,7	322	0,7–1,0	0,5 л	0,75

Концентраторы серии MD находят применение в испытательных лабораториях, в пилотных опытных установках, при проведении полевых и старательских работ на россыпных и коренных месторождениях руд. На концентраторах этой серии отработываются тесты E-GRG, с помощью которых определяется максимальное теоретически возможное извлечение гравитационного золота из руды конкретного месторождения. Этот тест стал стандартом обоганительной отрасли за рубежом.

Концентраторы Кнелсона с порционной разгрузкой концентрата выпускаются в сериях CD-MS и XD (рис. 4.9). Разгрузка концентрата у этих аппаратов осуществляется после окончания установленного цикла обогащения путем смыва в специальный приемник через многопортовый узел. При этом смыв концентрата управляется автоматически и занимает меньше минуты в полностью закрытом пространстве.

Концентраторы серии XD-Extended Duty (повышенной выносливости) представлены аппаратами мощностью от 10 до 1000 тонн твердого в час. Машины XD были специально разработаны для переработки руд с высокой прочностью (18–24 по шкале Протодьяконова). Все узлы концентратора выполнены из сталей и материалов высокого качества по прочности.

Технические характеристики концентраторов серий XD и CD представлены в таблице 4.8.

Таблица 4.8

Модель	Производит.		Расход воды, м ³ /ч	Крупн. питания, мм	Площадь акт. улавл., см ³	Масса кон-та, кг	Объем кон-та, л	Мощн. двигат., кВт
	По тверд. т/ч	По пульпе м ³ /ч						
Серия XD								
KC-XD70	300-1000	1360	68-125	≥1,7 Макс 6	32 044	100-140	52	150-375
KC-XD 48	200-400	550	41-90	≥1,7 Макс 6	13 941	45-50	20	30-75
KC-XD 40	125-250	340	27-68	≥1,7 Макс 6	10 300	38-43	17	30-55
KC-XD 30	75-150	200	14-36	≥1,7 Макс 6	7 115	20-27	12	11-19
KC-XD 20	15-80	110	8-20	≥1,7	2 982	7-10	5	5,5
Серия CDMS								
KC-CD 30	50-100	135	17-36	≥1,7 Макс 6	7 115	20-27	12	11-19
KC-CD 20	10-50	70	8-20	≥1,7 Макс 6	2 982	7-10	5	5,5
KC-CD 12	6-20	15	4,5-5,7	≥1,7 Макс 6	1044	2,5-4,5	2,5-4,5	1,5
KC-CD 10	0,9-8	10	3,4-4,5	≥1,7	770	2,0-3,8	2,0-3,8	1,1

Концентраторы серии CVD представляют собой аппараты с непрерывной разгрузкой концентрата (рис. 4.10).

Технология CVD была специально разработана для тех случаев, когда выход полезного материала гораздо больше того, который может быть достигнут в концентраторах порционной разгрузки серии XD или CD-MS. Концентратор CVD производит и разгружает концентрат одновременно с подачей в аппарат свежего питания. При этом выход концентрата может колебаться от 0,1 до 50% в зависимости от заданного значения.

Разрез и устройство концентратора CVD представлены на рисунке 4.10. В отличие от порционных концентраторов в CVD обогащение происходит в концентрирующих кольцах. Осветленная вода подается внутрь конуса через отверстия, расположенные в концентрирующих кольцах. Когда пульпа питания достигает дна конуса, она выталкивается наружу и вверх по стенкам конуса к концентрирующим кольцам. Пульпа заполняет кольца, создавая флюидизированную концентрирующую среду (постель). Ожижающая вода обеспечивает преимущественное улавливание более тяжелых частиц в концентрирующих кольцах.



Рис. 4.10. Концентратор KNELSON CVD 32-2 с непрерывной разгрузкой концентрата

С помощью пережимных клапанов в самих кольцах (рис. 4.10) концентрат разгружается при заданной скорости. Пережимные клапаны работают на сжатом воздухе. Продолжительность и частота открытия пережимных клапанов может регулироваться, позволяя устанавливать выход концентрата из каждого кольца независимо друг от друга. Концентрат выгружается в приемник, а хвосты аппарата сливаются через верхнюю часть конуса.

Технические характеристики концентраторов серии CVD представлены в таблице 4.9.

Таблица 4.9

Модель	Производит.		Расход воды, м ³ /ч	Крупн. питания, мм	Плотн. питания, % тв	Масса концентратора, кг	Мощность двигателя, кВт
	По тверд., т/ч	По пульпе, м ³ /ч					
КС-CVD6 (1 кольцо)	0,5–2,0	4,0	1,1–2,7	≥1,7 Макс 3,2	До 50%	230	1,1
КС-CVD20 (1 кольцо)	15–35	75,0	4,5–9,1	≥1,7 Макс 3,2	До 50%	2500	11
КС-CVD32 (2 кольца)	30–80	170,0	16–36	≥1,7 Макс 3,2	До 50%	6800	30
КС-CVD42 (1 кольцо)	40–120	250	14–23	≥1,7 Макс 3,2	До 50%	7000	30
КС-CVD42 (2 кольца)	40–120	250	16–36	≥1,7 Макс 3,2	До 50%	7100	30

Почти все модели концентраторов снабжены системами автоматизированного контроля и управления всеми процессами, происходящими при работе машины (питание, разгрузка концентрата, подача воды в рабочий орган и др.). Автоматизация концентратора позволяет оптимизировать процесс обогащения в аппарате и за счет этого получать хорошие результаты по извлечению золота.

Следует отметить, что для работы концентраторов Knelson необходимо обеспечивать подачу абсолютно чистой воды под давлением и в достаточно большом количестве (до 15–20 м³/час), что для некоторых фабрик является достаточно трудной задачей. Тем не менее в последнее время концентраторы выпускаются в комплекте с фильтрами очистки воды перед ее подачей в аппарат, что также существенно улучшает надежность работы аппаратов и в некоторых случаях позволяет использовать для концентрации золота в аппарате оборотную воду.

4.9. Другие конструкции центробежных концентраторов и определение области их применения

Конструкция концентраторов с плавающей постелью ЦКПП напоминает конструкцию аппаратов Кнелсон и Фалькон, но конусная улавливающая чаша с канавками для концентрата изготовлена из полиуретана. Разрыхление постели в ЦКПП достигается пульсацией самой улавливающей чаши, которая обжимается тремя роликами. В таких условиях работы постель начинает «дышать», сжимаясь и разжимаясь три раза за один оборот. Это приводит к высокочастотным пульсациям постели, причем максимальное ускорение в каналах чаши достигает 200g.

В концентраторе ЦВК улавливающая чаша кроме вращения вокруг вертикальной оси совершает планетарные колебания с частотой более 100 Гц и амплитудой 1,5–3,0 мм. При этом планетарные ускорения в 1,5–2,0 раза превышают центростремительные, а суммарные ускорения здесь достигают 45–90g в зависимости от настройки.

С возникновением все новых моделей центробежных концентраторов возникла необходимость определить сферы их применения и провести сравнительные испытания различных конструкций на конкретных рудных материалах, содержащих тяжелые минералы или частицы золота.

Такие испытания провели А.В. Богданович и С.В. Петров в АОЗТ «Механобр Инжиниринг» в 2001 г. и опубликовали свои результаты в журнале «Обогащение руд» 2001 г. № 3. По способу разрыхления постели все существующие конструкции центробежных сепараторов они разбили на две большие группы:

1. Концентраторы с подачей воды сквозь осевшую постель через многочисленные отверстия в стенках каналов улавливающей чаши – Кнельсон, Фалькон, Итомак.
2. Концентраторы с механическим разрыхлением постели либо непосредственным воздействием разрыхлителя, либо наложением высокочастотных колебаний или деформаций – Орокон, ЦКПП, ЦВК.

В каналах улавливающих чаш концентраторов первой группы разрыхление постели создается потоками оживающей воды, вводимой через отверстия малого диаметра. При этом, кроме процесса улавливания частиц с высокой плотностью, идет процесс классификации с вымыванием из осевшего концентрата тонких и мелких частиц. Вследствие этого гранулометрические характеристики концентрата по отношению к питанию загрубляются.

У концентраторов с механическим разрыхлением постели наблюдается обратный процесс, здесь имеет место сегрегация частиц, т.е. просеивание тонких частиц через промежутки между более крупными зёрнами. В этих аппаратах содержание тонких и мелких частиц в концентратах несколько выше, чем в исходном питании.

Они считают, что аппараты второго типа более эффективны при обогащении тонкого самородного золота вследствие более благоприятных условий для его улавливания.

В АОЗТ «Механобр Инжиниринг» разработана методика испытаний центробежных сепараторов на искусственных смесях, в которых поведение минералов с высокой плотностью моделируется гранулированным ферросилицием и порошковым вольфрамом, разделенными на узкие классы крупности с применением гидрокласификации. Эта методика позволяет с высокой точностью определять эффективность работы аппаратов без проведения химических анализов. Сравнительные испытания концентраторов проводились на кварцевом песке (плотность – $2,65 \text{ г/см}^3$) крупностью менее $0,3 \text{ мм}$, в который вводился в небольших количествах ферросилиций (плотность – 7 г/см^3), и на ферросилиции марки ФС-15Г-3 производства ОАО «Новокузнецкие ферросплавы», в который добавлялись узкие фракции порошкового вольфрама (плотность – $19,1 \text{ г/см}^3$).

Результаты экспериментов, проведенных в оптимальных условиях, показали, что концентраторы фирм «Knelson» и «Falcon» имеют близкие показатели работы при выделении ферросилиция из кварца и вольфрама – из ферросилиция (табл. 4.10). То же самое можно сказать при сравнении аппаратов ЦВК и ЦКПП. При этом концентраторы сегрегационного типа заметно лучше извлекают тонкие частицы с высокой плотностью, чем аппараты, в которых разрыхление постели ведется взвешивающим потоком воды.

При обогащении золота природных россыпей и измельченных руд отличия в эффективности работы концентраторов будут заметны лишь в тех случаях, когда в названных материалах присутствует большое количество зерен с высокой плотностью мельче $40\text{--}50 \text{ мкм}$.

Преимущество центробежных концентраторов сегрегационного типа особенно ярко проявляется при гравитационном обогащении очень тонкого флотационного пиритного продукта (90% класса менее 74 мкм), полученного из медно-цинковой колчеданной руды. При использовании концентратора ЦКПП-120 из пиритного продукта был получен концентрат с извлечением золота 56%, при этом в головку концентрационного сто-

ла, содержащую 20 г золота на тонну, из него извлекалось 30,6% золота. Применение концентратора Falcon SB-40 в этом случае обеспечивает значительно более скромные показатели: извлечение в концентрат основной сепарации – 31,9%, а в головку доводочной операции на концентрационном столе – только 16,2% при содержании в ней золота на уровне 7,5 г/т.

Таблица 4.10

Результаты испытаний центробежных концентраторов различных типов на искусственных смесях:

Вид смеси	Тип аппарата	Выход кон-та в %	Сод-е тяжелого мин-ла в к-те	Извлечение тяжелой фракции в %
Кварцевый песок с добавкой 1% ферросилиция 1	Кнельсон-3»	8,3	10,2	86,6
	Фалькон SB-40	7,8	11,1	86,6
	ЦВК-100М	8,3	11,6	96,2
	ЦКПП-120	8,9	10,9	96,7
Ферросилиций ФС-15Г с добавкой 0,5% вольфрама	Кнельсон-3»	31,1	1,0	62,3
	Фалькон SB-40	27,1	1,1	60,1
	ЦВК-100М	30,1	1,3	80,3
	ЦКПП-120	35,6	1,1	78,4

Выполненные исследования показали, что центробежные концентраторы сегрегационного типа обеспечивают более эффективное улавливание тонкого самородного золота (крупностью менее 50 мкм), чем концентраторы, в которых разрыхление постели осуществляется вводимой в каналы чаши водой. Поэтому, если в руде или песках россыпей имеется тонкое золото размером менее 50 мкм в значительных количествах, нужно применять концентраторы сегрегационного типа.

Таким образом, можно сказать, что центробежные концентраторы имеют ряд очевидных преимуществ перед обычными гравитационными аппаратами – отсадочными машинами и концентрационными столами. Основными из преимуществ концентраторов являются следующие:

- более высокая степень концентрации извлекаемых компонентов в концентрате;
- показатели удельной производительности и эффективности у концентраторов значительно выше, чем у отсадочных машин и столов;
- высокие показатели извлечения мелкого, тонкого и плавучего золота;
- малые габариты и вес позволяют занимать меньшую производственную площадь;
- малое энергопотребление.

Концентраторы находят все большее применение в качестве доводочных машин при доводке золотых концентратов для плавки с одной стороны, а с другой – центробежные концентраторы используются в гравитационных схемах в качестве первичных или вторичных гравитационных аппаратов вместо отсадочных машин и концентрационных столов.

Кроме этого, центробежные концентраторы малой производительности (50–100 кг/час по твердому) применяются для обработки малообъемных проб в полевых условиях, для извлечения корольков золота из бля пробирных тиглей и капелей и в других случаях.

4.10. Некоторые аспекты применения гравитационной технологии

Издавна считалось, что если в руде месторождения имеются частицы золота, которые можно извлечь гравитационными методами, его нужно получать в голове процесса, как правило, в цикле измельчения. Для этого в первой или второй стадии измельчения и классификации руды устанавливались отсадочные машины, на которых получали первичный гравитационный концентрат, подвергавшийся далее перемешиванию на концентрированных столах до получения золотой головки, пригодной к плавке на слиток.

«Быстрое» золото, извлекающееся из руды в голове процесса, требует значительно меньше затрат, чем товарное золото, которое получается в конце полной технологической схемы с применением других процессов обогащения или гидрометаллургии.

Гравитационное обогащение часто используется в середине технологической схемы для извлечения золота перед процессами флотации и гидрометаллургии. В этом случае рудный материал необходимо доизмельчать в небольших шаровых мельницах с целью освобождения частиц золота из сростков с минералами и вмещающими породами.

Значение применения гравитационного обогащения в голове процесса не исчерпывается быстротой получения товарного продукта и снижением затрат на его производство. Гравитация обеспечивает в последующих операциях обогащения и гидрометаллургии снижение нагрузки по золоту и гарантированно позволяет растворить цианированием все золото до минимальных потерь в хвостах.

Не так давно среди производственников, некоторой части проектировщиков и работников НИИ появились суждения, что все золото из руды можно извлекать гидрометаллургическими методами, пренебрегая гравитационным обогащением.

Так, на Многовершинной ЗИФ с приходом нового владельца – УК «Руссдрагмет» возобладало такое мнение, и из действующей технологической схемы исключили технологию гравитационного обогащения и всю руду начали перерабатывать по гидрометаллургической технологии методами цианирования и сорбционного выщелачивания. Извлечение золота на этой фабрике с исключением гравитации стало несколько меньше. Но причина того, что показатель извлечения золота не уменьшился существенно, заключалась не в том, что гидрометаллургические процессы более эффективны, а в том, что гравитационное оборудование эксплуатировалось спустя рукава, оборудование устарело и эффективность работы его снизилась. Второй причиной можно считать то, что гидрометаллургическим процессам стали больше уделять внимания.

Автор испытал на этой фабрике центробежный концентратор ОРОКОН М-32 и получил 4% прибавки извлечения золота при работе существующего оборудования гравитации (о чем сказано выше). Однако дальше испытаний этого аппарата дело не пошло и из схемы его исключили.

Знакомясь с балансами золота Многовершинной ЗИФ за 2003–2004 гг., можно было заметить резкие колебания потерь золота в хвостах фабрики, что можно объяснить только тем, что периодически в руде находилось крупное гравитационное золото, которое не успевало раствориться в цианистом процессе. Практика показывает, что при наличии процесса гравитации в технологической схеме фабрики, работающей по цианисто-сорбционному процессу, потери золота в хвостах колеблются незначительно.

При проектировании Березитовой ЗИФ также, несмотря на исследования вещественного состава руды, которые показали наличие гравитационного золота до 30% от исходного содержания, владелец месторождения – компания «Хай Ривер Голд» – согласился на исключение гравитации из технологической схемы. Проведенные промышленные испытания непосредственно на фабрике опровергли ошибочность решения об

исключении из технологической схемы процесса гравитации и показали высокую эффективность данной операции и положительное влияние на снижение потерь золота в хвостах фабрики.

Можно с уверенностью утверждать, что из-за недооценки гравитационного обогащения Многовершинная и Березитовая фабрики за все время работы недополучили в товарную продукцию сотни килограммов золота

Есть и другое, противоположное мнение относительно применения гравитационного процесса. Некоторые считают, что гравитационными методами из руды можно извлечь все золото без применения обогатительных и гидрометаллургических процессов. Многолетней практикой установлено, что в любом месторождении золота – рудном или россыпном – имеются частицы самородного металла во всем диапазоне крупности – крупное, мелкое, тонкое, мелкодисперсное, которое можно извлечь только комбинированными методами обогащения в сочетании с гидрометаллургическим. Поэтому гравитацией можно успешно извлечь крупное и мелкое золото, но тонкое золото, распределенное и рассеянное в рудных минералах в виде пленок, частиц микронного размера, извлекается только методами флотации или гидрометаллургии с привлечением специальных методов раскрытия такого золота (обжиг, бактериальное окисление, сверхтонкое измельчение и др.).

К этому следует добавить, что переоценка метода гравитации ведет к небрежному отношению к ведению других процессов извлечения золота, что также приводит к неоправданным потерям его с хвостами.

Глава 5. ФЛОТАЦИЯ

Среди методов обогащения полезных ископаемых флотация занимает ведущее место, так как является наиболее универсальным методом, обеспечивающим максимально полное извлечение полезных компонентов из минерального сырья. Развитие теории и практики флотационного процесса значительно расширило области применения флотации. Флотационный процесс позволяет извлекать из обогащаемого сырья полезные компоненты в форме мельчайших частиц, размер которых простирается до размера молекул и ионов.

Роль флотации в современном производстве характеризуется большими масштабами ее промышленного применения. Только в нашей стране ежегодно флотируются сотни миллионов тонн различных полезных ископаемых, а во всем мире флотацией ежегодно перерабатывается более 2 млрд тонн полезных ископаемых. Методом флотации обогащают калийные соли, апатиты, фосфориты, значительную часть коксующихся углей, практически все руды цветных, редких и благородных металлов. Флотация позволяет выделять из полезных ископаемых около 100 минералов. С ее применением связано технологическое получение примерно 70% химических элементов периодической таблицы элементов Д.И. Менделеева.

Флотация играет достаточно важную роль и при обогащении золоторудного сырья. Переработку руд на золотодобывающих предприятиях, как правило, производят по комбинированным схемам, сочетающим операции гравитационного и флотационного обогащения с цианированием и другими химико-металлургическими операциями (обжиг, плавка, автоклавное и биохимическое окисление и др.). Достаточно сказать, что из 239 золотоизвлекательных фабрик в мире 105 фабрик применяют флотационное обогащение в комбинации с гравитацией и цианированием.

5.1. Основные физико-химические положения теории флотационного процесса

Флотация (англ. flotation, буквально – плавание на поверхности воды), разделение мелких твердых частиц (главным образом, минералов) и выделение капель дисперсной фазы из эмульсий. Основана на различии смачиваемости частиц (капель) жидкостью (преимущественно водой) и на их избирательном прилипанию к поверхности раздела, как правило, жидкость–газ (очень редко твердые частицы–жидкость).

Флотационный процесс применяется для разделения тонковкрапленных и тонкоизмельченных рудных материалов. Различают три вида флотации – **масляная, пленочная и пенная**.

Масляная флотация заключается в избирательном смачивании взвешенных в воде минералов капельками эмульгированного масла. Образующийся при этом комплекс минерал–масло всплывает на поверхность. Минералы пустой породы не смачиваются капельками масла, остаются в пульпе и удаляются в отходы.

При **пленочной флотации** измельченная руда насыпается тонким слоем на поверхность воды. Несмачиваемые минералы тонут и удаляются в отходы.

Пенная флотация также основана на различной смачиваемости минералов водой. Минералы, не смачиваемые водой, при столкновении с рассеянными в пульпе воздушными пузырьками закрепляются на последних и всплывают на поверхность пульпы, а минералы, смачиваемые водой, остаются во взвешенном состоянии и уходят в хвосты. Избирательному закреплению минералов на пузырьках газа способствуют растворенные в воде неорганические и органические вещества – **флотационные реагенты**.

В настоящее время широкое промышленное применение получила пенная флотация, масляная и пленочная флотации используются весьма редко из-за высокого расхода масла и неэкономичности этих методов флотации.

В процессе пенной флотации взаимодействуют три фазы: твердая – минерал, жидкая – вода, газообразная – воздух. Свойства каждой фазы влияют на результаты флотации.

Вода характеризуется дипольным моментом μ , жесткостью и растворимостью. Несимметричное расположение атомов водорода в молекуле воды H_2O обуславливает несоответствие электростатических «центров тяжести» положительных и отрицательных зарядов в молекуле. Поэтому молекулу воды можно представить в виде овальной частицы с электрическими зарядами на концах (рис. 5.1). Произведение величины электрического заряда на расстояние l между ними составляют **дипольный момент $\mu=el$** .

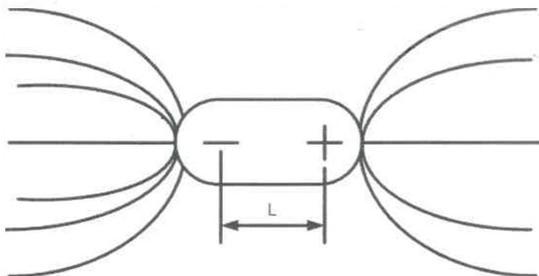


Рис. 5.1. Полярная молекула воды (диполь)

Молекулы с постоянным дипольным моментом называются **полярными**, а молекулы, не имеющие постоянного дипольного момента, – **аполярными**.

Молекулы воды взаимодействуют с другими молекулами, а также между собой. Вода имеет высокую диэлектрическую постоянную $D=81$. Вследствие этого многие вещества под действием диполей воды растворяются, диссоциируют на ионы и гидратируются.

Молекулы воды диссоциируют в растворе на ионы H^+ (катионы) и OH^- (анионы). Ионное произведение чистой воды $[H^+] \cdot [OH^-]$ равно 10^{-14} при $T=22$ °С. Отрицательный логарифм концентрации ионов H^+ обозначают знаком **pH**. Если $pH > 7$, то вода имеет щелочную реакцию, при $pH < 7$ – кислотную.

При флотации, как правило, используется природная вода, в которой могут содержаться ионы Na^+ , Ca^+ , Mg^{2+} , K^+ , Cl^- , SO_4^{2-} , CO_3^{2-} , а также ионы тяжелых металлов – меди, цинка, железа и др.

Обычно вода характеризуется жесткостью, которая оценивается содержанием кальция и магния в воде. Кроме неорганических солей и других веществ в воде растворяются газы. Все растворимые в воде вещества могут оказывать влияние на результаты флотации.

Твердая фаза – минералы и горные породы. Свойства поверхности минералов, образующейся после измельчения и затем изменяющейся под воздействием молекул воды и растворенных в ней веществ, существенно влияют на флотацию.

Газовая фаза. Воздух является составной частью флотационного процесса. Кислород воздуха адсорбируется на поверхности минералов и окисляет их. Составные части воздуха растворяются в воде. Наиболее легко растворяются из воздуха кислород O_2 и углекислый газ CO_2 . Растворимость газа зависит от его парциального давления, температуры и концентрации других веществ в воде. С увеличением парциального давления растворимость газа возрастает. При флотации газ используется в форме пузырьков различного размера, которые в воде имеют шарообразную форму. Пузырьки имеют оболочку из пленки воды с определенным поверхностным натяжением. Эта пленка име-

ет некоторую механическую прочность и эластичность, особенно при наличии в ней поверхностно-активных веществ. Внутри пузырька создается избыточное давление газа. При столкновении двух газовых пузырьков пленка жидкости между ними находится под избыточным давлением, и если пленка не выдерживает этого давления, пузырьки коалесцируют, т.е. слипаются и укрепляются. Вероятность **коалесценции** пузырьков зависит от разности давлений газа в пузырьках.

Флотационный процесс складывается из большого количества элементарных актов. Под термином «элементарный акт флотации» подразумевают закрепление единичного минерала на воздушном пузырьке.

Теория флотации строится на учении о краевом угле смачивания, которое разработано выдающимися русскими учеными Ребиндером, Глембоцким, Классеном и другими. Явления **смачиваемости** твердых поверхностей минеральных частиц и изменение этого смачивания представляют одно из основных физико-химических положений теории флотации.

Прочность прилипания минеральной частицы к воздушному пузырьку характеризуется **краевым углом** смачивания θ (рис.5.2). Краевой угол смачиваемости образован касательными к поверхности минерала и поверхности пузырька на границе раздела трех фаз **жидкость–газ–твердое**.

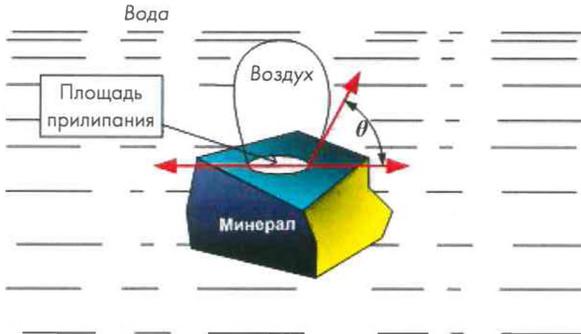


Рис. 5.2. Схема прилипания пузырька воздуха к твердому минералу

Рассмотрим различные случаи смачиваемости минеральных частиц. Если капля воды полностью растекается по поверхности минерала и краевой угол θ близок или равен нулю (рис. 5.3), то такие смачиваемые водой минералы называются **гидрофильными** (любящие воду). При этом воздушный пузырек, подведенный под грани гидрофильного минерала в воде, будет соприкасаться с твердой поверхностью почти одной точкой, т.е. занимать очень малую площадь, и флотационные силы не могут такой минерал удерживать на поверхности воздушного пузырька. Проще говоря, гидрофильные минералы не флотируются.

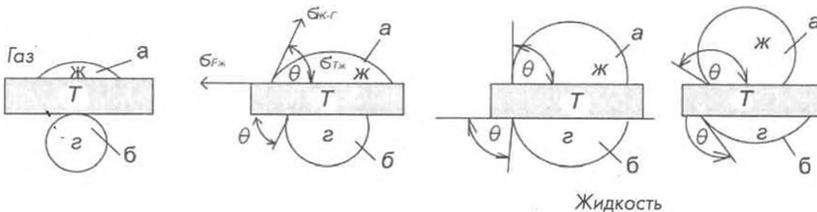


Рис. 5.3. Различные случаи смачиваемости: а – капля воды, наносимая на сухую поверхность; б – пузырек воздуха, подведенный под поверхность минерала

На **рисунке 5.3** показаны случаи уменьшающейся смачиваемости твердого тела и что при этом происходит с краевым углом, который становится все больше, и при полной несмачиваемости теоретически становится равным 180° . Однако из-за сил адгезии между твердой и жидкой фазами краевой угол смачиваемости никогда не принимает своих крайних значений.

Если краевой угол смачивания стремится к 90° , то такие минералы почти не смачиваются водой и называются **гидрофобными**. Краевой угол смачиваемости, равный 90° , имеют, например, такие минералы, как тальк и сера. Пузырек воздуха, подведенный к поверхности гидрофобного минерала, имеет наибольшую площадь соприкосновения с минералом и, соответственно, лучше и прочнее закрепляется на воздушном пузырьке и поэтому хорошо флотируется.

Таким образом, флотация – это процесс обогащения, основанный на практическом использовании гидрофобности и гидрофильности минеральных частиц. Гидрофобность выражается в способности одних минералов не смачиваться водой и прилипать к пузырькам воздуха на поверхности раздела с водой. **Гидрофильность**, свойственная другим минералам, приводит к их смачиванию водой. Благодаря этому различию в свойствах происходит разделение минеральных частиц.

Чем хуже минерал смачивается водой, (т.е. чем более он гидрофобен), тем легче пузырек воздуха, вытесняя с поверхности минерала воду, закрепляется на минерале. Уменьшение смачиваемости минерала в интересах осуществления флотации, называемое **гидрофобизацией**, характеризуется увеличением краевого угла. Для осуществления гидрофобизации в пульпу вводят **флотореагенты**.

Учение о краевом угле смачивания является основным моментом теории флотации. Но в теории флотации имеют большое значение и основные закономерности взаимодействия минералов с кислородом воздуха и водой, учение о двойном электрическом слое, растворимости минералов в воде при осуществлении флотации и другие. Большой вклад в разработку теории флотации внесли русские советские ученые П. Ребиндер, Б.В. Дерягин, В.А. Глембоцкий, В.И. Классен и др.

5.2. Флотационные реагенты. Назначение и классификация

Реагенты, применяемые при флотации, обеспечивают высокую избирательность, стабильность и эффективность флотационного процесса, а также создают наибольшие возможности совершенствования и интенсификации этого метода обогащения. Можно с уверенностью утверждать, что без применения флотореагентов процесса флотации не существует. Чтобы процесс флотации был экономичным, основное требование, которому должны удовлетворять все применяемые флотореагенты: их невысокая стоимость, доступность получения и др.

Воздействие флотационных реагентов позволяет в широком диапазоне изменять поверхностные свойства минералов, что делает флотацию наиболее универсальным методом обогащения полезных ископаемых.

Состав флотационных реагентов чрезвычайно разнообразен. В их число входят органические и неорганические соединения, кислоты и щелочи, соли различного состава, вещества, хорошо растворимые и практически нерастворимые в воде. В зависимости от назначения флотационные реагенты разделяются на три большие группы.

Собиратели, или коллекторы. К собирателям относятся органические соединения, избирательно воздействующие на поверхность определенных минералов и гидрофобизирующих ее. Концентрируясь на поверхности раздела **минерал–вода**, собиратели гидрофобизируют поверхность частиц минерала и тем самым обеспечивают необходимое прилипание их к воздушным пузырькам.

Полярная часть молекулы олеата натрия может диссоциировать на ионы. При этом часть полярной группы образует катион реагента Na^+ , а другая часть вместе с углеводородным радикалом представляет анион R-CO_2^- . Анионная часть олеата натрия закрепляется на поверхности минерала т.н. *солидофильной* группой $-\text{CO}_2^-$. Сам по себе углеводородный радикал R не способен закрепляться на минерале.

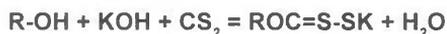
Реагенты-собиратели можно разделить на две большие группы: **ионогенные** и **неионогенные**. Если ионогенные собиратели взаимодействуют с минералами на основе химической адсорбции, то неионогенные закрепляются на минеральных частицах на основе физической адсорбции и адгезии, т.е. в результате межмолекулярных сил взаимодействия.

В свою очередь ионогенные собиратели разделяются на **катионные** и **анионные**. Наиболее широкое применение для флотации получили анионные собиратели.

Анионные собиратели по виду солидофильной группы делятся на **сульфгидрильные** (на основе 2-валентной серы) и **оксигидрильные** (на основе анионов органических кислот и сульфокислот).

Из ряда собирателей сульфгидрильного типа наибольшее применение в промышленности нашли две группы: **ксантогенаты** и **дитиофосфаты**.

Ксантогенаты являются солями сильных ксантогеновых кислот ROCSSH . В качестве собирателей при флотации золотосодержащих руд и руд тяжелых цветных металлов широкое применение получил бутиловый ксантогенат калия (БКК). Исходными веществами для получения ксантогенатов являются спирт, едкая щелочь и сероуглерод CS_2 . Экзотермическая реакция образования ксантогената протекает весьма быстро, и из спиртового раствора щелочи выпадает кристаллический осадок ксантогената:



Ксантогенаты хорошо растворяются в воде, образуя растворы с концентрацией 15–40%. Ксантогенаты представляют собой твердые вещества кристаллического строения, различно окрашенные в зависимости от длины углеводородного радикала и металла, входящего в их состав. Ксантогенаты щелочных металлов имеют большей частью белый или желтовато-белый цвет, плотность их 1,3–1,7 г/см³, они имеют характерный запах сернистых соединений (меркаптанов).

Вторыми по значению собирателями являются **дитиофосфаты**, являющиеся солями дитиофосфорных кислот $(\text{RO})_2\text{PSSH}$. Обычный способ получения дитиофосфатов состоит во взаимодействии спирта или фенола с пентисернистым фосфором:



Наибольшее применение получил **крезиловый аэрофлот**. Крезиловый аэрофлот представляет собой маслянистую жидкость темного цвета. Крезиловый аэрофлот и другие фенольные аэрофлоты обладают не только собирательным, но и пенообразующими действием. Они успешно применяются при флотации свинцово-цинковых и медных руд.

Оксигидрильные собиратели представляют обширную группу диссоциирующих на ионы органических гетерополярных соединений, гидрофобизирующим ионом которых является анион.

Оксигидрильные собиратели занимают во флотационном процессе такое же важное место по отношению к несульфидным минералам, какое имеют вышерассмотренные сульфгидрильные собиратели по отношению к сульфидным минералам.

Собиратели этого типа способны флотировать активированный кварц, силикаты и окислы.

По составу солидофильных групп оксигидрильные собиратели делятся на: карбоксильные и сульфоксильные. Из них наиболее важными и широко применяемыми являются карбоксильные, имеющие карбоксильную группу.

Одним из важных с практической точки зрения оксигидрильных собирателей являются олеиновая кислота $C_{17}H_{33}COOH$ и олеат натрия $C_{17}H_{33}COONa$. Олеиновая кислота является одной из составных частей жира. Ее получают в процессе омыления жиров. Это бесцветная маслообразная жидкость плотностью $0,9 \text{ г/см}^3$, затвердевает при 14°C . Ее вводят в пульпу в смеси с аполлярными собирателями: керосином, соляжкой и др.

К другим оксигидрильным собирателям относятся нафтенновые кислоты, синтетические жирные кислоты (СЖК), талловое масло и другие.

5.4. Реагенты-пенообразователи

Получение оптимальных показателей флотации зависит от правильного применения реагентов-пенообразователей и изучения их роли и механизма действия при флотации.

Основным назначением реагентов-пенообразователей является увеличение дисперсности и стабилизации пузырьков воздуха в пульпе, повышение устойчивости пены, насыщенной частицами флотируемого минерала. Кроме основного действия пенообразователи замедляют всплывание пузырьков, а иногда влияют на собирательное действие реагентов и прочность прилипания минеральных частиц к пузырькам.

Пенообразователи представляют собой поверхностно-активные вещества (ПАВ), способные самопроизвольно адсорбироваться на поверхности раздела воздух-вода со снижением при этом поверхностной энергии. Пенообразующими свойствами обладает большое число веществ с различными по составу полярными группами. Наиболее эффективные пенообразователи имеют в своем составе одну из следующих полярных групп: гидроксильную – OH , карбоксильную – $COOH$, карбонильную $=C=O$, аминогруппу $-NH_2$, сульфогруппу $-OSO_2OH$.

Действие пенообразователей зависит, прежде всего, от состава и строения их молекул, концентрации этих реагентов в воде и от ряда других факторов.

Величина pH среды влияет на степень диссоциации пенообразователей в воде. Вспенивающее действие проявляется сильнее при наименьшей диссоциации. Пенообразователи, обладающие основными свойствами, лучше вспенивают в щелочной среде. Фенольные пенообразователи, обладающие кислотными свойствами, действуют активнее в кислой среде.

Температура пульпы значительно влияет на действие пенообразователей: с повышением температуры вспенивание возрастает. Это особенно заметно для реагентов, растворимость которых зависит от температуры.

В качестве пенообразователей в большинстве случаев стараются применять различные побочные продукты химической и нефтехимической промышленности. Наиболее часто используют следующие реагенты пенообразователи.

Пенообразователь ИМ-68, представляющий собой смесь алифатических спиртов, содержащих 6–8 атомов углерода в радикале. Его получают методом оксосинтеза из непредельных углеводородов, содержащихся в крекинг-бензине. ИМ-68 используется непосредственно в чистом виде или в виде 1,0–5%-ных эмульсий в воде, стабилизированных алкилсульфатами или неионогенными ПАВ.

Пенореагент – смесь предельных и непредельных спиртов с 4–8 атомами углерода в радикале. Содержание спиртов составляет 45%. Он является побочным продуктом синтеза дивинилового синтетического каучука. Плохо растворим в воде, очень дешевый.

Популярным пенообразователем является **реагент Т-66**, смесь диоксановых и пириновых спиртов. Его получают в производстве изопрена. В виду низкой стоимости

и доступности широко применяется при флотации золотосодержащих руд и в углеобогащении.

При флотации золотосодержащих руд широко используется **сосновое масло**. Его получают в лесотехнической промышленности при перегонке скипидара-сырца. Сосновое масло представляет собой прозрачную жидкость от светло-желтого до темно-желтого цвета со специфичным запахом скипидара. В зависимости от содержания терпинеола различают 2 марки соснового масла: СМЭФ-1 и СМЭФ-2. Расход масла при флотации колеблется в пределах 25–100 г/т руды.

В качестве других пенообразователей применяются при флотации немало других реагентов, таких как тяжелый пиридин, смесь моноэфиров ОПСБ, метилизобутилкарбинол МИБК, реагенты Э-1 и Э-1А, диметилфталат – реагент Д-3.

5.5. Реагенты-регуляторы

Реагенты-регуляторы могут быть разделены на отдельные группы по двум признакам: по конечному влиянию на флотацию и по химическому составу.

По влиянию на флотацию регуляторы делятся на: активаторы, подавители (депрессоры), регуляторы pH среды и пептизаторы. Рассмотрим каждую группу отдельно.

Реагенты-депрессоры

Основным назначением этой группы реагентов является повышение избирательности флотации при разделении минералов, обладающих близкими флотационными свойствами. Реагенты-депрессоры могут влиять на флотацию различными, иногда взаимосвязанными способами. Действие подавителей можно описать несколькими механизмами (рис. 5.5).

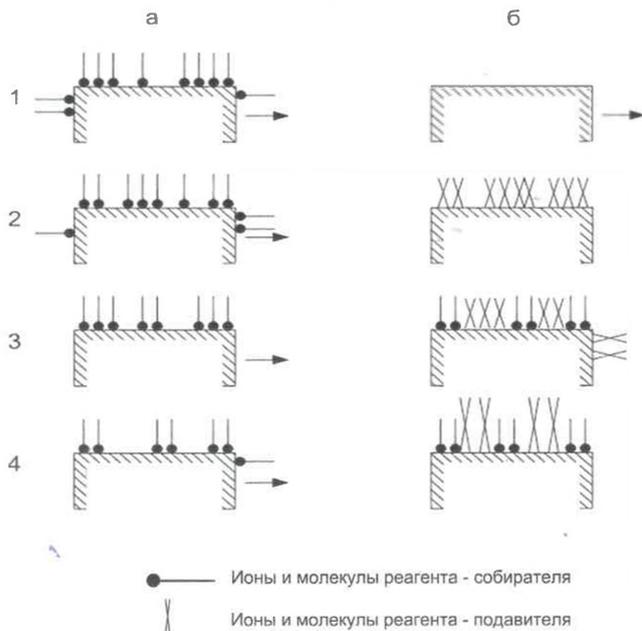


Рис. 5.5. Схема разных механизмов действия реагентов-подавителей: а – перед воздействием подавителя; б – после воздействия подавителя

Механизм 1. Растворение ранее закрепившегося собирателя без повторного его закрепления. Примером такого механизма действия является подавление флотации сульфидов меди-халькопирита, ковеллина, халькозина и др. с помощью цианидов. В присутствии в пульпе ксантогената на поверхности медных сульфидных минералов образуется пленка из гидрофобного ксантогената одновалентной меди. В воде эта пленка частично растворяется с переходом в раствор ионов меди Cu^+ и ксантогената X^- по схеме:



При введении цианида натрия в пульпу ионы меди будут связываться в слабодиссоциирующие ионы по реакции:



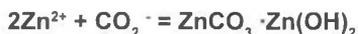
При этом концентрация ионов меди в растворе резко понижается. При полном растворении пленки ксантогената меди минерал потеряет способность флотироваться, т.е. будет депрессирован.

Механизм 2. Действия реагентов-подавителей состоит в том, что ионы собирателя с поверхности минерала вытесняются ионами реагента-депрессора, образующего с ионами минерала труднорастворимое гидрофильное соединение. Этот механизм имеет место при депрессии сернистым натрием галенита и других сульфидных минералов.

Механизм 3. Образование депрессором на поверхности минерала гидрофильного покрытия без вытеснения с поверхности минерала собирателя. Это может происходить в том случае, если поверхность минерала неоднородна и собиратель закрепляется неравномерно. На других участках минерала депрессор вступает во взаимодействие с минералом и гидрофилизует в целом весь минерал. Примером такого механизма служит депрессия галенита двуххромовокислым калием ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$).

Механизм 4. Образование на поверхности депрессируемого минерала гидрофильной пленки, состоящей из неорганических или органических тонкодисперсных частиц.

Тонкодисперсные и коллоидные частицы имеют значительно больший размер, чем ион собирателя. Закрепляясь на свободном от собирателя участке поверхности минерала, они препятствуют образованию контакта между коллекторным слоем и пузырьком воздуха. Например, этот механизм имеет место при депрессии сфалерита серноокислым цинком в щелочной среде, создаваемым содой. В этих условиях образуется осадок карбоната цинка, налипающий на поверхность зерен сфалерита:



В качестве депрессоров наибольшее применение получили известь, цианиды, цинковый купорос, сернистый натрий, хромпик, жидкое стекло и другие.

Цианиды. Депрессируют сульфиды железа, сфалерит и халькопирит. Вторичные сульфиды меди ковеллин и халькозин депрессируются цианидом незначительно. Эти минералы можно депрессировать смесью цианида с серноокислым цинком.

Поскольку цианиды не только депрессируют самородное золото, но и растворяют его, то потери золота при применении цианидов в качестве депрессоров увеличиваются. Однако при переработке полиметаллических руд флотацией с применением в качестве депрессора цианистого натрия золото можно дополнительно извлекать из сливов сгустителей на активированный уголь или ионообменную смолу.

Цинковый купорос $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$. На практике цинковый купорос применяют в смеси с содой для очистки цинкового концентрата от сульфидов меди и железа. При этом для депрессии сфалерита добавляют 2–4 кг серноокислого цинка и 1 кг соды на 1 т кон-

центра. Халькопирит и пирит флотируются в пену, а очищенный цинковый концентрат получается в виде камерного продукта.

Сернистый натрий Na_2S может быть депрессором для всех сульфидов цветных, черных и редких металлов, кроме молибденита. Сульфидные и гидросульфидные ионы, образующиеся при диссоциации сернистого натрия, способны вытеснить с поверхности минералов ксантогенатные ионы, поскольку растворимость сульфидов черных и цветных металлов значительно меньше, чем растворимость соответствующих ксантогенатов металлов. Сернистый натрий применяют при селективной флотации свинцово-цинковых концентратов.

Жидкое стекло $(\text{SiO})_m \cdot (\text{Na}_2\text{O})_n$. Жидкое стекло представляет собой растворимый в воде сплав, состоящий из щелочи и кремнезема. Водные растворы жидкого стекла дают щелочную реакцию ввиду гидролитического разложения силикатов натрия. Жидкое стекло применяется как депрессор кварца и силикатов, а также для разделения близких по флотационным свойствам минералов, например кальцита и флюорита, кальцита и шеллита.

Кроме вышеперечисленных неорганических депрессоров применяются органические. Реагенты этой группы проявляют свое депрессирующее действие на минералах, образуя в пульпе коллоидные частицы. В качестве органических депрессоров применяются **таннин, крахмал, декстрин, карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ)**.

Реагенты-активаторы

К активаторам относятся реагенты, способствующие закреплению собирателя (коллектора) на активируемых минералах. Они или образуют на них активирующие поверхностные соединения, или растворяют находящиеся на поверхности депрессирующие пленки.

В практике флотации в качестве активаторов применяют медный купорос, сернистые и гидросернистые соединения щелочных и щелочноземельных металлов, серную кислоту и другие.

Медный купорос $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ является активатором для сфалерита. Реакция активации сфалерита сводится к замещению ионов Zn^{2+} ионами Cu^{2+} .

Скорость взаимодействия медного купороса с минералами зависит от pH пульпы. В щелочной среде активация происходит более медленно, т.к. концентрация в пульпе ионов меди ниже. Время перемешивания с медным купоросом для депрессии сфалерита 10–15 мин. Расход медного купороса составляет 200–400 г/т руды.

Сернистый натрий Na_2S . Для активации окисленных минералов цветных металлов наиболее часто применяют сернистый натрий. Сернистый натрий применяется также для активации карбоната свинца – минерала церуссита PbCO_3 .

Ионы серы депрессируют сульфидные минералы. Поэтому до тех пор, пока имеются свободные ионы серы в пульпе, сульфидизированные минералы практически остаются депрессированными. Как только свободные ионы серы окислятся, начинает образовываться на минерале пленка сульфида-сульфата, с которым реагирует ион ксантогената. Расход сернистого натрия колеблется в пределах 200–700 г/т руды.

Серная кислота H_2SO_4 применяется при флотации окисленных пиритных руд. Иногда используется для снижения щелочности пульпы при доизвлечении пирита из хвостов флотации.

5.6. Минерализация пузырьков воздуха и кинетика процесса флотации

Образование минерализованных пузырьков является основным актом флотации. Непременным условием для осуществления флотации является **аэрация** пульпы, т.е. на-

сыщение ее воздухом естественным или принудительным путем. Только при наличии воздуха в пульпе образуются воздушные пузырьки, которые в водной среде контактируют с минеральными частицами. Такое контактирование завершается их слипанием – элементарным актом флотации, а затем образованием единичных или групповых воздушно-минеральных комплексов, т.е. **минерализацией воздушных пузырьков**. Данный процесс зависит от многих факторов и, прежде всего, от естественной или созданной при помощи флотореагентов способности минеральных поверхностей смачиваться водой.

Чтобы произошел акт слияния воздушного пузырька и минеральной частицы, необходимо преодолеть прослойку воды, разделяющие частицу и пузырек. При этом нужно учесть, что и минеральная частица, и воздушный пузырек имеют при себе гидратированные слои, каждый из которых обладает различными свойствами. Относительно толстый слой воды h_1 , несколько удаленный от поверхностей частицы и пузырька, не обладает какими-либо особыми свойствами (**рис. 5.6а**). У поверхности частицы и пузырька имеются устойчивые гидратированные слои.

Прослойка неизменной воды удаляется из щели между частицей и пузырьком относительно легко и тем скорее, чем меньше площадь щели между ними. Наиболее важный этап прилипания наступает тогда, когда соприкасаются гидратные оболочки, окружающие частицу и пузырек воздуха (**рис. 5.6б**). Молекулы воды в гидратных оболочках находятся в силовом поле поверхностей и связаны друг с другом, образуя своеобразный каркас. Для разрушения оболочек необходимо произвести определенную работу.

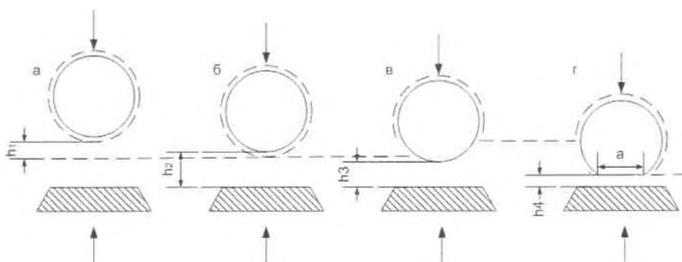


Рис. 5.6. Схема прилипания сближающихся пузырька и частицы с образованием краевого угла смачивания

Процесс образования комплекса минерал–пузырек характеризуется кривой изменения свободной энергии прослойки воды при ее утончении (**рис. 5.7**).

Вначале, до соприкосновения гидратных оболочек частицы и пузырька, утончение прослойки воды между ними происходит без возрастания свободной энергии этой прослойки (участок а-б), поскольку удаляется вода, молекулы которой легкоподвижны. Начиная с точки б, свободная энергия возрастает. Для компенсации временного возрастания свободной энергии системы необходимо извне затратить дополнительную энергию.

При достижении некоторого критического расстояния h_3 (**рис. 5.6в**) прослойка воды становится тонкой и крайне неустойчивой. Начиная с этого момента свободная энергия прослойки при дальнейшем утончении скачкообразно снижается (**участок кривой в-г на рис. 5.7**). Следовательно, в данной стадии прилипание осуществляется самопроизвольно с очень большой скоростью. Пузырек скачком прилипает к частице, контактируя с ней по определенной площади диаметром a (**рис. 5.6г**), называемой площадью контакта, окруженной трехфазным периметром прилипания (**см. рис. 5.2**). На твердой поверхности обычно остается тончайшая пленка молекул воды толщиной h_4 (**рис. 5.6г**).

Удаление этой пленки с твердой поверхности крайне затруднено и связано с увеличением как свободной, так и внешней энергией (участок кривой г-д на рис. 5.7).

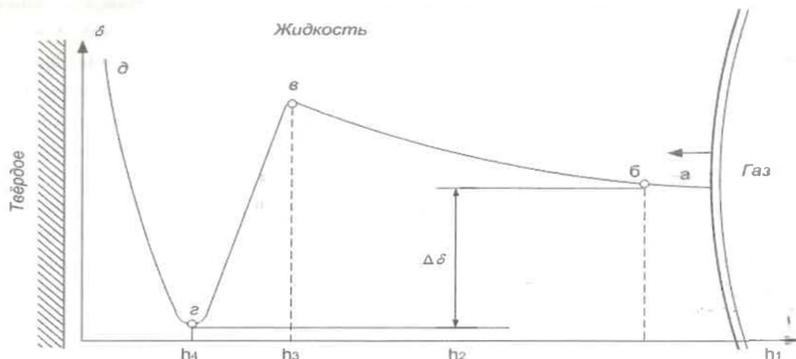


Рис. 5.7. Изменение свободной энергии прослойки воды при ее утончении

Следовательно, чтобы пузырек мог прилипнуть к частице, должен быть преодолен энергетический барьер, т.е. необходимо воздействие внешних сил, которые, совершив работу, требующуюся для утончения гидратной прослойки до какого-то значения, обеспечивают слипание частицы с воздушным пузырьком.

Для слипания минеральных частиц с пузырьком, находящимся в пульпе, необходимо, прежде всего, их соприкосновение. Оно зависит от соотношения размеров пузырьков и частиц, а также от скорости потоков, их сталкивающих.

Крупная частица, обладающая достаточной массой, под действием инерционных сил движется почти прямолинейно и соприкасается с пузырьком, если траектория движения частицы находится в зоне радиуса пузырька. Крупная частица и пузырек должны столкнуться в пульпе с некоторой силой, необходимой для преодоления сопротивления водной прослойки. Время их контакта должно быть таким, чтобы вода успела удалиться из зазора между поверхностями частицы и пузырька. Сила столкновения и время контакта могут быть тем меньше, чем гидрофобнее поверхность частицы минерала.

Закрепление и упрочнение на пузырьках прилипших частиц – необходимое условие, завершающее создание трехфазного периметра смачиваемости и в целом флотационного комплекса **частица–вода–воздух**. Экспериментально доказано, что равновесное состояние в системе минерал–пузырек с образованием конечного краевого угла смачивания наступает в течение определенного времени. В реальном процессе закрепление может длиться миллисекунды, а упрочнение связи происходит на всем пути движения пузырька в пенный слой за несколько секунд.

В перемешиваемой пульпе минерализованный пузырек движется с изменяющимися скоростями по самым разнообразным траекториям, что приводит к появлению инерционных сил, отрывающих от него частицы. Вероятность такого отрыва тем выше, чем слабее прикрепление и больше их масса. Поэтому для сохранения комплекса минерал–пузырек рост сил притяжения должен преобладать над возможными силами отрыва. В тех случаях, когда прочность прилипания не успевает достигнуть величины, необходимой для уравнивания возникающих сил отрыва, зерна минерала отделяются от пузырьков.

Кинетика флотации характеризует скорость извлечения минеральных фракций из пульпы в пенный продукт. Скорость извлечения зависит от многих факторов, определяемых вероятностью столкновения, закрепления частиц на поверхности пузырьков, сохра-

нения и удержания образующихся комплексов во флотационной пене, от реагентного режима процесса флотации. В общем случае рассчитать скорость флотации можно по уравнениям, но в реальном процессе действует такое число факторов, что расчетная величина скорости не совпадает с практической. Поэтому скорость флотации или время флотации для различных руд определяется опытным путем сначала в лабораторных условиях, потом на ползаводской установке.

По сравнению с другими технологическими процессами, например гидрометаллургическими, флотация протекает быстрее. Время флотации исчисляется минутами.

5.7. Формы агрегатов минеральных частиц и пузырьков

В результате слипания в пульпе пузырьков и частиц минералов, подготовленных реагентами, образуются разнообразные агрегаты (рис. 5.8). В простейшем случае такие агрегаты состоят из одного пузырька и прилипшей к нему одиночной частицы. При повышенном количестве флотирующихся минеральных частиц в объеме пульпы они образуют в нижней сфере пузырька сплошной слой (рис. 5.8а). В зависимости от условий флотации минеральные частицы занимают от 1–2% поверхности пузырьков при флотации бедных руд до 20–30% этой поверхности при флотации очень богатых руд или при перечистных операциях.

Кроме этих видов агрегатов минеральных частиц и пузырьков возможна также флотация единичных крупных зерен минералов группой пузырьков (рис. 5.8б) и образование группы слипшихся частиц и пузырьков – так называемых **аэрофлокул** (рис. 5.8в). Для образования таких агрегатов необходимы особые условия, в частности, высокая гидрофобность поверхности минералов, хорошая аэрированность пульпы и относительно слабое ее перемешивание в зонах всплывания пузырьков и отстаивания пены. Для образования аэрофлокул необходимо также большое количество флотируемых частиц в единице объема пульпы.

Флотация частиц минерала группой пузырьков необходима тогда, когда требуется перевести в пену особенно крупные минеральные частицы. Аэрофлокулярная флотация приводит к максимальному использованию поверхности и подъемной силы пузырьков. Образование аэрофлокул свидетельствует о наличии хорошо подобранного режима флотации.

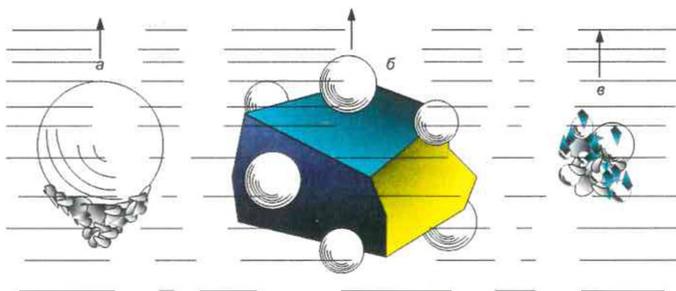


Рис. 5.8. Агрегаты частиц минералов и пузырьков, образующихся в пульпе при флотации

Установлено, что удаление избытка собирателя из жидкой фазы пульпы после достаточной гидрофобизации флотируемых минералов способствует быстропотекающей аэрофлокулярной флотации.

5.8. Способы разрушения флотационной пены

После удаления из флотационной камеры пену необходимо разрушить, чтобы ее было удобно транспортировать, сгущать и далее перерабатывать в соответствии с технологической схемой.

Однако не всегда удается подобрать такой реагентный режим, который обеспечил бы одновременно высокую эффективность флотации и получение легко разрушающейся пены. Устойчивость пены чрезмерно возрастает благодаря присутствию в пульпе тонких шламов. Поэтому для разрушения пены часто прибегают к специальным механическим и физико-химическим приемам разрушения пены.

Основным механическим приемом разрушения пены является применение сильной струи воды, которую подают брызгалом на поверхность пены непосредственно в желобе флотационной машины. Желоба флотомашин при разрушении пены водой должны быть достаточно широкими и глубокими. Но этот метод хотя и эффективный, но приводит к обводнению технологической схемы, поскольку в этом случае должна использоваться свежая вода или обратная вода без реагентов.

Иногда пену пропускают через сетчатые центрифуги. Известно разрушение флотационной пены воздействием ультразвуковых и звуковых колебаний.

Физико-химические способы разрушения пен заключаются в добавлении к пене различных реагентов – кислот, нейтральных веществ и других.

В каждом конкретном случае в зависимости от устойчивости флотационной пены выбирается один из самых простых и экономичных способов разрушения.

5.9. Влияние размера частиц минералов на флотацию

При флотации в пульпе находятся частицы самых разных размеров, начиная от нескольких долей миллиметра и кончая тончайшими частицами размером меньше микрона. Практика и исследования показали, что флотируемость минералов сильно зависит от размера частиц. Определенную роль при этом играет и форма частиц. Наличие острых граней обычно улучшает флотацию.

Оптимальная крупность частиц, при которой достигается лучшая флотируемость, зависит от их гидрофобности и плотности. Чем выше гидрофобность и меньше плотность, тем более крупные частицы могут флотироваться.

Лучшее всего разделяются флотацией частицы некоторых средних размеров, примерно от 0,1 до 0,02 мм. Частицы средних размеров полнее и скорее извлекаются в концентраты и требуют для флотации минимального расхода электроэнергии. Хвосты флотации при этом также получаются наиболее чистые.

Если флотация происходит в специальных условиях, например в машинах кипящего слоя или при пенной сепарации, отрывающие силы сведены к минимуму и создают благоприятные условия флотации крупных частиц. В этих случаях осуществляется флотация наиболее крупных, до нескольких миллиметров, частиц минералов.

Увеличение верхнего предела крупности флотируемых частиц имеет большое промышленное значение, т.к. уменьшаются затраты на измельчение руды и тем самым снижается себестоимость переработки руды.

Однако при флотации крупноизмельченных частиц наблюдается переход в концентрат мелких частиц других минералов и пород, что приводит к снижению содержания полезного минерала в концентрате.

Устранение отрицательного влияния мельчайших частиц на флотацию более крупных также очень важно, поскольку позволяет подвергать обогащению тонковкрапленные и шламующиеся руды.

Установление оптимальной крупности извлекаемых флотацией полезных минералов, как правило, производится опытным путем на полупромышленных испытаниях технологической пробы руды нового месторождения.

Размеры минеральных частиц играют большую роль при определении вероятности их прилипания и устойчивого закрепления на пузырьках. Вероятность столкновения частиц с пузырьком при прочих равных условиях тем больше, чем крупнее частица и больше ее масса. В этом случае имеется большая разница скоростей движения пузырьков и частиц в пульпе, что, естественно, делает более вероятным их столкновение. Расчеты показывают, что вероятность столкновения пропорциональна размерам минеральных частиц. При большем расходе собирателя в связи с увеличением гидрофобности поверхности вероятность закрепления возрастает. Отсюда следует, что вероятность флотации для мелких частиц зависит от вероятности столкновения их с пузырьками, а для крупных – от вероятности устойчивого закрепления на пузырьке.

Это положение приводит к важному практическому выводу: в более плотной пульпе, когда вероятность столкновения частиц с пузырьками возрастает, создаются лучшие условия для перевода мелких частиц в пену. Наоборот, крупные частицы лучше флотируются в более разбавленной пульпе, когда меньше влияют силы, отрывающие прилипшие частицы от пузырьков.

Все сказанное выше справедливо для прилипания частиц к пузырькам при их столкновении. Если же минерализованные пузырьки образуются путем выделения газов из раствора, то столкновение частиц и пузырьков просто не играет роли, и вероятность флотации определяется устойчивостью закрепления частиц на пузырьках. При таком механизме образования минерализованных пузырьков значительно улучшается флотация тонких частиц.

5.10. Схемы флотации

Близость флотационных свойств минералов, которые необходимо разделить, не позволяет добиваться высокой избирательности процесса за одну операцию, поэтому в процессе флотации нужно получать не два, а более продуктов обогащения. Часто флотационный концентрат за одну операцию не удовлетворяет требованиям содержания полезного компонента, и возникает необходимость перерешетки этого концентрата, т.е. дообогащения. Иногда возникает необходимость доизмельчения отдельных продуктов для полного вскрытия сростков минералов и затем дополнительного их флотационного обогащения.

Поэтому зачастую приходится применять несколько операций флотации с подачей отдельных продуктов из одной операции в другую. Вот это сочетание отдельных операций флотации называется **схемой флотации** для данной конкретной руды.

Схемы флотации для обогащения различных руд очень разнообразны и зависят от флотационных свойств обогащаемого сырья, требований, предъявляемых к получаемым концентратам.

В настоящее время приняты следующие наименования отдельных операций флотации.

Основная флотация – начальная операция флотации для разделения минералов или их определенных групп. Иногда схема флотации может иметь несколько основных флотаций.

Перерешетная флотация – это операции, в которой подвергаются повторной флотации первичные концентраты для повышения качества концентратов.

Контрольная флотация – это операция перерешетки хвостов первичной флотации для уменьшения содержания флотируемого минерала в хвостах.

В применяемых схемах флотации выделяют число стадий обогащения и количество циклов обогащения. **Стадией** называется часть схемы, включающаяся в себя операцию

измельчения руды и следующую за ней группу операций флотации. Различают **одно-, двух- и трехстадиальные** схемы флотации. Принципиальные варианты таких схем приведены на **рисунке 5.9**.

Одностадиальная схема (**рис. 5.9а**) предусматривает измельчение и флотацию классифицированной руды. При необходимости доизмельчения промежуточных продуктов последние направляются в первоначальное измельчение.

Иногда при особенно заметном влиянии на флотацию тонких шламов измельченный продукт разделяют на пески и шламы, которые подвергаются раздельной флотации с индивидуальным реагентным режимом (**рис. 5.9б**).

В двухстадиальных схемах предусматривается доизмельчение либо концентратов, либо хвостов флотации, либо промежуточных продуктов флотации (**рис. 5.9 в, г, д**). Трехстадиальные схемы могут состоять из сочетания одно- и двухстадиальных схем флотации (**рис. 5.9 е**).

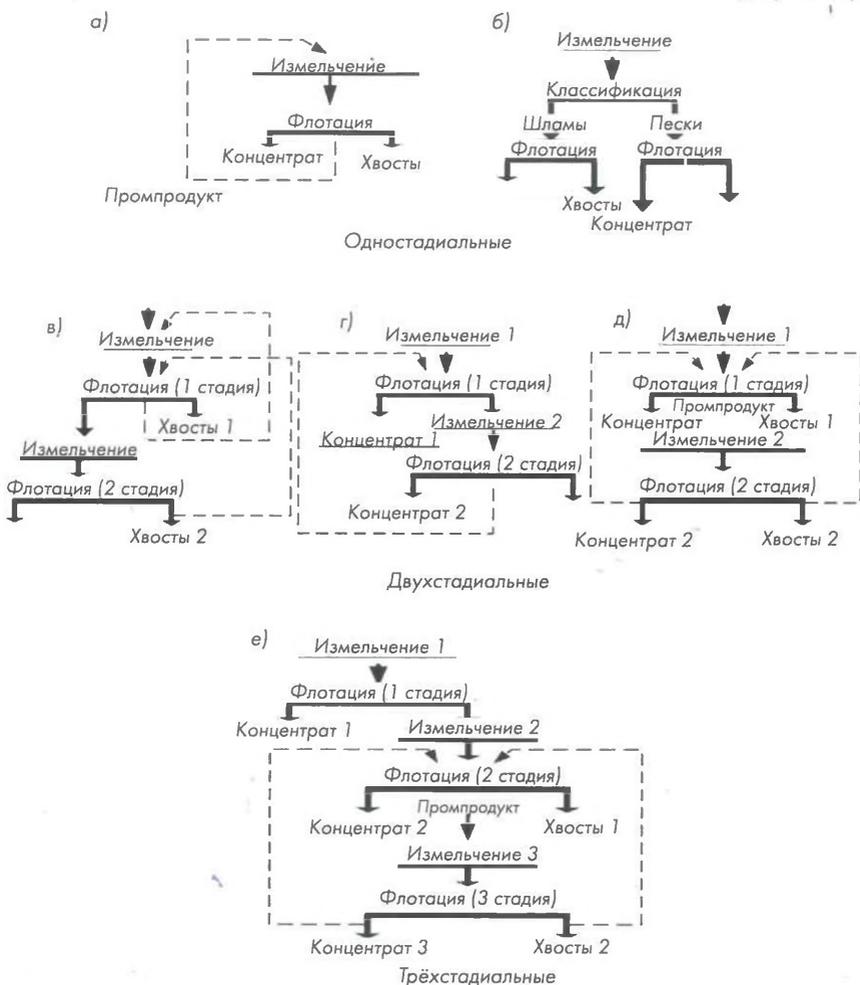


Рис. 5.9. Принципиальные варианты схем флотации с различной стадийностью

Циклом флотации называется группа операций флотации, в которой выделяется один или несколько готовых, не подвергаемых дальнейшей флотации концентратов. В каждой стадии схемы может быть несколько циклов (рис. 5.10).

При флотации руд с получением нескольких концентратов, в зависимости от последовательности выделения полезных минералов, различают коллективную флотацию, последовательно-селективную и коллективно-селективную.

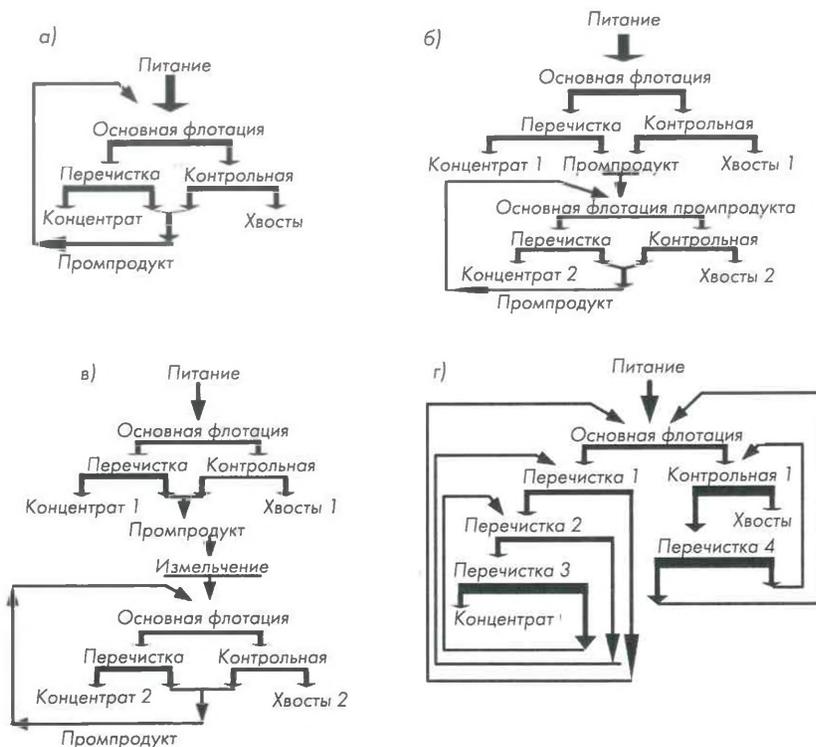


Рис. 5.10. Схемы с различным числом и характером циклов флотации

При **коллективной флотации** (рис. 5.11б) получают концентрат, содержащий одновременно несколько полезных компонентов. Так, например, при флотации золотых руд в концентрат переходят золото и сульфидные минералы.

При **последовательно-селективной флотации** (рис. 5.11а) из руды последовательно выделяют отдельные полезные компоненты, причем обычно вначале выделяют легкофлотирующиеся минералы, затем труднофлотирующиеся. Такие схемы самые распространенные, особенно при флотации руд цветных металлов, несulfидных минералов и других. Они особенно эффективны при наличии относительно крупного взаимного прорастания полезных минералов и пустой породы.

Схемы стадийной флотации отличаются от циклов флотации тем, что в них флотация чередуется с операциями измельчения продуктов флотации с целью освобождения полезных минералов из сростков с пустой породой. Стадийная схема флотации эф-

фактивна и в тех случаях, когда для полного освобождения минералов требуется тонкое измельчение руды, отдельные компоненты которой сильно отличаются друг от друга по твердости и прочности. Применение подобных схем снижает переизмельчение полезных минералов и их потери с хвостами, т.к. позволяет флотировать минеральные частицы почти сразу после обнажения их граней и образования свободных зерен.

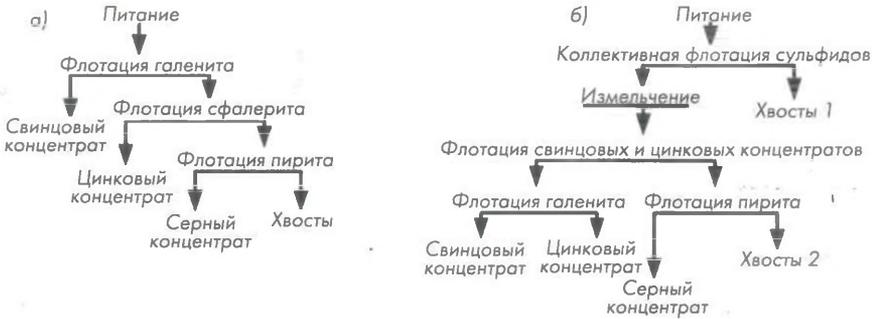


Рис. 5.11. Схемы коллективной и селективной флотации

5.11. Классификация флотационных машин

Процесс флотации осуществляется во флотационных машинах, где пульпа перемешивается и насыщается воздухом, который диспергируется на мелкие пузырьки. При этом в машине происходит аэрация пульпы, избирательная минерализация пузырьков частицами с достаточной гидрофобной поверхностью, образование, выставление и удаление минерализованной пены.

К флотационным машинам предъявляются определенные требования, основными из которых являются следующие:

1. Они должны с максимальной скоростью и селективностью выделить флотируемые частицы минералов в пенный продукт.
2. Флотационные машины должны быть высокопроизводительными и неэнергоемкими. Аэрация пульпы и характер ее движения должны обеспечивать высокую удельную производительность, отнесенную к единице объема машины.
3. Машины должны быть удобными и надежными в эксплуатации. Они должны иметь простую конструкцию, малоизнашивающиеся детали, иметь возможность быстрого поузлового ремонта.
4. Конструкция машин должна быть пригодна для осуществления требуемой схемы флотации с возвратом промежуточных продуктов в процесс без потери высоты.

Главным фактором, определяющим качество работы флотационных машин, является аэрация пульпы. Аэрация пульпы в машине должна предусматривать максимальное насыщение пульпы высокодисперсными пузырьками воздуха, равномерно распределенными в объеме пульпы. В зонах минерализации пузырьков должен осуществляться микротурбулентный режим перемешивания пульпы, обеспечивающий достаточную частоту столкновения пузырьков с частицами минералов и значительное выделение растворенных газов, активирующих флотацию.

Аэрация пульпы характеризуется количеством воздуха, проходящим в единицу времени через единицу объема пульпы ($л/м^3 \cdot мин$).

Для процесса флотации существенное значение имеют не только аэрация пульпы, но и дисперсность воздуха, а также равномерность распределения мелких пузырьков по всему объему пульпы.

Поэтому в основу классификации флотационных машин положен способ аэрации пульпы и взвешивание зерен флотируемого материала. По способу перемешивания и аэрации пульпы флотационные машины разделяются на **механические, пневмомеханические и пневматические**.

В **механических** машинах перемешивание пульпы и всасывание воздуха производятся механическими мешалками (импеллером) различных конструкций, а засасываемый воздух диспергируется под действием водяных вихрей на отдельные пузырьки.

В **пневмомеханических** машинах пульпа перемешивается механическим способом, а воздух в машину подается принудительно от воздуходувки.

В машинах **пневматического** типа воздух диспергируется при пропускании его сквозь поры, а также при подъеме пульповоздушной смеси в турбулентных потоках при изменении направлении их движения.

По характеру продольного перемещения пульпы флотационные машины различают также на **прямоточные и камерные**.

Машины прямоточные представляют собой желоб, как правило, прямоугольного сечения, разделенный рядом перегородок на отдельные отсеки (см. рис. 5.12а). Эти перегородки не доходят до дна, а их верхняя часть в ряде случаев находится ниже уровня пульпы. В разгрузочном конце отсека имеется устройство для регулирования уровня пульпы. Прямоточными машинами могут быть все типы флотационных машин – механические, пневмомеханические и пневматические.

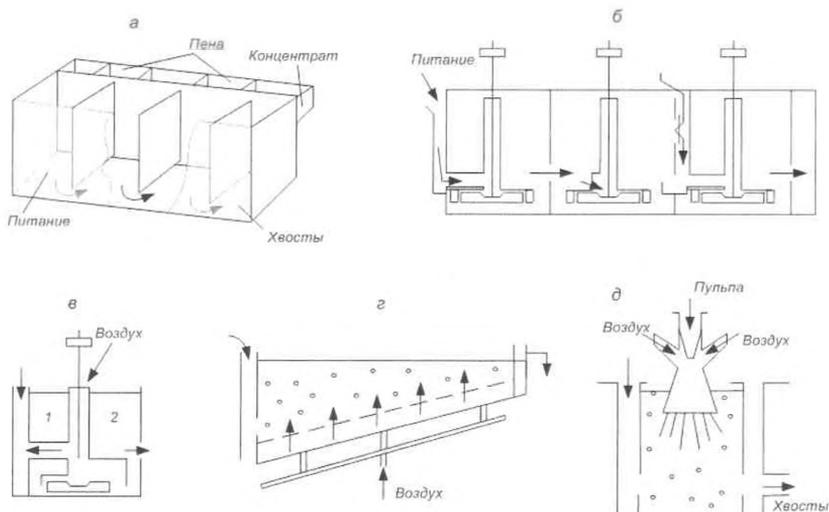


Рис. 5.12. Принципиальные схемы флотационных машин:

а – прямоточная машина; б – камерная машина; в – механическая;

г – пневматическая; д – эжекторная

Машины камерные (рис. 5.12б) состоят из отдельных камер. Пульпа проходит из одной камеры в другую, но между ними находится специальное устройство, позволяю-

щее регулировать передвижение пульпы. Таким образом, в машине можно менять уровень пульпы по камерам.

В механической флотационной машине (рис. 5.12в) воздух и пульпа засасываются в камеру под действием вращающейся мешалки (импеллера), создающей разрежение в трубопроводе 1 и 2. В пневматической флотомашине (рис. 5.12г) сжатый воздух проходит через пористую перегородку, дробится на мелкие пузырьки, которые насыщают весь объем пульпы. В машине эжекторного типа (рис. 5.12д) струи пульпы с большой скоростью проходят через насадку и засасывают воздух соплом. В этом типе машин вследствие изменения давления в диффузоре аэрация пульпы частично происходит в результате выделения растворенного в пульпе воздуха.

В мире к настоящему времени создано и работает множество различных типов и марок флотационных машин. Рассмотрим подробно основные типы флотомашин, наиболее часто применяющиеся и эффективно работающие в золотодобывающей промышленности.

5.12. Устройство и работа флотационной машины механического типа

Наиболее удачными конструкциями машин механического типа являются флотомашины «Механобр», которыми оснащены большинство обогатительных фабрик России (рис. 5.13).

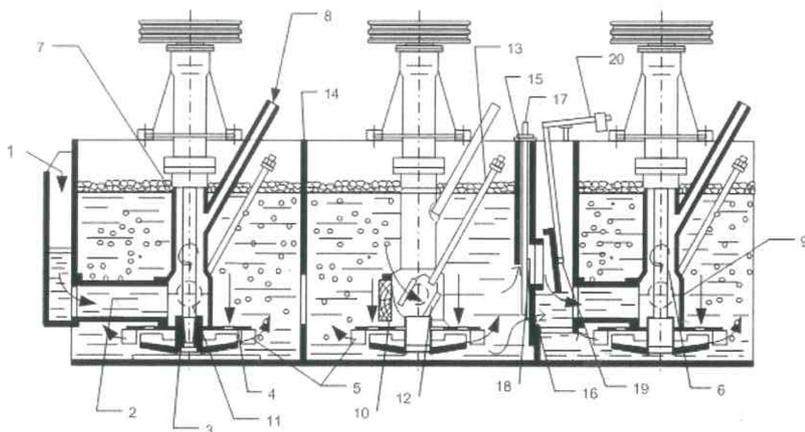


Рис. 5.13. Флотационная машина механического типа «Механобр»

Флотационная машина «Механобр» состоит из двояких прямоугольных камер, первая из которых называется всасывающей, а вторая – прямоточной. Всасывающая камера имеет карман 1, соединенный с центральной частью импеллера 3 трубопроводом 2. Над импеллером находится статор, состоящий из диска 4 с отверстиями и направляющих 5, расположенных под углом около 60° к радиусу. Вал импеллера помещен в центральную трубу 7, верхняя часть которой герметически соединена с корпусом подшипника. Импеллер получает вращение через клиноременную передачу от электродвигателя (на рис. 5.10 не показан). Доступ воздуха в центральную трубу осуществляется через отдельный патрубок 8 с выходом наружу. Нижняя часть центральной трубы переходит в стакан 9, соединенный с надимпеллерным диском 4. В боковых стенках стакана имеются отверстия.

Во всасывающей камере к одному из отверстий присоединяется патрубок 2 для подвода исходной пульпы. В прямоточной камере это отверстие обычно закрывается деревянной пробкой 10. В стакане имеются еще два отверстия 11, расположенные друг против друга и служащие для подвода промпродуктов при необходимости.

Одно из отверстий может быть присоединено к промпродуктовому патрубку, а другое можно закрывать шибером 12, причем, степень открытия отверстия можно изменять на ходу машины тягой 13, чем регулируется количество пульпы, поступающей на импеллер.

Всасывающая и прямоточная камеры разделены между собой полуперегородками 14 и представляют собой прямоточную машину с одинаковым уровнем пульпы.

Уровень пульпы регулируют специальным устройством в конце прямоточной камеры, состоящим из металлического короба 15, открытого сверху и снизу. Внизу стенки имеется отверстие 16, величина которого регулируется заслонкой при помощи стержня 17 выше расположено отверстие 18, прикрываемое крышкой 19. Положение этой крышки регулируется рычагом 20 с контргрузом на конце.

Таким образом, каждая пара камер отделена от следующих камер, и всю машину в целом можно рассматривать как камерную, состоящую из сочетаний двух отделений прямоточного типа.

Работа машины осуществляется следующим образом. Исходная пульпа поступает по патрубку 2 на центральную часть импеллера всасывающей камеры. Сквозь отверстия в диске 4 статора некоторое количество пульпы попадает на периферическую часть импеллера. Выбрасываемую импеллером пульпу направляющими пластинами 5 статора выводят так, что непосредственно вокруг импеллера не образуется сильных вихревых потоков пульпы, препятствующих выбрасыванию ее импеллером. Таким образом, достигается высокая производительность импеллера по пульпы и, следовательно, обеспечивается засасывание большого количества воздуха.

В мелких вихревых потоках пульпы, отстоящих от импеллера дальше, чем обычно, происходит диспергирование воздуха. Статор, как и расположенные на днище ребра, настолько гасит крупные вихри, что верхняя часть пульпы в камере остается достаточно спокойной и без установки дополнительных решеток. Вертикальные ребра на боковых стенках уменьшают вращение пульпы в камере.

Образующаяся флотационная пена удаляется из верхней части камеры специальным гребковым механизмом (пеногон), который является общим для нескольких камер.

Камерный продукт (без пены) переходит в прямоточную камеру. В ее импеллере циркуляция пульпы происходит несколько иначе, чем в предыдущей камере. На осевую часть поступает пульпа не через отверстие, закрытое пробкой 10, а через отверстие 11, регулируемое шибером 12. В остальном работа импеллера в обеих камерах идентична.

Крупные пески выходят из камеры через отверстие 16, причем количество проходящей пульпы регулируется при помощи стержня 17. Основная часть пульпы удаляется через отверстие 18. Уровень пульпы в камерах регулируется полуавтоматически. На рычаге 20 противовес установлен таким образом, чтобы заслонка 19 неплотно прикрывала отверстие под определенным давлением пульпы, зависящим в основном от уровня пульпы в камере. При случайном повышении этого уровня выше заданного давление на заслонку увеличивается, отверстие открывается больше и количество пульпы, вытекающей из отверстия, возрастает. При понижении уровня ниже заданного давление на заслонку снижается и отверстие прикрывается. Таким образом, восстанавливается заданный уровень пульпы в камере. Флотатору остается только иногда регулировать положение груза на рычаге и положение шибера у отверстия 16.

У машины «Механобр» аэратор и весь приводной механизм собраны в единый блок, который можно при необходимости ремонта быстро заменить запасным. Смазка большого количества точек централизована и осуществляется при помощи ручной станции густой смазки. Междуканальный карман с регулятором пульпы может быть установлен в любой камере машины. Многоканальную машину легко собирать из отдельных двухканальных секций в зависимости от производительности и схемы флотации. Технические характеристики основных типоразмеров флотомашин «Механобр» приведены в таблице 5.1.

Флотомашин «Механобр» постоянно совершенствуются. ИмPELLер и нижнюю часть стакана гуммируют резиной, что повышает их срок службы. У крупных машин (Механобр-6, Механобр-7) подъем и опускание шибберов производят с помощью электродвигателей.

Таблица 5.1

Техническая характеристика флотомашин «Механобр»

Показатели	Типы машин и условные обозначения				
	ФМР-02 Механобр-1	ФМР-04 Механобр-3	ФМР-10 Механобр-5	ФМР-25с Механобр-6	ФМР-63с Механобр-7
Размер камеры, мм	500x500	700x700	1100x1100	1750x1600	2200x2200
Глубина камеры, мм	550	700	1000	1000	1200
Объем камеры, м ³	0,14	0,38	1,35	3,26	6,2
Импеллер:					
– диаметр, мм	200	300	500	600	750
– частота вращения, об/мин	700	460	330	280	240
Количество засасываемого воздуха, м ³ /мин	0,25	0,5	1,0	2,5	7–9
Мощность э/двигат.:					
– на две камеры	1,7	–	–	–	–
– на одну камеру	–	1,5	4,5	10,0	20,0
Производительность по потоку пульпы, м ³ /мин	0,15–0,25	0,4–0,6	1,5–2,5	3,5–6,0	7–12

Задняя стенка машин выполняется изогнутой в сторону пенного порога. Лопастные пеноподъемники имеют шарнирную подвеску.

Механические флотомашин ФМР с рабочим объемом камеры до 1,2 м³ производит ОАО «Машзавод Труд» (г.Новосибирск), с большим объемом камер – производит ПО «Усольмаш», ОАО «РИВС» и другие.

5.13. Флотационные машины пневматического типа

В основу работы пневматических флотационных машин положен принцип противоточного движения минеральных частиц и пузырьков воздуха и пневматическое перемешивание пульпы. Пульпа перемешивается подводимым воздухом, сьем пены осуществляется самотекотом. В машинах этого типа нет механических аэраторов; они действуют, используя энергию воздуходувки (компрессоров), расположенных вне машины. Пневматические машины отличаются простотой конструкции и экономичностью при эксплуатации.

Наиболее широкое применение в промышленности получили патрубочные аэролитные машины, которые разделяются на машины с мелкими (до 1200 мм) и глубокими (до 4500

мм) камерами. На **рисунке 5.14** показана пневматическая флотационная мелкая машина. Эта машина состоит из камеры 1, в которой продольными перегородками 2 выделено аэрационное отделение по всей длине камеры, имеющее вверху колпак 6 и отбойные стенки 7. В начале камеры имеется загрузочный карман, в конце – разгрузочное устройство с приспособлением для регулирования уровня (как в обычных механических флотомашинах).

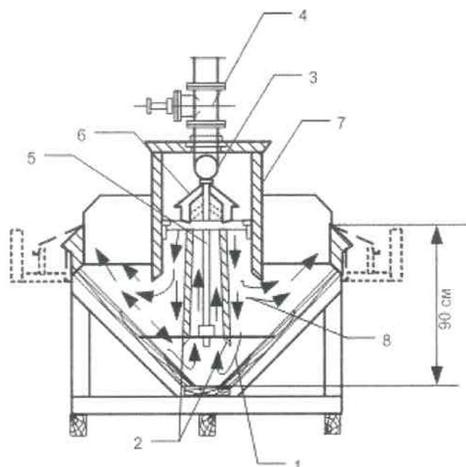


Рис. 5.14. Патрубочная аэролифтная машина

Над аэрационным отделением установлена труба-ресивер 3, в которую по трубе 4 от воздухоудки подается воздух. От трубы 3 вниз, внутри аэрационного отделения имеется ряд параллельных патрубков 5. Подаваемый по патрубкам 5 воздух со значительной скоростью поднимается в виде пузырьков в аэрационном отделении.

Вследствие двукратного изменения направления движения пульпы и образующихся при этом вихревых потоков происходит диспергирование воздуха на отдельные пузырьки. Подъем пульпы в центральном отсеке происходит в результате различных объемных весов аэрированной и неаэрированной пульпы за стенками аэрационного отделения. Минерализованные пузырьки воздуха образуют обильную пену, которая самотеком переливается в желоба. Пульпа перемещается по всей камере и разгружается через шибберное устройство в конце машины.

Мелкие трубчатые машины имеют следующие достоинства: простота конструкции, несложный ремонт, сравнительно малый расход электроэнергии. Но есть и недостатки: неинтенсивное перемешивание пульпы, недостаточная дисперсность воздушных пузырьков, заиливание камер при наличии в пульпе крупных песков.

В связи с особенностями и недостатками мелкие трубчатые машины применяются для флотации легкообогащаемого сырья – самородной серы и т.п.

Глубокая аэролифтная машина (**рис. 5.15**) отличается глубиной камеры, которая достигает 4 м. В камере машины 1 выделено аэрационное отделение, по бокам которого находится флотационное отделение. Патрубки 2 имеют на концах резиновые насадки 3. Назначение насадок – при прекращении подачи воздуха резина, усиленная упругими ребрами, сжимается и щель плотно перекрывается, при подаче воздуха щель насадки открывается. Такое устройство предотвращает от заиливания патрубки при остановке машины.

Увеличение глубины аэролифтных машин уменьшило общие недостатки машин этого типа. Дисперсность воздушных пузырьков улучшилась благодаря увеличению вихрево-

го движения пульпы, а также вследствие более интенсивного выделения газа из жидкой фазы пульпы. Основным достоинством глубокой аэролифтной машины является большая удельная производительность на единицу производственной площади. Но в этих машинах невозможно флотировать крупные частицы и тяжелые минералы. Отсутствие камер затрудняет осуществление сложных схем флотации.

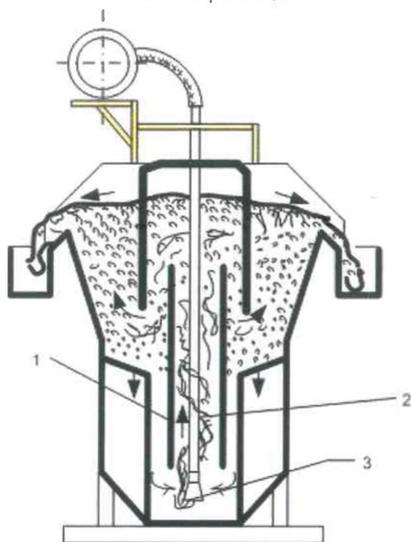


Рис. 5.15. Глубокая аэролифтная машина в поперечном сечении

Разновидностью пневматических флотомашин является колонная пневматическая флотационная машина, (рис. 5.16), отличающаяся от других пневматических машин высокой удельной производительностью на 1 м^2 производственной площади фабрики.

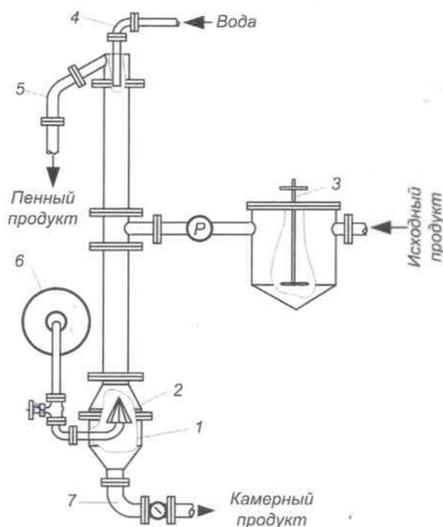


Рис. 5.16. Колонная пневматическая флотомашина

Колонная пневматическая флотомашина (рис. 5.16) представляет собой вертикально установленную трубу большого диаметра (до 1 м), высота которой может быть от 2 до 10 м. Сечение колонны может быть не только круглым, но эллиптическим и даже квадратным.

Колонна 1 включает три отделения: верхнее, среднее и нижнее. Исходная пульпа из контактного чана самотеком или при помощи насоса подается в среднюю часть колонны, а сжатый воздух из ресивера 6 поступает в аэратор 2, имеющий сменную поверхность из пористого материала с отверстиями от 0,005 до 2,5 мм.

В колонне пульпа движется вниз к разгрузочному патрубку 7 хвостов навстречу всплывающим минерализованным пузырькам, образующим в верхнем отделении пену, которая удаляется по трубопроводу 5. Для очистки флотированного продукта от частиц пустой породы слой пены орошается сверху чистой водой. Эта вода создает дополнительный нисходящий поток, способствующий очистке.

При работе колонны скорость нисходящих потоков пульпы не должна превышать скорость всплывающих пузырьков, т.к. возможно локальное скопление, приводящее к коалесценции, заканчивающейся периодическими выбросами воздушных пробок.

Колонная флотомашина имеет ряд преимуществ по сравнению с обычными флотационными машинами. К ним относятся следующие:

1. В машине отсутствуют движущиеся части, что снижает эксплуатационные затраты.
2. Машина занимает значительно меньшие производственные площади (на 80–90%).
3. Требуется сравнительно малого расхода электроэнергии на аэрацию пульпы.

К пневматическим флотационным машинам относятся флотомашин, в которых осуществляется процесс **пенной сепарации**. Сущность этого процесса заключается в том, что обработанная реагентами пульпа подается на перемещающийся в горизонтальном направлении слой пены. Гидрофобные минералы удерживаются в пене и вместе с ней удаляются в концентрат, а гидрофильные минералы выпадают под действием сил тяжести или увлекаются жидкостью, вытекающей из межпузырьковых каналов. Метод пенной сепарации значительно повышает верхний предел крупности флотированных зерен и находит все большее применение при флотации калийных солей, марганцевых и других руд.

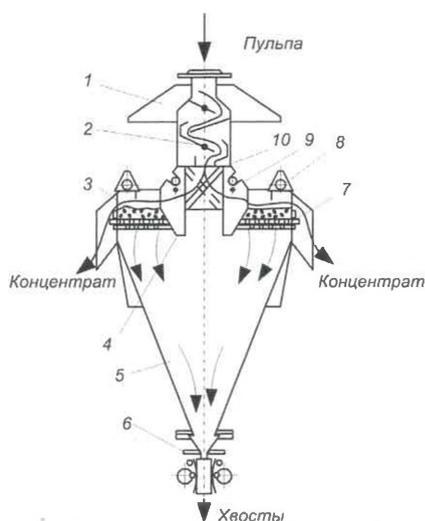


Рис. 5.17. Принципиальная схема машины пенной сепарации

На **рисунке 5.17** приведена принципиальная схема машины пенной сепарации. Подготовленная к флотации исходная пульпа с содержанием твердого 60% подается по трубам или желобам в загрузочное устройство 1, растекается по наклонным декам 2 и попадает в струйчатый делитель 3, обеспечивающий деление потока на обе стороны машины.

Из делителя пульпа поступает в желоба 4, где в результате эжекции воздуха струями жидкости, вытекающими под давлением из сопел 5, насыщается мельчайшими пузырьками воздуха. Предварительно аэрированная пульпа поступает на пенный слой, создаваемый в машине аэраторами 6 (резиновые перфорированные трубки). Пенный продукт удаляется через регулируемый сливной порог 7, либо самотеком, либо с помощью пеногонов 8. Гидрофильные частицы выпадают из пены, сгущаются в пирамидальной ванне 9 и выгружаются через шламовый затвор 10.

Для пенной сепарации разработаны и выпускаются флотомашини ФПС-16 и ФП-16 с рабочим объемом камеры 16 м³.

5.14. Пневмомеханические флотационные машины

Различие между пневмомеханическими и механическими флотомашинами состоит в устройстве аэратора. В пневмомеханических машинах аэратор предназначен для диспергирования сжатого воздуха, поступающего принудительно от компрессора или воздухоудвки, и поддержания твердых частиц пульпы во взвешенном состоянии. На **рисунке 5.18** показана схема камеры пневмомеханической машины.

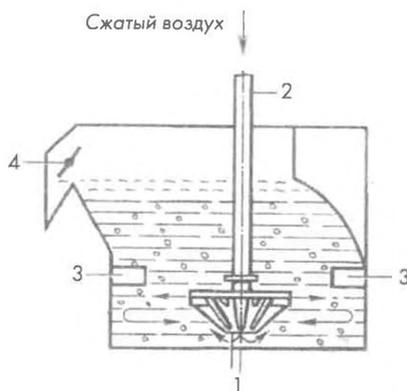


Рис. 5.18. Схема камеры пневмомеханической флотационной машины: 1 – импеллер, 2 – полный вал, 3 – успокоители, 4 – пеносъемник

Сжатый воздух под давлением 0,2 МПа подается из коллектора в пустотелый вал 2 в зону аэратора. Пульповоздушная смесь проходит через успокоитель 4, состоящий из радиально расположенных лопаток. Пальцевый импеллер представляет собой полый конус, закрепленный на валу. Нижняя часть конуса имеет фланец с расположенными на нем пальцами круглого сечения. Успокоитель пульпы состоит из вертикальных пластин, расположенных по радиусу. Передняя, наиболее изнашиваемая часть лопастей – съемная. Для предотвращения оседания крупных частиц между нижней частью лопастей и днищем камеры имеется зазор шириной 180 мм. Лопасты успокоителя не только предотвращают бурление поверхности пульпы, но и способствуют диспергированию воздуха. Основное диспергирование воздуха происходит при истечении его через отверстия между пальцами. Здесь же ввиду большой турбулентности потоков образуется

множество небольших зон с повышенным давлением, в которых активно растворяется воздух, выделяющийся из раствора по выходе пульпы из успокоителя.

Обильное пенообразование позволяет удалять пену самотеком без каких-либо пеносъемников. Однако при небольшом образовании слоя пены высотой 10–15 см механический пеносъемник необходим. С подобным явлением столкнулись при флотации золотосодержащей руды в машинах ФПМ-16 на Дарасунском руднике. Самопроизвольный сход пены из машины был минимальным, поэтому пришлось устанавливать дополнительное устройство для пеносъема.

В машинах ФПМ имеется возможность гибкой регулировки воздуха в каждой камере, высоты пенных порогов. Простота конструкции флотомашин ФПМ сочетается с их высокой производительностью и технологической эффективностью.

Пневмомеханические машины типа ФПМ-16 выпускаются ОАО «Усольмаш». Машины ФПМ, состоящие из нескольких камер и предназначенные для операций основной флотации, выпускаются с центробежными импеллерами в первой камере и пневмомеханическими импеллерами в остальных камерах. Механические импеллеры выполняют функцию насоса с одновременным засасыванием воздуха для аэрации пульпы и предназначены для самовсасывания исходной пульпы, подаваемой в машину.

Необходимая степень циркуляции пульпы в машине ФПМ обеспечивается оптимальной величиной зазора между днищем камеры и нижними кромками пальцев импеллера. При вращении импеллера происходит процесс перемешивания и аэрации пульпы.

Минерализованные воздушные пузырьки, поднимаясь на поверхность пульпы, образуют слой пены, которая удаляется через сливной порог самотеком или лопастным пеногоном. Высота сливного порога по длине машины регулируется деревянными накладными планками. Несфлотированные частицы – камерный продукт уходят через разгрузочный карман. Уровень пульпы во флотомашине контролируется шибером в последней секции машины.

5.15. Работа флотационных машин

Основными условиями эффективного флотационного обогащения руды во флотомашине являются следующие:

- время флотации;
- оптимальная плотность исходной пульпы, поступающей на флотацию;
- равномерная подача пульпы во флотомашину;
- оптимальный режим подачи реагентов на флотацию – точная дозировка растворов реагентов;
- поддержание нормального уровня пульпы во всех камерах флотомашин.

Количество поступающей во флотационные машины пульпы и ее плотность должны быть постоянными. Поток пульпы, поступающей в машину, должен обеспечивать оптимальное время флотации.

Время флотации определяется соотношением рабочего объема всех камер флотомашин в данной операции к объему пульпы, поступающей в единицу времени. Обычно время флотации определяется в минутах. При увеличении потока пульпы время флотации уменьшается, что приводит к увеличению потерь ценного компонента в хвостах, т.к. часть рудного материала не успевает сфлотироваться. И наоборот, при уменьшении пульповой нагрузки на машину время флотации будет большим, что может привести к флотации пустой породы и, следовательно, к понижению качества концентрата. При большем времени флотации, как правило, потери извлекаемого металла в хвостах не уменьшаются. Излишне длительное пребывание пульпы во флотомашине приводит к не-

производительному расходу электроэнергии, а в отдельных случаях имеет место дополнительное истирание материала с образованием тонких шламов.

Повышение и понижение уровня пульпы в камерах флотомашины весьма отрицательно сказывается на эффективности флотационного процесса. Понижение уровня пульпы приводит к уменьшению полезного объема машины и количества снимаемой пены и, следовательно, к более богатым хвостам. Чрезмерное повышение уровня пульпы в камерах ухудшает условия дополнительного обогащения концентрата в пенном слое и вызывает перелив пульпы в желоб для пены, что ухудшает качество концентрата.

В основной флотации следует стремиться к тому, чтобы все необходимое количество пены было снято до последней камеры. Эта камера является как бы контрольной, и в ней удаляется небольшое количество остатков пены, что обеспечивает хорошее качество хвостов.

В перемешивающей флотации во всех камерах обычно поддерживают относительно толстый слой пены для получения более богатых концентратов. Но слишком большое количество циркулирующих промежуточных продуктов может перегрузить флотацию и понизить извлечение.

Важное значение для флотации имеет реагентный режим, под которым подразумевается ассортимент применяемых реагентов, их расход, порядок подачи в процесс и время контакта реагентов с пульпой. Подача реагентов в процесс происходит в следующей последовательности. Вначале к пульпе добавляются реагенты-регуляторы, изменяющие pH среды, подавители и другие, затем собиратель и в последнюю очередь пенообразователь. Это – общая схема, она может иметь много разновидностей и уточнений.

При необходимости длительного контакта с минералами реагенты-регуляторы подаются в специальные контактные чаны или в насосы подачи пульпы в эти чаны. Для реагентов-собирателей обычно требуется контакт с пульпой в течение нескольких минут, поэтому они подаются в контактный чан перед флотомашинной.

Ручное регулирование параметров флотации и реагентного режима требует от флотатора определенных навыков и практического опыта работы. Поэтому для надежного получения высоких показателей процесса флотации нужна автоматизация заданных технологических параметров флотации и реагентного режима.

Автоматическое регулирование плотности исходной пульпы производится с помощью плотномера и автоматического регулирующего клапана на трубопроводе подачи пульпы в процесс.

Равномерность подачи исходной пульпы в процесс поддерживается при помощи специального пульпового расходомера и частотно-регулирующего преобразователя, установленного на насосе подачи пульпы на флотацию.

Постоянный уровень пульпы в камерах флотомашины поддерживается автоматической системой, состоящей из датчиков уровня пульпы в камерах, и исполнительными автоматическим механизмами на шиберах карманов флотомашины.

Реагентный режим поддерживается точной подачей растворов реагентов в процесс при помощи дозаторов реагентов различных конструкций.

Для надежности регулирования всех технологических параметров процесса и реагентного режима необходимо разрабатывать и внедрять автоматизированную систему управления технологического процесса флотации «АСУ ТП Флотация». Хотя автоматизация процесса стоит недешево, однако затраты на автоматизацию окупаются быстро за счет высокой эффективности процесса и достижения максимального извлечения полезных компонентов.

5.16. Флотация золотосодержащих руд

Метод флотации для обогащения золотосодержащих руд применяется в случаях, когда золото в руде находится в тонкодисперсном состоянии, в виде тончайших пленок на поверхности сульфидных минералов пирита, пирротина, марказита, халькопирита и других.

В последние годы в связи с ростом потребности в благородных металлах и истощением месторождений богатых и легкообогатимых руд все больше вовлекаются в эксплуатацию месторождения труднообогатимых Au-содержащих руд. Золото в этих рудах тесно ассоциировано с пиритом, арсениопиритом, сульфидами меди и отличается тонкой вкрапленностью. Для обогащения Au-содержащих труднообогатимых руд используется метод флотации.

При переработке золотосодержащих руд флотацией большое значение имеет флотационная активность присутствующих в рудах золотосодержащих минералов, которые можно расположить в следующей последовательности (в порядке убывания флотационной активности):

- сростки металлического золота с сульфидными минералами железа (пирит, арсениопирит) и сульфидами тяжелых цветных металлов (халькопирит, галенит и др.);
- собственно золотосодержащие сульфиды, в которых золото присутствует в виде тонких металлических включений (тонкодисперсное размером микронных величин);
- свободные зерна золота и природных сплавов золота с серебром (электрум и др.).

Наибольший эффект от применения флотации обеспечивается при извлечении золота из руд с сульфидной минерализацией. К окисленным золотосодержащим рудам флотация применяется крайне редко, поскольку она не обеспечивает удовлетворительных показателей по извлечению металла в концентраты, сильно уступая процессу прямого цианирования руды.

Флотируемость золота и золотосодержащих сульфидных минералов определяется их природой, технологическими особенностями, среди которых важными являются – крупность, геометрическая форма частиц золота, химический состав поверхности золотин и сульфидных минералов. Выбор собирателей и подавителей флотации труднообогатимых золотосодержащих сульфидных руд становится актуальным в связи с увеличением объемов их переработки.

Для флотации золотосодержащих минералов применяются следующие собиратели: ксантогенаты, дитиофосфаты, меркаптаны, дитиокарбаматы, соли жирных кислот и др.

Однако, наибольшее применение для флотации золотых руд получили собиратели сульфгидрильного типа. Из них можно выделить две наиболее важные и широко применяемые группы: ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты). На большинстве золотоизвлекательных фабрик России применяется бутиловый ксантогенат калия, который не во всех случаях дает максимальную эффективность при флотации золотосодержащих минералов. Недостатком ксантогенатов является то, что они проявляют высокие собирательные свойства практически ко всем сульфидным минералам, что естественно создает значительные трудности при селективном разделении минералов меди, свинца, цинка и особенно пирита.

Тем не менее, из-за дешевизны БКК до настоящего времени продолжают применять большинство золотодобывающих предприятий России, хотя многочисленные исследования показывают, что более высокие показатели извлечения золота можно добиться применением более эффективных, чем БКК, собирателей.

Лучшие результаты при флотации дают дитиофосфаты в смеси с ксантогенатами, как заменители ксантогенатов и одновременно, как пенообразователи. Тонкие зерна минералов лучше флотируются с применением аэрофлотов.

В зарубежной практике наиболее широкое применение нашли фенольные дитиофосфаты: этиловый, смесь этилового и вторичного бутилового, вторично бутиловый, изопропиловый, изобутиловый.

Процесс флотации золотосодержащих руд производят, как правило, в слабощелочной среде при $\text{pH} = 7 - 9$. Для создания такой среды применяют соду, либо известь. Однако, следует помнить, что известь нужно применять осторожно, т.к. она обладает слабовыраженным депрессирующим свойством по отношению к золотосодержащему пириту, а в некоторых случаях, и к самородному золоту.

При флотации золота из руд в качестве пенообразователя применяется сосновое масло, Т-66, оксаль или крезол. Если в руде присутствует пирит с золотом, то для его активации в пульпу при измельчении добавляют медный купорос.

Депрессия минералов пустой породы, в том числе глин, производится силикатом и (реже) сульфидом натрия. Сульфид натрия применяется также для сульфидирования поверхности частиц окисленных минералов (малахит, азурит и др.) с целью придания им флотационной активности.

В институте Иргиредмет в 2010 г. для малосульфидных золотокварцевых руд одного из месторождений провели испытания с применением нескольких новых собирателей из класса дитиофосфатов - диалкилдитиофосфаты: этиловый — Хостафлот LET, изобутиловый — Хостафлот LIB, вторичный бутиловый — Хостафлот LSB, а также их сочетания с бутиловым ксантогенатом калия. Эти собиратели производятся фирмой «Клариант ГмБХ».

Руда характеризуется тем, что сульфидные минералы представлены главным образом пиритом (2,5%) и марказитом (0,7%). Общая масса сульфидов не превышает 3,2%. Характерной особенностью руды является то, что сульфидные минералы находятся в мелких, тонких и тонкодисперсных зернах и рассеяны по массе пород. Основным ценным компонентом в руде является золото. Подавляющая масса золота является тонким и тонкодисперсным (около 80% класса минус 0,074 мм). Форма золотин неправильная, компактная, комковатая, изометрично-пластинчатая. Поверхность большей части золота загрязнена охрами, пленками и корочками гидроксидов железа, сульфидов, карбонатов и силикатов. Золото ассоциирует с кварцем и сульфидами. Установлено, что в руде золото в виде субмикроскопических частиц связано с сульфидами.

Реагенты марки Хостафлот L- быстродействующие собиратели, для которых достаточно короткого времени кондиционирования. Они представляют собой бесцветную жидкость, анионоактивны. Эти реагенты можно смешивать с водой в любом соотношении, а также вводить в пульпу в неразбавленном виде. При применении реагентов марки Хостафлот L в композиции с бутиловым ксантогенатом калия, оба собирателя возможно дозировать из совместного раствора.

Технологические показатели флотационного обогащения руды с применением испытываемых реагентов-собирателей приведены в табл. 5.2.

Из таблицы 5.2 следует, что более эффективным реагентом-собирателем является смесь дитиофосфатов и ксантогената LET+LIB+БКК в массовом соотношении 1:1:1 при общем расходе 320 г на 1 т руды.

С применением в качестве собирателя 1%-ного водного раствора смеси реагентов LET+LIB+БКК в массовом соотношении 1:1:1 извлечение золота в концентрат основной флотации увеличилось на 4,9% по сравнению с применением БКК. Потери золота с отвальными хвостами снизились на 9,3%. Увеличение выхода концентрата флотации с применением смеси реагентов по сравнению с БКК обуславливается тем, что данные дитиофосфаты, помимо собирательных свойств, обладают и вспенивающими, однако без применения вспенивателя флотация идет хуже.

На основании проведенных лабораторных исследований проведены полупромышленные результаты по флотации упорной золотосодержащей руды с применением сочетания реагентов LET+LIB+БКК в массовом соотношении 1:1:1 /3/. Полученные результаты приведены в табл. 5.3.

Таблица 5.2.

Технологические показатели флотационного обогащения руды

Продукты обогащения	Выход %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %	Реагенты
Концентрат флотации	7,7	60,0	87,2	Собиратель ББК – 320 г/т Вспениватель Т–80-120г/т
Хвосты флотации	92,3	0,73	12,8	
Руда	100,0	5,3	100,0	
Концентрат флотации	9,2	51,5	89,4	Собиратель LET –320 г/т Вспениватель Т – 80-90г/т
Хвосты флотации	90,8	0,62	10,6	
Руда	100,0	5,3	100,0	
Концентрат флотации	9,3	51,6	90,5	Собиратель LIB –320 г/т Вспениватель Т – 80-90г/т
Хвосты флотации	90,7	0,55	9,5	
Руда	100,0	5,3	100,0	
Концентрат флотации	9,0	50,9	86,4	Собиратель LSB –320 г/т Вспениватель Т – 80-90г/т
Хвосты флотации	91,0	0,79	13,6	
Руда	100,0	5,3	100,0	
Концентрат флотации	10,3	46,2	89,8	Собиратель LET + LIB (2:1) – 320 г/т Вспениватель Т – 80-90г/т
Хвосты флотации	89,7	0,6	10,2	
Руда	100,0	5,3	100,0	
Концентрат флотации	9,0	54,2	92,1	Собиратель LET + LIB + ББК (1:1:1) - 320 г/т Вспениватель Т – 80-90г/т
Хвосты флотации	91,0	0,46	7,9	
Руда	100,0	5,3	100,0	
Концентрат флотации	8,5	56,2	90,2	Собиратель LET + LIB + ББК (1:1:1) - 250 г/т Вспениватель Т – 80-90г/т
Хвосты флотации	91,5	0,57	9,9	
Руда	100,0	5,3	100,0	

Таблица 5.3

Результаты полупромышленных испытаний по схеме флотационного обогащения

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Концентрат флотации	9,2	51,9	91,8
Хвосты флотации	90,8	0,47	8,2
Руда	100,0	5,2	100,0

Полупромышленные испытания флотации с применением смеси реагентов LET+LIB+БКК в массовом соотношении 1:1:1 обеспечили извлечение золота в концентрат флотации 91,8%.

Из проведенных испытаний выведена закономерность: собирательные свойства испытываемых реагентов распределяются следующим образом: LET+LIB+БКК (ε – 92,1%)

> LIB ($\epsilon - 90,5\%$) > LET+LIB ($\epsilon - 89,8\%$) > LET ($\epsilon - 89,4\%$) > БКК ($\epsilon - 87,2\%$) > LSB ($\epsilon - 86,4\%$)

При этом собиратель Хостафлот LET является наиболее селективным реагентом по отношению к любым сульфидным железным минералам типа пирита, марказита, пирротина, арсенопирита и т.д.

Собиратель Хостафлот LIB превосходит другие алифатические дитиофосфаты по активности. Его преимуществом является способность собирать также и более крупные классы.

Таким образом, новые собиратели, как показали испытания, в сочетании с традиционным бутиловым ксантогенатом калия более эффективны, чем с применением только одного бутилового ксантогената калия.

Изыскание новых собирателей для флотации, повышающих извлечение золота во флотоконцентрат хотя бы на 1% абс, может быть выгодным и принести прибыль, несмотря на первичную высокую стоимость реагента и повышенный расход.

Основными направлениями совершенствования флотационного процесса обогащения золотосодержащих руд являются следующие:

1. Разработка технологических схем флотации, основанных на использовании селективных флотореагентов, обеспечивающих разделение минералов в воде с повышенной жесткостью.
2. Более широкое применение методов электрохимической активации флотации путем направленного изменения флотационных свойств минералов, регулирования окислительно-восстановительного потенциала и ионного состава жидкой фазы пульпы.
3. Использование флотационно-химических технологий переработки бедных и труднообогатимых руд с целью комплексного применения сырья и охраны окружающей среды.
4. Дальнейшее совершенствование конструкций флотационных машин с камерами большой емкости, обеспечивающих снижение капитальных и энергетических затрат, путем улучшения аэрационных характеристик машин, использования износостойких материалов, автоматизирование основных узлов.

Кроме того, совершенствование флотации необходимо вести по пути синтеза новых флотореагентов, замены воздуха другими газами (азот, кислород), а также внедрения автоматизированных систем управления технологическими параметрами флотационного процесса.

Глава 6. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ОПЕРАЦИИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ И ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

Руду, продукты обогащения и гидрометаллургии необходимо доводить до требуемых кондиций по влажности, крупности, сортности и другим параметрам. Для этого на каждой обогатительной или золотоизвлекательной фабрике необходимо осуществлять ряд вспомогательных операций. К таким операциям относятся сгущение, фильтрование, сушка, обезвреживание, очистка сточных вод и некоторые другие.

6.1. Общие сведения о процессах обезвоживания

Процессы переработки руд осуществляются различными машинами и аппаратами, разделительной средой в которых является вода или минеральная суспензия, называемая **пульпой**. При этом для проведения последующих операций с пульпой или получения концентрата обогащения в товарном виде всегда имеется необходимость удаления либо избыточной влаги, либо полного удаления влаги из продукта. Все эти процессы удаления влаги из продуктов переработки руды и ее обогащения называются в общем случае **обезвоживанием**.

При предварительном обезвоживании от продукта отделяется основное количество воды, а при окончательном – влажность материала доводится до требуемых кондиций по содержанию влаги, обусловленных техническими условиями (ТУ), стандартами (ГОСТ) или временными нормами.

В зависимости от содержания влаги (воды, раствора) продукты обогащения различаются следующим образом.

Пульпы (суспензия) – это механические смеси твердого вещества (Т) и жидкостей (Ж), обладающие текучестью. Пульпы характеризуются содержанием твердого в единице объема (г/см^3 , кг/м^3), весовым отношением **Ж : Т** или количеством твердого, определяемым в процентах.

Мокрые продукты отличаются свободным течением воды. Их влажность обычно выражается в весовых процентах. Мокрые продукты содержат меньше воды – от 15 до 40%. Если такие продукты представлены мелким материалом, они растекаются, часть воды из них выделяется при транспортировании, перегрузках и непродолжительном хранении.

Влажные продукты являются промежуточными между мокрыми и воздушно-сухими. Содержание в них составляет от 5 до 20%. Они нетекучие. Во влажных продуктах содержится гигроскопическая, пленочная и часть капиллярной влаги.

Воздушно-сухие продукты представляют собой сыпучие материалы, поверхность которых вследствие гигроскопичности незначительно увлажнена находящимися в воздухе парами воды. Иногда воздушно-сухими продуктами называют продукты с несколькими процентами влаги.

Сухие продукты не содержат внешней влаги, но удерживают внутреннюю (конституционную) влагу.

Продукты, из которых термически удалена химически связанная вода, называются **прокаленными**.

Влагоудерживающая способность, а значит, и обезвоживаемость у различных материалов неодинаковая. Влажность продуктов зависит от свойств их поверхности и плотности. Характер и скорость обезвоживания обуславливаются формой связи влаги с продуктом.

Известны следующие виды влаги:

Внутренняя влага (конституционная). Она входит в кристаллическую решетку минерала или межмолекулярные полости аморфных веществ. Внутренняя влага присутствует в виде молекул H_2O или в виде ионов OH^- , H^+ , или H_3O^+ . Она может быть удалена только термическим разрушением самого вещества (например, железный купорос $FeSO_4 \cdot 7H_2O$).

Гигроскопическая влага; удерживается на поверхности материала в виде молекулярной пленки адсорбционными силами. Содержание такой влаги обусловлено равновесием между упругостью паров воды в окружающей атмосфере и в данном материале. Многие рудные материалы обладают гигроскопичностью – угли, каолины и др.

Пленочная влага; удерживается на поверхности твердых частиц силами молекулярного сцепления; содержание ее обуславливается степенью смачиваемости материала водой. Эта влага, как и гигроскопическая, устраняется из вещества только с помощью термической сушки.

Свободная влага (гравитационная); заполняет крупные (некапиллярные) промежутки между частицами; может быть удалена под действием сил собственного веса. При обезвоживании материала наиболее интенсивно отделяется вода, находящаяся в форме гравитационной влаги.

Капиллярная влага; отчасти или полностью заполняет мельчайшие промежутки между частицами и удерживается в порах силами капиллярного давления.

Влажность W (%) определяется отношением массы воды в продукте к массе сырого продукта по формуле:

$$W = (Q_1 - Q_2) \cdot 100 / Q_1,$$

где Q_1 и Q_2 – массы, соответственно, сырого и сухого продуктов.

Масса сухого материала определяется после контрольной сушки. Сушку для удаления гигроскопической влаги во избежание прокаливания материала следует проводить при температуре 100 °С.

6.2. Краткая характеристика способов обезвоживания

Конечная влажность обезвоженного продукта зависит от способа обезвоживания, свойств поверхности материала, его плотности, крупности частиц, соотношения $J : T$ в исходном продукте, условий работы аппарата и др.

Гравитационная и часть капиллярной влаги удаляются в один или несколько приемов в зависимости от гранулометрического состава продукта, его исходной влажности, что связано с последующим переделом или транспортированием материала.

Наиболее простым способом удаления влаги, применяемым в основном для крупно- и среднезернистых продуктов, является **дренирование**. Дренирование – естественное стекание гравитационной воды через слой материала благодаря собственному весу. Конечная влажность продуктов дренирования достигает 5–10%.

Жидкие пульпы, содержащие мелкие и тонкоизмельченные частицы, обезвоживают обычно методами **сгущения**. Сгущение – процесс осаждения частиц под действием гравитационных сил. После сгущения получают два продукта – осветленный слив и сгущенный продукт с содержанием влаги от 30 до 65–70%.

Процесс отделения твердых частиц от жидкости пропусканием пульпы через пористые перегородки называется **фильтрованием**. В результате процесса фильтрования получают мокрые продукты с содержанием влаги 10–25%.

Процесс обезвоживания, основанный на принципе испарения влаги под влиянием повышенной температуры или в естественных условиях, называется **сушкой**. Полное удаление внешней влаги из продукта достигается термической сушкой.

Дренаживание – процесс естественной фильтрации жидкости через промежутки между твердыми частицами под действием силы тяжести. Типичный пример дренаживания – обезвоживание руды в штабелях. Эффективность дренаживания в штабелях зависит от продолжительности обезвоживания, высоты штабеля, наличия и качества постели, гранулометрического состава руды, способа укладки материала и других факторов.

Скорость дренаживания численно равна количеству жидкости, проходящей через единицу пористой среды в единицу времени. Скорость дренаживания зависит от физико-химических свойств материала (смачиваемости), разности давления, вязкости жидкости. В общем случае она выражается зависимостью, называемой **законом Дарси** для фильтрации жидкости в грунтах:

$$W_0 = K_{\phi} \cdot i,$$

где K_{ϕ} – эмпирический коэффициент фильтрации, определяемый для каждого материала опытным путем;

i – гидравлический градиент, равный отношению потерь напора к пути фильтрации.

Скорость фильтрации растет при увеличении пористости и разности давления на поверхности слоя, она уменьшается по мере опускания уровня воды в слое.

Знание скорости и закономерностей дренаживания очень важно при расчете процесса кучного выщелачивания золота из рудных штабелей, при дренаживании растворов из влажных кеков хвостов и руды в отвалах, при обезвоживании концентратов обогащения, хранящихся на складах.

6.3. Сгущение пульпы

Сгущение пульпы является одной из вспомогательных операций при переработке руд и применяется на каждой обогатительной или золотоизвлекательной фабрике. Сгущение – процесс обезвоживания пульпы путем осаждения твердых частиц в жидкой среде под действием силы тяжести. Практически процесс осаждения в непрерывно действующем сгустителе можно представить в виде нескольких зон (**рис. 6.1**).

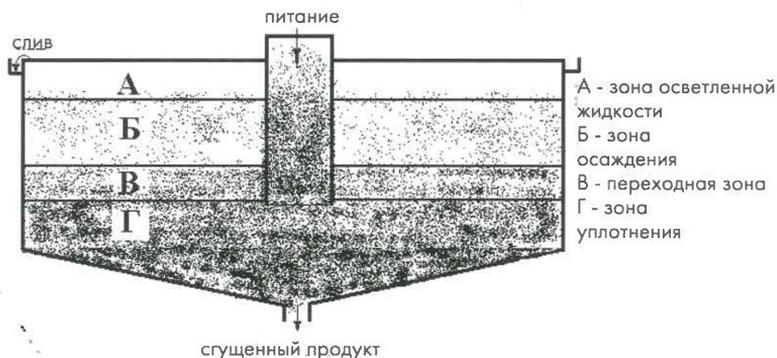


Рис. 6.1. Зоны осаждения материала в радиальном сгустителе

В верхней зоне **А** находится слой осветленной жидкости, который обычно составляет от 0,3 до 0,6 м. Вторая зона **Б** сверху – зона пульпы с первоначальной плотностью,

в которой происходит стесненное падение частиц. Ниже – промежуточная зона В перехода от стесненного осаждения в зону уплотнения и сжатия. Внизу находится зона Г уплотнения с каналами, по которым выделяется жидкость под давлением находящегося выше материала. В придонном слое материал дополнительно уплотняется. Плотный осадок в виде сгущенного продукта удаляется из нижней части сгустителя, а осветленная жидкость – из верхней части через сливной порог в кольцевой желоб.

Для ускорения осаждения частиц и получения чистого слива в пульпу при сгущении добавляют реагенты, под действием которых частицы слипаются, образуя хлопья (флокулы). Хлопья оседают быстрее, чем слагающие их частицы. Для флокуляции частиц при сгущении применяют крахмалы, производные целлюлозы – КМЦ (карбоксиметилцеллюлоза), но чаще всего применяется замечательный реагент – **полиакриламид (ПАА)**.

Кроме того, ускорителями процесса сгущения являются коагулирующие вещества – известь, хлористое или хлорное железо. Коагуляция – явление, сходное с флокуляцией, но различается механизмом действия на рудные частицы.

Для сгущения пульп наибольшее распространение получили цилиндрические радиальные сгустители с центральным приводом и механической разгрузкой сгущенного продукта.

Радиальный сгуститель (рис. 6.2) представляет собой 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 подъемного механизма 5.

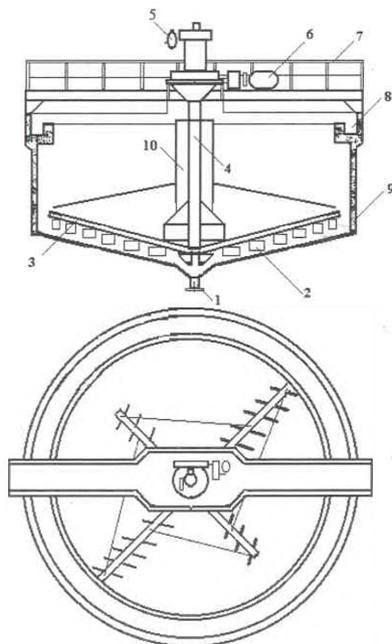


Рис. 6.2. Устройство радиального сгустителя с центральным приводом

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.

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 возможно добиться нормальной работы сгустителя и получать 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.

Первые сгустители были сконструированы в начале 1900-х годов. Расчет размера традиционного сгустителя-осадителя основывался и до сих пор основывается на определении необходимой площади сгущения путем выполнения опытов по осаждению в градуированных цилиндрах. Общий принцип конструкции традиционного сгустителя состоит в том, что его размер определяют самые тонкие и легкие частицы, которые требуют большего времени осаждения. Отсюда ясно, что чем больше площадь поверхности осаждения, тем чище сливная вода. Технические характеристики сгустителей с центральным приводом приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1

Техническая характеристика сгустителей с центральным приводом

Параметры	Ц-6М1	Ц-9М1	Ц-12М1	Ц-18М1	Ц-25	Ц-30	Ц-50
Диаметр, мм	6 000	9 000	12 000	18 000	25 000	30 000	50 000
Глубина чана в центре, мм	2 500	3 000	3 000	3 600	4 000	4 000	5 000
Площадь сгущения, м ²	28	60	110	250	500	700	1 950
Время 1 оборота граблин, мин	4,0	5,0	6,0	9,0	11–45	11–45	15, 18, 26
Высота подъема граблин, мм	400	400	400	400	–	–	–
Объем чана, м ³	70	180	330	900	2 000	2 800	9 750
Мощность э/двигателя, кВт	2,2	3,0	3,0	4,0	1,9x2	3,3x2	5,5x2

В связи с увеличением производительности обогатительных фабрик увеличивались размеры сгустителей. За рубежом наибольший диаметр сконструированных сгустителей достигал 200 м. В СССР увеличение производительности и эффективности сгустителей осуществлялось путем повышения их ярусности. Однако производительность многоярусных сгустителей по сравнению с одноярусными оказалась не намного выше, зато усложнилась их эксплуатация. По этой причине в 70-х годах прошлого века в Советском Союзе перешли на строительство больших одноярусных сгустителей диаметром 50 и 100 м.

Наряду со сгустителями с центральным приводом на некоторых обогатительных фабриках работают сгустители с периферическим приводом П-25 и П-30, граблины которых приводятся во вращение электроприводом, расположенным на борту чана сгустителя.

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. В 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.

6.4. Высокопроизводительные сгустители СУПАФЛО

Финская фирма «Оутокумпу» (теперь называется Оутотек) разработала серию конструкций высокопроизводительных сгустителей «Супафло», которые явились шагом вперед по совершенствованию и увеличению производительности процесса разделения жидкой фазы от твердой. В последние годы сгустители «Супафло» нашли широкое применение в России. Общий вид сгустителя СУПАФЛО представлен на рис. 6.3

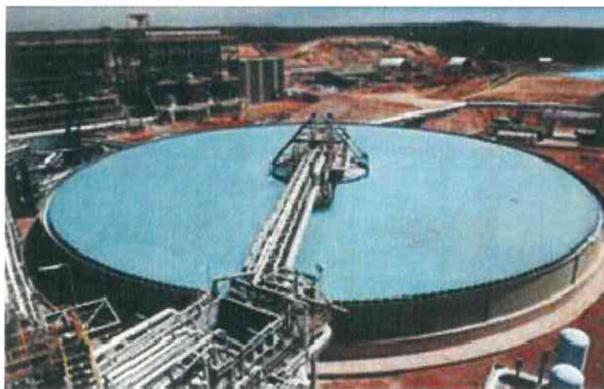


Рис.6.3. Общий вид сгустителя СУПАФЛО

Идея высокопроизводительного радиального сгустителя была впервые запатентована в 1968 г., за последние 30 лет они получили широкое распространение для процессов обезвоживания в обогащении полезных ископаемых, в химической и других отраслях промышленности.

Основным отличием между сгустителем высокой производительности и традиционным сгустителем является время осаждения. В традиционном сгустителе время осаждения может составлять несколько часов и даже дней, а в высокопроизводительном – порядка одного часа. Следовательно, высокопроизводительные сгустители сгущают пульпу от 3

до 10 раз быстрее. Типичная скорость восходящего потока для высокопроизводительного сгустителя 2–10 м/час. Соответственно, диаметр такого сгустителя обычно в 2–3 раза меньше диаметра обычного сгустителя. Как же достигается большая производительность сгустителей «Супафло» по сравнению с обычными?

Проведенный анализ причин недостижения большой производительности традиционных сгустителей показал:

1) для получения удовлетворительно чистого слива и достижения эффективных показателей разделения жидкое–твердое при увеличении потока исходного питания традиционно увеличивали дозировку флокулянта, что нередко приводило к забивке разгрузочного патрубка в конусе сгустителя и даже к поломке граблин;

2) отсутствие стабильной системы контроля не позволяет видеть границ безопасной работы сгустителя;

3) отсутствие контроля крутящего момента на приводе граблин при высоких плотностях сгущенного продукта часто приводило к поломке граблин и выходу из строя сгустителя.

По этим причинам каждое предприятие вынуждено было эксплуатировать сгустители в консервативном режиме без повышения плотности сгущенного продукта.

Сгустители типа СУПАФЛО имеют ряд принципиально новых конструктивных решений, которые исключили вышеперечисленные недостатки. Эти конструктивные решения включали следующее:

- питающий стакан заглубили до уровня переходного слоя **B**;
- под питающим стаканом установили отражательный конус;
- на подаче питания в сгуститель установили деаэрирующее устройство, с помощью которого пульпа освобождается от излишнего воздуха и воздушных пузырьков;
- применена автоматическая система разжижения питания осветленным сливом;
- сгуститель оснастили автоматизированной системой управления процессом сгущения, в состав которой входили подсистема автоматического контроля и регулирования подачи флокулянта, подсистема автоматического контроля уровня постели в сгустителе, а также автоматический контроль крутящего момента на валу сгустителя;
- разработана конструкция граблин с низким гидравлическим сопротивлением;
- вместо электрического установлены гидравлические приводы вращения и подьема граблин.

Автоматизация сгустителя СУПАФЛО включает также систему автоматического контроля плотности сгущенного продукта и автоматическое управление насосом перекачки сгущенной пульпы.

Исходная пульпа в питающий колодец (см. рис. 6.4) подается тангенциально, как в гидроциклон. При этом вход пульпы рассчитан таким образом, чтобы в питающем колодце создавались наилучшие условия для флокуляции частиц руды и выход пульпы из колодца непосредственно в переходный слой. Флокулянт при этом подается непосредственно в питающую трубу, причем подача осуществляется дробно в нескольких точках по длине трубы. Из питающего колодца пульпа с флокулянтom поступает глубоко в чан сгустителя, попадая, таким образом, в уже образованную постель (это видно на рис. 6.5).

Ожиженная постель работает как фильтр и как создатель флокул, улавливая тонкие частицы, проскочившие из питающего колодца несфлокулированными. Так как выше ожиженной зоны нет тонких частиц, скорость восходящего потока может быть значительно выше, чем в обычном сгустителе.

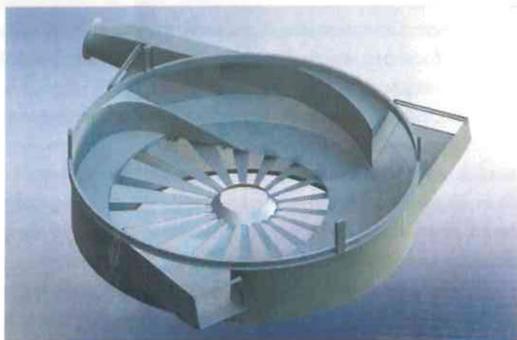


Рис. 6.4. Конструкция питающего колодца сгустителя СУПАФЛО

Многие пульпы, получаемые в процессе измельчения или обогащения, имеют плотность от 10 до 30%. При этом плотность исходного питания сгустителя по различным причинам может колебаться в широких пределах, что отрицательно влияет на эффективность флокуляции и, в конечном счете, на эффект разделение жидкое–твердое. Чтобы погасить отрицательное влияние колебаний плотности и создать оптимальное соотношение $J : T$, при котором имеет место максимальный эффект флокуляции тонких и легких частиц, в сгустителях СУПАФЛО применяется **авторазбавление** пульпы в питающем колодце (рис.6.5).

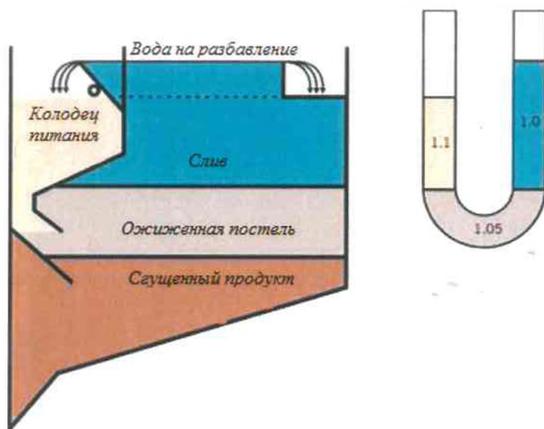


Рис. 6.5. Схема авторазбавления в сгустителе СУПАФЛО

Питающий колодец с авторазбавлением разжижает исходную пульпу за счет осветленного слива самого сгустителя по принципу сообщающихся сосудов (на рис.6.5 это хорошо видно) и сглаживает различия в плотности исходной пульпы. В системе авторазбавление обеспечивает образование однородных флокул при минимальном расходе флокулянта. Избыточная дозировка флокулянта ведет к захвату влаги флокулами и таким образом ухудшает процесс разделение жидкое–твердое в зоне сжатия.

Разработанная для сгустителей СУПАФЛО автоматизированная система контроля заключается в контроле массы твердого в сгустителе и уровне постели

(рис. 6.6). Датчик массы постели РТ устанавливается в разгрузочном конусе сгустителя в прямом контакте со сгущенной пульпой. Поскольку высота столба над датчиком постоянна, изменение его давления прямо пропорционально массе твердого в сгустителе. Скорость разгрузки сгущенного продукта регулируется частотно-регулирующим приводом насоса откачки таким образом, чтобы поддерживать постоянную массу твердого в сгустителе.

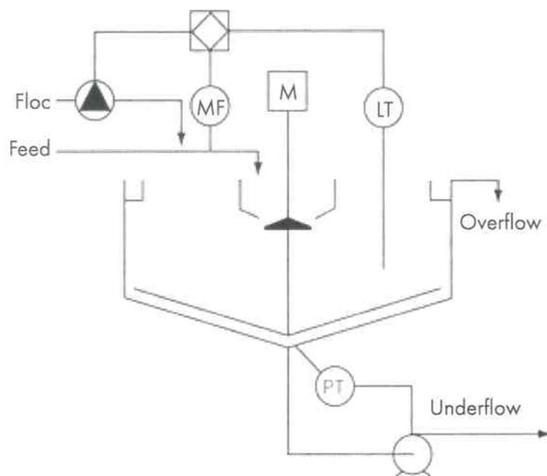


Рис. 6.6. Принципиальная схема автоматизации работы сгустителя СУПАФЛО

Вторая система контроля используется для точного дозирования флокулянта, подаваемого в исходную пульпу. Так как количество твердого в сгустителе контролируется, любое изменение уровня (датчик LT) указывает на изменение характера осаждения сфлуккулированных частиц. Контроль уровня постели и дозировка флокулянта связаны с высотой постели. Так, например, если уровень постели поднимается, дозировка флокулянта MF увеличивается для повышения скорости осаждения частиц так, чтобы уровень постели достиг своего нормального значения.

Если количество твердого в сгустителе начинает расти, это будет распознано как увеличение давления. Исполнительный механизм в этом случае откроет шире клапан сгущенного продукта, увеличив, таким образом, скорость разгрузки сгущенного продукта. Это понизит количество твердого в сгустителе и постепенно вернет его к заданному значению.

Новинкой в сгустителях СУПАФЛО является наличие гидравлического привода вращения граблей и подъема граблей. Гидроприводы весьма компактны и эффективны в работе, легко управляются системой автоматике.

Все вышеперечисленные новые конструктивные решения – создание автоматизированной системы контроля массы твердого и уровня постели, решение вопроса автоматического приготовления и дозирования флокулянта – позволили проводить операцию сгущения на обогатительных фабриках с высокой эффективностью и получать практически чистый слив, который возможно использовать как оборотную воду в таких операциях, как гравитация, флотация и др.

Наиболее наглядно преимущества и достоинства сгустителей СУПАФЛО, о чем было сказано выше, показывает сравнительная таблица 6.2.

Сравнение преимуществ и достоинств сгустителей

№№ п/п	ОБЫЧНЫЕ РАДИАЛЬНЫЕ СГУСТИТЕЛИ	СКОРОСТНЫЕ СГУСТИТЕЛИ СУПАФЛО
1.	Подача пульпы сверху (твердые частицы медленно оседают на дно, где происходит их окончательное уплотнение)	Подача пульпы в оживленный слой постели под углом 20–45° (твердые частицы улавливаются постелью, жидкость фильтруется через эту постель)
2.	Свободное осаждение твердых частиц	Принудительное осаждение твердых частиц
3.	Деаэрация входящей пульпы в отдельном чане	Деаэрация в питающем колодце
4.	Отсутствует разжижение пульпы либо оно достигается принудительным добавлением воды	Разжижение пульпы происходит автоматически, благодаря специальной конструкции питающего колодца
5.	Ручная регулировка подачи флокулянта, конструкция питающего стакана не обеспечивает эффективную флокуляцию пульпы	Автоматическая регулировка подачи флокулянта. Разработана специальная конструкция питающего колодца для обеспечения эффективной флокуляции поступающей пульпы
6.	Отсутствует отражательный конус. (В процессе сгущения используется примерно 1/3 площади сгустителя).	Наличие отражательного конуса обеспечивает равномерное распределение пульпы по всей площади сгустителя и увеличение скорости осаждения
7.	Электромеханические двигатели вращения и подъема граблин	Гидравлические двигатели вращения и подъема граблин
8.	Отсутствует контроль момента вращения граблин	Автоматический контроль момента вращения граблин, предотвращает поломку граблин при перегрузе
9.	Высокое сопротивление конструкции граблин материалу, что приводит к более высокому крутящему моменту и необходимости более мощного электропривода	Конструкция гребков обеспечивает минимальное сопротивление материалу и минимизирует крутящий момент, что приводит к меньшему расходу э/энергии
10.	Контроль плотности сгущенного продукта осуществляется ручным отбором пробы и определением весовым методом	Автоматический контроль и регулирование плотности сгущенного продукта, что стабилизирует процесс сгущения

Единственным недостатком сгустителей СУПАФЛО, поставляемых финской фирмой ОУТОКУМПУ, является их высокая стоимость. Однако в последнее время производство высокопроизводительных сгустителей типа СУПАФЛО освоили в Китайской Народной Республике, и стоимость их по сравнению с финскими в 2–3 раза меньше.

Сгустители СУПАФЛО выпускаются диаметром 6, 9, 18, 24 м и выше. В поставку сгустителя входят полностью автоматизированная установка приготовления раствора и дозирования флокулянта, автоматическая система контроля массы твердого и уровня постели в сгустителе. Если правильно подобрать режим работы сгустителя и настроить автоматику, то сгуститель может работать без участия человека.

6.5. Устройство высокопроизводительного сгустителя, установленного на Березитовой ЗИФ

Скоростные радиальные сгустители с недавнего времени производят в КНР. В 2008 году для сгущения пульпы после измельчения руды на Березитовой золотоизвлекательной фабрике был установлен высокоскоростной сгуститель GX-24, изготовленный в КНР.

Сгуститель представляет собой стальной чан диаметром 24 м, установленный на металлические опоры. Днище чана имеет к конусной воронке слабый наклон. В верхней части по окружности расположен сливной желоб для сбора осветленной воды. Днище сливного желоба имеет уклон в сторону патрубка разгрузки.

Сверху чана диаметрально расположен мост с фермами, который служит в качестве опорной части для гидропривода и вала вращения грабли, а также для компенсации вращающего момента, возникающего при вращении граблин. Длина фермы моста составляет 25,6 м, ширина – 3,4 м.

Механизм привода состоит из гидромотора, приводных шестерен, полого вала со скользящей шпонкой и гидравлического устройства подъема граблей. К нижнему концу приводного вала крепятся крестообразные грабли в виде балок с закрепленными на определенном расстоянии гребками. При вращении граблей скребки, установленные под углом к направлению вращения, перемещают сгущенный материал к центральной конусной воронке. Через конусную воронку сгущенный материал разгружается и подается шламовым насосом в отделение гидрометаллургии. Для предотвращения забивания твердым материалом внутри воронки имеется рамное конусное перемешивающее устройство, которое также крепится к нижнему концу вала граблей и вращается со скоростью вала.



Рис. 6.7. Высокоскоростной сгуститель GX-24, установленный на Березитовой ЗИФ (фото выполнено в зимнее время)

Питающий колодец подвешен к раме моста, его верхний край выше уровня слива. В колодце установлены амортизационные сетки в три яруса для создания равномерной флокуляции твердых частиц. Трубопровод подачи исходной пульпы входит в питающий колодец тангенциально.

Устройство подачи флокулянта располагается около чана сгущения и подается насосом-дозатором по трубопроводу в несколько патрубков, находящихся на питающей трубе. Такой способ ввода флокулянта в пульпу позволяет смешивать флокулянт с пульпой еще до подачи ее в питающий колодец и, таким образом, ускорить образование хлопьев флокул и тем самым ускорить процесс осаждения твердой фазы.

Техническая характеристика сгустителя GX-24

Диаметр чана сгущения – 24 м

Глубина чана в центре – 5,1 м

Площадь осаждения – 452 м²

Объем чана – около 2100 м³

Производительность по твердому – 250–270 т/час*

Гидропривод вращения:

– мощность – 5,5 квт

– давление в гидросистеме – 12 МПа (120 атм.)

– расход масла – 20 л/мин

Вращающий момент – 20 000 нМ

Скорость вращения граблей – 0,1 об/мин (1 оборот за 10 мин)

Высота подъема граблей – 500 мм

*производительность указана для руды Березитового месторождения

В комплектацию сгустителя кроме чана, гидроприводов и граблей входят мост, установка приготовления и дозирования флокулянта, устройство для контроля плотности сгущенного продукта (плотномер), шламовые насосы для откачивания сгущенного продукта и автоматическая система контроля и регулирования работы сгустителя.

Сгуститель GX-24 был установлен на открытом воздухе вблизи главного корпуса фабрики. На металлической площадке в центре сгустителя была построена утепленная и обогреваемая в зимнее время будка. Таким образом, гидросистемы и приводные механизмы сгустителя нормально работали зимой. Зимой в самые сильные морозы сгуститель функционировал нормально. На зеркале сгустителя образовывался лед толщиной до 20 см, сливные желоба обмерзали, но также нормально работали, т.к. скорость сливной воды в желобе была достаточно большой.

Установка приготовления и дозирования флокулянта располагалась в насосной под сгустителем. Трубопровод с раствором флокулянта проходил к месту дозирования по утепленной галерее, соединяющей сгуститель с главным корпусом фабрики.

После пуска сгустителя в работу несколько месяцев ушло на его настройку и ввод в эксплуатационный режим, вывод на проектную производительность по сгущенному продукту. Основными условиями его нормальной работы и сгущения рудной пульпы до 50–55% тв. является обеспечение равномерного питания и разгрузки сгущенного продукта, оптимизация режима дозирования флокулянта и неперевышение проектной производительности по твердой фазе. Если имеют место в питании пиковые потоки свыше 250 т/час по твердому, то сразу же начинается загрязнение слива сгустителя рудным шламом.

В процессе эксплуатации сгустителя GX-24 гидросистемы вращения и подъема граблей показали себя достаточно надежно, однако необходимо постоянно следить и не

допускать снижения заданного давления масла, своевременно добавлять в гидросистему масло в соответствии с расходом, заменять его в установленные сроки, не допускать загрязнения масла посторонними примесями.

Автоматизированная система приготовления и дозирования раствора флокулянта оказалась работоспособной и обеспечивала дозирование заданного количества флокулянта в процесс сгущения. Кроме флокулянта в сгуститель вместе с пульпой подавалась известь, что также способствовало интенсификации процесса сгущения.

6.6. Пластинчатые сгустители

Наряду с радиальными сгустителями нашли применение в промышленности тонколойные или пластинчатые сгустители (см. рис. 6.8). Принципиальное отличие пластинчатых сгустителей от радиальных состоит в том, что процесс осаждения твердых частиц происходит 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.

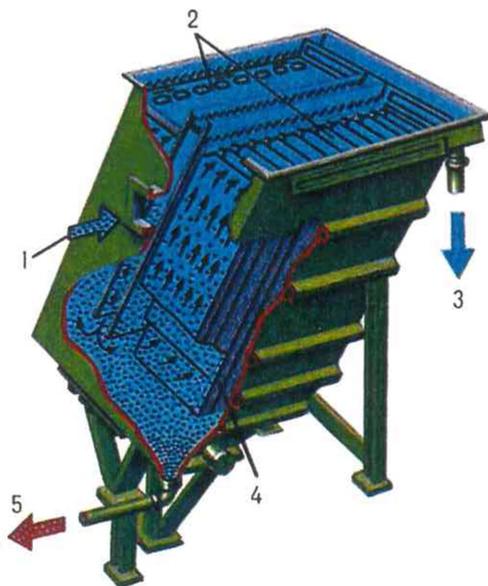


Рис. 6.8. Пластинчатый сгуститель в разрезе:

- 1 – подача исходной пульпы в питание; 2 – пластины; 3 – осветленный слив;
4 – зона сгущенного продукта; 5 – выгрузка сгущенной пульпы

Для сравнения: пластинчатый сгуститель размером 2,2x2,2x4,0 м имеет эффективную площадь сгущения 80 м² 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 эффективны для сгущения очень разбавленных пульп с плотностью 5–7% твердого. Они хорошо себя показали на операции осветления мутных сливов радиальных сгустителей.

Пластинчатый сгуститель представляет собой камеру, в которой установлен под наклоном пакет параллельных пластин, расположенных на расстоянии 35–50 мм друг от друга и под углом 25–60° к горизонту. Близко расположенные наклонные пластины позволяют разделить весь исходный поток питания на струи с ламинарным движением и уменьшить путь оседания твердых частиц.

В зависимости от направления движения исходного питания в аппарате пластинчатые сгустители делятся на: прямоточные, противоточные и с поперечным потоком. В противоточных сгустителях, наиболее приемлемых для рудных пульп, вводимое между пластинами питание и сгущенный продукт движутся в противоположных направлениях.

Наиболее важными условиями работы пластинчатых сгустителей являются равномерная подача питания во все каналы между пластинами и исключение взмучивания частиц, т.е. исключение перемешивания исходного продукта со сгущенной пульпой. Поверхность над верхним краем пластин является зоной осветления. Ее можно увеличить, установив дополнительные короткие пластины между основными плоскостями. Содержащиеся в пульпе твердые частицы во время прохождения потока пульпы между пластинами осаждаются на наклонные плоскости и в виде сгущенного продукта перемещаются вниз и разгружаются через нижний конус сгустителя. Для инициирования разгрузки сгущенного продукта на конус устанавливаются вибраторы, которые включаются периодически по мере накопления сгущенного продукта в конусе сгустителя. Иногда вибраторы устанавливают на пакеты пластин, чтобы ускорить сход осевших частиц и не допускать их накопления на пластинах.

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 последнее время пластины изготавливают из стеклопластиков или нержавеющей стали, имеющие меньший коэффициент трения.

Технические характеристики пластинчатых сгустителей, выпускаемых ОАО «Завод Труд», приведены в таблице 6.3.

Таблица 6.3

Техническая характеристика пластинчатых сгустителей

Наименование	СП-1А	СП-4А	СП-8А	СП-18А
Производительность по питанию, м ³ /час	25	100	200	450
Площадь зеркала слива, м ²	1	4	8	18
Площадь осаждения эффективная, м ²	20	80	160	360
Габаритные размеры, мм:				
– длина, L	2525	3864	3864	3950
– ширина, B	1160	2190	4430	9650
– высота, H	4675	6215	6215	6500
Масса, кг	2090	6200	12240	37500

В России сгустители пластинчатого типа СП или, как их еще называют, тонкослойные сгустители, выпускает ОАО «Завод Труд» в г. Новосибирске. Общий вид пластинчатого сгустителя представлен на **рисунке 6.9**.



Рис. 6.9. Пластинчатый сгуститель. Общий вид

Сгустители пластинчатого типа СП завода «Труд» имеют простую и компактную конструкцию, предусматривающую возможность регулирования процесса осаждения и получения продуктов с содержанием твердого в сгущенном продукте до 60% и в сливе 0,1%. Регулировка достигается оснащением сгустителей регулируемой запорной арматурой и приборами измерения расхода и плотности пульпы. По заказу потребителя рабочие пластины могут быть изготовлены из материалов, имеющих низкий коэффициент трения, – стеклопластика или алюминия.

Применение пластинчатых сгустителей для обработки легкоосаждаемых пульп позволяет в 5–10 раз увеличить производительность на единицу производственной площади по сравнению с традиционными радиальными сгустителями. Опыт применения пластинчатых сгустителей для осветления сливов радиальных сгустителей описан в главе 20.

6.7. Фильтрация. Закономерности процесса

Фильтрация представляет собой процесс разделения твердой и жидкой фаз пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давлений, создаваемой разрежением воздуха или избыточным давлением, и осуществляется в специальных аппаратах, называемых фильтрами. Жидкая фаза проходит через поры перегородки и собирается в виде **фильтрата**, а твердая задерживается перегородкой в виде осадка, который затем удаляется. Таким образом, пульпа или суспензия разделяется на фильтрат и влажный осадок, который называют **кеком**. В кеке содержится некоторое количество влаги (пленочная и часть капиллярной), а в фильтрате – в незначительном количестве твердые частицы, прошедшие через поры перегородки.

Отделение твердых частиц пульпы от жидкости при помощи фильтровальной перегородки – процесс достаточно сложный. Фильтровальная перегородка имеет сквозные поры, способные пропускать жидкость, но задерживать твердые частицы пульпы, размер которых не только больше, но и меньше размера поперечного сечения пор в их самых узких частях. Фильтровальные перегородки изготавливают из различных материалов: зернистых минеральных материалов (песчаные фильтры), хлопчатобумажных и шерстяных тканей, металлических и синтетических материалов. В последние годы в качестве фильтровальной перегородки применяется пористая керамика. Средний размер и форма пор фильтровальных перегородок также бывает весьма разнообразными и определяются размерами и формой элементов, из которых они изготавливаются.

Для фильтровальных тканей характерна сжимаемость под действием разности давлений, создаваемых при фильтрации. Перегородки в виде керамических плиток или из спеченного металлопорошка такой способности не имеют. При сжатии фильтровальной перегородки существенно меняется размер пор в сторону уменьшения, что увеличивает сопротивление перегородки. Роль фильтрткани особенно важна в начальный момент фильтрования. Образующийся на поверхности ткани кека в дальнейшем также служит фильтрующей средой.

Если целью фильтрования является выделение раствора, содержащего ценные компоненты, то после набора кека на фильтрткани осадок промывают один или два раза водой для вытеснения ценного раствора из капилляров, а затем продувают сжатым воздухом.

Рассмотрим некоторые закономерности процесса фильтрации.

Просачивание жидкости через слой материала чаще всего рассматривается как движение по капиллярам. Объем V жидкости, перемещающейся по капилляру за единицу времени, определяется уравнением Пуайзеля:

$$V = \pi \cdot r^4 \cdot p / 8\mu l,$$

где p – разность давлений на концах капилляра;

r и l – радиус и длина капилляра;

μ – динамический коэффициент вязкости жидкости.

В связи с тем, что истинные размеры капилляра определить невозможно, в уравнение вводят величину сопротивления потоку, которое складывается из силы сопротивления кека и сопротивления перегородки, т.е. фильтрткани.

При нарастающей толщине слоя кека и, следовательно, при увеличении общего сопротивления потоку скорость фильтрации снижается, и при определенных значениях сопротивления скорость падает до нуля. В этом случае процесс фильтрации нужно прекращать.

Для практических целей производительность фильтрующих аппаратов рассчитывают по данным опытов и полупромышленных испытаний для каждой конкретной пульпы.

Основными факторами, влияющими на работу фильтров, являются: крупность материала, содержание твердого в питании, величина вакуума и давления, добавка реагентов в пульпу и температура пульпы.

Крупность материала твердой фазы определяет выбор типа фильтра. Гранулометрический состав влияет на пористость (проницаемость) кека. При наличии в пульпе шламов пористость уменьшается, что снижает производительность фильтра, а также приводит к повышению влажности кека вследствие действия капил-

лярных сил. Кроме того, тонкие частицы забивают поры ткани и могут проникать в фильтрат, загрязняя его.

При **повышении содержания твердого** в фильтруемой пульпе увеличивается производительность фильтра по твердому. Вот почему, если есть возможность сгущать пульпу до предельной плотности перед фильтрацией, нужно это делать, что приведет к уменьшению необходимой площади фильтрации в несколько раз.

Структура образующегося осадка и, следовательно, сопротивление потоку жидкости зависят от гидродинамических свойств пульпы. Структура осадка определяется его пористостью, размерами составляющих его частиц и удельной поверхностью или степенью сферичности этих частиц. Кроме того, физико-химические свойства осадка зависят от таких факторов, как степень коагуляции или пептизации твердых частиц, содержание в пульпе смолистых примесей, забивающих поры осадка.

Вакуум зависит от пористости осадка, производительности вакуум-насоса, состояния фильтрткани, а также от высоты расположения фильтровального отделения обогатительной фабрики над уровнем моря. При обезвоживании материала на ленточных фильтрах вакуум редко превышает 0,04 МПа (0,4 кг/см²), на дисковых и барабанных фильтрах вакуум обычно находится в пределах 0,06–0,08 МПа (0,6–0,8 кг/м²).

Ткань (пористая перегородка). При фильтрации рудных пульп в качестве пористой перегородки преимущественно используется специальная фильтровальная ткань. Фильтрткань должна хорошо задерживать твердые частицы пульпы, иметь низкое гидравлическое сопротивление потоку фильтрата, не набухать при соприкосновении с жидкой фазой пульпы, иметь достаточно высокую механическую прочность, обеспечивать полный объем съема кека, быть химически и термически стойкой и легко восстанавливаться. Раньше наиболее широко использовались фильтровальные ткани из хлопчатобумажных и льняных волокон: фильтрдиагональ, бельтинг, чефер, миткаль, саржа, бязь. Механически эти ткани недостаточно прочны, срок службы их небольшой. В настоящее время широкое применение находят ткани из синтетических волокон, большое разнообразие физико-химических свойств которых позволяет получать ткани, сочетающие большую механическую прочность и высокую химическую стойкость с хорошими фильтровальными свойствами. К таким тканям можно отнести лавсан, капрон, хлориновые ткани и др.

Добавка реагентов. При добавлении синтетических флокулянтов производительность фильтров обычно возрастает вследствие образования флокул. При этом забивание пор ткани уменьшается. Однако влажность кека из-за внутрифлокулярной воды может повышаться на 1,5–2,0%.

Температура пульпы. С повышением температуры пульпы понижается вязкость жидкой фазы, что приводит к увеличению производительности. Однако подогрев является дорогой операцией и обычно применяется при фильтрации только очень ценных материалов.

Разделение пульп не заканчивается образованием влажного осадка на фильтровальной перегородке и собиранием фильтрата в приемный резервуар. После фильтрации осадок промывают и продувают.

Промывка необходима для более полного отделения фильтрата от осадка, а также для отмывки растворенного металла, адсорбированного на поверхности твердых частиц. При промывке происходит вытеснение раствора, оставшегося после фильтрации в порах осадка. При этом промывка производится, как правило, водой. Для отмывки растворенного металла с поверхности частиц кека промывку водой делают несколько раз.

Назначение продувки – по возможности уменьшить количество жидкости, оставшейся в порах осадка после фильтрации и промывки. При продувке сквозь поры осадка проходит смесь жидкости и газа, в результате чего изменяется структура осадка и уменьшается его влажность при выгрузке из фильтра.

Основными показателями процесса фильтрации являются **влажность** получаемого осадка, **чистота фильтрата** и **производительность** по твердой фазе. Влажность осадка – очень важный показатель, от которого зависит величина энергозатрат при последующих операциях, например при сушке концентрата, а также транспортные издержки при необходимости перевозки кека на расстояние. Поэтому при фильтрации всегда стараются получать кек с минимальной влажностью.

Чистота фильтрата имеет большое значение, если фильтрат является металлосодержащим раствором, из которого необходимо выделить ценный компонент осаждением, электролизом или другим способом. Чтобы получить чистый фильтрат с минимальным содержанием твердых частиц, необходимо подобрать фильтрткань с оптимальным размером пор, отрегулировать величину давления (разрежения) таким образом, чтобы поры фильтровальной перегородки не пропускали даже мельчайших частиц твердого вещества.

Фильтрация весьма энерго- и трудоемкая операция, поэтому достижение максимальной производительности является важной задачей в каждом конкретном случае. Производительность обычно измеряется по количеству твердого материала, отфильтрованного в единицу времени (кг/час, т/час, т/сутки). На производительность фильтрации влияет много факторов, изучив которые, проведя необходимые исследования и анализ, подбирают оптимальный режим фильтрации.

6.8. Фильтры, работающие под давлением

Существует множество конструкций фильтров, различающихся по принципу действия и режиму работы. По способу разгрузки кека фильтры разделяются на фильтры **непрерывного** и **периодического** действия. В зависимости от вида давления, создающего движущий напор, их делят на **вакуум-фильтры** и **пресс-фильтры**.

В практике работы обогатительных и золотоизвлекательных фабрик чаще всего применяют вакуум-фильтры – барабанные, дисковые, ленточные, а также фильтры, работающие под давлением, – фильтр-прессы.

Фильтры, работающие при избыточном давлении. Такие фильтры составляют обширную группу. Пulpу на эти фильтры подают насосом под давлением. Поэтому их обычно называют пресс-фильтрами или фильтр-прессами.

Наибольшее распространение получили рамные фильтр-прессы (рис. 6.10).

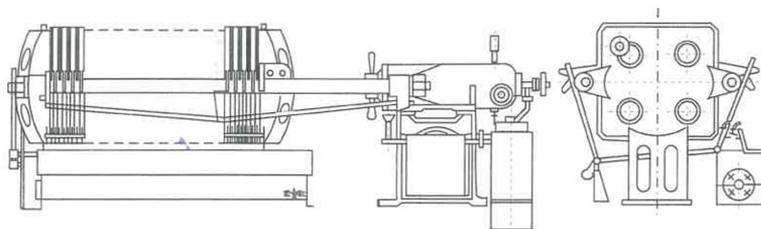


Рис. 6.10. Рамный фильтр-пресс

Рамный фильтр-пресс состоит из ряда чередующихся друг с другом плит и рам, имеющих скользящие боковые ручки, которыми они опираются на параллельные направляющие станины пресса. На станине расположены концевая неподвижная и перемещающаяся на направляющих подвижная плита. Между этими плитами плотно зажимается комплект подвижных плит и рам. Боковые поверхности плит (рис. 6.11) плоские, по краям во внутренней части имеют нарифления. Желобки (рифли) плиты сообщаются в нижней ее части с каналом для отвода фильтрата. В верхней плоской части плиты расположены отверстия для фильтруемого раствора. Между плитами и рамами помещаются «салфетки» из фильтровальной ткани. Фильтр-пресс имеет гидравлический привод б, соединенный полым валом с массивной концевой плитой. С помощью гидропривода происходит зажим плит и рам с салфетками. Фильтр-прессы небольшого размера имеют ручной винтовой зажим.

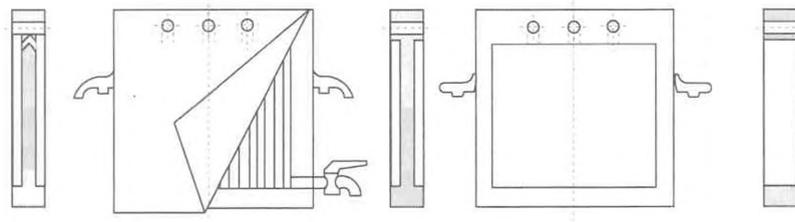


Рис. 6.11. Плиты и рамы

Полые камеры фильтр-пресса, зажатые между плит, образуют камеры фильтрации для осадка. Отверстия в плитах совпадают с отверстиями в рамах и салфетках, благодаря чему в фильтр-прессе создаются сквозные каналы для фильтруемого раствора. Канал для фильтруемого раствора соединен с внутренними полостями рам. Схема движения пульпы и жидкости в фильтре показана на рисунке 6.12.

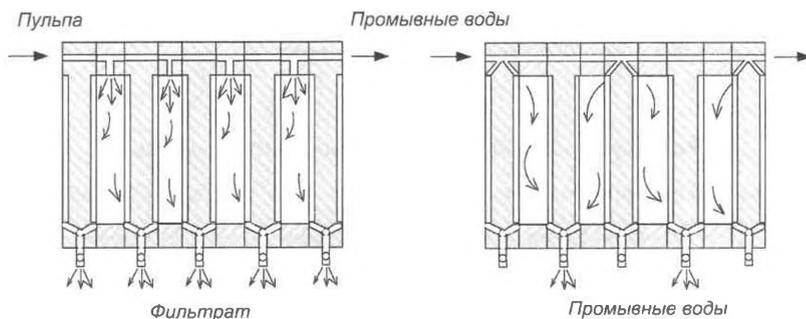


Рис. 6.12. Схема движения пульпы и жидкости в фильтр-прессе

Пульпа насосом подается под давлением в центральный канал фильтр-пресса. Когда пульпа заполнит все фильтровальные камеры, создается избыточное давление, жидкость начинает проникать через поры и капилляры фильтрткани в полость пластин и выходит из фильтра через выпускные отверстия, а твердые частицы удерживаются фильтртканью внутри камеры.

Фильтрат продавливается через ткань салфеток, стекает по желобкам плит и по отводным каналам попадает в ванну фильтра или отводится по трубопроводу вне фильтра в сборную емкость. По мере накопления в фильтровальной камере твердых взвесей уменьшается выход фильтрата до полного его прекращения, что говорит о необходимости разгрузки кека. После набора кека питание останавливают, выполняют промывку кека водой, затем продувают его сжатым воздухом для удаления свободной влаги, после чего отводят прижимную плиту, и кек разгружается вниз под действием собственной тяжести. При необходимости кек подвергается принудительной ручной разгрузке. После разгрузки кека плиты снова зажимают, включают питание, и цикл фильтрации повторяется.

Таким образом, фильтр-прессы являются машинами периодического действия. Полезное время фильтрации занимает 70–75% всего цикла. Если промывка кека по условиям технологического процесса не нужна, ее исключают из цикла, и в этом случае производительность фильтра увеличивается за счет уменьшения общего времени цикла. То же самое возможно при исключении операции просушки воздухом, когда влажность кека не имеет большого значения.

Рамы и плиты для фильтр-прессов изготавливают из чугуна, стали, полиуретана или других материалов, имеющих большое сопротивление силам сжатия. Размеры сторон квадратных рам и плит фильтров составляют от 0,315 до 2,0 м. Число рам колеблется от 6 до 60. Плиты и рамы сжимают с помощью гидравлических или электромеханических устройств.

Основные достоинства фильтр-прессов – большая поверхность фильтрации на единицу площади, занимаемой фильтром, и высокая удельная производительность, достигающая больше $10 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{сутки})$. Фильтр-прессы чаще всего применяют для фильтрации хвостовых пульп фабрик, фильтрации промежуточных продуктов в обогащении и гидрометаллургии.

Разновидностью фильтр-пресса является автоматизированный фильтр-пресс с горизонтальными камерами ФПАКМ. Работа фильтра автоматизирована, что обуславливает значительное увеличение производительности по сравнению с обычным фильтр-прессом. Фильтр-пресс ФПАКМ – хороший аппарат, но весьма сложный в обслуживании. Эти фильтры применяются в основном в химической промышленности, на обогатительных фабриках ФПАКМ почти не применяются.

6.9. Вакуум-фильтры. Дисковый вакуум-фильтр

Вакуум-фильтры работают по принципу разрежения, т.е. под вакуумом, который создается специальными вакуум-насосами. Вакуумные фильтры также разделяются по способу разгрузки осадка на вакуум-фильтры периодического и непрерывного действия.

Простейшим вакуумным фильтром периодического действия является нутч-фильтр, представляющий собой чан с плоским ложным днищем, на которое размещается фильтровальная перегородка. Ложное днище имеет отверстия, через которые стекает в пространство ложного днища отфильтрованная под действием вакуума жидкость. Фильтрующая поверхность такого аппарата обычно небольшая и составляет от 0,5 до 6,0 м².

Дешевизна изготовления, простота конструкции и обслуживания, возможность многократной промывки делают этот аппарат удобным в эксплуатации на предприятиях небольшой мощности и для обработки небольших порций ценных металлами концентратов и шламов. На золотоизвлекательных фабриках нутч-фильтры чаще всего применяют-

ся для фильтрации жидких катодных осадков и цинковых шламов в отделениях получения готовой золотосодержащей продукции.

Вакуум-фильтры непрерывного действия относятся к группе фильтров, наиболее совершенных в конструктивном отношении и наиболее часто используемых в обогащении и гидрометаллургии золота. К основным типам этих фильтров относятся **барабанные** вакуум-фильтры с внешней и внутренней фильтрующей поверхностью и **дисковые** вакуум-фильтры. Общий вид дискового вакуум-фильтра представлен на рис. 6.13.



Рис. 6.13. Общий вид дискового вакуум-фильтра

Принцип работы дискового вакуум-фильтра иллюстрируется схемой на рисунке 6.14 и состоит в следующем. В центре рабочей ванны 10 медленно вращается барабан (или диск), фильтрующая поверхность которого погружена в пульпу.

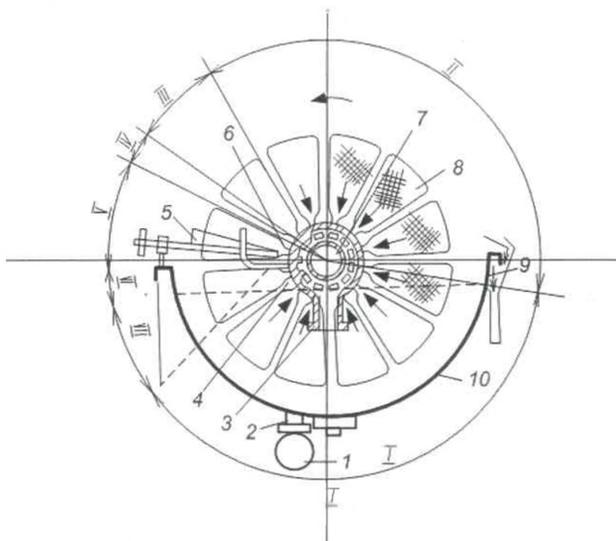


Рис. 6.14. Схема работы дискового вакуум-фильтра

Исходная пульпа поступает из коллектора 1 через патрубки 2 в ванну 10 и заполняет ее до уровня переливного окна 9. Фильтрующий барабан состоит из полого вала 7 с укрепленными на нем дисками 8, состоящими из отдельных пустотелых плоских секторов, обтянутых фильтровальной тканью. Внутренняя поверхность указанных секторов сообщается патрубками с продольными каналами, имеющими выход на торцах полого вала. К этим каналам тесно примыкают через сменные шайбы неподвижные распределительные головки, (показаны на **рис. 6.15**). В каждой из них есть отверстия 3 и 2 соответственно для вакуума и сжатого воздуха.

Нижний патрубок 4 (на **рис. 6.15**) соединяет распределительную головку с вакуум-насосом посредством трубопровода. Патрубки 5 и 6 служат для подачи в нее сжатого воздуха. Распределительная головка выполняет следующие функции. Когда нижние секторы погружены в пульпу, их продольные каналы сообщаются через головку с линией вакуума, и жидкость из пульпы просасывается через фильтроткань, проходя через пустотелые секторы, полый вал и через патрубок 4 направляется в приемник фильтрата.

При этом на пористой перегородке образуется осадок, называемый кеком, нарастающий по мере передвижения секторов в пульпе. Зона фильтрации I (см. **рис. 6.15**) продолжается до выхода секторов из пульпы выше уровня суспензии. Затем наступает период просушки в зоне II, когда сектор остается еще сообщенным с линией вакуума, а просачивающийся через поры воздух уплотняет и дополнительно обезвоживает осадок.

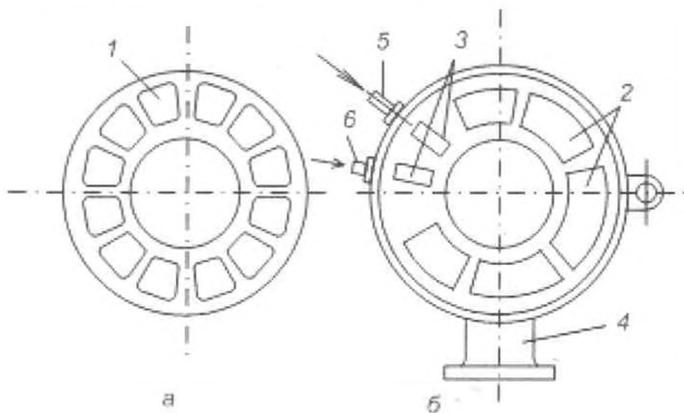


Рис. 6.15. Полый вал и распределительная головка вакуум-фильтра

Следующий период III – так называемая «мертвая» зона, являющаяся переходной между вторым и четвертым периодами. Перед прохождением секторов через зону давления IV соответствующие им продольные каналы сообщаются с отверстиями в распределительной головке, через которые поступает сжатый воздух. При этом происходит отдувка слоя твердых частиц с фильтроткани.

Далее следует зона V, где оставшийся кек снимается неподвижными двусторонними ножами 5. «Мертвая» зона падает на период VI, когда продолжается продувка и очистка пор фильтровальной перегородки от тонких шламов. После «мертвой» зоны VI цикл повторяется.

Характерной особенностью вакуум-фильтров непрерывного действия является полная автоматизация отдельных циклов процесса фильтрации, протекающих на их рабочей поверхности. В процессе фильтрации поддерживается постоянный вакуум.

На обогатительных и золотоизвлекательных фабриках для фильтрации рудных пульп широко применяются вакуум-фильтры, как барабанные, так и дисковые.

Процесс фильтрования на дисковом фильтре происходит следующим образом. При вращении вала с дисками каждый его продольный канал и соединенный с ним ряд секторов поочередно совмещается с различными окнами распределительной головки. В период, когда сектор погружен в пульпу, соответствующий продольный канал вала соединяется с системой вакуума. Под действием вакуума происходит отсасывание жидкости через фильтровальную ткань с образованием осадка нарастающей толщины. При выходе из пульпы сектор продолжает некоторое время сообщаться с вакуумом и происходит уплотнение и просушка осадка воздухом. Затем продольный канал вала соединяется в распределительной коробке с окном, подключенным к трубопроводу сжатого воздуха. В этот период происходит отдувка осадка от фильтровальной ткани и последующее его снятие ножами 3. Некоторое время фильтрткань с целью очистки ее пор продувается сжатым воздухом. Затем цикл фильтрации повторяется.

Пульпа подается в корыто либо сверху, либо в днище по распределительному трубопроводу с несколькими патрубками, расположенными между дисками. Для взмучивания пульпы в корыте вакуум-фильтры оборудуются мешалками 18 в виде шнека или качающимися гребками вокруг пустотелого вала.

Дисковые и барабанные вакуум-фильтры являются основной частью фильтровальной установки (рис. 6.16), которая кроме самого фильтра состоит из вакуум-насоса 5, воздуходувки 3, ресивера 4, сборника фильтрата 7, ловушки 9, насоса 6 и технологических трубопроводов.

Исходная пульпа поступает в мешалку 1 и далее по трубопроводу в вакуум-фильтр 2. Жидкость отсасывается в ресивер 4, откуда выкачивается центробежным насосом 6. Во избежание попадания жидкости в вакуум-насос 5 на высоте 10 м над сборником фильтрата 7 установлена ловушка 9, служащая для окончательного отделения воздуха от воды. Задержавшаяся в ловушке вода самотеком сливается в сборник 7 по трубе 8, конец которой опущен ниже уровня находящегося фильтрата.

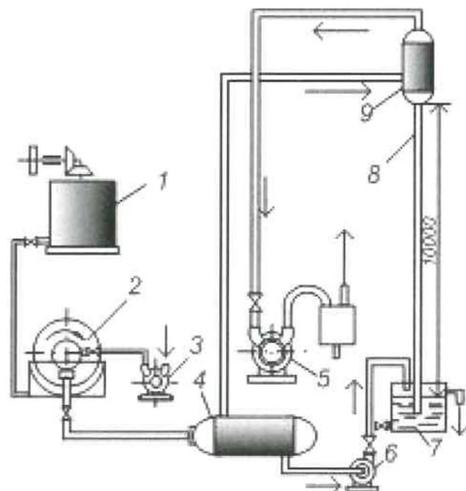


Рис. 6.16. Принципиальная схема вакуум-фильтровальной установки

Техническая характеристика дисковых вакуум-фильтров

Параметры	Ду-34-2,5	Ду-60-2,7	Ду-80-2,7	Ду-100-2,5	Ду-140-3,57	Ду-250-3,7
Площадь фильтрования, м ²	34	60	80	100	140	250
Диаметр дисков, м	2,5	2,7	2,7	2,5	3,5	3,7
Количество дисков, шт.	4	6	8	12		14
Частота вращения дисков, мин ⁻¹	0,22-0,97	0,22-0,97	0,22-0,97	0,22-0,97	1,0-2,5	0,3-1,2
Вакуум, мм рт. ст.	400-600	400-600	400-600	400-600	550-600	500-600
Давление отдувки, кг/см ²	0,5	0,5	0,5	0,5	0,8	0,5
Масса, кг	8 500	9 200	11 100	16 900	30 000	35 000
Габаритные размеры, мм:						
— длина	3 550	4 350	5 900	7 575	6 150	9 200
— ширина	3 750	3 260	3 260	3 750	4 080	4 400
— высота	2 840	2 940	2 940	2 840	3 790	4 500

Непрерывным условием установки ресивера должно быть: нижняя точка ресивера должна быть выше оси насоса δ не менее чем на 600 мм.

Сжатый воздух для отдувки и снятия кека поступает от воздухоудвки 3.

Вакуум-фильтры работают при разрежении 67–93 кН/м² (500–700 мм рт. столба). Давление сжатого воздуха при отдувке составляет 5–10 Н/см² (0,5–1,0 кгс/см²). Удельная производительность дисковых вакуум-фильтров для концентратов цветных металлов составляет 0,1–2,0 т/час на 1 м² фильтрующей поверхности. Влажность кека колеблется от 10 до 20%.

Отечественные заводы изготавливают вакуум-фильтры с дисками диаметром 1,8–2,5 м и числом дисков от 2 до 12 в зависимости от требуемой производительности. Общая площадь фильтрации выпускаемых дисковых фильтров составляет от 9 до 100 м². Дисковые вакуум-фильтры обозначаются ДУ(К)-100-2,5-2, где Д – дисковый, У – сталь, из которой изготовлены все части фильтра: обычная углеродистая У или коррозионностойкая К, 100 – общая площадь фильтрации, 2,5 – диаметр диска в м.

6.10. Барабанный вакуум-фильтр

Барабанные вакуум-фильтры по сравнению с дисковыми более пригодны для обезвоживания труднофильтруемых пульп, когда образуется относительно тонкий слой кека. Для рудных пульп, ограничивающий применение барабанных фильтров, верхним пределом крупности частиц является 65–70% класса -0,074 мм. Устройство барабанного вакуум-фильтра с наружной фильтрующей поверхностью показано на **рисунке 6.17**.



Рис. 6.17. Барабанный вакуум-фильтр. Общий вид

Барабан с внешней стороны по всей длине разделен на неглубокие ячейки, покрытые снаружи перфорированными решетками. Между решетками соседних ячеек имеются пазы. Внутренние ячейки соединены трубами для отвода фильтрата, которые соединены с распределительной головкой на торце пустотелой цапфы. По всей поверхности барабан обтянут фильтровальной тканью, сшитой в общее полотнище. Фильтрткань натягивается и укрепляется забивкой жгутов в продольные пазы барабана и навивкой мягкой стальной проволоки. Для обтягивания проволокой с шагом 30–40 мм имеется устройство для намотки проволоки. Проволока прижимает ткань к решеткам и удерживает жгуты в пазах.

Нижняя часть барабана погружена в ванну (корыто). На торцевых стенках корыта крепят опорные подшипники цапф. В одной из торцевых стенок корыта имеется переливное окно для отвода избытка пульпы, загружаемой в ванну. Вдоль длинной стороны ванны размещен нож (скребок) для съема кека. В ванне для поддержания твердой фазы пульпы во взвешенном состоянии находится мешалка. Движение мешалка получает от электропривода. Барабан вращается от электропривода.

К торцам ячеевых цапф примыкают распределительные головки, в которых имеются три или четыре полости-отверстия. Если фильтр предназначен для фильтрования с промывкой кека, то две полости находятся под разрежением: одна – для отвода маточного раствора, вторая – для отвода промывной воды. В две меньшие по размерам подается сжатый воздух. Если кек не промывается, то перегородка между двумя полостями может отсутствовать.

Работа барабанного фильтра происходит, как описано в разделе 6.8. Барабанные фильтры изготавливаются в исполнении из углеродистой стали (типа БОУ) или, в кислотостойком исполнении с применением нержавеющей сталей и кислотостойкой резины (БОК). Техническая характеристика барабанных фильтров, выпускаемых в России, приведена в таблице 6.5.

Таблица 6.5

Техническая характеристика барабанных вакуум-фильтров с наружной фильтрующей поверхностью

Параметры	БОУ 5-1,75	БОУ 10-2,6	БОУ 20-2,6	БОУ 40-3	БОУ 100-4,2
Площадь фильтрования, м ²	5	10	20	40	100
Размеры барабана, мм:					
– диаметр	1762	2612	2612	3000	4200
– длина	960	1350	2700	4400	7000
Частота вращения барабана, об/мин	0,097–1,8	0,13–2,0	0,13–2,0	0,413–3,258	0,12–0,69
Число двойных качаний мешалки в минуту	22	22	21	20	21
Мощность э/двигателя, кВт:					
– привод барабана	1,0	1,7	2,8	3,3-4,1	14,0
– привод мешалки	1,0	1,7	2,8	4,0	17,0
Масса фильтра, т	4,62	8,37	13,05	17,77	65,85

Барабанные и дисковые вакуум-фильтры на новое строительство и поставляются заводом-изготовителем в комплекте с вакуум-насосами, ресиверами, сборниками фильтрата и ловушками.

6.11. Сушка

Процесс обезвоживания, основанный на испарении влаги в окружающую газовую (воздушную) среду при нагревании, называется сушкой. При сушке удаляется только влага, связанная с материалом механически или физико-механически. Процесс сушки относится к массообменным процессам в связи с перемещением тепла и влаги внутри материала и их переносом с поверхности материала в окружающую среду.

На золотоизвлекательных фабриках процесс сушки применяется для обезвоживания концентратов перед транспортировкой на перерабатывающий завод, золотой головки перед обжигом и плавкой, для цинковых и катодных осадки перед плавкой и в некоторых других случаях. Влажность высушенных продуктов должна исключать возможность их смерзаемости при транспортировке (не более 3–4%), перед обжигом и плавкой (6–8%). Характер протекания сушки существенно зависит от вида содержащейся в продукте влаги.

По способу подвода тепла к высушиваемому материалу различают несколько видов сушки, из которых на сегодняшний день широко применяются следующие:

- конвективная сушка при непосредственном соприкосновении высушиваемого материала с сушильным агентом;
- контактная сушка – при передаче тепла от теплоносителя к материалу через разделяющую их перегородку.

В качестве топлива в сушильных отделениях фабрик используют уголь, газ и жидкое топливо. Суммарный расход тепла на 1 кг испаренной влаги складывается из отдельных элементов расхода тепла:

- испарение влаги;
- нагрев материала во время сушки;
- потери тепла в окружающую среду.

Термоизоляция сушильного барабана можно значительно снизить потери тепла. Обычно потери тепла не превышают 5–10% тепла, затрачиваемого на сушку.

На **рисунке 6.18** показаны кривые сушки и скорости сушки рудных концентратов. При сушке удаляется в основном капиллярная влага. Анализ кривых показывает, что процесс сушки разделяется на три периода. В первый период (на кривых участок **AB**) температура материала и скорость сушки возрастают, но при этом влажность материала снижается незначительно, достигая определенного значения.

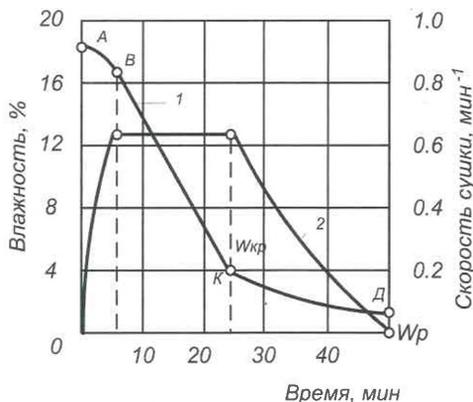


Рис. 6.18. Кривые сушки (1) и скорости сушки (2) рудного концентрата

Второй период (участок **BK** на кривой) сушки характеризуется тем, что температура материала и скорость процесса в течение значительного промежутка времени остаются неизменными. Этот период протекает в условиях, характерных для воды, испаряющейся со свободной поверхности. При этом температура поверхности материала постоянно и равна температуре мокрого термометра, т.е. температуре жидкости на поверхности частиц при установившемся процессе испарения. Второй период заканчивается при влажности, называемой критической $W_{кр}$.

В третьем периоде (участок КД), называемом периодом падающей скорости, интенсивность сушки постепенно снижается и при равновесной влажности материала W_p становится равной нулю. Температура материала увеличивается, приближаясь к температуре газовой среды. Под равновесной влажностью понимается влажность тонкого слоя материала, обуславливающая равенство давлений пара у его поверхности и в окружающей среде.

Форма кривых сушки зависит от влажности, размеров частиц материалов и способа его укладки, от гидродинамических условий обтекания и параметров среды (температуры, влажности, скорости). Совокупность этих факторов определяет характер протекания процесса сушки и называется режимом сушки.

Количество влаги, испаряемого с 1 м^2 поверхности продукта за 1 час, называется средней скоростью сушки или скоростью испарения L [кг/м² · сек] и определяется по формуле:

$$L = 3600 \omega / F T,$$

где ω — общее количество испаренной влаги, кг;

F — геометрическая поверхность материала, м²;

T — продолжительность процесса сушки в сек.

При интенсивном перемешивании материала и использовании высокотемпературного агента сушки процесс испарения протекает без резкого разделения на периоды. Для рудных концентратов в качестве агента сушки чаще всего используют дымовые газы, представляющие собой смесь продуктов сгорания топлива с воздухом. Дымовые газы состоят из водяных паров и сухого газа.

Расчет сушилок производят на базе составления и материального и теплового балансов процесса обезвоживания. Материальный баланс составляется из условия, что при установившемся процессе сушки количество влаги, поступившей в сушильный аппарат, должно быть равно количеству испаренной и вынесенной из сушилки влаги. Из уравнения материального баланса определяется скорость сушки L [кг/м² · сек].

Тепловой баланс сушилок на дымовых газах при их непосредственном контактировании с материалом составляется из условия расхода тепла на испарение 1 кг влаги и на базе этого определяется расход топлива на сушку.

В настоящее время принят графический метод расчета сушилок по диаграммам влажного воздуха, на которых нанесены линии всех параметров процесса сушки: кривые парциального давления водяного пара, испарения влагосодержания воздуха и др.

Для сушки продуктов обогащения различной крупности и влажности широко применяют газовые барабанные сушилки. Их подразделяют на сушилки с прямым теплообменом, т.е. с непосредственным соприкосновением сушимого материала с горячими газами по прямоточной или противоточной схеме движения газов и материала, и на сушилки с косвенным теплообменом, в которых тепло передается материалу непосредственно через металлическую стенку.

Для сушки концентратов и минерального сырья применяют, как правило, прямоточные барабанные сушилки с прямым теплообменом, а сушилки с косвенным теплообменом применяют для предотвращения загрязнения или изменения цвета сушимого материала.

Удельный расход тепла в барабанных сушилках составляет 4000–6300 кДж/кг испаренной влаги, а расход электроэнергии 20–75 кВт · ч/т испаренной влаги.

Наиболее распространенным на золотоизвлекательных фабриках сушильным агрегатом является барабанная вращающаяся сушилка с применением в качестве топлива угля или мазута. В связи с тем, что сушка рудных материалов сопровождается довольно

высокой температурой топочных газов, выделением вредных примесей в процессе обезжелезивания, которые необходимо удалять и обеззараживать, сушильное отделение фабрики представляет собой целую установку, разрез которой показан на **рисунке 6.19**.

Барабанная сушилка (**рис. 6.19**) состоит из барабана **7** с насаженными на нем бандажами, посредством которых он вращается на опорных роликах, приводимых во вращение электроприводом **8**. Внутри барабана имеются насадочные устройства для равномерного перемешивания материала и его интенсивного контактирования с сушильными газами. С левого торца к барабану примыкает топка **9** со смесительной камерой.

Исходный материал для сушки подается из бункера питателем **2** в барабан, установленный под углом $1-5^\circ$ в сторону разгрузки. Материал, проходя через барабан, в контакте с топочными газами постепенно высушивается и выгружается с правого конца барабана в камеру **6** и далее на расположенные внизу транспортеры для доставки в упаковочный узел.

Отработанные газы через циклон **5** и мокрый пылеуловитель выбрасываются по трубе **4** в атмосферу и поступают на газоочистную установку. Тяга в печи создается вентилятором-дымососом **3**. Температура газов для рудных концентратов устанавливается: на входе в сушильный барабан – от 600 до 1000 °С, на выходе – $100-200$ °С.

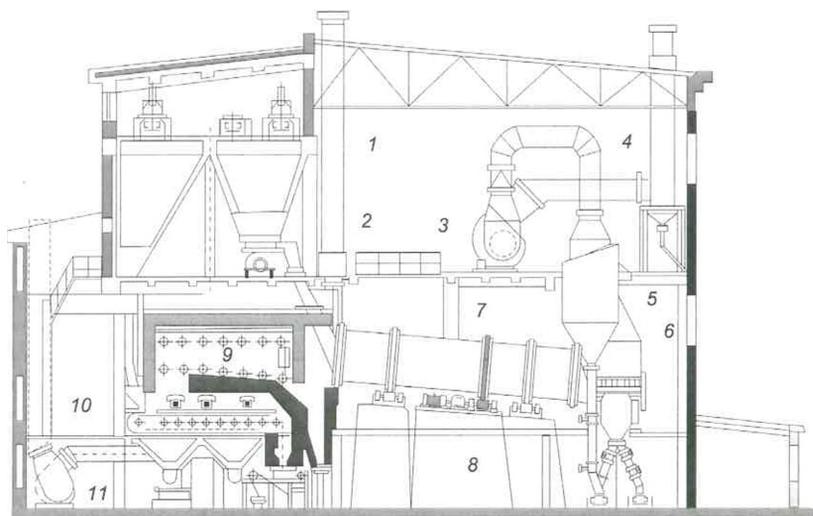


Рис. 6.19. Разрез сушильного отделения фабрики с барабанной сушилкой

Производительность сушильных установок зависит от длины сушильного барабана, его диаметра и времени сушки.

Эксплуатация сушильных отделений фабрик

В соответствии с «Правилами технической эксплуатации золотоизвлекательных фабрик» отделения сушки концентратов и промпродуктов должны располагаться в изолированном от главного корпуса фабрики помещении или в отдельном здании. Сушильное отделение должно иметь:

- сушильные агрегаты;
- пылеулавливающие устройства и газоочистное оборудование;

- транспортные устройства для подачи на сушику исходного материала и для его выдачи на узел расфасовки и упаковки;
- вентиляцию в соответствии с требованиями правил безопасности.

Выбор типа сушильных аппаратов должен определяться производительностью предприятия по концентрату, наличием местного топлива, качеством и ценностью концентрата. При сушке концентрата и промпродуктов необходимо руководствоваться следующими правилами:

- а) применять только параллельный ход материала и дымовых газов;
- б) температура газов в сушиле должна быть в пределах 600–650 °С;
- в) температура отходящих газов при выходе из сушила не должна превышать 110 °С.
- г) сухой материал при выходе из сушила должен иметь температуру не выше 80–100 °С;
- д) скорость движения газов в барабане должна быть в пределах 2,0–4,0 м/сек;
- е) коэффициент заполнения сушильного барабана не должен превышать 0,2.

Регулировка температуры газов при входе в барабан производится подсосом свежего воздуха. Перед ремонтом сушила топочное пространство печи должны быть охлаждено до комнатной температуры, а из него удалены вредные газы.

При сушке золотосодержащих концентратов и материалов должно быть обеспечено соблюдение требований Правил сохранности драгметаллов.

Глава 7. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЦИАНИРОВАНИЯ

7.1. 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 аппаратурного оформления и другие преимущества цианирования делают этот процесс весьма эффективным и производительным. Он обеспечивает 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 200 золотоизвлекательных фабриках применяется цианистая технология извлечения золота из руд и концентратов.

В Советском Союзе в 1990 г. 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.

К достоинствам цианистого процесса выщелачивания золота, как это ни парадоксально звучит на первый взгляд, следует отнести его **экологичность**. Хорошо известно, что щелочные цианиды калия и натрия относятся к категории сильнодействующих ядовитых веществ (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.

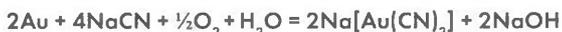
Все сказанное в сочетании с относительно низкой концентрацией цианидов в рабочих растворах, неагрессивностью цианистых растворов по отношению к различным конструкционным материалам и реальной возможностью их химической очистки до требуемых норм ПДК делает использование цианида в технологии получения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

7.2. Механизм растворения золота и серебра в цианистых растворах

О том, что золото растворяется в водных растворах цианидов, стало известно еще в середине XIX 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 полководца 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.

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

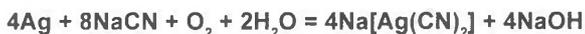


Из реакции видно, что золото переходит в раствор в виде золотоцианистой соли натрия, которая диссоциирует в растворе на ионы:



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 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 и является анодом, а катодом – другой компонент пары (пирит, серебро, другие минералы, в которые вкраплены частицы золота). 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 рисунке 7.1.

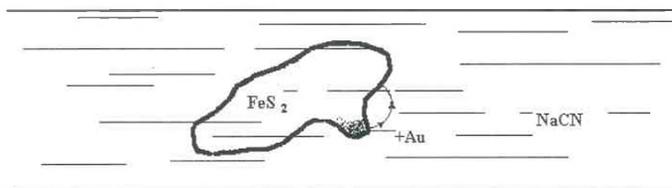


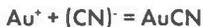
Рис. 7.1. Схема растворения частицы золота, заключенного в пирит

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:



с выделением водорода.

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 водорода с поверхности пирита выполняет кислород, растворенный в воде. Опыт, наглядно демонстриру-

ющий роль **кислорода**, представлен схемой на **рисунке 7.2**. В сосуд, разделенный пористой перегородкой на две половины, наливался 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 максимально вправо. Через некоторое время стрелка прибора постепенно возвращалась обратно и устанавливалась вблизи нуля, сохраняя свое положение независимо от включенного в сеть источника тока и продолжительности опыта.

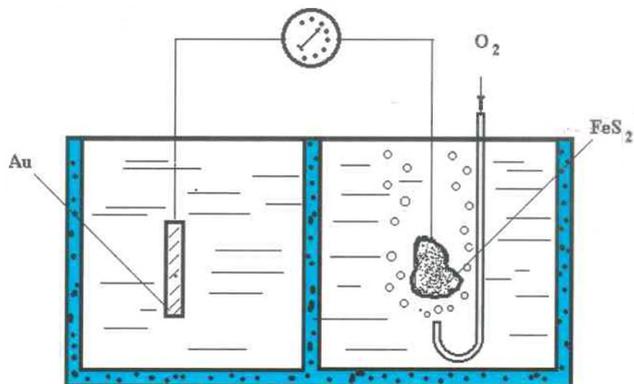


Рис. 7.2. Схема опыта, демонстрирующего роль кислорода при растворении золота в цианистом растворе

Но как только под пирит подводили трубку и начинали в нее подавать чистый кислород, как это показано на **рисунке 7.2**, стрелка гальванометра снова отклонялась максимально, и пока существовал ток кислорода, стрелка сохраняла свое положение. С прекращением подачи кислорода стрелка прибора снова возвращалась к нулю.

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 в зону близ нуля. С подачей чистого кислорода к катоду-пириту появляется прежней силы ток и снова начинается интенсивное растворение золота.

Если трубку, через которую пропускают ток кислорода, опустить в другую часть ванны, где подвешена золотая пластинка, то кислород, омывая пластину золота, не вызывает никакого изменения в положении стрелки гальванометра. Этот факт говорит о том, что кислород не оказывает непосредственного действия на золото.

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.

7.3. 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, 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, т.к. 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 четырех 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. Растворение 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.

7.4. 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 активными растворителями золота и серебра являются слабые цианистые растворы с концентрацией 0,03–0,15% NaCN , обычно употребляемые в повседневной практике золотоизвлекательных фабрик, перерабатывающих руды прямым цианированием. В то же время слабые цианистые растворы медленно растворяют минеральные соединения – сульфиды, окиси тяжелых металлов, обычно содержащиеся в рудах.

Влияние концентрации цианида на скорость растворения золота было установлено еще в самом начале применения цианистого процесса для извлечения золота.

Маклорен поставил опыты по растворению в незагрязненных цианистых растворах листового золота, из которых он получил кривые скорости растворения золота и серебра в зависимости от концентрации KCN (см. **рис. 7.3**).

Было установлено, что с увеличением концентрации цианистого раствора до 0,05% KCN скорость растворения золота быстро возрастает, а затем при дальнейшем увеличении концентрации цианида до 0,25% медленно увеличивается, достигая при этой концентрации своего максимума. Дальнейшее увеличение концентрации цианида в растворе не приводит к увеличению скорости растворения, а наоборот, даже несколько понижает ее. Та же закономерность наблюдается и для серебра.

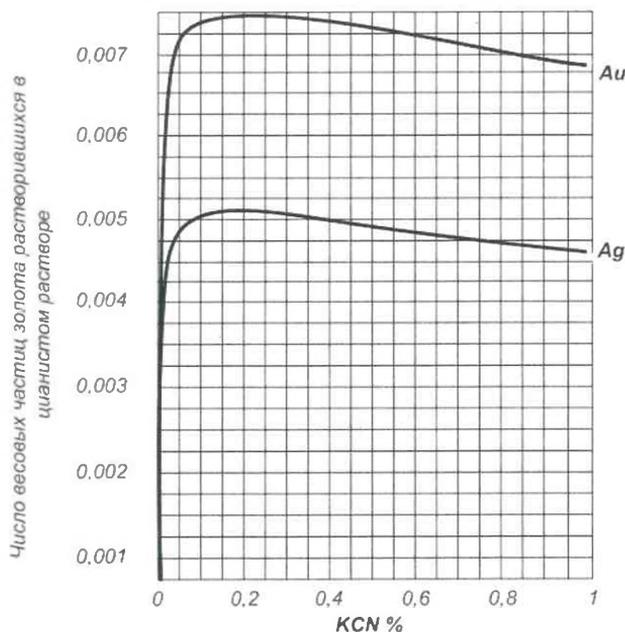


Рис. 7.3. Зависимость скорости растворения пластин золота и серебра от концентрации цианистого раствора (по Маклорену)

Эта закономерность объясняется причинами физико-химического порядка и, в основном, явлениями диффузии в процессе растворения золота. При растворении золота цианид и кислород расходуются в первую очередь из приграничного слоя раствора, непосредственно прилегающего к золотинам. Очевидно, что в этом слое кон-

центрация данных веществ понижается, следствием чего является понижение или даже прекращение процесса растворения. Дальнейшее успешное растворение золота возможно лишь при пополнении пограничного слоя цианидом и кислородом из объема раствора путем диффузии. При этом имеет место закономерность: чем выше скорость диффузии ионов в приграничном слое, тем с большей скоростью протекает процесс растворения золота.

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 с концентрацией цианида до 0,35%.

Серебро растворяется медленнее золота, и в рудах оно встречается в более значительных количествах, чем золото, в составе серебряных минералов (кераргирит и др.). 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 концентрации цианида в растворах при цианировании золотосодержащих руд необходимо руководствоваться следующими положениями, вытекающими из сказанного выше:

1. Концентрация раствора выше некоторого предела, устанавливаемого для каждой руды опытным путем, не ускоряет растворения золота, но значительно увеличивает расход цианида.

2. Кривая зависимости скорости растворения от концентрации раствора, приближаясь к максимуму скорости растворения, на последнем участке поднимается весьма медленно; поэтому концентрацию раствора можно принять более низкой, чем это соответствует скорости растворения.
3. Из слабых растворов могут осаждаться на поверхность золотых частиц пленки, замедляющие или прекращающие процесс растворения золота (например, сульфид серебра Ag_2S).
4. Выгоды, получаемые от ускорения процесса извлечения при повышении концентрации раствора, не должны превышать сопряженного с этим повышения стоимости расходуемых реагентов.

Таким образом, 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 пропорциональна 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 ввиду 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 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. При механическом перемешивании пульпы (мешалками) необходимо организовывать принудительную подачу в пульпу воздуха с кислородом.

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 другие. 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, т.к. 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

Влияние температуры на скорость растворения золота в цианистых растворах также проверялась на заре внедрения цианистого процесса в промышленность. На **рисунке 7.4** представлены результаты изучения влияния температуры при цианировании, проведенного Джулианом и Смартом в первой четверти XX века. Из приведенных кривых видно, что растворение золота в 0,25%-ном растворе KCN значительно ускоряется до 25° , после чего возрастание скорости происходит медленнее и достигает максимума при 80° ; после этого она понижается до температуры кипения раствора.

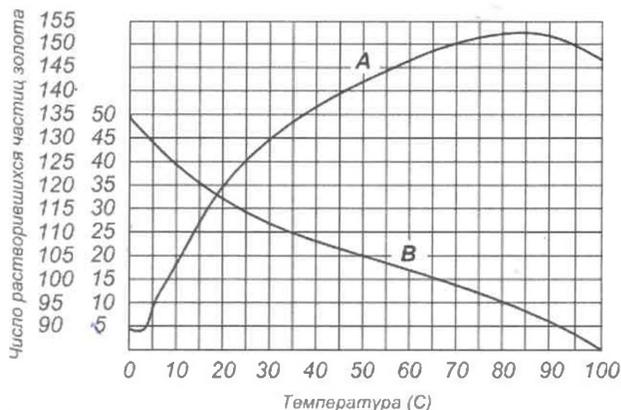


Рис. 7.4. Влияние температуры на скорость растворения золота в цианистом растворе

На этом же **рисунке 7.4** показана кривая растворимости кислорода, которая с повышением температуры до 100° падает до 0. Как было установлено, при нагревании цианистого раствора существенно изменяются его физико-химические свойства. Оказалось, что при нагреве уменьшается внутреннее трение в растворе, но увеличивается диффузия кислорода и увеличивается текучесть раствора (уменьшение вязкости раствора). Поэтому, несмотря на уменьшение растворимости кислорода, скорость растворения золота с увеличением температуры до 80° повышается до максимума.

Однако при увеличении температуры резко возрастают отрицательные факторы, среди которых можно назвать следующие:

1. Интенсифицируются реакции взаимодействия цианида с железом и тяжелыми цветными металлами, находящимися в минеральных образованиях в руде. В результате цианистые растворы загрязняются в большей степени металлами-примесями, которые приводят к быстрому отравлению оборотных цианистых растворов.

2. Резко уменьшается концентрация защитной щелочи, что приводит к повышенному гидролизу цианида и выделению летучих паров синильной кислоты.

3. Наряду с реакциями взаимодействия с минералами и гидролитическим разложением цианида при повышении температуры усиливается окисление цианида с образованием цианатов NaCNO , солей муравьиной кислоты NaHCO_2 и аммиачных соединений.

Сопоставляя все указанные факторы изменения скорости растворения золота в цианистых растворах с повышенной температурой, можно сделать вывод, что при учете других факторов гидрометаллургического процесса повышение температуры может быть признано рациональным в пределах 50°C .

Для практики цианистого процесса большое значение имеет не столько ведение процесса при повышенной температуре, сколько поддержание температуры внутри фабрики не ниже $15\text{--}20^{\circ}$. Следует помнить, что нагрев растворов или цианистой пульпы требует больших энергозатрат, поэтому прежде чем принять решение об интенсификации процесса цианирования путем нагрева пульпы, нужно оценить, насколько это мероприятие поднимет технологические показатели извлечения золота в сочетании с увеличением энергозатрат, увеличением расхода цианида и других экономических величин.

Издавна было замечено, что на фабриках, находящихся в суровом климате, в зимних условиях снижается извлечение золота, повышаются его потери в хвостах при снижении температуры пульпы. Для таких фабрик можно рекомендовать повышение температуры пульпы до $15\text{--}20^{\circ}$ в зимний период за счет утилизации тепла, если есть такая возможность.

Повышение температуры цианистых золотосодержащих растворов положительно сказывается при осаждении золота цинком. Было установлено, что осаждение золота цинком при 35° происходит в течение 2 часов, а при 20° – в течение 24 часов.

Кроме ускорения растворения и осаждения повышение температуры ускоряет процессы обезвоживания – сгущение и фильтрацию пульпы.

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 головке

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 труднообработываемым (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 3-стадийным 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, флотоконцентрат 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, переходящего 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.

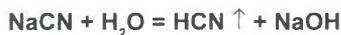
Вторичные илы образуются в результате истирающего действия дробильно-измельчительных машин и состоят из весьма мелких частиц кварца, силикатов и других перемельченных пород.

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 Т : Ж., т.е. более разжиженных.

Однако увеличение соотношения Т : 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.

7.5. 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. Цианистый натрий разлагается не только водой, но и от действия углекислоты, присутствующей в воздухе, от действия кислот, образующихся из составных частей руды, и от расхода на образование комплексных солей закисного железа (FeSO_4).

Гидролиз цианистых растворов приводит к существенным потерям цианида и заражению атмосферы цеха парами цианистого водорода, который оказывает вредное воздействие на человеческий организм.

По своему характеру основного назначения щелочь, вводимая в цианистый раствор, получила название **защитной**. В качестве защитной щелочи пользуются едким натром и известью.

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.

Установлено, что присутствие в растворе 0,01% **NaOH** полностью подавляет гидролиз цианида. Но эта концентрация щелочи гарантирует от гидролиза растворов, не находящиеся в контакте с рудой. Ввиду того, что цианистые растворы при хранении

и перекачке подвергаются действию углекислоты воздуха, через некоторое время концентрация щелочи понижается и гидролиз снова возобновляется.

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, учитывая сказанное выше, для цианистых растворов и в процессе цианирования поддерживают такую концентрацию щелочи, чтобы в растворе всегда был некоторый ее избыток, т.е. концентрацию защитной щелочи в растворах нужно увеличивать примерно в 2,0–2,5 раза против минимально необходимого.

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 позволяют 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.

В настоящее время контроль защитной щелочи при цианировании ведут не по ее концентрации в растворе, а по определению pH, которое для 2-кратного минимума концентрации защитной щелочи соответствует величине 10–10,5. Контроль pH раствора легче осуществлять приборами автоматически, чем определять вручную концентрацию.

7.6. 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 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.

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 пирротином Fe_{1-n}S (где $n = 0-0,2$), являются по отношению к цианистым растворам и растворенному в них кислороду самыми «свирепыми» веществами.

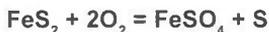
Особенность поведения сульфидов железа при цианировании состоит в том, что цианистые растворы взаимодействуют не столько с самими сульфидами, сколько с продуктами их окисления. По скорости окисления сульфиды железа (их еще называют **колчеданами**) условно подразделяют на *медленно* и *быстро окисляющиеся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

Ко второму типу относятся мелкозернистые и рыхлые разновидности колчеданов, представленные пиритом и пирротином, отчасти марказитом. Быстро окисляющиеся колчеданы характеризуются высокой скоростью окисления еще на стадии добычи руды в шахте (карьере) 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:

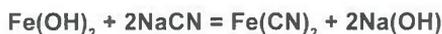


Особенно много кислорода, содержащегося в цианистом растворе, расходуется на окисление пирротина, поэтому в присутствии пирротина скорость растворения золота резко падает, прежде всего из-за недостатка кислорода в растворе.

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:

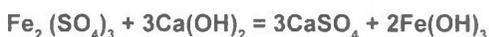
а) уменьшается полнота и скорость растворения золота вследствие резкого снижения концентрации кислорода в цианистых растворах и накопления в них растворимых сульфидов и сульфатов щелочных металлов;

б) повышается расход цианида, связанный в основном с бесполезным переводом его в роданистые и железистосинеродистые соединения;

в) 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 ее аэрировании, что позволяет растворимые сульфаты железа разложить с образованием осадка гидрата окиси железа, который не взаимодействует с цианистым раствором:



2. Осуществлять 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 – интенсивное аэрирование воздухом 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 следующие: азурит $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, куприт CuO , халькозин Cu_2S , халькопирит CuFeS_2 и некоторые другие.

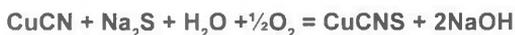
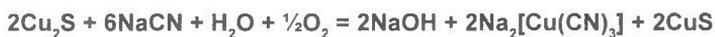
Эти минералы, активно взаимодействуя с цианистыми растворами, являются причиной больших потерь цианида вследствие образования комплексных цианистых соединений меди. Минералы – азурит, малахит, куприт – полно и довольно быстро растворяются цианидом.

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 дигидроциана C_2N_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 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 присутствие 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 2–3 раза меньше обычных концентраций цианида). 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 сорбент 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, увеличивая 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 арсениопиритом FeAsS , значительно реже – аурипигментом As_2S_3 и реальгаром As_4S_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 основным 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 (CNS). В обычных условиях цианирования эти процессы идут медленно.

Значительного увеличения скорости растворения золота 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 глёт 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, оказывают на процесс растворения золота отрицательное влияние, о котором говорилось выше.

7.7. 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. 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.

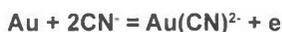
И.Н. Плаксин внес большой вклад в металлургию благородных металлов, он провел со своими сотрудниками комплекс фундаментальных исследований, на основе которых разработал основные теоретические положения процесса цианирования золотосодержащих руд и концентратов, а также процессов обогащения руд.

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

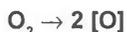
Одним из направлений интенсификации гидрометаллургического извлечения золота и серебра цианированием является **повышение содержания кислорода в растворах**.

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 гидроксид-иона 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 оказывается неизмеримо ниже и в среднем составляет 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:

1. Предварительным накислороживанием рабочих цианистых растворов.
2. Цианированием в атмосфере кислорода.
3. 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 накислороживание 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, т.к. насыщает кислородом раствор только перед подачей его в процесс и никак не влияет на отвод продуктов реакций, протекающих при растворении золота в диффузионной области. Накислороживание 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 накислороживании **продувкой кислорода через раствор или пульпу**, т.е. при осуществлении второго метода. Для осуществления накислороживания по второму методу достаточно продувать пульпу или раствор кислородом при цианировании материала в аппаратах. Поскольку скорость потери кислорода из пульпы весьма высока, накислороживание 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 на-

кислороживании скорость растворения золота увеличивалась от 10 до 36 раз в зависимости от типа руды. 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 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 полужавоудскую установку и провели на ней испытания руды цианированием под давлением. Эта установка работала параллельно с заводским циклом цианирования. Ее работа полностью подтвердила результаты лабораторных исследований и показала увеличение скорости цианирования золота в 24 раза, т.е. цианирование заканчивалось за 2 часа вместо 2 суток, как это делалось на фабрике. Была доказана возможность цианирования пульпы при $J : T = 1 : 1$.

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, на кислороживании растворов и пульп не получило внедрения в промышленность. Позже о на кислороживании 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 его 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 проф. 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.

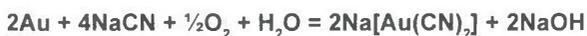
Несколько по иному ведет себя серебро в цианистых растворах – оно растворяется в диффузионном режиме при любой интенсивности перемешивания. Однако в ходе многостадийной реакции его взаимодействия с кислородом и цианидом на поверхности серебра образуется довольно толстая пленка простого цианида серебра, 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 (об этих методах рассказано ниже), использование для цианирования пульсационной техники и некоторые другие методы. Эти методы разрабатывали в советское время, но после перестройки в связи с распадом НИИ дальнейшие исследования были прекращены.

7.8. 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 т 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:



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

$$1 \text{ г} - X$$

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

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. Из практики работы фабрик, применяющих процесс цианирования, известно, что 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 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 подаются цианистые растворы в технологический процесс. В пролившихся растворах цианид натрия интенсивно гидролизуется с выделением цианистого водорода, который улетучивается в атмосферу цеха. Кроме того, дренажные сливы и переливы разбавляются водой при гидрооборке, что также способствует его химическому разложению.

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

К механическим потерям следует отнести также цианид, содержащийся в жидкой фазе и адсорбированный на рудных частицах хвостовой пульпы, которая сбрасывается в хвостохранилище. Среди веществ, обладающих в большой степени адсорбцией, следует отметить первичные и вторичные илы, 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, при этом осветленная вода прудка хвостохранилища, содержащая цианид, используется в технологическом процессе фабрики. При нахождении необезвреженной цианистой пульпы в хвостохранилище происходит процесс разложения цианистых солей под действием природных факторов (солнце, кислород и др.). В результате этого концентрация цианида в осветленной воде, которая в виде оборотной поступает на фабрику, падает почти в 2 раза и ее нужно доукреплять по цианиду, что также вызывает значительные бесполезные потери цианистого натрия. С учетом сказанного, механические потери цианида могут составлять от 5 до 10% от общего расхода.

К химическим потерям цианида относится разложение цианистых растворов в аппаратуре путем гидролиза с образованием летучей синильной кислоты HCN . Гидролиз цианида, как известно, предотвращают 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, что приводит к увеличению его расхода.

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 сжатом воздухе для перемешивания пульпы и ее транспортировки 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 элементарными при высокой температуре, что приводит к безвозвратным 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 уменьшить расход дорогостоящего цианида, необходимо в каждом конкретном случае проводить анализ потерь и намечать мероприятия по его снижению. Из того, что сказано выше, для каждой золотоизвлекательной фабрики можно рекомендовать следующие мероприятия по снижению расхода цианида:

1. Подачу крепких цианистых растворов в технологический процесс осуществлять с помощью автоматических 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. При пневматическом перемешивании и транспорте пульпы в аппаратуре цианистого процесса производить установку автоматических приборов измерения и контроля расхода сжатого воздуха на трубопроводы сжатого воздуха, что позволит поддерживать оптимальный расход воздуха и тем самым уменьшить выдувание цианида из пульпы.

3. Разрабатывать и внедрять установки по улавливанию цианида из газов местных 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 цианопоглощающих минералов и удаления продуктов окисления.

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

Глава 8. МЕТОДЫ 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 технологии выщелачивания золота, к которым относятся следующие:

1. Перколяция.
2. Кучное выщелачивание (КВ).
3. Подземное выщелачивание (ПВ).
4. Цианирование перемешиванием.
5. Интенсивное цианирование.

Рассмотрим и кратко характеризуем каждый из названных способов цианирования.

8.1. 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 возникла первым в конце XIX века и позволила 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 мелким 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 измельченными до такой степени, чтобы частицы золота были доступны для воздействия цианида и не должны находиться в «рубашке», в противном случае растворение золота невозможно.
3. В песках для перколяционного процесса не должно быть вредных для **NaCN** и кислорода веществ (имеется в виду наличие сульфидов цветных металлов, таких как пирротин, арсенопирит и других минералов, пожирающих с большой скоростью цианид и кислород).

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 $50 \text{ л/м}^2 \cdot \text{час}$. При скорости просачивания ниже $20 \text{ л/м}^2 \cdot \text{час}$ 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. Перколяционный чан изготавливают круглой или прямоугольной формы. На **рисунке 8.1** показано устройство перколятора цилиндрической формы. Он имеет ложное днище, представляющее собой решетку из деревянных брусков, покрытую 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 1,5 м. Вместимость перколяторов по пескам достигает 800–900 т. Раньше перколяторы изготавливали из дерева, сейчас – из стали или железобетона.



Рис. 8.1. Устройство перколяционного чана

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, т.к. это облегчает просачивание 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 невыщелоченной.

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.

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, т.к. 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.

Выщелачивание золота перколяцией – несложный и дешевый способ цианирования. По сравнению с выщелачиванием перемешиванием он выгодно отличается простотой применяемого оборудования и малым расходом электроэнергии. Недостатком этого способа является невысокое извлечение золота и громоздкость оборудования, обусловленное необходимостью длительной обработки.

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.

8.2. 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 воздействию 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, а уже в начале 70-х годов компания «Кортец Голд» провела выщелачивание золота из кучи массой 2 млн. т 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 и сотнями 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 недробленные руды с крупностью кусков 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, воды или 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 устройству водонепроницаемых оснований для куч уделяется большое внимание и затрачивается немало средств. Чтобы облегчить сток растворов, площадке обычно придают небольшой уклон от 2 до 4 градусов. 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 конвейерами (стакерами). Наиболее распространенная форма кучи – четырехугольная усеченная пирамида. Высота куч может быть от 3 до 80 м, а вместимость по руде достигать одного и более миллиона тонн.

Технологическая схема подготовки руды для кучного выщелачивания показана на **рисунке 8.2**, а принципиальная схема процесса кучного выщелачивания – на **рисунке 8.3**.

Руда забойной крупности –300 мм из карьера подается на склад исходной руды или на галечный отвал, откуда затем направляется на дробление на дробильно-сортировочную установку, включающую крупное дробление в щековой дробилке и среднее – на дробилке типа КИД-600. Если нужно довести крупность руды до –3–5 мм, применяется стадия мелкого дробления с поперечным грохочением.

В случае необходимости в схему рудоподготовки после дробления включается операция окомкования.

Подготовленная к выщелачиванию руда укладывается в штабели. Принципиальная схема кучного выщелачивания включает систему орошения 1, узел приготовления цианистого щелочного раствора 4, магистральный трубопровод 2, систему дренажа 9 с железобетонной кюветой и сборной емкостью 6, а также узел переработки продуктивных (цианистых золотосодержащих, вытекающих из кучи) растворов 5 в виде цементатора или сорбционных угольных колонн.

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, т.к. известь вызывает частое забивание форсунок.

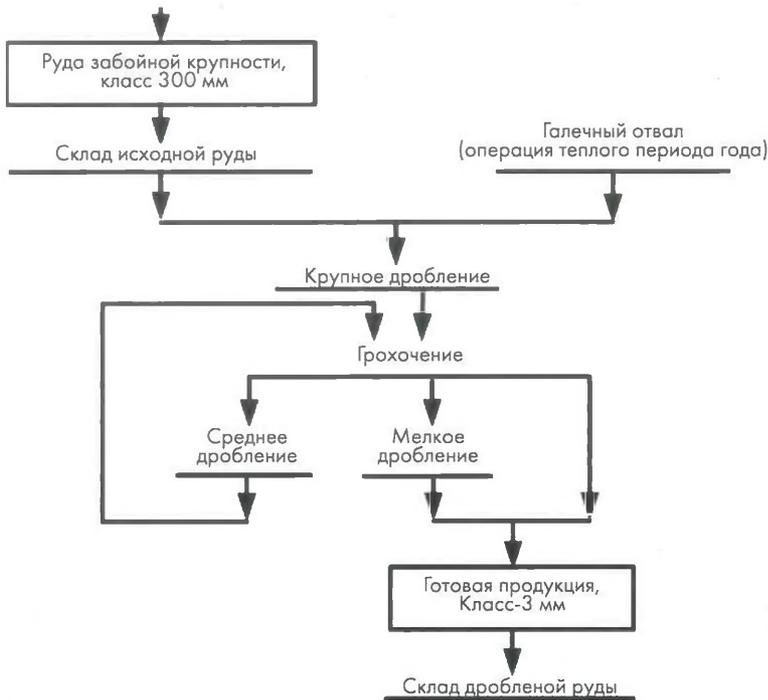


Рис. 8.2. Технологическая схема рудоподготовки для кучного выщелачивания

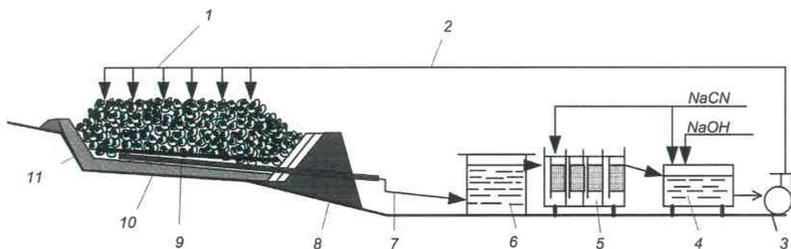


Рис. 8.3. Принципиальная схема кучного выщелачивания

Золотосодержащие (продуктивные) растворы, вытекающие из кучи, поступают в дренажные канавки, проложенные по длинной стороне кучи, по ним отводятся в прудок-сборник или приямок. Осаждение благородных металлов из раствора осуществляют одним из нижеперечисленных методов: либо на установке в колоннах с активированным углем, либо ионообменной смолой в сорбционных колоннах, либо цементацией на цинковую пыль в осадительных установках типа Меррил-Кроу. Обеззолоченные цианистые растворы подкрепляют по цианиду и щелочи до нужной концентрации и возвращают снова на орошение кучи.

По окончании выщелачивания кучу орошают водой для отмычки от растворенного золота и цианида, затем после дренирования промывного раствора выщелоченную

руды транспортируют в отвал. Длительность всего цикла обработки, включая отсыпку кучи, орошение цианистым раствором, промывку водой, дренирование промывного раствора и разгрузку кучи, составляет от 90 до 250 суток. Извлечение золота 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 золота от 0,8 до 3,0 г/т, в основном для забалансовых руд, вскрышных пород, старых отвалов золотоизвлекательных фабрик, лежалых хвостов и т.д.

К 2008 году технология кучного выщелачивания нашла промышленное применение на более чем 10 золотодобывающих предприятиях России, в том числе в таких северных районах, как Чукотка, Якутия, Дальний Восток.

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. Производительность этого предприятия составляет 13,0 млн.т руды в год со средним содержанием золота 1,6 г/т.

Применение кучного выщелачивания считается экономически эффективным для отработки относительно богатых, но небольших по запасам месторождений, для которых нецелесообразно строить золотоизвлекательные фабрики. Это позволяет существенно расширить сырьевую базу на золото и вовлечь в переработку десятки небольших месторождений золота.

8.3. Подземное выщелачивание золота (ПВ)

Технология подземного выщелачивания золота – это новое направление в развитии инновационных технологий в золотодобывающей промышленности.

Классические методы добычи золота основаны на применении различных вариантов ведения горных работ (подземная и открытая добыча руды), различных технологических схем рудоподготовки, способов обогащения золота, различных методов цианирования (КВ, перколяция, выщелачивание в чанах и др.). Однако существует определенная группа золоторудных объектов, которые по содержанию золота, глубине залегания руд и другим особенностям не могут быть переработаны по классическим технологиям с экономически приемлемыми показателями. Именно для таких объектов привлекательна технология выщелачивания золота из руд непосредственно на месте залегания сырья без проведения работ по добыче руды, ее транспортировке, дроблению, измельчению, обогащению, а также рекультивации нарушенных земель.

При ПВ подготовка месторождения, вскрытие продуктивного горизонта и извлечение металлов осуществляются путем выщелачивания через скважины, пробуренные с поверхности. Подача выщелачивающего раствора производится в систему закачных скважин, затем раствор фильтруется через рудный массив, а продуктивные растворы через систему откачных скважин извлекаются на поверхность и транспортируются на установку переработки растворов.

Из сущности процесса ПВ ясно видно, что при его осуществлении основными достоинствами ПВ являются следующие:

- возможность отработки месторождений, приуроченных к сильно обводненным породам;

- исключение горно-добычных работ и переработки самой руды по фабричной технологической схеме, что создает возможность высококорентабельной переработки месторождений или участков месторождения;
- вовлечение в отработку бедных и забалансовых руд;
- сокращение сроков ввода месторождений в эксплуатацию;
- исключение образования отвалов горных пород и хвостохранилищ, загрязняющих окружающую среду;
- возможность автоматизации процесса добычи в недрах и переработки технологических растворов на поверхности;
- улучшение технико-экономических показателей отработки месторождений.

Скважинная технология ПВ впервые была разработана и внедрена на добыче урана, а затем и для подземного выщелачивания меди. Принципиальная схема ПВ проверена более чем сорокалетним опытом урановой промышленности и не нуждается в особой корректировке. В настоящее время в России по этой схеме в опытно-промышленном масштабе ведется ПВ золота. Внедрение технологии ПВ золота позволит вовлечь в эксплуатацию дополнительные сырьевые источники металла, такие как:

- месторождения с небольшими запасами золота;
- заброшенные забои золоторудных шахт с использованием имеющихся горных выработок;
- хвосты обогатительных фабрик и некондиционных руд, использованных в качестве закладного материала горных выработок;
- «погребенные» россыпи.

Предприятие по разработке месторождения методом ПВ, как правило, состоит из нескольких производственных участков: добычного комплекса, системы транспортирования растворов, установки по переработке продуктивных растворов.

Добычный комплекс предназначен для подготовки и эксплуатации объекта посредством подачи в интервалы, содержащие полезные компоненты, выщелачивающих растворов, перевода полезных компонентов в жидкую фазу и извлечения продуктивных растворов на поверхность. Комплекс включает в себя технологические скважины – закачные и откачные, средства подачи выщелачивающих и откачки продуктивных растворов.

Перерабатывающий комплекс включает в себя оборудование для извлечения золота из продуктивных растворов. Перерабатывающий комплекс располагается в отдельном технологическом корпусе, в котором установлены сорбционные колонны, с ионообменным материалом, установки десорбции и электролиза, а также оборудование для получения металла в готовой продукции в виде сплава Доре.

Система транспортирования растворов является связующим звеном между добычным и перерабатывающим комплексами и служит для разводки по скважинам выщелачивающих растворов, сбора и перекачки продуктивных растворов с участков выщелачивания на технологический узел. В ее состав входят центральная и участковые насосные станции и трубопроводы для выщелачивающих, продуктивных и маточных растворов. Если для откачки растворов из скважин используют эрлифты, то в систему входят также трубопроводы сжатого воздуха и компрессорные станции.

Перспективы внедрения технологии ПВ в золотой промышленности связаны с решением трех основных проблем:

1. Поиск сырьевых объектов, в наибольшей степени удовлетворяющих условиям ПВ с точки зрения возможности вскрытия запасов и организации выщелачивания в недрах.
2. Выбор наиболее эффективного растворителя золота для подземного выщелачивания.

3. Создание эффективных систем защиты окружающей среды от воздействия промышленного производства.

Наиболее перспективными объектами сырьевой базы для ПВ считаются руды коры выветривания золоторудных месторождений, содержащие золото в пористых минеральных структурах и подстилаемых плотными скальными породами, которые в процессе ПВ служат естественными водоупорами. Примером такого месторождения является Маминское золоторудное месторождение в Свердловской области.

К числу возможных объектов для применения процесса ПВ могут быть отнесены рудные тела скального типа при условии концентрирования в них золота по естественным трещинам и макропорам. К такому типу относится месторождение рудника «Эльдорадо» в Красноярском крае.

При изучении потенциального объекта для ПВ золота руководствуются специально разработанными «Критериями оценки пригодности золотоносных участков для отработки способом подземного выщелачивания».

В качестве растворителей для процесса ПВ могут быть использованы различные реагенты – цианид натрия, активный хлор, бром- и йодсодержащие реагенты.

Наиболее подготовленным к условиям ПВ на настоящее время являются цианид натрия, на котором основана современная гидрометаллургия золота. С точки зрения кинетики, детальной отработанности всех технологических переделов, дешевизны способа цианистый натрий является более предпочтительным растворителем. Однако для промышленного внедрения ПВ с использованием цианида нужно преодолеть некий «психологический барьер», связанный с укоренившимся мнением об «экологической неприемлемости» цианистого ПВ и сложностью получения в соответствующих государственных органах разрешения на использование данной технологии.

Поэтому первые опыты и промышленные испытания технологии ПВ золота состоялись с применением хлора и хлорсодержащих реагентов, т.н. хлоридное выщелачивание золота. В системе хлоридного выщелачивания золотосодержащих материалов обычно используются кислота соляная и насыщенная газообразным хлором вода, либо соль хлорида натрия и окислитель (гипохлорит калия или натрия, перманганат калия, диоксид марганца). Активным началом при растворении золота является образующийся в процессе реакции в указанной системе элементарный хлор. В кислом гипохлоритном растворе хлорид служит комплексообразователем, хлор и HOCl – окисляющими агентами. Основным потребителем хлора в золотосодержащем материале являются сульфиды, представленные в основном пиритом. С целью экономии хлора предлагается предварительно выработать сульфиды обратными растворами сульфата трехвалентного железа с регенерацией последнего кислородом воздуха на поверхности.

Преимущества хлоридной системы выщелачивания золота состоят в высокой окислительной активности и более глубокой переработке золотосодержащих материалов, обеспечивающих более высокое извлечение золота, доступности реагентов и сравнительно низкой их стоимости, возможности получения реагентов на месте производства работ.

К недостаткам хлоринации относятся необходимость использования коррозионно-стойкой аппаратуры по всей схеме, повышенный расход реагента на вмещающие породы, а также сложность переработки и утилизации растворов. Поэтому примерами промышленного внедрения в настоящее время являются ПВ золота на основе применения хлора и гипохлорита натрия, т.н. хлоринационное ПВ. Способом хлоринационного ПВ уже добыто значимое количество золота. В 2000–2001 гг. на Маминском месторождении построена и испытана в промышленном масштабе установка ПВ на базе использования «хлорной» воды для выщелачивания золота в рудном целике. Здесь за время испытаний добыто в готовую продукцию более 6 кг золота.

В случае применения в качестве растворителя золота йода и его солей следует отметить, что кинетика процесса выщелачивания золота в йод-йодидных системах выше, чем при цианидном выщелачивании, при этом возможно выщелачивание золота из сульфидных минералов (марказит, халькопирит, ковеллин, пирит). В йод-йодидной системе йод необходим как окислитель, йодид – как комплексообразователь, создающий с золотом прочный комплекс. Йод-йодидная система имеет ряд преимуществ, таких как низкая токсичность, высокая стабильность растворенных комплексов и более низкий окислительно-восстановительный потенциал по сравнению с другими нецианидными системами выщелачивания золота.

При бромидном выщелачивании золота применяются соединения брома, получившие наименование **гидантион**. При использовании только гидантиона или в комбинации с ионом бромида гидантионовые продукты могут окислять золото до растворимых солей. Наиболее приемлемым среди бромидов является диметилгидантион – нетоксичная, биологически разлагающаяся молекула, которая не наносит вреда окружающей среде. Бромид-ион по токсичности подобен хлориду натрия. Проблема отделения тяжелых металлов при переработке хвостовых растворов в процессах с использованием гидантиона и бромида решается простым осаждением известью.

Достоинствами йодидных и бромидных систем являются высокая кинетика растворения золота, увеличение ее при осуществлении процесса в кислых средах, повышенная степень извлечения драгоценного металла, нетоксичность растворов при используемых для выщелачивания концентрациях.

К недостаткам йодидов и бромидов следует отнести коррозионную активность при выщелачивании, что вызывается необходимостью использования кислых сред, а также повышенный расход реагентов на взаимодействие с вмещающими породами и высокую стоимость растворителей.

При использовании дорогостоящих йодидного и бромидного способов необходима регенерация йода и брома. В этом случае появляется необходимость подбора недефицитных окислителей, что является далеко не простой задачей. Тем не менее перспектива использования йода и брома для подземного выщелачивания золота может оказаться реальной, если разработать технологию их полной регенерации.

Работам на месторождениях, рассматриваемых в качестве объектов для применения метода ПВ, должны предшествовать лабораторные исследования с целью определения минерального, химического, гранулометрического состава пробы, а затем технологические исследования.

Поскольку сущность фильтрационного выщелачивания заключается в фильтрации растворителя через пробу золотосодержащего материала, фиксации динамики выноса из него полезного компонента, то необходимо получить так называемые «выходные кривые». На этом же этапе проводятся исследования по извлечению золота из продуктивных растворов методами сорбции или осаждения.

Далее в ходе лабораторных испытаний определяют показатели геотехнологических свойств золотосодержащего материала, к которым относятся:

- коэффициент фильтрации;
- степень извлечения металла из руды;
- отношение объема раствора к твердой массе (Ж:Т), необходимое для максимально возможного извлечения металла;
- затраты растворителя (в килограммах на 1 г извлеченного металла, в килограммах на 1 т обрабатываемой горно-рудной массы);
- средняя концентрация металла в продуктивных растворах, мг/л.

Кроме лабораторных исследований, изучается фильтрационная неоднородность пород продуктивного горизонта, влияющая на гидродинамику фильтрации

онного потока, проводятся геотехнологическое картирование, моделирование гидродинамики технологических растворов, массопереноса и т.д. Результаты лабораторных исследований и моделирования геофильтрационных процессов используются при составлении проекта работ на опытном участке ПВ, за которыми следуют опытно-промышленные работы, а затем и промышленная эксплуатация.

8.4. Цианирование перемешиванием

Этот способ цианирования золотосодержащих руд является наиболее эффективным процессом по сравнению с перколяцией и кучным выщелачиванием. Выщелачивание пульпы 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 извлечение золота до 95%, 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 пульпы особое значение имеет энергичное перемешивание и непрерывное насыщение кислородом воздуха.

Процесс цианирования руд перемешиванием ведут при концентрации NaCN , составляющей $0,05-0,1\%$, и концентрации CaO , равной $0,01-0,03\%$ ($\text{pH} = 9 \div 11$).

Кроме реагентного режима важными параметрами процесса цианистого выщелачивания золота является отношение $\text{Ж} : \text{T}$ в пульпе и продолжительность процесса. Максимальное извлечение золота при цианировании кварцевых руд достигается при $\text{Ж} : \text{T} = 1,5 : 1$. На практике хорошие результаты получаются при $\text{Ж} : \text{T} = 1 : 1$, 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 разжиже-

ние пульпы. Для таких руд принимают $Ж : Т = 2-2,5 : 1$, 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 часах;

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.

При цианировании в **периодическом** режиме пульпу периодически отдельными порциями закачивают в параллельно работающие аппараты для выщелачивания (рис. 8.4). 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 (рис. 8.5). 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.

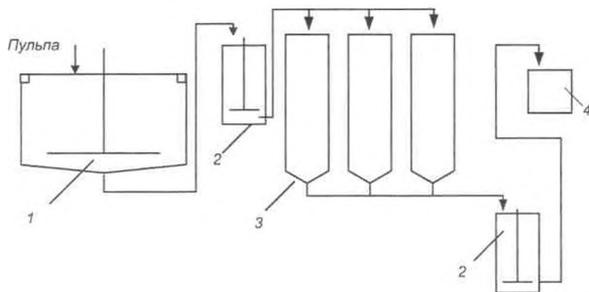


Рис. 8.4. Схема цепи аппаратов при цианировании в периодическом режиме:
1 – сгуститель; 2 – чаны с мешалкой; 3 – пачуки с пневматическим перемешиванием;
4 – фильтр для отделения цианистых золотосодержащих растворов

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

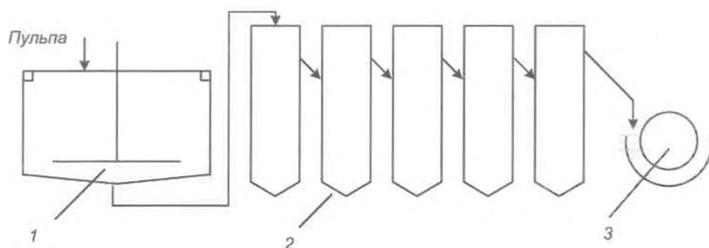


Рис. 8.5. Схема цепи аппаратов при цианировании в непрерывном режиме:

- 1 – стуститель, 2 – аппараты с пневматическим перемешиванием,
3 – барабанный фильтр

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.

8.5. Интенсивное цианирование

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 почти одновременно в институте Ирриредмет и за рубежом. 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 либо на цементацию, либо на 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 **рисунке 8.5**. 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 т концентрата. Продолжительность цикла обработки материала в конусных аппаратах, включая операции выще-

лечения и промывки, зависит от необходимого времени цианирования и составляет, по практическим данным, 24–48 часов.

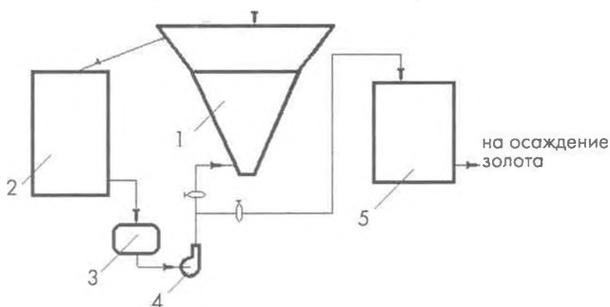


Рис. 8.6. Схема цепи аппаратов для интенсивного цианирования в конусных реакторах

По своим характеристикам процесс интенсивного цианирования находится между перколяцией и перемешиванием. Импульсное выщелачивание, также 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%.

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. Она 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, которые работали параллельно друг другу.

В каждый конус загружалось 3 т гравитационного концентрата с содержанием золота 150–250 г/т. Выщелачивание проводилось 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 двух 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 об-

рабатывали растворами с содержанием 0,35–0,40% NaCN в течение 2 суток. Золото переходило в раствор на 65–70%. Раствор после конуса направлялся на электролиз.

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

Пилотная установка импульсного выщелачивания может использоваться для извлечения золота из измельченных железных скрапов, которые образуются как отходы процесса гравитационного обогащения.

За рубежом создана полностью автоматизированная установка интенсивного выщелачивания под названием «Акация». В настоящее время несколько российских золотодобывающих предприятий закупили и эксплуатируют эти установки.

Сравнительная характеристика описанных методов цианирования приведена в таблице 8.1.

Таблица 8.1

**Сравнительная характеристика методов цианирования
и область их применения**

№№ п/п	Показатели методов цианирования	Метод цианирования			
		Перколяция	Кучное выщелачивание	Выщелач. 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, концентрат	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

Из таблицы видно, что только один метод цианирования – перемешиванием – допускает работу в непрерывном режиме, что является большим преимуществом над остальными, т.к. 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.

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.

Глава 9. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Исследованиями извлечения золота из упорных золотосодержащих руд занимались многие исследователи, 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 стала возрастать доля 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 написана по материалам книг Лодейщикова В.В. «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.

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.

9.1. 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. 9.1**):

1. Золотины с полностью обнаженной поверхностью, т.н. «свободное» золото $Au_{св}$.
2. Золотины с частично обнаженной поверхностью – золото в сростках с минералами, покрытое несплошными пленками $Au_{ср}$.
3. Золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями, это, в основном, тонковкрапленное золото $Au_{вкр}$.

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 минералоносителях, 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 механи-

ческая недоступность тонких частиц золота для цианистого раствора называется **физической депрессией золота (ФД)**.

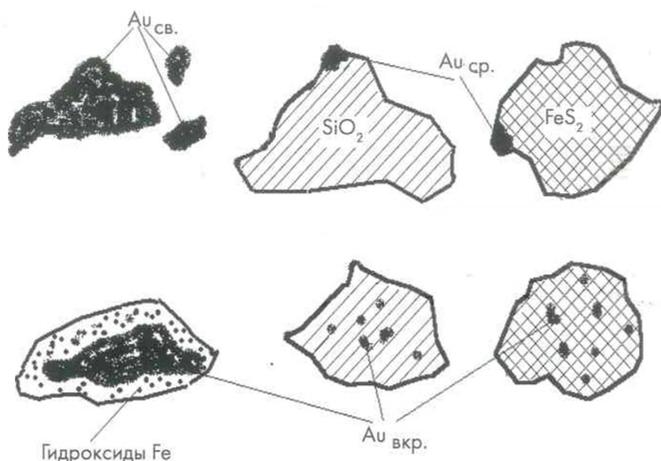


Рис. 9.1. Характер ассоциации золота с рудными и породообразующими компонентами

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 не доступно 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;

$C_{\text{Me(исх)}}$ — общее 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 общем показателе извлечения сказывается мало.

При K_d 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 она сохраняется постоянной 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 месторождения 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%. Золото достигает определенной концентрации в растворе, и концентрация его больше не поднимается даже при продолжительности выщелачивания более 8 часов, что свидетельствует о физической депрессии золота.

Применительно к рудам Березитового и Ирокинденского золоторудных месторождений коэффициент физической депрессии $K_{\text{ф}} = 0,07 + 0,1$, и эти руды можно отнести к легкоцианируемым.

9.2. 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**» (ХД).

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.

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 перерабатывается флотконцентрат, полученный при обогащении руд с цианисидными минералами, расход цианида резко возрастает в 1,5–2,0 раза, а показатели процесса «уголь в пульпе» по извлечению снижаются 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 зо-

лотых 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 исследователи, входят комплексные соединения $\text{AuCu}(\text{CN})_2$, $\text{AgCu}(\text{CN})_2$ и простой цианид меди CuCN .

9.3. 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, углеродсодержащие 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 их 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. 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.

9.4. Технологическая классификация золотосодержащих руд

В.В. Лодейщиков в своей монографии упорные руды классифицирует по главному разделительному критерию – коэффициенту извлечения золота и серебра на стадии цианистого выщелачивания, выражаемому 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 9.2).

Простые, легкоцианируемые (технологический тип **А**).

Упорные трудноцианируемые руды с выделением трех 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 цианидные 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_{Si} , 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_{Si}), в сульфидах железа ($B_{S(Fe)}$), в сульфидах цветных металлов $B_{S(CuM)}$ и другие (см. рис.9.2).

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 качестве примера отнесения золотых руд к тому или иному типу рассмотрим несколько месторождений, которые разрабатываются в настоящее время.

В ОАО «Бурятзолото» имеются два золоторудных месторождения – Зун-Холбинское, Ирокинженское в республике Бурятия.

Руда **Зун-Холбинского месторождения** по отношению к цианистому процессу относится к упорной, в ней есть признаки технологического типа $B_{S(CuM)}$, 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.

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.

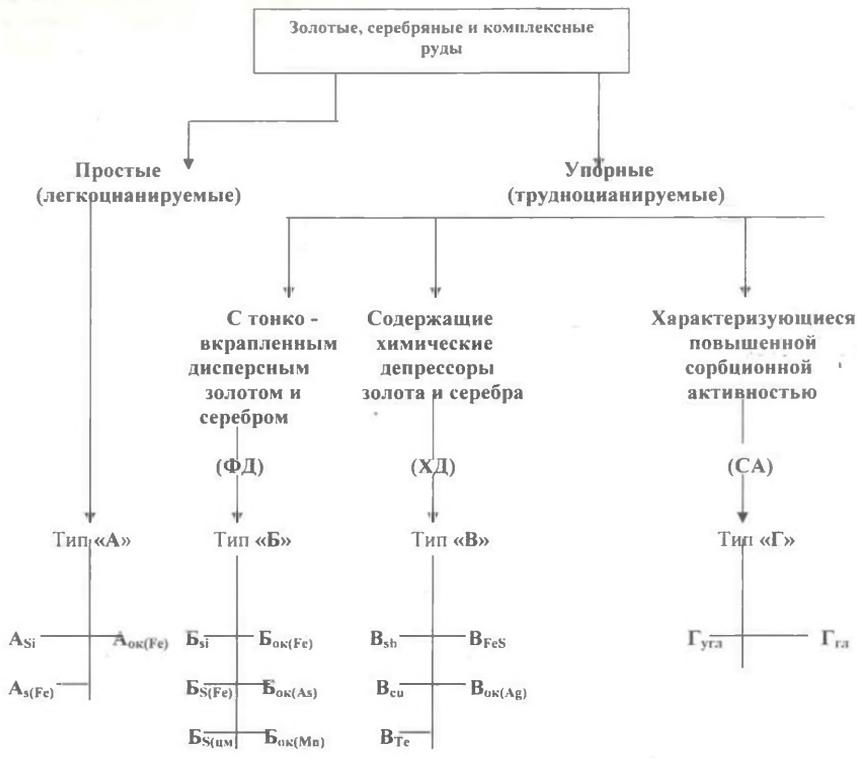


Рис. 9.2. Классификация золотых руд по характеру и степени их технологической упорности (по В.В. Лодейчикову)

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

Руда Березитового полиметаллического месторождения, как показали исследования и полупромышленные испытания, также относится к типу «А», т.е. легко цианируется, 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 и легко освобождается при измельчении.

Руда Дарасунского рудного поля – собственно Дарасунское, Теремкинское и Талатуйское месторождения относятся в основном к типу «А» – легкоцианируемым, но в Дарасунском месторождении имеются упорные разновидности, которые связаны с наличием тонкодисперсного золота, ассоциированного с цианисидными минералами и арсенипиритом. В руде Дарасунского месторождения находится разновидность пирита – марказит, который является цианисидным минералом и при цианировании вызывает большой расход цианистого натрия. Кроме этого, в сульфидах и арсенипирите Дарасунской руды золото находится в тонкодисперсном состоянии, что в некоторых

случаях требует сверхтонкого помола для обеспечения доступа цианида при выщелачивании флотоконцентрата.

Подробная минералогическая и вещественная характеристика названных руд приведена ниже в соответствующих разделах.

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

9.5. 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 область их применения.

Тонкое и сверхтонкое измельчение

Существующие в практике работы фабрик схемы с 3- и 4-стадийным измельчением руды на базе современного измельчительного и классифицирующего оборудования позволяют 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 извлече-

нию 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 Иргиредмет 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 оценки (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.

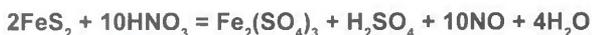
Этот факт используется в технологиях **гидрохимического вскрытия** тонковкрапленного золота, которые предусматривают селективное растворение или разложение золотосодержащих минералов при воздействии на них кислотами, щелочами или солевыми растворами с сохранением освобожденного золота в нерастворимом 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 FeS_2 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 трех вариантах: НИТРОКС-процесс, АРСЕНО-поцесс 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 °С. 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 – 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 развиться 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, т.к. выщелачивание сульфидных минералов происходит при температуре 180 °С 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 сульфидными железами. Производительность фабрики 6000 т/сутки. Измельченная до крупности 60% класса минус 0,08 мм руда подвергается окислению азотной кислотой при температуре 85 °С в течение 2 часов. Степень окисления сульфидов достигает 95%. Окисленная руда после нейтрализации известью направляется на цианирование и в процесс «уголь в пульпе». Извлечение золота составляет 92%.

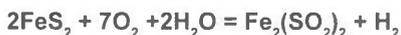
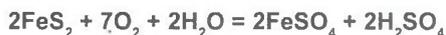
Автоклавные процессы

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

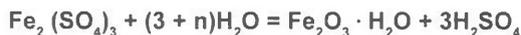
1. Автоклавное вскрытие сульфидов с сохранением золота и серебра в нерастворимом остатке, из которого их можно извлечь цианированием или другим гидрометаллургическим методом.

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 °С 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 «Олимпиас» 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.

Однако компания «Петропавловск» с 2008 года решила на применение автоклавной гидрометаллургии. Подвигли ее на это упорные золотосодержащие руды месторождений «Маломыр» и «Пионер», которые залегают в глубоких горизонтах под окисленными рудами, запасы которых скоро выработаются. Первичные сульфидные руды этих месторождений относятся к высокоупорным при обработке цианистым процессом, т.к. содержат тонкодисперсное золото, ассоциированное с сульфидными минералами (пи-

рит, пирротин, арсенопирит и др.). Золото в этих рудах плохо вскрывается даже сверхтонким измельчением, поэтому прямым цианистым процессом извлекается не более 50% золота.

В связи с этим компания «Петропавловск» решила заранее исследовать первичные руды «Маломыра» и «Пионера» на автоклавное вскрытие. Работу над внедрением флотационно-автоклавной технологии переработки упорных золотосодержащих руд «Петропавловск» ведет с 2008 года, начав с создания в Санкт-Петербурге собственного научно-исследовательского центра в области автоклавной гидрометаллургии. Кроме этого компания запустила в г. Благовещенске единственную в России пилотную автоклавную установку на Опытно-промышленном заводе. Изыскательская работа позволила уточнить все необходимые технологические параметры будущего производства. Специалистам компании удалось с включением автоклавного окисления в технологическую схему достичь в среднем 95% извлечения золота из руд месторождений «Маломыр» и «Пионер».

Флотационное обогащение будет состоять из шести флотационных линий мощностью 2 млн. тонн руды каждая на действующих горно-гидрометаллургических комбинатах «Пионер» и «Маломыр», откуда обогащенный золотосодержащий флотоконцентрат будет поступать на ГМК «Покровский рудник», где будет проходить автоклавное окисление и в дальнейшем извлечение металла по методу «смола в пульпе». На Покровском АГК планируется установить 6 промышленных автоклавов размером по 100 м³ каждый (4 – для переработки флотационного концентрата ГМК «Маломыр» и 2 – для концентрата ГМК «Пионер»). После выхода на полную мощность комбинат сможет перерабатывать около 600 тонн концентрата ежегодно. Весь комплекс рассчитан на переработку до 12 млн. тонн руды в год.

Компания планирует ввести в строй два автоклава для переработки концентрата с ГМК «Маломыр» до конца 2013 года. Флотационная линия на Маломыре должна заработать на 12 месяцев раньше Покровского АГК. Первое золото из упорных руд «Петропавловск» планирует произвести в 2014 году. И тогда в России появится первое и достаточно крупное золотодобывающее предприятие с использованием автоклавного окисления при переработке упорных золотых руд.

9.6. 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 кисло-

рода. 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 °С 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 дня. 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:

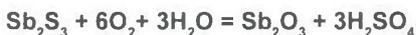
Пирротин > арсенопирит > антимонит > пирит > сфалерит > халькопирит > галенит.

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 сырье, в котором благородные металлы связаны с галенитом, халькопиритом и сфалеритом.

Биоокисление галенита протекает при pH = 2,8 с образованием сульфата свинца PbSO₄. Халькопирит в процессе БВ проходит через ряд промежуточных реакций с образованием твердых продуктов CuS, Cu(OH)₂, Cu₂S, 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 освобожде-

нием ассоциированного с антимонитом золота и переходом сурьмы в менее активную химическую форму.

Пирротин, также 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% извлечение 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 г. 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 г. на фабрике **Помпора** этой же компании была запущена четвертая 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 10 золотодобывающих предприятиях.

В России технология БВ в промышленном масштабе внедрена с 2001 г. на Олимпиадненском ГОКе ЗАО «Полюс». Золотоизвлекательная фабрика Олимпиадненского ГОКа перерабатывает первичные упорные золотомышьяковые руды с применением бактериального окисления флотоконцентрата и имеет производительность по переработке руды в год 3 млн.т с выпуском 10 т золота. Это крупнейшее предприятие не только в России, но и в мировой золотодобыче.

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.

9.7. Термохимические методы вскрытия золота

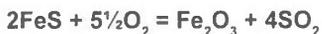
К наиболее широко распространенным в промышленной практике методам термохимического вскрытия золота в упорных рудах и концентратах относится **окислительный обжиг**, который осуществляется в атмосфере воздуха или кислорода при нагревании до температуры, при которой еще не наблюдается плавления исходного 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 зерна 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 $\text{FeS} \rightarrow \text{FeSx} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$.

На первой стадии обжига при температуре 500–600 °С пирит превращается в пирротин **FeSx**. Далее, на следующей стадии при T=700 °С пирротин окисляется до магнетита **Fe₃O₄**, 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 $600\text{ }^\circ\text{C}$ и выше (до $900\text{ }^\circ\text{C}$), 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 $600\text{--}700\text{ }^\circ\text{C}$. 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 ($500\text{--}600\text{ }^\circ\text{C}$) окисляется довольно вяло. Основным продуктом окисления является сульфат свинца PbSO_4 . 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 спекы. 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 $\text{ZnS} \rightarrow \text{ZnSO}_4 \rightarrow \text{ZnO} \rightarrow \text{ZnO} \rightarrow 2\text{Zn}(\text{SO}_4)$.

Пирротин природный FeSx 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 решается, 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, арсенатирующий обжиг, окислительно-сульфидирующий 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 Fe_2O_3 , 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 арсенатирующим, который применяется для золото-мышьяковых концентратов.

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

9.8. 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. Наиболее типичным представителем золотых руд типа «Г» является Наталкинское золоторудное месторождение в Магаданской области, руды которого перерабатываются на ЗИФ им. Матросова.

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.

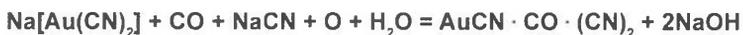
2. Цианирование после предварительного химического (хлорирование) или термохимического (обжиг) окисления углистого вещества.
3. Выведение активного углерода из руды до цианирования методами механического обогащения в отвальные по содержанию золота продукты, не требующие дополнительной металлургической 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 золото-содержащих 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. Существуют 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 °С.

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 подтверждается при цианировании углистых концентратов Миндякской 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. По мере протекания процесса цианирования скорость растворения золота уменьшается, а концентрация его в растворе растет, соот-

ответственно этому увеличивается скорость сорбции золота на природный уголь. В определенный момент времени скорости обеих процессов становятся равными.

При дальнейшем цианировании руды концентрация золота и его извлечение в раствор начинают снижаться, с этого момента скорость сорбции превышает скорость растворения. Этот факт свидетельствует 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 уменьшить извлечение металла.

Одним из старых способов снижения влияния природных сорбентов на цианирование углистых руд и концентратов является **пассивирование** свободным углеродом поверхностно-активными веществами (флотационные масла, керосин, СМС и др.). Впервые этот способ был предложен в 1922 г. 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, мощное 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 г. технологии совмещенного процесса цианирование–сорбция с использованием анионита АМ-2Б позволило увеличить 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.

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 «В».

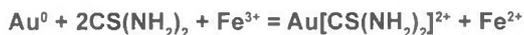
Физико-химические закономерности процесса ТКВ золота

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 $\text{pH} = 2\div 4$ 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 $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. Основная реакция растворения золота в тиокарбамиде выражается уравнением:



Как следует из уравнения, присутствующая в растворах кислота не участвует в реакции и не оказывает влияния на скорость растворения золота в тиокарбамиде. Ее применение связано с необходимостью сохранения тиокарбамидного комплекса золота, устойчивого при $\text{pH} < 4$. Кроме того, серная кислота препятствует гидролизу сульфата железа. Серная кислота более эффективна, чем азотная и соляная.

В присутствии сульфата железа растворение золота и серебра в тиокарбамиде протекает без участия кислорода. Однако тиокарбамид в присутствии окислителей, в частности кислорода, окисляется с образованием дисульфида формамидина, который является в свою очередь сильнейшим окислителем для золота и серебра.

Процесс ТКВ изучали методом вращающегося диска из золота в растворе тиомочевины 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.

Учитывая роль сульфата железа как окислителя, процесс растворения золота в тиокарбамиде может быть представлен следующей вероятной реакцией:



где n , по-видимому, равно 4.

Установлено, что температура оказывает двойное действие на скорость процесса ТКВ. 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 термохимического 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 9.3), которая состоит из следующих основных технологических операций:

1. Выщелачивание золота и серебра в агитационном или перколяционных режимах, осуществляемое в основном отрегенированными 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 должен проводиться при нормальной температуре в кислой среде при pH 2–4 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 тиокарбамидного 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 мин 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. В качестве возможных вариантов осаждения золота из тиокарбамидных растворов могут быть использованы методы ионной флоатации, гидратное осаждение с последующей переработкой осадков методом цианирования и др.

Важным элементом любого гидрометаллургического процесса является возможность регенерации растворителя и повторное использование 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%.

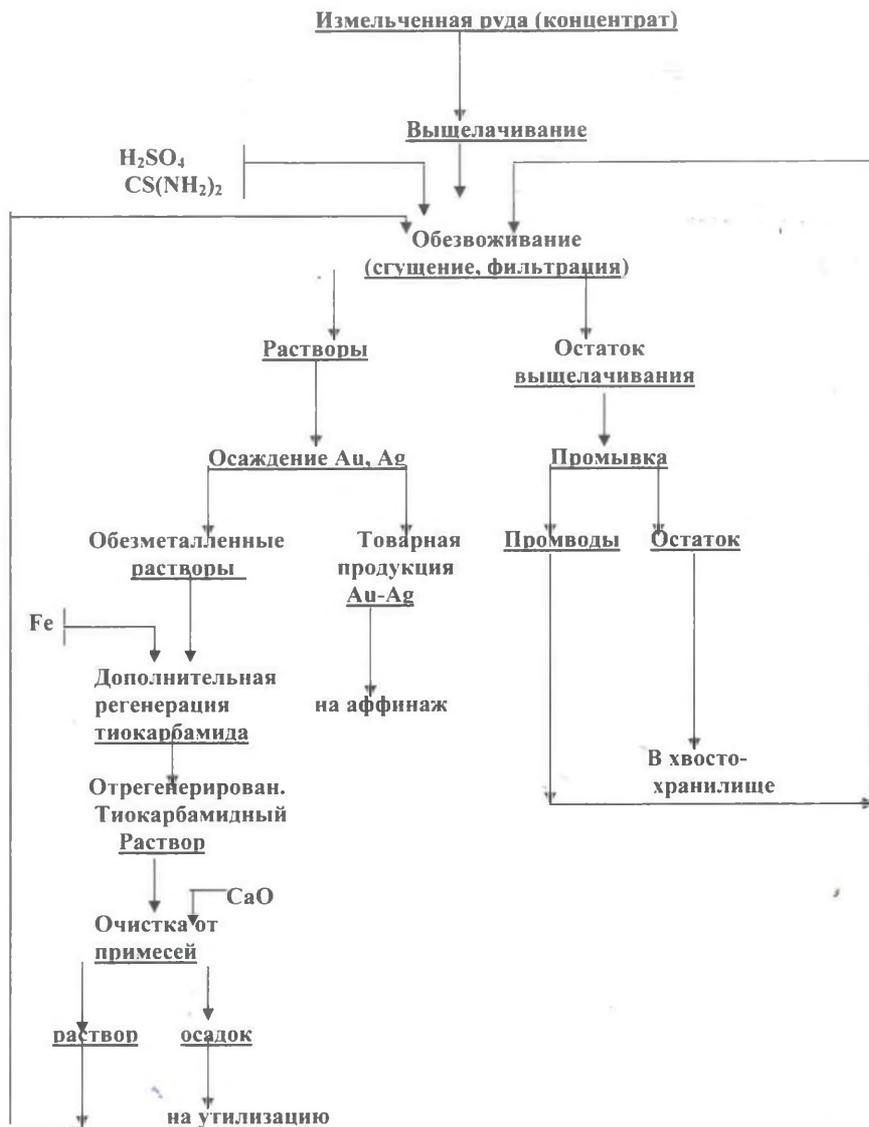


Рис. 9.3. Принципиальная схема гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и концентратов с применением тиокарбамида

Экспериментами доказана возможность повторного, причем многократного использования отрегенированных тиокарбамидных растворов в цикле выщелачивания. С целью предупреждения 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. 9.3**) 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 коррозионноустойчивой 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 Иргиредмете 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, пираргегрита, 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 вызывает технологическую необходимость, 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».

Глава 10. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОРБЦИОННОГО ПРОЦЕССА

Сорбционная технология извлечения золота из руд и концентратов основана на применении ионообменных смол (ионитов) и активированных углей. Протекающие при этом процессы называются **ионообменными**.

Ионообменными свойствами обладают многие природные соединения и химические вещества, получаемые искусственным путем. Среди природных ионообменников известны и используются в настоящее время цеолиты, древесные угли и некоторые другие вещества.

Вещества, обладающие ионообменными свойствами, получаемые на основе синтетических полимеров, называются **ионообменными смолами** или **ионитами**, а весь класс веществ, которые могут поглощать из растворов или газов какие-то определенные химические соединения или химические элементы, называют **сорбентами**.

Ионообменный процесс в настоящее время широко применяется для извлечения растворенного золота. При этом в качестве сорбентов применяются ионообменные смолы и активированные угли. Если применительно к ионитам, применяющимся в гидрометаллургии золота, механизм ионного обмена действительно имеет место, то в отношении активированных углей механизм извлечения растворенного золота нельзя считать чисто ионообменным. Поэтому технологические процессы с применением ионитов и активированных углей принято называть обобщающим понятием **«сорбционные»**. Само слово **«сорбция»** означает поглощение твердым телом или жидкостью вещества из жидкой или газовой среды.

Рассмотрим основные положения и закономерности процесса ионного обмена с применением ионообменных смол и отдельно с применением активированного угля.

10.1. Строение и состав ионитов

Синтетические ионообменные смолы имеют строение, сходное с пластмассами, однако с введением в их структуру ионогенных групп смолам придан характер и свойства твердых электролитов, способных диссоциировать на ионы.

По современным представлениям макромолекула ионита состоит из гибких переплетающихся нитей углеводородных цепочек, которые имеют поперечные связи – мостики, образующие сетчатую структуру, называемую **матрицей**. Матрица ионита содержит неподвижные жестко **зафиксированные ионы**, природу и количество которых можно регулировать при синтезе ионитов.

Фиксированные ионы химически связаны с противоионами с обратным электрическим зарядом. Находясь в растворе, противоионы под действием электрохимических сил становятся подвижными и получают способность к обмену с другими ионами из раствора. Узлы матрицы, в которых находятся фиксированные ионы и противоионы, называются **активными** или **функциональными группами**. На **рисунке 10.1** схематически показаны пространственные модели ионообменной смолы.

По знаку заряда противоионов, способных к ионообмену, иониты делятся на **катиониты** и **аниониты**. На рисунке 10.1а показан катионит, у которого противоионами являются катионы с положительным электрическим зарядом, а на **рисунке 10.1б** – анионит, у которого противоионы – анионы с отрицательным электрическим зарядом. Соответственно, катиониты служат для извлечения из раствора положительно заряжен-

ных ионов – **катионов**, а аниониты – для извлечения отрицательно заряженных ионов – **анионов**.

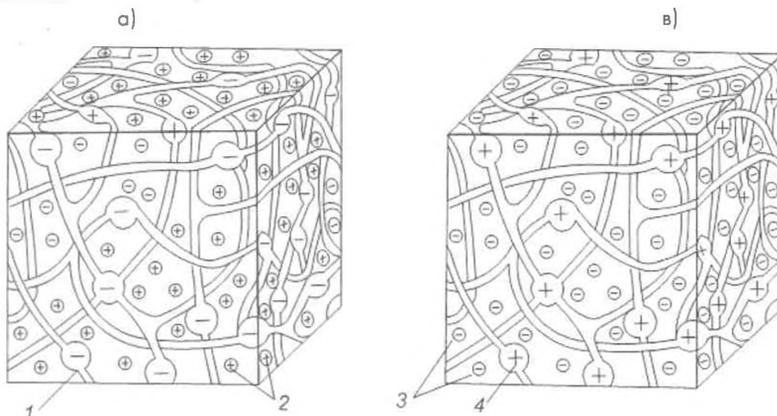
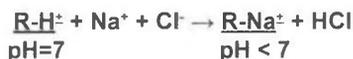


Рис. 10.1. Пространственная модель ионообменной смолы:
 а – катионит, в – анионит; 1, 4 – матрица с фиксированными ионами;
 2, 3 – противоионы

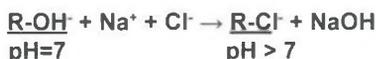
Если обозначить через **R** ионит с фиксированными ионами, то реакцию катионного обмена можно выразить уравнением:



где противоион H^+ , входящий в состав ионогенной группы катионита, обменивается на катион Na^+ , находящийся в растворе поваренной соли.

Иными словами, в результате протекания ионообменной реакции из раствора извлекается катион натрия на смолу, а в раствор переходит ион водорода. Об этом можно судить по тому факту, что до соприкосновения с ионитом раствор поваренной соли был нейтральным ($\text{pH}=7$), а после взаимодействия с ионитом стал кислым ($\text{pH} < 7$).

Реакция анионного обмена имеет вид:



В этой реакции происходит то же явление, но обмениваются ионы с отрицательным знаком – анионы. В этом случае после реакции раствор стал щелочным ($\text{pH} > 7$), так как в нем стало больше ионов OH^- .

Поскольку золото и серебро в производственных условиях находятся в виде анионов – комплексных цианистых ионов $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ и $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$, то для их извлечения из цианистых растворов используются только аниониты.

Катиониты чаще всего используют для очистки воды при ее умягчении, извлекая ионным обменом ионы жесткости воды Ca^{2+} и Mg^{2+} .

От степени диссоциации активных групп зависит способность смолы к ионному обмену. Активные группы в катионитах представляют собой остатки кислот: сернистой $\text{H-SO}_3\text{H}$, углистой H-COOH , фосфорной $\text{H-PO}_3\text{H}$ и др. При этом различают **сильнокис-**

лотные группы и слабокислотные. Сильнокислотные активные группы (SO_3H) способны полностью диссоциировать, поэтому для таких катионитов ионный обмен возможен в широком интервале pH. Напротив, слабокислотные группы (COOH) даже в слабокислых средах диссоциируют слабо.

У анионитов функциональные группы, как правило, представляют собой сильные и слабые основания. В этом случае различают сильноосновные и слабоосновные аниониты. В большинстве случаев для анионитов в качестве функциональных групп используют аминные основания, которые являются производными аммиака NH_3 , в котором атомы водорода последовательно замещены углеводородными соединениями $-\text{CH}_2$ (радикалами). При этом чем больше атомов водорода замещено на углеводородный радикал, тем сильнее основность аминогруппы.

К сильноосновным аминным основаниям относятся четвертичные аммониевые основания, в которых все водородные связи азота замещены углеводородными радикалами $[\text{R}_4\text{N}]^+\equiv$, в результате чего появляется избыточный положительный заряд. Аниониты, содержащие четвертичные аммониевые основания $[\equiv\text{N}]^+$, являются сильными основаниями и диссоциируют на ионы нацело.

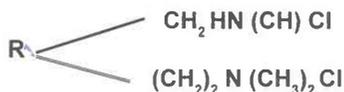
Слабоосновные аниониты содержат первичные $[-\text{NH}_2]^+$, вторичные $[\text{=NH}]^+$ и третичные $[\equiv\text{N}]^+$ амины, которые являются слабыми основаниями и диссоциируют только при $\text{pH} > 7$.

Иониты, содержащие только один тип активных групп, называются монофункциональными, несколько видов активных групп – полифункциональными. К монофункциональным ионитам относятся анионит марки **АМ**, который содержит только один вид функциональных групп – сильноосновное четвертичное основание $[\equiv\text{N}]^+$. Применяющиеся для извлечения растворенного золота аниониты **АМ-2Б**, **РосИОН** являются полифункциональными и содержат как слабоосновные, так и сильноосновные активные группы.

10.2. Характеристика анионита АМ-2Б

При внедрении ионообменного процесса в золотодобывающей отрасли использовался специально синтезированный для извлечения золота из цианистых растворов анионит АМ-2Б. Позже после распада СССР, когда производство АМ-2Б осталось на Украине (Днепродзержинский химзавод) и стоимость его выросла в разы, в России синтезирован подобный анионит под названием «РосИОН».

Буквы в наименовании анионита АМ-2Б расшифровываются следующим образом: «Анионит Макропористый Бифункциональный». Матрица анионита состоит из сополимера стирола с дивинилбензолом, обработанных хлорметиловым спиртом. Содержание дивинилбензола, который служит для шивки матрицы, составляет 10–12%, что обеспечивает смоле необходимую механическую прочность. С помощью реакций аминирования в матрицу смолы привиты сильноосновные группы четвертичных аммониевых оснований и слабоосновные группы – третичные амины. Если буквой **Р** обозначить условно матрицу смолы, то ее формула имеет вид



Количество сильноосновных и слабоосновных групп в ионите примерно одинаково. Наличие в анионите двух видов функциональных групп повышает его селективность по отношению к золоту и увеличивает сорбционную емкость.

Анионит АМ-2Б – макропористый, что значительно улучшает его кинетические характеристики, т.к. наличие крупных пор в ионите способствует большей скорости диффузии ионов внутри смолы, благодаря чему увеличивается общая скорость ионообмена. По техническим условиям завода-изготовителя АМ-2Б имеет следующие характеристики:

Обменная емкость по хлор-иону	– 3,2 мг-экв/г
Размер зерен	– 0,6–1,2 мм
Удельная поверхность пор ионита	– 32 м ²
Насыпная масса сухой смолы	– 0,42 г/см ³
Влажность товарного ионита	– 52%
Коэффициент набухания в воде	– 2,7

Анионит поставляется в двойных полиэтиленовых мешках массой нетто 33,6 кг. Транспортировать и хранить его нужно при температуре не ниже +5 °С. При минусовой температуре влага, находящаяся внутри анионита, замерзает, зерна смолы растрескиваются и в технологическом процессе интенсивно разрушаются.

10.3. Свойства ионообменных смол

Основными физико-химическими свойствами синтетических ионитов являются набухаемость, обменная емкость, пористость, селективность и механическая прочность.

При погружении ионитов в воду или в растворы электролитов иониты заметно увеличиваются в объеме, т.е. набухают. **Набухание** происходит в результате проникновения молекул воды внутрь смолы. Стирол, используемый для синтеза матрицы ионитов, является гидрофобным (т.е. не смачивается водой), поэтому матрица не проявляет способности к набуханию. Однако вследствие введения в матрицу активных групп, которые гидрофильны, ионит поглощает заметные количества воды или растворителя. Поскольку молекулы воды обладают дипольным моментом, то по каналам пор они проникают к активным группам и гидратируют их. Таким образом, причиной набухаемости ионита является не сама матрица смолы, а ионогенные группы, неподвижно закрепленные в матрице.

При набухании любая точка ионита перемещается относительно своего исходного положения на то или иное расстояние в зависимости от количества связующего вещества в матрице смолы и количества активных групп. В результате иониты увеличиваются в объеме в 1,5–2 раза. Набухание ионитов имеет предел, обусловленный наличием и количеством поперечных связей в полимерной структуре смолы. При этом количество воды или растворителя тем больше, чем меньше введено поперечной связки в макромолекулу ионита при синтезе. И, наоборот, относительно мало набухают смолы с большим процентом связующего вещества.

Набухание ионитов способствует диффузии ионов внутри зерен, увеличивает размер пор, благодаря чему увеличивается скорость процесса ионного обмена. Набухание ионитов характеризуется коэффициентом набухания, равным отношению удельного объема набухшей смолы к удельному объему смолы в воздушно-сухой форме:

$$K = V_n / V_c,$$

где V_n – объем набухшей смолы, см³, м³;

V_c – объем воздушно-сухой смолы, см³, м³.

При высыхании частицы ионита стремятся занять исходное или близкое к нему положение. В случаях частого набухания и высыхания перемещение частиц внутри смолы вызывает возникновение внутренних напряжений, которые ведут к появлению трещин

в зернах смолы и их раскалыванию при ударных нагрузках и, как следствие этого, к преждевременному износу и разрушению ионита. Поэтому при использовании ионообменных смол в производственных процессах нельзя допускать частого повторения набухания–высыхания.

Иониты также характеризуются **рабочей обменной емкостью**, которая выражает количество поглощенных ионов из раствора, считающихся полезными в данном технологическом процессе. Рабочая емкость ионита определяется отношением единицы массы сорбированного иона на единицу массы воздушно-сухой смолы, т.е. в мг/г, г/кг, кг/т.

На рабочую емкость ионитов влияет pH раствора. Рабочая емкость анионитов, применяемых для извлечения золота из растворов, зависит от его основности. Поглощающая способность слабоосновных анионитов меньше в щелочных растворах, чем в кислых. Рабочая емкость сильноосновных анионитов остается постоянной в широких пределах pH.

В общем случае рабочая емкость ионитов зависит не только от pH раствора, но и от природы и концентрации сорбируемых ионов. Эти факторы имеют существенное влияние на количество занимаемых ими активных групп внутри сорбента. При повышении концентрации поглощаемого иона в растворе емкость ионита в основном увеличивается, но в реальных условиях ионит встречает не только ионы растворенного электролита, но и ионы H^+ и OH^- . Оба вида этих ионов стремятся занять емкость ионита. Количество занимаемых активных групп тем или иным ионом зависит от сродства ионита к полезным ионам и соотношения концентраций полезных и посторонних ионов в растворе.

В ряде случаев многократного использования ионообменных смол отмечается значительное снижение рабочей емкости ионитов вплоть до прекращения сорбции. В этом случае говорят, что ионит «отравлен». Потеря ионитом ионообменных свойств объясняется необратимой сорбцией некоторых ионов вследствие образования прочных комплексов в смоле или осаждения труднорастворимых соединений в порах ионита.

Важной характеристикой ионитов является **селективность**. Производственные растворы в большинстве случаев имеют сложный ионный состав, из которого нужно извлечь на смолу ионы одного или двух видов. В этих случаях селективность ионита очень важна, поскольку, если ионит не обладает селективностью к полезному иону, рабочая емкость ионита по данному иону будет минимальной.

Поэтому при создании ионита необходимо так подбирать состав и соотношение ионогенных групп, чтобы обеспечивалась избирательность ионного обмена определенного сорта нужных ионов из раствора. При изучении селективности ионитов выявились следующие закономерности:

а) при одинаковых зарядах ионов в растворе предпочтительнее извлекаются менее гидратированные ионы, поскольку большие ионы являются причиной чрезмерного набухания, и упругая матрица смолы старается ослабить напряжение, т.е. сжаться. Кроме того, большие по радиусу ионы физически не могут проникнуть внутрь узких пор ионита;

б) ионы с большим зарядом сильнее притягиваются фиксированными ионами смолы, что также способствует большей селективности;

в) лучше поглощаются ионитом ионы, сильнее взаимодействующие с матрицей смолы вследствие образования химической связи или электростатического взаимодействия.

После синтеза каждый ионит проверяется на селективность для конкретных производственных растворов. Селективность выражается коэффициентом, который выражает соотношение количества сорбированного полезного иона к сумме всех сорбированных ионов из раствора. Хорошей селективностью обладают иониты с коэффициентом селективности $K_c = 0,5-0,6$, полностью селективными являются иониты, в которых K_c приближается к 1.

Наряду с кинетическими и обменными свойствами ионов большое значение имеет их **механическая прочность**. Механическая прочность характеризует сопротивление ионита к воздействию рабочей среды и различного рода нагрузок.

Ионообменная смола может подвергаться поверхностному разрушению при трении зерен друг о друга и о стенки аппаратов, изнашиваться в результате абразивного трения рудных частиц пульпы, разрушаться при колебаниях температуры и от ударных механических нагрузок при транспортировке ионита, отделении ионита от пульпы при выводе из технологического процесса сорбции. Другим видом износа и разрушения ионита являются напряжения в матрице смолы, возникающие при переходе из одной ионной формы в другую. В полном цикле «сорбция–регенерация» анионит АМ-2Б три раза меняет свою ионную форму.

Механическая прочность ионитов определяется по стандартной методике испытаний и выражается в процентах годного ионита за определенное время испытаний. Чем больше механическая прочность сорбента, тем меньше его износ в производственном процессе и, следовательно, меньше расход на единицу готовой продукции.

10.4. Механизм ионного обмена. Кинетика ионного обмена

В общем виде процесс ионного обмена можно представить в виде реакции обмена:



где **R** – углеводородная матрица ионита;

A и **B** – обменивающиеся ионы.

Установлено, что реакции ионного обмена протекают благодаря разности химических потенциалов обменивающихся ионов в фазе ионита и в растворе электролита. Поскольку противоион **A** в фазе ионита имеет высокую концентрацию, то при контактировании ионита с раствором он старается диффундировать в раствор, где его концентрация незначительна или равна нулю. Этим электронейтральность ионита нарушается, он получает избыточный заряд. Чтобы возвратиться к первоначальному положению электронейтральности и скомпенсировать полученный заряд, ионит вынужден поглощать из раствора эквивалентное количество другого иона **B** с тем же знаком заряда, что и противоионы. Вследствие поглощения ионов из раствора ионит снова становится электронейтральным.

Таким образом, диффузия противоионов из ионита в раствор и обратно ограничена условием сохранения ионитом электронейтральности. При этом компенсация электрического заряда фиксированных ионов при переходе ионов **A** из ионита в раствор осуществляется эквивалентным количеством ионов **B** из раствора того же знака. Иными словами, на ионы в системе ионит–раствор действует, с одной стороны, градиент концентраций, вызывающий диффузию, а с другой – электростатические силы, противодействующие диффузии ионов.

Процесс перераспределения ионов протекает до установления динамического равновесия, при котором для каждого подвижного иона воздействие электрического поля уравнивается диффузионным потоком. В случае ионообменного равновесия количество противоионов, переходящих из фазы ионита в раствор, эквивалентно количеству ионов того же знака, но другого сорта, переходящих из раствора в фазу ионита.

С точки зрения кинетики процесс ионообмена можно представить в несколько стадий:

1. Диффузия ионов в растворе к поверхности зерна ионита.

2. Диффузия ионов внутри зерна ионита.
3. Протекание реакции обмена.
4. Диффузия вытесненного противоиона изнутри к поверхности зерна.
5. Диффузия вытесненного противоиона в объем раствора.

Стадии первая и пятая, вторая и четвертая по сути одинаковы, но обратны по знаку. Поскольку процесс ионообмена многостадийный, общая скорость обмена определяется протеканием самой медленной стадии.

Многочисленными исследованиями установлено, что химическая реакция обмена (третья стадия) осуществляется очень быстро и, как правило, не определяет общей скорости ионообмена. Отсюда становится ясно, что в кинетике ионного обмена решающую роль играют диффузионные процессы. Об этом свидетельствует большое число экспериментальных данных, полученных в статических и динамических условиях.

Эти данные показывают, что скорость ионообмена во многом зависит от зерна ионита – при уменьшении размера зерна ионита скорость ионного обмена возрастает. Отсюда следует, что скорость ионного обмена определяется скоростью диффузии ионов либо непосредственно в зерне ионита, либо в неподвижном слое жидкости, называемом пленкой, окружающем зерно ионита. Диффузию ионов в зерне ионита принято называть **гелевой** диффузией, диффузию ионов через пленку – **пленочной**.

Гелевая диффузия протекает чаще всего медленнее, чем диффузия в растворе. Происходит это по нескольким причинам. Во-первых, часть пространства в ионите занята цепями полимерных молекул и поэтому недоступна для диффузии. Во-вторых, путь диффундирующих ионов в смоле длиннее, так как ионам приходится перемещаться по сложным траекториям. Реальная картина перемещения ионов в зерне ионита намного сложнее, а сам процесс гелевой диффузии зачастую сопровождается рядом побочных явлений. В связи с этим учесть все факторы, влияющие на диффузию ионов внутри ионита, невозможно. Однако для простейших случаев получены некоторые количественные соотношения. Так, если оба обменивающихся иона обладают одинаковой подвижностью внутри ионита, то справедливо следующее соотношение:

$$T = r^2/D_{и},$$

где **T** – время установления равновесия, **r** – радиус зерна ионита, **D_и** – коэффициент диффузии в смоле.

Из приведенного соотношения видно, что с увеличением коэффициента диффузии ионов время перемещения ионов уменьшается, следовательно, скорость обмена возрастает. Коэффициент диффузии зависит от процента шивки ионита: чем больше содержится дивинилбензола в смоле, тем меньше коэффициент диффузии, тем, соответственно, больше скорость ионообмена. Формула показывает также, что скорость гелевой диффузии прямо пропорциональна квадрату радиуса зерна смолы. Это значит, что с увеличением крупности зерен удлиняется путь перемещения ионов внутри ионита и скорость диффузии уменьшается, соответственно, уменьшается скорость ионного обмена.

Рассмотрим, что происходит при **пленочной** диффузии. Вокруг каждого зерна ионита в растворе находится пленка жидкости, которая благодаря силам молекулярного сцепления относительно прочно связана с поверхностью зерна. В этой пленке перемешивания нет, поэтому перенос ионов через нее идет только вследствие диффузии. Установлено, что скорость диффузии в пленке зависит от ее толщины и разницы концентраций раствора на внешней и внутренней ее границе, а также от коэффициента диффузии в растворе. Все эти факторы связаны между собой соотношением:

$$T = (a/D_p) (C_n - C_s),$$

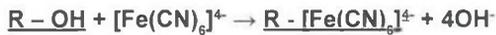
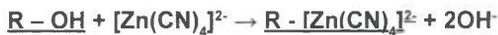
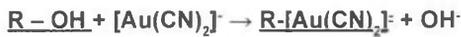
где a – толщина пленки, D_p – коэффициент диффузии в растворе, C_n и C_s – концентрации ионов на поверхности зерна ионита и на внешней границе пленки. Из формулы следует, что скорость диффузии в пленке можно увеличить путем уменьшения ее толщины в результате более интенсивного перемешивания раствора с ионитом, а также путем увеличения разницы концентраций ионов на границе пленки путем увеличения концентрации ионов в растворе.

В сорбционном процессе извлечения золота из раствора пульпы скорость ионного обмена определяется, в основном, гелевой диффузией ионов, т.к. процесс сорбции идет при интенсивном перемешивании анионита с цианистой пульпой. На стадии регенерации смолы скорость ионообмена чаще всего лимитируется пленочной диффузией ионов, поскольку процесс идет в неподвижном слое ионита без перемешивания.

На скорость ионного обмена положительное влияние оказывает *повышение температуры* процесса. С увеличением температуры коэффициент диффузии ионов внутри ионита и в растворе значительно повышается, что ведет к увеличению скорости ионного обмена и, как следствие, увеличению эффективности технологического процесса. Однако повышение температуры в пульповом процессе требует больших энергетических затрат и, как правило, не оправдывается некоторым увеличением технологических показателей процесса. Наоборот, в процессе регенерации ионообменной смолы повышение температуры приводит к существенному увеличению скорости десорбции в раствор как благородных металлов, так и ионов-примесей.

Но увеличивать температуру процесса при регенерации ионитов свыше $60\text{ }^\circ\text{C}$ нецелесообразно, так как смолы имеют ограниченную термическую стойкость и при нагреве до температуры свыше $60\text{ }^\circ\text{C}$ возможно разрушение зерен смолы и отщепление активных групп, что приводит к уменьшению емкости ионита.

В процессе цианистого сорбционного выщелачивания в растворах присутствуют не только цианистые комплексы золота и серебра, но и цианидные комплексные ионы цветных металлов и железа, которые также хорошо поглощаются анионитом АМ-2Б по реакциям:



Анионит хорошо поглощает простые ионы цианида:



Из реакций следует, что ионит обменивается одним противоионом OH^- с однозарядными цианистыми анионами золота и серебра и несколькими противоионами с многозарядными анионами цинка и железа. Вследствие этого щелочность раствора после сорбции увеличивается. Отсюда следует, что процесс сорбции золота и серебра анионитом АМ-2Б нужно в целях экономии вести при $pH=9,0-9,5$, т.к. в конце процесса раствор становится сильнощелочным.

В результате протекания побочных реакций обмена с цианистыми комплексами цветных металлов и железа часть активных групп ионита оказывается занятой, а это обстоятельство снижает рабочую емкость ионита по золоту и серебру, что нежелательно. Количество примесей, содержащихся в насыщенной смоле, зависит от химического состава руды и режима ее цианирования. В связи с этим исследованиями был установлен ряд сродства цианистых комплексов металлов для анионита АМ-2Б, который имеет вид:



Этот ряд показывает, что анионит имеет наибольшее сродство к золоту и далее по нисходящей к цинку, никелю, серебру. Поскольку анионит работает в противотоке, при его насыщении происходит вытеснение ионов из фазы ионита в обратном порядке, т.е. анионы серебра вытесняют анионы меди и железа, а ионы золота могут вытеснять все другие ионы, стоящие справа от золота, в т.ч. и ионы серебра.

10.5. Изотерма сорбции. Принцип противотока

Ионообменное равновесие для каждого сорта ионов в принятых условиях и постоянной температуре характеризуется кривыми насыщения, называемыми **изотермами сорбции**. Они выражают зависимость емкости ионита по поглощаемому иону от его равновесной концентрации в растворе (рис. 10.2). Изотермы сорбции выражают графически и строят в координатах: емкость смолы по извлекаемому иону – концентрация тех же ионов в растворе.

Изотермы сорбции получают следующим образом: несколько одинаковых навесок свежей ионообменной смолы приводят в контакт с разными объемами исследуемого раствора с определенным ионом. Каждый объем раствора перемешивается с ионитом до тех пор, пока не установится ионообменное равновесие (равновесие определяют по концентрации извлекаемого иона в растворе, пока концентрация не станет постоянной). При наступившем равновесии значения концентраций извлекаемого иона в смоле и в растворе наносят на график и по полученным точкам строят кривую.



Рис. 10.2. Изотермы сорбции одного иона на различных ионитах

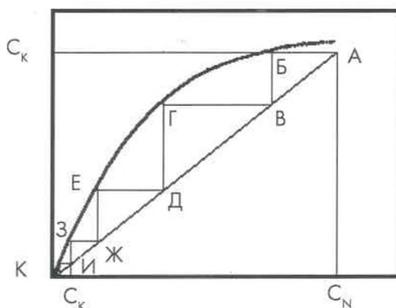


Рис. 10.3. Графический метод расчета числа ступеней сорбции

Каждая точка изотермы соответствует определенному состоянию ионообменного равновесия в системе ионит–раствор, когда каждому значению концентрации сорбируемого иона в смоле отвечает одно значение концентрации этого же иона в растворе.

Изотерма сорбции выражает предельный закон насыщения в равновесных условиях для каждой конкретной системы ионит–раствор.

На **рисунке 10.2** изображена группа изотерм сорбции для одного и того же иона, но на различных ионитах. Анализ этих изотерм позволяет сделать ряд заключений. Ионит 1 обладает наибольшей селективностью при достаточно высокой емкости по данному иону. Об этом говорит резкий подъем кривой 1 при малых равновесных концентрациях иона в растворе, что позволяет извлекать его с достаточной полнотой. Иониты, имеющие изотерму такого типа, благоприятны для извлечения благородных металлов из раствора.

Ионит на кривой 2 обладает также высокой емкостью, но менее селективен, чем предыдущий. Ионит на кривой 3 имеет наиболее распространенную форму изотермы. Он обладает несколько меньшей емкостью в растворах с повышенной концентрацией, о чем свидетельствует почти горизонтальный участок кривой 3. Ионит 4 характеризует процесс физической сорбции и практически непригоден для использования в пульповых процессах.

Необходимо отметить, что положение кривой изотермы в значительной степени зависит от ионного состава растворов, поэтому для растворов переменного ионного состава снимают, как правило, несколько изотерм сорбции.

Изотермы сорбции позволяют рассчитывать графически необходимое количество ступеней сорбции для полного извлечения из раствора полезного иона или, что то же самое, количество сорбционных аппаратов в технологической цепочке.

Для расчета задается степень извлечения металла и конечная концентрация его в растворе C_n после сорбции. Исходную начальную концентрацию металла C_n в исходном промышленном растворе принимают по результатам предварительных промышленных испытаний. Далее выбирают степень использования ионита или рабочую емкость ионита и наносят на график изотермы.

По этим данным находят точки **А** и **И** (**рис. 10.3**), по которым проводят рабочую линию процесса. После этого строят ломаную линию **АВГДЕЖЗИК**, состоящую из вертикальных и горизонтальных линий, которые пересекают кривую изотермы и рабочую линию. По количеству горизонтальных отрезков на графике подсчитывают число ступеней сорбции, в нашем случае их пять. Из графика (**рис. 10.3**) видно, что процесс сорбции в каждом аппарате идет до установления ионообменного равновесия, на что указывают точки пересечения горизонтальных отрезков **Б**, **Г**, **Е**, **З**, **К** с кривой изотермы. При этом в каждой ступени концентрация полезного иона в растворе становится меньше, т.е. $C_n < C_B < C_D < C_E < C_K$.

Таким образом, чтобы обеспечить максимальное извлечение металла, мы должны на каждой ступени сорбции обеспечивать сдвиг равновесия в системе ионит–раствор путем добавления свежего сорбента и вывода такого же количества сорбента с равновесным содержанием металла в следующую ступень. Именно этот постоянный сдвиг равновесия по ступеням сорбции является движущей силой сорбционного процесса, и чем она больше, тем меньше требуется аппаратов, тем эффективнее идет процесс. Отсюда ясно, что выпуклая кривая изотермы более предпочтительно для технологии, так как позволяет иметь самую большую движущую силу процесса и добиваться максимального извлечения при минимальном количестве аппаратов в цепочке.

Постоянный сдвиг равновесия наиболее эффективно осуществляется путем применения *принципа противотока*, при котором навстречу потоку пульпы или раствора перемещается поток сорбента. При противотоке свежий или регенерированный сорбент загружается в последнюю ступень сорбции и с помощью дренажных сетчатых устройств перемещается по аппаратам в голову технологической цепочки. В каждом последующем аппарате сорбции менее насыщенный ионит контактирует с более концентрированным по металлу раствором и, таким образом, к моменту выгрузки из первого аппарата сорбент становится максимально насыщенным металлами.

Противоток сорбент↔раствор становится тем инструментом, с помощью которого обеспечивается максимальная движущая сила процесса на каждой ступени сорбции – сдвиг равновесия. Принцип противотока позволяет рабочую линию сорбционного процесса держать на максимальном расстоянии от кривой изотермы и добиваться минимальных потерь металла в хвостах или в отработанных растворах. И тот, кто лучше и квалифицированнее пользуется этим инструментом, точнее выдерживает потоки сорбента и пульпы в аппаратах, тот добивается лучших показателей технологического процесса сорбции по извлечению ценных металлов.

10.6. Механизм извлечения металлов активированным углем

Исследованиями механизма сорбции золота и серебра активными углями занимались в институте «Иргиредмет» в 80–90-х годы прошлого века. Чернов В.К. и Войлошников Г.И. выполнили большой комплекс исследований по изучению основных физико-химических закономерностей процесса сорбции золота и серебра активными углями из цианистых растворов.

Снятием прямых и обратных изотерм сорбции золота для активных углей различных марок было подтверждено наступление сорбционного равновесия в системе «уголь – цианидный раствор золота». Однако наступление сорбционного равновесия не означает, что механизм сорбции золота на активные угли имеет ионообменный характер. Дальнейшими исследованиями было установлено, что золото при сорбции из цианидного раствора присутствует на угле в полностью окисленном состоянии и не восстанавливается до металлического, как считалось ранее. Полученные в исследованиях экспериментальные данные неопровержимо свидетельствуют о невозможности восстановительного механизма сорбции цианидных комплексов золота и серебра активным углем.

Установленный многими исследователями факт наличия на поверхности угля кислорода должен был бы обуславливать его ионообменные свойства. Однако проведенные опыты по сорбции золота на активный уголь из цианидных растворов выявили следующие закономерности, не вписывающиеся в теорию ионного обмена. В таблице 10.1 представлены результаты опытов по сорбции золота из цианистого раствора (без избытка NaCN) на активированный уголь.

Таблица 10.1

№№ опыта	pH до сорбции	pH после сорбции	Остаточная кон-ция Au в растворе, мг/л	Емкость угля по Au, мг/г	Кoeffициент распределения $K \cdot 10^{-3}$
1	2,15	2,2	4,78	59,5	12,4
2	3,00	3,30	4,96	59,0	12,0
3	3,75	6,2	4,98	59,0	11,9
4	5,15	6,5	5,26	58,5	11,1
5	5,85	6,9	5,32	58,4	11,0
6	6,8	7,9	5,49	58,0	10,6
7	8,1	8,5	5,64	57,7	10,2
8	9,00	8,7	5,76	57,5	10,0
9	9,95	9,7	5,76	57,5	10,0
10	10,95	10,7	6,36	56,3	8,9
11	11,9	11,8	7,5	54,0	7,2
12	13,85	13,8	9,3	49,8	5,4

Эта таблица показывает, что при сорбции цианидного комплекса золота из кислой среды раствора (рН до сорбции 2,15–6,8) и до рН=9 раствора величина рН в растворе после сорбции увеличивается, но незначительно (рН после сорбции от 2,2 до 8,5 в опытах 1–7), но все-таки раствор подщелачивается. Но начиная с рН=9 раствор после сорбции подкисляется, т.е. рН уменьшается (опыты 8–9), но тоже незначительно. Если подсчитать рН раствора после сорбции с точки зрения теории ионного обмена, то окажется, что оно должно быть на 2 единицы меньше, чем в опытах. Увеличение рН раствора после сорбции в кислой области свидетельствует о сорбции нейтральных молекул $\text{HAu}(\text{CN})_2$, причем они обладают бóльшей сорбционной способностью, нежели молекулы $\text{NaAu}(\text{CN})_2$.

При изучении механизма сорбции на активный уголь выяснилось, что с ростом температуры сорбция золота и серебра снижается, что подтверждается снижением равновесной емкости угля при повышенной температуре процесса.

При изучении селективности сорбции на различных типах активных углей был установлен ряд средства цианидных комплексов металлов, который имеет вид:



Для сравнения приводим ряд средства цианидных комплексов металлов для анионита АМ-2Б:



Как видно из приведенных рядов, активированный уголь более селективен к благородным металлам, чем анионит АМ-2Б.

Установленные закономерности сорбции золота и серебра на различных типах активных углей: незначительное изменение рН при сорбции из цианистых растворов, влияние рН на емкость угля, свидетельствует о том, что ионный обмен для активных углей не является определяющим. Тем не менее с большой степенью достоверности для активных углей можно применять основные положения теории ионообменного процесса при определении технологических параметров для реализации реального процесса извлечения золота и серебра из цианистых растворов и пульп.

10.7. Немного истории о применении активных углей

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 часто сопоставляют только отдельно взятые свойства сорбентов, такие как рабочая емкость и селективность. Однако целесообразнее сопоставлять 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, необходимо, 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 РосИОН – аналог АМ-2Б, далеко уступает активным углям. Как известно, анионит термически устойчив только до температуры 60 °С и очень боится минусовых температур, т.к. содержащаяся в ионите влага на морозе замерзает и раскалывает зерна смолы. Поэтому анионит в отличие от угля необходимо хранить при положительной температуре, а применять в определенном интервале температур – от 80 °С до 60 °С, что накладывает определенные ограничения на использование ионитов в промышленности и требует дополнительных затрат при их транспортировке и хранении.

Угли при замачивании не набухают, их можно многократно увлажнять, высушивать, транспортировать и хранить в сухом состоянии при любых температурах. Аниониты при высушивании и повторном увлажнении растрескиваются, поэтому их производят и поставляют потребителю во влажном состоянии, соответственно, 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 аппаратов сорбции.

Во влажном состоянии гранулы угля имеют объемный 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.

Изучению и сравнению сорбционных свойств активных углей и анионитов посвящено немало исследований и печатных работ. Если обобщить все полученные данные, можно сделать такой вывод: угли лучше поглощают золото и серебро из сложных по составу растворов, аниониты – из растворов сравнительно простого состава. При равной емкости по металлу угли во влажном состоянии имеют в 1,5 раза большую объемную емкость, 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.

Для наглядности сравнительные характеристики анионита АМ-2Б и активного угля, применяемых в технологии извлечения золота, сведены в таблицу 10.2.

Сравнение характеристик ионита и активного угля

№№ п/п	Характеристика, параметры	Анионит АМ-2Б	Активные угли АГ-90, АГ-95, импортные
1.	Термическая устойчивость, °С	60	600–700
2.	Условия хранения в зимнее время	1. В помещении при $T = +3 +5$ °С 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	20–100
7.	Рабочая емкость по золоту, г/кг	3–15	3–15
8.	Объемная емкость по золоту, г/л	1,0–3,0	1,5–7,5
9.	Стоимость 1 т (тыс. руб.)	>200	45–55*

Примечание: * стоимость импортных углей в 1,5 раза выше стоимости отечественных.

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, т.е. там, где необходима селективность извлечения золота и серебра. Анионообменные иониты, конечно же, хорошо могут работать на растворах с более простым ионным составом и в пульпах с более 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 и предприятия, использующие процесс кучного выщелачивания, в настоящее время проектируются и строятся с использованием активных углей.

10.8. 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 показали, что золото депрессирует сорбцию серебра значительно, но серебро оказывает на золото меньшее влияние.

Активные угли слабо сорбируют цианистые комплексы цветных металлов, однако очень высокое содержание комплексных ионов-примесей в растворе может оказывать серьезное 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 имеет к аниону золота и меньшее – к аниону серебра, еще меньшее – к аниону никеля и т.д. Если цианистые комплексы меди, цинка, никеля, кобальта находятся в 3- или 4-валентной формах, то их сорбция на уголь не существенна, и в этом случае сорбция золота на уголь депрессируется незначительно.

В качестве иллюстрации сказанного приводим данные по содержанию золота, серебра, меди и цинка в жидкой фазе пульпы и в угле в разрезе пачуков цеха гидрометаллургии Холбинского рудника.

Таблица 10.3

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

Анализ данных таблицы показывает, 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 остается достаточно высоким 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 $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ и $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{3-}$, которые из-за малого диаметра пор почти не сорбируются на уголь.

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 сорбируется на уголь, а в форме 2- и 3-валентных 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 2- и 3-валентных цианистых комплексов. Но при концентрации цианида меньше 0,22% медь переходит в раствор уже в виде одновалентного цианистого комплекса $[\text{Cu}(\text{CN})_2]$, который хорошо сорбируется на уголь наравне с комплексными цианистыми ионами золота.

Приведенный в таблице 10.3 разрез пачуков сорбции хорошо иллюстрирует свойство 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, а 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 ионов золота транспортироваться в порах к месту сорбции. О снижении или полном исключении фактора кальцинации угля сказано ниже.

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.

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 Холбинского рудника 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 установлено, что наличие органических веществ в продуктах цианирования, особенно флотоконцентрата, резко снижает эффективность сорбции. На-

пример, бутиловый ксантогенат калия (БКК) оказывает депрессирующее действие как на сорбцию золота, так и на сорбцию 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 Ирригредметом 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 проведения операции кондиционирования вскоре отказались.

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

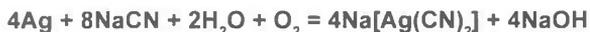
В исследованиях Ирригредмета использовался порошковый уголь КАД-молотый, который достаточно хорошо сорбирует флотореагенты. Уголь не отделяли от пульпы после кондиционирования, а направляли в процесс цианирования и сорбции. Нам представляется, что процесс кондиционирования пульпы с использованием порошкообразного 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.

10.9. 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 имеются месторождения, 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 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 золотосеребряных растворов как физико-химических систем. Металлическое серебро, находящееся в составе природного золотосеребряного сплава электрума, сравнительно легко растворяется в цианистом растворе:

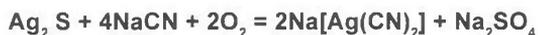


Кислород в этой реакции выполняет ту же роль, что при растворении золота.

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 золотосеребряной руды Карамкенского месторождения были получены интересные результаты по сорбционному цианированию золота и серебра в виде кинетических кривых, представленных на рисунках 10.4 и 10.5.

Из рассмотрения 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%.
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, равную 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 извлечения серебра в раствор при цианировании руды являются повышенная концентрация цианида в пульпе и большая продолжительность процесса.

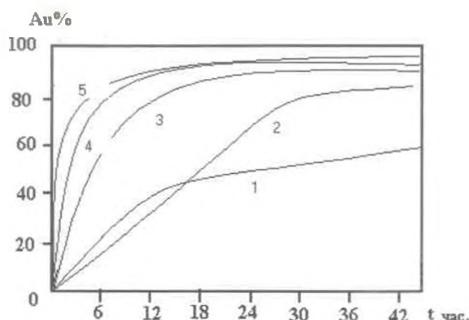


Рис. 10.4. Зависимость извлечения золота в раствор от продолжительности цианирования. NaCN, %: 1 – 0,035; 2 – 0,07; 3 – 0,10; 4 – 0,15; 5 – 0,40

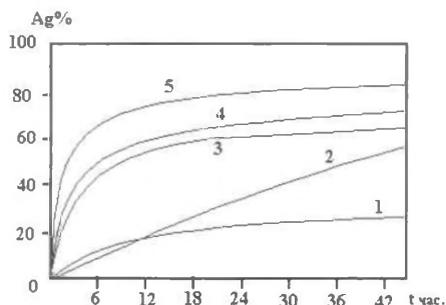


Рис. 10.5. Зависимость извлечения серебра в раствор от продолжительности цианирования. (Кривые 1–5 при NaCN в % на рис. 10.4)

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 правее 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 Ирриредмет и предусматривает извлечение золота в первой стадии сорбции, серебра – во второй и раздельную регенерацию насыщенных ионитов, которые выводятся из каждой стадии отдельно.

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

Практикой работы Самартинского ЦГМ в 1998–2002 гг. подтверждено описанное выше 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 означает, 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 полностью извлекать из пульпы на уголь все растворенное серебро, необходимо вводить вторую стадию сорбции для серебра с установкой дополнительных пачуков и дополнительного оборудования для автоклавной десорбции. Однако 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.

Глава 11. ТЕХНОЛОГИЯ И ПРАКТИКА ПРОЦЕССА СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

11.1. Достоинства и недостатки процесса сорбционного выщелачивания золота

До 70-х гг. XX 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 трудозатрат. Оборудование фильтрации и промывки на золотоизвлекательных фабриках занимает почти половину производственных площадей.

При фильтрации цианистых пульп, особенно с высоким содержанием глины и тонких шламов, не достигается полной отмывки 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 «смдла в пульпе», с применением активированного угля – «уголь в пульпе».

После сорбционного выщелачивания насыщенный драгметаллами 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, что обусловлено, с одной стороны, частичной сорбцией вредных примесей, тормозящих растворение золота, а с другой – при сорбционном цианировании имеет место сдвиг равновесия при растворении 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 °С и 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 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 элементарно 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 фабриках России и СНГ.

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

11.2. Технологические параметры процесса сорбционного выщелачивания

Извлечение золота и серебра на сорбент в настоящее время осуществляют двумя способами.

Первый – предварительное цианирование золота в пульпе с последующей сорбцией растворенного золота на сорбент (процесс С1Р).

Второй способ – прямое сорбционное цианирование пульпы с одновременной подачей в процесс цианистого раствора и сорбента (процесс С1П).

Исследования и практика работы показали, 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.

Высокая насыщенность сорбента золотом достигается первым способом, когда руду или концентрат перед сорбцией подвергают операции **предварительного цианирования**. В этом случае больше половины золота из твердой фазы переходит в жидкую фазу пульпы. Прочианированная предварительно пульпа с максимальной концентрацией золота в жидкой фазе поступает в процесс сорбционного выщелачивания, где происходит его сорбция на активный уголь и одновременно протекает дорастворение золота. Включение в схему операции предварительного цианирования обеспечивает не только максимальное насыщение угля, но и максимальное извлечение золота на уголь.

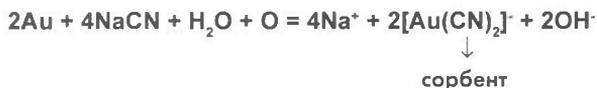
Предварительное цианирование пульпы осуществляется в том случае, если в руде или концентрате отсутствуют поглотители цианида или углистые вещества, способные сорбировать растворенное золото, а также в случае, когда процесс цианирования не осложняется большим содержанием окисленных минералов меди, цинка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

При обработке золотосодержащих материалов, в которых имеются углистые вещества или другие минералы, затрудняющие процесс растворения золота, применяют второй способ – цианирование пульпы проводят в присутствии сорбентов, т.е. **прямой процесс сорбционного выщелачивания** благородных металлов. В этом случае ионит или активный уголь выступают в качестве более сильных конкурентов природным сорбентам. При переходе золота в жидкую фазу вся или большая часть растворенного металла поглощается искусственным сорбентом, концентрация которого в пульпе должна намного превышать содержание природных сорбентов в перерабатываемом сырье.

И в первом и во втором способах извлечения золота из сырья имеет место совмещенный во времени процесс сорбционного выщелачивания. Только при первом способе золото сначала растворяется в операции предварительного цианирования, а затем в процессе сорбционного выщелачивания дорастворяется и поглощается сорбентом. При втором способе вся масса золота растворяется цианидом и извлекается на сорбент одновременно. При осуществлении второго способа извлечения золота насыщенность сорбента металлом меньше, чем в первом, т.к. технологический процесс необходимо проводить с большей концентрацией сорбента.

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:



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.

Технологические параметры процесса сорбционного выщелачивания не зависят от вида применяемого сорбента – будь то аннионит или активированный уголь. Поэтому рассматриваемые здесь технологические характеристики применимы к процессам «смола в пульпе» и «уголь в пульпе».

К основным технологическим параметрам процесса сорбционного цианирования 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 сорбент. 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 определяется по формуле:

$$T_c = V/P,$$

где T_c – время сорбционного выщелачивания пульпы, час;

V – суммарный объем всех сорбционных аппаратов, m^3 ;

P – поток пульпы, $m^3/час$.

Поскольку время процесса задается «Картой технологического режима» и является для данной конкретной руды или концентрата величиной определенной, 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 регламентную, иногда не выдерживается 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 сорбента, находящегося в сорбционной аппаратуре. Единовременная загрузка должна обеспечивать:

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

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

Единовременная загрузка сорбента определяется как его концентрация в пульпе, выраженная в объемных процентах или в литрах на $1 m^3$ пульпы.

Концентрация сорбента 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 сорбента золотом или, другими словами, максимальную рабочую емкость. Время пребывания сорбента в аппаратуре обычно составляет 150–200 часов, т.е. от момента загрузки свежего или регенерированного угля или анионита в процесс сорбции до момента выгрузки насыщенного металлами сорбента проходит 5–8 суток.

Естественно, что продолжительность пребывания угля или ионита в процессе сорбции зависит от **потока сорбента**, 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 в процессе связаны соотношением:

$$T_y = E/q,$$

где T_y – время пребывания сорбента в процессе, час;

E – единовременная загрузка сорбента, л;

q – поток сорбента, л/час.

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

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

11.3. 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 (крепезный материал). Щепка в сорбционном процессе, как указывалось выше, оказывает отрицательное влияние, поэтому при переработке флотоконцентрата нужно обязательно предусматривать операцию выделения щепы (лучше всего улавливать щепу перед сгущением пульпы флотоконцентрата).

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, интенсивного перемешивания пульпы в аппаратах, 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 к золоту 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 рудной пульпой 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 расходующийся 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 накислораживание 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 отрицательное 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 распульковкой кека. Щелочная обработка способствует удалению остатков ксантогената из флотоконцентрата и тем самым улучшает показатели процесса сорбционного цианирования. Эта операция называется кондиционированием пульпы.

Применяемые при флотации руды реагенты-пенообразователи также осложняют проведение процессов цианирования и сорбции флотоконцентрата, вызывая обильное пенообразование при пневматическом 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 перед сорбцией 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 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.

Следует отметить, что при перемешивании пульпы флотоконцентрата в емкостях с механическими перемешивающими устройствами (МПУ) пенообразование почти не наблюдается, т.к. в этом случае образующаяся пена тут же разрушается под действием вращающихся лопастей МПУ.

Исследовано несколько способов подавления пены с применением добавок других реагентов. Наиболее эффективно подавляет пену 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 на ЗИФ им. Матросова и на Северо-Енисейской ЗИФ, где в процесс поступал флотоконцентрат с хвостами амальгамации, присутствие ртути снижало 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 попадания ртути в процессы цианирования и сорбции.

11.4. Двухстадийная схема извлечения золота и серебра

Использование свойства селективности сорбентов по отношению к благородным металлам было реализовано в технологической схеме двухстадийного сорбционного процесса на Карамкенской ЗИФ (рис. 11.1), разработанной институтом Ирриредмет в 1976–1978 гг. Технология предусматривает извлечение золота на анионит АМ-2Б в первой стадии сорбции, серебра – во второй и отдельную регенерацию насыщенных ионитов, которые выводятся из каждой стадии отдельно.

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 частиц самородного золота, представляющего собой природный сплав 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 небольшую – по золоту. Из второй стадии насыщенный серебром анионит направляется на регенерацию в отдельную цепочку колонн. Таким образом, из процесса сорбции выводятся два вида насыщенного анионита – «золотой» и «серебряный». Каждый из этих сорбентов перерабатывался в отделении регенерации по отдельной цепочке с получением золото- и серебросодержащих регенератов, из которых драгметаллы осаждаются на катоде в виде катодных осадков в процессе электролиза.

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

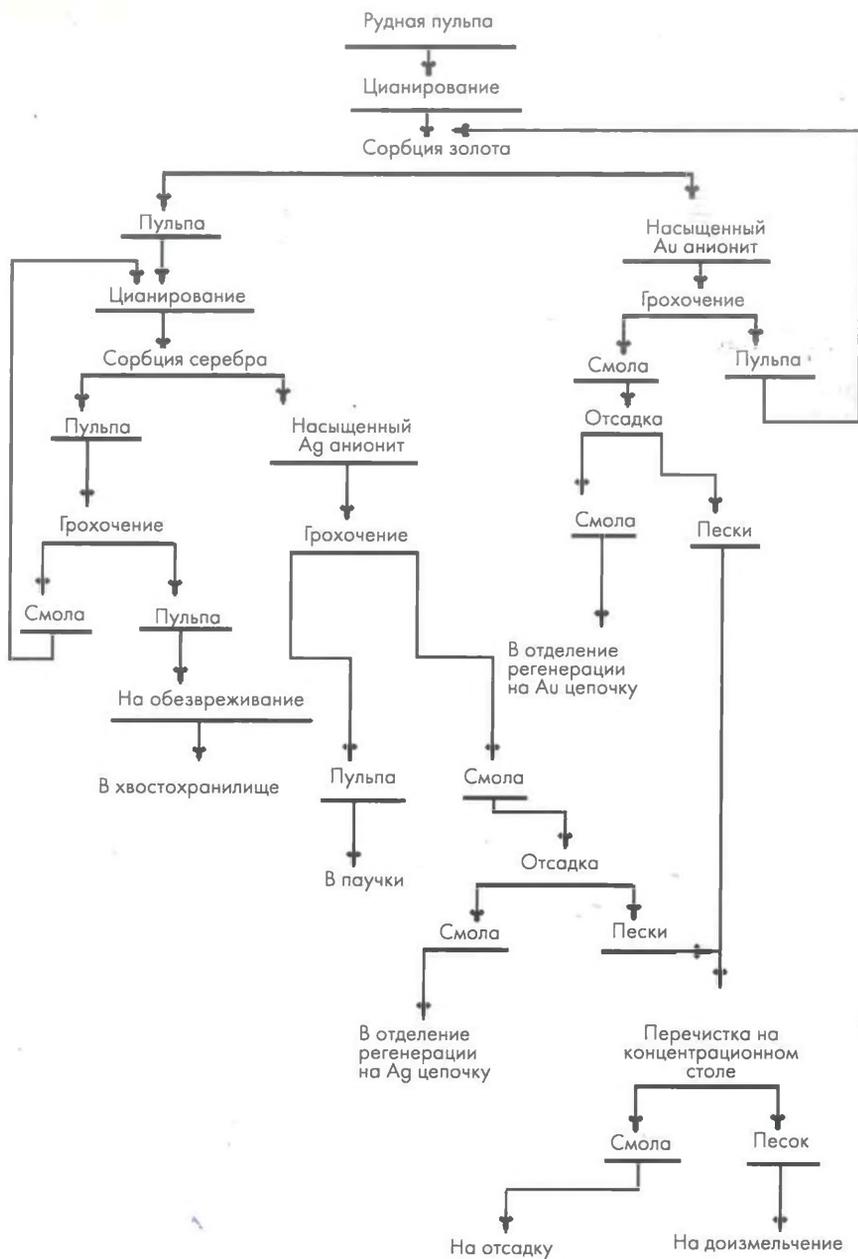


Рис. 11.1. Технологическая схема двухстадийного процесса извлечения золота и серебра на Карамкенской ЗИФ

11.5. Устройство оборудования для цианирования и сорбции

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

1. Чаны и емкости с механическими мешалками.
2. Пачуки с перемешиванием пульпы сжатым воздухом.
3. Агитаторы с комбинированными устройствами перемешивания – механическими мешалками и сжатым воздухом (пневмомеханические).
4. 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 первой половине XX века в промышленности. Более эффективным аппаратом для цианирования пульпы является **контактный чан**, представленный на **рисунке 11.2**.

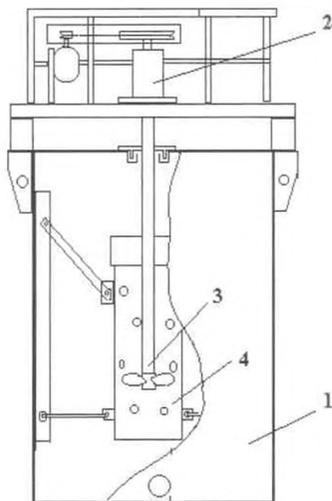


Рис. 11.2. Контактный чан КЧ-1,6:

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

Контактный чан состоит из цилиндрического чана 1, электропривода 2, импеллера, диффузора 4. Импеллер выполнен в виде 3-лопастного 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 патрубков, 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. Чаны марки КЧ изготавливаются на рабочие объемы от 0,8 до 100 м³.

Емкости выщелачивания с МПУ

В последнее время получили наибольшее распространение для осуществления процесса цианирования рудных пульп и концентратов специальные емкости выщелачивания с механическими перемешивающими устройствами (МПУ).



Рис. 11.3. Привод МПУ



Рис. 11.4. Вид мешалки внутри чана

На **рисунке 11.4** показана 3-лопастная мешалка внутри чана выщелачивания, имеющего рабочий объем 370 м³. МПУ состоит из вала с трехлопастными мешалками, размещенными по высоте в два или три яруса, что позволяет обеспечивать интенсивное перемешивание пульпы во всем объеме емкости выщелачивания. Вал с лопастями приводит во вращение мотор-редуктор, который располагается на крышке емкости (**рис. 11.3**) и соединяется с валом двусторонней муфтой.

При цианировании пульпы в емкость с мешалкой подается отдельно сжатый воздух, но не для перемешивания, а с целью доставки кислорода в зону реакции. В этом случае расход существенно ниже, чем при пневматическом перемешивании пульпы. Сжатый воздух подается в аэраторы специальной конструкции, которые устанавливаются внутри емкости в придонной зоне.

Емкости выщелачивания с МПУ для цианирования располагают каскадом таким образом, чтобы перепад высот между емкостями составлял не менее 0,5 м, что обеспечивает самотек пульпы по всем аппаратам в каскаде. Во избежание проскока (непрореагировавшей пульпы с цианидом) слив каждой емкости заводится трубой в последующую на 2–3 м от верхнего уровня пульпы.

Каждая емкость выщелачивания оборудуется патрубком аварийного выпуска пульпы с запорным клапаном прямооточного типа. Для размыва осевших песков в патрубке врезаются трубопровод воды под давлением с вентилем.

Аппараты выщелачивания с пневматическим перемешиванием пульпы

Пачук цианирования (рис. 11.5) представляет собой высокий цилиндрический чан с коническим днищем. Обычная 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 большого диаметра и трубки 3 для подачи сжатого воздуха. Высота циркулятора зависит от размера пачука и, как показала практика, должна быть не более одной трети 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 м³ на 1 м² сечения пачука в минуту. Давление подаваемого сжатого воздуха зависит от высоты пачука, концентрации твердого в пульпе. Обычно на перемешивание пульпы в пачуки подается сжатый воздух под давлением из расчета высоты столба пульпы в самом аппарате плюс 0,2–0,3 атм. избыточного давления.

Пачуки широко применяются в отечественной 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 цианирования лучше всего устанавливать в технологическую цепочку каскадно с перепадом высот для обеспечения транспортировки пульпы самотеком.

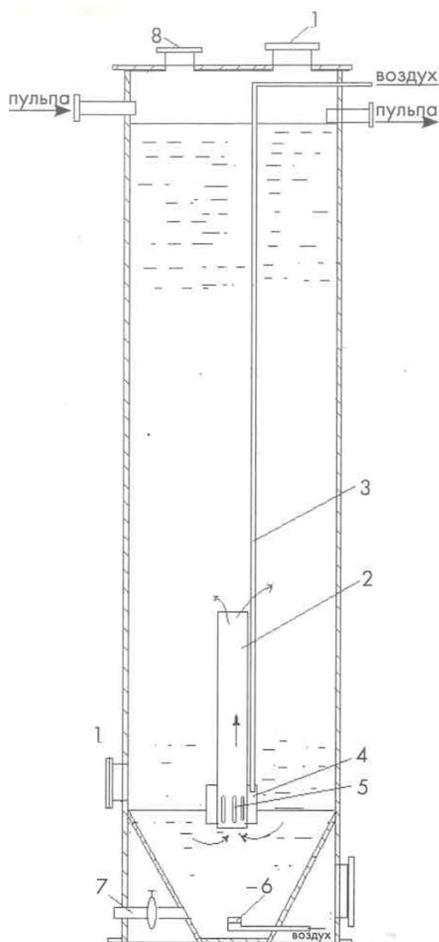


Рис. 11.5. Пачук цианирования

Типоразмерный ряд применяемых в настоящее время пачуков цианирования приведен ниже:

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 м³ применяются на фабриках с производительностью свыше 2000 т/сутки (Куранахская ЗИФ, Зерафшан–Мурунтау), с объемом 75–100 м³ – на фабриках средней производительности – 1000–2000 т/сутки (Многовершинная, Макмальская ЗИФ). Пачуки с рабочим объемом 20 м³ и меньше используются в основном для переработки флотоконцентратов (Северо-Енисейская ЗИФ, им. Матросова и др.).

Конусные реакторы для выщелачивания гравеоконцентратов

В последние годы в институте Ирриредмет разработан и получил промышленное применение конусный аппарат (рис. 11.6) для цианистого выщелачивания золота из гравитационных концентратов.

Аппарат представляет собой конусную емкость, собранную из четырех 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.



Рис. 11.6. Конусный реактор в разрезе

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, поверхность 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 и твердого материала 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 грузоподъемных механизмов в конус загружается 2–3 тонны концентрата, после чего из расходной емкости через генератор (емкость $V=0,5 \text{ м}^3$) насосом 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.

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, т	3,0–3,2
Масса аппарата, кг	855
Габаритные размеры LxВxН, м	2x2x4

Конусные аппараты выщелачивания нашли применение на фабриках и установках небольшой производительности для переработки методом цианирования гравитационных концентратов, в которых золото находится в свободном состоянии и в сростках размером не более 0,2 мм.

Цианирование в конусах можно проводить и с целью извлечения золота из серых и черных шлихов, получаемых при доводке шлюзовых концентратов на россыпях (из таких материалов гравитационными методами золото на россыпях практически не извлекают). Как указывалось выше, конусные реакторы можно применять для цианирования золотосодержащего магнитного скрапа, который получается при гравитационном обогащении как некондиционный продукт.

Пачуки сорбционного выщелачивания

Сорбционное цианирование пульпы осуществляют в **пачуках сорбционного выщелачивания**, оснащенных сетчатым дренажным устройством, транспортным аэролифтом. Пульпа в этих пачуках перемешивается сжатым воздухом. Принцип работы таких аппаратов ясен из схемы, приведенной на **рисунке 11.7**.

Перемешивание пульпы с находящимся в нем сорбентом производится сжатым воздухом, который подается в циркулятор 1. Для передачи пульпы в следующий аппарат, а ионита или угля в предыдущий служит транспортный аэролифт 2 и дренажное устройство (**рис. 17а**) Пульпа с сорбентом подается на сито дренажа аэролифтом принудительно. Сорбент отделяется от пульпы с помощью наклонно установленной сетки 4 с размером ячейки меньшим, чем размер зерен сорбента.

В пачуке на **рисунке 17б** пульпа с сорбентом подается аэролифтом 2 на сетку 8 таким образом, чтобы она свободно изливалась на сито 8. Такой способ уменьшает износ сетки сита от ударного воздействия потока пульпы и снижает разрушение сорбента. Далее пульпа без сорбента по желобу 3 под сеткой 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, 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 либо находиться под крышкой внутри пачука. Дренажное устройство состоит из расширителя 7, распределителя пульпы и неподвижного наклонного сита 8. Расширитель пульпы 7 предназначен для приема пульпы с сорбентом из аэролифта и отделения от нее воздуха, которой удаляется через вентиляционный патрубок 6. Распределитель пульпы представляет собой короб, в днище которого прорезаны щели, через которые

пульпа поступает 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.

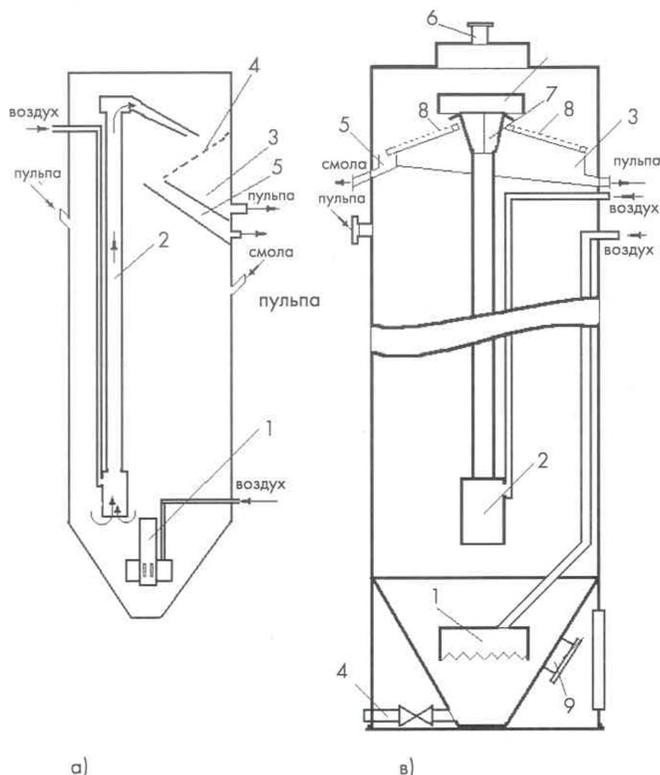


Рис. 11.7. Схема работы пачука сорбционного выщелачивания:
 а) пачук с принудительной подачей пульпы на сито дренажа; б) пачук со свободно изливающейся пульпой на сито

Сита выполняются в виде деревянных или стальных рамок, на которые натянута тканая сетка из нержавеющей стали 1X18Н10Т 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 $2\text{--}2,5 \text{ м}^3$ на 1 м^3 транспортируемой пульпы. Давление сжатого воздуха, подаваемого на перемешивание пульпы, как правило, не превышает 2 атм.

Подача сжатого воздуха на перемешивание и транспорт пульпы осуществляется раздельно. Обычно в отделении сорбции прокладываются два кольцевых 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 м³ 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.

Пачуки сорбции могут устанавливаться каскадно с перепадом высот и на ровной площадке без перепада высот. В последнем случае самотек пульпы из пачука в пачук выполняется лотками пульпы из дренажного устройства, которое расположено на крышке пачука, что обеспечивает нужный уклон транспортных пульповых лотков.

Емкости сорбционного выщелачивания с МПУ

За рубежом, а в настоящее время и на российских предприятиях широко применяются емкости сорбционного цианирования с механическими перемешивающими устройствами МПУ. При этом для осуществления принципа противотока в процессе сорбции обычные емкости с МПУ (описаны выше) оснащаются внутриемкостными грохотами и насосами передвижения угля навстречу потоку пульпы

Внутриемкостной грохот или погружной грохот (рис. 11.8) предназначен для удержания активированного угля в емкости сорбции. Пульпа поступает во внутреннее пространство грохота через просеивающую поверхность, выполненную из щелевой (шпальтовой) сетки, поднимается в корпус и перетекает в следующую емкость. Внутри корпуса погружного грохота находится шнек. Наружная клеть с лопатками, вращаясь вокруг щелевой сетки, препятствует накоплению угля вблизи просеивающей поверхности и служит для очистки сетки.



Рис. 11.8. Внутриемкостной (погружной) грохот

Грохот комплектуется цилиндрическим мотором-редуктором, имеющим усиленный подшипниковый узел и специальное исполнение для перемешивающих устройств. Мотор-редуктор вращает наружную клеть с лопатками. Погружной грохот помещается в емкость сорбции через проем в верхней крышке и крепится за борт емкости с помощью мощных крюков (крючья хорошо видны на рис. 11.8). Пульпа без угля изнутри грохота переливается через сливной порог в разгрузочную коробку.

Погружной грохот устанавливается в емкости так, чтобы вся просеивающая поверхность находилась в пульпе, т.е. ниже рабочего уровня пульпы. Несмотря на вращающиеся очистители цилиндрического сита грохота, щели его просеивающей поверхности время от времени забиваются частицами угля, которые имеют неправильную форму. Забивание углем сита грохота вызывает уменьшение пропускной способности потока пульпы, что видно по повышению уровня пульпы в емкости.

Основные технические характеристики грохота погружного:

Размер ячейки щелевой сетки	0,8 мм
Площадь поверхности щелевой сетки	3,0 м ²
Живое сечение поверхности щелевой сетки	30%
Мощность мотора-редуктора	2,2 кВт
Частота вращения вала	28 об/мин
Габаритные размеры LxВxН (без привода)	800 x 1150 x 2250 мм
Масса	780 кг

Грохот с такими характеристиками обеспечивает пропускную способность по потоку пульпы до 250 м³/час. Погружные грохоты производятся различных типоразмеров. Для каждой фабрики выбирается определенный типоразмер грохота по пропускной способности.

Передвижка угля навстречу потоку пульпы осуществляется вертикальными перекачными насосами (их еще называют угольными насосами), имеющими специальную конструкцию проточной части и рабочего колеса, чтобы при перекачке не разрушать уголь. Уголь из емкости в емкость перекачивается вместе с пульпой, но по сравнению с основным потоком перекачиваемый насосом объем пульпы невелик. Угольные насосы устанавливаются на крышке емкости выщелачивания так, чтобы рабочая часть насоса находилась под зеркалом пульпы. Как правило, перемещение угля по аппаратам сорбции осуществляется периодически таким образом, чтобы в каждом аппарате обеспечивать заданную концентрацию угля в пульпе.

На **рисунке 11.9** показан вид сверху емкости сорбционного выщелачивания с МПУ.



Рис. 11.9. Емкость сорбционного выщелачивания. Вид сверху

В центре крышки емкости располагается электропривод мешалки – мотор-редуктор МПУ, показанный синим цветом. В оранжевый цвет окрашен электропривод внутриемкостного грохота, и справа в углу виден вертикальный насос для продвижения угля по емкостям и для вывода насыщенного угля из процесса.

11.6. Технологическая схема процесса цианирования и сорбционного выщелачивания

Типовая схема цепи аппаратов отделения сорбции предусматривает обязательный набор оборудования для осуществления следующих технологических операций, показанных на **рисунке 11.10**. При этом такая технологическая схема пригодна для любого сорбента – ионита или активированного угля.

Руда или флотоконцентрат в виде пульпы плотностью 40–50% твердого поступают в операцию предварительного цианирования, если она необходима. Если в руде или концентрате содержатся природные сорбенты в виде углистых сланцев или углистых минералов, операция цианирования в технологическую схему не включается и материал поступает сразу в процесс сорбционного выщелачивания.

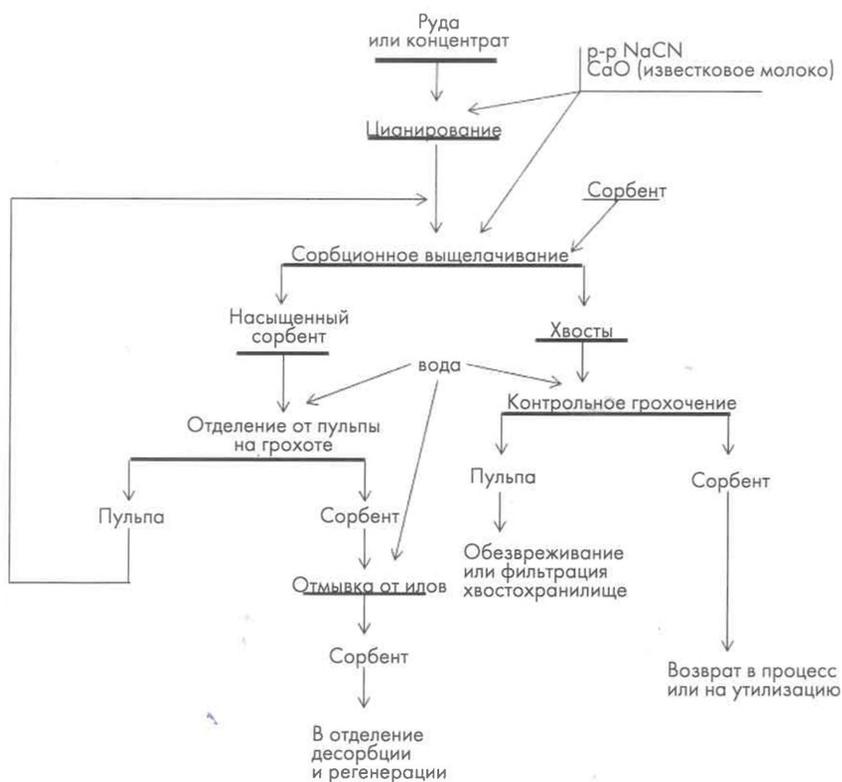


Рис. 11.10. Технологическая схема цианирования и сорбционного выщелачивания

Предварительное цианирование руды или концентрата применяется в тех случаях, когда процесс растворения золота не осложняется никакими факторами. Тогда эта операция, которая проводится в 3–4 емкостях выщелачивания, позволяет перед сорбцией растворить до 60–80% всего металла, содержащегося в перерабатываемом материале. Предварительное цианирование позволяет существенно повысить уровень насыщения золотом сорбента, а также увеличивает скорость дорастворения золота в процессе сорбции и, таким образом, улучшает в целом показатели всего процесса цианирования и сорбции.

В зависимости от времени цианирования и производительности фабрики, количество аппаратов предварительного цианирования колеблется от 2 до 5.

Реагенты – цианид натрия, защитная щелочь – подаются в первый аппарат цианирования или сорбции (в случае, если операция предварительного цианирования в схеме отсутствует). Рабочий раствор с концентрацией цианида 20% подается самотеком или насосом-дозатором непосредственно внутрь первого аппарата на зеркало пульпы или в поток пульпы исходного питания.

На современных фабриках раствор цианида, как правило, подается насосами-дозаторами в автоматическом режиме, причем без промежуточной емкости, непосредственно из емкости хранения раствора, расположенной в отделении приготовления реагентов. Такой способ подачи цианида в технологический процесс повышает уровень безопасности обслуживающего персонала при работе со СДЯВ (сильно действующие ядовитые вещества) и обеспечивает заданную концентрацию цианида в пульпе.

В качестве защитной щелочи чаще всего используется известковое молоко, которое готовится из извести-пушенки или негашеной комовой извести. Известковое молоко, подаваемое в процесс цианирования, должно иметь концентрацию по активному веществу CaO не менее 10–15%. Концентрация защитной щелочи в аппаратах цианирования и сорбции поддерживается на уровне 0,05–0,1% или $\text{pH}=10,5$. Только при такой концентрации подавляется гидролиз цианистого натрия и не образуются вредные пары синильной кислоты HCN. Вместо известкового молока в качестве защитной щелочи может также использоваться каустическая сода NaOH.

Известковое молоко должно дозироваться насосами с регулируемой автоматически производительностью. Для этого используют перистальтические насосы типа НП с частотно-регулируемым приводом или насосы-дозаторы других типов.

Далее пульпа перерабатывается в цепочке сорбционных аппаратов – каскаде емкостей сорбционного выщелачивания с механическим или пневматическим перемешиванием пульпы.

Процесс сорбции характеризуется следующими технологическими параметрами: концентрацией сорбента в пульпе, потоком сорбента и потоком пульпы, продолжительностью процесса сорбции, временем нахождения сорбента в процессе. Важными показателями процесса сорбции являются процент извлечения драгоценных металлов, концентрация золота в жидкой фазе хвостов и содержание золота в насыщенном угле.

Процесс сорбции осуществляется в противотоке – активный уголь или ионит загружается в хвостовой аппарат и передвигается по цепочке навстречу потоку пульпы, постепенно насыщаясь цианистыми анионами золота. Уголь передвигается по цепочке с помощью транспортных аэролифтов или вертикальных насосов. К первому аппарату сорбции сорбент насыщается золотом и выводится из процесса на грохот для отделения от пульпы и промывки водой от илов.

Насыщенный сорбент с грохота самотеком поступает в накопительную колонну, которая служит также для отмывки сорбента от илов и рудных шламов, которые в виде примазок закрепляются на поверхности частиц угля или поверхности гранул ионообменной смолы. Отмывка от илов проводится чистой водой во взвешенном слое сорбента. Для это-

го вода подается снизу накопительной колонны и в виде восходящего потока движется вверх, поддерживая сорбент во взвешенном состоянии. В верхней части колонны промывные воды, содержащие илы и рудные шламы сливаются через сетчатый фильтр Джонса. Скорость восходящего потока воды в колонне должна составлять 1,2–1,8 м/сек. После отмывки насыщенный сорбент направляется в отделение десорбции и регенерации.

Промывные воды после грохота и накопительно-промывочной колонны, содержащие частицы твердой фазы с золотом и растворенное золото, необходимо возвращать в технологический процесс, но не в первый сорбционный аппарат, а в середину цепочки емкостей сорбционного выщелачивания или ближе к хвостовому аппарату. Это связано с тем, что содержание золота в твердой и жидкой фазе промвод весьма незначительно и в большинстве случаев соответствует концентрации золота в пульпе хвостовых аппаратов.

Хвосты сорбции, выходящие из последнего аппарата сорбции, подвергаются контрольному грохочению с целью улавливания проскока сорбента в случае неплотностей сетчатых дренажей или износа сетки внутриемкостного грохота. Уловленный сорбент на контрольном грохоте с помощью аэролифта или насоса возвращается в процесс сорбции в последний аппарат.

Хвосты сорбции после контрольного грохочения направляются в процесс обезвреживания цианида или на операцию фильтрации и полусухое складирование.

11.7. Типовая схема цепи аппаратов процесса сорбционного цианирования

Классическая схема цепи аппаратов процесса сорбционного цианирования приведена на **рисунке 11.11**.

Емкости сорбционного выщелачивания с МПУ **поз. 1-1** устанавливаются каскадно с перепадом высот между емкостями 0,5 м, чтобы обеспечить самотек пульпы по всей цепочке. Пачуки сорбции, как правило, устанавливаются на ровной площадке, т.к. они оборудованы дренажными устройствами отделения сорбента и лотками передачи сорбента в следующий аппарат, имеющими необходимый уклон для самотека сорбента.

Емкости сорбционного выщелачивания с МПУ оборудуются разгрузочными коробками или карманами, куда сливается пульпа без угля из полости внутриемкостного грохота **поз. 3-1**. Пульпа без сорбента из разгрузочной коробки поступает в следующий аппарат.

Каждый каскад емкостей сорбционного выщелачивания предусматривает обводные трубопроводы на случай аварийной остановки одного из аппаратов при неисправности МПУ. Для этого в разгрузочной коробке каждой емкости предусматриваются два донных отверстия, которые перекрываются пробковыми клапанами.

В случае вывода из схемы неисправной емкости вручную или с помощью электропривода открывается второй клапан, из-под которого пульпа направляется по обводному трубопроводу в следующий после неисправного аппарат сорбции. Основной клапан перекрывают для прекращения подачи пульпы в неисправную емкость сорбции. При аварии одной из емкостей, после обвода основного потока пульпы ее освобождают от материала через аварийный патрубок в дренажную систему. Затем пульпу дренажным насосом перекачивают в следующую за неисправной емкость выщелачивания.

Емкости выщелачивания большого объема (200 м³ и больше) оборудуются механическими перемешивающими устройствами МПУ **поз. 2-1** с трехлопастными мешалками в двух уровнях. МПУ достаточно надежно работают и обеспечивают поддержание твердой фазы пульпы во взвешенном состоянии в непрерывном режиме. Самая изнашиваемая часть МПУ – это лопасти импеллеров, но их, как правило, изготавливают из самых износостойких материалов.

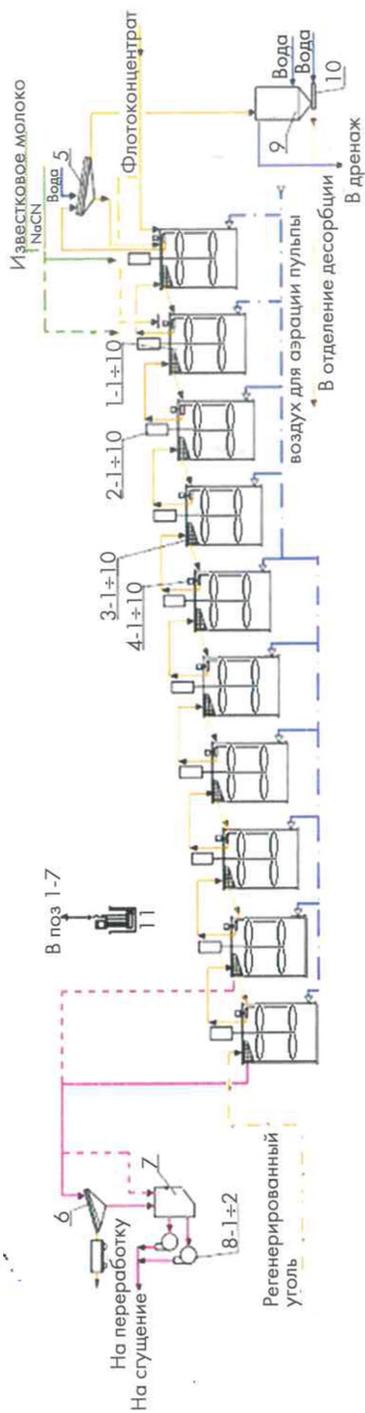


Рис. 11.11. Схема цепи аппаратов каскада сорбционного выщелачивания для переработки углестого флотокоагулянта

Погружными внутриемкостными грохотами **поз. 3-1** оборудованы все емкости каскада выщелачивания. Они служат для отделения сорбента от пульпы. Принцип их работы заключается в том, что пульпа через щелевую сетку поступает внутрь полости грохота, которая связана с разгрузочной коробкой. Сорбент остается на внешней стороне сетки в основном объеме пульпы емкости. Уголь навстречу потоку пульпы передвигается из емкости в емкость с помощью специальных вертикальных насосов **поз. 4-1**. Насос перекачивает сорбент вместе с пульпой.

Для отделения насыщенного сорбента от пульпы, как правило, используются виброгрохоты **поз. 5**. Грохот служит не только для отделения сорбента от пульпы, но и для первичной отмывки сорбента от илов, для чего грохот снабжен брызгалом по всей длине просеивающей поверхности. В брызгало для промывки подается чистая вода.

Отмывка от илов осуществляется в накопительной колонне **поз. 9**, куда также подается снизу чистая вода. Отмытый сорбент угольным насосом или эжектором **поз. 10** подается в отделение сорбции и регенерации. Эжектор работает по принципу трубы Вентури – в сопло вместе с угольной пульпой подается под давление вода, которая и является транспортной средой. Соотношение вода : сорбент в эжекторе при транспортировке должно быть примерно 8–10.

Контрольное грохочение хвостов сорбции осуществляется на виброгрохоте **поз. 6**. Подрешетный продукт грохота – хвостовая пульпа без сорбента самотеком поступает в зумпф **поз. 7**, откуда насосом **поз. 8** откачивается на сгущение и фильтрацию.

В целях исключения потерь золота в отделении сорбции на нулевой отметке устраивается дренажная система для сбора проливов пульпы и аварийных сбросов пульпы при аварии с какой-либо емкостью сорбционного выщелачивания. Дренажная система, или ее еще называют промышленной канализацией, состоит из бетонного пола с уклоном, сборных каналов и прямков (иногда их 2, если длинный пролет цеха), в которых устанавливаются вертикальные пульповые насосы

Кроме этого, вся нулевая отметка, на которой установлены аппараты сорбции, ограживаются бетонным бортом высотой примерно 50–60 см так, чтобы образовалась бетонная ванна, объем которой был бы равен рабочему объему одной емкости сорбционного выщелачивания. Притоки и аварийные сливы пульпы из аппаратов сорбции перекачиваются вертикальными дренажными насосами **поз. 1-7** в технологический процесс в тот аппарат сорбции, из которого произошла утечка пульпы.

11.8. Рекомендации по ведению цианисто-сорбционного процесса

Эффективность любого технологического процесса зависит в первую очередь от того, как соблюдается заданный технологический режим переработки, т.е. как поддерживаются на заданном уровне технологические параметры процесса: поток пульпы, плотность исходной пульпы, степень измельчения материала в исходном питании, концентрация реагентов и сорбента в пульпе, поток сорбента и т.д.

Поэтому все наши рекомендации сводятся к тому, как обеспечить заданный технологический режим и высокие показатели по извлечению золота.

1. **Равномерность и стабильность параметров исходного питания** достигается на предыдущих переделах – в операциях измельчения, гравитации, флотации, щепоотделения, сгущения. Если крупность измельчения руды или концентрата будет существенно превышать регламентную, то невозможно добиться максимального растворения золота при цианировании и сорбционном выщелачивании. Недоизмельчение рудного материала ведет к тому, что часть золота становится недоступным для цианида и, следовательно,

может быть потеряна с хвостами. Кроме этого, увеличение количества крупных частиц в пульпе питания приводит к забиванию трубопроводов и емкостной аппаратуры «крупняком», что также снижает эффективность работы оборудования и приводит к неисправностям и авариям.

Отрицательное влияние на технологический процесс оказывает неравномерность исходного питания и присутствие щепы. Неравномерность подачи исходного питания в технологический процесс вызывает при малом потоке пульпы минимальный сдвиг ионообменного равновесия и, соответственно этому, уменьшение скорости процесса растворения и сорбции. Большой поток пульпы, несоответствующий производительности аппаратуры, вызывает уменьшение времени цианирования и сорбции, приводит к проскоку недоцианированной пульпы в хвосты и, соответственно, увеличению потерь золота в хвостах.

2. Немаловажным фактором для правильного ведения технологического процесса имеет плотность поступающей пульпы. Для рудных пульп оптимальной плотностью является величина 45–55% твердого, для флотоконцентрата – 45–50% тв.

При этом нужно помнить, что в питании цианирования и сорбции должна поступать пульпа заданной плотности без добавления оборотных циркуляционных потоков в виде сливов сгустителей, фильтрата, промывных вод, производственных дренажных вод и т.д. Практикой установлено, что наиболее интенсивно золото растворяется и поглощается сорбентом в первых 3–4 аппаратах (от 40 до 70% от содержания золота в исходном питании), поэтому, чтобы обеспечить оптимальный режим растворения и сорбции, в головных аппаратах нужно сохранять первоначальную плотность пульпы, поступившей в процесс, не допуская разбавления пульпы циркуляционными потоками извне.

Решение о добавлении в процесс дренажных стоков и промвод следует принимать в зависимости от концентрации содержащегося в них золота. Если концентрация растворенного золота в стоках менее 0,5–0,7 мг/л, то эти стоки можно направить в хвостовые аппараты, при содержании Au более 1,0 мг/л – можно направлять в середину цепочки сорбционных аппаратов.

3. Щепа, попадая на оборудование сорбционного процесса, порой приводит к расстройству всего процесса – напрочь забивает сита дренажных устройств пачуков, ситовую поверхность погружных грохотов, что резко сказывается на снижении производительности всей аппаратурной цепочки отделения сорбции.

Кроме этого, щепа вместе с сорбентом выходит из процесса сорбции и попадает в отделение десорбции и регенерации, где также отрицательно сказывается на работе оборудования. В случае если на щепоулавливающих грохотах где-то в отделении измельчения или перед сгущением порвалась сетка и вышло из строя сито, рекомендуется немедленно останавливать фабрику и устранять неисправность оборудования щепоулавливания. Нельзя допускать накопления щепы в пульпе процесса сорбции, в противном случае придется очень долго от нее избавляться, испытывая при этом все «прелести» ее отрицательного влияния на технологический процесс.

Исходя из вышесказанного, рекомендуется принимать меры к стабилизации потока исходного питания и ни в коем случае не допускать попадания и накопления щепы в пульпе сорбционных аппаратов.

4. Большое значение для цианисто-сорбционного процесса имеет поддержание оптимального реагентного режима. Этого можно добиться только с помощью автоматики и дозаторных устройств на подаче раствора цианистого натрия и известкового молока. В настоящее время разработаны и широко применяются на действующих и новых фабриках насосы-дозаторы, которые управляются локальными автоматизированными

системами (ЛАСУ). Вручную дозировать реагенты в процесс, особенно на фабриках с большой производительностью, и поддерживать заданный режим цианирования не возможно. Поэтому рекомендуется постоянно следить и своевременно обслуживать дозирующие устройства и средства автоматики.

5. В случае, если количество емкостей сорбционного выщелачивания в цепочке превышает 5–6 аппаратов, часто наблюдается снижение концентрации цианида и CaO в пульпе к 4–5-му аппарату почти до нуля, что приводит к недорастворению золота из твердой фазы и его дополнительным потерям в хвостах. В этом случае можно порекомендовать доукрепление пульпы по цианиду в середине цепочки аппаратов сорбции. Контроль дозировки цианида и защитной щелочи осуществляется аппаратчиком через 2 часа титрованием концентрации реагентов в жидкой фазе проб пульпы, отобранных из пачуков или емкостей сорбции. Для этого достаточно контролировать начало, середину и конец цепочки аппаратов сорбции.

Во избежание получения неверных результатов при титровании пробы пульпы рекомендуется отбирать пробу пульпы из емкостей выщелачивания, следующих после подачи реагентов, поскольку в предыдущем аппарате, куда дозируются растворы, реагенты не успевают полностью перемешаться с пульпой. Методики определения концентраций NaCN и CaO описаны в главе 16.

6. Важнейшим показателем эффективности процесса сорбции является показатель содержания золота в жидкой фазе хвостов. Зависит этот показатель от потока сорбента, остаточного содержания в нем золота и других факторов. Хорошим считается содержание растворенного золота в жидкой фазе хвостов на уровне 0,03–0,05 мг/л, содержание золота в жидкой фазе хвостов больше 0,1 мг/л свидетельствует о неудовлетворительном состоянии сорбционного процесса. Чтобы получать минимальное содержание золота в растворе пульпы хвостов после сорбции, необходимо: во-первых, загружать в хвостовой аппарат регенерированный сорбент с остаточным содержанием золота не более 100 г/т, во-вторых, подавать сорбент в процесс в таком количестве, чтобы полностью сорбировать растворенное золото. Необходимый для этого поток сорбента устанавливается на практике в зависимости от экспресс-анализа жидкой фазы хвостов на содержание золота. Желательно отбирать пробы хвостов и проводить их анализы на золото в цеховой экспресс-лаборатории через каждые 2 часа.

Повышенные содержания золота в хвостах часто вызываются недостаточным временем растворения, которое уменьшается при увеличении регламентного потока пульпы или изменением характера золота, содержащегося в руде или концентрате. В этом случае необходимо либо снизить поток пульпы и тем самым увеличить время цианирования, либо добавлять объемы сорбционной аппаратуры.

Оптимальным состоянием процесса сорбции считается, когда в предпоследнем аппарате сорбции содержание золота в растворе пульпы находится уже в пределах от 0,05 до 0,1 мг/л, и из последнего аппарата выходят хвосты с минимальным содержанием золота, как в твердой фазе, так и в жидкой.

7. Максимальная скорость процесса сорбции зависит от количества находящегося в пульпе сорбента (единовременная загрузка) и его потока по аппаратам. Единовременная загрузка сорбента контролируется по концентрации угля или ионита в пульпе сорбционных аппаратов. Поток сорбента по всей цепочке сорбционных аппаратов в идеале должен осуществляться непрерывно от загрузки свежего или регенерированного сорбента до выгрузки насыщенного из первого аппарата сорбции, причем количество загруженного сорбента должно балансироваться с количеством выгруженного. Однако на практике передвижка угля в каскаде осуществляется периодически с помощью угольных насосов или аэролифтов. Поскольку поток угля, как правило, по величине на

порядок (в 10 и более раз) меньше потока пульпы, подобрать насос для малого потока угля затруднительно, поэтому пользуются насосами большей производительности, чем нужно, что и определяет периодичность потока угля в процессе сорбции.

Передвигать сорбент между аппаратами сорбции необходимо примерно в равных количествах. Осуществление равномерного потока сорбента в цепи сорбционных аппаратов является признаком высокой квалификации аппаратчика, обслуживающего процесс.

При равномерном потоке сорбента в каждой ступени сорбции перепад концентраций растворенного золота в пульпе становится примерно одинаковым, что обеспечивает и высокую скорость сорбции, и высокую скорость дорастворения золота, и максимальную насыщенность сорбента золотом. Добиваются равномерности потока сорбента путем регулярного определения концентрации угля или ионита в пульпе каждого аппарата. Опробование и определение концентрации сорбента в пульпе проводится регулярно через 2–4 часа, и по его результатам аппаратчик должен с помощью аэролифтов или угольных насосов выравнивать концентрацию сорбента.

8. Чтобы правильно управлять процессом цианирования и сорбции, устанавливать своевременно причины расстройств процесса при ухудшении показателей извлечения золота, рекомендуется 1–2 раза в месяц производить опробование всей цепи аппаратов цианирования и сорбции по пульпе, сорбенту, концентрации цианида в пульпе, золота и примесей цветных металлов в сорбенте и твердой фазе.

В отобранных пробах пульпы и сорбента определяются плотность пульпы, концентрация сорбента в пульпе, содержание золота в жидкой и твердой фазах в пульпе и в сорбенте, содержание примесей цветных металлов в жидкой фазе пульпы и в сорбенте. Такое опробование называется «снятием разреза» процесса цианирования и сорбции. После получения результатов опробования и анализов на золото и примеси строятся графики в координатах: по оси абсцисс – номера аппаратов цианирования и сорбции, по оси ординат – содержания золота и примесей. Разрез позволяет проанализировать, как соблюдаются плотностной и реагентный режимы по аппаратам, поведение золота в процессе растворения и сорбции, поведение примесных металлов, установить величину одновременной загрузки в целом и концентрацию сорбента по аппаратам.

Часто разрез помогает установить причину снижения скорости сорбции, влияние примесей на процесс, выработать технологические решения по настройке процесса и повышения показателей по извлечению драгметалла.

Разрез цианисто-сорбционного процесса помогает установить грубые технологические нарушения со стороны обслуживающего персонала, подсчитать количество золота в незавершенном производстве и определить отклонения от оптимального режима ведения процесса.

9. Свежий сорбент – анионит или уголь – перед загрузкой в процесс сорбции рекомендуется просеять на грохоте по граничному классу (чаще всего по классу -0,8 мм) с целью отделить мелкий класс, который с золотом может потеряться в хвостах сорбционного процесса. Отброшенный сорбент размером +0,8 мм затем нужно замочить в воде или в щелочном растворе для набухания и вместе с регенерированным сорбентом подавать в процесс сорбции. Описанная подготовка свежего сорбента позволит включить его сразу в работу и избежать потерь мелкого класса с золотом в хвостах.

10. Щелевые отверстия внутриемкостных (погружных) грохотов имеют свойство забиваться углем. Это видно по поднятию рабочего уровня пульпы в емкостях сорбционного выщелачивания с МПУ, иногда дело доходит до перелива пульпы из аппаратов. Поэтому рекомендуется в отделении сорбции иметь резервный погружной грохот (или

даже 2 шт.), чтобы быстро, не останавливая процесса, вытащить из емкости забитый грохот и вставить резервный. Для быстрой прочистки щелевой сетки грохота рекомендуется иметь в наличии промывное устройство Кершер.

11. Важное значение для показателя извлечения золота на сорбции имеет размер щели сита контрольного хвостового грохота на хвостах сорбционного выщелачивания. Практика работы цеха гидрометаллургии Холбинского рудника показала, что при улавливании на хвостах проскока кондиционного угля +0,8 мм и отдельно угольной фракции размером +0,6 -0,8 мм удается снизить потери золота в хвостах на 0,5–1,0%, поскольку часть золота в хвостах теряется с изношенным углем. Для этого рекомендуется устанавливать двухдечный грохот с ситами 0,63 мм и 0,8 мм. Уголь крупнее 0,8 мм возвращать в процесс сорбции, а мелкий уголь -0,63+0,8 мм улавливать в контейнер и утилизировать сжиганием в специальной печи для получения золотосодержащей золы, которая пригодна к плавке на слиток Доре.

12. В случае улавливания мелкого угля на хвостах сорбции отпадает необходимость устанавливать щелевую сетку размером 0,63 мм на внутриемкостных грохотах емкостей сорбции. Чтобы уменьшить забивание углем погружных грохотов, рекомендуется размер щели 0,8 мм или даже 1 мм.

13. Размер ячейки грохотов насыщенного угля имеет смысл принимать 0,63 мм, чтобы в отделении десорбции и регенерации получить золото в раствор в процессе десорбции с насыщенного угля фракции +0,63–0,8 мм и далее после десорбции выделить эту фракцию в угольную мелочь на грохотах до и после регенерации угля в печи реактивации.

11.8. Переработка дренажных стоков

При осуществлении гидрометаллургических процессов производится мокрая уборка обслуживающих площадок оборотной водой, во время работы 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 канавы и приямки, откуда насосом перекачивают в технологический процесс – в аппараты цианирования или сорбции. Такие стоки, попадая в процесс, разбавляют пульпу, порой в 2–3 раза, 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 Войлошниковым Г.И. и Войлошниковой Н.С. разработана технологическая установка по переработке дренажных стоков через угольные колонны, которая была смонтирована в отделении цианирования и сорбции ЦГМ Холбинского рудника (рис. 11.12) и на Дарасунской ЗИФ.

Установка состоит из 2 пластинчатых сгустителей, выносного аэролифта, напорной емкости и 2 угольных колонн.

Установка работает следующим образом: все пролитые из аппаратуры растворы и пульпа через трапы и трубопроводы производственной канализации собираются в дренажном канале и приямке на отм. 0,00 м и вертикальным дренажным насосом закачиваются в чан-сборник поз. 82, откуда горизонтальным пульповым насосом ПР-12,5/12,5 поз. 83 подаются в питание пластинчатых сгустителей поз. 232. Сюда же в сгустители закачиваются и промывки из 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 поз. 79, откуда подается снизу вверх в угольные ко-

лонны 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.

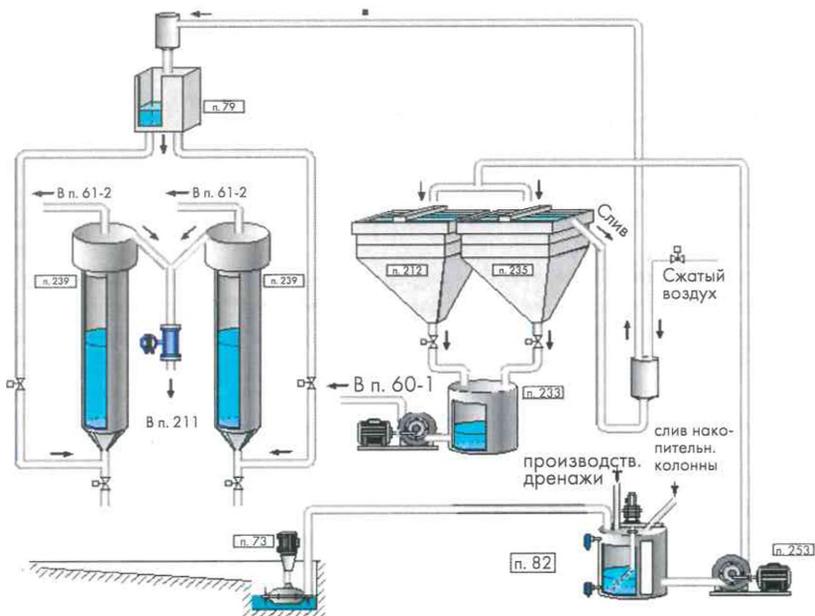


Рис. 11.12. Мнемосхема установки по переработке дренажных стоков

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, осаждаются и в виде сгущенной пульпы плотностью 50–55% тв. откачиваются в пачуки цианирования.

Уголь в колоннах вторичной сорбции по мере насыщения периодически откачивается в пачку сорбции № 6, где донасыщается золотом и вместе с насыщенным углем основного процесса направляется на десорбцию.

На установке извлекается на уголь по ориентировочной оценке 5–7% золота от исходного содержания в концентрате.

В результате работы описанной выше установки пульпа концентрата, поступившая в процесс цианирования с плотностью 50–55% твердого, проходя через все аппараты, имеет минимальное разбавление (пульпа разбавляется только за счет дозирования крепкого раствора цианида) и выходит из последнего аппарата с плотностью 49–50% тв.

Необходимо отметить, что переработку дренажных стоков с целью извлечения золота до отвалного содержания на специальной установке целесообразно осуществлять в цехах переработки руды и флотоконцентрата, где объем пульпы сравнительно неболь-

шой, а концентрация золота в жидкой фазе достигает значительной величины. Только в этом случае достигается эффект работы установки утилизации стоков.

При прямом цианировании и сорбции больших объемов пульпы (более $1000 \text{ м}^3/\text{сутки}$) специальную установку для утилизации дренажных стоков применять нецелесообразно, т.к. удельный вес стоков к общему потоку не превышает 1% и они не оказывают существенного влияния на показатели сорбционного процесса в целом. Но в этом случае для ремонта сорбционных аппаратов большого объема (100 м^3 и более вместимостью) в схеме необходимо предусматривать резервный аппарат, который включается в технологическую схему при необходимости освободить от пульпы неисправный аппарат.

Глава 12. РЕГЕНЕРАЦИЯ ИОНИТОВ И УГЛЕЙ

12.1. Цель и назначение регенерации сорбентов

Наиболее важной и ответственной частью сорбционной технологии извлечения золота является дальнейшая переработка сорбентов в отделении регенерации. Вследствие высокой стоимости сорбентов – анионита АМ-2Б (РосИОН) и активированного угля – способ обработки их после процесса сорбционного выщелачивания должен предусматривать не только глубокое извлечение драгоценных металлов в раствор, но и возможно полную регенерацию, т.е. восстановление первоначальных сорбционных свойств и, прежде всего, рабочей емкости сорбента. Только в этом случае сорбенты можно использовать многократно, а введение в процесс свежего сорбента должно быть сведено к минимуму, необходимому лишь для восполнения его износа и механических потерь.

В процессе сорбционного выщелачивания сорбент, перемещаясь от последнего к первому аппарату сорбции навстречу потоку пульпы, насыщается золотом, серебром, ионами тяжелых металлов. Наряду с этим, к концу сорбции присутствующие в жидкой фазе кремнезем, масла, ксантогенаты и другие растворимые органические вещества подавляют сорбционную активность, забивая поры сорбента.

Все это приводит к тому, что сорбент перестает поглощать из пульпы растворенные анионы золота и его сорбционная способность падает почти до нуля, т.е. активные группы оказываются занятыми ионами золота и серебра и ионами металлов-примесей. Такой сорбент необходимо выводить из процесса и подвергать регенерации. Термин **регенерация** в широком смысле слова означает восстановление каких-либо свойств вещества или материала для повторного использования в технологическом процессе.

Регенерация сорбента заключается в том, чтобы максимально извлечь из него благородные металлы и очистить от примесей. Перевод ценных металлов из сорбента в раствор необходимо проводить в условиях, обеспечивающих получение высококонцентрированных по золоту и серебру растворов, что значительно облегчает последующие операции выделения их в осадки и гарантирует получение высококачественной готовой золотосодержащей продукции.

Если технологическая схема процесса регенерации сорбента выбрана правильно, то сорбционные свойства его полностью восстанавливаются, и он по качеству приближается к свежему сорбенту, еще не использовавшемуся в процессе сорбции.

Ниже в таблице 12.1 приведены данные о составе смолы АМ-2Б в насыщенном состоянии до регенерации и после регенерации.

Таблица 12.1

Наименование	Содержание в смоле, мг/г								
	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Ni	Co	OH ⁻	Σ ЦМ*
Насыщенная смола до регенерации	15,2	21,3	8,0	4,1	2,8	1,6	0,95	13,4	17,45
Регенерированная смола	0,3	0,5	0,6	1,0	0,9	0,6	0,8	46,0	3,9
Извлечение в раствор при регенерации, %	98,0	97,6	92,5	75,6	67,8	62,5	18,7		77,9

* Σ ЦМ – сумма цветных металлов и железа (без учета ионов OH⁻, CN⁻, Cl⁻).

При регенерации золото и серебро извлекаются из смолы в раствор на 97–98%, цветные металлы (кроме цинка и кобальта) – на 62–75%. В целом при регенерации из смолы переходит в раствор 90% золота, серебра и примесей.

Следует заметить, что схема регенерации насыщенной смолы зависит от содержания примесей. В частности, если в насыщенной смоле наблюдается высокое содержание железа и никеля, в схему регенерации вводится операция цианистой обработки для их удаления.

Из таблицы видно, что насыщенная смола, выведенная из процесса сорбционного выщелачивания, содержит суммарно почти 54 мг/г золота, серебра, железа и цветных металлов, из которых только 28% составляет собственно золото.

Технологические схемы регенерации ионитов и активированного угля различаются принципиально вследствие разницы структуры самих сорбентов и механизма поглощения ионов. Поэтому рассмотрим отдельно технологии регенерации анионита АМ-2Б и активированных углей, применяющихся для извлечения золота из цианистых растворов и пульп.

12.2. Основные закономерности процесса регенерации ионитов

Процесс регенерации ионообменной смолы сводится к протеканию обычных ионообменных реакций, когда находящийся в исходном растворе ион **В** вытесняет из фазы ионита ион **А**, т.е. $R-A + B = R-B + A$.

Регенерация насыщенных сорбентов производится методом **элюирования**, который заключается в том, что через слой смолы или угля пропускается исходный раствор, называемый **элюентом**. При этом происходит процесс извлечения в раствор сорбированных ионов. Раствор, содержащий извлеченные из сорбента ионы, называется **элюатом**. В практике работы элюат, содержащий благородные металлы, называют **товарным регенератом**.

Элюирование осуществляется путем пропускания через колонну с неподвижным слоем ионита элюирующих растворов снизу (рис. 12.1). При этом исходный раствор находится в напорной емкости, элюат сливается из верхней части колонны в сборную емкость.

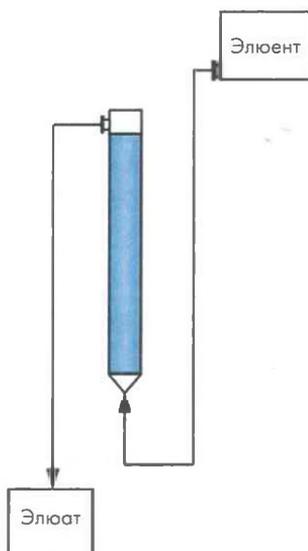


Рис. 12.1. Схема элюирования ионита

В теоретическом плане процесс регенерации чаще всего сводится к рассмотрению кривой элюирования, которую получают по результатам анализа выходящего из колонны раствора на содержание в нем десорбированного иона (рис. 12.2). Для этой цели элюат фракционируют, т.е. отбирают равные порции раствора через равные промежутки времени и анализируют их. Кривую элюирования строят по точкам, полученным на пересечении координат: концентрации ионов в элюате по ординате и номера отобранной фракции элюата по оси абсцисс. Кривые элюирования получаются куполообразными с выраженным максимумом.

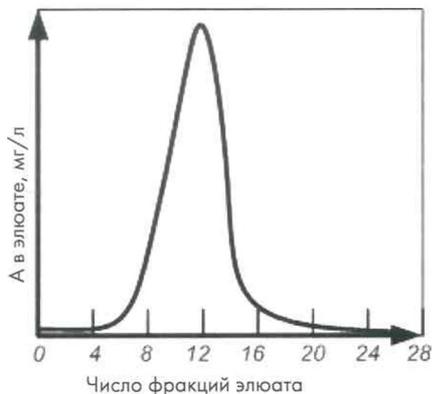


Рис. 12.2. Кривая элюирования золота со смолы

Рассмотрим, как происходит вымывание компонента **A** из смолы в элюат с помощью кривой элюирования, приведенной на рисунке 12.2. Компонент **A** вымывается из фазы ионита не сразу – сначала элюент вытесняет тот раствор, который находился в колонне между зернами смолы, поэтому первые фракции раствора не содержат иона **A** и не являются собственно элюатом. Только после 5–6-й фракции в выходящем растворе начинает появляться ион **A**. При этом в каждой последующей фракции содержание иона **A** резко возрастает, о чем свидетельствует резкий подъем кривой до максимума. При дальнейшем фракционировании содержание иона **A** падает и наступает момент, когда в выходящем растворе он практически не обнаруживается. В этом случае операцию десорбции прекращают.

По виду кривых элюирования (рис. 12.3) можно судить об эффективности применяемого элюента и выбирать технологический режим процесса десорбции для десорбируемого иона. Чем выше пик элюирования и уже полоса между ветвями кривой, тем выше эффективность используемого элюента и выше среднее содержание иона **A** в элюате.

При десорбции золота и серебра из смолы ставится задача получения товарного регенерата с максимальным содержанием золота и серебра, чтобы при дальнейшей переработке раствора электролизом или химическим осаждением получить готовый продукт с высоким содержанием благородных металлов. С этой целью элюат делят, как правило, на две части – товарный регенерат и бедный по содержанию **Au** и **Ag** раствор. На практике в бедный раствор отправляют первые 3–4 и последние 4–5 фракций элюата, в товарный же регенерат сливают фракции элюата, которые по содержанию **Au** и **Ag** соответствуют восходящей и нисходящей ветви кривой элюирования. Бедный раствор используется в качестве оборотного раствора.

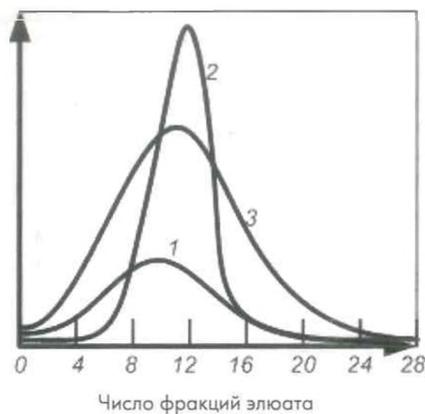


Рис. 12.3. Кривые элюирования различными элюентами (1–3)

При проведении операций очистки анионита от ионов-примесей задача концентрирования их в элюате не ставится, однако ширина полосы элюирования, определяющая степень очистки, является важнейшей характеристикой применяемого элюента. Следует отметить, что при регенерации золотосодержащей смолы от примесей получаемые элюаты, как правило, не перерабатываются для получения цветных металлов, поскольку это экономически нецелесообразно.

Процесс регенерации ионообменной смолы существенно ускоряется с повышением температуры процесса и становится более эффективным. Поэтому регенерацию ионитов проводят при 50–60°C. При более высокой температуре процесса снижается термостойкость ионита.

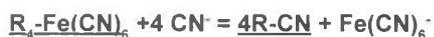
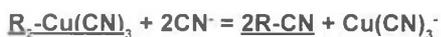
12.3. Полная технологическая схема регенерации анионита АМ-2Б

Полная технологическая схема регенерации нагруженного благородными металлами и примесями анионита представлена на **рисунке 12.4**. Она предусматривает девять операций. В зависимости от конкретных условий, типа перерабатываемой руды, состава насыщенной смолы схема регенерации может включать меньшее число операций.

Отмывка от илов и щепы. Это первая и обязательная операция обработки смолы. Насыщенный металлами анионит, выгружаемый из первого сорбционного аппарата, как правило, содержит тонкую иловую примазку на поверхности зерен и тонковолокнистую щепу. Шламыстые и иловые частицы могут взаимодействовать с реагентами, применяемыми в схеме регенерации, а также загрязнять технологические растворы. Тонковолокнистая щепка затрудняет работу регенерационной аппаратуры и технологических трубопроводов, зачастую забивает аэролифты, что приводит к остановке транспортировки смолы по колоннам. Поэтому с целью удаления со смолы ила и щепы ионит тщательно промывают в восходящем потоке воды. Скорость подачи воды в колонну должна быть такой, чтобы в слив выносились илы и щепка. Воду можно подавать либо из водопроводной магистрали, либо из напорной емкости. Первое менее предпочтительно, т.к. вода поступает под давлением в несколько атмосфер и часто вызывает подъем всего слоя

в колонне, нарушая нормальный ход промывки. Промывку ведут в течение 3–4 часов при расходе 2–3 объема воды на 1 объем смолы. Операцию лучше вести подогретой водой, что особенно необходимо при обработке смолы, насыщенной в процессе сорбционного выщелачивания флотоконцентрата, так как в этом случае с поверхности смолы отмываются сорбированные флотореагенты. Промывные воды после операции направляют в процесс сорбции (в предпоследний аппарат). Окончание операции определяют визуально, когда промывка не содержит ила и щепы.

Цианистая обработка. Эта операция предназначена для очистки смолы от анионов железа и меди. Механизм очистки смолы сводится к простому ионообменному замещению цианистых комплексов меди и железа на простые цианистые ионы по реакциям:



Обработку проводят 4–5%-ным раствором NaCN. Процесс протекает без явно выраженного пика элюирования, что свидетельствует о сравнительно невысокой эффективности цианида как элюента.

В результате цианистой обработки со смолы снимается не более 80% меди и 50–60% железа. Продолжительность операции составляет 30–36 часов, расход элюента 5 объемов на 1 объем смолы. Операция цианистой обработки весьма токсичная, требует чрезвычайной осторожности и дополнительных мер по усилению вытяжной вентиляции и герметичности аппаратуры и трубопроводов. Сливной раствор после обработки смолы используют для подкрепления пульпы по цианиду в процессе сорбционного цианирования. Однако, чтобы предотвратить циркуляцию цианистых комплексов меди и железа, оборотный сливной раствор необходимо возвращать в процесс сорбции в предпоследние аппараты.

Недостаток цианистой обработки – вымывание из смолы части благородных металлов: до 15% золота и 40–50% серебра, что весьма нежелательно, поскольку увеличивается циркуляция золота в процессе и, как следствие, увеличивается объем незавершенного производства по золоту и его потери в хвостах.

Цианистую обработку смолы проводят в том случае, когда из руды растворяется много железа и меди, ионы которых активно сорбируются на анионит, снижают рабочую емкость по золоту и уменьшают скорость ионообмена. Из-за высокой токсичности эту операцию стараются проводить периодически по мере накопления в смоле ионов меди и железа в таких количествах, которые существенно ухудшают показатели сорбционного процесса.

Отмывка от цианидов. Проводят водой для механического удаления цианистого раствора и снятия с поверхности сорбента простых цианид-ионов. Цианистый раствор в промежутках между зернами смолы занимает около 50% объема колонны. Поэтому вода, подаваемая в колонну, вначале вытесняет цианистый раствор, а затем смывает с поверхности смолы адсорбированные цианид-ионы. Отмывку ведут до исчезновения свободного NaCN в сливной воде, в противном случае на следующей операции обработки кислыми растворами возможно разложение цианида с образованием паров синильной кислоты. Время обработки составляет 15–18 часов, расход воды – 5 объемов на 1 объем смолы. Промывные воды после операции направляются на приготовление раствора цианида для цианирования руды.

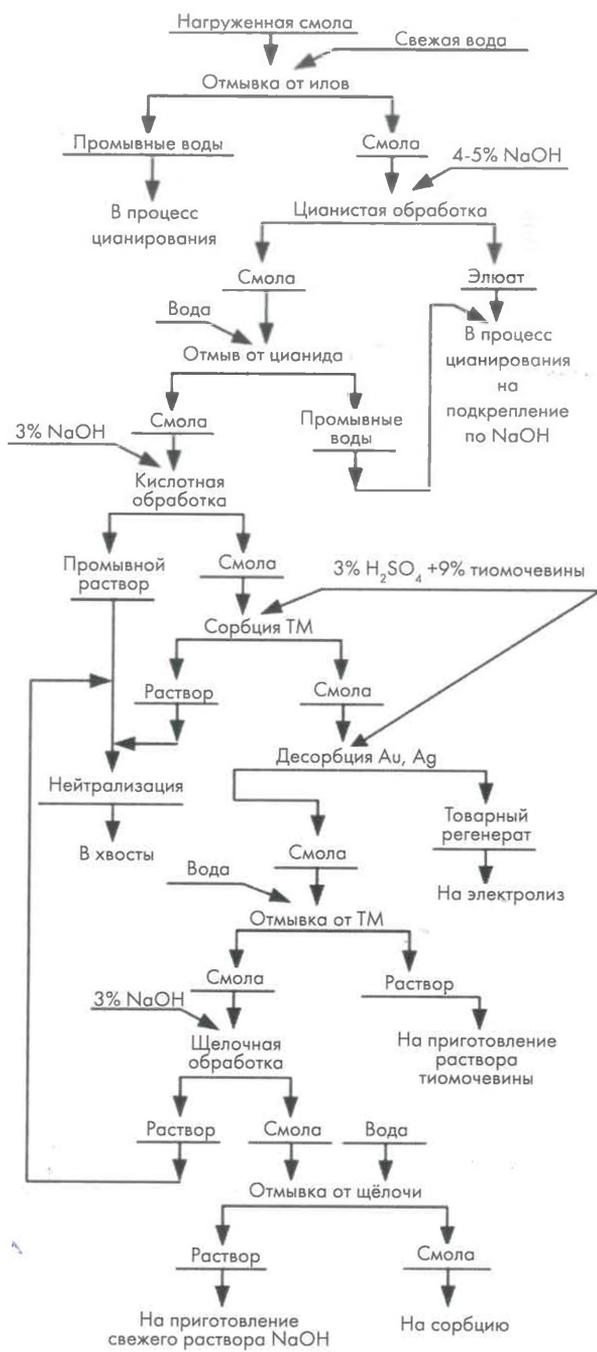


Рис. 12.4. Полная технологическая схема регенерации анионита АМ-25

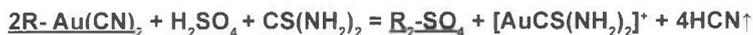
Кислотная обработка. Проводится с целью очистки ионита от комплексных цианистых ионов цинка, частично кобальта, а также для разрушения и удаления из фазы смолы цианид-ионов. В процессе кислотной обработки цианистые комплексы указанных металлов разрушаются, при этом образуется группа CN и катионы металлов, не удерживаемые функциональными группами ионита. Цианистая группа связывается ионом водорода в летучую синильную кислоту. В качестве элюента при кислотной обработке используется 3%-ный раствор серной кислоты H_2SO_4 . Химизм реакций описывается уравнениями:



Продолжительность кислотной обработки 30–36 час, расход элюента 6 объемов на 1 объем смолы, содержание кислоты в элюате должно быть не менее 0,5%. Выходящие из колонны растворы направляют в емкость-сборник и после нейтрализации щелочным раствором откачивают в хвосты.

Десорбция золота и серебра. Это основная операция в технологической схеме регенерации ионита, она предназначена непосредственно для извлечения золота и серебра из фазы смолы и получения товарного золотосодержащего регенерата (элюата). При этом ионит, освобождаясь от ценных компонентов, обретает способность вновь их поглощать из раствора в процессе сорбции.

В качестве элюента для этой операции используется сернокислый раствор тиомочевины $CS(NH_2)_2$, который оказался наиболее эффективным десорбентом золота и серебра по сравнению с ацетоном, спиртом и другими реагентами. Десорбирующее действие тиомочевины объясняется тем, что она образует с золотом и серебром прочные однозарядные катионные комплексы $[AuCS(NH_2)_2]^+$, $[AgCS(NH_2)_2]^+$, которые ионит удержать не может. Процесс десорбции можно описать следующей реакцией:



Механизм десорбции золота согласно реакции представляется следующим образом. Цианистый комплекс золота, находящийся в фазе смолы, вначале под действием кислоты расщепляется на атом золота и CN-группу. При этом атом золота с ненасыщенной связью тут же образует с молекулой тиомочевины положительно заряженный комплексный ион, который переходит в раствор, а цианид-ион образует с водородным ионом соединение HCN, представляющее собой летучую синильную кислоту. На место комплексного цианида золота в фазе смолы становится анион SO_4^{2-} .

Десорбцию золота обычно проводят в нескольких последовательно соединенных колоннах по принципу противотока, т.е. исходный раствор тиомочевины подается в хвостовую колонну и затем с помощью аэролифтов раствор пропускается последовательно через остальные колонны. Из первой колонны со смолой выходит насыщенный золотом раствор, называемый *товарным регенератом*, который далее поступает на электролиз.

На практике, чтобы не обеднять золотом товарный регенерат, проводят перед десорбцией отдельно операцию **сорбции тиомочевины** 1,5–2,0 об/об смолы исходным раствором тиомочевины.

Отмывка от тиомочевины. После десорбции внутри смолы и на ее поверхности остается тиомочевина, которую необходимо удалить и возвратить в процесс. Для этого проводят

отмывку ионита от тиомочевины водой. Промывные воды этой операции направляют на приготовление свежего раствора тиомочевины. Расход воды на операцию должен составлять не менее 3 объемов на 1 объем смолы. Неотмытая тиомочевина в щелочной среде на следующей операции и в процессе сорбции разлагается на труднорастворимые сернистые соединения, забивая поры ионита, что сказывается на снижении скорости ионообмена и уменьшении рабочей емкости смолы по золоту.

Щелочная обработка ионита предназначена для удаления из фазы смолы нерастворимых соединений, солей кремниевой кислоты, а также для перевода смолы перед сорбцией в ОН-форму. В процессе щелочной обработки протекает процесс обмена ионов SO_4^{2-} на гидроксильные ионы OH^- . Элюентом служит 3–4%-ный раствор щелочи NaOH . Выходной раствор из колонны направляют на нейтрализацию растворов после кислотной обработки. Расход элюента на операцию составляет 4–5 объемов на 1 объем смолы.

Отмывка смолы от щелочи производится с целью вытеснения из колонны раствора щелочи и смыва ее избытка с поверхности смолы. Отмывку ведут свежей водой, промывные воды направляют на приготовление свежего раствора щелочи.

12.4. 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.

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%-ного раствора. Его пропускают через колонны с насыщенным углем при температуре 80–90 °С. 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 °С 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 зарубежных 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.

В России 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 Ирриредмет на основе этого реагента раз-

работали высокоэффективную технологию десорбции золота и серебра с угля, которая нашла широкое применение в золотой промышленности.

Сущность этой технологии заключается в том, что элюент в виде раствора, содержащего 4–6 г/л едкого натра, подогревается в автоклаве до температуры 170–175 °С 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 способ элюации золота с угля в 3–4 раза эффективнее по сравнению с другими элюентами. 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 °С 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 металлов с насыщенного угля

Десорбция металлов с насыщенного угля методом высокотемпературной элюации характеризуется кривыми элюирования золота и серебра с угля АГ-90, приведенными на **рисунке 12.5**. Кривую элюирования получают по результатам анализа выходящих из десорбера растворов на содержание в них металлов и количества объемов раствора элюента, пропущенных через десорбер. Для этой цели используют автоклав и десорбер, а элюат фракционируют на выходе из десорбера, т.е. отбирают порции раствора кратно равные отношению к загруженному объему угля. Фракции элюата анализируют на золото и серебро, и полученные значения откладывают на оси ординат. По оси абсцисс указывают отношение объемов пропущенного через десорбер раствора на один объем угля.

Из представленных кривых элюирования на **рисунке 12.5** видно, что при пропуске первых двух объемов 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 объемов 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 значению.

Используя полученные кривые элюирования для конкретного угля, подбирают оптимальные условия процесса: рациональный расход элюента на десорбцию, при котором достигается 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 устанавливают 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 соотношении 10 объемов элюента к 1 объему 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 полу-

чать 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 в колоннах с углем.

Механизм десорбции золота и серебра щелочным элюентом

Результаты проведенных в Иргиредмете исследований и экспериментов 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 $\text{Ca}(\text{OH})_2$, 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.

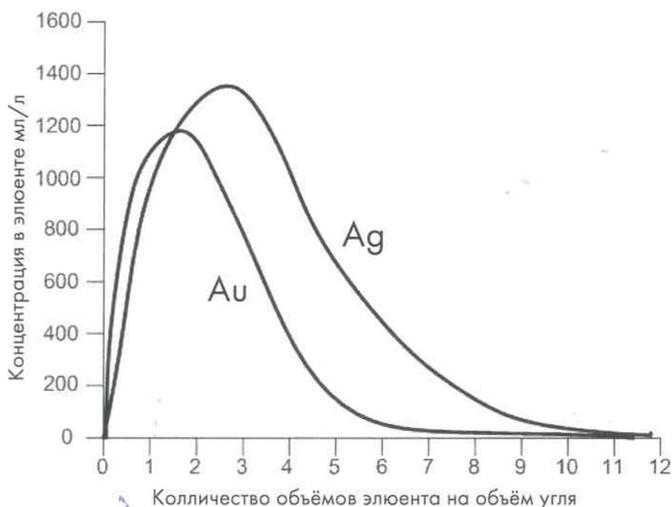


Рис. 12.5. Кривые элюирования золота и серебра с насыщенного угля АГ-90

Это объясняется слабой диссоциацией NH_4OH и $\text{Ca}(\text{OH})_2$ в водных растворах. Несколько более высокая степень десорбции золота 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 ее. Таким образом, найдено, что оптимальной концентрацией щелочи в растворе является 0,4–0,6% **NaOH** в элюенте.

12.5. Влияние параметров процесса десорбции на сорбционные свойства углей

В институте Ирриредмет 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;
- продолжительность 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 °С. При температуре раствора до 150 °С не достигается полнота десорбции золота с угля, для максимального извлечения благородных металлов при таких температурах требуется расходовать не менее 15 объемов раствора на 1 объем угля.

В интервале температур от 150 до 175 °С 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 °С, 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 °С, 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 драгметаллам.

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 °С. Распад цианида определяли по его концентрации в растворе в зависимости от длительности нагрева при указанных температурах. Опыты показали, что цианид натрия при нагреве до 150 °С 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 °С, он интенсивно разрушается при температуре 175 °С. В течение 15 мин после достижения температуры 175 °С 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 часов нагрева – только из металлического золота. При $pH=13$ металлическое золото выпадает в осадок сразу, как только температура достигнет 170 °С. При этом золото, как катализатор, ускоряет распад цианида.

Подобным же образом ведут себя цианистые комплексы серебра, но при меньшей температуре – 150 °С. Также при нагреве в растворе резко снижается 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 благородных металлов более устойчивы. Так, при 150 °С цианид меди устойчив в течение долгого времени, и только нагрев этого раствора до 175 °С и $pH=13$ в течение более 4 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 следующие практические выводы:

- 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 °С. 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 необходимо 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 оставшееся в угле неизвлеченное 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, уголь необходимо выгрузить из аппарата, замочить на некоторое время в цианистом растворе и после этого провести десорбцию повторно.

12.6. Технологии десорбции золота и серебра

В настоящее время в России применяются два способа высокотемпературной десорбции золота и серебра из угля – автоклавный и колонный, совмещенный с электролизом.

Автоклавная десорбция разработана в институте Иргиредмет, защищена соответствующими патентами и внедрена на ряде золотоизвлекательных фабрик.

Суть этой технологии состоит в том, что насыщенный уголь помещается в специальный герметично закрывающийся аппарат – десорбер, через который пропускается 8–10 объемов раствора элюента на 1 объем угля. Исходный раствор элюента содержит 4–5 г/л NaOH и 0,5–1,0 г/л NaCN. Раствор элюента предварительно нагревается в автоклаве до температуры 175°C и проходит через десорбер под давлением 0,4–0,5 МПа. При этом золото и серебро снимаются с угля по закону выходной кривой, приведенной на **рисунке 12.5**.

Получаемый элюат делится на 2 части – богатый по золоту, называемый «товарным регенератом», и бедный золотосодержащий раствор. Товарный регенерат направляется на электролиз, а бедный раствор – на вторичное концентрирование (сорбция золота из раствора на уголь в колоннах) с последующей десорбцией насыщенного вторичного угля. Схема автоклавной десорбции с вторичным концентрированием показана ниже на **рисунке 12.6**.



Рис. 12.6. Технологическая схема автоклавной десорбции с вторичным концентрированием

Второй способ высокотемпературной десорбции в колонне разработан за рубежом. Это способ называется *процесс Задра*. По существу этот способ представляет собой совмещенный процесс десорбции золота из сорбента с одновременным проведением операции электролиза растворов. Совмещение технологических процессов во времени дает несомненную выгоду в повышении скорости протекания процессов за счет поддержания постоянно высокого градиента концентраций и, как следствие, увеличение удельной производительности оборудования при получении готового продукта.

При электроэлюировании раствор элюента находится в постоянной циркуляции между колонной десорбции и электролизером. В процессе электроэлюирования уголь все время контактирует с раствором после электролиза, в котором концентрация золота

составляет минимальную величину, что и обеспечивает максимальную скорость десорбции золота с сорбента.

Исходный раствор содержит 40–50 г/л NaOH. Процесс десорбции проводится при $T=150\text{ }^{\circ}\text{C}$ и давлении 0,5 МПа в циркуляционном режиме в цепочке *емкость элюента* → *нагреватель* → *колонна десорбции* → *электролизер* → *нагреватель* → *колонна десорбции*.

При достижении заданной минимальной концентрации Au в элюате (перед электролизером) процесс десорбции останавливают, раствор элюента из системы сливают в емкость рабочего раствора и используют его в обороте после соответствующего подкрепления его по NaOH до исходной концентрации.

Установка десорбции и электролиза состоит из колонны десорбции, электролизера с углеграфитовыми катодами, электронагревателей, емкостей для раствора десорбции (элюента), фильтров для растворов перед электролизером и циркуляционных насосов.

При прохождении раствора через колонну с угля снимается часть золота и серебра в раствор, металлсодержащий раствор отделяется от угольных частиц, шламов и щепы в специальном фильтре из нержавеющей стали, затем раствор попадает в электролизер, где из раствора золото и серебро под действием электрического тока осаждаются на углеграфитовом катоде. После электролизера обеззолоченный раствор направляется в нагреватель, в котором раствор набирает снова температуру $150\text{ }^{\circ}\text{C}$, и цикл снова повторяется до тех пор, пока на угле остаточное содержание золота не составит 100–150 г/т. Подробнее о схеме и оборудовании Установки десорбции и электролиза будет сказано ниже.

12.7. Регенерация активных углей

Снять с активного угля золото и серебро методом высокотемпературной десорбции еще не означает полностью восстановить его сорбционные свойства. Такой уголь пригоден к работе в процессе сорбции, но ровно настолько, насколько уголь освобожден от благородных металлов. После десорбции благородных металлов на поверхности и в порах угля остаются различные примеси, адсорбированные из цианистого раствора пульпы, органические вещества, тонкие шламы и илы, остатки реагентов и масел, присутствующие почти всегда в пульпе.

При использовании угля в обороте без регенерации, т.е. в цикле сорбция–десорбция, в угле происходит накопление примесей, органических, карбонатных и серусодержащих 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 $150\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $170\text{ }^{\circ}\text{C}$. В опытах снятие кривых элюирования органики осуществляли в двух режимах – при $150\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $170\text{ }^{\circ}\text{C}$ при продолжительности элюирования 1 и 3 часа. Содержание десорбирующейся органики в элюатах определяли по органическому углероду.

Анализ кривых элюирования органики показал, что десорбция органических примесей с активного угля имеет место, и она значительно интенсифицируется с повыше-

нием температуры и щелочности элюента. После десорбции органики угли испытывали в сорбционном процессе путем снятия изотерм сорбции золота. 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 парожидкостной 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 2–3-кратного 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 раствора. Но, как показала практика работы, 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 в качестве защитной щелочи известкового молока 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 пор 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 раствором соляной кислоты.

При воздействии разбавленного раствора хлористоводородной кислоты по химической реакции происходит следующее:



Разрушение карбонатов до ионов кальция и магния и двуокиси углерода.

Оптимальной концентрацией соляной кислоты является 2,0–2,5%-ный раствор HCl. Десорбция кальция проводится в колонне 1–2 объемами указанного раствора в течение 1–1,5 часа. При этом из угля снимается в раствор до 80–85% кальция.

Кислотная обработка угля может проводиться до и после автоклавной десорбции золота и серебра. Если кальция в растворе пульпы содержится много, то кислотную обработку включают в постоянную схему регенерации угля до операции десорбции золота, если кальция в растворе сравнительно немного, то кислотную обработку включают в схему периодически по мере кальцинации угля.

12.8. Реактивация угля

Необходимость реактивации обуславливается тем, что при элюации золота растворами не удается вымыть из угля адсорбированные масла, соли ксантогеновой кислоты, 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 550–650 °С в водно-газовой среде. В этом случае все органические загрязнители угля, особенно флотационные реагенты и гуминовые кислоты, полностью выжигаются. При обжиге на поверхности угля в водно-газовой среде восстанавливаются функциональные радикалы, способные к возобновлению обмена ионов в пульпе.

Реактивацию угля проводят в специальных ретортных вращающихся печах при температуре 550–650 °С 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 (рис. 12.7).

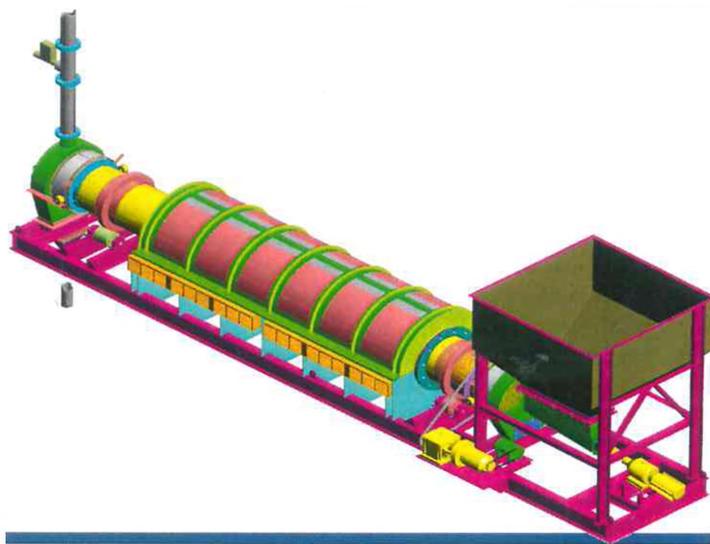


Рис. 12.7. Общий вид электрической печи реактивации угля

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 смонтированы на мощной опорной конструкции, предусматривающей изменение угла наклона реторты.

Загрузочное устройство печи состоит из бункера угля и шнекового питателя для подачи угля 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.

Уголь из бункера подается в реторту шнековым питателем. При вращении реторты уголь перемещается к разгрузочному концу, проходя три зоны нагрева, в каждой из которых происходят определенные превращения угля. В 1-й зоне нагрева при температуре 550–600 °С происходит испарение воды из пор угля и образование водяного пара. Во второй зоне нагрева при температуре 650 °С 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 реакционноспособного углерода.

В третьей зоне при температуре 550 °С перегретый водяной пар взаимодействует с реакционноспособным углеродом, в результате чего происходит разблокирование поровой структуры угля. Из третьей зоны уголь поступает в разгрузочное устройство с охлаждающей водой, в результате чего уголь резко охлаждается, происходит его закалка, что сказывается на повышении механической прочности угля.

Образующиеся летучие вещества в составе паровоздушной смеси на выходе из реторты через специальный патрубок отсасываются вытяжной вентиляцией.

Процесс реактивации угля в печи осуществляется в непрерывном режиме. Производительность печей реактивации по углю от 50 до 500 кг/час.

Реактивация угля имеет несомненные преимущества и существенным образом повышает эффективность использования активированного угля.

12.9. 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%-ным раствором цианида при комнатной температуре. Эта операция называется «холодная» десорбция, и с ее 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 30% рабочей емкости угля по золоту и серебру, то холодную десорбцию проводить необязательно.

12.10. Принципиальная схема десорбции и регенерации насыщенного угля

Процесс очистки угля от органических примесей, ионов тяжелых, цветных металлов, а также освобождения угля от 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 разработать технологическую схему регенерации угля, 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.

С учетом всего сказанного выше принципиальная технологическая схема десорбции и регенерации насыщенного угля выглядит так, как представлено на **рисунке 12.8**. Она включает все описанные выше процессы регенерации, но в зависимости от состава перерабатываемой руды или концентрата в схеме регенерации некоторые операции могут быть исключены – об этих случаях сказано ниже.

Насыщенный активный уголь после отмывки от илов и щелы поступает либо в операцию холодной десорбции 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. 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.

Известны несколько случаев на фабриках, когда уголь был насыщен медью, и проводилась операция холодной десорбции меди. Однако эта операция может проводиться периодически по мере насыщения угля медью. Степень насыщения угля медью, когда нужно проводить ее десорбцию, определяется на практике по результатам анализа меди, содержащейся в насыщенном угле.

Для проведения этой операции, даже в периодическом режиме, необходимо в схеме цепи аппаратов предусматривать необходимую емкостную аппаратуру, трубопроводы и запорную арматуру. Цианистую обработку насыщенного угля можно проводить в колонне, которая предназначена для кислотной обработки или в колонне десорбции золота перед основной операцией. После проведения холодной десорбции меди в обязательном порядке проводится операция вытеснения из колонны цианистого раствора и отмывка угля водой примерно 1–2 объемами на 1 объем угля.

При проведении холодной десорбции необходимо выдерживать заданную скорость потока раствора через слой угля, в противном случае с угля может быть вымыта часть золота, поэтому ход операции нужно контролировать не только по содержанию меди в сливе колонны, но и по концентрации золота.

Кислотная обработка угля проводится 3%-ным раствором соляной кислоты HCl в режиме циркуляции раствора через колонну с целью очистки угля от кальция и магния. При этом расход исходного раствора составляет 1,5–2,0 об/об угля. Контроль операции ведут по pH слива колонны. Окончанием операции считается, когда pH ≤ 2. Продолжительность операции составляет 1,5–2,0 часа.

После окончания операции растворы из колонны вытесняют водой и далее промывают уголь 1,5 объемами воды на 1 объем угля. Промывные воды и раствор циркуляционной емкости объединяют и проводят их нейтрализацию крепким раствором гидроксида натрия (NaOH) до pH примерно 10. Нейтрализованные растворы перекачивают в хвосты сорбции.

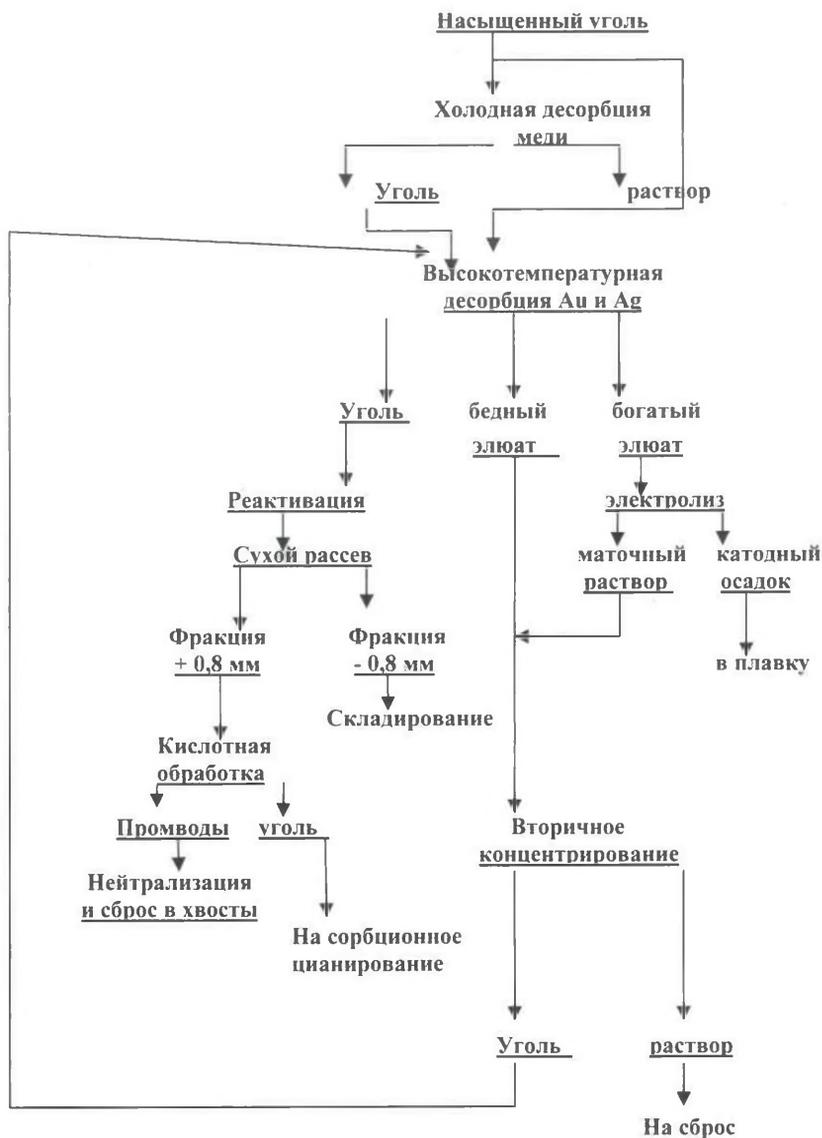


Рис. 12.8. Принципиальная технологическая схема регенерации угля

Десорбция насыщенного металлами угля производится раствором элюента по одному из способов, описанных в разделе 12.6. В процессе десорбции из угля извлекается 95–97% золота и до 70% серебра. Контроль процесса производится по концентрации золота в элюате перед электролизом, расходу элюента и температуре процесса.

По окончании процесса десорбции и слива раствора из колонны уголь перекачивается на операцию грохочения для обезвоживания и отделения угольной мелочи крупностью менее 0,8 мм. Надрешетный продукт – уголь, обезвоженный до влажности

≤20% – поступает на реактивацию, подрешетный продукт, содержащий воду и угольную мелочь, направляется в сборную емкость.

Термическая реактивация угля проводится в электрической барабанной вращающейся печи путем загрузки его в печь и последующего перемещения внутри барабана через температурные зоны до выгрузки угля из печи.

Разгрузка раскаленного в печи до $T=550$ °С угля производится в специальную закалочную емкость с водой, где уголь мгновенно охлаждается до 40–50 °С. Закалка угля при быстром охлаждении обеспечивает упрочнение структуры угля, что повышает его механическую прочность при последующем использовании в пульповом процессе сорбционного выщелачивания. В результате обжига и закалки до 5% угля уменьшается в размере, поэтому дальше уголь после закалки снова направляют на операцию грохочения для выделения угольной мелочи – фракции -0,8 мм.

Выделение угольной мелочи из обожженного угля – обязательная операция, т.к. в противном случае мелкий уголь при загрузке в процесс сорбции потеряется с хвостами и увеличит потери золота. Эту операцию, как правило, совмещают с подготовкой свежего угля добавляемого в процесс сорбции–десорбции в количестве, равном величине безвозвратных потерь угля с хвостами сорбции.

Крупный уголь – надрешетный продукт размером более 0,8 мм – является готовым продуктом отделения десорбции и регенерации, который направляется в загрузку процесса сорбционного выщелачивания.

Угольная мелочь размером менее 0,8 мм фильтруется на рамном фильтр-прессе, после чего складывается и при накоплении определенных объемов направляется на утилизацию. Утилизация мелкого угля состоит в извлечении золота и серебра путем сжигания в печах до золы и последующей плавки на слиток сплава Доре.

Катодный осадок снимается из электролизера периодически по мере накопления в ванне электролизера. Обычно накопление золотосодержащего катодного осадка в электролизере происходит после нескольких циклов десорбции угля. При больших объемах катодного осадка его фильтруют на фильтр-прессе, затем кек осадка сушат в электропечи и подвергают плавке на слиток сплава Доре, который далее направляется в дальнейшую переработку на аффинажный завод.

В зависимости от минералогического и химического состава руды или концентрата, который необходимо перерабатывать цианисто-сорбционным процессом, разрабатывается конкретная технологическая схема десорбции и регенерации угля. При очень простых по химическому составу насыщенных углях в схему можно не включать операции холодной десорбции и даже кислотной обработки. При высоком уровне насыщения угля в цианисто-сорбционном процессе железом, медью, цинком, кальцием и магнием, железом и другими металлами, необходимо применять полную технологическую схему десорбции и регенерации.

При выборе и соблюдении оптимальных режимов всех операций технологической схемы обеспечивается максимальное извлечение драгоценных металлов в катодный осадок электролиза, минимальное остаточное содержание золота в угле (меньше 100 г/т) после десорбции и полное восстановление сорбционных свойств регенерированного угля, направляемого на сорбционное выщелачивание.

12.11. Схема цепи аппаратов отделения десорбции и регенерации угля

К сожалению, оборудование для десорбции и регенерации угля в России в настоящее время не изготавливается, за исключением отечественного оборудования автоклавной десорбции, смонтированного и запущенного в работу в 1998 году в цехе

гидрометаллургии (ЦГМ) Холбинского рудника ОАО «Бурятзолото». Устройство этого оборудования и схема цепи аппаратов автоклавной десорбции и схемы регенерации угля в ЦГМ описаны ниже в разделе 12.12.

За рубежом изготавливают Установки десорбции и регенерации с полной обвязкой технологическими трубопроводами, запорно-регулирующей арматурой, средствами контроля процесса и автоматики. На место строительства оборудование доставляют блоками, которые быстро монтируется, оно подсоединяется к коммуникациям – электросетям, водоснабжению и вентиляции. Импортные установки десорбции и регенерации угля на различную производительность производятся в КНР и в США. Установки производства КНР в последнее 10 лет широко применяются в России и уже эксплуатируются на 17 золотодобывающих предприятиях.

Американской фирмой «Самит Вали» совместно с турецкой фирмой «СН Инжиниринг» разработана такая Установка с применением процесса Задра. Одна Установка смонтирована и работает в Казахстане на Васильковском ГОКе, вторая Установка этой фирмы закуплена и монтируется на строящейся золотоизвлекательной фабрике в России.

Приведем описание оборудования и процесса американско-турецкой Установки десорбции золота и регенерации угля производительностью 12 т/сутки.

Установка по извлечению драгметаллов и регенерации угля, поставляемая Summit Valley Equipment & Engineering, была разработана для переработки 6-тонных партий насыщенного угля крупностью 1, 1–3,3 мм. Технологические процессы включают в себя десорбцию угля, кислотную обработку, электролиз, регенерацию и реактивацию угля.

Технологические режимы обработки угля

Производительность, т (м ³)	- 6 (12)
<u>Кислотная обработка</u>	
Концентрация HCl, %	- 2,5
Расход раствора HCl, об/об угля	- 1,5
Продолжительность обработки, час	- 2,0
pH раствора после обработки	≤ 2,0
Рабочий объем колонны, м ³	- 16
Режим кислотной промывки	циркуляционный
<u>Промывка угля от кислоты водой, об/об</u>	- 1
<u>Нейтрализация кислого раствора после обработки</u>	
Концентрация NaOH в растворе для нейтрализации, %	- 20
pH раствора после нейтрализации	- 10
<u>Десорбция золота</u>	
Концентрация реагентов в исходном растворе, г/л (%)	
NaOH	- 10 (1,0)
NaCN	- 1,0 (0,1)
Расход раствора элюента, об/об	- 10–12
Температура, °C	- 140–150
Давление в системе, МПа	- 0,4
Продолжительность процесса, час	- 6–8
<u>Реактивация угля</u>	
Производительность печи реактивации, кг/час	- 500
Температура зон печи, °C	
1-я	- 550
2-я	- 650
3-я	- 550
Режим работы печи	- непрерывный

Насыщенный золотом в процессе сорбционного выщелачивания, отмытый от илов и щепы уголь закачивается в колонну **поз. 1** кислотной обработки. Избыток воды, поступающей с углем, сливается в емкость **поз. 25**. После заполнения колонны углем транспортная вода удаляется через нижний дренаж.

Перед началом работы приготавливается в емкости **поз. 35** 5–10%-ный раствор соляной кислоты HCl . При этом концентрированная кислота закачивается в емкость приготовления бочковым электронасосом **поз. 36** из полиэтиленовой емкости. Затем раствор HCl перекачивается химнасосом **поз. 15** в емкость **поз. 24**, в которой разбавляется свежей водой до искомой концентрации 2,5%. Раствор кислоты насосом **поз. 26** закачивается снизу вверх в колонну **поз. 01**. Кислотная обработка угля проводится в циркуляционном режиме в течение 1,5–2,0 часов до достижения $\text{pH} \leq 2$. После этого кислый раствор из колонны дренируют в емкость **поз. 24**. Кислые растворы в емкостях **поз. 25** и **24** нейтрализуют крепким раствором щелочи NaOH до $\text{pH} = 7-8$. Нейтрализованные растворы перекачиваются в сгуститель хвостов сорбции.

Уголь из кислотной колонны перекачивается насосом **поз. 16** в колонну десорбции **поз. 02**. В состав Установки десорбции золота входят собственно колонна десорбции **поз. 02**, емкость исходного элюента **поз. 13**, трехсекционный автоклав **поз. 4**, три теплообменника **поз. 3-1,2,3**, два электролизера **поз. 37-1,2**, емкость отработанного электролита **поз. 11**, а также перекачные химические насосы **поз. 12, 14**. (рис. 12.9).

Исходный раствор элюента, содержащий 10 г/л NaOH и 1 г/л NaCN , приготавливается в емкости **поз. 13**, из воды и крепких растворов цианида натрия и гидроксида натрия, находящихся в емкостях **поз. 18** и **21** соответственно. Исходный раствор насосом **поз. 12** подается в теплообменник, где нагревается до 65 °С, а затем в автоклав **поз. 4**, где нагревается до 155 °С. Нагретый раствор подается в колонну с углем под давлением 400–600 кПа и проходит через слой угля до сливного патрубка, снабженного внутри колонны сетчатым фильтром Джонса для отделения раствора от угля. Сливной раствор колонны под давлением проходит через теплообменник **поз. 3-1**, отдавая тепло исходному раствору. Далее раствор поступает в электролизер, в котором золото из раствора выделяется в катодный осадок. Обезметалленный раствор из электролизера сливается в емкость **поз. 11**, из которой насосом **поз. 14** закачивается в колонну десорбции через теплообменник и автоклав.

Таким образом, раствор элюента циркулирует между колонной десорбции и электролизером через теплообменники и автоклав до окончания процесса. Емкость **поз. 13** участвует в процессе на начальном этапе до заполнения системы раствором и выходом установки на режимные параметры, после чего отключается. Продолжительность процесса десорбции в циркуляционном режиме составляет 6–8 часов.

Уголь после окончания десорбции перекачивается насосом **поз. 17** на виброгрохот **поз. 05**, на котором уголь обезжелезывается и из него выделяется мелкий уголь крупностью менее 0,8 мм. Вода с мелким углем самотеком направляется в сборную емкость **поз. 32**, а уголь крупнее 0,8 мм поступает в бункер, из которого шнековым питателем подается в загрузку печи реактивации **поз. 07**. Из печи реактивации уголь разгружается в емкость закадки водой **поз. 08**, из которой насосом **поз. 30** подается на виброгрохот **поз. 10**. Вместе с регенерированным углем на этот грохот поступает свежий уголь с водой из емкости **поз. 30**. На грохоте отделяется мелкий уголь по классу -0,8 мм. Надрешетный продукт грохота является кондиционным углем, который насосом **поз. 23** из емкости **поз. 31** перекачивается в последнюю емкость каскада сорбционного выщелачивания.

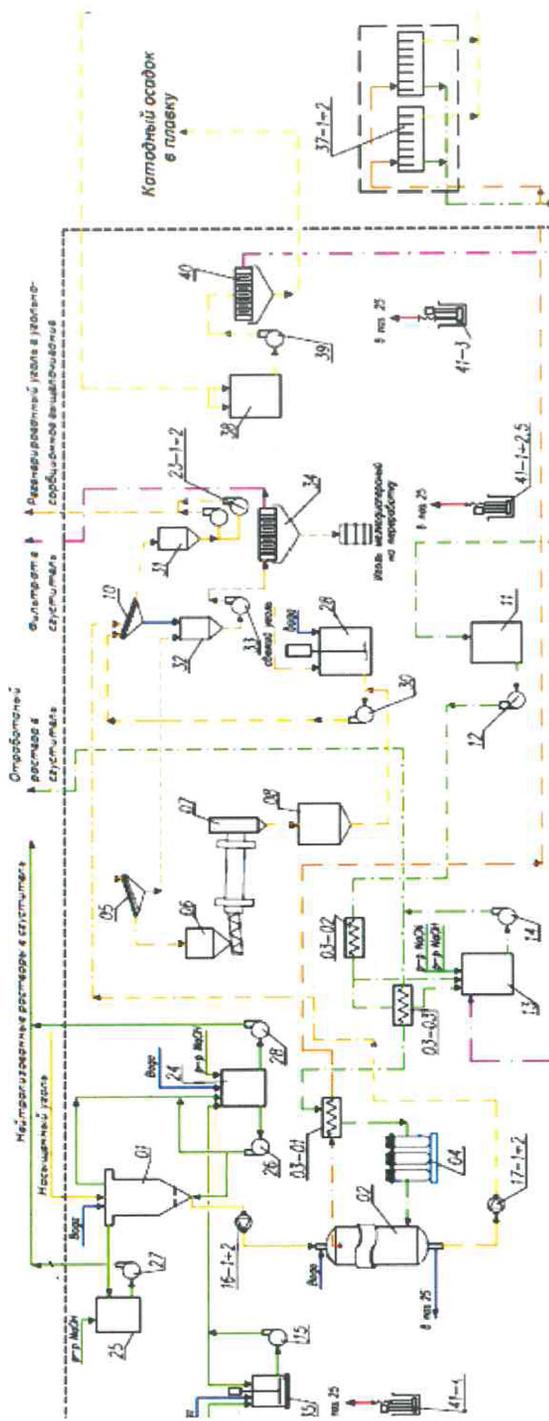


Рис. 12.9. Схема цели аппаратов Установки десорбции и регенерации угля совместного производства Турции и США

Уголь после окончания десорбции перекачивается насосом **поз. 17** на виброгрохот **поз. 05**, на котором уголь обезвоживается и из него выделяется мелкий уголь крупностью менее 0,8 мм. Вода с мелким углем самотеком направляется в сборную емкость **поз. 32**, а уголь крупнее 0,8 мм поступает в бункер, из которого шнековым питателем подается в загрузку печи реактивации **поз. 08**. Из печи реактивации уголь разгружается в емкость заправки водой **поз. 08**, из которой насосом **поз. 30** подается на виброгрохот **поз. 10**. Вместе с регенерированным углем на этот грохот поступает свежий уголь с водой из емкости **поз. 30**. На грохоте отделяется мелкий уголь по классу -0,8 мм. Надрешетный продукт грохота является кондиционным углем, который насосом **поз. 23** из емкости **поз. 31** перекачивается в последнюю емкость каскада сорбционного выщелачивания.

Свежий уголь, как уже говорилось, загружается в количестве, необходимом для восполнения только безвозвратных потерь, замачивается водой в емкости с мешалкой **поз. 28**. При замачивании водой поры угля заполняются влагой, а перемешивание способствует смыву тонкого угольного шлама с поверхности крупных частиц. Присутствующий в товарном угле мелкий класс -0,8 мм и тонкий шлам отделяются на грохоте, и уголь после этого начинает сразу работать в процессе сорбции. Выделение из регенерированного и свежего угля тонких угольных шламов и частиц меньше 0,8 мм позволяет снизить потери золота с хвостами в процессе сорбционного выщелачивания.

Угольная мелочь вместе с водой из сборной емкости подается на обезвоживание в фильтр-пресс **поз. 34**. Кек фильтра – шламы и мелкий уголь – с влажностью не более 10% складировается и по накоплению определенного количества направляется на утилизацию с целью получения драгметаллов.

Катодный осадок из электролизеров снимается периодически по мере накопления определенного объема. Из электролизера **поз. 37** катодный осадок поступает в емкость с мешалкой **поз. 38** и насосом **поз. 39** подается на фильтрацию в фильтр-пресс **поз. 40**. Кек осадка с влажностью 10–12% помещается в контейнер, взвешивается и далее направляется на сушку и плавку на слиток сплава Доре.

12.12. Схема цепи аппаратов автоклавной десорбции угля ЦГМ Холбинского рудника

В качестве примера рассмотрим аппаратную схему регенерации на примере цеха гидрометаллургии Холбинского рудника, которая представлена на **рисунке 12.10**. Десорбция золота и серебра здесь осуществляется по первому способу, т.е. по способу автоклавной десорбции.

Насыщенный металлами уголь после промывки водой в колонне отделения сорбции подается аэролифтом через сепаратор в загрузочный бункер, расположенный над десорберами. 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 аппарата десорбции.

В один аппарат десорбции загружается 125 л угля. Загруженный углем десорбер герметично закрывается байонетным затвором. Исходный раствор элюента из расходных емкостей **поз. 96** плунжерным насосом-дозатором **поз. 97** закачивается через теплообменник **поз. 94** в автоклав **поз. 95**. Раствор, проходя через теплообменник, нагревается до температуры 115 °С, в автоклаве его температура поднимается до 175 °С с одновременным повышением давления до 7,5 атм. Из десорбера раствор в виде элюата проходит через тот же теплообменник, на уже в качестве горячей среды, которая нагревает исходный раствор, и сливается в сборную емкость **поз. 98**.

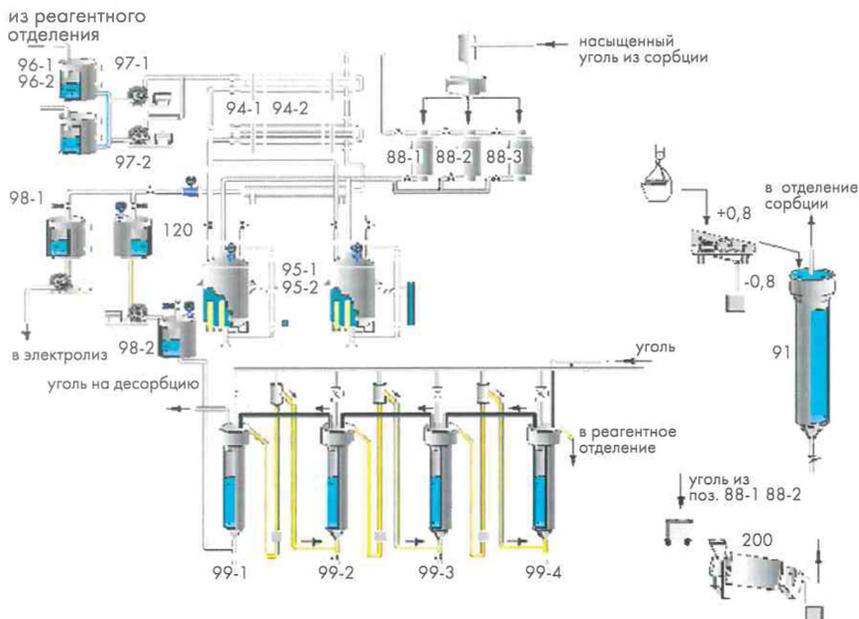


Рис. 12.10. Схема цепи аппаратов отделения регенерации угля ЦГМ Холбинского рудника

При проведении десорбции элюат в количестве первых 4–6 объемов раствора, содержащих 80% золота и 60% серебра от их общего количества в угле, направляется в сборник товарного раствора (согласно кривой элюирования). В зависимости от содержания металлов в угле их концентрация в товарной 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 поз. 98–2. С целью освобождения пор угля от шламов и гелей в ходе процессе и в конце проведения автоклавной десорбции производится резкий сброс давления из аппарата десорбции со скоростью 0,5 кг/м² в сек.

После десорбции 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.

При загрузке в аппарат десорбции 125 л насыщенного угля цикл десорбции проходит за 50–60 мин. С учетом вспомогательного времени в сутки на двух десорберах проводится 16–20 циклов, что соответствует производительности по обработке угля 2,0–2,5 т/сутки. Подробнее о протекании работы автоклавной десорбции в цехе гидрометаллургии Холбинского рудника рассказано в главе 20.

В регенерационной колонне поз. 91 проводится цианистая обработка угля после реактивации. 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.

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, 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 установки переборки дренажных стоков

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.

Товарный богатый элюат с содержанием золота более 150 г/м³ из емкости поз. 98-1 поступает самотеком в проточный электролизер ГМ-40 (на схеме не показан). Маточный раствор после электролиза перекачивается в емкость поз. 96, где используется после доукрепления по NaOH в качестве оборотного элюента.

12.13. Схема цепи аппаратов и устройство оборудования установки десорбции и электролиза производства КНР

В последнее 10 лет в России получили широкое применение Установки десорбции и электролиза золота, работающие по принципу электроэлюирования. Эти установки производятся в КНР на производительность по углю 0,5 до 15,0 т/сутки по сухому весу. Установки десорбции из КНР поставляются в полном комплекте с технологическими трубопроводами, запорной арматурой, контрольно-измерительными приборами, электросиловыми шкафами и пультами управления.

Принципиальным отличием процесса десорбции угля в китайской установке от технологии десорбции фирмы Самит Вали является то, что в китайской технологии применяется более концентрированный по щелочи элюент (40 г/л NaOH против 4 г/л), в растворе элюента не используется цианистый натрий. Процесс во всей системе, включая электролизер, осуществляется под давлением.

Технологические параметры процесса десорбции и электролиза Установки КНР

Концентрация NaOH в растворе десорбции	40-45 г/л
Расход раствора	4-9 м ³ /час
Температура десорбции	150°C
Начало электролиза	T=110°C
Окончание электролиза	T=150°C
Ток электролизера	900-2000А
Напряжение на ванне	1,5-4,0 В
Давление:	
- наверху колонны десорбции	0,55~0,6 МПа
- в электролизере	0,50~0,55 МПа
<u>Реактивация угля</u>	
Производительность печи реактивации, кг/час	200
Температура зон печи, °C	
1-я	550
2-я	650
3-я	550

Технологическая схема Установки представлена на **рисунке 12.11**.

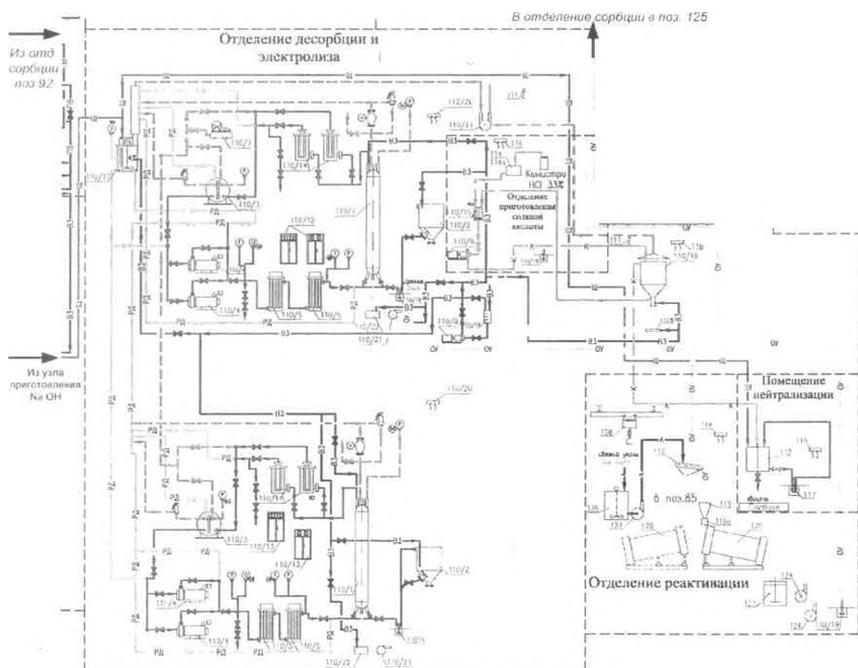


Рис. 12.11. Схема цепи аппаратов Установки десорбции и регенерации угля на Березитовой ЗИФ

Принцип работы установки состоит в том, что в колонну помещается определенный объем насыщенного драгметаллами угля, колонна герметически закрывается и вся система трубопроводов, фильтры, нагреватель и электролизер заполняются раствором элюента, содержащего 40–45 г/л NaOH, после чего включается нагрев, и раствор элюента доводится до температуры 150 °С и давления 5 атм. Нагретый до заданной температуры раствор циркулирует по схеме: нагреватель → колонна десорбции → фильтр → электролизер → нагреватель.

Установка десорбции и электролиза позволяет достичь извлечения золота из насыщенного угля, например, при его емкости (3000 г/т) до 97%. Установка полностью автоматизирована, проста, надежна и удобна в эксплуатации.

Процесс идет при температуре 150 °С, давлении 0,5 МПа, продолжительностью 12–14 часов. Установка обладает хорошей теплоизоляцией, что позволяет повысить КПД теплообмена, расход энергии при этом снижается в 2–4 раза по отношению к аналогичным технологиям.

В аппаратах Установки автоматически поддерживается оптимальный уровень раствора и температуры.

Для безопасной эксплуатации установки предусмотрено автоматическое отключение электронагревателей: при выходе из строя циркуляционного насоса (раствор не поступает), при повышении давления – срабатывает система сброса давления, также

предусмотрена страховка – предохранительный клапан на случай отказа двух систем безопасности

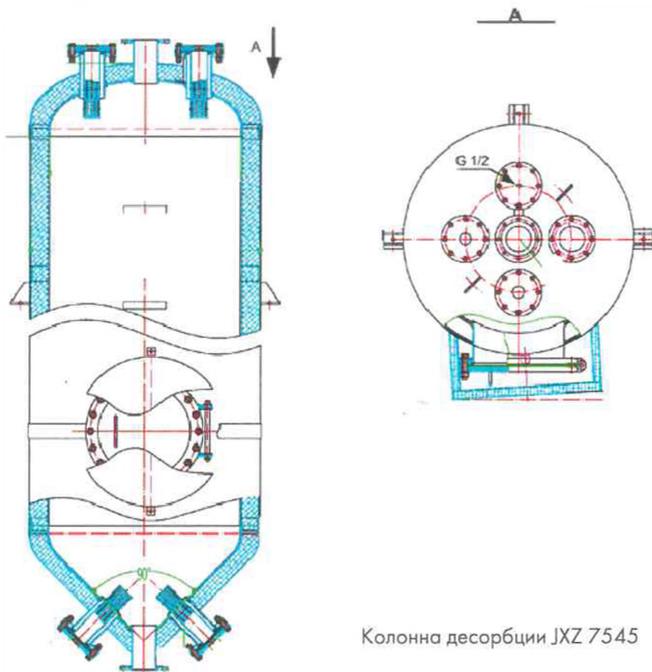
Установки выпускаются как с двумя аппаратными линиями десорбции и электролиза, так и с одной. Две аппаратные линии в Установке совершенно автономны в работе, их наличие служит и резервом при неисправности оборудования в одной из линий, и для повышения производительности по переработке угля.

Рассмотрим устройство и работу основных аппаратов китайской Установки.

Колонна десорбции

Колонна представляет собой цилиндр из нержавеющей стали толщиной 10 мм. Колонна имеет внешнюю оболочку из углеродистой стали, в которой между внутренней и внешней стенками находится утеплитель.

В верхней части колонны находятся патрубки выхода раствора и газа, соединения для предохранительного клапана и манометра; в нижней конусной части колонны расположены патрубки для подачи раствора и выгрузки угля. Патрубки для подачи раствора в колонну снабжены нержавеющей сеткой для предотвращения забивания их углем. Устройство колонны десорбции показано на **рисунке 12.12**.



Колонна десорбции JXZ 7545

Рис. 12.12. Устройство колонны десорбции в разрезе

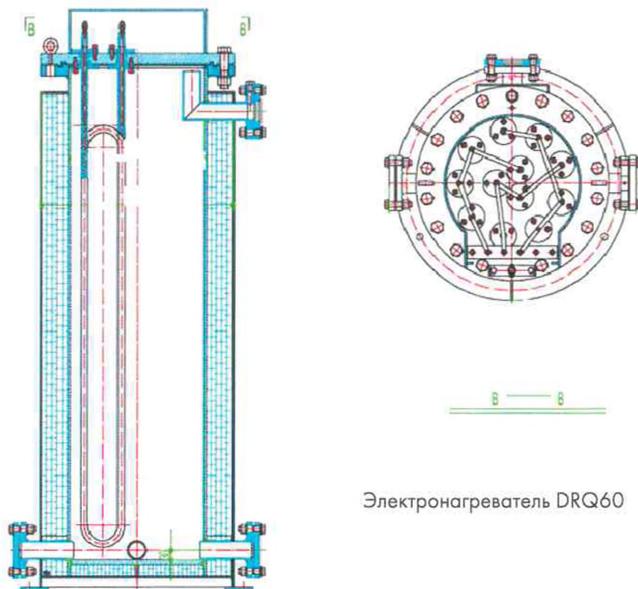
Колонна состоит из двух обечеек, скрепленных между собой болтовым соединением. В нижней половине колонны предусмотрен люк для ремонтно-очистных работ. Уголь загружается в колонну сверху через центральный патрубок диаметром 250 мм, а разгружается снизу тоже через патрубок такого же диаметра.

Насыщенный уголь загружается в колонну десорбции сверху из бункера. Разогретый раствор поступает в колонну и проходит снизу вверх, промывая золотосодержащий уголь. Насыщенный золотом раствор выходит через сливной патрубок в верхней части колонны, а обеззолоченный уголь разгружается внизу колонны десорбции.

Электронагреватель

Электронагреватель имеет двухслойную цилиндрическую конструкцию, в каждом нагревателе установлены по 6 шт. ТЭНов мощностью каждый 20 кВт. Общая электрическая мощность одного нагревателя составляет 120 кВт. Раствор при прохождении объема аппарата нагревается до 175 °С. На каждом нагревателе установлено по 4 патрубка, в том числе 1 – для входа раствора, 1 – для выхода раствора, 1 – для чистки, а также 1 резервный выход.

Внешний цилиндр из углеродистой стали толщиной 4 мм представляет собой термоизоляционную рубашку, в которой между рубашкой и обечайкой находится утеплительный материал. Схема электронагревателя представлена на **рисунке 12.13**.



Электронагреватель DRQ60

Рис. 12.13. Устройство электронагревателя

Раствор в электронагреватель подается снизу вверх и выходит из верхнего патрубка. Электрические соединения нагревателей расположены на крышке аппарата и закрыты защитным кожухом. Для обеспечения ритмичной работы всей Установки на каждой линии переработки угля предусмотрено по 2 электронагревателя, соединенных трубопроводами последовательно.

Емкость для раствора десорбции

Устройство емкости для раствора десорбции представлено в разрезе на **рисунке 12.14**.

Емкость с механическим перемешивающим устройством предназначена для приготовления раствора элюента и служит в качестве буфера при заполнении всех аппаратов Установки исходным раствором. Этот аппарат является аналогом отечественного контактного чана КЧР-3, 15. Рабочий объем емкости 4 м³.

Для предварительного нагрева исходного раствора в емкости установлены ТЭНы – 3 шт. суммарной мощностью 30 кВт. Сверху установлен электропривод механического перемешивателя, мощность которого 2,2 кВт, число оборотов импеллера 270 об/мин.

Емкость имеет 6 патрубков: сверху для подачи воды – 1 шт., внизу – выход для раствора – 1 шт., 2 соединения для стеклянного уровнемера. В днище установлен патрубок для выпуска грязи – 1 шт., а на половине высоты емкости находится патрубок для выпуска раствора. Емкость оборудована рубашкой из углеродистой стали, внутри которой находится термоизоляционный материал. Емкость оснащена наружным стеклянным трубчатым уровнемером.

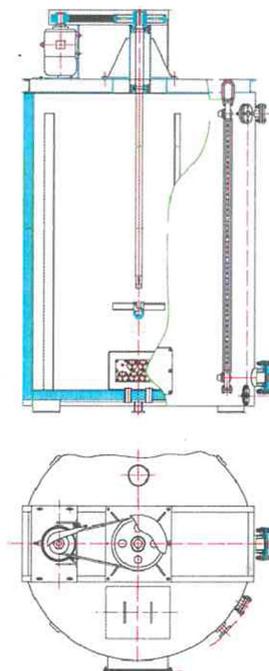


Рис.12.14. Устройство емкости исходного раствора элюента

Емкость с перемешивателем находится непосредственно на Установке. В ней готовится исходный раствор элюента путем загрузки сухой каустической соды в емкости при включенной мешалке. В аппараты Установки раствор из емкости подается по трубопроводам циркуляционным насосом.

Фильтр для раствора

Фильтр устанавливается после колонны десорбции и служит для выделения из раствора механических примесей в виде частиц угля и шламов. Устройство фильтра показано на **рисунке 12.15**.

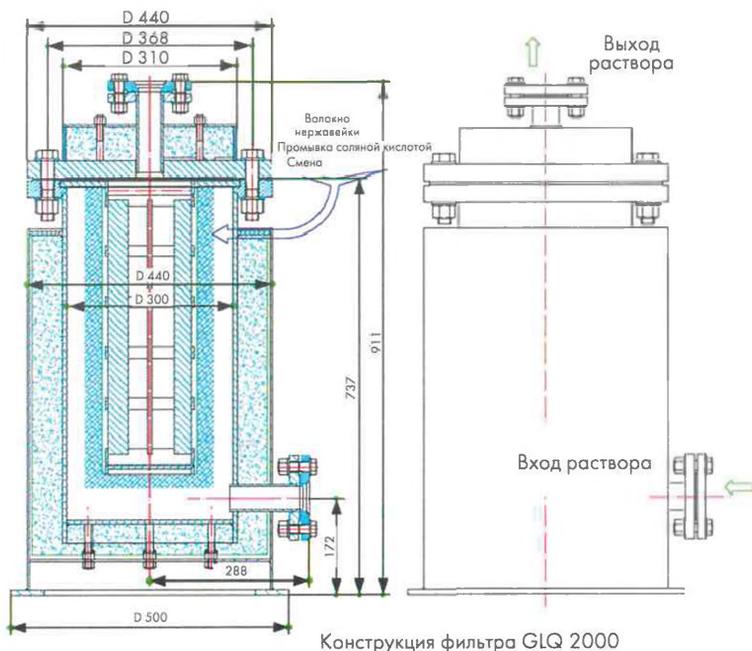


Рис. 12.15. Устройство фильтра для раствора

Фильтр имеет конструкцию барабанного типа, на верхней крышке варен патрубок для выхода раствора, вход раствора производится снизу. Внутри фильтра вставляется кассета с фильтрационным материалом, в качестве которого применяется вата из нержавеющей стали.

Фильтр оснащен термоизоляционной рубашкой толщиной 3 мм, между рубашкой и барабаном находится утеплительный материал.

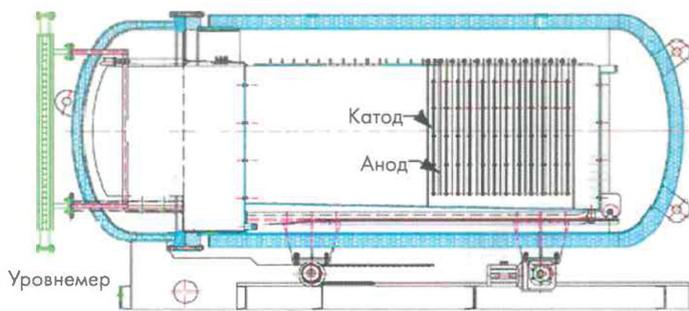
Работа фильтра контролируется изменением давления. Повышение давления выше нормального означает, что сопротивление раствору возросло по причине забивки фильтрующего материала задержанными механическими примесями. Для восстановления его нормальной работы следует разобрать фильтр для замены фильтрующего материала. В системе размещены два фильтра. Один фильтр находится в работе, другой в резерве.

Электролизер

Электролизер предназначен для электроосаждения золота и серебра из щелочных растворов под давлением. Устройство электролизера в разрезе показано на **рисунке 12.16**.

Электролизер относится к типу циркуляционных с объемно-пористыми электродами. Электролизер представляет собой сборную конструкцию, которая состоит из неподвижного корпуса с электролизной ванной и внешней подвижной оболочкой, способной двигаться на рельсах при помощи электропривода, открывая электролизер для доступа к ванне при съемке катодного осадка. В рабочем положении внеш-

няя оболочка соединена с неподвижной частью болтовыми соединениями и должна быть герметичной, чтобы выдержать давление не менее 0,5 МПа.



Электролизер DJC 2625

Рис. 12.16. Устройство электролизера

В электролизере устанавливается 26 шт. анодов и 25 шт. катодов. Аноды изготовлены из нержавеющей стали в виде пластин, катоды – из войлочного волокнистого углеродистого материала, прикрепленного к опорной конструкции, сваренной из нержавеющей стали.

На неподвижной части электролизера внутри приварена ванна электролизера с медными токоподводящими шинами, соединенным с катодами и анодами болтовым креплением.

На передней панели неподвижной части электролизера находятся патрубки ввода и вывода растворов электролита, а также штыри для присоединения силового кабеля от выпрямителя. Здесь же, на передней панели электролизера, установлен уровнемер раствора из стеклянной трубки, способной выдерживать высокое давление (см. рис. 12.17). Электрический постоянный ток к электролизеру подводится от выпрямителя переменного тока по электрокабелям или посредством шин. Выпрямитель должен располагаться в непосредственной близости от электролизера для того, чтобы минимизировать потери мощности и напряжения.

В качестве средства безопасности электролизер оборудован предохранительным клапаном и показывающим манометром.

При подаче электроэнергии на электролизер насыщенный золотом раствор подвергается процессу электролиза, вследствие которого происходит осаждение золота на углеродистые катоды. Осаждающийся золотосодержащий шлам не удерживается на поверхности катода и осыпается на дно электролизера в виде чешуйчатого катодного осадка.

Неподвижная и подвижная части имеют термоизоляционную рубашку из углеродистой стали толщиной 4 мм, внутри которой находится утеплительный материал.

Часть золота остается на углеродистом войлоке. Золото, осажденное на волокнах катода, является величиной постоянной и должно учитываться как золото в незавершенном производстве. Золото с катодов в готовую продукцию извлекается только сжиганием в электропечи при температуре 700–800°C при ликвидации предприятия. Если катоды после съемки катодного осадка каждый раз сжигать для получения золота, то в этом случае себестоимость золота увеличивается, т.к. стоимость углеродистого войлока чрезвычайно высока.

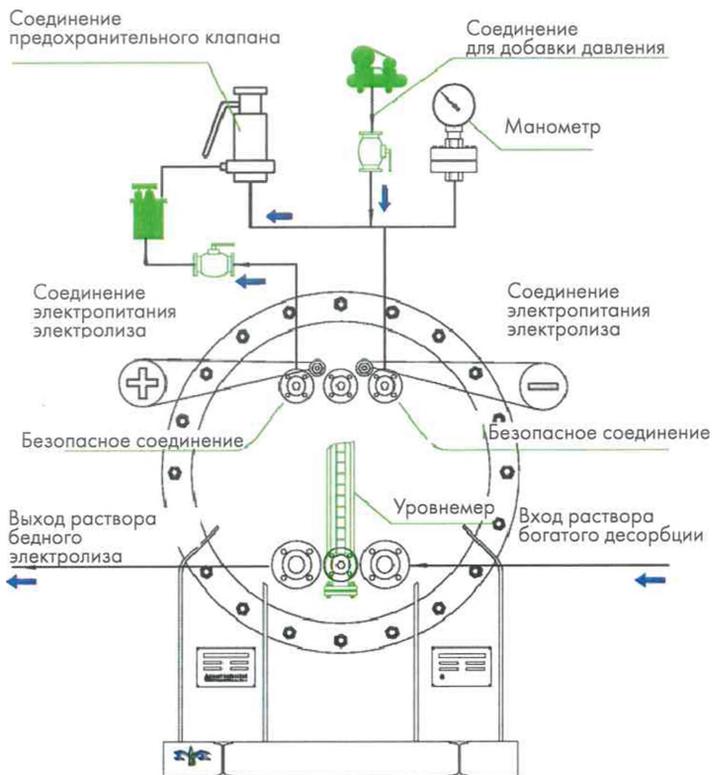


Рис. 12.17. Передняя панель электролизера

Недостатком конструкции электролизера является большая трудоемкость при необходимости съемки катодного осадка или для ремонта. Раскручивание болтовых соединений капсулы с неподвижным корпусом, а особенно герметизация капсулы при сборке занимают много времени. Зачастую приходится много возиться при установке уплотнительной прокладки диаметром 1200 мм между фланцами корпуса и капсулы.

При эксплуатации замечен и такой недостаток. Поскольку электролизер работает под давлением, имеет место вынос катодного золотосодержащего шлама, который в виде тонких чешуек трудно улавливается в фильтрах и вместе с углем теряется в процессе сорбции.

Циркуляционный насос

Насос используется для циркуляция раствора десорбции. Устройство насоса представлено на **рисунке 12.18**.

Насос относится к центробежным, но все его части герметичны и работают при давлении 0,5 МПа и температуре 150 °С. Вал для рабочего колеса насоса и ротора электродвигателя является общим. На внутренней поверхности статора и внешней поверхности ротора установлена рубашка, экранированная немагнитной нержавеющей

сталью, отделенная от сердечника, статора, ротора, защищающая детали от коррозии. На торцевой крышке установлен клапан для сброса воздуха.

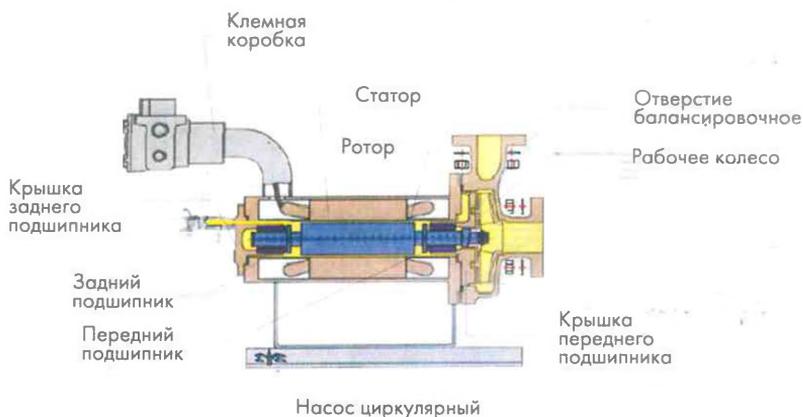


Рис. 12.18. Устройство циркуляционного насоса

Клемная коробка для электрического соединения силового кабеля вынесена за пределы насоса. Температура на месте подключения не должна превышать 80 °С. На выходе кабеля температура не выше 70 °С. На клеммной коробке размещены два выхода для подключения питания через многожильный кабель. На клеммной коробке установлен прибор TRG для слежения за износом графитного подшипника. Стрелка прибора в зеленой зоне – работа в нормальном режиме, в желтой зоне – заменить подшипник, красная зона – опасность, необходима остановка и ремонт.

Для защиты от засорения на входе и выходе раствора из насоса установлены сетки. При работе в рабочем режиме наивысшая температура деталей насоса должна быть в пределах 220 °С, в противном случае нужно останавливать насос и охлаждать его. На каждую линию переработки угля устанавливается по 2 насоса – один рабочий, один резервный.

12.13. Рекомендации по обслуживанию процесса десорбции и регенерации угля

Основным показателем работы отделения регенерации угля является максимальное извлечение драгметаллов из угля в раствор и выделение их в катодный осадок при электролизе. Чтобы обеспечить достижение этого показателя, необходимо:

- во-первых, вести процессы десорбции и электролиза в соответствии с заданными технологическими параметрами,

- во-вторых, соблюдать температурный режим десорбции золота в колонне и электрические параметры в электролизной ванне – напряжение и силу тока.

Результаты операции десорбции золота с угля оценивается остаточным содержанием драгметаллов в угле после десорбции. Существует практическая зависимость: чем меньше остаточное содержание золота в угле, который поступает в процесс сорбционного выщелачивания, тем меньше потери золота в хвостах сорбции.

Если в угле после десорбции и регенерации содержится золота меньше 100 г/т, это хороший показатель, свидетельствующий о том, что процесс десорбции золота идет

в оптимальном режиме. При остаточном содержании золота в угле 100–200 г/т и больше можно констатировать, что процесс десорбции протекает не совсем удовлетворительно.

Согласно кривой элюирования золота из угля, остаточное содержание золота меньше 100 г/т можно достигнуть при пропуске на 1 объем угля не менее 10–12 объемов раствора элюента. Поэтому, если позволяет время и объем аппаратуры, нужно стремиться соблюдать указанное соотношение объемов раствора к углю. Расход раствора контролируется по расходомеру, который устанавливается на сливе колонны десорбции. Уголь на остаточное содержание золота контролируется экспресс-анализом пробы, которая отбирается после каждого цикла десорбции. Если содержание золота в угле после десорбции высокое, более 100 г/т, процесс десорбции корректируется по расходу раствора элюента в следующем цикле.

Большое значение для правильного ведения процесса имеет концентрация реагентов в исходном растворе элюента. После приготовления элюента или доукрепления раствора необходимо отбирать пробу и экспрессно определять в ней концентрации NaOH и NaCN . Концентрации должны соответствовать режимной карте. В случае если концентрации реагентов меньше или больше заданных режимной картой, выполняется корректировка раствора разбавлением водой или дозагрузкой товарного реагента.

Много неприятностей возникает при работе с грязным насыщенным углем, поступившим из отделения сорбции. Если в угле много рудных шламов или песков, которые не отмыли после выгрузки из процесса сорбции, то в этом случае загрязняется циркулирующий раствор, забиваются песком сетчатые фильтры колонны десорбции. Загрязненный илами раствор нарушает работу электролизера, рудный шлам, попадая в катодный осадок, ведет к снижению содержания в нем золота.

Иногда насыщенный уголь поступает в отделение регенерации загрязненный древесной щепой. Щепа забивает оборудование, технологические трубопроводы, вызывает резкое уменьшение скорости потока раствора, сказывается на снижении производительности оборудования по переработке угля, т.к. занимает в угле определенный объем и увеличивает продолжительность процесса за счет снижения скорости потока раствора.

Вот почему к насыщенному углю, поступающему из отделения сорбции, нужно предъявлять жесткие требования по чистоте и не допускать в переработку грязный уголь.

Практика работы показала, что процесс десорбции золота удобнее производить, когда в схеме имеются две колонны десорбции. Это связано с тем, что процессы десорбции золота и регенерации угля носят периодический характер и осуществляется циклами. Вторая колонна десорбции позволяет на период выполнения вспомогательных операций с углем (накопление угля, кислотная обработка, промывка от кислоты, заполнение углем колонны и др.) подготовить ее к работе, т.е. начать проводить следующий цикл десорбции по окончании десорбции в первой колонне.

Наличие в схеме двух колонн десорбции обеспечивает не только производительность по переработке угля, но создает резерв при возникновении необходимости включать в схему дополнительные операции, например холодную десорбцию меди цианистым раствором.

Кислотную обработку угля перед десорбцией золота необходимо проводить в обратном порядке, если в процессе цианирования и сорбции используется в качестве защитной щелочи известковое молоко. В этом случае происходит неизбежная кальцинация пор угля и снижение его сорбционной способности по золоту. В случае если в процессе цианирования используется в качестве защитной щелочи едкий натр, кис-

лотная обработка насыщенного угля может не понадобиться (если в перерабатываемом материале отсутствуют карбонатные минералы).

Обрабатывают уголь раствором соляной кислоты в циркуляционном режиме. При этом первые порции слива кислотной обработки имеют еще щелочной характер, и этот объем раствора можно не подвергать нейтрализации, а сразу сбрасывать в хвосты. Когда в сливном растворе колонны рН станет меньше 7, необходимо перейти на циркуляционный режим продолжительностью 1–1,5 часа до установления рН=2–3. За счет сброса части сливного раствора при $\text{pH} \geq 7$ в циркуляционной емкости должно появиться место для добавления раствора щелочи NaOH, чтобы нейтрализовать кислый раствор до рН=9–10. Только после достижения указанного рН нейтрализованный раствор можно откачивать на сброс согласно технологической схеме.

Уголь периодически примерно 1 раз в месяц контролируют на содержание кальция и магния до и после обработки. Для этого отбирают представительные пробы угля при загрузке в кислотную колонну и при перекачке угля после обработки в колонну десорбции. Пробы угля сдают на анализ кальция и магния в химлабораторию. Если анализ содержания кальция и магния в угле показал, что их суммарное содержание уменьшилось на 50–60% после кислотной обработки, можно считать, что операция проходит удовлетворительно.

При проведении реактивации угля необходимо соблюдать температурный режим, обеспечивать в угле, поступающем в печь реактивации, содержание влаги не менее 20% и не подавать в печь угля больше ее паспортной производительности.

Содержание влаги в угле 20% необходимо, чтобы в печи в первой температурной зоне $T=550^\circ\text{C}$ образовывалась паровоздушная смесь, которая способствует извлечению из угля образующихся сернистых газов и других летучих соединений. Во второй температурной зоне при $T=650^\circ\text{C}$ происходит выжигание из пор угля органики, масел, кремниевых соединений и др. примесей. При этой температуре идет также интенсивный обжиг угля, в результате которого сгорает часть углерода, превращаясь в CO_2 . В третьей зоне температура снижается до 550°C . Из печи уголь выгружается раскаленным до красного цвета и должен попадать в емкость с водой. В воде происходит его закалка и упрочнение.

Температурный режим в печи реактивации по зонам поддерживается автоматически, однако за температурой надо следить, т.к. при сбое системы автоматики можно уголь сжечь либо недообжечь, что тоже плохо. При работе печи реактивации необходимо следить за работой системы местной вытяжной вентиляции. Вентиляция должна быть заблокирована с работой печи, в противном случае возможна загазованность помещения и отравление обслуживающего персонала.

При проведении операции термической реактивации нельзя перегружать углем печь, т.к. в этом случае эффективность процесса резко снижается и уголь не до конца освобождается от неорганических примесей и сернистых соединений.

Весьма вредно сказывается и недогрузка печи углем. В этом случае увеличивается сгорание угля и существенно возрастают его потери при обжиге. Нормальными считаются потери угля с мелким классом (меньше 0,8 мм) не более 5%.

Поскольку уголь подается из бункера в печь шнековым питателем с частотно-регулируемым электроприводом, нельзя злоупотреблять регулировками производительности. При нормальном ведении процесса реактивации стрелки приборов, показывающие температуру по зонам, почти не отклоняются от заданной температуры. При перегрузке печи углем приборы показывают, что заданная температура не достигается.

При соблюдении технологическом персоналом режимных параметров всех операций десорбции золота и регенерации угля можно добиться, что регенерированный уголь

по своим сорбционным свойствам не уступал свежему углю, загружаемому в процесс сорбции.

При проведении процесса электролиза золота имеются свои тонкости. Иногда процесс электролиза растягивается по времени, что определяется по концентрации золота в растворе на входе и выходе из электролизера. Если разница в содержании золота на входе и выходе стала минимальной, т.е. меньше, чем обычно, то необходимо проверить состав электролита, подаваемого в электролизер, т.к. низкая электропроводность раствора, т.е., низкая концентрация щелочи, часто вызывает пассивацию анодов и может значительно снизить производительность электролизера.

Эффективность процесса электролиза в большой степени зависит от состава электролита, поэтому необходимо в первую очередь проверить концентрации щелочи и цианистого натрия.

Снижение режимных величин концентрации реагентов в рабочем процессе может привести к коррозии анодов, необходимости использовать более высокий потенциал напряжения, снижению допустимой нагрузки раствора по току, пассивации анода, получению тугоплавкого золотого осадка и очень низкой производительности процесса электролиза.

Чаще всего обнаруживается, что недостаточна щелочность раствора. В этом случае рекомендуется поднять концентрацию щелочи в циркулирующем растворе путем добавления крепкого 20%-ного раствора NaOH.

В связи с этим перед началом каждого цикла десорбции электролиза рекомендуется проверять исходный рабочий раствор путем отбора пробы раствора и определения в ней концентрации NaOH и NaCN. В случае недостаточной концентрации щелочи корректировать раствор до заданного уровня или даже с небольшим избытком. При работе электролизеров фирмы Самит Вали следует учитывать нижеследующее.

Для более полной оптимизации качества процесса электрохимического извлечения температура продуктивного раствора должна поддерживаться выше 75 °С и ниже температуры кипения. Снижение температуры ниже 75 °С приведет к низкому уровню извлечения золота.

Наличие ионов хлора Cl^- свыше 25–50 мг/л очень часто становится причиной быстрой и значительной коррозии анодов и может оказать губительное воздействие на качество процесса электрохимического извлечения. Чтобы не допускать разрушения анодов нужно тщательно проводить отмывку и нейтрализацию угля после кислотной обработки.

Кремнекислые соли также могут привести к пассивации анодов, их коррозии и очень низкой производительности процесса электролиза. Конкретно неизвестно, при каком уровне концентрации кремнекислых солей возникают проблемы при электролизе. С кремнекислыми солями можно бороться путем тщательной промывки насыщенного угля до процесса десорбции.

Глава 13. МЕТОДЫ ОСАЖДЕНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ РАСТВОРОВ

В результате проведения процессов цианирования и сорбционного выщелачивания золота и серебро получают в виде цианистых, кислых тиомочевинных или щелочных растворов.

Цианистые золотосодержащие растворы получают после фильтрации и осветления процианированной пульпы. При сорбционном цианировании золотосодержащие растворы получают в результате десорбции золота и серебра из сорбентов элюентами. Для получения из растворов золота и серебра в готовую продукцию существует несколько способов осаждения, основными из которых являются следующие:

1. Цементация цинковой пылью или стружкой.
2. Осаждение металлическим алюминием в виде пыли или гранул.
3. Щелочное осаждение.
4. Электролиз.

Каждый из этих способов имеет свои особенности и область применения. Охарактеризуем каждый из перечисленных методов осаждения.

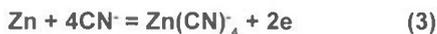
13.1. Цементация золота и серебра цинком

Этот способ применяется только для осаждения золота и серебра из цианистых растворов. В основу этого метода положены реакции цементации благородных металлов на менее благородные, такие как цинк, железо и другие. Химизм процесса осаждения на цинк описывается реакциями:



В ходе цементации цинк вытесняет из цианистого комплекса по 2 атома золота и серебра. При этом в каждом акте взаимодействия комплексов золота и серебра с цинком высвобождаются по 2 электрона.

Одновременно с цементацией золота и серебра происходит процесс растворения цинка в форме цинката и в виде цианистого комплекса с выделением водорода по реакциям:



На поверхности самого цинка происходит восстановление водорода:



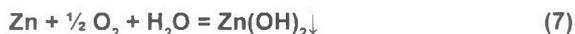
Как показывает реакция (3), цинк хорошо растворяется цианидом, и это обстоятельство является недостатком процесса, т.к. загрязняет раствор нежелательной примесью,

которая при определенной концентрации приводит к «утомляемости» растворов и препятствует использованию **обеззолоченных** растворов в обороте.

Присутствующая всегда в цианистых растворах щелочь также хорошо растворяет цинк (реакция 4) с образованием аниона оксида цинка, который взаимодействует с ионами цианида (реакция 5), образуя комплексные цианистые анионы цинка.

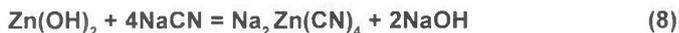
Выделяющийся при растворении металлического цинка водород частично связывается присутствующим в растворе кислородом, остальная часть водорода выделяется на поверхности цинка, превращается в свободный газ (реакция 6) и поляризует его катодную поверхность, т.е. заряжает ее положительным электричеством и тем самым препятствует дальнейшему процессу цементации. Влияние поляризации в значительной мере устраняется созданием на поверхности цинка рыхлого осадка свинца, что легко достигается освинцовыванием при помощи уксуснокислой соли $Pb(CH_3CO_2)_2$.

Кроме этого, при осаждении золота и серебра в цианистом растворе происходят некоторые побочные реакции:



т.е. цинк в присутствии кислорода окисляется и образует гидрат оксида цинка в виде белого осадка.

При избытке цианида гидрат оксида цинка растворяется с образованием комплексной соли:



Но в растворах со слабой концентрацией цианида и щелочи комплексный цианид цинка разлагается до двухвалентного нерастворимого цианида цинка по реакции:



Белые осадки гидрата оксида и цианида цинка образуются вследствие присутствия кислорода в растворе. При большой концентрации кислорода в растворе возможно протекание реакции обратного растворения осажженного золота.

Из приведенных реакций следует два основных условия цементации золота и серебра цинком:

1. Удаление кислорода из цианистого раствора перед цементацией.
2. Освинцовывание цинка.

Поэтому непосредственно перед осаждением золота и серебра проводится операция обескислороживания растворов под вакуумом. Этот процесс называется деаэрацией. С помощью вакуума в чане-осадителе с цианистым раствором создается разрежение, в результате которого растворенный кислород удаляется с отсасываемым воздухом. При отсутствии кислорода в растворе исключается окисление цинка, образование т.н. «белого осадка» и достигается полное осаждение золота.

Второе условие цементации золота и серебра реализуется добавлением раствора уксуснокислого свинца (или азотнокислого) для создания рыхлой пленки свинца на цинке. Рыхлая пленка на цинке увеличивает катодную поверхность осаждения и способствует удалению пузырьков водорода.

Увеличение концентрации цианистого раствора увеличивает абсолютное значение потенциала цинка и вызывает более интенсивное выделение водорода. Этим объ-

ясняется более быстрое и полное осаждение золота и серебра из крепких цианистых растворов.

В случае слабых растворов по цианиду влияние пониженной концентрации раствора на потенциал цинка компенсируют созданием электролитической пары посредством освинцовывания, которое благодаря значительным размерам рыхлой поверхности осажденного свинца ускоряет удаление водорода.

Процесс осаждения золота цинком осуществляется двумя путями: на цинковую стружку в специальных ящичных экстракторах и цинковой пылью в специальных аппаратах – осадителях. Осаждение цинковой стружкой имело наибольшее применение в практике цианистого процесса с начала и до середины XX века. В настоящее время этот способ почти не применяется, поэтому описание его не приводится.

Осаждение цинковой пылью применяется наиболее часто и широко. Оно заключается в том, что предварительно обескислороженный раствор смешивается с цинковой пылью и уксуснокислым свинцом и путем последующего отделения осадка в фильтр-прессе или на рамных вакуум-фильтрах.

Схема установки Меррилл–Кроу для осаждения цинковой пылью показана на рисунке 13.1.

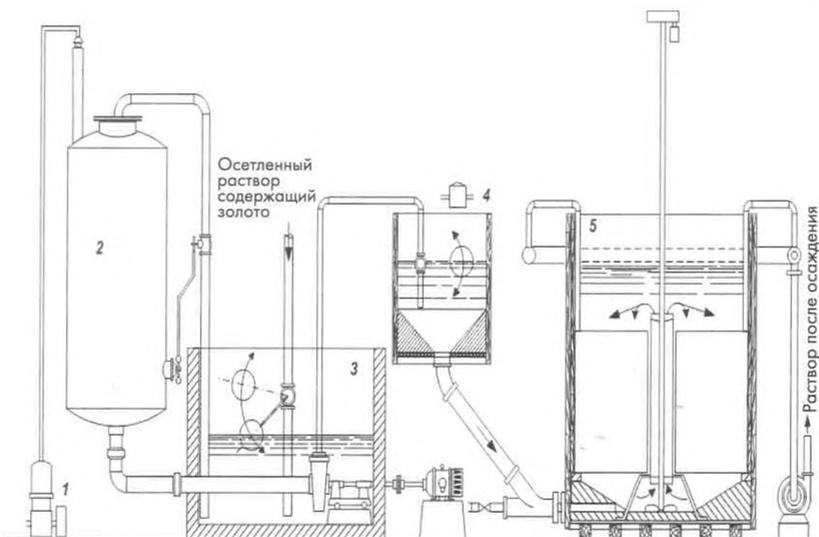


Рис. 13.1. Осаждение цинковой пылью по способу Меррилл–Кроу с фильтрацией осадка на рамном фильтре:

- 1 – вакуум-насос; 2 – ресивер; 3 – чан с насосом деаэрированного осветленного раствора;
4 – питатель цинковой пыли и смеситель; 5 – чан с фильтровальными рамами

Осадитель представляет собой емкость с механической мешалкой и вставленными в нее фильтровальными рамами, присоединенными к вакууму. В чан-осадитель поступает осветленный обескислороженный цианистый раствор, в который дозируется цинковая пыль и раствор уксуснокислого свинца. При перемешивании реагентов с растворами в осадителе происходит процесс цементации. Обеззолоченный раствор под действием вакуума фильтруется через фильтрткань рам и удаляется в чан-сборник. Золотосодержащий шлам в виде кека

собирается на внешней поверхности фильтрткани рамы. При наборе кека шлама определенной толщины процесс останавливают и производят съем цинковых шламов и их обработку соляной или серной кислотой.

Установка, в состав которой, кроме собственно осадителя, входят осветлитель раствора, деаэратор, насосы, дозаторы цинковой пыли и уксуснокислого свинца, вакуум-насос и ресивер, впервые была смонтирована в один блок за рубежом. Поскольку аппаратуру для осаждения разработал американский инженер Меррил, а аппаратуру для обескислороживания золотосодержащих растворов предложил инженер Кроу, установка получила широкое распространение в практике под названием «Меррил–Кроу».

Для того чтобы успешно шло осаждение золота и серебра, концентрация цианида в растворе должна быть не ниже 0,025%, а щелочи – 0,012%, в противном случае белые гидраты цинка и цианиды цинка могут выпадать в осадок. Более крепкие растворы по цианиду и щелочи приводят к усиленному растворению цинка и повышенному его расходу.

Уксуснокислый свинец дозируют в процесс в виде 0,005%-ного раствора. Растворимые соли свинца полностью устраняют отрицательное действие силиката кальция, который образуется при применении извести в процессе цианирования. Кроме этого уксуснокислый свинец в значительной степени предупреждает вредное воздействие мышьяка с известью на осаждение золота. Но при концентрации свинца более 0,005% осаждение золота может резко падать за счет образования свинцовой пленки на поверхности цинка.

Цинковая пыль перед дозированием в процесс должна быть отсеяна от комков, щепы и прочих предметов, желательна просушка пыли в бункере самого дозатора. Цинковую пыль желательно применять в свежеприготовленном виде либо с небольшим сроком хранения, в противном случае окисленная пленка на поверхности цинка резко затормозит или совсем прекратит осаждение золота и серебра.

Осаждение цинковой пылью наиболее эффективно при переработке цианистых растворов, содержащих небольшие концентрации растворенного золота от 0,5 до 100 г/м³. Извлечение золота в цинковый шлам составляет 98–99%. Расход цинковой пыли составляет 25–50 г на 1 м³ раствора, для богатых растворов при извлечении серебра расход цинка возрастает до 100–300 г/м³ раствора. В качестве свинцовой соли применяется азотнокислый или чаще всего уксуснокислый свинец, который берут в количестве 10% от расхода цинка.

Получающиеся в результате цементации на цинк шламы содержат золота от 0,5 до 30% и 30–40% цинка (остальное – глинозем, кремнезем, окислы и сульфиды металлов).

Кислотная обработка цинковых осадков используется с целью перевода в раствор цинка, меди и других примесей. В зависимости от рода удаляемой примеси для выщелачивания применяют серную, соляную или азотную кислоты.

Цинк и его соединения хорошо растворимы в соляной и серной кислотах. Обработка осадка 10–15%-ными растворами серной кислоты позволяет перевести в раствор 70–80% цинка и сократить выход осадка в 2,0–2,5 раза. При этом на растворение 1 кг цинкового осадка расходуется 1,25 кг серной кислоты. В ЮАР вместо серной кислоты для этой цели используют бисульфат натрия Na₂SO₄ и добиваются тех же результатов, что и серной кислотой. Однако бисульфат существенно дешевле кислоты. При обработке осадков серной кислотой процесс выщелачивания идет бурно, иногда с выбрызгиванием раствора и осадка. В соляной кислоте растворение идет более спокойно и не наблюдаются случаи выбрасывания осадка.

После растворения осадок промывают горячей водой несколько раз, расходуя суммарно 12 объемов воды на 1 объем осадка. Все растворы и промывные воды после

грубого фильтрования через полотно обязательно должны быть профильтрованы через бумажный фильтр, так как тонкий осадок золота проходит через полотно и может быть задержан только хорошим бумажным фильтром.

При обработке цинковых осадков в кислотах выделяются вредные газы: водород H_2 , мышьяковистый водород H_3As , сурьмянистый водород H_3Sb , пары синильной кислоты HCN , поэтому аппаратура для проведения растворения и промывки должна быть оснащена хорошей вытяжной вентиляцией.

Цинковые осадки с высоким содержанием меди подвергают обработке азотной кислотой или азотнокислым аммонием. При этом содержание меди снижается до 1–4%. Для более полного удаления примесей используют двухстадийное выщелачивание серной и соляной кислотами, а также комбинации серной–соляной и соляной–азотной кислот.

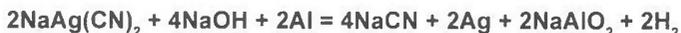
В процессе кислотной обработки наблюдается переход в раствор благородных металлов, поэтому фильтраты и промывные воды подвергают цементации золота и серебра на железе или алюминии. Повышенная растворимость серебра в азотнокислых растворах позволила использовать такую обработку для разделения золота и серебра.

Цинковые шламы после кислотной обработки, промывки водой и сушки в печи подвергают плавке с флюсами на сплав Доре в руднотермической печи конструкции Иррирдмета или в индукционной электрической плавильной печи.

Осаждение цинком применяется для сравнительно бедных по золоту цианистых растворов, объем которых значителен. В последнее время цинковое осаждение золота нашло применение на установках кучного выщелачивания (КВ), где получают бедные по золоту цианистые продуктивные растворы и в больших объемах. Применение цинкового осаждения возможно на объектах подземного выщелачивания золота (ПВ), которое находит все большее применение в промышленности.

13.2. Осаждение алюминием

Алюминий применяют в основном для осаждения серебра из цианистых растворов. Реакция осаждения серебра протекает по уравнению:



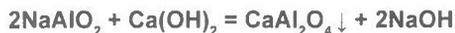
Как видно из реакции, при осаждении алюминием регенерируется цианистый натрий, и в этом заключается одно из достоинств этого процесса.

Поскольку алюминий не замещает благородные металлы в цианистых соединениях, при проведении процесса осаждения необходимо применять едкую щелочь.

Для растворов, содержащих только золото, осаждение алюминиевой пылью не дает удовлетворительных результатов, но полное осаждение золота достигается из растворов, содержащих не менее 60 г/м^3 серебра. Присутствующее в растворе золото осаждается вместе с серебром, но, скорее всего, не в свободном виде, а в виде соли – гидрата окиси $Au(OH)$.

Алюминиевая пыль плохо смачивается раствором. Действие избытка щелочи существенно ускоряет процесс осаждения, но увеличивать концентрацию щелочи следует осторожно ввиду значительного увеличения при этом расхода алюминия. Расход алюминия вследствие взаимодействия со щелочью в большей степени зависит от объема раствора, чем от содержания осаждаемых металлов. Поэтому для алюминиевого осаждения более выгодно использовать более концентрированные по благородным металлам растворы. Для осаждения 1 кг серебра нужно 0,38 кг алюминиевой пыли и 7 кг каустической соды.

Для успешного осаждения алюминиевой пылью золота и серебра нужно стараться исключить из процесса известь. Известь, реагируя с алюминатом натрия, образует осадок алюмината натрия по реакции:



Алюминат кальция переходит в осадок и делает его тугоплавким. Поэтому присутствующую в растворе известь необходимо предварительно осадить содой:



Осадку дают отстояться и свободный от извести раствор направляют на осаждение. Преимуществами осаждения серебра алюминиевой пылью является:

- небольшой расход алюминиевой пыли,
- снижение расхода цианида вследствие того, что алюминий не образует с цианидом комплексных солей,
- регенерация цианида при осаждении.

Схема установки для осаждения алюминиевой пылью (рис. 13.2) проще, чем для цинковой цементации.

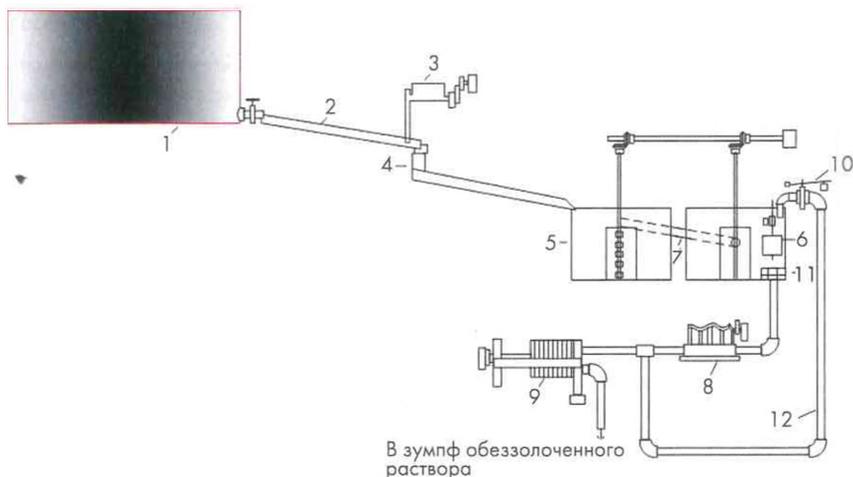


Рис. 13.2. Схема установки для осаждения золота алюминиевой пылью:

- 1 – емкость для исходного Au-раствора; 2, 4, 7 – желоба для перетока растворов;
 3 – питатель Al-пыли; 5 – чан-смеситель; 6 – второй чан-смеситель; 8 – насос; 9 – фильтр-пресс; 10 – автоматический вентиль, действующий от поплавка 11; 12 – обводная труба

Как видно из рисунка, в установке отсутствуют аппаратура обескислороживания, вакуумная установка и дозатор уксуснокислого свинца. В состав установки входят чан 1 для осветленного раствора, дозатор 3 алюминиевой пыли, два последовательных чан-смесителя 5 и 6, насос 8 и фильтр-пресс 9 для отделения осадка от раствора.

При осаждении алюминиевой пылью получают объемный пористый осадок темно-коричневого цвета. Он содержит до 85% благородных металлов и после плавки с флюсами дает довольно высокопробный слиток.

Осаждение алюминием как технологическая операция применяется для осаждения из цианистых растворов, прежде всего, серебра и попутно с ним золота.

Имеется опыт испытаний и применения алюминиевой пыли для осаждения золота из кислых тиомочевинных растворов на ЗИФ рудника им. Матросова в 1973–1975 гг. Метод и аппарат для осаждения был разработан во ВНИИХТ (г. Москва).

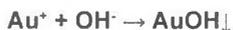
Суть метода заключалась в том, что в 5-камерный аппарат с кислым тиомочевинным золотосодержащим раствором одновременно загружалась алюминиевая пыль при перемешивании раствора в каждой камере сжатым воздухом. Затем алюминиевая пыль дозировалась в хвостовую камеру и в противотоке раствора перемещалась к головной камере аппарата. При этом алюминий постепенно замещался золотом и выгружался из головной камеры в виде золотого осадка с содержанием драгметалла до 70–80%.

Испытания процесса осаждения золота алюминием дали положительный результат, но, к сожалению, после этого процесс и аппарат по каким-то причинам не получил дальнейшего развития.

13.3. Щелочное осаждение золота из растворов

Осаждение золота крепким щелочным раствором на основе каустической соды (NaOH) производится из кислых тиомочевинных регенератов, получаемых при десорбции металла с анионита типа АМ-2Б. Процесс осаждения идет при повышенной температуре – 60–70 °С.

В результате контакта концентрированной щелочи происходит вначале нейтрализация кислоты (серной или соляной), содержащейся в растворе, и разложение тиомочевинного комплекса золота на тиомочевину и положительный ион золота Au⁺. На следующем этапе процесса образуется гидроксид золота по реакции:



Процесс осаждения идет достаточно быстро при механическом перемешивании смеси. Затем щелочной осадок золота отфильтровывают и подвергают прокатке, в результате которой золото восстанавливается до металла. В прокаленном состоянии осадок содержит 35–50% золота.

Щелочное осаждение проводят в обычных реакционных аппаратах с механическими мешалками в коррозионно-стойком исполнении. Фильтрация осадка производится на фильтр-прессах или вакуумных дисковых или барабанных фильтрах.

Процесс осаждения золота щелочью внедрен был на гидрометаллургическом заводе «Мурунтау» в Узбекистане. После прокатки осадок подвергают плавке на слиток.

На золотоизвлекательных фабриках щелочное осаждение золота не применяется. Он находит применение в основном на аффинажных заводах.

13.4. Электролиз золота из растворов

В настоящее время электролиз золота из растворов является основным промышленным процессом получения товарной продукции на всех действующих сорбционных золотоизвлекательных фабриках.

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 концентрированном по содержанию драгметаллов, не применяя длительные и трудоемкие операции доводки осадков – фильтрацию, сушку, прокатку и др.

При использовании электролиза резко сокращается расход реагентов, устраняется загрязнение примесями растворов, которые после электролиза используются в обороте, повышается культура производства.

Понятие об электролизе. Электродные процессы

Электролиз – это 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** (рис. 13.3).

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.

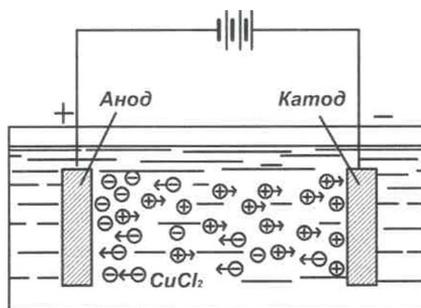


Рис. 13.3. Схема процесса электролиза

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.

Другой важной характеристикой 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.

$$V_{эл} = (Y_a - Y_k) + (U_{эл-ра} + U_{эл-дв}),$$

где Y_a – потенциал поляризованного анода, В;

Y_k – потенциал поляризованного катода, В;

$U_{эл-ра}$ – падение напряжения в растворе электролита, В;

$U_{эл-дв}$ – 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.

13.5. Электролиз золота из кислых тиомочевинных растворов

Товарный раствор, получаемый в результате десорбции золота с анионита АМ-2Б, представляет собой серноокислый раствор, содержащий тиомочевину $CS(NH_2)_2$ и благородные металлы в виде катионных тиомочевинных комплексов $[AuCS(NH_2)_2]^+$ и $[AgCS(NH_2)_2]^+$. При электролизе непосредственное осаждение золота происходит на поверхности катода в результате восстановления тиомочевинного комплексного иона золота.

Важной характеристикой протекающего катодного процесса является величина потенциала выделения, которая для золота в кислом тиомочевинном растворе равна 0,2 В. От величины потенциала катода зависит величина тока, протекающего через раствор электролита. Эта зависимость выражается поляризационной кривой, которая показана на **рисунке 13.4**.

Характерная особенность кривой – наличие волны при потенциалах, равных от -0,1 до -0,25 В. В этой области наблюдается уменьшение поляризационного тока. При потенциалах отрицательнее -0,3 В сила тока снова возрастает. Из кривой на **рисунке 13.4** следует, что электролиз золота из тиомочевинных растворов необходимо вести при отрицательном потенциале на катоде, равном -0,3–0,4 В.

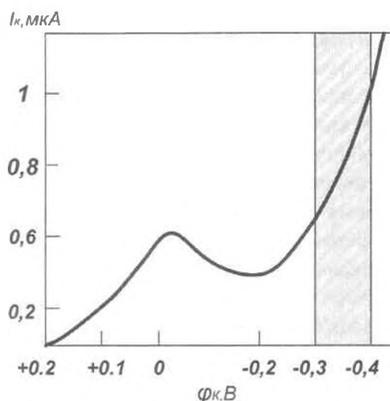


Рис. 13.4. Поляризационная кривая. Зависимость силы катодного тока I_k от потенциала ϕ_k

При потенциалах на катоде отрицательнее $-0,5$ В основным катодным процессом наряду с осаждением золота становится выделение водорода, а также осаждение некоторых металлов-примесей.

Поскольку в тиомочевинном растворе присутствуют анионы SO_4^{2-} , на поверхности анода происходит их окисление по реакции:



В результате этой реакции образуется незаряженное соединение SO_4 , которое не может существовать в растворе самостоятельно и распадается по схеме:



Но SO_3 вновь образует с водой серную кислоту, а атом кислорода соединяется с другим атомом, и образующийся кислород выделяется из раствора в виде газа.

Кроме этого, на аноде происходит разложение тиомочевины с образованием элементарной серы, которая осаждается на аноде, препятствуя протеканию анодного процесса, а также приводит к помутнению раствора и загрязнению катодного осадка. Поэтому при электролизе золота необходимо исключить разложение тиомочевины на аноде. Это достигается, если катодное и анодное пространство разделить ионообменными мембранами. Мембрана должна быть проницаемой только для ионов SO_4^{2-} и не пропускать молекулы тиомочевины.

При разделении катодного и анодного пространства ионообменной перегородкой для протекания анодного процесса необходимо подавать раствор кислоты – анолит. Ионообменная мембрана должна обладать хорошей электропроводностью, чтобы осуществлялся перенос электрических зарядов от катода к аноду.

13.6. 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 циан-группа в щелочной среде связывается в NaCN . На аноде протекают при этом обычные процессы восстановления водорода из ионов OH^- и передача избыточных электронов для разрушения цианидных комплексов золота.

13.7. 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 рисунке 13.5.

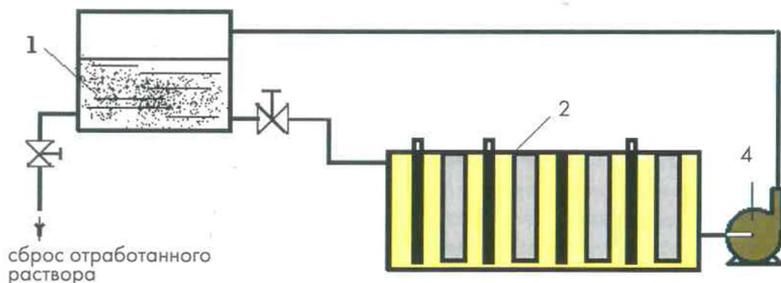


Рис. 13.5. Циркуляционный режим работы электролизера:

- 1 – напорная емкость, 2 – электролизер, 3 – емкость отстойник,
4 – химический насос

Товарный регенерат или щелочной элюат закачивается в напорную емкость 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 емкость. Таким образом, в процессе электролиза раствор циркулирует между напорной емкостью и электролизером до тех пор, пока в растворе остаточная концентрация золота и серебра не станет равной заданной. Режим электролиза в этом случае выбирают таким, чтобы 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. 13.6) электролизер работает с последовательным перетоком раствора из одной камеры в другую.

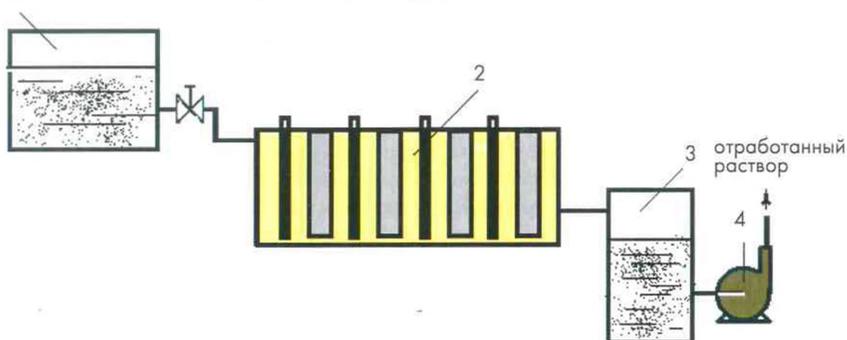


Рис. 13.6. Прямоточный режим электролизера

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 Ирриредмета. В этих электролизерах катоды и аноды выполнены в виде пакетов пластин из нержавеющей стали. При этом золото и серебро из раствора, осажаясь на катоде в виде чешуйчатых пластин, не удерживается на поверхности катода и в виде шлама накапливается в нижней части электролизера.

В циркуляционном режиме работают электролизеры типа ЭУ-10В конструкции Новосибирского института ИХТТИМС. В электролизерах этого типа золото осаждается на объемно-пористый катод, представляющий собой углеграфитовый 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 (A/dm^2 , A/m^2) и обозначают буквой D . Плотность тока – очень важная характеристика процесса, так как от нее зависит скорость и количество осажденного металла на катоде.

Электролиз золота и серебра осуществляется при плотности тока от 20 до 60 А/м². Проведение процесса электролиза при плотностях тока менее 20 А/м² нецелесообразно, т.к. осаждение золота идет не на предельном диффузионном токе.

При возрастании плотности тока от 20 до 60 А/м² скорость осаждения благородных металлов на катоде растет почти прямо пропорционально. При плотности тока свыше 60 А/м² 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 проточный 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 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 °С.

Рост **скорости протока раствора** через катодные камеры также вызывает увеличение скорости осаждения металлов. Циркуляционный режим работы электролизера обеспечивает более высокую скорость протока раствора, чем проточный. Это связано с тем, что в проточном режиме нужно выдерживать такую скорость раствора, чтобы за один проход обеспечить максимальное 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. В противном случае углеграфитовый войлок на катоде быстро загрязняется механическими примесями, что вызывает снижение скорости протока раствора и удлинение цикла электролиза. При этом резко падает качество катодного осадка. Грязные растворы неприемлемы и для проточного электролизера, поскольку механические примеси из раствора также загрязняют катодный осадок.

Элюат, поступающий на электролиз, должен содержать не более 0,5 г/л механических примесей. Для обеспечения чистоты раствора элюат перед электролизом фильтруют на фильтр-прессе.

13.8. Технологическая схема электролизного отделения

При проведении процесса электролиза осуществляется несколько обязательных операций в определенной последовательности, представленные на схеме, **рисунок 13.7**.

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.

При автоклавной десорбции получают два элюата – богатый с содержанием $Au > 150$ мг/л и бедный с содержанием $Au < 150$ мг/л. Можно, конечно, смешать эти растворы и перерабатывать на одном электролизере, но для этого нужен электролизер большей производительности. При меньшей концентрации золота увеличивается производительность серийного электролизера по раствору. Кроме этого, при высокой концентрации золота в растворе на выходе электролиза получается высокое содержание золота, которое можно осадить вместе с бедными элюатами на втором электролизере. Практика и расчеты показали, что выгоднее перерабатывать богатые и бедные растворы (элюаты) на отдельных электролизерах.



Рис. 13.7. Технологическая схема электролизного отделения

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 съемке из электролизера, представляет собой чешуйчатые частицы золота серовато-грязного цвета. Его направляют на фильтрацию для отделения раствора. Фильтрация катодного осадка производится на вакуумном нутч-филт্রে, представляющем собой ящик с перфорированным ложным днищем, на которое укладывается рубашка из фильтркани. Раствор фильтруется через ткань под действием вакуума.

Отфильтрованный катодный осадок сдается в плавильное отделение на дальнейшую обработку, а фильтрат из ресивера откачивается в сборник маточного раствора.

13.9. Устройство и работа электролизера ЭУ-1М

Электролизер ЭУ-1М относится к типу циркуляционных и предназначен для катодного осаждения золота и серебра из кислых тиомочевинных растворов. Электролизер ЭУ-1М (рис. 13.8) состоит из корпуса, катодных блоков 6 и анодных камер 10. Корпус электролизера выполнен из титанового листа и имеет две полости: внутреннюю – собственно электролизная ванна – и внешнюю – сливной карман для приема обеззолочен-

ного раствора. На продольных бортах корпуса приварены толстые титановые пластины, которые служат для крепления медных шин 2 снизу и крепления сверху токоподводящих ножей 1.

Корпус представляет собой сварную емкость из титанового сплава ВТ-1-0 с тремя полостями, составленными двумя перегородками. Эти перегородки образуют карманы для слива золотосодержащего раствора, в верхней части корпуса сварен коллектор 3 для сбора и слива анолита. Сливные карманы соединены между собой и имеют общий вывод через патрубок 8. В днище корпуса имеются переходники, соединенные с коллектором для подачи раствора в катодные камеры и патрубков для слива раствора из ванны перед съемкой осадка и зачистки корпуса от накопившихся шламов.

В ванне электролизера попеременно размещены катодные и анодные блоки. Анодных камер на 1 шт. всегда больше катодных блоков. Анодная камера состоит из П-образной рамки из непроводящего материала (оргстекло, винипласт и др.) со штуцерами для ввода и вывода анолита. К боковым стенкам рамки с помощью титановых накладок и винтов закреплены пластины ионообменных мембран. Внутри камеры заливается анолит в виде 1–2%-ного раствора серной кислоты и помещается анод, выполненный из платиновой сетки.

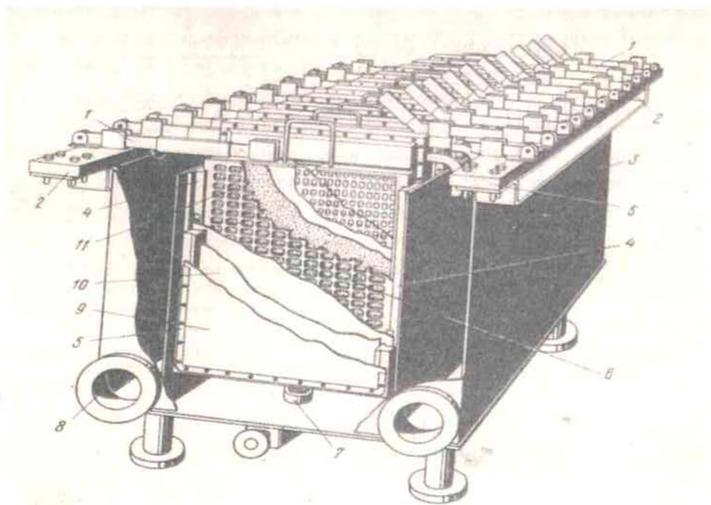


Рис. 13.8. Электролизер циркуляционный ЭУ-1М:

- 1 – токоподводы; 2 – шины; 3 – титановый корпус; 4 – направляющие; 5 – планки прижимные; 6 – катодный блок; 7 – штуцер для подвода раствора в катод; 8 – патрубки для вывода католита и анолита; 9 – ионообменная мембрана; 10 – анодная камера, 11 – винипластовая сетка

Поскольку объем анодной камеры невелик, а плотность тока достаточно высока, в процессе электролиза происходит заметное увеличение кислотности анолита, которое отрицательно сказывается на стойкости мембран и анодов. Для устранения этого эффекта при работе электролизера организуется непрерывная циркуляция анолита между анодными камерами и напорной емкостью.

Электролизер устанавливается на ровный пол или площадку на винтовых опорах горизонтально по уровню. Между опорами и площадкой подкладываются токоизолирующие подкладки.

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 может протекать по вентиляционным воздуховодам.

Техническая характеристика электролизера ЭУ-1М

Объем одной партии исходного раствора для электролиза, м ³	5–6
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 углеродистого материала на катоды, г	900–1000
Количество осажденного золота на катоды до съемки осадка, г	не менее 7,0

Съемка катодного осадка производится при остановке протока раствора, отключении напряжения на ванне. Катодные блоки освобождают от токоподводов, вынимают их из ванны и на специальном столе из каждого блока осторожно снимают углеродистый материал с осадком и помещают его в противень. Противень с осадком направляют 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.

13.10. Устройство и принцип работы электролизера ГЦН2-40

В электролизном отделении цеха гидрометаллургии Холбинского рудника установлены электролизеры ГЦН2-40, которые работают в непрерывном прямоточном режиме. Конструкция электролизера разработана в институте Ирригедмет.

Электролизер ГЦН2-40 (рис. 13.9) 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 шт. – анодными. Катодные и анодные электродные пластины расположены в блоке попеременно (катод-анод).

Электродные блоки 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 токоподводящих шпильках, каждая для своего электрода. Между анодами и катодами выполнены зазоры, которые обеспечиваются диэлектрическими шайбами между каждой парой катод-анод.

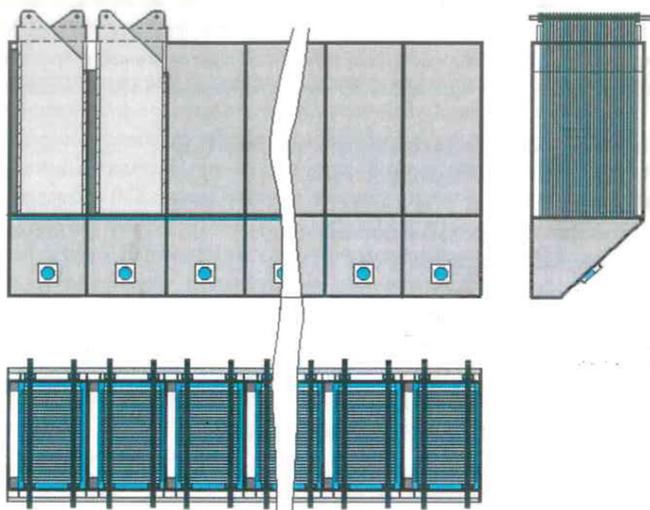


Рис. 13.9. Электролизер ГЦН2-40

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 перетекал по ходу снизу вверх через каждый электродный блок. Если переточные каналы в электродных блоках негерметичны, то раствор прямоотком проходит через неисправные блоки и в этом случае возможен проскок 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.

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-катадами, 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 электродные блоки 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, %	- 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 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 в руднотермической электропечи.

При каждой съемке катодного осадка электролизная ванна тщательно зачищается и промывается водой от накопившихся катодных шламов, а все электрические контакты зачищаются наждачной бумагой, чтобы обеспечить хорошее сопряжение поверхности контактов и передачу электрического тока на электроды электролизера.

Глава 14. ПЛАВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ НА СЛИТОК

На золотоизвлекательных фабриках в результате переработки руды получают богатые золотосодержащие продукты в виде шлихового золота, концентрата от гравитационного обогащения, катодных осадков электролиза, цинковых шламов после цементации, осадков от химического осаждения и некоторые другие богатые золотосодержащие продукты. Под богатыми золотосодержащими продуктами понимают материал, содержащий первые проценты золота. До 80-х годов прошлого века почти все золотоизвлекательные фабрики СССР эти продукты направляли для дальнейшей переработки на аффинажные заводы или на медеплавильные предприятия, где они подвергались пирометаллургической переработке, т.е. поступали на плавку.

Несмотря на высокое содержание в них благородных металлов, при опробовании богатых продуктов результаты анализов на золотодобывающих предприятиях и аффинажном заводе часто расходились и порой вызывали значительную разницу в подсчете металлов, что приводило к спорам и разногласиям. Основной причиной невысокой надежности опробования и анализа является неравномерность по крупности и распределению частиц золота в продуктах. Вследствие этого содержание золота в товарной продукции либо сильно занижается, либо, наоборот, завышается. Золотосодержащая продукция, особенно низкопробная (как, например, цинковые и катодные шламы, гравитационные концентраты), занимает довольно большой объем и требует значительных затрат при транспортировке на аффинажный завод или на предприятия цветной металлургии.

Таким образом, чтобы получить на фабрике товарную золотосодержащую продукцию в компактном виде, пригодном к надежному опробованию, ее нужно сплавить и получить слитки в виде сплава Доре.

Плавка золота при изготовлении ювелирных изделий известна с давних времен. Для золотосодержащих продуктов, получаемых на золотодобывающих предприятиях, применяются два вида плавки: плавка на черновой слиток с коллектором и последующей купеляцией черногового слитка и бесколлекторная плавка золота с получением слитка сплава Доре.

Технология бесколлекторной плавки золотосодержащих материалов на слитки была разработана в конце 80-х годов в институте Иргиредмет и успешно применена на многих предприятиях золотодобывающей отрасли.

За счет плавки на слиток товарная продукция получается более компактной, затраты на ее перевозку на аффинажный завод снижаются на 20–30%, опробование и анализ слитков не представляет трудностей. При поставке на аффинажный завод золотосодержащей продукции в виде слитков снимаются разногласия и споры по анализам содержания золота и количеству передаваемого металла, существенно снижаются затраты на транспортировку и переработку на аффинажном заводе.

14.1. Понятие о плавке

Электроплавка представляет собой высокотемпературный металлургический процесс, предназначенный для выделения благородных металлов из богатых продуктов в компактные слитки.

Сущность металлургической 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 про-дукте 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, магния, цинка и другие.

В качестве флюсов чаще всего используются техническая буро, кальцинированная сода, поташ, селитра, измельченное стекло, кварц, свинцовый глет и некоторые другие, характеристика которых приведена ниже.

Буро 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) буро сильно вспучивается при нагревании вследствие выделения воды, что может вызвать разбрызгивание расплава и потери металла. Обычно пользуются прокаленной бурой. Буро плавится при температуре 560°C и способствует полному разложению породных минералов и образованию жидкоплавкого шлака. Буро особенно пригодна для ошлакования окислов цинка, магния, кальция, железа, марганца, алюминия.

Сода кальцинированная Na_2CO_3 – сильноосновный 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 футеровку от сильного разъедающего действия расплавленных окислов. Иногда вместо кварца применяют измельченное стекло, которое имеет тот же состав, что и кварц.

Глет PbO – сильноосновный 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 веркблеем. Расплавленный веркблей имеет плотность выше плотности 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 калиевую 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 получение 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 опуститься вниз.

- Иметь нужную структуру, чтобы в холодном состоянии хорошо отделяться от веркбля.
- Не содержать частиц золота и включений свинца.

По химическому составу и свойствам шлаки делятся на кислые и основные. Степень кислотности шлака определяется отношением числа атомов кислорода, связанного с кремнием в диоксиде кремния, к числу атомов кислорода, связанных в основные оксиды.

Кислые шлаки отличаются большой вязкостью, медленно остывают, легко вытягиваются в длинные нити. После охлаждения шлаки становятся 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 нетрудно, но на практике шихту подбирают опытным путем по типу и примерно известному составу золотосодержащего материала, который предстоит сплавить.

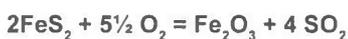
«Золотая головка», получаемая в результате перечистки гравитационного концентрата, материал для плавки сложный и в большинстве случаев вызывает при проведении процесса серьезные трудности.

Кроме золота и серебра в «золотой головке» обычно содержатся сульфиды железа, меди, цинка, свинца и других металлов, а также кварц и породообразующие минералы.

При плавке сульфиды очень неохотно разлагаются, плохо окисляются и образуют вязкие штейны и трудноотделимые шлаки. Поэтому «золотую головку» перед плавкой подвергают окислительному обжигу с целью перевода сульфидных минералов железа и цветных металлов в окисленное состояние. Рассмотрим кратко теорию и практику обжига сульфидной «золотой головки».

14.2. Обжиг «золотой головки»

Термохимические изменения, происходящие в процессе окислительного обжига, для каждого из сульфидов имеют свой характер. Так, 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 °С пирит превращается в пирротин FeS_x . Далее, на следующей стадии при $T=700$ °С 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 °С и выше (до 900 °С), то после обжига огарок представляет собой пористый гематит, в котором практически отсутствуют сульфиды железа и магнетит.

Мышьяксодержащий минерал **арсенопирит** FeAsS в окислительной среде интенсивно окисляется по реакции:



Обжиг арсенопирита производится при температуре 600–700 °С. 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 триоксида As_2O_3 . При обжиге мышьяковистой «золотой головки» необходимо предусматривать эффективную систему газоочистки, чтобы не загрязнять атмосферу цеха и окружающую среду. Обжиг мышьяковистых минералов проводят в 2 стадии. Первая стадия обжига проводится при температуре 400–450 °С с ограниченным поддувом воздуха. Этот технологический прием используется с той целью, чтобы избежать «переоxygenения» образующегося триоксида мышьяка (III) до твердых арсенатов, в которых мышьяк имеет степень окисления +5. При таких условиях обжига в первой стадии процесса происходит полное окисление арсенопирита и частичное окисление пирита.

Вторая стадия обжига производится при температуре 500–700 °С и тоже с подачей воздуха на окисление (но несколько в большем количестве). В этом случае происходит полное окисление пирита и магнетита до конечного продукта – гематита. Двухстадийный обжиг позволяет получать степень десульфуризации 95–98%, что обеспечивает хорошее качество плавки огарка на слиток.

Сульфидный минерал меди **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 $(\text{CuO})_x(\text{Fe}_2\text{O}_3)_e$.

Свинцовый минерал **галенит** PbS в обычных условиях обжига для пиритных и мышьяково-пиритных концентратов (500–600 °С) окисляется довольно вяло. Основным продуктом окисления является сульфат свинца PbSO_4 . 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 спекы.

Сульфид цинка **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 $\text{ZnS} \rightarrow \text{ZnSO}_4 \rightarrow \text{ZnO} \rightarrow \text{ZnO} \rightarrow 2\text{Zn}(\text{SO}_4)$.

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.

Окислительный обжиг проводится в камерной электропечи при температуре 650–700 °С. Большая часть сульфидов при этом окисляется и переходит в сульфаты, которые в свою очередь с увеличением температуры разлагаются с образованием оксидов и удалением серы в виде газа диоксида серы SO_2 .

Характерным признаком образования сернистого газа при обжиге являются язычки синего пламени на поверхности обжигаемого материала. Окончание обжига определяется по исчезновению синего пламени, исчезновению локальных ярких пятен зон перегрева и изменению цвета огарка до коричневого или красно-коричневого цвета. Сиреневый или черный цвет огарка свидетельствует о незавершенности процесса окис-

ления, в частности, о присутствии в огарке магнетита и даже моносulfидов железа (пирротина, троилита). Такой огарок характеризуют как недожог, и причиной его обычно является недостаточная подача кислорода воздуха к обжигаемому материалу и плохие условия перемешивания в процессе обжига.

«Золотую головку» засыпают в противень тонким слоем от 0,5 до 2 см. Противень с материалом помещают в камерную электропечь и ведут обжиг при непрерывном помешивании («перегребании») специальным гребком. При этом нужно не допускать спекания материала и прилипания его к стенкам и дну противня, где ухудшаются условия окисления и формируются так называемые зоны непрожога. Также следует не допускать агрегации, спекания огарка в период интенсивного окисления (видимого горения) сульфидных минералов.

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. Часто в печь для интенсификации процесса обжига подают свежий воздух.

Окислительный обжиг «золотой головки» проводят в стандартных камерных электропечах типа СНО, СДО, а также во вращающихся барабанных электропечах.

14.3. Бесколлекторная плавка золотой головки

Конечным (целевым) продуктом технологии является золото лигатурное, соответствующее ТУ 117-2-7-75. Технические требования на сплав представлены в таблице 14.1.

Таблица 14.1

Технические требования на золото лигатурное согласно ТУ 117-2-7-75

Наименование	Химический состав, массовая доля, %			
	Au	Сумма Ag, Au	Pb, не более	Hg, не более
Золото в слитках	10 и более	Не ограничено	5	0,1

Обоженный материал «золотой головки» шихтуется с флюсами – кальцинированная сода, техническая буро, кварц – и подвергается бесколлекторной плавке с получением металлического сплава и шлака. Шлак бесколлекторной плавки должен обеспечить формирование частиц золота и серебра в одну металлическую фазу, обладать способностью растворять в себе частицы огарка, иметь температуру плавления выше температуры плавления золота (примерно 1100–1200 °С).

Подходящим для бесколлекторной плавки является железо-натриевый шлак системы $FeO - Na_2O - SiO_2$. Данные исследований и практики показывают, что благородные металлы распределяются между шлаком и металлическим расплавом, выход которых составляет соответственно 200–250% и 1–10% по отношению к огарку, т.е. на 1 кг огарка при плавке приходится 2,0–2,5 кг шлака и 10–100 г металлического сплава. Извлечение золота в сплав составляет 99%. Получаемые при бесколлекторной плавке металлические сплавы содержат от 75 до 90% золота.

Поскольку огарок после окислительного обжига в основном состоит из оксидов железа, среди которых основную массу составляет гематит (80–95%), при проведении бесколлекторной плавки возникает опасность восстановления железа до металла. Так как плотность расплавленного железа составляет 6,9 г/см³, а плотность железо-натриевых шлаков – 2,5–3,0 г/см³, то в процессе плавки железо будет концентрироваться

в донной фазе. В конечном итоге вместо высокопробного золотосодержащего сплава получится железный сплав, содержащий благородные металлы.

В связи с этим важным аспектом проведения бесколлекторной плавки является предотвращение процесса восстановления оксидов железа до металла. Для этого необходимо в шихту добавлять кремнезем SiO_2 . В этом случае в процессе плавки происходят следующие процессы.

При расплавлении флюсов и огарка происходит диссоциация соды, входящей в состав шихты, что создает дегазацию расплава углекислым газом и способствует его перемешиванию. Одновременно с этим оксид натрия (Na_2O) всплывает на поверхность расплава, обволакивая и увлекая в шлак тугоплавкие оксиды и твердые включения. Оксид натрия снижает температуру плавления шлака. С диоксидом кремния (SiO_2), который находится в шихте, оксид натрия взаимодействует с образованием соединения Na_2SiO_3 , которое хорошо шлакуется. Силикат натрия в свою очередь ошлаковывает гематит (Fe_2O_3). С целью полного перевода оксидов железа в шлак в шихту дополнительно вводится диоксид кремния, и в процессе бесколлекторной плавки Fe_2O_3 ошлаковывается соединением $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$ в нераскристаллизованное стекло $2(\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2) \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$.

Оксид железа, диоксид кремния, глинозем и другие тугоплавкие оксиды и включения ошлаковываются. При этом происходит освобождение частиц золота от механической связи с огарком, расплавление, коагуляция частиц золота и серебра в металлическую фазу, которая за счет высокой плотности ($16\text{--}18 \text{ г/см}^3$) опускается сквозь расплав шлака и формируется в донной части в металлический расплав.

Содержание золота в шлаках находится в пределах $5\text{--}100 \text{ г/т}$. Результаты исследований показали, что золото и серебро в железо-натриевых шлаках остаются в виде металлических королек размером $0,05\text{--}0,004 \text{ мм}$, которые не успевают выделиться в металлическую фазу за время плавки. По сути, содержащиеся в шлаках бесколлекторной плавки металлические корольки золота и серебра являются механическими потерями. Тем не менее нужно стремиться снижать эти потери золота в шлаке.

Одним из путей снижения механических потерь является повышение температуры в конце плавки. В этом случае расплав шлака становится менее вязким и корольки с большей скоростью осаждаются в металлический расплав в донной части. Оптимальная температура бесколлекторной плавки на железо-натриевый шлак находится в пределах $1200\text{--}1250 \text{ }^\circ\text{C}$. В некоторых случаях оправданным может быть перегрев расплава до $1300 \text{ }^\circ\text{C}$, но в этом случае необходимо обеспечить более продолжительное время отстоя, успокоения расплава перед его выливкой в изложницу.

Установлено также, что потери золота со шлаками снижаются при увеличении массовой доли оксида железа с 26 до 32% в огарке, однако при содержаниях гематита более 35% они снова возрастают. При плавке огарка с высоким содержанием золота свыше 60 кг/т потери золота со шлаком минимальны и составляют $2\text{--}3 \text{ г/т}$.

Для плавки конкретного материала «золотой головки» шихту подбирают в зависимости от ее 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 хорошо-го золото-серебряного слитка без последующей купеляции.

14.4. Плавка «золотой головки» с коллектором

На многих золотоизвлекательных фабриках с гравитационным процессом обогащения бедную «золотую головку» после обжига плавят с коллектором, в качестве которого

чаще всего применяется свинцовый глет PbO . Если в «золотой головке» содержится природный свинцовый минерал галенит до 30–40%, то глет не применяется или применяется в ограниченном количестве. Коллекторная плавка применяется при наличии в «золотой головке» большого количества сульфидов (40–50%) и сравнительно невысокого содержания золота (1–10 кг/т).

При коллекторной плавке «золотой головки» в качестве флюсов добавляются кальцинированная сода и бура, при необходимости – свинцовый глет, а также диоксид кремния в виде боя стекла. В процессе плавки свинец восстанавливается из глета или природного галенита до металла и расплавляется при температуре 600–700 °С. Сода и бура так же, как и в бесколлекторной плавке, при расплавлении образуют железо-натриевый шлак и ошлаковывают оксиды тугоплавких металлов и других примесей, содержащихся в огарке. Расплавленный свинец как тяжелая металлическая фаза осаждает на дно плавильной фазы и при прохождении через слой шихты собирает освобожденные от механической связи с компонентами огарка частицы золота. Свинцовый расплав, захватывая частицы золота, растворяет его и образует свинцово-золото-серебряный сплав веркблей.

Плавка «золотой головки» после окислительного обжига ведется при температуре 1100–1150 °С. В результате плавки получается свинцово-золотой сплав – **веркблей**, в котором содержание золота составляет в 2–3 раза больше, чем в «золотой головке» до обжига. Чтобы получить товарный слиток, веркблей подвергается высокотемпературной купеляции в электромуфельной печи.

Купеляция – это процесс окислительного плавления веркблея, помещенного на капели, при температуре 850–900 °С. 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 благородные металлы, находящиеся в расплаве, растворяет окислы и вместе с ними поглощается капелью. Золото и серебро в виде жидкого расплава остаются 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 благородных металлов и **непроницаемую** для самого свинца и расплава благородных металлов.

Масса капелей должна превышать массу свинцового сплава примерно на 50%. Капели предварительно просушивают и нагревают в печи в течение 15–20 мин для удаления из них влаги и органических веществ. Когда температура капели 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 купеляции 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.

Капели изготавливаются из магнезита, цемента, костяной муки с добавками различных связующих веществ. Цементные капели готовят из чистого цемента марки 400–500 и огнеупорной глины. Цементные капели редко употребляются, так как при высыхании и нагревании они часто растрескиваются, а после купеляции материал капели пристает к слитку.

Наилучшим материалом для изготовления капелей, обеспечивающим минимальные потери золота, является измельченный магнезит. В качестве связующих веществ добавляются цемент марки 500 или жидкое стекло. Масса для приготовления капелей 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 составу: 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, просыпы – необходимо возвращать в технологический процесс на предмет исключения потерь золота и серебра.

Таким образом, плавка «золотой головки» с коллектором проводится по схеме: **окислительный обжиг** → **плавка на веркблей** → **купеляция** → **слиток**. По сравнению с бесколлекторной плавкой добавляется операция купеляции веркблея, а при плавке добавляется свинцовый глет, который служит коллектором для сбора частиц золота в расплавленном огарке. Плавка «золотой головки» с коллектором по сравнению с бесколлекторной требует значительно больших энергетических и материальных затрат, дополнительного оборудования (электропечь для купеляции, оборудование для изготовления капелей), но окупается при переработке очень бедных «золотых головок» с большим содержанием галенита и пирита.

14.5. Плавка катодных осадков

Плавка катодных осадков после электролиза, содержащих 90% и выше суммы золота и серебра, не представляет особых трудностей.

Влажные катодные осадки сушат в камерной электропечи, разогретой до температуры 100 °С, нагревают ее вместе с материалом до 300–400 °С и выдерживают при температуре в течение 2–3 часов. После сушки осадок выгружают из печи, охлаждают на воздухе.

В состав катодных осадков кроме золота и серебра могут входить медь, цинк, шлакообразующие оксиды (SiO_2 , CaO , Al_2O_3), углерод и др. Химический состав и действующие технические условия на катодные осадки представлены в таблице 5.2. При переработке первичных руд и флотационных концентратов по технологии «уголь в пульпе» (CIP) в катодные осадки с тончайшими шламами механическим путем могут попадать сульфиды и углистые сланцы, имеющие в своем составе сульфидную серу и углерод. Эти компоненты существенным образом затрудняют переработку таких «некондиционных» (то есть более сложных по химическому составу, чем «стандартные») катодных осадков.

Таблица 14.2

Химический состав катодных осадков

Наименование	Содержание компонентов, массовая доля, %				
	Au	Ag	Сумма Fe, Cu, Zn	Сумма CaO , SiO_2 , Al_2O_3	Углерод
Катодные осадки	22–26	25–30	15–20	20–25	Не более 1,5
ТУ 117-2-3-78	Сумма не менее 70		Не более 10	Не более 15	Не более 5

Катодные осадки с суммарной массовой долей сульфидной серы, превышающей 1,5–2,0%, во избежание образования штейновой фазы рекомендуется перед плавкой направлять на окислительный обжиг, который обычно проводится практически тем же способом, что и обжиг сульфидных концентратов, не содержащих мышьяка, то есть в одну стадию. Исключение составляют катодные осадки, содержащие галенит (PbS). Такие осадки следует обжигать в две стадии, причем первую вести при температуре 400–500 °С.

Катодный осадок плавится при средней разовой загрузке катодного осадка на плавку в количестве 20,0 кг с получением слитков золота лигатурного. Прямое извлечение золота в готовую продукцию от катодного осадка составляет около 99,8, серебра – 99,7%. Содержание золота в сплаве в зависимости от качества осадка составляет от 36 до 42% и серебра в среднем 38,5%.

Плавку сухих катодных осадков осуществляют в индукционной плавильной печи или в руднотермической электродуговой печи конструкции Иргиредмета. Шихту готовят взвешиванием компонентов, их смешением, перемешиванием. Температура плавки составляет 1200–1250 °С, общая продолжительность плавки зависит от способа нагрева, который используется в плавильной печи, массы проплавляемого осадка и состава шихты и может варьировать в пределах 60–150 минут.

По окончании плавки расплав сливают в чугунный ковш-изложницу. Охлажденные шлак и слиток сплава золота лигатурного выбивают из изложницы и разделяют по границе раздела.

Слитки золота лигатурного механически зачищают от шлака и заусенцев на металлическом рабочем столе, набивают цифровым шрифтом на верхней плоскости номер слитка, взвешивают и отбирают пробу. Отбор проб проводят методом высверливания стружки в 2–4 точках с верхней и нижней плоскости слитка. Для этого используется настольный сверлильный станок. Зачистки слитков возвращают на плавку в шихту с исходным катодным осадком.

Шлаки подвергают ручной переработке для извлечения видимых королек золота. Затем шлаки дробят на дробилке щековой ДЛЩ 80х150А, накапливают в партию около 100 кг и направляют на переработку в схему извлечения руды для доизвлечения золота и серебра методом гравитации или сорбционного цианирования. Отработанные плавильные тигли зачищают и перерабатывают по схеме переработки шлаков.

На 1 кг катодного осадка добавляется 0,3–0,4 кг технической буры, 0,07–0,08 кг извести. Иногда для окисления содержащихся в катодном осадке железа, меди и других металлов добавляют до 0,02–0,05 кг селитры. При незначительном содержании в катодном осадке кремнезема и соединений кальция часто в качестве флюсов добавляют кварцевый песок, часть которого можно заменять стеклом, и известью.

Шлаки от плавки катодных осадков получают стекловидными темно-зеленого цвета. В результате плавки катодных осадков с невысокой массовой долей цветных металлов-примесей получают слитки золотосеребряного сплава с содержанием суммы благородных металлов до 95–98%. При остывании слитки хорошо отделяются от шлаков. Шлаки после плавки катодных осадков можно использовать повторно в процессе плавки 2–3 раза.

14.6. Плавка цинковых шламов

Цинковые шламы (осадки) получают цементацией цинковой пылью золота и серебра в цианистых растворах. Химический состав цинковых осадков зависит от концентрации золота, серебра и примесных металлов в цианистых растворах, из которых осаждают золото. Обычно содержание золота в цинковых шламах колеблется от 1,0 до 30%, серебра – от 20 до 50%, цинка – от 20 до 80%, свинца – от 2 до 20% и меди – от 0,1 до 30%. Кроме этого, в цинковых осадках, как правило, присутствуют железо, сера, а также оксиды алюминия, кремния, кальция.

Ввиду того, что цинковые осадки содержат значительные количества цинка, меди и зачастую только первые проценты золота, перед плавкой их подвергают предварительной обработке кислотами или обжигу с целью уменьшить количество примесей и сократить массу материала для последующей плавки.

Кислотная обработка осадков позволяет в 2,0–2,5 раза сократить количество направляемого в плавку материала. Однако для кислотной обработки требуется большой фронт аппаратуры для растворения, промывки и фильтрации и создаются тяжелые условия труда в связи с выделением газов арсина и цианистого водорода, при этом возникает необходимость доизвлечения благородных металлов из фильтратов и промывных вод. Поэтому в каждом конкретном случае необходимо тщательное технико-экономическое обоснование целесообразности включения кислотной обработки в технологическую схему переработки цинковых осадков.

Другой подготовительной операцией перед плавкой является обжиг или прокаливание цинковых шламов. Проводится он как на сырых осадках, так и на кешах после кислотной обработки. Основное назначение обжига сводится к отгонке и окислению цинка и примесей, разложению углекислых и цианистых солей, удалению влаги.

Обжиг проводится в электропечах при температуре 600–700 °С в течение нескольких часов. После охлаждения обожженный материал смешивают с флюсами и направляют на плавку.

Плавка – основной метод извлечения благородных металлов из цинковых осадков. Плавить осадки можно либо после кислотной обработки и обжига, либо после обжига, либо непосредственно сырые шламы в смеси с флюсами. Поскольку в цинковых осадках преобладает среди примесей цинк, подбор шихты ведут с учетом его шлакования. В шихту для плавки цинковых осадков должны входить бура, песок, сода, реже плавиковый шпат, селитра.

Бура и кварцевый песок вводятся во все без исключения шихты для шлакования цинка, оксидов меди, железа, свинца. Загрузка буры составляет 13–50 кг на 100 кг осадка. Ее присутствие повышает жидкотекучесть шлака. Кварцевый песок добавляют из расчета от 3 до 40 кг на 100 кг осадка. Соду в шихту добавляют для плавки сырых осадков. Сода снижает температуру плавления шлака и делает его жидкотекучим. Расход соды колеблется от 5 до 25 кг на 100 кг осадка. Плавиковый шпат вводят в шихту для шлакования глинозема, если он присутствует в осадке.

Окислители – селитра или перекись марганца – предотвращают штейнообразование и уменьшают загрязнение сплава металлами. В целом общее количество флюсов на 100 кг осадка в сумме должно составлять от 37 до 108 кг.

Плавку шихты проводят с получением металлического сплава и шлака. В зависимости от количества осадка и условий плавки содержание благородных металлов колеблется от 45 до 97%. При плавке шихты цинковых осадков не удается избежать перехода в шлак некоторого количества благородных металлов в виде королек и мелких золотинок. Поэтому необходимо осуществлять доработку шлаков с использованием гравитации на столах, шлюзах, амальгамации с последующим цианированием хвостов гравитационного обогащения шлаков.

В середине 90-х гг. институтом «Иргиредмет» была предложена и успешно внедрена на Приокском аффинажном заводе прямая плавка высушенных цинковых осадков на золото лигатурное с использованием гидроборатной шихты. Особенностью данной технологии является использование окислительной способности реакции дегидратации десятиводной буры $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ в расплаве для окисления неблагородных примесей. Позднее такой способ пирометаллургической переработки цинковых осадков, полученных как в процессе Меррил–Кроу (осаждение на цинковую пыль), так и при цементации на цинковую стружку внедрялся непосредственно на золотоизвлекательных фабриках и установках кучного выщелачивания, использующих цементационное осаждение благородных металлов из продуктивных растворов.

Плавку цинковых осадков можно проводить как в тигельных индукционных печах, так и в электродуговых печах. Шихта и режим плавки для каждого конкретного цинкового осадка подбирается опытным путем после анализа исходного материала и проведения опытных плавков осадка.

14.7. Устройство руднотермической плавильной печи

Руднотермическая печь была создана в институте Ирриредмет в 80-х годах прошлого века специально для плавки золотосодержащих продуктов, которые получали на золотоизвлекательных фабриках в виде «золотой головки» и на приисках и в старательских артелях в виде шлихового самородного золота. При этом учитывалось, что для расположенных вдали от промышленных центров фабрик и предприятий россыпной золотодобычи нужна была плавильная печь, простая по устройству и несложная в обслуживании.

Принципиальное устройство электропечи руднотермической печи института «Ирриредмет» показано на **рисунке 14.1**. Печь состоит из ванны 3, электродов 2, механизма передвижения электродов 4, устройства наклона ванны печи 5, токоподвода 1, электрододержателей с зажимами 7 и стоек основания печи 6.

Ванна печи имеет форму опрокинутого конуса и футеруется изнутри хромомagneзитовым кирпичом. Следует заметить, что хромомagneзитовый кирпич выдерживает не менее 40 плавков, а шамотный – 8–10 плавков, 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 сухого или масляного трансформатора мощностью 80–100 кВА с входным напряжением 220–380В и возможностью плавного получения на электродах напряжения от 12 до 90 В.

Электроды изготавливаются из стального прутка диаметром 80–100 мм, либо используются стандартные графитовые электроды диаметром 70 мм, имеющие внутреннюю ленточную резьбу и наворачиваемые на медные втулки трубчатых электрододержателей. К газоходу подключается вентиляционная система с газо- и пылеулавливающими скрубберами.

Печь работает следующим образом. На дно ванны помещается пусковая шихта, состоящая при плавке на основной железо-натриевый шлак из буры и соды (примерно 50 на 50%), а при плавке на нейтральный боросиликатный шлак – из чистой буры в количестве 1000–1500 граммов. Электроды с помощью устройства 4 опускают на дно ванны, сближают их до минимального зазора и, замыкая оба электрода обломком силицевого (карбидокремниевое) стержня, выступающим в качестве элемента сопротивления и создающим на своей поверхности высокую температуру (свыше 1200 °С), разогревают его до наплавления под ним ванны расплавленной пусковой (холостой) шихты.

Таким образом, в момент розжига холодной печи она работает в режиме печи сопротивления. При этом нежелательно допускать возникновение дуги на воздухе, поскольку она вызывает повышенные нагрузки на питающий трансформатор, создает тепловой удар на футеровку дна ванны печи и разрушает силицевый стержень, удаление крошки которого из ванны после перехода на работу в режиме проводимости через шлаковый расплав будет затруднено.

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 °С.

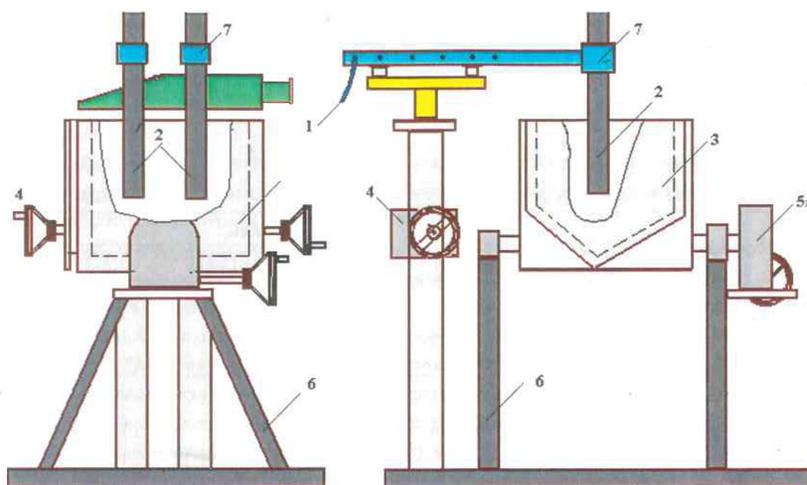


Рис. 14.1. Устройство руднотермической печи

1 – питающий кабель; 2 – электроды; 3 – корпус; 4 – механизм подъема электродов; 5 – механизм наклона печи; 6 – рама печи; 7 – узел крепления электродов

После загрузки и расплавления всей шихты температуру в печи поднимают до $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ и прогревают жидкую ванну во всем объеме так, чтобы металлический расплав весь собрался внизу, а шлак стал жидкотекучим.

В нижней части ванны имеется летка, 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 часов. Существует модификация печи для ведения накопительной плавки с периодическим выпуском прореагировавшего шлака через верхнюю (шлаковую) летку и увеличенным объемом ванны.

Руднотермическая печь, разработанная в Ирриредмете, по сравнению с индукционными печами 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 руднотермической печи является то, что электроды печи не требуют для изготовления специальных материалов – электроды можно изготовить на месте из любой конструкционной стали. Однако стальные электроды при плавке заражают металлический расплав железом, в результате чего слиток становится упрочненным и вызывает трудности при опробовании сверлением. Присутствие железа в слитке является нежелательной примесью. По этой причине стальные электроды теперь применяются редко, вместо них используют графитовые стержни диаметром $60\text{--}80\text{ мм}$, которые существенно меньше изнашиваются и не вызывают загрязнения получаемых слитков.

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. т в год.

Таблица 14.3

Технические характеристики руднотермических печей Ирриредмета

Наименование	Тип печи		
	3-3М	3-10М, 3-10МН	3-10М ²
Рабочий объем ванны при коэффициенте заполнения (0,7), дм ³	6,0	27,0	35,0
Рекомендуемая массовая доля золота в исходном материале, %	Более 15,0	Более 5,0	Более 2,0
Продолжительность плавки после прогрева на холодной шихте, мин	40–80	90–120	90–150
Масса слитка, кг	2–5	2–15	2–20
Габаритные размеры печи:			
длина	700	2000	2300
– ширина	800	1100	1200
– высота	2000	2500	2500
Потребляемая мощность при работе на максимальном рабочем токе, кВт	15	30	40
Электропитание	Трансформатор W=40 кВА I _н =250–600 А U _н =20–45 В	Трансформатор W=80–100 кВА I _н =400–700 А U _н =12–90 В	Трансформатор W=80–100 кВА I _н =500–900 А U _н =30–100 В
Количество плавков до замены футеровки	20–60	10–30	15–30
Материал: Футеровка ванны Теплоизоляция подины	Кирпич х/ магнезитовый Кирпич шамотный	Кирпич х/ магнезитовый Кирпич шамотный	Кирпич: х/ магнезитовый Кирпич шамотный

В целях обеспечения более продолжительного срока службы хромо-магнезитовой футеровки руднотермической печи рекомендуется обеспечить хранение запасных комплектов в теплом сухом месте, и перед установкой футеровки в печь, особенно, если кирпичи даже непродолжительное время находились на холоде или во влажном помещении, просушивать и прогревать футеровку в печи для сушки цинковых осадков (выкладывая кирпичи ниже поддонов с осадком в холодную печь до ее включения). Время сушки-прогрева кирпичей примерно соответствует времени сушки осадков, но если кирпичи были на холоде или в сырости продолжительное время, то продолжительность сушки желательно увеличить не менее чем в 2 раза.

14.8. Устройство и работа индукционной плавильной печи

В начале XXI века для плавки золота нашли широкое применение индукционные плавильные печи. Индукционные тигельные печи (ИТП) обеспечивают быструю плавку практически всех металлов за счет высокой концентрации мощности непосредственно в расплаве.

ИТП широко используются в литейном и металлургическом производствах, где требуются высокая производительность, точность температуры и гомогенность расплава. Могут работать в защитной атмосфере и в вакууме.

Достоинствами индукционных тигельных плавильных печей (ИТП) являются:

1. Выделение энергии непосредственно в загрузке, без промежуточных нагревательных элементов.
2. Интенсивная электродинамическая циркуляция расплава в тигле, обеспечивающая быстрое плавление мелкой шихты, отходов, выравнивание температуры по объему ванны и отсутствие местных перегревов, гарантирующая получение многокомпонентных сплавов, однородных по химическому составу.
3. Принципиальная возможность создания в печи любой атмосферы (окислительной, восстановительной или нейтральной) при любом давлении.
4. Высокая производительность, достигаемая благодаря высоким значениям удельной мощности, особенно на средних частотах.
5. Возможность полного слива металла из тигля и относительно малая масса футеровки печи, что создает условия для снижения тепловой инерции печи благодаря уменьшению тепла, аккумулируемого футеровкой. Печи этого типа удобны для периодической работы с перерывами между плавками и обеспечивают возможность быстрого перехода с одной марки сплава на другую.
6. Простота и удобство обслуживания печи, управления и регулировки процесса плавки, широкие возможности для механизации и автоматизации процесса.
7. Высокая гигиеничность процесса плавки и малое загрязнение воздуха.

К **недостаткам** тигельных печей относятся относительно низкая температура шлаков, наводимых на зеркало расплава с целью его технологической обработки. Шлак в ИТП разогревается от металла, поэтому его температура всегда ниже, а также сравнительно низкая стойкость футеровки при высоких температурах расплава и наличие резких колебаний температуры футеровки при полном сливе металла. Однако преимущества ИТП перед другими плавильными агрегатами значительны, и они нашли широкое применение в самых разных отраслях промышленности, в т.ч. и в золотодобывающей отрасли

Рассмотрим принцип действия индукционной тигельной печи.

Индукционный нагрев – это нагрев тел в электромагнитном поле за счет теплового действия вихревых электрических токов, протекающих по нагреваемому телу и возбуждаемых в нем благодаря явлению электромагнитной индукции. При этом ток в нагреваемом материале называют *индуцированным* или *наведенным* током.

Таким образом, принцип действия индукционной печи заключается в том, что нагрев и расплав шихты с золотосодержащим материалом происходит за счет протекающих в нем токов средней и высокой частоты, которые возникают под действием электромагнитного поля, создаваемого индуктором.

Индукционная тигельная электропечь (**рис. 14.2**) состоит из индуктора с тиглем (2, 3), генератора частоты, шкафа управления, устройства поворота и наклона тигля для выпуска расплавленного металла и шлака в изложницу. Электроэнергия от генератора с заданной частотой подается гибкими водоохлаждаемыми кабелями, подвод охлаждающей воды – резиноканевыми рукавами с быстроразъемными соединениями.

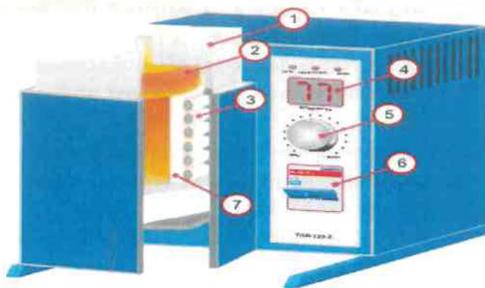


Рис. 14.2. Общий вид индукционной тигельной печи УПИ-120

- 1 – крышка; 2 – тигель; 3 – индуктор; 4 – индикатор мощности; 5 – регулятор;
6 – выключатель, 7 – теплоизоляционная вставка

Рассмотрим все основные части индукционной тигельной печи, требования, предъявляемые к ним, и их эксплуатационные характеристики.

Индуктор печи

Индуктор (**рис. 14.3**) является основным элементом печи, предназначенным для создания электромагнитного поля, индуцирующего ток в загрузке. Кроме своего основного назначения, он также должен выполнять функцию важного конструктивного элемента, воспринимающего механическую и тепловую нагрузку со стороны плавильного тигля и во многом определяющего надежность работы печи в целом.

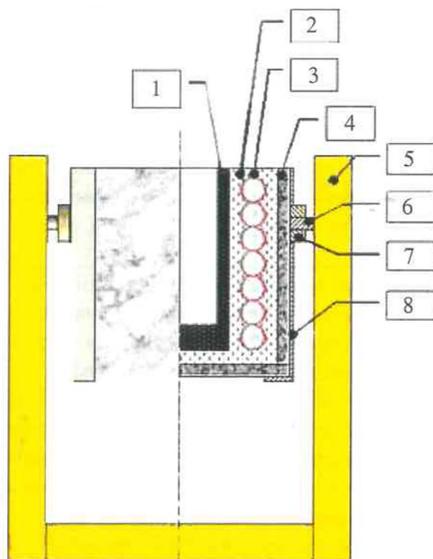


Рис. 14.3. Индуктор

- 1 – тигель; 2 – футеровка; 3 – индуктор; 4 – коробка; 5 – рама; 6 – ось;
7 – шарнир, 8 – уголок

На индуктор действуют значительные радиальные электродинамические усилия:

- витки подвержены вибрациям, которые могут привести к разрушению изоляции индуктора;
- распределяющая в процессе нагрева футеровка тигля создает значительные осевые усилия, стремящиеся сместить витки индуктора в осевом направлении;
- механические изгибающие усилия, возникающие при наклоне печи, могут также привести к деформации витков индуктора.

Охлаждение индуктора должно обеспечивать отвод тепла, вызываемого электрическими потерями, а электрическая изоляция витков индуктора должна исключать возможность электрического пробоя, приводящего к прожогу трубки индуктора и к возникновению аварийной ситуации. Как правило, индуктор охлаждается проточной водой.

Обычно индуктор представляет собой цилиндрическую однослойную катушку (соленоид), витки которой уложены в виде спирали (спиральный индуктор) с постоянным углом наклона, определяемым шагом набивки, или катушку, все витки которой располагаются в горизонтальных плоскостях, а переходы между соседними витками осуществляются короткими наклонными участками. Ввиду больших токовых нагрузок индуктор ИТП практически всегда выполняют с водяным охлаждением.

Для обеспечения минимальных электрических потерь в индукторе необходимо соблюдение следующих условий:

- материал индуктора должен обладать малым удельным сопротивлением;
- материал индуктора должен быть немагнитным;
- толщина индуктирующего витка, обращенная к расплаву, должна быть не менее $1,57\Delta$.

Эти условия могут удовлетворяться, если индуктор выполнен из поллой медной трубки круглого или прямоугольного сечения. Электроизоляция индуктора должна иметь высокую диэлектрическую прочность, быть пыле- и влагонепроницаемой, противостоять вибрациям и повышенным температурам ($\approx 200\text{--}300\text{ }^{\circ}\text{C}$), быть ремонтоспособной. На практике применяется несколько способов выполнения межвитковой изоляции:

1. Воздушная — промежуток между соседними витками достаточно большой (10–20 мм), чтобы исключить возможность возникновения пробоя. Воздушная изоляция выполняется при сравнительно невысоком напряжении на индукторе, в тех случаях, когда имеется возможность жестко закрепить каждый виток в отдельности (на печах малой емкости).
2. Обмоточная — на предварительно подготовленную поверхность витков наносится слой изоляционного лака, затем витки обматываются лентой с высокой диэлектрической непроницаемостью (например, стекломикалентой). Лента обычно наматывается «в полуперекрышку». Такая изоляция широко применяется.
3. Прокладочная изоляция — в зазоры между витками закладываются прокладки, выполненные, например, из стеклотекстолита. Индуктирующий провод предварительно покрывают изоляционным лаком, а прокладки приклеивают к виткам специальным клеем на эпоксидной основе. Этот вид изоляции используют в печах большой емкости.

Для обеспечения жесткости и механической прочности индуктора применяются следующие способы крепления его витков:

- с помощью шпилек, выполняемых обычно из латуни и припаянных или приваренных к наружной стороне индуктора; каждый его виток крепится к вертикальным изоляционным стойкам, выполненным из текстолита, асбоцемента или твердых пород дерева;

- с помощью верхнего и нижнего прижимных колец или фланцев все витки индуктора вместе стягиваются в осевом направлении продольными стяжками, а радиальная фиксация витков осуществляется вертикальными рейками, выполненными из изолирующего материала или пакетами магнитопроводов;
- необходимая жесткость может быть также обеспечена заливкой его в компаунд.

Система водяного охлаждения индуктора предназначена для отвода активной мощности, теряемой в индукторе ($P_{\text{и}}$), и мощности тепловых потерь теплопроводностью от расплавленного металла через футеровку тигля ($P_{\text{т. п.}}$). Условия надежности работы системы:

1. Механических примесей в охлаждающей воде должно быть не более 80 г/м^3 и величина карбонатной (временной) жесткости должна быть 7 г-экв/м^3 .
2. Температура отходящей (нагретой) воды должна быть такой, чтобы предотвратить образование накипи, обычно ее принимают равной $35\text{--}40 \text{ }^\circ\text{C}$, что соответствует температуре стенки индуктора $40\text{--}50 \text{ }^\circ\text{C}$.
3. Температура индуктора не должна быть ниже температуры окружающего воздуха, так как иначе на индукторе будет конденсироваться влага из воздуха, что приведет к пробоем между витками.
4. Необходимый напор при входе в индуктор по условиям заводских водопроводных магистралей следует ограничить до 200 кПа . Если по расчету этот напор превышает предел, то систему водоохлаждения приходится разбивать на секции и все секции охлаждения индуктора присоединять к охлаждающей магистрали параллельно.
5. Скорость течения охлаждающей воды должна быть определенной: не менее $0,5 \text{ м/с}$ для создания турбулентного движения воды, предотвращающего осаждение на стенках трубки индуктора механических примесей и выпадающих из воды солей (вследствие уменьшения их растворимости при нагреве воды), и не более $1,5 \text{ м/с}$, чтобы не увеличить потери давления сверх допустимого значения.

Каркас индукционной тигельной печи

Каркас (кожух) печи служит конструктивной основой для крепления всех основных элементов печи. При этом к нему предъявляются два основных требования: обеспечение максимальной жесткости всей конструкции печи в целом и минимальное поглощение мощности элементами каркаса, так как они находятся в магнитном поле рассеяния индуктора. В настоящее время в тигельных печах применяют, в основном, каркас, имеющий форму прямоугольного параллелепипеда, ребра которого выполнены из немагнитного материала (например, из дюралюминиевого уголка или немагнитной стали), а грани закрыты асбоцементным листом.

С такими каркасами изготавливают печи малой емкости (менее $0,5 \text{ т}$) и лабораторные печи. С целью уменьшения нагрева металлических уголков каркаса, отдельные его металлические элементы изолируют друг от друга изоляционными прокладками для исключения в раме каркаса кольцевых токов. Индуктор в таком каркасе обычно прикрепляют к нижней и верхней асбоцементным плитам.

Магнитопроводы и экраны индукционной тигельной печи

На практике применяются три способа уменьшения потерь в каркасе печи от полей рассеяния:

1. удаление металлических элементов каркаса на достаточное расстояние от индуктора с устранением замкнутых контуров тока в каркасе;

2. применение пакетов магнитопроводов, устанавливаемых между индуктором и каркасом, выполненных из листовой электротехнической стали толщиной 0,2; 0,35 или 0,5 мм;
3. применение магнитных экранов в виде сравнительно тонких медных или алюминиевых листов, располагающихся непосредственно у внутренней поверхности кожуха.

Поскольку металлический корпус образует замкнутый контур вокруг индуктора, то применение экранов в этом случае оказывается неизбежным. Как правило, в промышленных печах используют магнитные экраны (магнитопроводы).

Магнитопроводы, кроме своего основного назначения (проведение внешнего магнитного потока внутри каркаса), выполняют функцию конструктивного элемента, обеспечивающего жесткость индуктора и печи в целом. Это достигается благодаря тому, что фиксацию и радиальную стяжку индуктора осуществляют пакетами магнитопроводов, прижимаемых к индуктору специальными нажимными болтами, смонтированными в корпус печи. Усилие нажатия может регулироваться. Фиксация индуктора в осевом направлении может осуществляться с помощью кронштейнов, приваренных к боковым щекам магнитопроводов (к верхним скобам), и шпилек, притягивающих пакеты магнитопроводов к днищу печи. Благодаря такому конструктивному решению, все усилия, возникающие при работе печи, и воспринимаемые индуктором, передаются через магнитопроводы на корпус и днище, что позволяет разгрузить футеровку и повысить ее стойкость и надежность печи в целом.

Контактное устройство индукционной тигельной печи

Электрооборудование печи включает в себя генератор повышенной или высокой частоты, коммутационную и защитную аппаратуру, конденсаторную батарею, емкость которой можно менять.

Электрооборудование и измерительные приборы в случае повышенной и высокой частоты должно иметь специальное исполнение, допускающее использование специальной аппаратуры в зоне повышенных частот.

Механизм наклона индукционной тигельной печи

Механизм наклона печи предназначен для слива металла и является одним из важных узлов конструкции любой тигельной плавильной печи. Для уменьшения длины струи металла ось наклона ИТП помещают вблизи носка. Для наклона печей малой емкости (60 и 160 кг) используют ручной, электротельферный или гидравлический механизмы. Ручной механизм наклона используется в печах лабораторных или очень малой мощности. Гидравлические механизмы применяются для ИТП большой мощности и производительности. Электротельферный механизм наклона применяется в печах, применяемых для выплавки золота.

Для выплавки золота применяются индукционные тигельные печи различных марок и заводов-изготовителей. Наиболее часто применяются печи со среднечастотными генераторами типа ПИ1 производства завода высокочастотных установок г. Санкт-Петербург.

В индукционных печах типа ПИ1 применяются тигли из нейтрального материала карбидокремниевые, что позволяет вести плавку золотосодержащих материалов как на железо-натриевый шлак – основной, так и на кислые боросиликатные шлаки. Особенностью этих печей является то, что нагревается до необходимой температуры непосредственно шихта с ЗСП, находящаяся в тигле, а не сам тигель.

Технические характеристики этих печей приведены в таблице 14.4.

Параметры	ПИ1 50/10		ПИ1-160/10	
	ТКГ-50	ТКГ-75	ТКГ-100	ТКГ-150
Напряжение питающей сети, В	380		380	
Частота, Гц	50		50	
Число фаз	3		3	
Выходная мощность, кВт	50(60)	50(100)	160	250
Напряжение, подводимое к печи, В	400		400	
Масса жидкого металла (по меди), кг	50	75	100	150
Максимальная скорость плавки, кг/час	66	82	200	225
Общий расход охлаждающей воды, м ³ /час	1,74		3,03	
Источник питания	СЧУ1-50/10	СЧГ1 60/10	СЧГ1-160/10	СЧГ1 250/10
Масса печи, кг	950	963	1900	1915
Водоохлаждающая станция	СВ-1,7		СВ-3,0	

Техническая характеристика плавильного индукционного комплекса КИТ-25\10

№№ п/п	Наименование	Значение	Примечание
1.	Номинальная выходная мощность, кВт	25	
2.	Потребляемая мощность, кВт	35	
3	Генератор частоты	ГНОМ-25М	
4	Рабочая частота кГц	8–12	
5.	Тигель	АА-100	Графитсодержащий, глазурованный
6.	Объем тигля, л	10	
7.	Максимальная масса проплавляемого металла, кг	30	
8.	Время плавки, час	2,0–2,5	
9.	Масса катодного осадка на одну плавку, кг	20–25	
10.	Изготовитель		НПО «Геофизика» г. Красноярск

Индукционный комплекс КИТ-25 успешно работает на Березитовой ЗИФ.

В некоторых индукционных печах индуцированными токами повышенной частоты нагревается сам тигель, т.е. расплавление шихты с ЗСП происходит через передачу тепла от тигля. В таких печах применяются графитовые электропроводные тигли.

В индукционной печи золотосодержащий материал расплавляют в тигле, расположенном внутри индуктора, который представляет собой спираль с несколькими витками из токопроводящего материала. Через индуктор пропускают переменный ток; создаваемый при этом внутри индуктора переменный магнитный поток наводит в сплаве вихревые токи, которые обеспечивают нагрев и плавление материала в тигле.

14.9. Летучесть золота и серебра при плавке

Летучесть золота и серебра в сплавах имеет практическое значение при плавке золотосодержащих материалов на слиток, поскольку она связана с дополнительными потерями благородных металлов.

Летучесть химически чистого золота в обычной газовой атмосфере невелика – можно считать, что она не имеет практического значения, за исключением случая, когда в составе газовой атмосферы содержится водород. В этом случае летучесть золота достигает 0,055% при 25-минутном нагревании при 1250 °С в струе водорода, при 1400 °С – 0,25%.

Летучесть золота и серебра в сплавах в условиях различной газовой атмосферы изучалась Плаксиным И.Н. и Кожуховой М.А. Они установили, что летучесть химически чистого золота заметна только в светильном газе и в хлоре. В атмосфере светильного газа предполагают, что образуется летучий гидрид золота (водородное соединение золота), а в хлоре образуется летучее хлорное золото.

Для сплавов золота с ртутью летучесть золота одинакова во всех газах, кроме хлора. Это объясняется тем, что к моменту нагревания сплава до 700–800 °С в сплаве остается немного ртути, а при 900 °С остается 0,1% ртути. Летучесть золота, вызываемая химическим взаимодействием компонентов сплава с окружающим газом, соответствует температуре более высокой, чем 900 °С. Иначе говоря, золото начинает «лететь» с газами при температуре, близкой к плавлению.

Установлена повышенная летучесть золота в углекислоте. Видимо, летучесть золота зависит от образования при высокой температуре летучих карбонильных соединений цинка и кадмия с окисью углерода, которая образуется в результате диссоциации углекислоты. Это обстоятельство нужно иметь в виду при плавке цинковых осадков, когда в них содержится много карбонатов.

В атмосфере хлора летучесть сплавов золота достигает наивысшего значения. При этом следует отметить, что она весьма зависит от скорости движения газовой струи над поверхностью сплава и, конечно, от температуры. Наибольшая летучесть золота и серебра наблюдается у сплавов с медью, оловом, ртутью и свинцом при температуре выше 1100 °С. Сплавы с цинком и кадмием также обнаруживают значительную летучесть; в сплавах с серебром и сурьмой летучесть в струе хлора также высока, но ниже, чем в вышеперечисленных случаях.

Летучесть хлоридов золота при нагревании выше 220 °С тоже значительна. Это объясняется тем, что соединения золота с хлором разлагаются и при более высоких температурах образование хлорного золота возможно на весьма короткий промежуток времени, который, по-видимому, оказывается достаточным для возгона образовавшегося соединения золота с хлором.

Летучесть серебра при обжиге и плавке выше, чем у золота, в несколько раз. Установлено, что при окислительном обжиге потери серебра обусловлены разложением его соединений и зависят от интенсивности химических реакций, происходящих в процессе обжига. Все наблюдения привели к выводу, что при высокой температуре серебро весьма летуче (до нескольких процентов) в окислительной атмосфере, причем летучесть усиливается в присутствии серы, мышьяка и сурьмы.

Чтобы уменьшить потери от летучести благородных металлов при обжиге и плавке, необходимо, во-первых, очень аккуратно соблюдать температурный режим процесса, не допускать перегрева расплавов и огарков в печи по времени, и во-вторых, печи для обжига и плавки оборудовать установками газоочистки и улавливания благородных металлов из отходящих газов.

14.10. Неоднородность слитков, содержащих золото и серебро

Готовые слитки после плавки опробуются методом сверления. При опробовании слитков золота и серебра очень важное значение имеет степень их неоднородности, т.к. в этом случае результаты анализов на определение благородных металлов будут сильно отличаться от истинных в плюс или минус. Поэтому рассмотрим причины неоднородности слитков и мероприятия по уменьшению влияния неоднородности на опробование.

При остывании расплавов металлов часто возникает явление ликвации. Ликвация – это химическая неоднородность, возникающая в сплаве в процессе кристаллизации. Ликвация, как правило, проявляется в виде отдельных зерен кристаллитов или дендритов. Ликвация любого вида является нежелательным процессом, т.к. ухудшает многие свойства (механические, коррозионную стойкость и др.) сплава, как в состоянии полуфабриката, так и в готовом изделии.

Ликвация создает значительную неоднородность слитков, как в вертикальном, так и в горизонтальном сечениях. Это обстоятельство вызывает необходимость принятия мер предосторожности при опробовании слитков. При затвердевании слитков компоненты, кристаллизующиеся в первую очередь, в зависимости от удельного веса опускаются на дно расплавленной ванны или, наоборот, всплывают. Наиболее охлажденные части изложницы, а к таковым обычно относятся боковые и нижние ее части, вызывают затвердевание сплава в первую очередь в слоях, прилегающих к этим частям. Объем сплава, который заключается во внутренней части затвердевающего слитка, оттесняется к верхней половине, затвердевает в последнюю очередь. В соответствии с процессом сегрегации (распределение зерен материала по высоте слоя в зависимости от крупности) происходит распределение компонентов между внешними частями слитка, затвердевающими в первую очередь, и внутренней верхней частью, кристаллизующейся последней.

Исследования состава слитков сплава Доре в различных точках показали, что разница в содержании золота в различных частях слитка может быть весьма существенной. Так, например, реальный слиток сплава золота массой в 3,6 кг содержал в нижней части 66,2% золота, а в верхней – только 43,9%. В другом слитке, содержавшем 16,4% Pb и 9,5% Zn, содержание золота колебалось в пределах 56,2–62,2%. При аффинаже золота и серебра, содержащихся в этом слитке, и выделении их в чистом виде было получено 61,4% золота и 7,58% серебра, в то время как среднее значение по анализам 14 проб составляло 57,6% Au и 9,0% Ag.

При исследовании неоднородности слитков также было установлено, что наибольшее обогащение внутренней части слитка происходит в случае совместного присутствия свинца и цинка; тогда происходит сегрегация слитка и в вертикальном направлении, достигающая разницы в 13,3% Au для содержания золота в нижней и верхней части слитка.

Кроме этого, наблюдения и анализы слитков показали, что с повышением содержания серебра в слитке снижается сегрегация. По данным исследователей, содержание серебра в слитке, превышающее $2/3$ суммы свинца и цинка, практически уничтожает неоднородность состава. Так, например, слиток, содержащий 55% Au, 20% Ag, 18% Pb, 7% Zn, оказался практически однородным и анализы золота во всех частях слитка почти совпали.

Чтобы иметь надежные результаты анализов на золото и серебро в слитках после плавки, надежнее всего отбирать пробу, когда сплав находится в расплавленном состоянии, т.к. в этом случае однородность состава гарантируется. Обычно на аффинажных заводах при приемной плавке золотосодержащей продукции каждого предприятия отбирают на анализ *огненно-жидкую пробу* при разливе расплава в изложницы.

Отбор огненно-жидких проб из расплавленного металла можно рекомендовать и для золотоизвлекательных фабрик. Однако на большинстве фабрик предпочитают опробовать слитки после затвердевания и очистки от шлаков. В этом случае отбор пробы от каждого слитка осуществляется сверлением сверлом диаметром 2–4 мм на половину высоты слитка в пяти точках с каждой из сторон слитка – верхней и нижней. Располагают точки сверления на каждой поверхности «конвертом».

Тем не менее, на каждом предприятии нужно изучать состав слитков, определять их степень однородности и принимать меры к более надежному опробованию в соответствии с изложенным выше.

Глава 15. 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 или 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.

15.1. 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 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 хвосты цеха гидрометаллургии, перерабатывающего флотоконцентрат, приведен в таблице 15.1.

Данные таблицы показывают, что хвосты фабрик, перерабатывающих цианистым процессом весь объем руды, содержат цианиды, роданиды и цветные металлы 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.

**Химический состав цианистых хвостов переработки
руды и флотоконцентрата**

Наименование вредных веществ	Содержание в рудных хвостах, мг/л	Содержание в хвостах цеха гидромет-гии, мг/л
pH	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

Химические соединения, входящие в группу цианидов, разнообразны по физико-химическим свойствам и токсикологическому воздействию. 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, т.к. составляют основу яда. Как правило, простые цианиды в хвостовой пульпе составляют большую часть.

Простые нерастворимые цианиды. К ним относятся цианистая медь $Cu(CN)_2$, цианистое железо $Fe(CN)_2$ 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 $[Cu(CN)_3]^{2-}$, 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 $[Fe(CN)_4]^{3-}$, $[Fe(CN)_6]^{4-}$. 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 берлинская лазурь, имеющая формулу $Fe_4[Fe(CN)_6]_3$.

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, содержатся не все пять групп, а только отдельные виды цианидов. Однако, учитывая непостоянство химиче-

ского 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.

15.2. 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.

Методы обезвреживания цианосодержащих хвостов можно разделить на три группы:

1. Перевод цианидов в труднорастворимые осадки.
2. Связывание цианидов в нетоксичные комплексные соединения.
3. Окисление цианидов до цианатов.

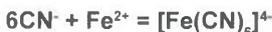
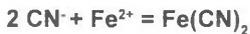
Среди методов окисления и разрушения цианидов наиболее надежным и распространенным является метод обезвреживания **активным хлором**. К методам перевода цианидов в нетоксичные соединения относится менее эффективный, но достаточно распространенный способ обезвреживания с использованием **железного купороса**.

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.

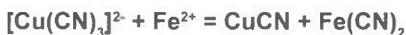
Обезвреживание железным купоросом

Это один из самых давно применяемых и распространенных методов обезвреживания, с помощью которого ядовитые цианиды переводятся в нетоксичные комплексные цианиды железа. В качестве основного реагента используется сульфат закиси железа $FeSO_4 \cdot 7H_2O$, 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 цианидосодержащей пульпы сульфатом железа должна быть не менее 2 часов. После добавления железного купороса за 15–20 мин до окончания процесса в пульпу добавляют известковое молоко до $\text{pH}=9\text{--}10$. 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.

В настоящее время метод обезвреживания железным купоросом на цианистых фабриках применяется в очень редких случаях, в основном на старых ЗИФ. Железный купорос в ограниченном количестве применяется на фабриках для целей обеззараживания тары из-под цианида и как обеззараживающий реагент при проливах и просыпаниях цианистого натрия при перевозке и хранении на складах СДЯВ.

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 $\text{pH}=2\text{--}4$. При этом протекают реакции:



Образующийся цианистый водород выдувают из пульпы сжатым воздухом. Воздух с парами синильной кислоты направляют в поглотительные колонны или в специальные скрубберы с орошением раствором щелочи. Пары **HCN** растворяются в щелочи с образованием цианистого натрия, который повторно используется в процессе цианирования руды. Оставшиеся 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 тот факт, 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.

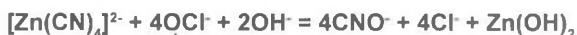
Обезвреживание активным хлором

Наиболее эффективным методом обезвреживания отходов процесса цианирования является хлорирование с использованием в качестве обезвреживающего агента гипохлорита кальция и хлор-газа.

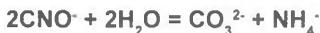
При осуществлении этого метода простые и комплексные цианиды окисляются и разрушаются нацело до безвредных веществ. Большим достоинством этого метода является то, что при его использовании вторичное загрязнение воды хвостохранилища цианидами практически невозможно.

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.

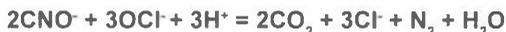
Механизм окисления цианидов можно представить следующими реакциями:



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:

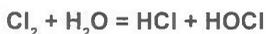


Оптимальные условия протекания реакции окисления цианидов обуславливаются величиной pH, которая должна быть не менее 10–11. При недостаточной величине pH поступающей на обезвреживание пульпы может образоваться промежуточный продукт – газ **хлорциан** с сильным запахом, вызывающий обильное слезоотделение. В этом случае окисление цианида протекает в две стадии по реакциям:



Поэтому, чтобы не допустить выделения хлорциана 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.

Технология обезвреживания цианидов смесью диоксида серы и воздуха

Этот процесс известен как процесс INCO, т.к. был разработан и предложен одноименной фирмой. Он в основном применяется за рубежом.

Суть его заключается в том, что в цианистую пульпу вдувается сернистый газ SO_2 (диоксид серы). Часто вместо диоксида серы используется метабисульфит натрия $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$, который в цианистой пульпе под воздействием вводимого со сжатым воздухом кислорода в щелочной среде распадается до диоксида серы SO_2 , которая окисляет цианистые ионы до цианата, как при реакции с активным хлором.

Процесс INCO является каталитическим (в качестве катализатора добавляется медный купорос) и требует точного дозирования реагентов, весьма чувствителен к любым нарушениям, вплоть до остановки процесса, и для его повторного запуска требуется выполнения специальных процедур. Окисление цианидов диоксидом серы происходит в узком диапазоне pH, которое очень трудно выдержать.

Цианид обезвреживается процессом INCO до санитарных норм (0,05 мг/л) и очень плохо разлагает тиоцианаты (роданиды CNS). Очистка хвостовой пульпы от роданидов методом INCO составляет всего 20% от исходного содержания. В России тиоцианаты считаются токсичным соединением, и, в отличие от западных стран, на него установлены жесткие экологические нормы (0,09 мг/л).

По этому показателю процессом INCO не удается достичь санитарной нормы. В основном по этой причине процесс INCO в России не прижился и в настоящее время нигде у нас не применяется.

15.3. 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 формулу 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 циани-

дов. Установлено, что сначала окисляются простые и комплексные цианиды, а затем – роданиды.

При определении общего расхода активного хлора необходимо учитывать **хлороемкость** пульпы. Расход активного хлора на окисление некоторых составляющих пульпы называется **хлороемкостью**. 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 хлороемкость пульпы.

На практике расход хлорагентов на обезвреживание определяется при проведении полупромышленных испытаний цианистой пульпы для руды каждого месторождения. С учетом состава руды и ее хлороемкости расход активного хлора зачастую превышает теоретический расход в несколько раз, а иногда и в десятки раз.

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 проводить 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 2–3-стадийный 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.

15.4. Технология обезвреживания оборотной воды хвостохранилища

Обезвреживание цианидов и роданидов непосредственно в пульпе хвостов – весьма дорогостоящий и затратный процесс. Ионы OSI^- 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 15.2.

Таблица 15.2

Состав оборотной воды хвостохранилища ЦГМ

Наименование веществ	Содержание веществ до обезвреживания, мг/л	Содержание веществ после обезвреживания, мг/л
pH	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 15.2 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 водоемы. 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 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 ОАО «Бурятзолото» и на Дарасунской ЗИФ. На этих предприятиях хвосты сорбции складировать отдельно от хвостов флотации в специальном шламохранилище, выполненном в вечной мерзлоте, которая сама по себе является противофильтрационным 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 предусматриваются установки для очистки осветленной воды от цианидов и роданидов и сброса их в общие хвостохранилища фабрики или в природные водоемы.

15.5. Опыт обезвреживания циансодержащих 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 результате 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 хвостах 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 объемом каждого 210 м³. Применение циркуляционных песковых насосов 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 цианосодержащие хвосты сорбции из последнего сорбционного аппарата поступают в пульподелитель, откуда самотеком направляются в один из аппаратов обезвреживания совместно с раствором гипохлорита кальция, который дозируется из расходной емкости с механической мешалкой. Это позволило вести процесс окисления цианидов одновременно с заполнением аппарата.

С началом заполнения пульпой аппарата обезвреживания включается в работу циркуляционный насос, 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 мин
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 обезврежи-

вания очередной порции пульпы, соблюдения заданных параметров процесса как на узле обезвреживания, так и на основных операциях переработки руды в сорбционном отделеении.

Было подсчитано, что 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, что при ее осуществлении полностью исключается пропуск 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 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 ее 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 оставался 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.

15.6. Технология нейтрализации и обезвреживания избыточных вод шламохранилища Дарасунской ЗИФ

Основными токсичными веществами в сливных растворах шламохранилища являются цианиды, тиоцианаты (роданиды CNS), металлы в виде цианистых комплексов, мы-

шьяк. 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 $\text{Fe}_4 [(\text{Fe}(\text{CN})_6)]$ и мышьяка известково-купоросным раствором.

Технологическая схема процесса обезвреживания приведена на **рисунке 15.1**.

Обработку железным купоросом ведут до достижения $\text{pH}=6,8-7,0$, затем проводят подщелачивание известковым молоком до $\text{pH}=9,0$. Обезвреженные сливные растворы направляют в хвостохранилище хвостов флотации.

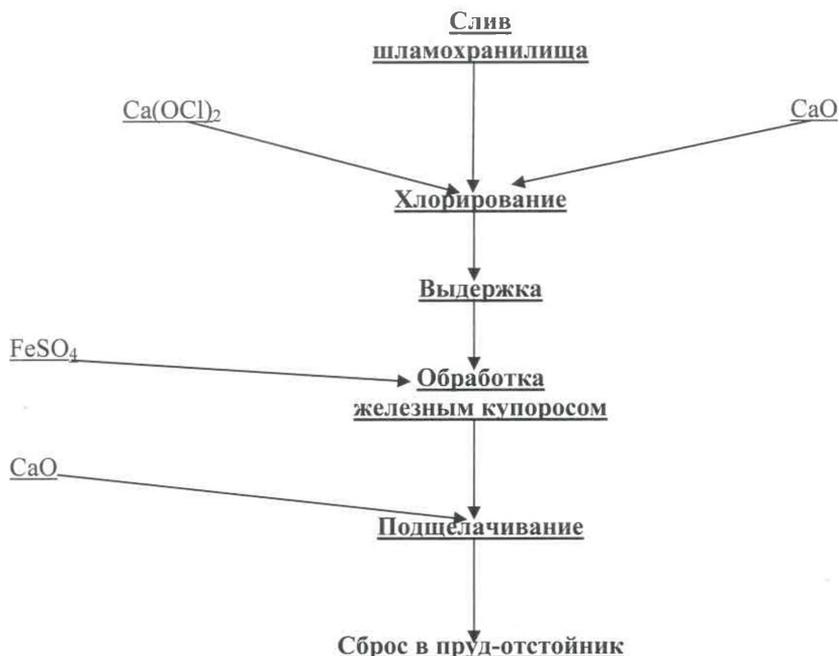


Рис. 15.1. Технологическая схема процесса обезвреживания сливных вод шламохранилища Дарасунской ЗИФ

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.

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.

Глава 16. КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

На каждой золотоизвлекательной фабрике независимо от ее 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 неременном условии возможно добиваться ровного и четкого хода производства, использования оборудования и аппаратуры на полную мощность, высокого извлечения золота и серебра в товарную продукцию.

16.1. Состав и задачи контроля технологического процесса

На золотоизвлекательных фабриках технический контроль подразделяется на следующие виды:

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 ее 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 технологическим регламентом концентраций реагентов и содержание полезного компонента.

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 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 не-

которых 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, приготовляемых для дозирования в процесс.

Контроль технологического процесса осуществляется путем проведения регулярно 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.

16.2. 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 выемочным 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 единовременно 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, канавками, 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. Тру-

ба разрезается вдоль на две части, которые с одного конца соединяются между собой шарниром. Нижние концы обеих половинок заострены. Длина шупа в зависимости от толщины слоя опробуемого материала составляет 0,5–1,2 м. Для отбора пробы шуп вдвигают в слой опробуемого материала на всю глубину, затем ручкой раскрывают шуп, 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, показанные на **рисунке 16.1**.

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 емкость 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.

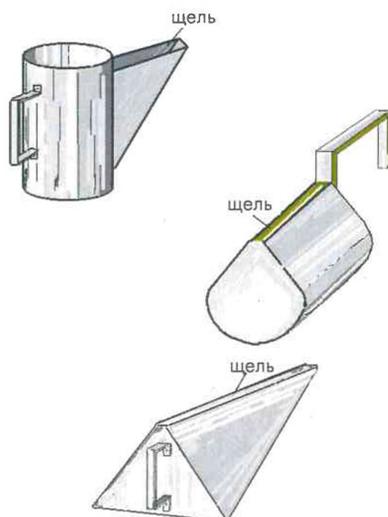


Рис. 16.1. Конструкции ручных пробоотборников

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 АП-1 и ОДП-0,5 устройство которых изображено на **рисунке 16.2**.

Это пробоотбиратель с винтовым или цепным механизмом передвижения ножа, в котором механизм пробоотсекающего ножа 1 состоит из каретки 2, несущей маточную гайку 3, сопряженной с ходовым винтом 6. Каретка передвигается в обе стороны на роликах 5 по направляющим 11, вмонтированным в трубу. В трубе имеется продольная прорезь, на концах которой закреплены резиновые ограничители 7. На каретке укреплена нажимная планка, предназначенная для нажима на ролик концевого выключателя. Ходовой винт через эластичную муфту 8 соединен с электродвигателем 9. К пробоотсекающему ножу подсоединяется резиновая трубка для слива пробы в сборную емкость. Автоматическое включение электродвигателя через заданный промежуток времени и его реверс осуществляется при помощи пускателя с реле времени и двух электромагнитных реле.

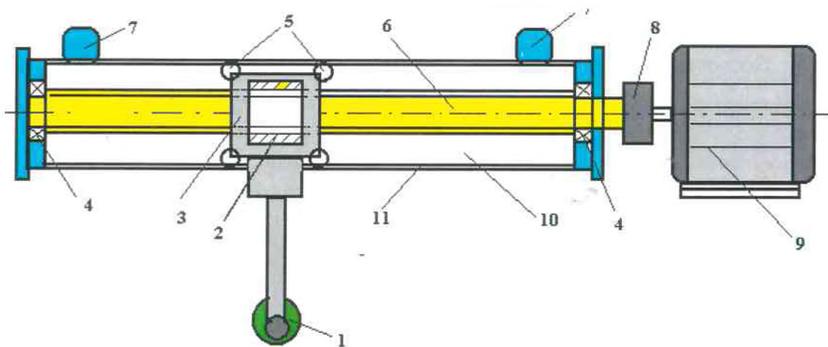


Рис. 16.2. Устройство автоматического пробоотборника АП-1:

- 1 – нож, 2 – каретка, 3 – маточная гайка, 4 – подшипник, 5 – ролики, 6 – винт, 7 – резиновые ограничители, 8 – муфта, 9 – электродвигатель, 10 – труба-корпус, 11 – направляющие роликов

Автоматические пробоотборники АП-1 надежны в работе и просты в обслуживании и ремонте, но в настоящее время они сняты с производства. Вместо них выпускаются пересечные пробоотборники ОДП-0,5, ОДП-1,5 и ПРО-26. Имеются еще конструкции секторных пробоотборников (например, ПРО-11) производства Союзцветметавтоматики, устройства для отбора проб пульпы непосредственно из трубопровода с пульпой.

Наиболее совершенные и надежные пробоотборники выпускаются за рубежом различными фирмами. На **рисунке 16.3** представлен линейный пробоотборник фирмы CONSEP модели 1530.

Линейный пробоотборник фирмы CONSEP модели 1530 является пробоотборником электрического линейного привода. Он используется для отбора представительной пробы из ниспадающего потока жидкости или твердого материала.

Пробоотборник модели 1530 используется для получения представительной пробы из потока материала в трубах или на конвейерах (желобах). Пробоотборники Yoke Style изготавливаются особым образом, для того чтобы они могли соответствовать особым требованиям отбора проб на конкретном установленном оборудовании. Линейное движение обеспечивается устройством привода электрической цепи. Сенсоры определения расстояния предназначены для указания местоположения контейнера. Через фиксированные промежутки времени отсекается пробоотборника приводится в простой линейный ход, совершая полный поперечный разрез потока, из которого берется проба.

Пробоотборник модели 1530 состоит из основного привода и устройства отсекающего пробоотборника, состоящего из компонентов, сделанных из мягкой стали. Устройство отсекающего поддерживает привод и изнутри отделано резиной. Сам отсекающий изготовлен из нержавеющей стали и укомплектован лезвиями. Отсекатель и лезвия находятся внутри устройства отсекающего. Все движущиеся части отсекающего и отборного устройства снабжены защитными приспособлениями.



Рис. 16.3. Пробоотборник CONSEP модели 1530

Пробоотборник модели 1530 является линейным пробоотборником, обеспечивающим поперечный разрез опробуемого потока. Линейный метод взятия проб (при котором берется цельный поперечный срез потока) является наиболее точным методом выборки проб из движущегося потока.

Автоматический пробоотборник модели 1530 управляется с помощью встроенной системы управления технологическими процессами, а также блоков управления электродвигателями. Через фиксированные интервалы времени (обычно 0–20 мин) электрический двигатель запускается и приводит в движение отсекаТЕЛЬ и перемещает его до конца пути, зафиксированного сенсором, определяющим расстояние. В этой точке система управления пробоотборника выключает двигатель. После некоторого интервала времени двигатель опять запускается, но уже в обратном направлении, пока не достигнет указанной точки, а затем выключается. Такие движения отсекаТеля повторяются в конце каждого периода.

Количество полученных проб зависит от скорости потока, интервала забора проб, ширины щели отсекаТеля, а также скорости отсекаТеля. ОтсекаТель пробоотборника модели 1530 обычно полностью регулируемый. Ширина щели отсекаТеля устанавливается ослаблением крепления лезвия отсекаТеля и сдвига лезвий на необходимую ширину.

В процессе сдвига лезвий очень важно, чтобы лезвия оставались параллельными. Это условие проверяется путем приложения края прямой поверхности к краям двух лезвий. Ширина щели должна оставаться постоянной по всей длине лезвий.

Ширина щели должна устанавливаться в соответствии со следующим равенством:

$$C = 3d + 10,$$

Где C – щель отсекаТеля (мм);

d – максимальный размер частиц (мм) опробуемого потока.

Частота забора пробы в пробоотборнике обычно устанавливается в зависимости от установленной скорости двигателя и коэффициента цепной передачи, однако если пробоотборник оснащен регулятором скоростей, то скорость можно изменять с помощью соответствующих настроек.

Не рекомендуется устанавливать интервал забора проб больше 20 минут, за исключением случаев, когда поток, из которого берутся пробы, имеет слишком малую величину. Такие условия практически невозможны в большинстве промышленных и горнодобывающих производств. Превышение интервала в 20 минут вносит чрезмерное отклонение в полученные результаты, т.к. нормальные колебания потока не попадают в отсечку пробы.

Количество пробы, взятой за один раз, в общем виде вычисляется следующим образом. Количество пробы, взятой линейным пробоотборником поперечного сечения, зависит от следующего равенства:

$$V = \frac{Q \cdot d}{v}$$

где: V – объем пробы за один раз (m^3);

Q – разжиженная доля потока материала (m^3/c);

v – скорость отсекаТеля пробоотборника (m/c);

d – щель отсекаТеля пробоотборника (m/c).

В большинстве случаев очень сложно определить количество и точность взятых проб без проведения всестороннего анализа колебаний потока, подвергающегося отбору.

При проведении анализа данных с потоком, имеющим большую вариацию, результат очень редко дает эффективную оценку выборки. Тем не менее, при последующей правильной обработке и сохранности проб, а также установке интервала забора проб внутри рекомендованного периода времени, можно полагать, что полученные результаты могут являться настолько точными, насколько это возможно.

16.3. 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, 100 т. 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_v к массе материала M , содержащего эту влагу:

$$W = (M_v / M) \times 100,$$

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_v числителя вышеприведенной формулы.

Непосредственный способ определения влажности – высушивание материала, взвешивание его до и после сушки. Влажность в этом случае определяется по формуле:

$$W = (M - M_c / M) \times 100,$$

где M – масса исходного материала;

M_c – масса высушенного материала.

Сушку ведут обычно при температуре, не превышающей 105–110 °С. 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 $T=110^\circ$ 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 техническим условиям (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 в рабочем журнале массы брутто контейнера, массы тары и массы нетто.

Золотосодержащие слитки после плавки и шлиховое золото после доводки взвешиваются на технических рычажных или электронных весах с точностью измерения до 0,01 г.

Учет массы промежуточных продуктов обогащения – гравииконцентрата или «золотой головки», поступающие 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 шлихов – должна тщательно опробоваться перед отправкой ее 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 производятся 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 уже 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 разобратсья 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 проверяться 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.

16.4. 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 объему, содержание контролируемой по крупности фракции в твердой фазе пульпы.

Под плотностью пульпы понимается величина, определяемая соотношением массы тела к его объему:

$$Y = P/W,$$

где P – масса пульпы, г;

W – объем пульпы в см³.

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 объемом 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 заниматься 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 ее физические характеристики, «Правила технической эксплуатации золотоизвлекательных предприятий» 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 промыводы 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 объемом 10 л за один раз, затем пробу фильтруют через двойной фильтр, фильтр с осадком высушивают и взвешивают. Зная первоначальный объем пробы, рассчитывают содержание твердых частиц 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 пульпы, дает 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. Для оперативного контроля качества измельчения в пульпе применяются специальные гранулометры, работающие непрерывно и настроенные на заданный класс крупности.

Сухой ситовой анализ производит ОТК в сменных пробах пульпы после высушивания твердой фазы и просеивания на лабораторном вибросите. Этот вид анализа является окончательным и характеризует работу всего узла измельчения.

16.5. 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.

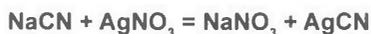
В гидрометаллургическом производстве опробование и анализ технологических растворов является основным средством контроля и регулирования производственного процесса.

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 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 плотный бумажный фильтр, уложенный в воронку. Только совершенно чистые и прозрачные растворы подаются на титрование.

Определение концентрации NaCN в растворах

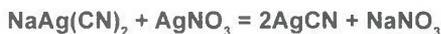
Для определения свободного цианида применяют титрование раствором азотнокислого серебра. Способ основан на следующих реакциях:



Белый осадок цианистого серебра растворяется в избытке цианида с образованием комплекса:

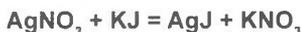


Когда весь свободный цианид в растворе израсходуется на образование комплекса NaAg(CN)_2 , то избыточная капля AgNO_3 , реагируя с комплексом, выделяет из него нерастворимое в воде цианистое серебро:



Появление исчезающей мути AgCN показывает конец реакции.

Титрование ведется при добавлении к испытуемому раствору 3–4 капель 5%-ного раствора йодистого калия. В этом случае прибавление 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 позволяет визуальнo 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%-ного раствора KJ . После этого в колбу медленно приливают из мерной бюретки раствор AgNO_3 , время от времени встряхивая колбу, 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, т.к. 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 **Na₂Zn(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 **AgNO₃**.

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 **K₄Fe(CN)₆** до появления слабой опалесценции или же до первого появления хлопьевидного осадка.

Присутствие в растворе свободной щелочи уменьшает точность результатов. Поэтому при содержании свободного 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 слабокислым 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**, или 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 на определение содержания золота, 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.

16.6. 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, из процесса электролиза товарного элюата, а также из растворов регенерации.

Раньше цианистые растворы на содержание золота анализировали в лаборатории пробирным методом (свинцовая губка), продолжительность которого составляла от 6 до 24 часов. По этой причине регулировать процесс цианирования было весьма затруднительно, т.к. 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 ме-

тодами. 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, 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 [ВНИКИЦМА]. 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. Анализатор имеет цифропечатающее устройство, автоматическую подачу проб и другие приспособления, предусматривающие обеспечение высокой производительности при выполнении анализов. Известны и применяются анализаторы других зарубежных фирм.

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 подводится 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.

16.7. 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 нарастающим 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 скрапа при гравитационном обогащении, металлы в ней указываются в балансе отдельно по статье «полуфабрикаты». К полуфабрикатам можно отнести мелкий уголь с золотом, отсеянный после реактивации или из хвостов, золотосодержащие некондиционные концентраты.

На фабриках производительностью более 500 т/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 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 в сухом виде, соответствует техническим условиям, принята ОТК и сдана в золотоприемную кассу. В противном случае золотосодержащая продукция должна пройти в балансе как незавершенное производство.

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, определенном расчетным путем. Расхождение в этом случае, согласно «Правил эксплуатации ЗИФ», не должно превышать 3%. Если балансовая неувязка составляет больше этой величины, необходимо установить причины – тщательно исследовать условия работы фабрики, проверить методики опробования и их выполнение, а также проверить производство анализа руды на золото и продуктов ее переработки.

В металлургическом балансе даже при наличии головного опробования исходной руды на фабрике количество металла в исходной руде подсчитывается расчетным путем как сумма металлов в отвальных хвостах, металла в готовой продукции, изменении количества металлов в НЗП с соответствующим знаком. Содержание золота в исходной руде подсчитывается путем деления расчетного количества золота в руде на массу переработанной руды за отчетный период.

Почему не принимаются за основу результаты головного опробования руды на золото? Дело в том, что при определении содержания золота в исходной руде, поступившей в переработку на фабрику, могут быть допущены систематические ошибки, как при непосредственном отборе проб, так и ошибки при разделке, сокращении и подготовке проб к анализу, а также ошибки при производстве самого пробирного анализа. Недостовверное определение содержания золота в плюсовую или минусовую стороны приводит к неправильному учету золота, как в самой схеме фабрики, так и в готовой продукции и, вследствие этого, к неправильному определению извлечения золота. Золото в готовой продукции и в промпродуктах обогащения опробуется и определяется с достаточно большой достоверностью. Потери золота в хвостовой пульпе тоже определяются намного точнее, чем при головном опробовании, поскольку руда измельчена до тонких классов и сам пробоотбор в этом случае является более представительным и надежным, что обеспечивается автоматическими пробоотборными устройствами.

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. Технологическое извлечение определяется по формулам:

$$E_{\tau} = Me_{\text{гп}} / Me_{\text{р}} = (Me_{\text{гп}} / Me_{\text{х}} + Me_{\text{гп}} \pm Me_{\text{нзп}}) \times 100,$$

где: E_{τ} – технологическое извлечение в %;

$Me_{\text{гп}}$ – металл в готовой продукции, г;

$Me_{\text{х}}$ – металл в хвостах, г;

$Me_{\text{ф}}$ и $Me_{\text{с}}$ – металл во флотоконцентрате и соответственно в слитках, г;

$\pm Me_{\text{нзп}}$ – 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.

Металлургический баланс по фабрике составляется ежемесячно, подписывается начальником фабрики, начальником ОТК и утверждается главным инженером предприятия.

Глава 17. 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.

17.1. Приготовление растворов заданной концентрации

Расход реагентов, дозируемых в технологический процесс, зависит от производственной мощности фабрики, растворимости реагента в воде, концентрации растворов. Концентрация веществ в растворе является важнейшей характеристикой применяемых в технологии рабочих растворов реагентов.

Концентрацию реагентов в растворе обычно выражают в процентах по массе, которая равна числу граммов растворенного вещества в 100 г раствора, 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 объем приготовления раствора, кг;

B – масса или объем воды, необходимый для приготовления заданной массы раствора, кг.

Пример 1: необходимо приготовить 6000 кг 18%-ного раствора цианистого натрия. Необходимо определить соотношение масс воды и реагента

Здесь $a = 6000$ кг; $B = 18\%$, необходимую массу цианида находим по формуле:

$$X = (18 \cdot 6000) : 100 = 1080 \text{ кг.}$$

С учетом активности товарного цианида 92% необходимая масса загрузки составит:

$$X = 1080 : 0,92 = 1173,9 \text{ кг (округляем до 1200).}$$

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 формулы:

$$B = A \cdot Z / 1 - A (Z - 1) / 100;$$

$$Z = M_1 / M, \text{ (при } A < 100 / (Z - 1) \text{)}$$

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;

M₁ – молекулярная масса кристаллогидрата;

M – молекулярная масса безводного вещества.

Пример 2: определить массу железного купороса $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, которую необходимо растворить для приготовления 2,5 м³ 15%-ного раствора.

По таблице 17.1 находим необходимую массу FeSO_4 (на пересечении горизонтальной строки 10% и вертикальной – 5%). Она равна 17,65 кг. Определяем **M₁** кристаллогидрата $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, 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:

$$B = (A \cdot Z) / 1 - A (Z - 1) / 100 = (17,65 \cdot 1,83) / 1 - 17,65 (1,83 - 1) / 100 = \\ = 32,3/1 - 17,65 \times 0,83/100 = 32,3/1 - 0,146 = 32,3 / 0,854 = 37,82 \text{ кг.}$$

Для приготовления 2,5 м³ 10%-ного раствора нужно загрузить

$(2500 : 100) \cdot 37,82 = 945,5$ (округляем до 950) кг товарного железного купороса.

Требуемое количество воды $2500 - 950 = 1550$ кг воды.

Часто возникает необходимость приготовить раствор требуемой концентрации из имеющегося раствора. В этом случае необходимую массу воды для приготовления раствора требуемой концентрации рассчитывают по формулам:

$$b' = A(1 - n/m); \quad b' = a' (m/n - 1) \quad A = a' - b',$$

где **b'** – масса воды (кг), необходимая для разбавления **a'** (кг) раствора концентрации **m** до требуемой концентрации **n**. **A** – масса раствора после разбавления.

Пример 3: Нужно приготовить 5%-ный раствор ксантогената из 1000 кг его 12%-ного раствора.

Таблица 1.1

Масса реагента (кг), необходимая для приготовления 100 кг раствора концентрацией В от 1 до 99%

В, %	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	0	1,01	2,01	3,09	4,17	5,26	6,43	7,53	8,70	9,89
10	11,11	12,36	13,63	14,94	16,28	17,65	19,05	20,48	21,95	23,46
20	25	26,58	28,21	29,87	31,58	33,33	35,14	36,99	38,89	40,84
30	42,85	44,94	47,05	49,25	51,52	53,85	56,29	58,74	61,29	63,94
40	66,67	64,49	72,41	75,44	78,57	81,81	85,19	88,67	92,3	96,07
50	100	104,08	108,33	112,77	117,39	122,22	127,27	132,56	138,1	143,9
60	150	156,41	163,16	170,27	177,78	185,71	194,12	203,03	212,5	222,58
70	233,33	244,83	257,14	270,37	284,62	300	316,67	334,78	354,55	376,19
80	400	426,32	455,56	488,24	525	566,67	614,29	669,23	733,33	809,09
90	900	1011	1150	1329	1566	1900	2400	3234	4900	9900

Таблица 1.2

Масса реагента (кг), необходимая для приготовления 100 кг раствора концентрацией В от 1 до 0,9%

В, %	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	0,0	0,1001	0,204	0,3009	0,4016	0,5026	0,604	0,705	0,8065	0,908
1	1,01	1,112	1,2015	1,317	1,14	1,523	1,626	1,73	1,833	1,937
2	2,041	2,145	2,25	2,354	2,459	2,564	2,669	2,775	2,881	2,987
3	3,09	3,2	3,305	3,413	3,52	3,712	3,735	3,842	3,95	4,059
4	4,167	4,276	4,384	4,494	4,603	4,712	4,823	4,932	5,042	5,156
5	5,264	5,374	5,485	5,598	5,709	5,821	5,932	6,046	6,156	6,27
6	6,428	6,495	6,61	6,724	6,838	6,952	7,071	7,181	7,296	7,411
7	7,527	7,644	7,759	7,882	7,991	8,11	8,221	8,343	8,461	8,576
8	8,696	8,815	8,933	9,051	9,171	9,29	9,41	9,528	9,649	9,77
9	9,89	10,01	10,13	10,25	10,38	10,5	10,62	10,74	10,88	10,98

Поскольку $n=5\%$, $a'=1000$ кг и $m'=12\%$, по вышеприведенным формулам определяем массу воды b' для разбавления и массу раствора A после разбавления:

$$b' = a'(m/n - 1) = 1000(12 / 5 - 1) = 1400 \text{ кг,}$$

$$\text{далее } A = a' + b' = 1000 + 1400 = 2400 \text{ кг.}$$

В практике работы фабрик случается, что из двух растворов различной концентрации необходимо приготовить раствор заданной концентрации. Для этого случая необходимые массы растворов определяют по формулам:

$$Y_1 = Y(C-n)/m - n = Y_2(C - n)/m - C; Y_2 = Y(m - C)/m - n; Y = Y_1 + Y_2,$$

где: Y_1 – необходимая масса раствора концентрации m ;

Y_2 – то же раствора концентрации n ;

Y – масса смеси требуемой концентрации C .

Остальные значения m , n , смотри выше.

Пример 4: Необходимо приготовить 1%-ный раствор щелочи из 47 000 кг 0,5%-ного раствора при его смешении с 20%-ным.

Здесь $C=1\%$, $Y_1=47\ 000$ кг, $m=0,5\%$, $n=20\%$.

Необходимая для увеличения концентрации щелочи с 0,5% до 1% масса раствора концентрации 20% определяется по формуле:

$$Y_2 = Y_1(m - C)/C - n = 47\ 000 \times (0,5 - 1,0)/0,5 - 20 = 1205,1 \text{ кг.}$$

Масса смеси Y требуемой концентрации $Y = 47\ 000 + 1205 = 48205$ кг*.

Примечание: * – пример приведен для доукрепления по щелочи рабочего раствора для десорбции золота.

Обычно на каждой фабрике концентрации рабочих растворов реагентов, которые дозируются в технологический процесс, задаются Технологической инструкцией. Поэтому, чтобы не заниматься каждый раз расчетом количества сухого реагента для приготовления раствора или разбавления водой или смешения растворов различной концентрации, рекомендуется составлять таблицы с указанием масс приготавливаемого раствора, масс загружаемого реагента, массы воды, необходимой для растворения. Эти таблицы нужно вывешивать на рабочих местах аппаратчиков приготовления реагентов.

17.2. 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 методом титрования 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 заполнил 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 выполняется только по утвержденной методике.

В гидрометаллургическом производстве золота титрованием обычно определяют концентрацию цианистого натрия в приготовленном рабочем растворе, в технологических цианистых растворах и в жидкой фазе пульпы. Научно обоснованные методики определения в растворах свободного и связанного цианида натрия в зависимости от состава растворов разработали в 30-х годах XX века И.Н. Плаксин и Н.Ф. Антонова.

Методика определения концентрации цианистого натрия в растворах

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%-ного раствора йодистого калия **KJ**. После этого в колбу медленно приливают из мерной бюретки раствор азотнокислого серебра **AgNO₃**, встряхивая колбу время от времени, пока не появится отчетливо желтая опалесценция. По бюретке отсчитывается число см³ **AgNO₃**, пошедших на титрование, и умножается на 0,1. В результате получается содержание свободного цианида в растворе в процентах.

Раствор азотнокислого серебра для титрования готовят растворением 17,33 г химически чистого вещества **AgNO₃** 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 см³ раствора титруют обычным методом **AgNO₃** в присутствии **KJ** и определяют содержание свободного цианида. Затем к пробе при-

бавляют 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 слабокислым 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 см^3 кислоты, пошедшей на нейтрализацию 10 см^3 испытуемого раствора, отвечает 0,0028 г CaO , или 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:

$$\text{CaO} = V \times 0,0028 \times 100 \text{ kN} / a, \%$$

или

$$\text{CaO} = V \times 0,0028 \text{ kN}, \text{ г/л},$$

где V – объем серной кислоты, пошедшей на титрование, мл;

0,0028 – грамм-эквивалент оксида кальция;

kN – коэффициент нормальности 0,1 н. раствора кислоты;

a – объем 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 минеральных кислот, щелочей и других реагентов в крепких (сильноконцентрированных) растворах.

Для определения ареометром концентрации раствора по плотности отбирают из растворного чана 500 мл пробы и помещают ее 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 кислот, гидросульфита натрия, йодистого калия, фенолфталеина – должны приготавливаться в химической лаборатории фабрики и поступать в цех для производства экспресс-анализа в готовом виде, в закупоренной таре и снабжаться четкими этикетками.

В настоящее время имеются датчики и вторичные приборы для определения концентраций в растворах NaCN и NaOH . Но эти приборы есть не на всех фабриках, поэтому

в большинстве случаев концентрацию этих реагентов определяют вручную, т.е. методом титрования.

17.3. 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 безопасное в использовании.

Цианид натрия более 115 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 и
- 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, являющаяся 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 – 0,95 г/см³.
- Точка плавления – 564 °С.
- Точка кипения – 1496 °С.
- Растворимость в воде, граммов **NaCN** в 100 г воды:
при -20 °С – 35;
+20°С – 58,3.

Отечественный товарный цианид поставляется в двойной таре – металлическом барабане объемом 100 л, который помещается в фанерный барабан. Крупнейшим производителем цианида натрия в мире является Южная Корея. Большинство дальневосточных и сибирских золотоизвлекательных фабрик используют импортный цианид натрия из Южной Кореи.

Хранить цианид необходимо в заводской упаковке в изолированных сухих проветриваемых помещениях. Большое количество 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 объему 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 собственно цианида 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 пресуется 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%-ным раствором цианида натрия при комнатной температуре составляет 250 мг/м³. При повышении **pH** до 12–12,5

уровень **HCN** упадет до 125 мг/м³ и до 50 мг/м³ при pH=13. Поэтому при приготовлении раствора цианида 20–22%-ной концентрации перед загрузкой цианида в воду добавляют еще 0,5% гидроксида натрия (едкого натра NaOH), или около 20 кг на 3,5 м³ 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 свыше 20% 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 темно-коричневого. Образование полимера **HCN** нежелательно, т.к. при его накоплении в рабочих емкостях им начинают забиваться насосы-дозаторы, трубопроводы и т.д. Чтобы не допускать полимеризации цианистого водорода, 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 (**NH₃**). 1 л 30%-ного раствора цианида натрия может произвести 175 л газа аммония **NH₃**. 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 **NaCN · 2H₂O**.

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 обычной конструкционной стали.

Сильноконцентрированные растворы цианида натрия слабо, но взаимодействуют с железом, поэтому в растворных отделениях желательно применять аппаратуру, выполненную из нержавеющей стали.

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 **H₂O₂**, окисляют цианид до цианата натрия **NaCNO** – нестойкого соединения, которое быстро разлагается на простые окислы азота и углерода.

Именно гипохлорит кальция применяется для обеззараживания промышленных цианистых соединений в хвостовых пульпах и в сбросных растворах гальванического производства.

17.4. Характеристика и свойства других реагентов

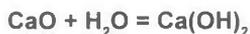
Кроме цианистого натрия в технологии переработки руд и концентратов применяют другие реагенты: негашеная известь и полиакриламид, при плавке – сода кальцинированная и бура техническая, при обезвреживании – гипохлорит кальция или железный купорос. На фабриках в процессе флотационного обогащения используют два широко применяемых основных реагента – ксантогенат калия бутиловый и сосновое масло или вспениватели Т-80, Т-92, Оксаль и др. 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 в качестве коагулянта для интенсификации процесса сгущения и как нейтрализатор кислых стоков.

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.

В последние десятилетия на золотоизвлекающих фабриках, особенно большой производительности, применяется гидратная известь, или ее еще называют известь-пушонка.

Осадки карбоната кальция CaCO_3 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. Во избежание кальцинации аппаратуры и трубопроводов в известковое молоко добавляется антискалант – соль полифосфорной кислоты.

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 длительном 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 мин, затем – промыть 5%-ным раствором хлористого аммония. Далее в уголок глаза закапать 0,5%-ный 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 минеральным или растительным маслом, затем сделать примочки 5%-ным 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 ее сухость, жесткость, огрубление, трещины, повышенную потливость ладоней, может также вызывать заболевания – дерматиты, а на местах с нарушенным роговым покровом – хронические экземы.

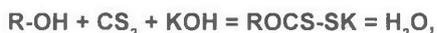
Средства защиты. Работать с едким натром разрешается только в костюме с фартуком, резиновых сапогах, резиновых перчатках и защитных очках. Для защиты кожи рук при работе следует применять силиконовый крем, который наносят на кожу рук перед началом работы.

Первая помощь. При попадании едкого натра на кожу необходимо обмыть пораженный участок струей воды в течение 10 мин, затем сделать примочки 5%-ным 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%-ный раствор новокаина или 0,5%-ный раствор дикаина. В случае попадания едкого натрия в дыхательные пути необходимо дышать распыленным при помощи пульверизатора 5%-ным раствором уксусной кислоты.

Бутиловый ксантогенат калия

Бутиловый 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. Наиболее широко используется для флотации бутиловый 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 мес.

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 °С.

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, 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 или 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, 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 и выше.

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%-ного раствора новокаина или 0,5%-ного раствора дикаина с адреналином (1–1000). При попадании крепкой кислоты на кожу следует немедленно смыть ее водой, лучше под давлением (например, из гидранта) в течение 5–10 мин.

Полиакриламид

Полиакриламид (ПАА) – наиболее распространенный флокулянт, применяемый для сгущения процесса сушки 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.

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 °С.

В ПАА содержится 6–8% основного вещества, он несгораем и взрывобезопасен. ПАА эффективно растворяется при перемешивании быстроходной мешалкой. При этом вращение импеллера мешалки должно быть таким, чтобы жидкость в чане перемещалась вниз, т.к. 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, невзрывоопасен, его пыль нетоксична. Продолжительность растворения ПАА не менее 4 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 Ca(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 двух 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 старении и загрузке гипохлорита кальция в растворные чаны нельзя допускать его пыления, т.к., 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.

17.5. 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 Ca(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 **рисунке 17.1**. Негашенная известь доставляется автосамосвалом в приемный бункер емкостью 15 т. 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 или шнековым питателем 2 подается в загрузку шаровой мельницы 3 (МШР 1500х1600).

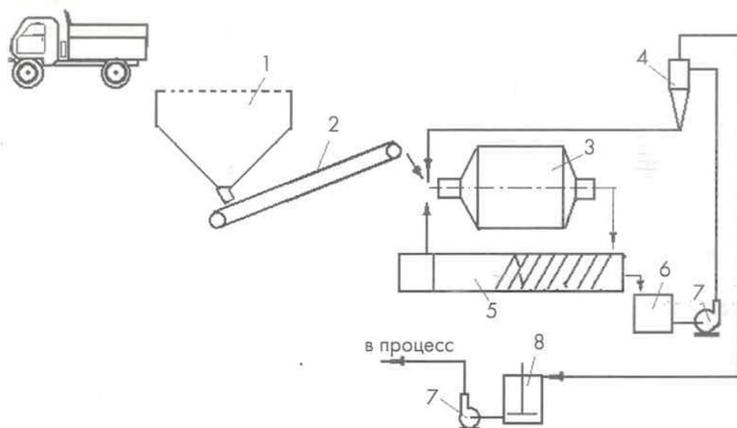


Рис. 17.1. Схема цепи аппаратов узла приготовления известкового молока

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 загрубленный 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.

В последнее время на фабриках все чаще используется гашеная известь-пушонка, поставляемая в мягких контейнерах Биг Бэг емкостью примерно 1 тонна. Известь-пушонка представляет собой мелкокристаллический порошок, который при растворении хотя и пылит, но очень хорошо и быстро растворяется и создает однородную суспензию с водой. Приготовление известкового молока из извести-пушонки намного проще и быстрее. Для этого Биг Бэг с известью электрокран-балкой поднимают и опускают на растаривающее устройство, представляющее собой вертикально расположенный четырехлезвийный нож и воронку. Мешок под действием собственного веса распарывается, и порошок извести ссыпается через воронку в емкость приготовления с механической мешалкой. Из емкости приготовления известковая суспензия перекачивается в емкость хранения с мешалкой и далее насосом-дозатором подается в технологический процесс.

17.6. Приготовление раствора цианистого натрия

Цианистый натрий поступает с завода-изготовителя в тройной упаковке: в металлических барабанах емкостью 100 л, в которых цианид находится в полиэтиленовом мешке. Запаянные барабаны с реагентом помещаются в деревянную обшивку. Каждый барабан маркируется названием реагента и точным указанием массы нетто цианида до десятых долей килограмма. Импортный цианид поставляется в таблетированном виде в металлических барабанах вместимостью 60 л массой нетто 50 кг или в мягких контейнерах Биг Бэг емкостью 1000 кг.

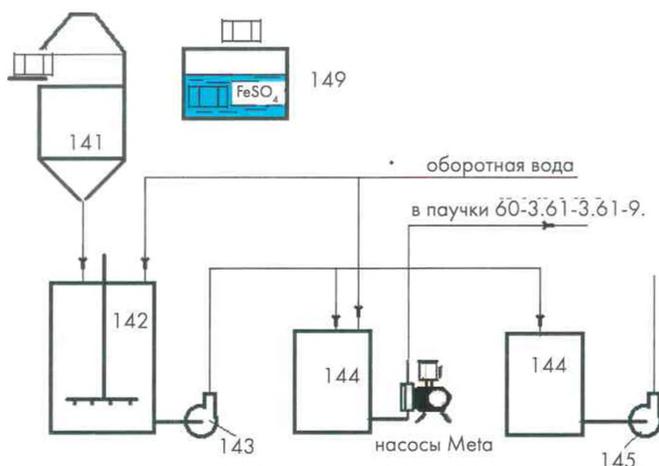


Рис. 17.2 Аппаратурная схема приготовления рабочего раствора цианистого натрия

Принципиальная схема приготовления крепкого раствора цианида представлена на **рисунке 17.2**.

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 железного купороса в емкость поз. 149.

Растворной емкостью является контактный чан КЧ-3,15 с рабочим объемом 3 м³. Чтобы приготовить в этом чане 3000 л 18%-ного раствора цианида, необходимо загрузить (18х3000) : 100 : 0,92 = 586,9 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 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.

Из емкости приготовления готовый раствор цианида перекачивается в емкость хранения, которая используется и как емкость дозирования. Отсюда крепкий раствор цианида насосами-дозаторами МЕТА или другой марки подается в заданные точки технологического процесса.

Ввиду 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.

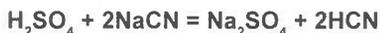
Цианид натрия как сильнодействующее ядовитое вещество (СДЯВ) подлежит строгому учету по массе при транспортировке, хранении и использовании с записью отпуска на растворение в специальном журнале.

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

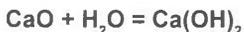
Нейтрализация и обезвреживание пустой тары из-под цианида осуществляется в обезвреживающем растворе, приготовленном на основе железного купороса.

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%-ного 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, т.к. 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 часов, после чего ее 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.

17.7. 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 **рисунке 17.3**. Барабаны с гипохлоритом из расходного склада электрической кран-балкой поднимаются в контейнере на растворную площадку.

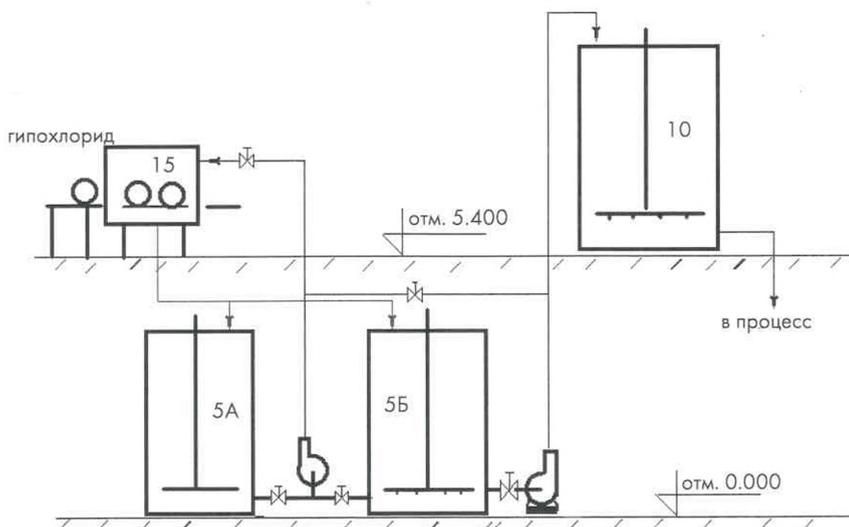


Рис. 17.3. Схема цепи аппаратов приготовления раствора гипохлорита кальция

Затем барабаны, не вскрывая, помещают в размывочную машину поз. 15 марки УВРМ-С-У-2. Машина рассчитана на размыв двух 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: $X = (8 \times 6000) : 100 : 0,5 = 960$ 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 кислото-щелочестойком исполнении.

17.8. 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 рисунке 17.4.

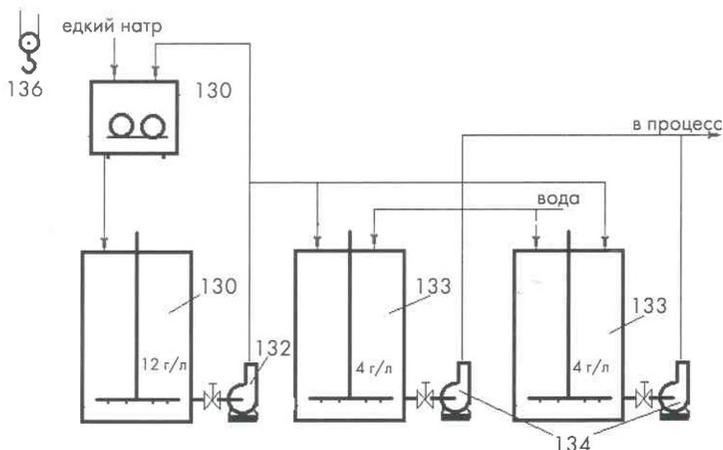


Рис. 17.4. Аппаратурная схема приготовления раствора едкого натра

Барабаны или мешки с едким натром поднимают на площадку растворения, вскрывают вручную 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.

При использовании каустической соды в п/э мешках в гранулированном виде процесс растворения сводится к загрузке рассчитанного количества реагента в емкость

приготовления через воронку. В этом случае циркулировать раствор нет необходимости, но емкость приготовления должна быть с механической мешалкой.

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, т.к. 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%-ным раствором уксусной кислоты.

17.9. 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, т.к. установлено, что цианиды удаляются с помощью процесса 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 искусственное дыхание.

При отравлении цианистым водородом следует в первые же минуты дать пострадавшему вдыхать 5–8 капель амилнитрита на ватке, а при отравлении загла-

тываемой пылью или раствором – промыть желудок 3%-ным раствором перекиси водорода или 0,2%-ным раствором перманганата калия. Через каждые 15 мин 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.

Узлы приготовления других реагентов – ксантогената калия, кальцинированной соды, антискаланта и других – подобны описанным выше, поэтому нет смысла их описывать.

17.10. 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 объемах, необходимых для одно-двухсуточной работы фабрики. В связи с этим аппарата для приготовления каждого реагента должна состоять из емкости приготовления, емкости хранения готового раствора и расходной емкости. Рабочие объемы этих емкостей должны быть рассчитаны из условия, приведенного выше.

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, как правило, размещают в отдельно стоящем здании вблизи главного корпуса ЗИФ.

В соответствии с «Нормами технологического проектирования ЗИФ» 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 двух чанов с мешалками, один – для растворения, второй – для готового раствора;
- все операции по транспортировке реагентов со склада, раскупорке тары, загрузке 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 в емкости приготовления того же реагента или нейтрализацию и обезвреживание перед удалением.

Если реагентное отделение размещается в главном корпусе фабрики, то в нем следует предусматривать небольшой расходный склад реагентов на 7–10-суточный запас работы фабрики. 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 приготовления растворов щелочи и полиаамида.

Поскольку все реагенты и их растворы агрессивны в той или иной степени, металлоконструкции, стены, потолки и полы реагентных отделений должны иметь химические антикоррозионные покрытия или должны быть выполнены из химически стойких материалов.

Полы помещений приготовления растворов должны иметь гидроизоляционные покрытия специальными коррозионностойкими 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 вентиляции 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 санфлюка, 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 товарных реагентов с учетом остатков на складе. 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.

17.11. Техника безопасности при работе с реагентами

Правила безопасности при работе в реагентных отделениях фабрик регламентируются «Едиными правилами безопасности при обогащении...» ПБ 03-571-03. 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 в воздухе помещений ($\text{мг}/\text{м}^3$):

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, т.к. 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 вентиляционная система.

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 одежды 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 °С.

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 объему. 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 Правилами безопасности в реагентных отделениях должны быть предусмотрены установка аварийного душа или ванн с водой для быстрого удаления химикатов с поверхности кожи, а также устройство фонтанчиков воды для промывания глаз.

При работе с реагентами технологическому 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, невымытыми 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 ее пределы. (ЕПБ п. 234).

Правила безопасности требуют, чтобы обеззараживание спецодежды растворщиков реагентов производилось в отдельном помещении в специальной прачечной.

Глава 18. АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ

18.1. 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.

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.

Автоматизация процессов цианирования и сорбции должна предусматривать и обеспечивать измерение и стабилизацию следующих основных параметров:

- расход и стабилизация заданной величины поступающей в цианирование пульпы;
- автоматическое регулирование потока пульпы по емкостям цианирования и выщелачивания;
- плотность пульпы;
- дозирование и расход крепкого раствора цианида и защитной щелочи в емкости выщелачивания;
- определение pH пульпы в аппаратах;
- автоматическое регулирование потока сорбента по аппаратам сорбции;
- концентрация сорбента в пульпе аппаратов сорбции.

В разделе «Автоматизация» необходимо также осуществлять разработку следующих автоматических систем управления оборудованием и механизмами:

- автоматическое управление основными перекачивающими и дренажными насосами;
- 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 сжатого воздуха или разрежения в магистральных.

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 или 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.

18.2. 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 гг.

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 г. 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 производилась 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. руб.

АСУ ТП ЦГМ была спроектирована как единая многоуровневая система управления технологическим процессом, в состав которой в качестве функциональных подсистем вошли:

- Автоматизированная подсистема управления технологическим процессом цианирования и сорбционного выщелачивания концентрата.
- Автоматизированная подсистема управления технологическим процессом десорбции золота и электролиза драгметаллов.
- Автоматизированная система оперативно-диспетчерского управления производством цеха гидрометаллургии (АС ОДУ).
- Автоматизированная система контроля воздушной среды в рабочей зоне (ПДК).

АСУ ТП ЦГМ разработана как открытая система, которая, **во-первых**, 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 ее структуру других функциональных подсистем, а также за счет расширения функциональных возможностей входящих в нее подсистем. В последующие годы эксплуатации системы так и произошло – АСУ была почти вдвое расширена путем включения новых подсистем учета и регулирования других параметров процесса, автоматизированных подсистем управления новыми технологическими операциями.

С учетом требования открытости системы и возможности ее дальнейшего развития проектом реализовано два принципа построения АСУ:

Средства автоматики, используемые в АСУ, выбраны модульного типа, что обеспечивает возможность развития структуры системы при ее 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 **ETHERNET**, которая осуществляет в режиме реального времени передачу 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 «Гидрометаллургия» организуется как двухуровневая автоматизированная система управления (**рис. 18.1**).

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.

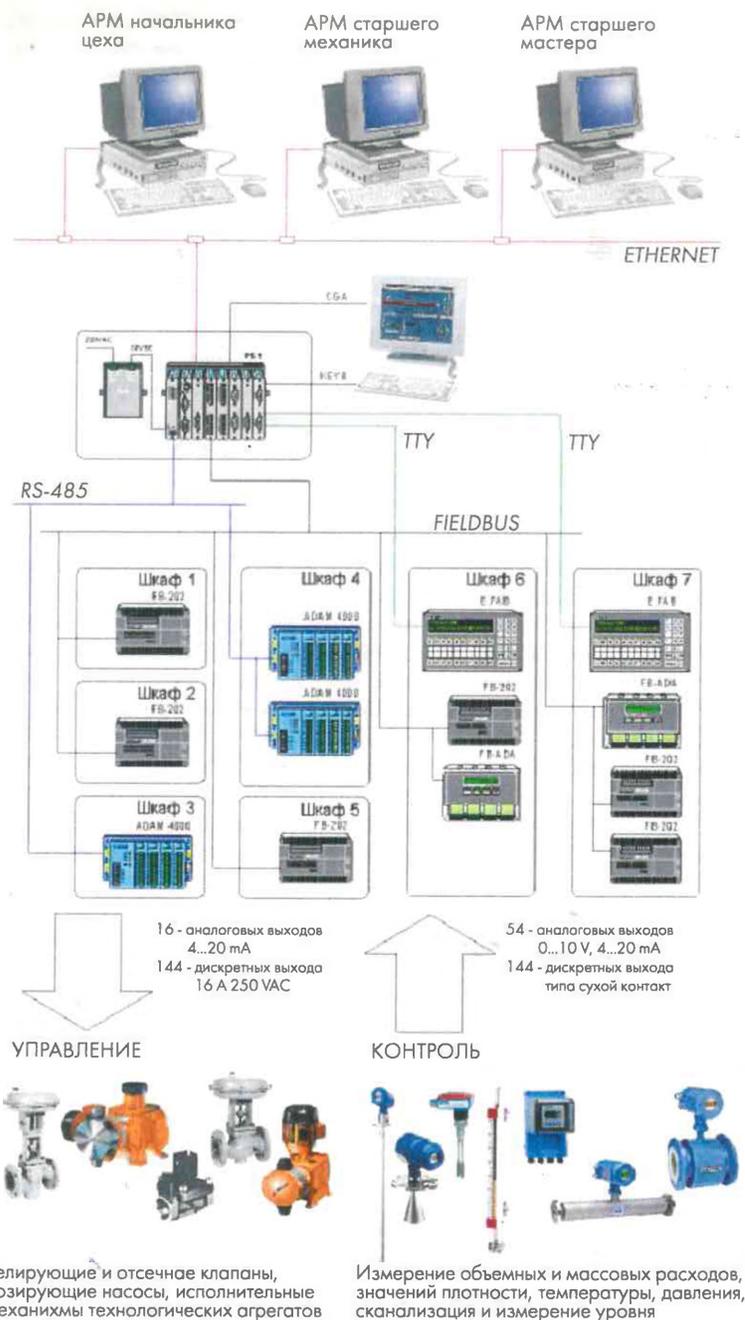


Рис. 18.1. Структура АСУ ТП ЦГМ

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 объеме, достаточном для непрерывного эффективного управления в любом из названных выше режимов.
- Обеспечение информационного взаимодействия с подсистемами верхнего уровня.
- Ведение оперативных массивов учетной информации.

На верхнем уровне АСУ ТП реализует следующие системные функции:

- сбор и статистическую обработку 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 штатных ситуаций, автоматическое управление системой аварийных блокировок;
- организация человеко-машинного интерфейса в системе, непрерывное представление оперативной информации о состоянии технологического объекта управления на монитор оперативного персонала цеха в виде и объемах, достаточных для своевременного и качественного решения задач управления;
- организация информационного воздействия с автоматизированными подсистемами нижнего уровня вплоть до локальных систем контроля и управления аппаратов;
- ведение оперативных массивов учетной и отчетной информации за час, смену, сутки, месяц, распечатку необходимой отчетной документации.

Электроснабжение АСУ ТП осуществляется от электросети цеха с использованием системы бесперебойного питания (СБП), в которую входят два устройства УПС мощностью 620 и 1600 *Вт*, 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.

18.3. 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 **рисунке 18.1** 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 PSI, 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 PSI 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 (**рис. 18.1**). 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 6PC1), который обеспечивает распечатку любой необходимой информации.

Формирование форм документов, выводимых на печать, осуществляется системой отображения информации **FESTO-ПФ** – 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 быстрействия 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 емкость 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 объемные расходомеры потоков пульпы и растворов, сигнализаторы уровня воды и растворов в емкостной аппаратуре, индикаторы уровня жидкостей для сосудов, ра-

ботающих под давлением, электромагнитные клапаны, 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. 18.2) 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, встраиваемые 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. Кориолисовы силы, возникающие при движении жидкости, вызывают чрезвычайно малую деформацию измерительной трубы. Результирующее движение измерительной трубы снимается индуктивными измерительными датчиками.

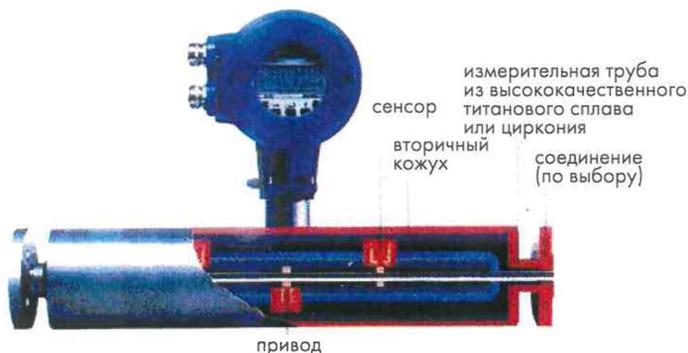


Рис. 18.2. Массовый расходомер Corimass MFM 4085 серии «G»

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 объема пульпы, плотности и расхода твердого установлен на трубопроводах подачи пульпы Самартинского и Ирокинденского флотоконцентратов в процесс предварительного цианирования.

Магнито-индукционные расходомеры ECOFLUX и AQUAFLUX измеряют объемный 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 объемного измерения расхода пульпы.

Вибрационные сигнализаторы уровня LS-300, LS-3000 используются для контроля уровня жидкостей в различной емкостной 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 емкостях, где находятся технологические растворы, в том числе в реagentном отделении на растворных и расходных емкостях. 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 емкость, где установлен LS-300.

Индикатор уровня ВМ-26 конструктивно состоит из нержавеющей стальной трубы с расположенным в ней поплавком, оснащенным постоянным магнитом. Уровнемер по принципу сообщающихся сосудов присоединяется к автоклаву. Изменение уровня в автоклаве вызывает перемещение поплавка и, соответственно, изменение выходного сигнала (4–20мА). Преобразованный 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 ВМ 70Р – 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, который отражается от поверхности жидкости и воспринимается приемным устройством, преобразующим в сигнал измерения.

18.4. 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:

1. Учет поступления Самартинского концентрата в процесс цианирования и сорбции.
2. Учет поступления Ирокинденского концентрата в процесс цианирования и сорбции.
3. АСУ учета золотосодержащих цианистых растворов ИФК в угольные колонны.
4. АСУ «Десорбции угля».
5. АСУ подачи растворов на электролиз и учет осаждения золота.
6. Учет поступления оборотной и свежей воды в технологический процесс.
7. Оперативный баланс золота.
8. Оперативный баланс серебра.
9. Учет электроэнергии.
10. Учет объема сбросных растворов регенерации и угольных колонн установки переработки дренажных стоков.
11. 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 (часть которых приведена в Главах 19 и 20), 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.

На экранах мониторов АСУ постоянно высвечиваются параметры технологического процесса «Текущее состояние системы управления процессом» в виде трех таблиц. Они отражают заданные значения параметров и текущее значение каждого параметра на данный момент времени с накоплением данных с начала смены и суток.

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.

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.

Глава 19. ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ ФАБРИК ОАО «БУРЯТЗОЛОТО» И ДАРАСУНСКОЙ ЗИФ

В 1991 г. в соответствии с Постановлением Советского правительства было образовано государственное золотодобывающее предприятие (ГЗП) «Бурятзолото», в распоряжение которого было передано два золоторудных месторождения Зун-Холбинское и Ирокинденское, расположенные первое на юге, второе на севере Бурятской АССР. К моменту образования ГЗП на Зун-Холбинском месторождении был построен рудник с обогатительной фабрикой, на Ирокинденском месторождении – рудник и сезонная обогатительная фабрика. Фабрики были небольшой производительности, от 100 до 180 т/сутки, и работали примерно по одной технологической схеме, которая включала двухстадийное дробление, измельчение в две стадии с классификацией, гравитационное обогащение в цикле измельчения и флотация с получением флотоконцентрата. Товарной продукцией обеих фабрик были слитки сплава Доре, получаемые плавкой гравиконцентрата, и флотоконцентраты.

Через 5 лет мощности обеих фабрики за счет кредитов правительства РФ увеличили вдвое путем реконструкции и строительства вторых технологических цепочек оборудования. Однако большая часть золота, получаемая из флотоконцентратов на сторонних заводах (Среднеуральский медеплавильный завод и Уральский горнометаллургический комбинат), обходилась в 40% стоимости драгметалла в концентрате. Таким образом, ГЗП «Бурятзолото» работало на грани рентабельности.

В 1994 году было принято решение строить на Зун-Холбинском месторождении в поселке Самарта гидрометаллургический цех (ЦГМ) для переработки флотоконцентратов обеих фабрик. Проект ЦГМ по цианисто-сорбционной технологии выполнил Новосибирский институт «Сибгипрозолото». Автор принимал участие в строительстве и монтаже оборудования, пуске и наладке, освоении технологии ЦГМ, поэтому считает нелишним описать в учебнике эту технологию и осветить опыт ее освоения и совершенствования.

19.1. Характеристика Самартинского флотоконцентрата

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, т.к. 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. Угlistые вещества, содержащиеся в руде и концентрате, как правило, неактивны, но в руде некоторых участков месторождения имеются угlistые 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 95–97% его находится в цианируемой форме, остальное золото 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 (-200меш). Операция доизмельчения флотоконцентрата перед подачей в цех проводится в шаровой мельнице СМ-6001(900х1800) на обогатительной фабрике, которая находится в 100 м от ЦГМ на другом берегу речки Самартинка.

19.2. Технологическая схема переработки Самартинского флотоконцентрата

Флотоконцентрат получают в процессе флотации на обогатительной фабрике и после доизмельчения в шаровой мельнице перекачивают в цех гидрометаллургии (ЦГМ), который расположен в отдельно стоящем здании в 110 м от здания ОФ.

Описание технологической схемы представим отдельными узлами.

Пульпоподготовка

Мнемосхема узла пульпоподготовки Самартинского концентрата представлена на **рисунке 19.1**. Концентрат в виде пульпы с плотностью 7–10% тв. после доизмельчения в мельнице подается в ЦГМ на грохот ГИТ-0,63, на котором из пульпы выделяется тонковолокнистая древесная щепа. 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 назы-

ваемые «пески». Пески появляются в концентрате в результате недоизмельчения в мельнице 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 могут накапливаться 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.

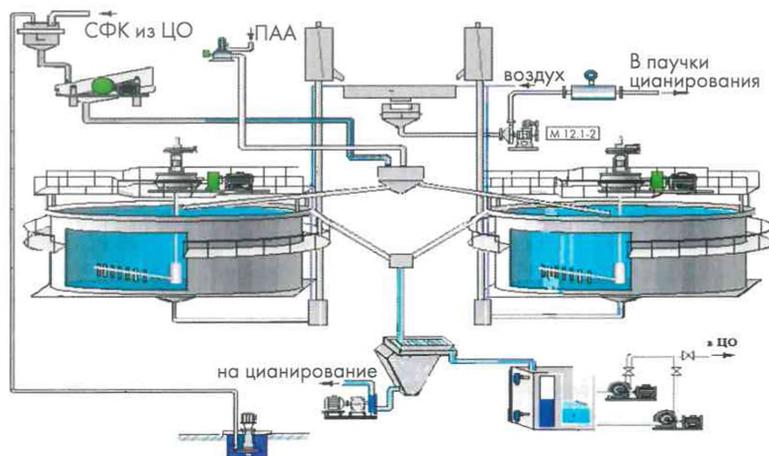


Рис. 19.1. Мнемосхема узла пульпоподготовки ЦГМ

Сгущенный продукт при плотности 50–55% тв. откачивается из сгустителей аэр-лифтами в зумпф и насосом Warman перекачивается на предварительное цианирование в пачуки. Подача пульпы в пачук цианирования автоматизирована. Насосом Warman управляет компьютер. Аппаратчик задает на дисплее контроллера величину потока пульпы (от 1,5 до 3,5 м³/час), и насос точно выдает нужное количество пульпы в пачуки.

Цианирование и сорбционное выщелачивание

Операция предварительного цианирования проводится в 6-секционном аппарате выщелачивания (мнемосхема на рис. 19.2). В первую секцию аппарата подается крепкий раствор цианистого натрия (20% NaCN) насосом-дозатором Meta. 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 пульпы сжатым воздухом.

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%.

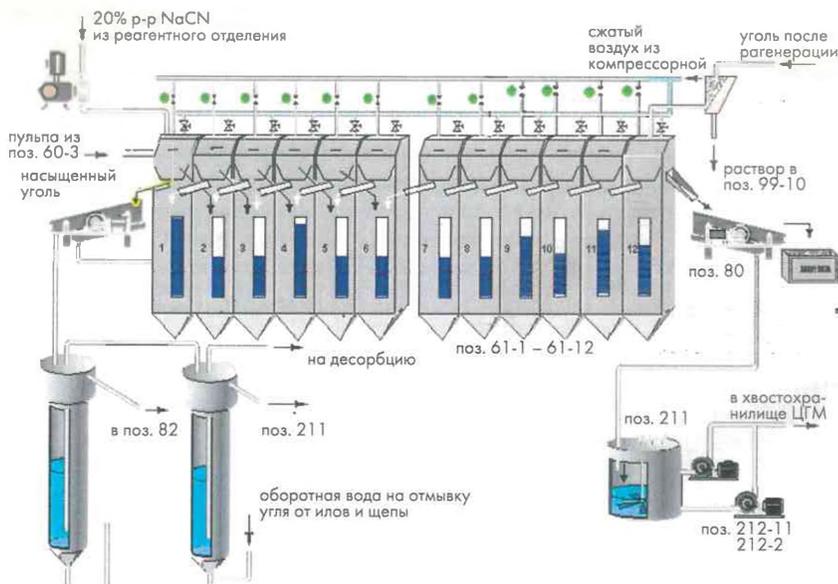


Рис. 19.2. Мнемосхема процесса сорбционного выщелачивания в ЦГМ

Следует отметить, что растворение золота проходит довольно быстро, и уже через два часа концентрация золота в растворе пульпы достигает $50\text{--}60\text{ г/м}^3$ при содержании золота в концентрате 100 г/т . Пульпа после предварительного цианирования аэролифтом автоматически перекачивается в процесс «уголь в пульпе», т.е. в процесс сорбционного цианирования

Процесс сорбционного выщелачивания осуществляется в противотоке пульпа–уголь в двух 6-секционных аппаратах (пачуках) сорбции конструкции Ирриредмета. 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 отечественного, производства, который по механическим свойствам и сопротивлению износу несколько лучше, чем АГ-90, который использовался первоначально. Одновременная загрузка угля в пачуках составляет в среднем $4\text{--}5\%$. Поток угля зависит от количества золота, поступающего с концентратом в процесс. При содержании золота в концентрате 100 г/т поток угля поддерживается в пределах $85\text{--}95\text{ л/час}$. На практике уголь загружается не каждый час, а в $2\text{--}3$ приема по $200\text{--}300\text{ л}$. В таких же количествах выводится насыщенный уголь из первого пачука.

Продолжительность пребывания угля в процессе зависит от одновременной загрузки и потока угля. 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 в среднем $2500\text{--}3500\text{ г/т}$.

Хвостовая пульпа из последнего аппарата сорбции самотеком направляется на контрольный грохот ГИТ-0,63 для отделения угля от пульпы в случае проскока из-за неплотностей дренажного сита в последней секции или по другим причинам. Уловленный уголь собирается в контейнер и возвращается в процесс сорбции.

На контрольном грохоте установлены две сетки с ячейкой 0,4x0,4 мм и 0,8x0,8 мм. Задержанный на крупной сетке уголь (+0,8 мм) возвращается в последнюю ступень сорбции, а мелкий уголь с сетки 0,4 мм складывается и затем сжигается в электрочелочи 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, а концентрация цианида в пульпе после предварительного цианирования уменьшается до 0,1%, в первую ступень сорбции дозируется крепкий раствор цианида для поддержания концентрации свободного цианида в пределах 0,20–0,22%.

При полупромышленных испытаниях установлено и подтверждено практикой работы, 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 0,22%, 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 первой секции сорбции на грохот ГИТ-0,63, на котором от угля отделяется пульпа. Пульпа, прошедшая через сетку грохота, поступает в контактный чан и далее в узел переработки дренажных стоков (установка описана в главе 11), 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.

19.3. Технология переработки Ирокинденского флотоконцентрата

После пуска цеха гидрометаллургической переработки флотоконцентрата Самартинской ЗИФ была смонтирована технологическая схема переработки золотосодержащего флотоконцентрата, получаемого обогащением руды на обогатительной фабрике рудника Ирокинда – второго рудника «Бурятзолото», расположенного на севере Республики Бурятия. В цехе стали перерабатывать дополнительно 15–20 т концентрата в сутки.

Концентрат поставляется партиями массой 60 т в мягких контейнерах (Биг Бэги), 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 химический 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, галенит. 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.

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, так же, как и в Самартинском, относится к классу тонкого и тонкодисперсного.

Рациональный анализ золота, содержащегося в Ирокинденском концентрате, показал, 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 все цианируемое золото, флотоконцентрат должен иметь крупность рудных частиц минус 0,074 мм не менее 95–97%, для чего его необходимо доизмельчать.

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 г/см³ (т/м³), 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 необходимо доизмельчать до крупности 95–97% класса -0,074 мм, чтобы вскрыть максимум тонкого золота и перевести его в раствор пульпы. На Ирокинденской ОФ этого не делают из-за отсутствия мельницы доизмельчения.

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.

Вначале Ирокинденский флотоконцентрат перерабатывался по проектной схеме. Мнемосхема пульпоподготовки Ирокинденского флотоконцентрата приведена на рисунке 19.3.

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 вспарывается ножом, и концентрат загружается в приемный бункер. В бункер помещается 3–4 контейнера. Вместе с концентратом в бун-

кер 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.

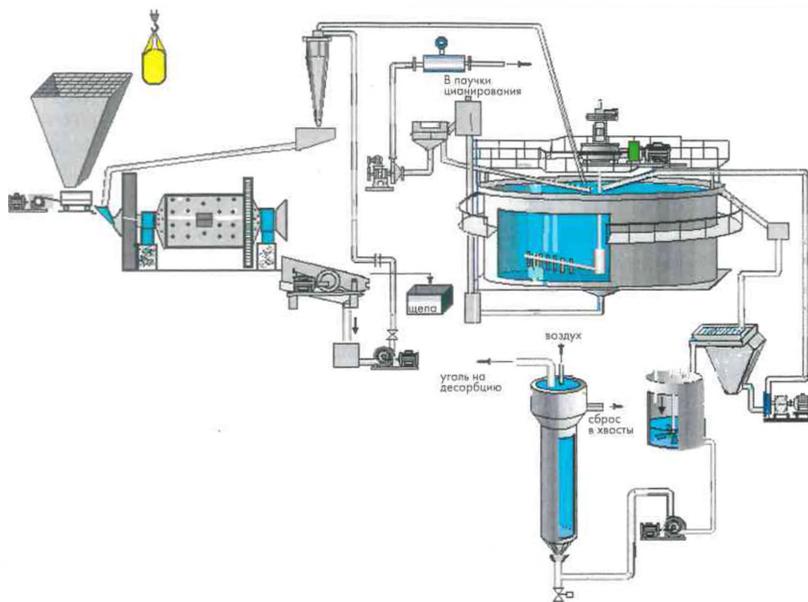


Рис. 19.3. Мнемосхема пульпоподготовки Ирокинденского флотоконцентрата

Из приемного бункера концентрат питателем ПКТ-5 подается в питание шаровой мельницы МШР-1,5х1,6 с центральной разгрузкой. В питание мельницы вместе с концентратом подается вода. В мельнице происходит дезинтеграция материала и размалывание шарами. Разгрузка мельницы в виде пульпы с плотностью 50–60% тв. поступает на грохот для отделения шепы, а затем 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 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. 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 трех пачуках цианирования таких же, как и для Самартинского концентрата. В 1-й пачук насосом-дозатором МЕТА подается крепкий раствор 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 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, распульцовывается 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 сорбционного выщелачивания Самартинского флотоконцентрата.

Фильтрат – золотосодержащий цианистый раствор – из ресивера автоматически сбрасывается в зумпф и химическим насосом подается в фильтр-пресс для выделения тонких шламов. Раствор после фильтр-пресса поступает в емкости-сборники электролизного отделения.

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 распульровку кека после фильтрации. Катодный осадок после электролиза направляется в плавильное отделение, где сушится, обжигается и плавится на слиток сплава Доре (схема цианирования, фильтрации и электролиза ИФК не показана).

В 1999 г. по вышеописанной схеме в ЦГМ было переработано 2496 т 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 от количества в исходном концентрате. Остальная часть золота (64,7%) была получено из схемы совместной переработки с Самартинским концентратом. Общий расход цианистого натрия на переработку Ирокинденского концентрата составил 9,07 кг/т.

Практика переработки Ирокинденского флотоконцентрата в ЦГМ по вышеприведенной 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 того, что Самартинский концентрат разбавляется по содержанию трудноцианируемых минералов, которых в Ирокинденском концентрате содержится значительно меньше.

Во-вторых, содержащиеся в Ирокинденском концентрате охристые и глинистые минералы и тонкие шламы осложняют процесс сгущения и фильтрации пульпы.

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.

Учитывая выявленные особенности, 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%, потери золота в хвостах уменьшаются. Общее извлечение золота при совместной переработке концентратов увеличилось на 1,0–1,5%.

Технико-экономическое сравнение с проектной схемой переработки ИФК 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, поскольку исключение из схемы трудоемкой и дорогостоящей операции фильтрации пульпы привело к снижению затрат на переработку концентрата в цехе.

19.4. Технология переработки Дарасунских флотоконцентратов сорбционным процессом

Особенностью флотоконцентрата Дарасунской ЗИФ является наличие тонкодисперсного золота, заключенного в сульфидах цветных металлов и арсенипирите, что обуславливает упорность данных концентратов. При прямом цианировании концентрата извлечение золота составляет 81,8%.

С целью повышения извлечения золота Дарасунский флотоконцентрат был испытан по нескольким технологиям, применяемым для обработки упорных к цианированию концентратов, которые описаны в главе 9.

Так, испытания двухстадиального обжига концентрата с последующим цианированием огарка позволило получить извлечение золота в раствор 94,5% (первая стадия обжига проводилась при температуре 500 °С с недостатком воздуха, вторая – при температуре 600 °С 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 °С, 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, кек подвергали щелочной обработке при температуре 60–80 °С и концентрации щелочи в растворе 50–100 г/л в течение 1–3 час.

Промытые кеки щелочной обработки цианировали в течение 24 часов при концентрации цианида натрия 2 г/л. Выход кек ККВ составил 61%, извлечение золота в раствор 95,8%.

Бактериальное выщелачивание концентратов проводили в следующих условиях: концентрат измельчали до крупности 98% класса -0,05 мм. Окисление сульфидов проводили тионовыми бактериями типа *Thiobacillus ferrooxidans* при температуре 28–30 °С с аэрированием и перемешиванием пульпы воздухом в течение 144 час. Кеки БВ перед цианированием обрабатывали растворами щелочи с концентрацией 100 г/л при температуре 50–60 °С в течение 2 часов. Расход щелочи на 1 т концентрата составил около 60 кг. При цианировании кеков БВ в сорбционном режиме извлечение золота составило 95,1%.

Использование перечисленных способов переработки позволяют 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 Ирриредмет 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 -0,028 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 в 1996–2000 гг. был переработан весь накопленный флотоконцентрат ДОФ (примерно 10 тыс. т) и частично концентрат текущей добычи. Однако в 1998 г. в результате реформ фабрика была остановлена и разрушена, вслед за ней такая же участь постигла Первомайскую установку.

В 2002–2003 гг. Дарасунский рудник приобрела компания «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 сорбционного цианирования Самартинского флотоконцентрата. 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.

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 сростках 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.

Почти весь пирит присутствует в концентрате в виде марказита – быстроокисляющегося колчедана, который в процессе выщелачивания золота является цианопоглощающим минералом, поэтому при цианировании Дарасунских концентратов необходимо было предусмотреть операции по снижению расхода цианида, такие как известкование или обработка пульпы щелочью.

Рациональный анализ концентрата выявил, что только 90% золота извлекается прямым цианированием. При этом установлено, 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.

В 2002 году в Ирриредмете было изучено влияние крупности измельчения Дарасунского флотоконцентрата. Исследование показало, что при тонком доизмельчении

флотоконцентрата до крупности 100% класса -0,040 мм извлечение золота в раствор при цианировании с сорбентом увеличивается с 87,3% до 93,3%.

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 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 этих руд имеют свои особенности, которые учтены в технологической схеме и технологическом регламенте.

На гидрометаллургическую 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 концентрата после доизмельчения и классификации в виде слива гидроциклонов поступает на сгущение в 2 сгустителя СУПАФЛО (финские) диаметром 6 м. 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 сорбционное 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 извести 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, т.к. в Талатуйской руде отсутствуют сульфиды – пожиратели цианида.

После известковой обработки пульпа самотеком направляется в пачуки сорбционного цианирования. Для концентрата Талатуйской руды тонкое измельчение не требуется и исключается известковая обработка, поэтому его можно предварительно цианировать, а затем направлять в процесс сорбции.

В первый пачук дозируется крепкий раствор цианида до концентрации в пульпе 0,2% или 2 г/л свободного NaCN. Сорбционное цианирование производится в 9 последовательно стоящих пачуках. Уголь подается в концевой пачук и с помощью сетчатых дренажных устройств перемещается в противотоке к головному. Единовременная загрузка угля в пульпе пачуков составляет 4–5%, или 40–50 л/м³ пульпы.

Хвосты сорбции выходят из последнего пачука и поступают на контрольное грохочение в барабанном грохоте. 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 установлено 2 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 2,0–2,5 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.

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%.

Глава 20. 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 флотировуются 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 было 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, добываться 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 4 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.

20.1. Опыт пуска цеха гидрометаллургии

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 составляла 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 строительного-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 «Сибгипрозолото». Строительство цеха велось хозяйственным способом силами строительной организации, входящей в ОАО «Бурятзолото».

Новый цех был принят в эксплуатацию 26 октября 1998 г. 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 20.1.

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 Самартинской 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 были тщательно исследованы 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, на основании которых были выбраны оптимальные параметры технологии переработки концентрата с применением процессов цианирования и «уголь в пульпе».

Таблица 20.1

Технологические показатели ЦГМ в 1-й год эксплуатации в сравнении с проектными показателями

Показатели	Про ект	Месяцы 1998-1999 г.												Ср. за год
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Переработано концентрата, 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

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 т по гидрометаллургической технологии с применением процессов цианирования и угольной сорбции на промышленной установке в пос. Первомайка 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 гравитоконцентрата 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 «Пилотной установке выщелачивания гравитоконцентрата».

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 г. 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 двух месяцев до самого пуска цеха.

В процессе этих испытаний были отлажены следующее оборудование и узлы: насосная станция перекачки пульпы из главного корпуса 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 «Картой режима 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 свободнорастворимого цианида на заданном уровне.

Процесс высокотемпературной десорбции 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, в отделении десорбции и электролиза, 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 гидromеталлургической 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 величинах, детально отслеживали технологический процесс каждую смену и сутки.

6. Известно, что гидromеталлургическая 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 быстрьюкислящихся 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 Читинской области 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 0,8 мм. Надрешетный продукт – уголь крупностью +0,8 мм – возвращается в последний пачук сорбции, а фракция угля -0,8+0,4 мм отделялась от хвостовой пульпы и выводилась 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.

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 его безвозвратных потерь.

На Холбинском руднике впервые в практике российских золотодобывающих предприятий, применяющих гидрометаллургическую технологию, было построено отдельное хвостохранилище, в котором хвостовая пульпа ЦГМ, содер-

жащая цианид натрия, складывается без предварительного обезвреживания. Особенностью хвостохранилища является то, что емкость его выполнена в виде котлована ниже земной поверхности в вечномёрзлом грунте, а ограждающая дамба имеет глиняный зуб и понур, защищающий емкость хвостохранилища от попадания в него поверхностных вод. При складировании хвостов вечная мерзлота не дает 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 золотоизвлекательному комплексу рудника Холбинский увеличилось 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.

20.2. Освоение технологии переработки Ирокинденского флотоконцентрата

В ОАО «Бурятзолото» еще до пуска ЦГМ начал прорабатываться вопрос о переработке флотоконцентрата, получаемого на золотоизвлекательной 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 г. институт Сибгипрозолото выполнил проект реконструкции ЦГМ для переработки Ирокинденского флотоконцентрата.

С марта 1999 г. реконструкция была начата, а уже в июле этого же года, через 8 месяцев после пуска, цех принял на переработку первые тонны концентрата рудника Ирокинда.

Проектом было предусмотрено цианировать пульпу концентрата после доизмельчения и сгущения в 3 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 пачуков из 6, поэтому было предложено операцию цианирования проводить не в контактных чанах, а в освободившихся пачуках. Переработка концентрата 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 отм. 5,4 м.

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 20.2.

Таблица 20.2

**Показатели переработки Ирокинденского концентрата
в ЦГМ по проектной схеме в 1999 г.**

№№ п/п	Показатели	Единица измерения	Проект	Факт 1999 г.
1	Среднесуточная переработка кон-та	т/сутки	7,3	16,0
2	Сод-е Au в кон-те	г/т	150	170,9
3	Получено Au в ГП, в т.ч. из фильтра	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 г. 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, т.к. 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 флотоконцентрата разбавленными цианистыми растворами в шаровой мельнице

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 цианистого хвостохранилища в жидкой фазе пульпы ИФК и в осветленном сливе появилось растворенное золото в количестве 6–10 г/м³. Этот факт натолкнул на мысль проводить измельчение ИФК в цианистой среде, подводя разбавленный раствор цианида непосредственно в мельницу.

Измельчение золотосодержащих руд в цианистых растворах как способ ускорения выщелачивания известен еще с 30-х годов прошлого столетия. Этот метод цианирования применяли на Лебединской ЗИФ, Березовской фабрике, на Нижнекуранахской 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 нет необходимости тщательно осветлять исходные растворы, фильтрацию цианистой пульпы после мельницы заменили сгущением и дополнительным осветлением слива радиального сгустителя в пластинчатом сгустителе.

Концентрат подается в мельницу вместе с раствором цианида. В мельнице проходят одновременно процессы доизмельчения концентрата и выщелачивание золота из него. Пульпа с плотностью 50–60% тв. из мельницы поступает на сетку грохота, где отделяется щепка. Подрешетный продукт поступает в зумпф, 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 содержал растворенные металлы: от 40 до 70 мг/л золота, 25–30 мг/л серебра и имел 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 хвостохранилище ЦГМ. 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 $V=1,1 \text{ м}^3$, откуда самотеком по трубопроводам подается в процесс измельчения и классификации ИФК.

Измельчение концентрата в цианистой среде позволило интенсифицировать процесс выщелачивания золота уже на стадии пульпоподготовки, отделить золотосодержащие растворы сравнительно простым и недорогим способом сгущения и осветления и пропустить через угольную колонну. При цианировании концентрата в мельнице почти 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%-ный 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.

20.3. 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 г. перерабатывалось в среднем 60,2 т/сутки. В феврале 2000 г. 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 относить в потери ЦГМ, что существенно снижало извлечение золота по цеху.

Изучение причин, почему в радиальных сгустителях нельзя получить осветленный слив при подаче в их питание свыше 50 т концентрата, выявило несколько моментов, обуславливающие 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 повисали и не осаждались. Затем часть неосветленного слива подали в пластинчатый сгуститель размером 1500x1500 мм. Эффект осветления

на этом сгустителе был достигнут сразу, но при подаче питания не более $7 \text{ м}^3/\text{час}$, что, конечно же, проблему осветления всего объема сливов не решало.

Из практики работы пластинчатых сгустителей давно известно, 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 $2200 \times 2200 \text{ мм}$ и установить их на сливе каждого радиального сгустителя. Это мероприятие было выполнено в самые сжатые сроки, и уже в июне 2000 года пластинчатые сгустители были включены в технологическую схему сгущения в 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. 20.1).

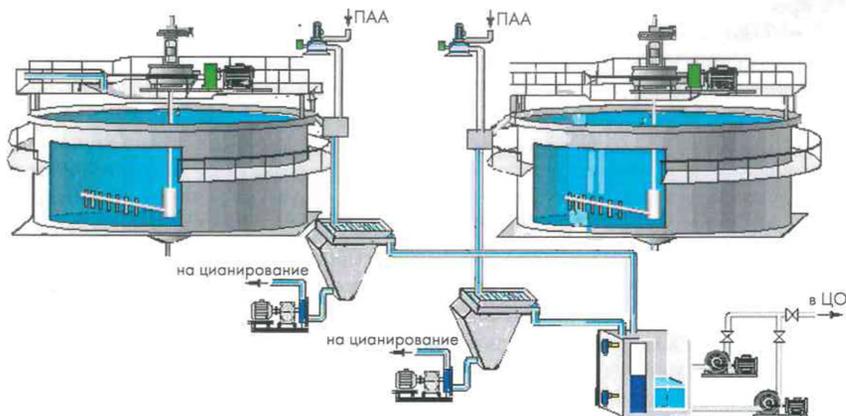


Рис. 20.1. Мнемосхема сгущения флотоконцентрата и осветления сливов сгустителей

Эффект этого мероприятия не замедлил сказаться – даже при больших кратковременных потоках пульпы в питании слив радиальных сгустителей осветлялся до содержания твердых частиц менее $0,1 \text{ г/л}$, а процесс гравитации и флотации в цехе с использованием осветленной оборотной воды в цехе обогащения стабилизировался, потери золота в хвостах флотации снизились.

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%-ного раствора «Санфлока» во все сгустители заменили на автоматическую подачу раствора флокулянта от насосов-дозаторов фирмы КРОННЕ. Раствор флокулянта подали также в питание пластинчатых сгустителей, при этом расход реагента снизился с $0,054$ до $0,024 \text{ кг/т}$ концентрата.

После внедрения этих мероприятий процесс сгущения пульп Самартинского и Иркинденского концентратов и осветления сливов радиальных сгустителей стабилизировался.

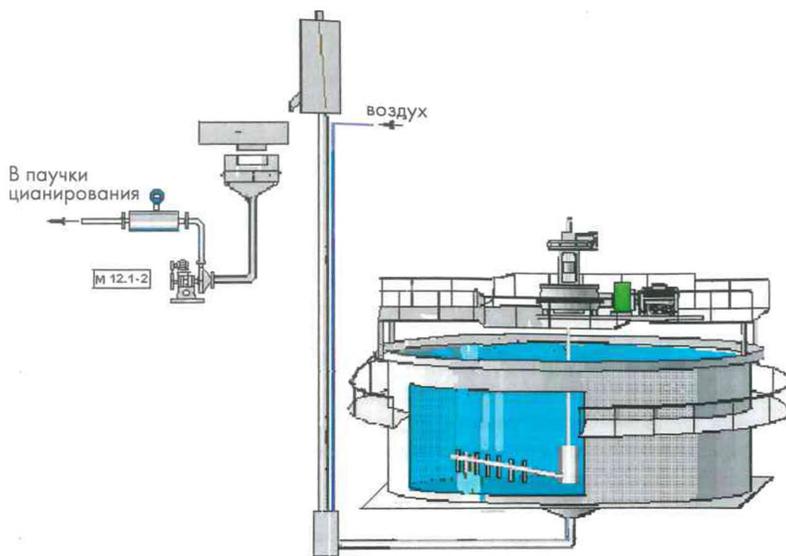


Рис. 20.2. Схема аэролифтной разгрузки сгущенной пульпы

Обычно для откачки и циркуляции сгущенного продукта из сгустителей используются диафрагмовые самовсасывающие насосы типа ДВС, которые были установлены 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 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. 20.3), 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 выходит 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 $0,116 \text{ м}^3/\text{мин}$ 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. рублей, убрать из цеха 5 насосов, на ремонт которых затрачивалось ежегодно 120 чел.-смен.

20.4. 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 практически не было. Но после 1,5 лет работы цеха на месторождении начали отрабатывать 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, в 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 золота 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 может продолжаться дальше при транспортировке хвостовой пульпы в трубе и в самом хвостохранилище. В этом случае можно твердо сказать, что времени сорбционного выщелачивания недостаточно и необходимо снижать производительность или добавлять в цепочку пачуки.

Рассмотрим конкретный пример анализа кривых разреза пачуков при опробовании процесса цианирования и сорбции 26.03.2001 г. и наших действий.

На **рисунках 20.3 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?

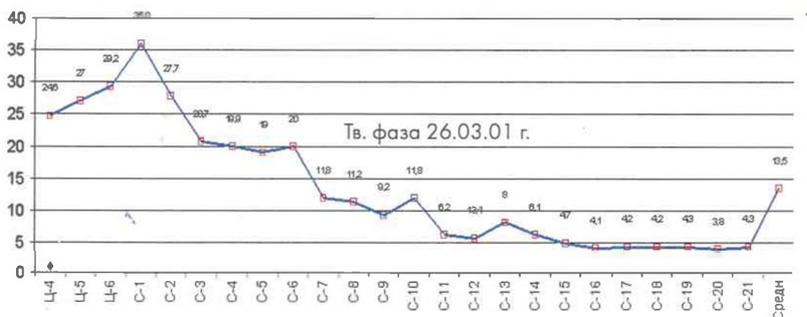


Рис. 20.3а

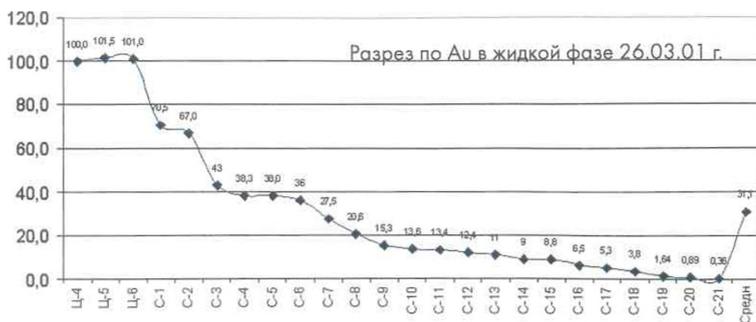


Рис. 20.36

На кривых золота в жидкой и твердой фазах пульпы 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 увеличилась всего до 105 мг/л.

Графики растворения золота наглядно показывают, что в первых трех 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.

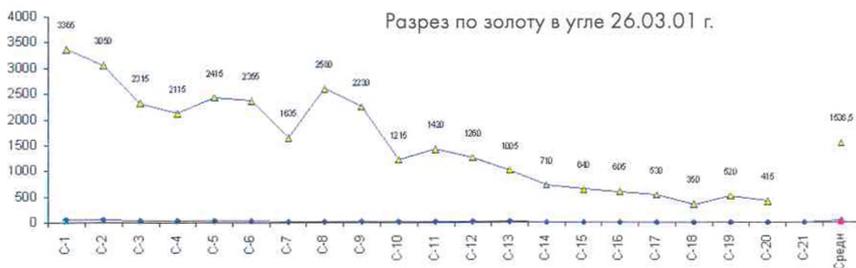


Рис. 20.3в

Рис. 20.3. Разрезы золота в жидкой и твердой фазах и в угле по пачукам при опробовании 26.03.2001

Рассматривая кривую растворенного золота по пачукам сорбции (рис. 20.3б), 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 с 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 колонны вторичного концентрирования (ВК). 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 **рисунках 20.4 а, б, в**.

Как показывают кривые разреза, содержание золота в растворе пульпы и в концентрате после предварительного цианирования резко снижается в пачуках сорбции №№ С-1 и С-2. 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 минимальной 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.

Аu в жидкой фазе пачуков по разрезу от 26.02.99 г.

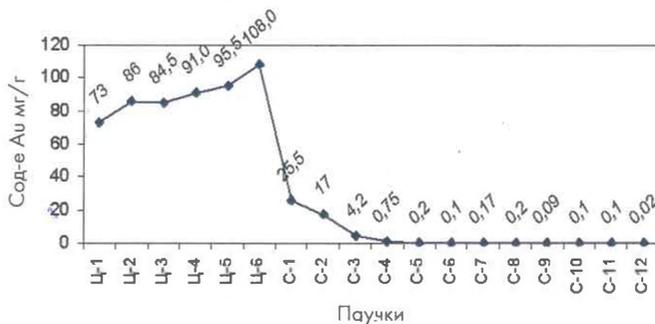


Рис. 20.4а

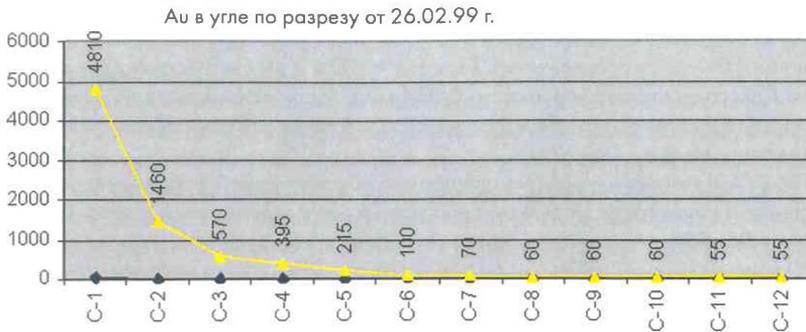


Рис. 20.4б



Рис. 20.4в

Рис. 20.4. Разрезы золота в жидкой и твердой фазах и в угле по пачукам при опробовании 26.02.99

По этому разрезу также видно, что для проведения процесса сорбции достаточно 8–9 аппаратов. В апреле 1999 года было так и сделано – отключили три последних пачука и перешли на 9 ступеней сорбции. Уменьшение количества пачуков в цепочке до 9 шт. показатели сорбции не ухудшило.

Однако в июне 1999 г. 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. 20.1).

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 трех 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.

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%.

Неодоизмельченный 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 также, 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 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 среднем 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 г. 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 г., 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 Самартинского и Ирокинденского концентратов процессами цианирования и сорбции. В 2000 г. 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 Самартинский концентрат.

В **таблице 20.3** 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.

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, большое значение для получения максимального извлечения золота на уголь в процессе сорбции имеет продолжительность процесса. Технологическим регламентом, который разработал для ЦГМ институт Ирригедмет, было предусмотрено время сорбционного выщелачивания не менее 42–48 часов (без времени предварительного цианирования). Опыт работы цеха в течение 3 лет показал, что этот параметр надо соблюдать неукоснительно.

Технологические показатели работы ЦГМ в 2000 г.

Месяцы	Переработка концентратов, т		Потери золота в хвостах, г/т			Извлечение Me, %		
	СФК	ИФК	Суммарн.	Тв. фаза	ж. фаза	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 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 двух 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 20.4, где приведены технологические показатели ЦГМ в 2001 г.

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 двух параллельных цепочках пачуков и на одной последовательной цепочке из 18 аппаратов, изучение графиков извлечения золота по месяцам с декабря 2000 по апрель 2001 года, графиков содержания золота по разрезам угля, твердой и жидкой фазам по пачукам показал, что процесс сорбции на двух 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 невозможно 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 шт., 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 час.

Как видно из таблицы 20.4, 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 (Са, 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.

Технологические показатели работы ЦГМ в 2001 г.

Месяцы	Переработка концентратов, т		Потери золота в хвостах, г/т			Извлечение Ме, %		
	СФК	ИФК	Сумарн.	Тв. фаза	ж. фаза	Общие	Ау	Аг
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

20.5. 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 °С с угля хорошо снимается золото – 95–97% и серебро – 25–40%. Показатели десорбции золота и серебра в 1998–1999 гг. приведены в таблице 20.5.

Таблица 20.5

Показатели десорбции металлов с насыщенного угля в 1998–1999 гг.

Среднее сод-е в угле Me до десорбции, г/кг		Среднее сод-е 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 °С, 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 составляло 60–80 мин.

Использование цианида натрия при десорбции угля

В работах Иргиредмета было показано, что добавление цианида в щелочной элюент при автоклавной десорбции угля благотворно влияет на показатели процесса. При этом было отмечено, 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, 3, 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, который проходит за 40–45 мин, тогда как

десорбция золота и серебра с угля чисто щелочным раствором проходит за 60–70 мин.

Распределение количества золота и серебра во фракциях элюата при различных условиях проведения процесса десорбции приведен в таблице 20.6.

Таблица 20.6

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 + 4 г/л NaCN)	82,5	94,6	15,6	5,24	1,81	0,11
548 (5,5 г/л NaOH + 2 г/л NaCN)	85,63	87,4	13,34	9,86	1,02	2,73

Таблица 20.6 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 содер- жатся 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 °С.
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 восемью объемами элюента.
4. Поскольку большая часть золота и серебра переходит в элюат в первых 4 объемах, а 13–15% – в последующие 4, 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 уменьшено на 20% потребление электроэнергии автоклавом (температура ниже на 20 градусов, а время цикла уменьшилось на одну треть) почти на 1 68 000 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 счет 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 двух десорберов по последовательной схеме, т.е. при подаче исходного элюента из первого аппарата во второй.

Проведение десорбции в двух 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 установленном режиме на двух 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 сорбирвалось 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 увели-

чивалась 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, т.к. 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 месяцев работы, необходимость перехода на 100%-ный оборот осветленной воды хвостохранилища ЦГМ заставила исходный элюент для десорбции готовить на оборотной воде, в которой содержание свободных и связанных цианидов постепенно поднялось до 0,15%, а щелочность – до pH 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 г. 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 г. 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.

20.6. 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 снятия 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 разобрататься в причинах перерасхода.

Подача основных реагентов в технологический процесс осуществляется насосами-дозаторами. Крепкий раствор цианистого натрия (18–20% NaCN) подается в 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 НД-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. За все месяцы трех лет работы цеха расход цианида не достигал проектного, хотя были отдельные периоды от 3 до 10 суток, когда расход его увеличивался до 20 кг/т.

В 2000 г. была установлена норма расхода цианида 14,5 кг/т. Эта норма превышалась несколько раз – апрель, август 2000 г., сентябрь, октябрь 2001 г. Повышенный расход цианида в эти периоды объяснялся наличием в руде пирротина – цианпожирающего минерала.

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 отслеживания 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 установку 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 г. 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 шт. расход цианида увеличился, но насколько точно, сказать пока нельзя. Тем не менее, этот расход можно существенно уменьшить, если установить оптимальное число (не более 12 шт.) 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 его в пульпе, но, как показала практика работы, это приводит к недоцианированию 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 фильтрткани, 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.

Расход активированного угля снизился с 0,8 кг/т в 2000 г. до 0,53 кг/т в 2001 г. Снижение произошло потому, что в 2000 г. 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 г. 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 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 элюата, 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 пропускаемого 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 Петраковского С.Г. в цехе была создана подсистема автоматизированного 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.

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 г., 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.

20.7. 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 аккумулироваться, 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, это 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 в 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 слезавшейся пыли, проанализировали на содержание золота. В ней содержалось 2,2% 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 рисунке 20.5.

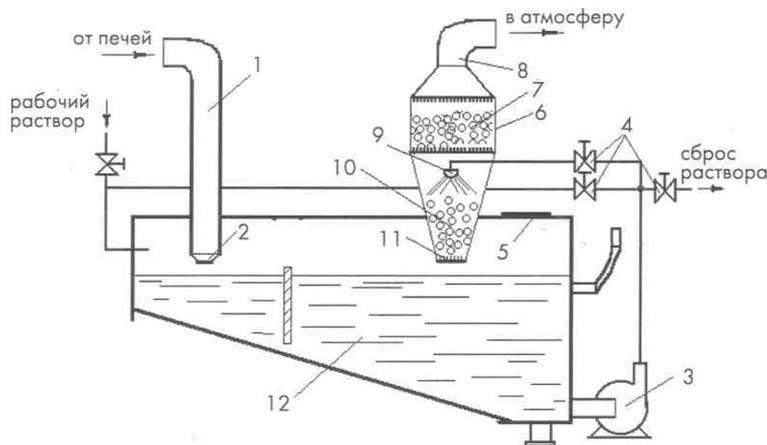


Рис. 20.5. Скруббер с шаровой насадкой для улавливания золотой пыли:

- 1 – труба разгонная, 2 – сопло, 3 – насос, 4 – вентили, 5 – люк, 6 – корпус,
- 7 – брызгоулавливатель, 8 – патрубок выходной, 9 – форсунка, 10 – шары,
- 11 – решетка опорная, 12 – сборник раствора

Образующиеся в печах газы вместе с пылью отсасываются пылевым вентилятором с большой скоростью через сборник 12 с водой. Разгонная труба 1 имеет суженный конец – сопло, через которое скорость газов увеличиваясь на выходе, ударяется о по-

верхность 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 оmyваются 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 съемка скруббера дает от 1,5 до 3,0 кг золотосодержащего осадка с содержанием золота 40–80 кг/т золота. По учету за 2001 год 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 очищали 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, т.к. 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 ее сливными патрубками с вентилями. Внутри емкости вставляли в сетчатой корзине остатки изношенных пластин, порезанные куски прогоревших ванн и поддонов. После этого в емкость заливали 0,5%-ный 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 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, т.к. 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. В общем, проблема с переработкой некондиционного угля и извлечения из него драгметаллов остается 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 подвергали цианированию в различных условиях, но результат оказался отрицательный – золото из золы не растворилось. Видимо, в золе содержится активный уголь, а также продукты разложения флотореагентов, которые депрессируют процесс растворения золота в золе.

Таким образом, проблемы утилизации и извлечения золота из таких некондиционных продуктов, как мелкий уголь и щепа, необходимо в каждом конкретном случае находить решения, каким способом извлекать из них золото, поскольку эти золотосодержащие отходы получаются постоянно..

Изложенные выше практические приемы практики работы и совершенствования всех процессов и оборудования в цехе гидрометаллургии свидетельствуют о том, что на каждом производстве, новом или уже давно действующем, всегда находятся проблемы, которые нужно решать самостоятельно, не дожидаясь указаний сверху. Что касается улучшения технологических процессов и его показателей, то можно рекомендовать сначала проводить собственными силами исследования в фабричной лаборатории на небольших пробах реального материала и только при получении положительных результатов изменять технологическую схему.

На новом производстве, как это имело место в ЦГМ, следует проверить в течение длительного времени тот технологический регламент, который заложен в проекте, выявить все недостатки, получить реальные технологические показатели по извлечению золота, удельному расходу реагентов и материалов, проанализировать потери золота и только после этого начинать работу по совершенствованию технологического процесса.

И последнее. Необходимо, чтобы персонал, обслуживающий технологический процесс, имел тот минимум теоретических знаний о процессе, который позволяет сознательно и творчески подходить к своей работе. Только в этом случае можно добиться высоких показателей работы, участка, цеха, фабрики.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых. Сборник научных трудов Ирриредмета. Иркутск, 1998.
2. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2. М.: Издательство МГУ, 2004.
3. Басов А.И. Механическое оборудование обогатительных фабрик и заводов тяжелых цветных металлов. М.: Metallurgy, 1984.
4. Баликов С.В., Дементьев В.Е., Минеев Г.Г. Плавка золотосодержащих концентратов. Иркутск, ОАО Ирриредмет, 2002.
5. Барышева К.Ф. Исследование упорных золотых руд. М.: Госметаллургиздат, 1939.
6. Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд и концентратов. М.: Metallurgy, 1982.
7. Барченков В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и концентратов с применением активных углей. Чита: Поиск, 2004.
8. Барченков В.В. Методическое пособие для производственно-технического обучения рабочих ЗИФ по специальности «Аппаратчик сорбции». Магадан, 1981.
9. Барченков В.В. Опыт пуска и освоения гидрометаллургической технологии на Холбинском руднике ОАО «Бурятзолото». «Цветная металлургия», № 2–3, 2000.
10. Барченков В.В. Испытания центробежного концентратора Орокон-М30 на хвостах гравитации Многовершинной ЗИФ. Колыма, 1993.
11. Барченков В.В. Улавливание мелкого золота из флотоконцентрата центробежным концентратором ОРОКОН-М30. «Цветная металлургия», № 11, 2001.
12. Барченков В.В. Циклическая технология обезвреживания цианистых хвостов Многовершинной ЗИФ. «Колыма», № 7, 1992.
13. Барченков В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей. Учебное пособие. Улан-Удэ, 2007.
14. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых. Киев, 1980.
15. Бессараб В.И., Ортенберг Л.З. Отсадчик (концентраторщик) рудообогатительных фабрик. М.: Недра, 1988.
16. Богданович А.В., Петров С.В. Сравнительные испытания центробежных концентраторов различных типов. Обогащение руд, 2001, № 3.
17. Войлошников Г.И., Чернов В.К. Опыт и перспективы промышленного использования активных углей в схемах извлечения золота. Цветные металлы, 2001, № 5, стр. 15–17.
18. Вязельщиков В.П., Парицкий З.Н. Справочник по обработке золотосодержащих руд и россыпей. М.: ГНТИ, 1963.
19. Глембоцкий В.А. Флотация. М.: Недра, 1973.
20. Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1981.
21. Головкин Б.Ю., Рейбман Л.А., Колпиков Г.Г. Системы и средства автоматизации обогатительных фабрик. М.: Недра, 1990.
22. Горный журнал. 2001, № 5, стр. 62–68.
23. Горный журнал. 2002, № 7, стр. 10 (желтая).
24. Драгоценные металлы. Спецвыпуск. Июль 2003. Стр. 4–5, 18.
25. Донченко А.С., Донченко В.А. Справочник механика рудообогатительной фабрики. М.: Недра, 1975.
26. Ивановский М.Д., Зефиоров А.П. Металлургия золота. М.: ГОНТИ, 1938.

27. Никсон Г., Толстов Д.Е. Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера «Мурунтау» на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт». Горный журнал. 2002. Спецвыпуск.
28. Глембоцкая Т.В. Игорь Николаевич Плаксин. М.: Наука, 1982.
29. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке и обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов. ПБ 03-571-03. М., 2003.
30. Ионный обмен в гидрометаллургии и очистке сточных вод. Алма-Ата. Сб. Казмеханобра, 1972.
31. Карленко Н.В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. М.: Недра, 1987.
32. Клебанов О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова Н.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. М.: Недра, 1974.
33. Клебанов О.Б. Реагентное хозяйство обогатительных фабрик. 2-е изд. М.: Недра, 1989.
34. Козин В.З. Опробование на обогатительных фабриках. М.: Недра, 1988.
35. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Metallургия благородных металлов. Т. 1. М., МИСИС, ИД «Руда и металлы», 2005.
36. Кубасов В.Л. Основы электрохимии. М.: Химия, 1976.
37. Ласкорин Б.Н., Москвичева Г.И., Скитяева Е.И. Сорбционное извлечение золота активированными углями из растворов сложного солевого состава. Цветные металлы, № 3, 1978. Стр. 15–17.
38. Лодейщиков В.В., Игнатьев К.Д. Рациональное использование серебросодержащих руд. М.: Недра, 1973.
39. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. М.: Недра, 1968.
40. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Т. 1, 2. Иркутск, Иргиредмет, 1999.
41. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Metallургия благородных металлов. М.: Metallургия, 1972.
42. Metallургия благородных металлов. Под ред. Л.В. Чугаева. Изд. 2-е. М.: Metallургия, 1987.
43. Моршинин В.М. Устройство и эксплуатация обогатительных машин. М.: Недра, 1980.
44. Милованов Л.В. Очистка сточных вод предприятий цветной metallургии. М.: Metallургия, 1971.
45. Мухин В.М., Тарасов А.В., Клушин В.Н. Активные угли России. М.: Metallургия, 2000.
46. Нормы технологического проектирования и технико-экономических показателей золотоизвлекательных фабрик. М., 1973. ОНТИ «ВНИИПРОЗолото».
47. Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. Сборник научных трудов ИПКОН. М.: Недра 1989.
48. Отчет о НИР «Разработка и испытание в полупромышленных условиях технологии извлечения благородных металлов из рудных пульп и неосветленных растворов угольными сорбентами». Т.2 (Заключительный отчет) Иргиредмет, 1978.
49. Патент РФ на изобретение № 2167950 «Способ извлечения благородных металлов» Войлошников Г.И., Войлошникова Н.С., Барченков В.В. 27 мая 2001 г.
50. А.с. № 1102282 от 11.03.1983. СССР. Способ извлечения благородных металлов из руды. Варенцов В.К., Лукьянов В.О., Барченков В.В.
51. Плаксин И.Н. Metallургия благородных металлов. М.: Metallургиздат, 1958.

52. Плаксин И.Н. Гидрометаллургия. Избранные труды. М.: Наука, 1971.
53. Плаксин И.Н. Metallургия благородных металлов. М.: Metallургиздат, 1943.
54. Плаксин И.Н. Metallургия золота, серебра, платины. Часть 1. Физико-химические основы. М., ОНТИ, 1935.
55. Плаксин И.Н. Metallургия золота, серебра и платины. Часть 2. Процессы, аппараты и схемы обработки руд. М.: Госметаллургиздат, 1939.
56. Пробоотбирание и анализ благородных металлов. Справочник под ред. Барышникова И.Ф. М.: Metallургия, 1978.
57. Патент на изобретение № 2167950 «Способ извлечения благородных металлов» Барченков В.В., Войлошников Г.И., Войлошникова Н.С. 27.05.2001 г.
58. Правила технической эксплуатации технологического оборудования золотоизвлекательных фабрик с применением ионообменного процесса. М., МЦМ СССР, 1978.
59. Правила технической эксплуатации золотоизвлекательных предприятий. Под ред. Барышникова И.Ф. ОТИ. Главзолото, 1956.
60. Кармазин В.И., Серго Е.Е. и др. Процессы и машины для обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1974.
61. Разделишин А.Н. Цианирование. Иркутск. ОГИЗ, 1932.
62. Саблин С.А. Машинист мельниц рудообогатительной фабрики. М.: Недра, 1988.
63. Саградян А.Л. Контроль технологического процесса флотационных фабрик. М.: Metallургия, 1983.
64. Справочник по обогащению руд. Т.2. М.: Недра, 1982.
65. Справочник по обогащению руд черных металлов. Под редакцией С.Ф. Шинкоренко. М.: Недра, 1980. Стр. 479–481.
66. Стрижко Л.С. Metallургия золота и серебра. М., МИСИС, 2001.
67. Фридман С.Э., Щербаков О.К. Обогащение полезных ископаемых. М.: Недра, 1985.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие.....	3
------------------	---

Глава 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТА И СЕРЕБРА

1.1. Применение золота и серебра.....	5
1.2. Краткий очерк развития добычи и извлечения золота.....	6
1.3. Физические и химические свойства золота.....	8
1.4. Физические и химические свойства серебра.....	12
1.5. Формы нахождения золота и серебра в рудах.....	13
1.6. Общие принципы извлечения золота.....	16

Глава 2. ПОДГОТОВКА РУД К ОБОГАЩЕНИЮ И ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

2.1. Грохочение.....	18
2.2. Общая классификация грохотов.....	22
2.3. Основные механические и технологические параметры работы грохотов.....	29
2.4. Правила технической эксплуатации грохотов.....	31
2.5. Дробление.....	32
2.6. Устройство и принцип работы щековых дробилок.....	35
2.7. Конусные дробилки.....	37
2.8. Основы процесса измельчения.....	39
2.9. Шаровые мельницы.....	41
2.10. Мельницы мокрого самоизмельчения.....	44
2.11. Эксплуатация мельниц.....	46
2.12. Схемы и режимы мокрого измельчения.....	47
2.13. Машины и аппараты для гидравлической классификации.....	51
2.14. Гидроциклоны.....	53
2.15. Требования к работе гидроциклонной установки.....	59
2.16. Гидроциклоны CAVEX.....	61

Глава 3. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ОБ ОБОГАЩЕНИИ РУД

3.1. Понятие о полезных ископаемых.....	63
3.2. Основные термины и показатели обогащения руд.....	64
3.3. Пульпа и ее характеристики.....	68
3.4. Технологические схемы обогащения.....	69
3.5. Структура современного горно-обогатительного предприятия.....	70
3.6. Золотосодержащие руды. Особенности их добычи и переработки.....	71

Глава 4. ГРАВИТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ РУД

4.1. Физические основы гравитационных процессов.....	74
4.2. Гравитационное обогащение в отсадочных машинах.....	77

4.3.	Устройство, работа и правила эксплуатации отсадочных машин	79
4.4.	Технологические параметры работы отсадочных машин.....	81
4.5.	Обогащение на концентрационных столах.....	83
4.6.	Устройство и работа концентрационных столов	85
4.7.	Технологические параметры работы концентрационных столов.....	88
4.8.	Обогащение в центробежных концентраторах	89
4.9.	Другие конструкции центробежных концентраторов и определение области их применения.....	98
4.10.	Некоторые аспекты применения гравитационной технологии.....	101

Глава 5. ФЛОТАЦИЯ

5.1.	Основные физико-химические положения теории флотационного процесса.....	103
5.2.	Флотационные реагенты. Назначение и классификация.....	106
5.3.	Реагенты-собиратели	107
5.4.	Реагенты-пенообразователи	109
5.5.	Реагенты-регуляторы	110
5.6.	Минерализация пузырьков воздуха и кинетика процесса флотации	112
5.7.	Формы агрегатов минеральных частиц и пузырьков	115
5.8.	Способы разрушения флотационной пены	116
5.9.	Влияние размера частиц минералов на флотацию.....	116
5.10.	Схемы флотации	117
5.11.	Классификация флотационных машин	120
5.12.	Устройство и работа флотационной машины механического типа	122
5.13.	Флотационные машины пневматического типа	124
5.14.	Пневмомеханические флотационные машины.....	128
5.15.	Работа флотационных машин.....	129
5.16.	Флотация золотосодержащих руд	131

Глава 6. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ОПЕРАЦИИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ И ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

6.1.	Общие сведения о процессах обезвоживания	135
6.2.	Краткая характеристика способов обезвоживания	136
6.3.	Сгущение пульпы	137
6.4.	Высокопроизводительные сгустители СУПАФЛО	140
6.5.	Устройство высокопроизводительного сгустителя, установленного на Березитовой ЗИФ	145
6.6.	Пластинчатые сгустители.....	147
6.7.	Фильтрация. Закономерности процесса.....	149
6.8.	Фильтры, работающие под давлением.....	152
6.9.	Вакуум-фильтры. Дисконный вакуум-фильтр.....	154

6.10. Барабанный вакуум-фильтр	159
6.11. Сушка.....	160

Глава 7. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЦИАНИРОВАНИЯ

7.1. Значение процесса цианирования для извлечения золота из руд	165
7.2. Механизм растворения золота и серебра в цианистых растворах.....	166
7.3. Кинетика процесса цианирования	169
7.4. Факторы, определяющие скорость и полноту процесса цианирования золота в производственных условиях.....	170
7.5. Гидролиз цианистых растворов. Защитная щелочь	177
7.6. Взаимодействие цианистых растворов с сопутствующими минералами	178
7.7. Пути интенсификации процессов цианирования.....	183
7.8. Причины потерь цианида и меры по снижению его расхода	186

Глава 8. МЕТОДЫ ЦИАНИРОВАНИЯ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

8.1. Перколяция	189
8.2. Кучное выщелачивание	191
8.3. Подземное выщелачивание золота (ПВ).....	194
8.4. Цианирование перемешиванием	198
8.5. Интенсивное цианирование	200

Глава 9. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

9.1. Физическая депрессия золота	203
9.2. Химическая депрессия золота	205
9.3. Сорбционная активность рудных минералов	206
9.4. Технологическая классификация золотосодержащих руд	206
9.5. Методы вскрытия упорных руд с тонковкрапленным золотом	209
9.6. Бактериально-химическое окисление сульфидов.....	213
9.7. Термохимические методы вскрытия золота	216
9.8. Цианирование углистых руд и концентратов	218
9.9. Тиокарбамидное выщелачивание золота из упорных руд.....	221

Глава 10. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОРБЦИОННОГО ПРОЦЕССА

10.1. Строение и состав ионитов.....	226
10.2. Характеристика анионита АМ-2Б	228
10.3. Свойства ионообменных смол	229
10.4. Механизм ионного обмена. Кинетика ионного обмена	231
10.5. Изотерма сорбции. Принцип противотока	234
10.6. Механизм извлечения металлов активированным углем	236
10.7. Немного истории о применении активных углей	237
10.8. Влияние различных факторов на сорбцию благородных металлов активными углями.....	239
10.9. Извлечение серебра методом сорбционного цианирования	242

Глава 11. ТЕХНОЛОГИЯ И ПРАКТИКА ПРОЦЕССА СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

11.1. Достоинства и недостатки процесса сорбционного выщелачивания золота	246
11.2. Технологические параметры процесса сорбционного выщелачивания	248
11.3. Особенности переработки флотоконцентратов	251
11.4. Двухстадийная схема извлечения золота и серебра	253
11.5. Устройство оборудования для цианирования и сорбции	255
11.6. Технологическая схема процесса цианирования и сорбционного выщелачивания	264
11.7. Типовая схема цепи аппаратов процесса сорбционного цианирования	266
11.8. Рекомендации по ведению цианисто-сорбционного процесса	268
11.8. Переработка дренажных стоков	272

Глава 12. РЕГЕНЕРАЦИЯ ИОНИТОВ И УГЛЕЙ

12.1. Цель и назначение регенерации сорбентов	275
12.2. Основные закономерности процесса регенерации ионитов	276
12.3. Полная технологическая схема регенерации анионита АМ-2Б	278
12.4. Основные положения теории десорбции металлов с угля	282
12.5. Влияние параметров процесса десорбции на сорбционные свойства углей	285
12.6. Технологии десорбции золота и серебра	286
12.7. Регенерация активных углей	288
12.8. Реактивация угля	290
12.9. Цианистая обработка и очистка угля от меди	291
12.10. Принципиальная схема десорбции и регенерации насыщенного угля	292
12.11. Схема цепи аппаратов отделения десорбции и регенерации угля	294
12.12. Схема цепи аппаратов автоклавной десорбции угля ЦГМ Холбинского рудника	298
12.13. Схема цепи аппаратов и устройство оборудования установки десорбции и электролиза производства КНР	300
12.13. Рекомендации по обслуживанию процесса десорбции и регенерации угля	308

Глава 13. МЕТОДЫ ОСАЖДЕНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ РАСТВОРОВ

13.1. Цементация золота и серебра цинком	312
13.2. Осаждение алюминием	316
13.3. Щелочное осаждение золота из растворов	318
13.4. Электролиз золота из растворов	318
13.5. Электролиз золота из кислых тиомочевинных растворов	320

13.6.	Электролиз золота из щелочных элюатов.....	321
13.7.	Технологические режимы и основные параметры процесса электролиза	322
13.8.	Технологическая схема электролизного отделения.....	324
13.9.	Устройство и работа электролизера ЭУ-1 М.....	325
13.10.	Устройство и принцип работы электролизера ГЦН2-40	327

Глава 14. ПЛАВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ НА СЛИТОК

14.1.	Понятие о плавке	330
14.2.	Обжиг «золотой головки»	332
14.3.	Бесколлекторная плавка золотой головки	334
14.4.	Плавка «золотой головки» с коллектором	335
14.5.	Плавка катодных осадков	337
14.6.	Плавка цинковых шламов	338
14.7.	Устройство руднотермической плавильной печи	340
14.8.	Устройство и работа индукционной плавильной печи	343

Глава 15. ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ ЦИАНИДСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ

15.1.	Химический состав цианидсодержащих хвостов	352
15.2.	Характеристика методов обезвреживания цианистых хвостов	354
15.3.	Технология обезвреживания цианистой пульпы активным хлором	357
15.4.	Технология обезвреживания оборотной воды хвостохранилища	358
15.5.	Опыт обезвреживания циансодержащих хвостов Многовершинной ЗИФ	360
15.6.	Технология нейтрализации и обезвреживания избыточных вод шламоохранилища Дарасунской ЗИФ.....	362

Глава 16. КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

16.1.	Состав и задачи контроля технологического процесса	364
16.2.	Принципы пробоотбора	365
16.3.	Учет руды, концентратов и готовой продукции	371
16.4.	Контроль параметров пульпы.....	372
16.5.	Опробование и контроль технологических растворов	374
16.6.	Контроль технологических растворов на содержание золота и серебра.....	377
16.7.	Баланс драгметаллов золотоизвлекательной фабрики.....	379

Глава 17. ПРИГОТОВЛЕНИЕ РАСТВОРОВ РЕАГЕНТОВ

17.1.	Приготовление растворов заданной концентрации	382
17.2.	Определение концентрации растворов	385
17.3.	Характеристика и свойства цианида натрия	388
17.4.	Характеристика и свойства других реагентов.....	390
17.5.	Технология приготовления известкового молока	395

17.6.	Приготовление раствора цианистого натрия	397
17.7.	Приготовление раствора гипохлорита кальция	399
17.8.	Приготовление раствора едкого натра	400
17.9.	Токсикология цианида натрия, средства защиты и первая помощь	401
17.10.	Организация работы реагентного отделения	402
17.11.	Техника безопасности при работе с реагентами	404

Глава 18. АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ

18.1.	Общие положения	407
18.2.	Состав и основные функции АСУ ТП ЦГМ	408
18.3.	Краткая характеристика комплекса технических средств АСУ	411
18.4.	Программное обеспечение АСУ ТП ЦГМ	414

Глава 19. ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ ФАБРИК ОАО «БУРЯТЗОЛОТО» И ДАРАСУНСКОЙ ЗИФ

19.1.	Характеристика Самартинского флотоконцентрата	417
19.2.	Технологическая схема переработки Самартинского флотоконцентрата	418
19.3.	Технология переработки Ирокинденского флотоконцентрата	421
19.4.	Технология переработки Дарасунских флотоконцентратов сорбционным процессом	425

Глава 20. ПРАКТИКА РАБОТЫ ЦЕХА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ ХОЛБИНСКОГО РУДНИКА

20.1.	Опыт пуска цеха гидрометаллургии	429
20.2.	Освоение технологии переработки Ирокинденского флотоконцентрата	435
20.3.	Совершенствование процесса сгущения	439
20.4.	Совершенствование технологии цианирования и сорбции	442
20.5.	Мероприятия по совершенствованию процесса десорбции и регенерации угля	451
20.6.	Анализ расхода основных реагентов и потребления электроэнергии на технологию переработки концентратов	455
20.7.	Мероприятия по снижению потерь золота	458

Список использованной литературы	461
--	-----

Учебное издание

БАРЧЕНКОВ Валерий Васильевич

Основные технологические процессы переработки
золотосодержащих руд

Главный редактор: Т. Кулакова
Верстка: М. Кеслер
Корректурa: Е. Думова
Техническая подготовка: В. Антипова
Дизайн обложки: А. Федулова

Подписано в печать 04.04.13. Формат 70Х90/16. Бумага офсетная №1.

Печать цифровая. Усл. печ. л. 34,36.

Тираж 500 экз. Заказ № 40.

ООО «Издательский центр "Интермедия"».

Адрес: 198334, Санкт-Петербург, ул. Партизана Германа, 41-218.

Отпечатано с готового оригинал-макета в ООО «Арт-экспресс».

Адрес: 199155, СПб, В.О., ул. Уральская, д. 17.