

**Ш. Байысбеков,
В. И. Авдюков**

**ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТЫХ И
УРАНОВЫХ РУД**

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

**КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ имени К. И. САТПАЕВА**

Ш. БАЙЫСБЕКОВ, В. И. АДЮКОВ

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТЫХ И УРАНОВЫХ РУД

Учебник для металлургических специальностей вузов

Рекомендовано Министерством образования и науки
Республики Казахстан в качестве учебника

Алиаты 2007

622.7 (072)
ББК 24. 126 я 73
Б 17

Б 17 **Байысбеков Ш., Авдюков В.И.**

Переработка золотых и урановых руд: Учебник для вузов. – Алматы: КазНТУ, 2007 г. – 233 с.

ISBN 9965-736-96-0

Учебник составлен на основании действующих учебных программ. В нем рассматриваются основные вопросы переработки различных типов золотых и урановых руд. Технологические основы процессов, связанных с флотационными и гравитационными процессами, рассматривались в ранее изучаемых дисциплинах. Основное внимание уделено вопросу извлечения благородных металлов с использованием цианирования. Во второй части учебника, связанной с вопросами переработки урановых руд, материалы приводятся с учетом действующей программы.

Книга составлена по материалам, опубликованным в отечественной и зарубежной печати, а также использованы материалы научных разработок авторов. Для извлечения золота из руд применяют гравитационные и флотационные методы обогащения и выщелачивания в щелочных цианистых растворах (цианирование); для извлечения урана – выщелачивания в кислых и щелочных растворах. В технологии и аппаратурном оформлении процессов извлечения золота и урана много общего, чем и обусловлено совместное изложение материалов по выделению этих металлов в одной дисциплине «Переработка золотых и урановых руд».

Кроме того, необходимо учитывать тот факт, что в Республике Казахстан имеется ряд месторождений, в которых совместно присутствуют золото и уран. Это в основном месторождения Северного Казахстана (Манабаяевское) и (Эльконского рудного пояса) Россия и др. Материал в лекциях излагается в объеме, предусмотренном учебным планом специальности «Металлургия» (050709).

В первой части учебника приводятся материалы, связанные с цианированием благородных металлов при кучном выщелачивании рудной массы и обычном цианировании после рудоподготовки, а также новые материалы автора по гравитационному обогащению золотосодержащих руд.

Во второй части рассматриваются процессы переработки различных типов урановых руд.

ББК 24. 126 я 73

Рецензенты: *С.М. Кожжахметов*, д-р техн. наук, акад. НАН РК

Б.К. Кенжалиев, д-р техн. наук, проф., дир., Института металлургии и обогащения

А. К.Кобжасов, д-р техн. наук, проф., дир. Института металлургии и полиграффии КазНТУ им. К.И. Сатпаева

Печатается по плану издания Министерства образования и науки
Республики Казахстан на 2006 г.

$$\frac{Б1704000000}{00(05)-06}$$

ISBN 9965-736-96-0

© Байысбеков Ш., 2007

© Авдюков В.И., 2007

ПРЕДИСЛОВИЕ

В основу учебника «Переработка золотых и урановых руд» положен курс лекций, читаемый в Казахском национальном техническом университете в течение многих лет. Ранее в КазНТУ издано учебное пособие по дисциплине «Переработка золотых и урановых руд». В Казахстане добывают золото из коренных и россыпных месторождений, а уран – в основном из осадочных месторождений.

В учебнике приводятся не только существующие технологии переработки золотосодержащего сырья, но и ряд новых процессов (использование цементного золота при обесереблении свинца, предварительное цианирование подготовленной рудной массы в пульсирующем слое перед укладкой её в кучи) и др.

Показана перспективность совместного измельчения и цианирования золотосодержащего сырья (руд и концентратов). Приводятся новые материалы по цианированию цинковых концентратов и продуктов их переработки.

В разделе «Переработка урановых руд» рассмотрены не только процессы переработки уранового сырья, но и некоторые перспективные процессы, (фторидные и ферромарганцевые технологии), разработанные в КазНТУ.

Особое внимание уделено вопросу переработки уранового сырья с использованием подземного выщелачивания. Это основной процесс извлечения урана в Казахстане (добывается в порядке 4 тыс. т. урана в год).

Авторы выражают благодарность директору департамента банка «Петрокоммерц» Авдюкову В.В. (г. Москва) за переданные им материалы для учебника.

Авторы будут признательны за все замечания и пожелания за улучшение содержания учебника.

Часть 1

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТО СОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

ВВЕДЕНИЕ

История золота драматична, она насыщена противоречивыми оценками. Одни чуть ли не обожествляли этот металл, другие относились к нему с большим скепсисом: «Исчезни золото из этого мира – и цивилизация нисколько не пострадает; каким-нибудь чудом не стало бы железа – человечество было бы поражено полнейшим бессилием, все успехи цивилизации многих веков вдруг бы остановились, и все пошло бы назад». Эта фраза взята из отчета Всемирной промышленной выставки 1867 г в Париже. Истина, как всегда, находится где-то между полярными точками зрения.

Золото было первым металлом, известным человеку – изделия из него найдены в культурных слоях эпохи неолита (5-е – 4-е тысячелетие до нашей эры). Нашли его и начали разрабатывать народы – земледельцы, охотники. И, видимо, для них оно не представляло ту ценность, которую приобрело впоследствии, – имело чисто прикладное значение. В давние годы на Урале «...такая, слышь-ко, мода была, собираются на охоту и наберут с собой этих самородков. Они, видишь, маленькие, а увесистые. В руках держать ловко и бьют емко. Присадит таким так большого зверя собьет». Это писал П. Бажов в сказке «Дорогое имячко», и похоже так оно и было.

Но прошлестели над головой человечества века, люди познали истинную цену труда, который надо затратить, чтобы добыть крупинки, скрытые природой в самых сокровенных тайниках, увидели свойства, делающие золото отличным от всех других металлов. Вокруг золота засиял ореол загадочности и всемогущества, свойственных только владыкам. Властители и жрецы разных стран придумали немало ритуалов, подчеркивающих тождество между властью и богатством, дарованным им в виде золота.

Вот один из них. Его родина – Южная Америка. Ацтекского вождя натирали благовонным маслом и по знаку верховного жреца обсыпали золотой пудрой. В сопровождении свиты на камышовом плоту он отправлялся по зеркальной глади озера Гуатовата навстречу восходящему солнцу. Когда лучезарное светило поднималось над горами, вождь начинал ритуальное омовение, во время которого жрецы осыпали его из золотых кубков и чат серьгами, кольцами, браслетами, кулонами из «томпако» – красноватого золота с добавкой меди. Стремясь «превратить!» вождя в сына Солнца, в полубога, драгоценностей не жалели.

В наши дни часть этого озера осушили и на дне обнаружили удивительные по красоте и фантазии ювелирные изделия. Теперь они хранятся в музее золота в столице Колумбии.

Каждый знает мефистофельское: «Люди гибнут за металл!» Золото было причиной войн и раздоров. Но всегда ли? Оказывается, правители древнего Востока были убеждены, что этот металл, наоборот, способен прекращать распри между племенами, врагов делать друзьями. Трапеза с золотой посуды с послом другого племени считалась высшим знаком доверия: это значило, что поданная к столу пища не отравлена. Золотое убранство стола долгое время оставалось и признаком высокого положения хозяев дома, гостей. Вспомните подобострастное восклицание Фамусова: «Не то на серебре на золоте едал!».

С незапамятных времен ювелиры превращали крупичицы, самородки, порой стоившие старателям жизни, в удивительные творения искусства. Их изделия могли бы составить честь современному мастеру, в распоряжении которого были не только тигель и молоток, как у его древнего предшественника, а целый арсенал тончайших инструментов. Иконописцы, резчики по дереву, лещики знали, что их произведения обретут торжественность, как только их покроет золото. И надо его для этого немножко, всего чуть-чуть – листочек тоньше фольги, чтобы оклад предмета приобрел солнечную лучезарность.

Мягкий, пластичный металл всегда привлекал художников. Современные способы позволяют получать листы толщиной не более 0,8 мкр – они просвечиваются сине-зеленым цветом. Золото может быть протянуто в проволоку, 2 км которой весят всего грамм. Способность к тончайшей обработке позволял мастерам добиться различных декоративных эффектов – от сияющей полированной поверхности до матовой фактуры с глубокой светотенью.

Вслед за ювелирами равными переработчиками золота стали чеканщики монет. Четыре тысячи лет назад в древнем Китае появились первые золотые денежные знаки «ну» и «таго». И лишь гораздо позже такие

деньги пришли в Европу, а само их название «монета» обязано храму Юноны Монеты, в котором был создан первый римский монетный двор.

Только в начале XX в. чеканка золотых монет сократилась: появились заменители драгоценного металла. Но употребление золота в связи с этим не уменьшилось настолько, насколько это предусматривалось. Во-первых, и в виде монет, и в форме слитков оно хранится как золотой запас банков и государств. А, во-вторых, сферы использования золота начали расширяться.

Сколько золота в кладовых?

Ответ на этот вопрос по существу и определяет возможности его применения для различных нужд. Возрастающая потребность и раньше заставляла людей искать способы расширения добычи золота. И, как это часто бывает, не обошлось тут без лженауки и ее ревнителей. Прежде всего попытались протащить свои идеи превращения в золото обычных широко распространенных металлов алхимики. Джабир ибн Хайян (721—815 гг.), арабский алхимик, доказывал, что для таких превращений годятся ртуть, сера, мышьяк, что продолжительность этих трансформаций слишком длинна по времени и человеческой жизни просто не хватает, чтобы увидеть это чудо.

И все-таки идеи шарлатанов нашли поддержку некоторых легковерных и безграмотных правителей. Так, английский король Генрих VI издал для духовенства специальный указ: не мешать колдовству алхимиков. Впрочем, отнюдь не все попадались на удочку ловкачей — император Диоклетиан еще в 296 г. приказал сжечь все книги с рецептами получения «философского» золота.

Пожалуй, пора вернуться к отчету Парижской выставки, в котором противопоставлено золото и железо. Вряд ли стоит «присуждать места» этим металлам: история человечества — не спортивные состязания. Но, думается: не узнай люди золота, многое в судьбах мира происходило бы иначе. Вряд ли до нас дошли бы бесценные памятники материальной культуры, сделанные древними мастерами из «вечного» металла. Наверняка затормозилось бы развитие химии в мрачную эпоху средневековья. Ведь поиски «философского» камня, несмотря на свою тщетность, давали возможность здравым умам заниматься наукой, достижения которой отвергались мракобесами, золото было и пока остается фундаментом финансовой системы.

Сколько же благородного металла накопило человечество за обозримый исторический отрезок времени? Современные справочники называют такую цифру — 90–95 тыс. т. Если учесть, что и в кубическом метре содержится его около 20 т, все добытое золото можно уместить в

кубе с ребрами в 22–23 м. Ныне в других (бывших капиталистических странах) добывается примерно 1,300 т драгоценного металла. Иначе говоря, золотодобывающей промышленности надо не менее десятка лет, чтобы увеличить этот гипотетический куб всего на 1 м.

Борьба за каждый грамм золота по-прежнему остается важной экономической и технической проблемой. Сегодня, как и встарь, ювелиры работают на бильярдных сукнах высоких сортов. Такими же сукнами обиваются стены пробирных лабораторий. Для чего? Только для того, чтобы через год-два ободрать и сжечь. В золе иногда находят до килограмма золота.

Это результат нестойкости металла. Золотое кольцо в течение жизни его владельца может истереться, «растаять» более чем на половину. Вот поэтому в сплавы, из которых изготавливают различные изделия, добавляется лигатура – более твердые металлы.

В наше время золото используют в таких сферах науки и техники, о которых раньше не могло быть и речи. Золотом покрыты, например, поверхности американских спутников «Просперо» и «Ариэль-4», предназначенных для исследования ионосферы: это обеспечивает им эффективное терморегулирование, избавляет от «груза» ионов. В сплаве с платиной оно применяется для изготовления особо стойкой химической аппаратуры. А «союз» золота с той же платиной и серебром дает возможность электротехникам и электронщикам повысить точность и чувствительность различных приборов.

Но есть и поныне область использования золота, которая имеет почти такую же древнюю историю, как само человечество. В «Каноне врачебной науки» Авиценны говорится, что золото – одно из сильнейших лекарственных средств, помогающих людям избавиться от болей и перебоев в сердце, от душевного расстройства и робости. Автор рекомендует золотой порошок в мазях лечения глаз от «лисий» и змеиной» болезней, а золотые опилки, принятые внутрь, по его убеждению, избавляют человека от обилия «черной желчи». С тех пор медицина далёко ушла вперед, но и сейчас препараты золота в виде взвесей в масле применяются для лечения артритов и красной волчанки.

Золото помогает диагностировать трудно распознаваемые заболевания внутренних органов. Для этого применяются так называемые «меченые атомы» – короткоживущие изотопы, которые уже через несколько суток переходят в нерадиоактивные изомеры. Радиоактивное золото в сочетании с другими методами взяты на вооружение онкологи – они применяют его для лечения опухолей.

Как теперь ясно, к использованию золота в лечебных целях прибегали не только древние терапевты, но и хирурги и дантисты.

Усовершенствованный и дополненный опыт древних дантистов, как известно, сегодня широко используется в стоматологической практике. Золотые коронки, протезы, мосты не удивят, конечно, современного человека. И не будет преувеличением, если мы скажем, что самое большое количество золота сегодня человечество... съедает. Это происходит от стирания протезов.

Глава 1

ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА РУД

1.1 Вещественный состав месторождений золота

Формы нахождения золота разнообразны: самородное, теллуриды золота, ферри-формы, сульфиды, металлоорганические, сорбированные и водорастворимые.

В рудах золото присутствует главным образом в самородном виде. Оно обычно содержится в кварце и сульфидах (пирит, арсенопирит, блеклые руды, галенит и др.), часто в рассеянном тонкодисперсном состоянии. Самородное золото не бывает чистым и представляет собой твердый раствор, преимущественно с Ag, реже с Cu, Pb, Bi и другими элементами, в связи с этим применяют понятие «проба золота», т. е. число массовых частей химически чистого золота в 1000 частях самородного золота или сплава.

Величина отдельных частиц изменяется от пылевидных до крупных самородков. Наиболее обычные их размеры от микрометров до первых миллиметров.

В Казахстане и СНГ главным источником добычи золота являются гидротермальные месторождения. Выделяют следующие типы руд:

1 Руды высокотемпературных глубинных месторождений

К этому типу относятся золотокварцевые и золото-кварц-сульфидные месторождения (Акбакайское, Казахстан и др.).

Руды сложены сильно катаклазированным кварцем, подчиненное значение имеют диоксид, актинолит, биотит, турмалин и др.

Рудные минералы составляют 1–10 %, среди них, кроме типичных сульфидов, встречаются: магнетит, ильменит, галенит, касситерит; наиболее распространен пирротин. В рудах развито свободное и тонкодисперсное золото в арсенопирите.

Проба золота высокая – 860–950. Форма золота изометрическая и октаэдрическая, структура моноагрегатов золота гранобластическая. Основное золото выделялось в одну из ранних стадий минерализации.

2 Руды среднетемпературных среднеглубинных месторождений

Подразделяют два типа руд. К первому типу относятся золотокварцевые и золото-кварц-сульфидные жильные месторождения в березит-лиственных породах. Золото свободное, мелкое и крупное (от 1 мкм до 1 мм, редко 5 мм) и тонкодисперсное в кварце, арсенопирите, пирите. Проба золота 800–910. Структуры моноагрегатов золота зернистые и метазернистые. Золото отлагалось в несколько стадий минерализации, но основное количество его локализовано в поздних сульфидных ассоциациях. Ко второму типу относятся золотокварцевые и золото-кварц-сульфидные штокерковые месторождения (например, Мурунтау, Узбекистан). Золото тонкодисперсное в раннем зональном пирите и арсенопирите, мелкое и свободное, реже крупное (от 1 мкм до 1 мм). Проба золота – 840–910. Золото отлагалось в одну из ранних стадий минерализации, а также в позднесульфидных ассоциациях.

3 Руды низкотемпературных близкоповерхностных месторождений

Золото-серебряные жильные и штокерковые месторождения залегают в пропилитизированных и аргиллизированных вулканических породах (Балейзолото, Северо-восток-золото и др.).

Текстуры жил золотосеребряных руд: крустифицированно-полосчатые, кокардовые, полосчато-вкрапленные; рудные минералы часто слагают мелкую вкрапленность (0,05–0,5 мм) вдоль полосчатости.

Промышленные рудные минералы: золото свободное, мелкое, низкопробное (650–750), кюстелит, электрум, серебро, теллуриды Au, Ag, Bi, сульфосоли и селениды Ag. В рудах серебро преобладает над золотом.

Форма индивидов минералов золота и серебра неправильная, плоские дендриты, октаэдры. Структура агрегатов минералов золота

и серебра – зернистая, коллоидная и метаколлоидная. В золоте присутствуют примеси сурьмы, ртути, селена и теллура.

К второстепенным месторождениям золота относятся: медно-никелевые, колчеданные, полиметаллические, меднопорфировые, сурьмяные и др. Золото в них является попутным компонентом и ассоциируется с сульфидами: Cu, Zn, Pb, Fe, Sb, Bi.

В зонах окисления золото локализовано в гидрооксидах Fe, Mn, в гипергенных металлах Cu, As, Ag, карбонатах, каолините и др.

1. 2 Технологические свойства руд месторождений золота

Знание формы нахождения золота в руде (самородное, теллуриды, сплав золота с серебром, связанное с сульфидами) имеет важное значение для отбора метода переработки руды (прямое цианирование, окисление, принятие мер по предотвращению образования упорных пленок на частицах золота и сплава его с серебром). Размеры частиц и распределение их во вмещающих минералах определяют требуемую крупность измельчения руды для раскрытия золотосодержащих частиц. Идентификация минералов, вмещающих тончайшие частицы золота, химического разрушения с целью обеспечения доступа цианистого раствора к частицам золота.

Выделяют:

1) крупное золото ($> 0,07$ мм), обычно легко высвобождается при измельчении и извлекается гравитационными методами, но плохо флотируется и медленно растворяется при цианировании;

2) свободное и в сростках с сульфидами мелкое золото ($0,001-0,07$ мм), хорошо флотируется и растворяется при цианировании, но гравитацией извлекается лишь частично;

3) тонкодисперсное золото ($< 0,001$ мм), плохо вскрывается при измельчении руд и извлекается в гравитационные и флотационные концентраты совместно с минералами-носителями (сульфидами). Из сульфидов его извлекают пирометаллургией или цианированием после окисления.

Если золото ассоциировано с гидрооксидами железа и другими минералами, то оно может быть извлечено цианированием. Тонкодисперсное золото в кварце извлекается только при плавке, очень мелкие выделения, низкая твердость самородного золота, серебра, теллуридов и селенидов обуславливает их переизмельчение, поэтому часто измельчение и классификацию руд ведут в цианистом растворе. Во время измельчения золото растворяется от 40 до 70 % и выше. Легко растворяется золото, имеющее чистую по-

верхность. Растворимость зависит от содержания примесей. Затрудняют процесс цианирования: сульфиды меди (оксиды, карбонаты, вторичные сульфиды, сульфаты), пирит, пирротин, марказит, антимонит, аурипигмент, вызывающие повышенный расход цианида и снижение скорости растворения золота. Шламообразующие слюди-сто-глинистые минералы (кроме цианирования, затрудняют гравитационно-флотационное обогащение), графит и углеродистые вещества, адсорбирующие растворенное в цианиде золото.

Флотацию минералов золота и серебра осложняет несоответствие режимов флотации золота, серебра, теллуридов, сульфидов. Не- благоприятны для флотации сростки золота с гидроксидами железа и марганца и другими гипергенными минералами, наличие сульфидных шламов. При флотации следует учитывать высокую плотность минералов золота из серебра, содержание в золоте примесей.

Благоприятные для флотации метазернистые и коррозионные структуры агрегатов золота, вследствие большой поверхности границ раздела, в сочетании с микротрещиноватостью благоприятны для цианирования. Вследствие исключительного разнообразия свойств золотосодержащего сырья, обусловленного различием вещественного состава руд и особенностями содержащегося в них золота, технологические схемы переработки в большинстве случаев состоят из комбинации процессов обогащения и гидрометаллургии.

В табл. 1.1 приводится общая классификация процессов переработки золотосодержащих руд с учетом их вещественного состава.

Таблица 1.1

Классификация золотых и золото-комплексных руд по свойствам, наиболее определяющим технологию обработки /ВНИИПРОзолото/

Промышленные типы руд	Подтипы руд, выделенные по степени окисленности	Разновидности руд, выделенные по признакам		Основные способы обработки руд
		Крупности золота	Наличие компонентов, осложняющих технологию обработки	
Золотосодержащие	Первичные	С крупным и мелким золотом	Без осложняющих компонентов	Цианирование, редко – флотация
			Сурьмянистые	Цианирование или флотация; иногда флотация с цианированием хвостов

			Углистые	Флотация; редко – спец. автокл. цианирование или селективная флотация углистых веществ с цианированием хвостов
	Частично окисленные	С крупным и мелким золотом	Без осложняющих компонентов	Цианирование, редко – флотация
			Медистые	Флотация или флотация с цианированием хвостов
			Шлаμισые	Флотация или цианирование; иногда флотация или цианирование с предварительным обесшламливанием

Продолжение табл. 1.1

Промышленные типы руд	Подтипы руд, выделенные по степени окисленности	Разновидности руд, выделенные по признакам		Основные способы обработки руд
Золотосодержащие	Окисленные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Цианирование
		б) с мелким тонкодисперсным золотом	Меднистые	Флотация с цианированием хвостов; редко – специальные методы цианирования
		в) с тонкодисперсным золотом	Селенистые	Цианирование по специальному режиму
			Шлаμισые	Цианирование по специальным схемам или с предварительным обесшламливанием
Золотопиритные	Первичные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов Теллуристые	Флотация; редко – цианирование Флотация с цианированием хвостов или цианирование с флотацией хвостов

Переработка золотых и урановых руд

		б) с мелким и тонкодисперсным золотом	Углистые	Коллективная флотация углистых веществ и сульфидов
			Шламыстые	Флотация по специальному режиму
	Частично окисленные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Флотация; редко – цианирование или флотация с цианированием хвостов
		б) с мелким и тонко-дисперсным золотом	Теллуристые	Цианирование с флотацией хвостов в кислой среде

Продолжение табл. 1.1

Промышленные типы руд	Подтипы руд, выделенные по степени окисленности	Разновидности руд, выделенные по признакам		Основные способы обработки руд
Золото-мышьяковые	Первичные	а) с мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Коллективная флотация (иногда с цианированием хвостов) или цианирование с флотацией хвостов
Золото-медные	Первичные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Селективная флотация с получением золото-медного концентрата или золото-медного и пиритного концентрата
		б) с мелким и тонкодисперсным золотом	Мышьяковистые	Селективная флотация (часто с цианированием хвостов)
	Частично окисленные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Селективная флотация с получением золото-медного концентрата; редко – кислотное выщелачивание меди с последующей цементацией ее железом и флотацией цементной меди, золота и сульфидов

	Окисленные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Кислотное выщелачивание меди с последующей цементацией ее железом и флотацией цементной меди и золота
Золото-сурьмянистые	Первичные	а) с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом б) с мелким и тонкодисперсным золотом	Без осложняющих компонентов	Селективная или коллективно-селективная флотация с получением в обоих случаях золото-пиритного и сурьмяного концентрата

Контрольные вопросы

1. Перечислите типы месторождений золота.
2. Какие минералы являются спутниками золота?
3. Чем обусловлено различное содержание золота в месторождениях?
4. Какие вредные примеси попадают в чистую золотосодержащую продукцию?

Глава 2

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ТЕРРИТОРИИ

2.1 Состав руд Жартас

Результаты исследований по изучению минерального состава и форм нахождения золота и серебра в рудах месторождения юго-восточного региона Республики Казахстан показали, что основными рудными минералами являются пирит, сфалерит, галенит и халькопирит. Нерудные минералы представлены кварцем, полевые шпатом, гидрослюдай, хлоритом, баритом, эпидотом, пирофиллитом.

Золото содержится в пирите и кварце, причем его содержание в пирите значительно выше, чем в кварце. Золото в пирите находится в виде тончайшей вкрапленности.

В отличие от золота серебро присутствует во всех сульфидных минералах. Часть серебра находится в пирите в виде редкой вкрапленности, но, учитывая, что пирита в руде доминирующее количество, можно считать его носителем серебра. Другая часть серебра сосредоточена в галените, а значительная его часть – в халькопирите.

В силикатной части руды содержание золота и серебра незначительно.

Средний химический состав руд месторождения Жартас представлен в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Химический состав руд

Наименование компонента	Рудные компоненты			Наименование компонента	Силикатная часть	
	Содержание, %, г/т				Содержание, %	
	мин.	мак.	среднее		мин.	мак.
Au	0,5	90,0	5,0	SiO ₂	66,6	71,2
Ag	0,5	120,0	20,0	Al ₂ O ₃	12,8	13,3
Cu	0,02	0,12	0,6	Fe	5,67	7,7
Pb	0,3	0,8	0,5	MgO	0,75	0,81
Zn	0,06	2,5	1,2	K ₂ O	0,42	1,83

Результаты химического анализа показывают, что промышленную ценность в рудах представляют золото, серебро, цинк и свинец.

Элементами, осложняющими технологию переработки, являются железо в форме арсенопирита, пирита, магнетита и гидроксиды, а также свинец в форме галенита и церрусита.

На пробах руды, отобранных на территории Жартас, были выполнены лабораторные исследования по разработке технологии обогащения. При этом среднее содержание основных полезных компонентов составило

Au – 3,5 г/т; Ag – 12 г/т; Zn – 1,14 %.

2.2 Рекомендуемая технологическая схема обогащения

Наиболее универсальной технологией обогащения упорных золотосодержащих руд является флотация с предварительным извлечением свободного золота гравитационным методом. Исследования по гравитационному и флотационному обогащению проводились в лаборатории на кафедре металлургии благородных металлов и обогащения КазНТУ, а анализы продуктов в пробирной лаборатории Института «Казмеханобр» (г. Алматы).

Исследования по гравитационному обогащению измельченной руды осуществлялись на лабораторной диафрагмовой отсадочной машине типа ОМЛ ЦНИГРИ. В результате отсадки был получен гравитационный концентрат со средним содержанием золота 24,1 г/т, выходом 0,95 % и извлечением золота 6,55 %. Это позволяет сделать вывод о наличии в руде свободного золота, которое можно извлекать простым и дешевым гравитационным способом.

Достигнутые результаты могут быть значительно улучшены при использовании в технологической схеме обогащения казахстанских центробежных гидроконцентраторов в сочетании с аэрогидродешламаторами, способных улавливать не только крупное, но тонкое и пылевидное золото. Гравиоконцентрат доводился до шлихового золота (содержание золота 87–93 %).

Лабораторные исследования по флотации проводились во флотомашине марки ФМ-1М с объемом камеры 1–3 л.

Опыты по флотации осуществлялись в следующей последовательности:

- 1) взятие необходимой навески материала хвостов гравитационного обогащения и ее доизмельчение в лабораторной стержневой мельнице мокрого измельчения;

- 2) подготовка пульпы с необходимым соотношением твердой и жидкой фазы в камере флотомашин;
- 3) регулировка pH-пульпы с добавлением соды;
- 4) перемешивание пульпы с медным купоросом для активации сульфидных минералов и ксантогенатом (реагенты добавлялись в виде растворов);
- 5) проведение флотации с добавлением вспенивателя;
- 6) обезвоживание продуктов флотации;
- 7) анализ продуктов флотации на содержание полезных компонентов.

Учитывая, что флотация проводилась с целью извлечения золота, показатели флотации определялись только по золоту без учета других металлов.

Исследования проводились как поисковые опыты для предварительного установления параметров флотации. В качестве регулятора среды при флотации сульфидных материалов, содержащих золото, применялась сода, т. к. известь ухудшает флотацию золота. В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат, а пенообразователя – вспениватель Т-80.

Полученные зависимости по флотации показывают, что основная доля металлов флотируется в первые 4 мин. Определено, что достаточным временем для основной флотации является 5 мин.

Режимы и продолжительность процесса при проведении основной, контрольной и перечисткой флотации приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Режимы флотации

Наименование реагента	Удельный расход
Основная флотация , продолжительность флотации 5 мин	
Медный купорос	250 г/т
Бутиловый ксантогенат калия (66 % активного вещества)	100 г/т
Вспениватель	80 г/т
Контрольная флотация , продолжительность флотации 10 мин	
Бутиловый ксантогенат калия (66 % активного вещества)	50 г/т
Вспениватель	40 г/т
Перечистная флотация , продолжительность флотации 5 мин	

Результаты флотационных исследований в лабораторных условиях приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Результаты флотации

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Флотоконцентрат	3,54	39,4	40,08
Промпродукт	8,18	2,7	6,35
Хвосты	88,28	2,11	53,57
Исходный материал	100	3,5	100

Результаты исследований по флотации показали возможность получения концентрата выходом 5–7 % со средним содержанием золота 20 г/т и серебра 36 г/т при извлечении золота 60 % и серебра 50 %. В случае осуществления операции перераспределения коллективного концентрата был получен концентрат выходом 3,54 % с содержанием золота 40 г/т и серебра 75 г/т.

На основании результатов исследований, а также с учетом физико-механических и минералогических особенностей сырья профессором Ш. Байысбековым была разработана и рекомендована для переработки руды гравитационно-флотационная технология обогащения с получением гравитационного и флотационного концентратов и шлихового (лигатурного) золота (87–93 %).

Технологическая схема обогащения (рис. 2.1) включает двухстадийное дробление и отмывку дробленной руды с классификацией по классу 2 мм. Класс крупностью менее 2 мм подвергается обогащению в гидроконцентраторах, усовершенствованных профессором Ш. Байысбековым и В.В. Перегудовым. Сравнительная характеристика по использованию данных гидроконцентраторов приведена в табл. 2.4. В результате обогащения класса крупностью – 2 мм получают гравито-концентрат и хвосты, которые подвергаются дешламации на разработанных казахстанских аэрогидродешламаторах. Класс крупностью более + 2 мм и пески дешламации подвергаются измельчению. Измельченная руда подвергается обогащению на отсадочной машине с получением концентрата и его доводкой на гидроконцентраторе. Хвосты отсадки после классификации направляются на дальнейшую переработку флотаций. Флотационное обогащение включает в себя основную, перераспределительную и контрольную флотации. Полученный флотоконцентрат подвергается операциям обезвоживания (сгущению, фильтрованию и сушке). Хвосты флотации направляются в хвостохранилище на складирование. Слив сгустителя и фильтрат могут возвращаться в процесс, либо направляться в хвостохранилище (рис. 2.2).

2.3 Проектные решения по обогащению

2.3.1 Краткая характеристика предприятия

Общее количество техногенных минеральных образований (отвалов) месторождения Жартас, накопленных в период с 1991 по 1995 гг., составляет порядка 250 тыс. т, в которых содержится 625 кг золота и 3000 кг серебра. После отработки данных отвалов планируется отработка коренных руд, запасы которых составят 5 млн. т, в которых содержится 25 т золота и 105 т серебра.

Переработка сырья будет проводиться на обогатительной фабрике, строительство которой планируется осуществить непосредственно у карьера, со следующими основными показателями.

Показатели работы обогатительной фабрики:

- 1) производительность фабрики 150 тыс. т/год;
- 2) количество вахт в месяц
2;
- 3) коэффициент использования оборудования 0,9;
- 4) режим работы фабрики круглосуточный;
- 5) время работы фабрики 360
дней;
- 6) количество смен
2;
- 7) продолжительность смены 12 ч
- 8) годовой фонд машинного времени составляет: $360 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 0,9 = 7776$
ч;
- 9) численность работающих 450
чел.

К производственным цехам обогатительной фабрики, связанных с переработкой исходного сырья, относятся:

- 1) узел дробления;
- 2) промывочная установка производительностью $60 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- 3) гравитационный передел;
- 4) узел измельчения и отсадки;
- 5) флотационный цех;
- 6) участок обезвоживания продуктов обогащения;

7) комплекс хвостового хозяйства с очистными сооружениями и оборотным водоснабжением.

К вспомогательным службам относятся:

- водоснабжение;
- электроснабжение;
- теплоснабжение;
- реагентное отделение;

Казахстанский аппарат				Исследуемый материал	Канадские аппараты						Российский "ИТОМАК"		
Продукт обогащения	Выход, %	Содерж. Аи, г/т	Извлеч. Аи, %		НЕЛЬСОНА			ФАЛЬКОНЕ			Выход, %	Содерж. Аи, г/т	Извлеч. Аи, %
					Выход %	Содерж. Аи, г/т	Извлеч. Аи, %	Выход %	Содерж. Аи, г/т	Извлеч. Аи, %			
Концентрат	1,8	202,9	61,8	Слив классификатора	0,82	248,5	53,0				5,0	83,0	67,0
Хвосты	98,2	2,3	38,2		99,18	1,6	47,0				95,0	2,12	33,0
Питание	100	5,9	100		100	3,4	100				100,0	6,2	100,0
Концентрат	0,3	16,3	5,2	Текущие хвосты флотации	0,05	14,2	1,5				2,4	24,4	31,3
Хвосты	99,7	0,81	94,8		99,95	0,65	98,5				97,6	1,4	69,7
Питание	100	0,85	100		100	0,66	100				100,0	1,9	100,0
Концентрат	0,36	48,2-326	15,7-55,8	Лежалые хвосты	0,15-1,0	17,2-20,1	5,3-30,8			7,65-8,64	1,40-3,08	9,70-24,25	
Хвосты	99,64	0,93	84,3-44,2		99,85-99,0	0,45	94,7-69,2			91,36-92,35	0,91-1,08	75,75-90,30	
Питание	100	1,1-2,1	100		100	0,47-0,65	100			100	1,10	100	
Концентрат	0,9	372,5	58,8	Окисленные руды "Карьерное"						6,20-7,60	25,57-24,20	52,49-60,30	36,5
Хвосты	99,1	2,47	41,2							93,80-92,40	1,53-1,31	47,51-39,70	63,5
Питание	100	5,8	100							100	3,02-3,05	100	100

- ремонтный цех;
- склады запасных частей, материалов и топлива;
- котельная;
- отдел технического контроля;
- научно-исследовательская и химическая лаборатория;
- управление фабрикой и административно-хозяйственная служба.

2.3.2 Планируемые технологические показатели переработки

Приведенные ниже показатели качества получаемых гравито- и флотоконцентратов являются базовыми, на основе которых с учетом изменений содержания полезных компонентов в эксплуатационных запасах рассчитано количество товарной продукции по оцениваемым рудам.

Ожидаемый выход концентратов и ориентировочное распределение в них основных и попутных компонентов приведены в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Баланс распределения полезных компонентов в продуктах обогащения

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Au, г/т	Ag, г/т	Au	Ag
Гравиоконцентрат	0,8	100-200	250-500	30	20
Флотоконцентрат	7	20-35	50-80	50	30
Хвосты	92,2	0,7-1,1	5-10	20	50
Исходная руда	100	2-5	10-20	100	100

В соответствии с разработанной технологией обогащения из руд месторождения Жартас со средним содержанием золота 2–5 г/т, серебра – 10–20 г/т ожидается получить гравиоконцентрат с содержанием золота 100–200 г/т при извлечении 25 % (с последующей доводкой до шлихового золота) и флотоконцентрат с содержанием золота 20–35 г/т при извлечении 55 %.

2.3.3 Нормы расхода реагентов, материалов и энергоресурсов

Ожидаемый уровень расхода реагентов, электроэнергии, воды и материалов на обогащение 1 т руды приведен в табл. 2.6.

Таблица 2.6
Расход реагентов, материалов, электроэнергии и воды

Наименование статей затрат	Норма расхода на 1 т
<i>Реагенты:</i>	
Основная флотация	
медный купорос, кг	0,25
ксантогенат бутиловый (66 % активного вещества), кг	0,1
вспениватель, кг	0,08
Контрольная флотация	
ксантогенат бутиловый (66 % активного вещества), кг	0,05
вспениватель, кг	0,04
<i>Материалы:</i>	
щеки и конуса дробилок, кг	0,02
шары помольные, кг	1,7
футеровка мельниц, кг	0,2
брони классификаторов, кг	0,01
лента транспортерная, м ²	0,002
дробь стальная, кг	0,015
фильтроткань, м ²	0,003
мазут, кг	3,5
<i>Энергетические ресурсы:</i>	
электроэнергия, кВт·ч	66,1
вода, м ³	6,55

2.3.4 Производительность и режим работы фабрики

Годовая мощность фабрики, начиная с расчетного года, соответствует мощности по добыче руды, отраженной в календаре-графике.

К сезонному режиму горного участка будет привязан график работы дробильного комплекса и промывочной установки, которые также будут работать только в теплое время года. В течение этого времени будет подготовлен запас продробленной и отмытой руды, которая далее измельчается и перерабатывается по разработанной гравитационно-флотационной схеме. Такой подход к организации работ позволит

избежать трудностей, связанных с промывкой глинистых руд в зимний период.

Производительность обогатительных переделов приведена в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Производительность переделов

Цеха фабрики	Производительность		
	тыс. т/год	т/сут	т/ч
Промывочная установка	210	1 000	50
Флотационный цех	150	420	21

Водоснабжение

Основным потребителем воды является обогатительная фабрика. Потребность технологического процесса в воде составляет $6,55 \text{ м}^3/\text{т}$ перерабатываемой руды. Общий баланс воды приведен в табл. 2.8.

Таблица 2.8

Баланс общей воды на фабрике

Поступает		Выходит	
Наименование продуктов	объем воды, $\text{м}^3/\text{час}$	Наименование продуктов	объем воды, $\text{м}^3/\text{ч}$
С рудой	2,6		
Вода на промывку	111,5	С гравииоконцентратом-1	0,61
На концентрацию – 1	16,5	С гравииоконцентратом-2	1,0
На концентрацию – 2	15,75	Со сливом дешламации	145,97
На гидроциклонирование	9,5	С гравииоконцентратом-3	1,0
На измельчение	30,39	С отвальными хвостами	160,64
На отсадку	98,1	С фильтратом	1,23
На классификацию	16,64	Со сливом сгущения	3,89
На концентрацию – 3	5,0	С сушеным флотоконцентратом	0,1
В основную флотацию	3,5	Пар при сушке	0,34
В переристную флотацию	4,0		
На сгущение	1,3		
Итого:	314,78	Итого:	314,78

Общее количество воды, добавляемой в технологический процесс, определяется по формуле

$$\Sigma L = \Sigma W_k - W_1 = 314,78 - 2,6 = 312,1 \text{ м}^3/\text{ч},$$

где ΣW_k – количество воды, необходимое для технологического процесса обогащения;

W_1 – количество воды, поступающее с исходным сырьем.

Расход воды на хозяйственные нужды составляет 5 % от потребляемой воды на технологические нужды или $15,6 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Общий расход воды составляет $312,1 + 15,6 = 327,7 \text{ м}^3/\text{ч}$, или $6,55 \text{ м}^3/\text{т}$. При использовании осветленной воды слива сгустителей, слива дешламации и фильтрата ($151,09 \text{ м}^3/\text{т}$) расход свежей воды будет равен

$$327,7 - 151,09 = 176,61 \text{ м}^3/\text{ч}$$

а удельный расход свежей воды составит $3,32 \text{ м}^3/\text{т}$.

Электроэнергия

Расчет электрических нагрузок выполнен методом коэффициентов использования мощностей. Установленная мощность потребителей электроэнергии, основным из которых являются обогатительная фабрика, насосные станции свежей и оборотной воды, а также освещение карьера, составляет $1700 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$. Количество потребляемой электроэнергии для переработки составляет $9915 \text{ тыс. кВт}\cdot\text{ч}$ в год, или $66,1 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}$ руды.

Выводы:

Отличительной особенностью данной технологической схемы от схем, используемых на Аксуской, Бестюбинской, Жолымбетской и Майкаинской обогатительных фабриках, является следующее:

1. Использование гидроконцентраторов в голове технологической схемы и после отсадочной машины для улавливания свободного золота;
2. Использование усовершенствованных гидроконцентраторов и аэрогидродешламаторов, разработанных под руководством профессора Ш. Байысбекова и др. подбираются в зависимости от производительности обогатительной фабрики и изготавливаются на месте;
3. Мобильность технологической схемы подтверждается тем, что технологические переделы, включающее головную часть (узел дробления, промывку и каскад гидроконцентраторов), можно при необходимости перемещать на эффективную дистанцию транспортировки руд;

4. Получать шлиховое золото в голове передела и готовить руду для дальнейшей переработки;
5. Возможность получения металлической краски из глин дешламатора;
6. Использование хвостов переработки обогатительной фабрики для строительных материалов;
7. При ограничении водных ресурсов для технологических целей можно осуществлять водооборот указанный на рис. 2.2.

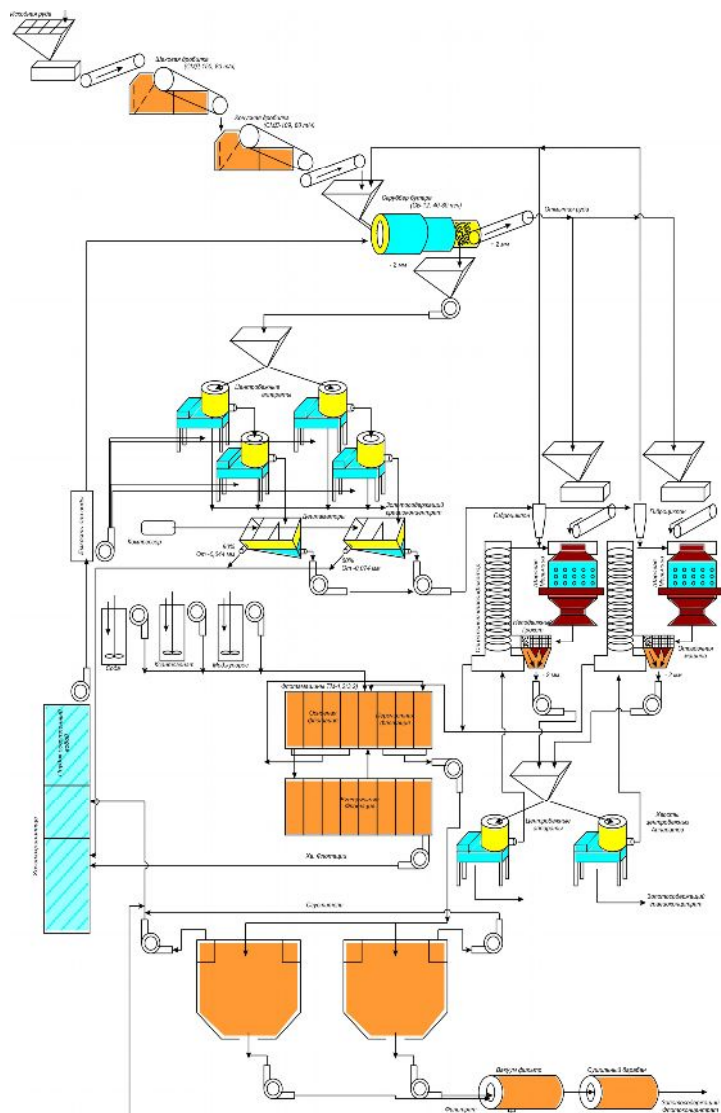


Рис.2. 1. Схема цепи аппаратов

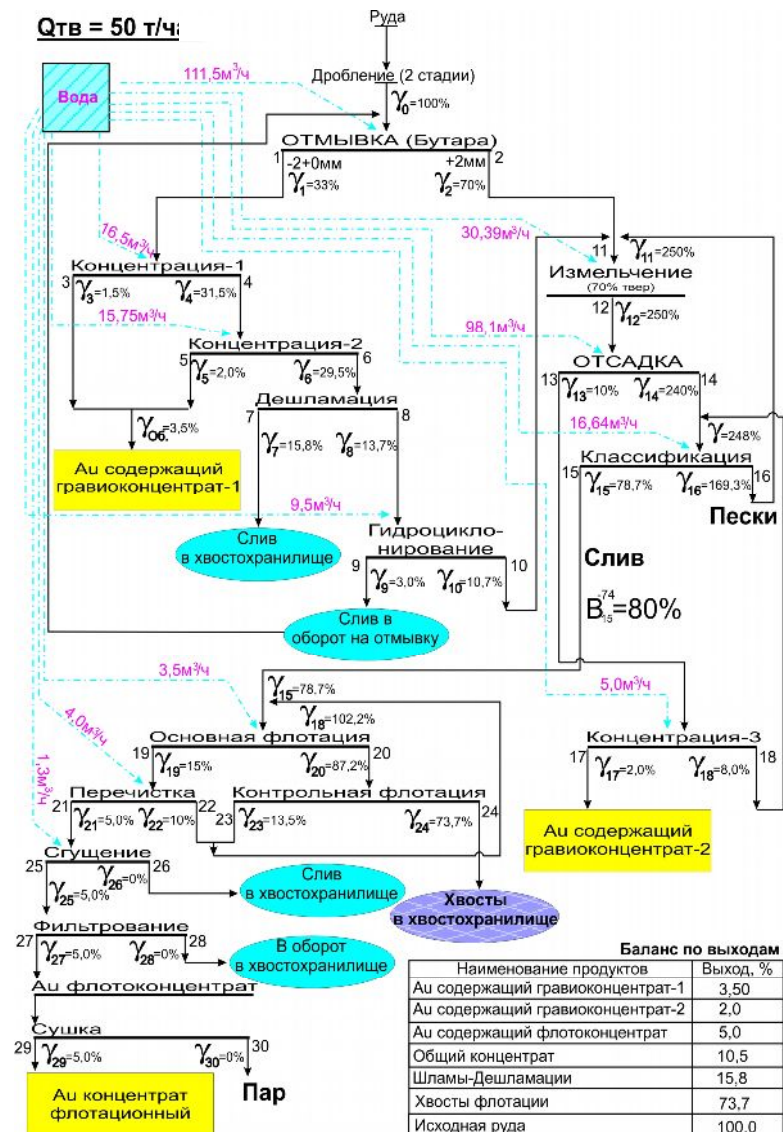


Рис. 2.2. Качественно-количественная и водно-шламовая схема обогащения

На основании вышеизложенного можно сказать, что экологически чистую технологию обогащения можно рекомендовать для переработки руд коры выветривания золотых месторождений юго-восточного региона республики (Малайсаринского, Далабай, Отеген и Жартас и др.).

Перспективным для извлечения золота из руд является процесс, предложенный профессором Авдюковым В.И., сущность которого заключается в проведении и специальной гидрометаллургической обработке руд (кислотной или щелочной) в зависимости от вещественного состава перед классификацией и гравитационными процессами. Такая операция позволяет более эффективно выделять тонкодисперсное золото, особенно при переработке глинистых руд.

Контрольные вопросы

1. В чем сущность гравитационных процессов для извлечения золота?
2. Какие гравитационные аппараты применяют для извлечения крупнозернистого золота?
3. Назовите гравитационные аппараты для извлечения тонкодисперсного золота.
4. Почему при обогащении глинистых золотосодержащих руд перед гравитационным обогащением уделяют глинистый компонент?
5. Какие показатели существуют по извлечению золота гравитационным методом?
6. На каких золотоизвлекательных предприятиях Казахстана применяют гравитационные методы?

Глава 3

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТЫХ РУД ЦИАНИРОВАНИЕМ

Цианирование широко применяется в промышленности для извлечения тонкодисперсного золота из руд и лежалых хвостов обогащения. Используют обычный иловый процесс и сорбционный процесс с извлечением золота как из осветленных растворов, так и из пульп. Из цианистых и тиомочевинных растворов золото выделяют цементацией, электролизом и осаждением в виде гидратного продукта. Прогрессивным направлением в золотодобывающей промышленности является цианирование в плотных пульпах (в мельницах само- и полусамойзмеления, а также в шаровых и стержневых мельницах). Это стало возможным после создания герметичных футеровок в мельницах. Использование резиновой и легированных футеровок и шаров позволило избежать возможности цементации золота на их поверхности.

Прогрессивным направлением в рудоподготовке сырья к цианированию является использование мельниц полусамойзмеления. Наибольшего прогресса в этом добился Навоийский ГМК, Узбекистан. Сохраняется тенденция получения на горно-рудных предприятиях сплава Доре.

В практике золотой промышленности применяются два метода цианирования золотосодержащих материалов: 1) просачивание - перколяция раствора через слой измельченной руды; 2) перемешивание пульп — агитационный или иловый процесс. Руда после измельчения поступает на классификацию по крупности, и пески крупностью частиц $+0,1 - 0,5$ мм отправляются на выщелачивание просачиванием, а ил крупностью частиц $- 0,1$ мм — на выщелачивание перемешиванием.

При выборе технологии переработки золотых руд особое внимание необходимо обращать на экологические аспекты. В ряде случаев такие процессы, как «смола (уголь) в пульпе», не могут конкурировать с процессами, где используется сухое складирование хвостов.

3.1 Теоретические основы цианирования (по Хабаша Ф.)

Как указывает Меллор (1923), еще в XVIII в. было известно, что золото растворяется в водных растворах цианистого калия. Ювелиры,

по-видимому, использовали это обстоятельство при золочении изделий. Меллор упоминает также, что Шееле (1783) и Багратион (1843) обратили внимание на способность водных растворов цианидов щелочных металлов растворять металлическое золото. Однако практическая ценность этого явления стала очевидной только в 1887 г., когда Мак-Артур и Форрест предложили использовать цианистые растворы для выщелачивания золота из руд. С тех пор цианистый процесс получил широкое распространение во всем мире.

Советские ученые показали возможность замены цианистого натрия столь же недорогими, но не токсичными реагентами. Так, Плаксин и Кожухова (1940–1960 гг.) установили, что тиомочевина ($\text{NH}_2\text{CS-NH}_2$) в присутствии окислителей в некоторых случаях более хороший растворитель при выщелачивании золотых руд, чем цианиды. Каковский и Тюрин (1962) показали, что хорошим растворителем золота являются также полисульфиды аммония $(\text{NH}_4)_2\text{S}_x$. Однако ни один из этих растворителей пока не получил практического применения.

3.1.1 Растворение золота и серебра в цианистых растворах

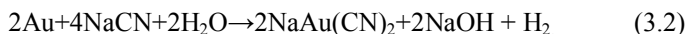
Существует несколько теорий, объясняющих механизм растворения золота и серебра в цианистых растворах.

Эльснер (1846) первым установил, что для растворения золота в цианистом растворе необходим кислород:



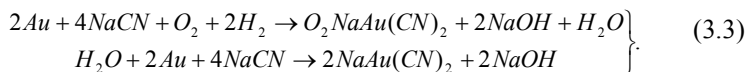
Аналогичной реакцией может быть описано растворение серебра.

Дженин (1888, 1892 гг.) отрицал роль кислорода и полагал, что в процессе растворения выделяется газообразный водород:



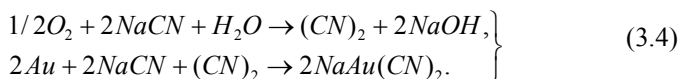
Однако Маклорен (1893) и Кристи (1896) экспериментально доказали участие кислорода в процессе растворения, подтвердив, таким образом, точку зрения Эльснера.

Бодлендер (1896) считал, что процесс растворения протекает в две стадии с образованием в качестве промежуточного продукта перекиси водорода:



В подтверждение своей точки зрения Бодлендер обнаружил в растворе перекись водорода. Суммируя две последние реакции, получаем реакцию Эльснера.

Кристи (1896) полагал, что кислород способствует выделению газообразного циана $(CN)_2$, который и принимает участие в растворении золота:

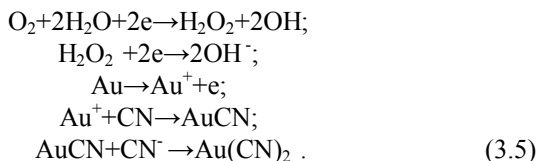


Позднее Скэй (1897) и Парк (1898) убедительно доказали, что водные растворы циана не оказывают растворяющего действия на золото и серебро.

Мак-Артур (1905) считал, что роль кислорода сводится к окислению цианида до цианата, который и является растворителем золота. Это предположение было, однако, опровергнуто Грином (1913), который показал, что цианат не взаимодействует с золотом.

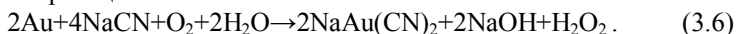
Барский с сотрудниками (1934) определили свободную энергию образования ионов $Au(CN)_2^-$ и $Ag(CN)_2^-$ и рассчитали изменение свободной энергии «в различных процессах растворения. Результаты этих расчетов свидетельствуют в пользу реакций Эльснера и Бодлендера; кроме того, реакция Дженина оказалась термодинамически невозможной.

Бунстра (1943) первым обратил внимание на то, что процесс растворения золота в цианистом растворе подобен процессу коррозии металла, в котором растворенный кислород восстанавливается до перекиси водорода и гидроксильных ионов. Он указал, что реакции Бодлендера можно представить в виде следующих стадий:



Позднее это экспериментально продемонстрировал Томпсон (1947).

Хабаш (1966–1967 гг.) показал, что процесс растворения, электрохимический по своей природе, протекает в основном по следующей суммарной реакции:



Аналогичное уравнение можно написать для растворения серебра. В пользу этого свидетельствуют следующие факты:

а) на 2 г-атома растворенного металла расходуется 1 моль кислорода и 4 моля цианида;

б) при растворении золота и серебра образуется перекись водорода, причем на каждые 2 г-атома растворенного металла образуется 1 моль перекиси;

в) как показали эксперименты, растворение золота и серебра в цианистом растворе, в котором содержится H_2O_2 , но отсутствует кислород, протекает медленно. Следовательно, реакция



протекает лишь в малой степени. Действительно, в присутствии больших количеств перекиси водорода растворение золота и серебра замедляется вследствие окисления цианид-ионов до цианат-ионов, не активных по отношению к золоту:



3.1.2 Влияние концентрации цианида

С повышением концентрации цианида скорость растворения золота линейно возрастает и достигает максимума, дальнейшее повышение концентрации цианида не увеличивает скорости и даже, наоборот, вызывает некоторое замедление процесса (рис. 3.1).

а

б

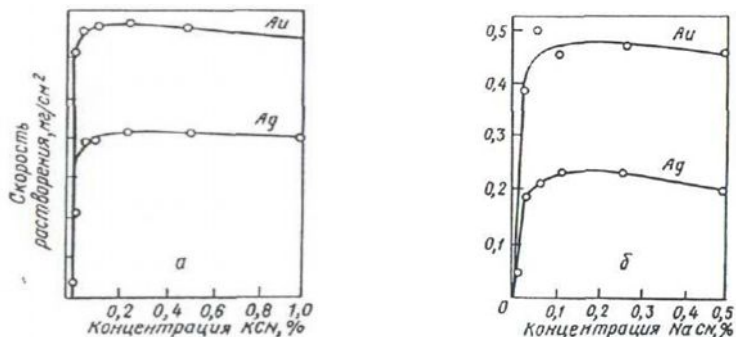
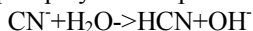


Рис. 3.1. Влияние концентрации цианида на скорость растворения золота и серебра: а — по данным Маклорена (1893); б — по данным Барского с сотрудниками (1934)

Уменьшение скорости при высоких концентрациях цианида объясняется повышением pH раствора в результате протекающего гидролиза:



Величины pH цианистых растворов в зависимости от концентрации цианида приведены ниже:

Концентрация KCN, % :	0,01	0,02	0,05
pH раствора	10,16	10,31	10,40
Концентрация KCN, %.	0,10	0,15	0,20
pH раствора	10,51	10,66	10,81

Как будет показано ниже, скорость растворения золота уменьшается с повышением pH раствора.

3.1.3 Влияние концентрации водородных ионов

Вода, насыщенная газообразной синильной кислотой и кислородом, взаимодействует с золотом, образуя нерастворимую в воде соль AuCN и перекись водорода:



Цианистые растворы, применяемые для выщелачивания золота, должны содержать свободную щелочь. Иначе возможен гидролиз цианида:



а также разложение его содержащейся в воздухе углекислотой:



В том и другом случаях образуется не растворяющая золото синильная кислота. Высокая в области pH-11-13 это снижение прямо пропорционально величине pH, щелочность, однако, снижает скорость растворения (рис. 3.2). Вследствие протекающего гидролиза цианистые растворы имеют щелочной характер даже в том случае, если свободную щелочь в раствор не вводят.

Таким образом, для достижения высокой скорости растворения золота и серебра величину pH цианистых растворов следует тщательно контролировать. На практике эту величину поддерживают в пределах 11–12.

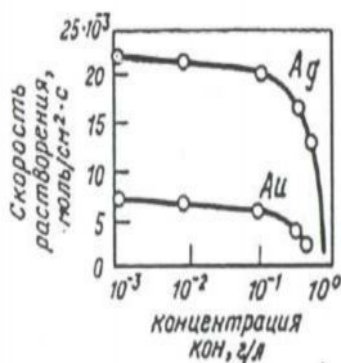


Рис. 3.2. Влияние величины pH на скорость растворения золота и серебра в растворе KCN (Кавковский и Холманских 1959, 1960 гг.)

3.1.4 Влияние температуры

Следует ожидать, что с повышением температуры скорость растворения будет возрастать. Но вместе с тем надо учитывать, что с повышением температуры уменьшается растворимость, а следовательно, и концентрация кислорода в растворе. Поэтому должна существовать оптимальная температура, отвечающая максимальной скорости растворения. Установлено, что эта температура равна примерно 85 °С (рис. 3.3). Энергия активации процессов растворения золота, серебра и меди в цианистых растворах лежит в пределах 2–5 ккал/моль, что типично для процессов, протекающих в диффузионной области.

3.1.5 Влияние концентрации кислорода

При низких концентрациях цианида скорость растворения зависит только от концентрации цианида (рис. 3.4); при высоких концентрациях цианида скорость растворения не зависит от концентрации цианида и зависит только от давления кислорода.

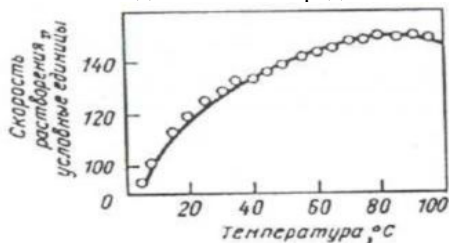


Рис. 3.3. Влияние температуры на скорость растворения золота в 0,25 %-ном растворе KCN (Джулиан и Смарт, 1921)

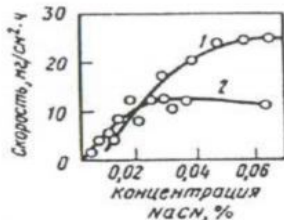


Рис. 3.4. Влияние парциального давления кислорода и концентрации NaCN на скорость растворения серебра при 24 °С. (Дейтц и Халперн, 1953)

3.1.6 Механизм процесса

Изображенные на рис. 3.4 кинетические кривые характерны для процессов, протекающих между жидкой и твердой фазами. Поэтому можно полагать, что механизм растворения является электрохимическим (рис. 3.5).

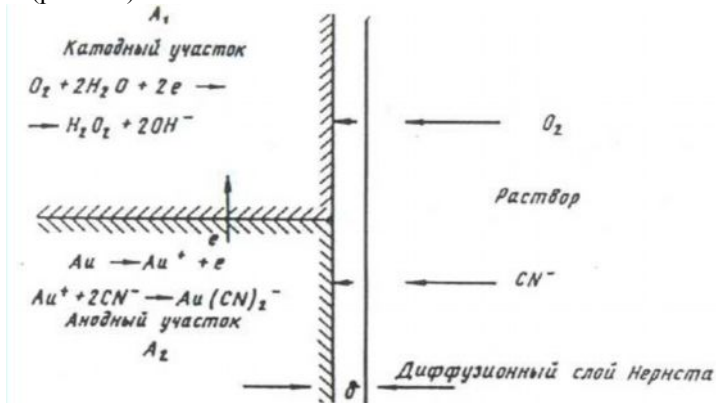
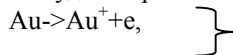
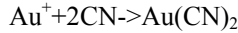


Рис. 3.5. Схема, поясняющая электрохимический механизм растворения золота в цианистом растворе (Хабаш, 1966)

Тогда анодный процесс будет выражаться так:





(3.12)

и катодный процесс:



Согласно закону Фика:

$$\left. \begin{aligned} \frac{d(\text{O}_2)}{dt} &= A_1 \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} \{ [\text{O}_2] - [\text{O}_2]_n \} \\ \frac{d(\text{CN}^-)}{dt} &= A_2 \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} \{ [\text{CN}^-] - [\text{CN}^-]_n \} \end{aligned} \right\} \quad (3.14)$$

где $\frac{d(\text{CN}^-)}{dt}$ и $\frac{d(\text{O}_2)}{dt}$ – скорости диффузии ионов CN^- и молекул растворенного кислорода, соответственно, моль/с;

D_{CN^-} и D_{O_2} – коэффициенты диффузии цианида и растворенного кислорода, соответственно, $\text{см}^2 \cdot \text{с}^{-1}$;

$[\text{CN}^-]$ и $[\text{O}_2]$ – объемные концентрации ионов CN^- и растворенного кислорода, соответственно, моль/мл;

$[\text{CN}^-]_n$ и $[\text{O}_2]_n$ – концентрации ионов CN^- и растворенного кислорода, на поверхности раздела фаз, соответственно, моль/мл; A_1 и A_2 – площади анодных и катодных участков, соответственно, см^2 ;

δ – толщина диффузионного слоя, см.

Полагая, что химическая реакция на поверхности металла протекает значительно быстрее, чем диффузия ионов цианида и молекул растворенного кислорода через неподвижный слой, следует считать, что цианид и кислород расходуются сразу же, как только достигают поверхности металла,

$$\text{т. е. } [\text{O}_2]_{\text{п}} = 0 \text{ и } [\text{CN}^-]_{\text{п}} = 0^*.$$

Тогда

$$\begin{aligned} d(\text{O}_2)/dt &= D_{\text{O}_2}/\delta \cdot A_1 [\text{O}_2] \text{ и} \\ d(\text{CN}^-)/dt &= D_{\text{CN}^-}/\delta \cdot A_2 [\text{CN}^-]. \end{aligned} \quad (3.15)$$

Так как скорость растворения металла вдвое больше скорости потребления кислорода и вдвое меньше скорости расхода цианида, то скорость растворения $= 2d(\text{O}_2)/dt = 2 D_{\text{O}_2} A_1 [\text{O}_2] / \delta = 1/2 \cdot d(\text{CN}^-) / dt = 1/2 \cdot D_{\text{CN}^-} A_2 [\text{CN}^-] / \delta$,

$$\quad (3.16)$$

Отсюда следует, что при установившемся режиме

$$2D_{O_2}A_1 [O_2] = 1/2D_{CN^-}A_2[CN^-] . \quad (3.17)$$

Но так как общая поверхность металла А, находящаяся в контакте с цианистым раствором, равна сумме A_1 и A_2 , то

$$\text{скорость} = \frac{2AD_{CN} D_{O_2} [CN^-][O_2]}{\delta \{D_{CN^-} [CN^-] + 4D_{O_2} [O_2]\}} . \quad (3.18)$$

При низких концентрациях цианида первый член знаменателя намного меньше второго, поэтому

$$\text{скорость} = \frac{1}{2} \frac{AD_{CN^-}}{\delta} [CN^-] = k_1 [CN^-] . \quad (3.19)$$

Последнее выражение показывает, что при низких концентрациях цианида скорость растворения зависит только от концентрации цианида, что совпадает с экспериментальными данными (см. рис. 3.4).

Аналогично при высоких концентрациях цианида второй член знаменателя намного меньше первого, поэтому

$$\text{скорость} = 2 \frac{AD_{O_2}}{\delta} [O_2] = k_2 [O_2] . \quad (3.20)$$

т. е. при высоких концентрациях цианида скорость растворения зависит только от концентрации кислорода, что также совпадает с экспериментальными данными (см. рис. 3.6).

Из уравнения (3.18) можно получить следующее: если $D_{CN^-}[CN^-]=4D_{O_2}[O_2]$, т. е. $[CN^-]/[O_2]=4D_{O_2}/D_{CN^-}$, то скорость растворения достигнет предельной величины.

Если принять, что $D_{O_2}=2,76 \cdot 10^{-5} \text{ см}^2 \cdot \text{с}^{-1}$ и $D_{KCN}=1,83 \cdot 10^{-5} \text{ см}^2 \cdot \text{с}^{-1}$, то $D_{O_2}/D_{CN^-}=1,5$. Следовательно, предельная скорость должна быть при $[CN^-]/[O_2]=6$. Как видно из табл. 3.1, экспериментально найденные величины $[CN^-]/[O_2]$ лежат в пределах 4,6–7,4, что хорошо согласуется с теорией.

Таблица 3.1

Предельные скорости растворения золота и серебра при различных концентрациях цианида и кислорода

Металл	Температура, °C	P _{о₂} , ат	[O ₂] в растворе 10 ³ , моль/л	[CN ⁻] 10 ³ , моль/л	[CN ⁻]/[O ₂] (при предельной скорости)	Исследователь
Золото	25	1,00	1,28	6,0	4,69	Каковский и Холманских (1960)
	25	0,21	0,27	1,3	4,85	
	35	1,00	1,10	5,1	4,62	
	25	1,00	1,28	8,8	6,80	
	25	0,21	0,27	1,7	6,30	
Серебро	24	7,48	9,55	56,0	5,85	Дейтц и Халперн (1953) Каковский и Холманских (1959)
	24	3,40	4,35	25,0	5,75	
	35	2,70	2,96	22,0	7,40	
	25	1,00	1,28	9,4	7,35	
	35	1,00	1,10	8,1	7,35	
	25	0,21	0,27	2,0	7,40	

Так как при комнатной температуре и атмосферном давлении растворимость кислорода в воде составляет 8,2 мг/дм³ (или 0,27- 1(Н моль/л), то предельная скорость растворения о этих условиях должна быть при концентрации KCN равной 6х 0,27х 10⁻³ моль/л, или 0,01%.

Практически ни концентрация растворенного кислорода (т. е. степень аэрации раствора), ни концентрация свободного цианида не имеют в отдельности существенного значения; важно лишь соотношение этих концентраций. Поэтому, например, при недостатке в растворе свободного цианида повышение интенсивности аэрации не даст ожидаемого ускорения процесса. И наоборот, при низкой концентрации кислорода окажется бесполезным избыток цианида. Следовательно, концентрации свободного цианида и растворенного кислорода следует регулировать таким образом, чтобы их молярное отношение равнялось 6.

3.1.7 Влияние посторонних ионов

Встречаясь в природе обычно в самородном виде, золото почти всегда содержит некоторое количество серебра. Для золотых руд характерно присутствие некоторых рудных минералов, из которых наиболее важными являются пирит, галенит, цинковая обманка, арсенопирит, стибнит, пирротин и халькопирит. Могут присутствовать также минералы селена и магнетит.

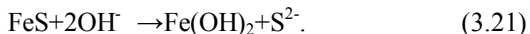
В золотых рудах Витватерсранда (ЮАР) присутствует уранинит и в меньших количествах тухалит; поэтому из этих руд, наряду с золотом, извлекают уран. В некоторых золотых рудах присутствуют углистые вещества. Из нерудных минералов чаще всего встречаются кварц, полевой шпат, слюда, гранаты и кальцит.

Многие рудные минералы, в отличие от нерудных, взаимодействуют с цианистым раствором. Углистые вещества, если они присутствуют в золотых рудах, обычно причиняют большие трудности, сорбируя растворенное золото. Рудные минералы, взаимодействующие с цианистыми растворами, могут существенно влиять на растворение золота и серебра. Это влияние может заключаться как в ускорении, так и замедлении процесса выщелачивания.

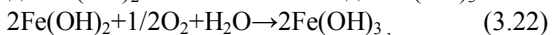
У с к о р е н и е п р о ц е с с а. В присутствии малых количеств солей свинца (рис. 3.6), висмута, ртути и таллия процесс растворения протекает быстрее.

З а м е д л е н и е процесса. Замедление процесса растворения может быть вызвано одной из следующих причин:

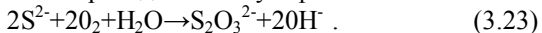
1. Снижение концентрации кислорода в растворе. Так как кислород необходим для растворения золота, любая побочная реакция, протекающая с участием кислорода, будет снижать скорость растворения золота. Пирротин, часто присутствующий в золотых рудах, разлагается в щелочной среде с образованием гидрата закиси железа и сернистого натрия:



В присутствии кислорода $\text{Fe}(\text{OH})_2$ легко окисляется до $\text{Fe}(\text{OH})_3$:



а сульфид-ион частично переходит в тиосульфат:

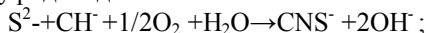


Эти процессы ведут к обеднению раствора кислородом.

2. Снижение концентрации свободного цианида вследствие:

а) образования комплексных цианидов. Некоторые минералы меди, цинка и железа, присутствующие в золотых рудах, взаимодействуют с цианистым раствором, тем самым понижая концентрацию свободного цианида: $\text{ZnS} + 4\text{CN}^- \rightarrow [\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-} + \text{S}^{2-}$;

б) образования роданидов. Если в руде присутствуют сульфидные минералы, в цианистом растворе появляются сульфид-ионы. Они взаимодействуют с ионами цианида и кислородом, давая инертные по отношению к золоту роданид-ионы:



в) адсорбции. При тонком измельчении в щелочной среде железистых золотых руд и концентратов, содержащих кварц, алюмосиликаты или какие-либо другие силикаты, образуются коллоидоподобные окиси кремния и алюминия. В случае присутствия сульфидов железа образуется гидроокись железа. Столь тонкие материалы обладают большой адсорбционной емкостью по отношению к цианиду натрия.

3. Образование различных пленок на поверхности металла:

а) сульфидов. Как видно из рис. 3.7, замедляющее действие сульфид-ионов проявляется при концентрации их в растворе уже 0,5 мг/л. Это нельзя объяснить снижением в растворе концентрации цианида и кислорода, т. к. растворы обычно содержат избыток этих компонентов.

Можно полагать, что на поверхности золота образуется пленка сульфида золота, препятствующая растворению металла;

б) перекисей. При $pH > 11,5$ ионы кальция тормозят растворение золота и серебра. Известь, вводимая в цианистый раствор для поддержания нужной щелочности и улучшения отстаивания, значительно сильнее тормозит растворение золота и серебра по сравнению с едким натром и едким калием (рис. 3.8). Уменьшение скорости обусловлено, по-видимому, образованием пленки перекиси кальция на поверхности металла. Можно полагать, что перекись кальция образуется при взаимодействии извести с накапливающейся в растворе перекисью водорода:

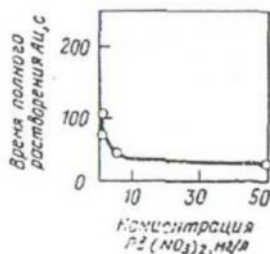


Рис. 3.6. Влияние концентрации азотнокислого свинца на растворение золота в забуферированном растворе 0,1 %-ном NaCN концентрацией (Финк и Путнам, 1950)

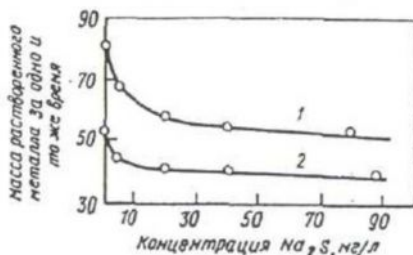


Рис. 3.7. Влияние концентрации Na_2S на скорость растворения золота и серебра в 0,25 %-ном растворе KCN (Джулиан и Смарт, 1921):
1 — золото; 2 — серебро

$Ca(OH)_2 + H_2O_2 \rightarrow CaO_2 + 2H_2O$. В свете сказанного количество вводимой извести следует тщательно контролировать;

в) окисей. При введении в цианистый раствор озона скорость растворения золота уменьшается. Это связано, по-видимому, с образованием на поверхности золота пленки окиси, что подтверждается видимым изменением цвета золота от желтого до кирпично-красного. Возможно также, что озон окисляет цианид до цианата;

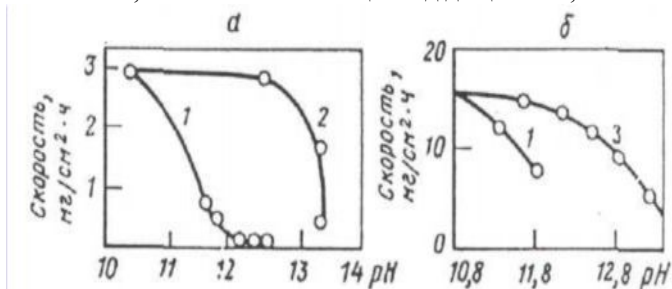


Рис. 3.8. Замедляющее действие ионов кальция при высокой щелочности раствора на растворение:

а – золота, по данным Барского с сотрудниками (1934), б – серебра, по данным Дейтца и Халперна (1953), 1 – $\text{Ca}(\text{OH})_2$; 2 – NaOH ; 3 – KOH

г) нерастворимых цианидов. Ионы Pb^{2+} могут воздействовать двояко: при малых концентрациях они ускоряют растворение, а при больших – замедляют. Тормозящее действие ионов Pb^{2+} можно объяснить образованием на поверхности золота пленки из нерастворимого цианида свинца $\text{Pb}(\text{CN})_2$;

д) других пленок. При содержании в цианистом растворе даже 0,4 мг/л этилового ксантогената калия растворение золота замедляется. Это объясняет те трудности, которые часто возникают при цианировании сульфидных флотационных концентратов, получаемых при обогащении золотых руд. Имеются указания, что на поверхности золота образуется пленка ксантогената золота, придающая металлу красноватый оттенок. Исследования, проведенные с применением ксантогената калия, меченного радиоактивным изотопом серы S^{35} , подтвердили это предположение.

На рис. 3.9 и 3.10 приводятся схемы переработки золотосодержащих руд цианированием с последующим выделением благородных металлов цементацией из осветленных растворов, а в табл. 3.2 – технико-экономические показатели некоторых зарубежных предприятий, использующих вышеуказанный процесс.

3.2 Технология агитационного цианирования

При применении цианирования используют классические процессы (выделение раствора с использованием фильтрования и противоточной декантации) и безфильтрационный процесс.

На рис. 3.11 приводится типовая схема рудоподготовки золотосодержащей руды перед цианированием, на рис. 3.12 – рекомендуемый процесс переработки золотосодержащих руд в плотных пульпах.

Широкое применение получил безфильтрационный (сорбционный) процесс извлечения благородных металлов. Этот процесс называют также процессом «смола, уголь в пульпе» (рис. 3.13 – 3.16). По одному из процессов работает фабрика Масбате (Филиппины).

Она вступила в строй в 1980 г. Фабрика перерабатывает руду со средним содержанием золота 2,4 г/т и серебра 3,4 г/т. Производительность фабрики 3500 т/сут. Рудоподготовка включает трехстадийное дробление и измельчение до крупности 80 % класса минус 0,074 мкм. Пульпу сгущают до 45 % твердого и направляют на предварительное цианирование при подаче в процесс цианистого натрия в количестве 0,9 кг/т. Выщелачивание проводят в атмосфере воздуха в 11 чанах размером 9,15 м (диаметр) х 9,14 м, снабженных импеллерами с резиновым покрытием. Продолжительность цианирования 24 ч. В раствор переходит 88,7 % золота и 66 % серебра. Остаток содержит 0,24 г/т золота и 1,22 г/т серебра. Остаток от выщелачивания в количестве 3,8 м³/мин направляется в 5 аппаратов, в которых осуществляется сорбция на угле (в противотоке угля и пульпы). Время контакта 5,5 ч. После перемешивания с помощью эрлифта и импеллерных или гребковых мешалок пульпа поступает на грохочение. Уголь крупностью -3+16 мм является надрешетным продуктом, пульпа закачивается в следующий чан. Концентрация угля в пульпе составляет 24 г/дм³. В цикле сорбции продолжается интенсивное растворение золота. При сорбции в четырех аппаратах содержание в пульпе составляет 2,02 г/м³ растворенного золота и 3,15 г/м³ серебра, извлечение 96 % золота и 65,4 % серебра.

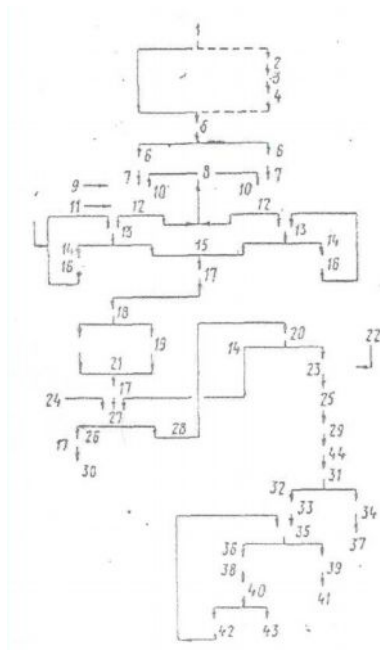


Рис. 3.9. Схема извлечения благородных металлов из глинистых руд на комбинате «Пуэбло Ваиджо» (Доминиканская Республика):

1— руда с рудника; 2— бункер с решеткой с отверстиями 400 мм на 100 г; 3— пластинчатый питатель (137х6,1 м); 4— конвейер на склад (1,22); 5— бункер с решеткой с отверстиями 400 мм на 750 т; 6— пластинчатый питатель (1,37х0,86 м); 7— конвейер;

8— разделитель; 9— добавка в шаровые мельницы раствора с CaO и NaCN; 10— мельница самоизмельчения (5,49х1,83 м), 600 кВт; 11— отработанный раствор на грохоты и в шаровые мельницы; 12— грохот (1,52х3,66 м); 13— 4 гидроциклона (508 мм); 14— пески; 15— слив; 16— шаровая мельница (2,6х3,7 м), 400 кВт; 17— пробоотборник; 18— чан; 19— 6 последовательных чанов; 20— осветлитель (38.1х5.5 м); 21— чаны (9.1 м), 75 кВт; 22— поток маточного осветленного раствора; 23— 6 песочных фильтров (3,05 м); 24— добавка флокулянта; 25— чаны для раствора (24,4х10,7х7,3 м); 26— пески; 27— 4 сгустителя (67.1 м); 28— слив; 29— две башины деаэрации (2,74х9,45 м); 30— зумпф для хвостов; 31— 5 фильтр-прессов; 32— кек; 33— ИК-сушилка; 34— чан отработанного раствора (24,4х9,1 м); 35— плавильная печь; 36— шлак; 37— сгуститель; 38— щековая дробилка; 39— печь для переплавки; 40— мельница и пробоотборник; 41— изложница на 31,1 кг; 42— шлак с высоким содержанием благородных металлов; 43— склад шлака с низким содержанием благородных металлов; 44— пробоотборник

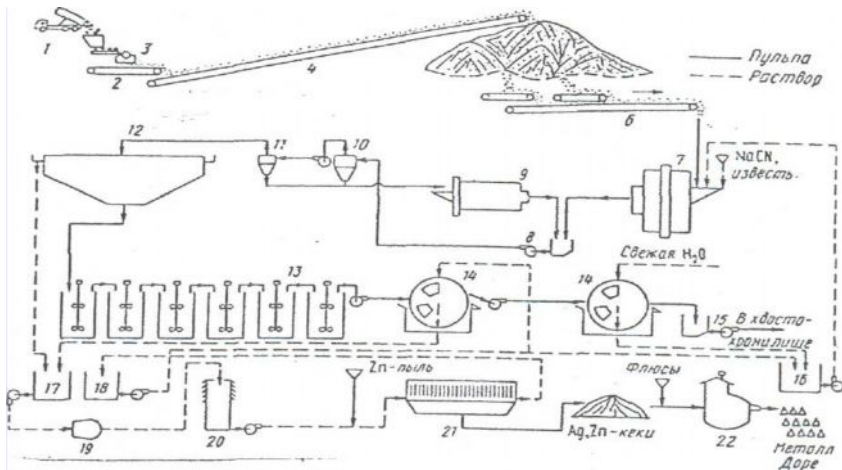


Рис. 3.10. Аппаратурная схема золотоизвлекательной фабрики, работающей по технологии цианирование – фильтрование – извлечение благородных металлов из осветленного раствора цементацией (комбинат Эскаланте, США):

- 1 – грохот и лотковый питатель с возвратно-поступательным движением;
 2 – ленточный питатель; 3 – щековая дробилка; 4 – ленточный транспортер;
 5 – ленточные питатели; 6 – ленточный транспортер; 7 – мельница самоизмельчения; 8 – насос; 9 – шаровая мельница; 10 – первичный гидроциклон;
 11 – 2 вторичных гидроциклона; 12 – сгуститель; 13 – 6 чанов для выщелачивания;
 14 – 4 барабанных фильтра (2 для первичной фильтрации, два для вторичной);
 15 – 3 насоса для перекачивания пульпы; 16 – резервуар для сбора промывочного раствора; 17 – резервуар для сбора раствора после выщелачивания; 18 – резервуар для сбора отработанного раствора; 19 – два фильтра-осветителя; 20 – колонна для аэрации; 21 – 3 рамочных фильтра-пресса; 22 – отражательная печь

Таблица 3.2
Технико-экономические показатели некоторых зарубежных предприятий, использующих чановое
выщелачивание и осаждение золота цинковой пылью

Предприятие, фирма страны	Характеристика руды		Технология	Суточная производи- тельность, т (извле- чение, %)	Объем производ- ства, кг/сут.	Прямые затраты на 1 т ру- ды, дол.	Число служи- щих
	Тип	Содер- жание, г/т					
Этнико-Игл, Джетал, Канада	Сульфидная руда, пирит, пирротин	6,5 Au	Измельчение, флотация, цианирование хвостов, осаждение цинком	1090 (91 % Au)	6,531 Au	13,58 (1980)	190
Деламар, Суки, шт. Индиана, США	Золото и се- ребро в рно- лите	0,7 Au	Измельчение, цианирование в течение 72 ч, противоточная декантация в ступищах, осаждение цинком	2000 (92 %Au, 85 %Ag)	1,244 Au 273,68 Ag	7,02 (1979)	135
Эландерэнд, Энглоу- Эмерикэн корпор- ейшн, Трансвааль, ЮАР	—	5,8Au	Измельчение, флотация, ци- анирование хвостов флотации в пачуках, осаждение цинком	4540 (95,2%Au)	24,880 Au	45,97 (1980)	7759
Гусбери, Весткоаст ойл энд гэс, шт. Невада, США	Кварцевые жилы	6,5 Au; 257 Ag	Измельчение, флотация, цианирование хвостов, фильтрация, осаждение цинком	320 (83,0 % Au, 85 % Ag)	1,710 Au; 69,353 Ag	126,96 (1980)	98
Манхэттен, Хьюстон интертейшил май- нинг, шт. Невада, США	Сланцы	2,8Au	Измельчение, гравитация, флотация гравитационных хвостов, цианирование обих концентратов, осаждение цинком	580 (85,0 % Au)	1,400 Au	8,44 (1980)	49
Пуэбло-Виджо, Росрио Доминикана, Доминиканская Республика	Латериты, со- держащие зо- лото и сереб- ро	2,8 Au 20,6 Ag	Измельчение, цианирование в агитаторах, противоточная декантация в ступищах, осаждение цинком	7260 (91,0 % Au, 77,0 % Ag)	29,545 Au; 115,070 Ag	3,37 (1977)	750
Телфер, Ньюмонт, Австралия	Кварц, лимонит	7,9Au	Измельчение, гравитация, цианирование хвостов, осаждение цинком	1450 (98,0 % Au)	11,196 Au		

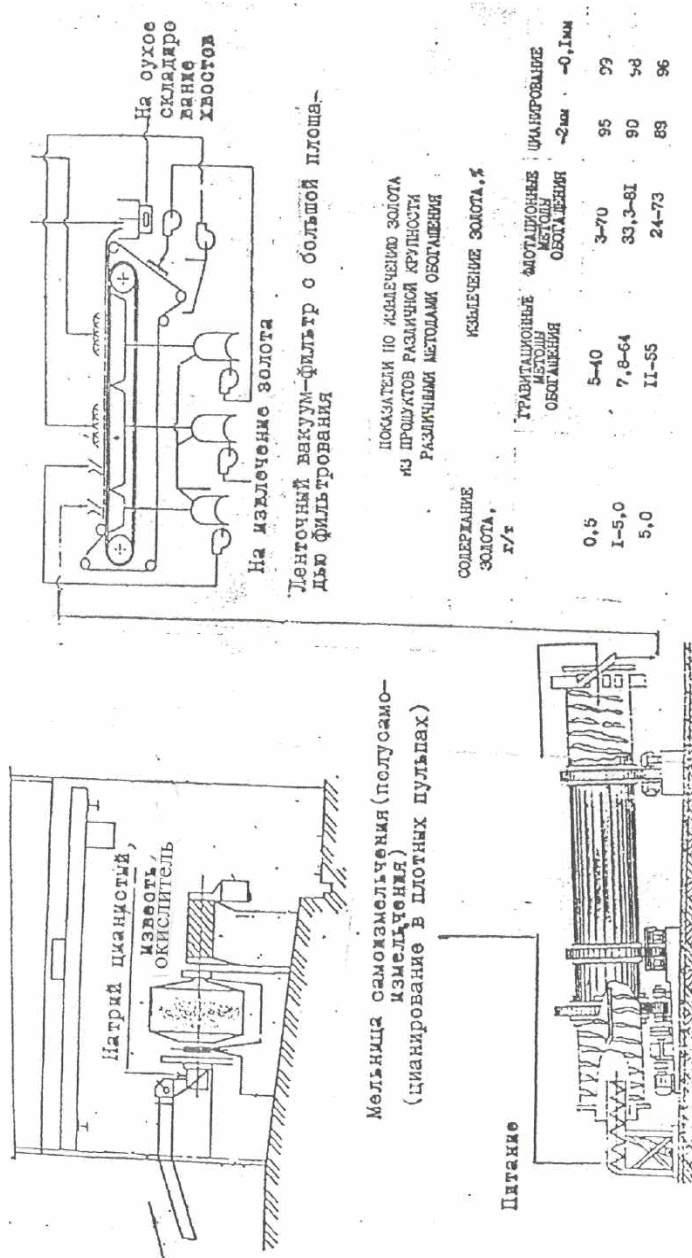


Рис. 3.12. Схема цианирования в плотных пульпах

Трубчатый выщелачиватель
(цианирование в плотных пульпах)

При сорбции же в пяти аппаратах содержание в пульпе $1,89 \text{ г/м}^3$ растворенного золота и $2,83 \text{ г/м}^3$ серебра, извлечение составляет 97,3 % золота и 66,5 % серебра. Уголь после сорбции промывают на виброгрохоте и направляют на десорбцию, осуществляемую в периодическом режиме. Обработка очередной партии (2 т) занимает 14 ч. Для десорбции используют спиртовой раствор гидроксида натрия и цианистого натрия, который предварительно подогревают до 90°C инжестированием пара. Раствор прокачивают через слой угля в колоннах. Содержание золота и серебра в угле до десорбции составляет 1710 и 1500 г/т, после десорбции – 44,5 и 112,9 (извлечение 97,4 и 90,7 %). Колонны для десорбции, чаны для хранения раствора и трубопроводы снабжены тепловой изоляцией.

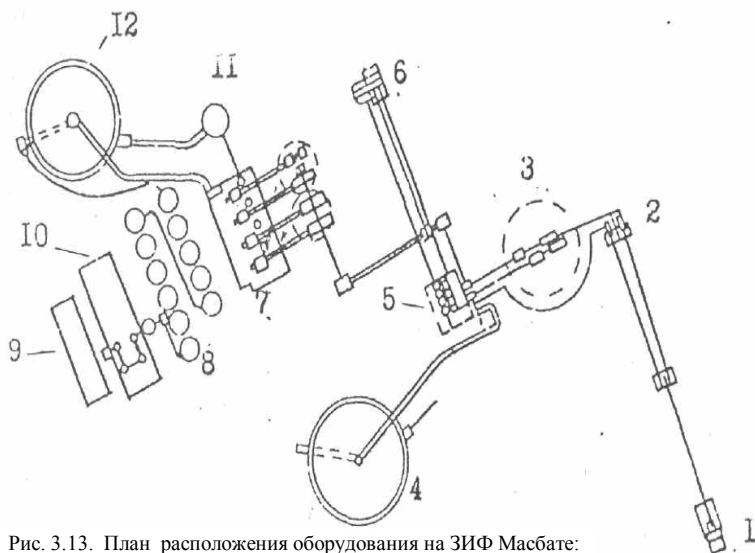


Рис. 3.13. План расположения оборудования на ЗИФ Масбате:

- | | |
|---------------------------------|-------------------------------------|
| 1 – первичное дробление; | 7 – измельчение; |
| 2 – дезинтегратор; | 8 – выпщелачивание; |
| 3 – открытый склад руды; | 9 – лаборатория; |
| 4 – сгуститель шламов; | 10 – установка для сорбции на угле; |
| 5 – среднее и мелкое дробление; | 11 – резервуар для сбора растворов; |
| 6 – грохочение; | 12 – основной сгуститель. |

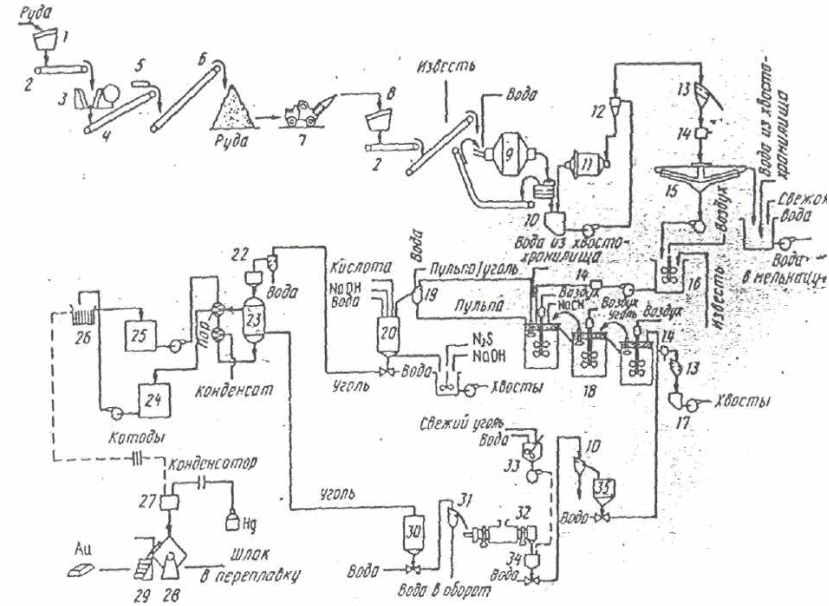


Рис.3.14. Аппаратурная схема ЗИФ Меркур (США):

- 1 – бункер с грохотом; 2 – пластинчатый питатель; 3 – щековая дробилка
4 – ленточный питатель; 5 – магнит для отделения железа; 6 – радиальный от-
валообразователь; 7 – ковшовый погрузчик; 8 – промежуточный бункер; 9 – мельница
полусамозмельчения; 10 – грохот; 11 – шаровая мельница 12 – 4 гидrocиклона; мель-
13 – грохот для отделения посторонних материалов. 14 – пробоотборник;
15 – сгуститель; 16 – 2 агитатора; 17 – 4 насоса для хвостов; 18 – 18 резервных
резервуаров для выщелачивания-сорбции; 19 – грохот для отделения угля с сорбирован-
ным золотом; 20 – резервуар для промывки угля; 21 – резервуар для нейтрализации;
22 – резервуар для подогрева; 23 – автоклав для десорбции; 24 – резервуар для
сбора золотосодержащего раствора; 25 – резервуар для обеззоленного раствора;
26 – электроосаждение; 27 – роторная печь; 28 – электропечь; 29 – изложницы;
30 – резервуар для хранения угля; 31 – сито для отделения воды; 32 – печь для регенера-
ции угля; 33 – резервуар для обработки угля; 34 – резервуар для быстрого охлаждения;
35 – резервуар для хранения активированного угля

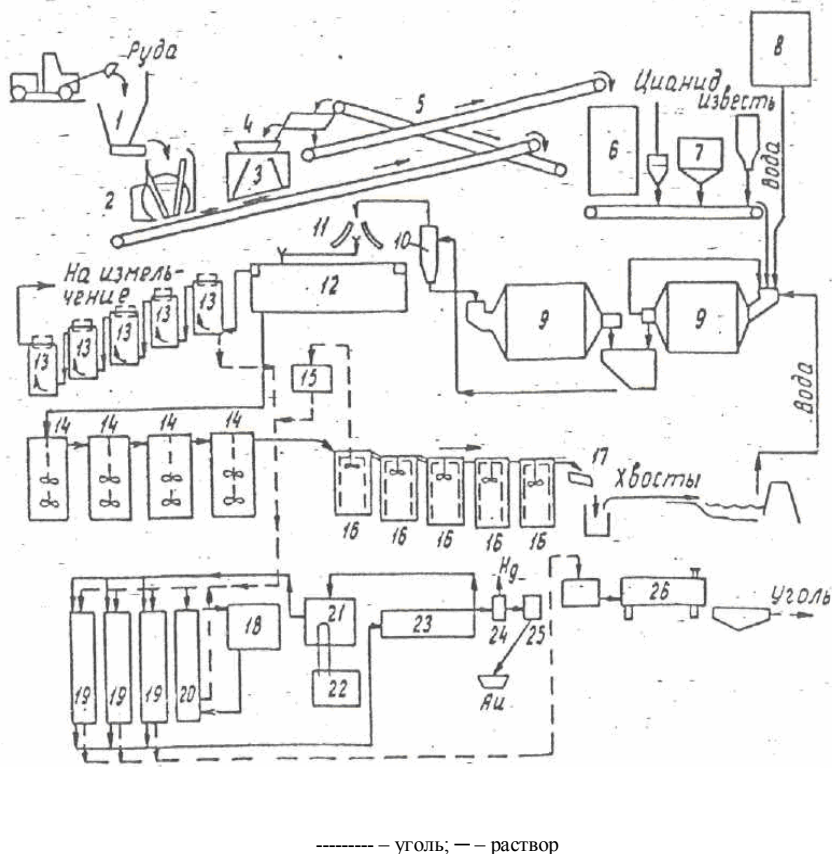


Рис. 3.15. Аппаратурно-технологическая схема завода фирмы «Пинсон Майнинг»:

1 — бункер; 2 — щековая дробилка; 3 — конусная дробилка; 4, 11, 15 — грохот;
 5 — система транспортеров; 6 — бункер вместимостью 1540 т; 7 — резервный
 питатель; 8 — резервуар для воды; 9 — шаровые мельницы; 10 — гидроциклон;
 12 — сгуститель; 13 — сорбционные колонны; 14 — каналы для выщелачивания;
 16 — аппараты для сорбции в пульпе на угле; 17 — сито размером 1,2 x 1,8 м;
 18 — резервуар для соляной кислоты; 19 — аппараты для десорбции; 20 — резервуар
 для промывки кислоты; 21 — нагреватель; 22 — бойлер; 23 — электролизная ванна;
 24 — реторта; 25 — тигельная печь; 25 — печь для прокаливания угля

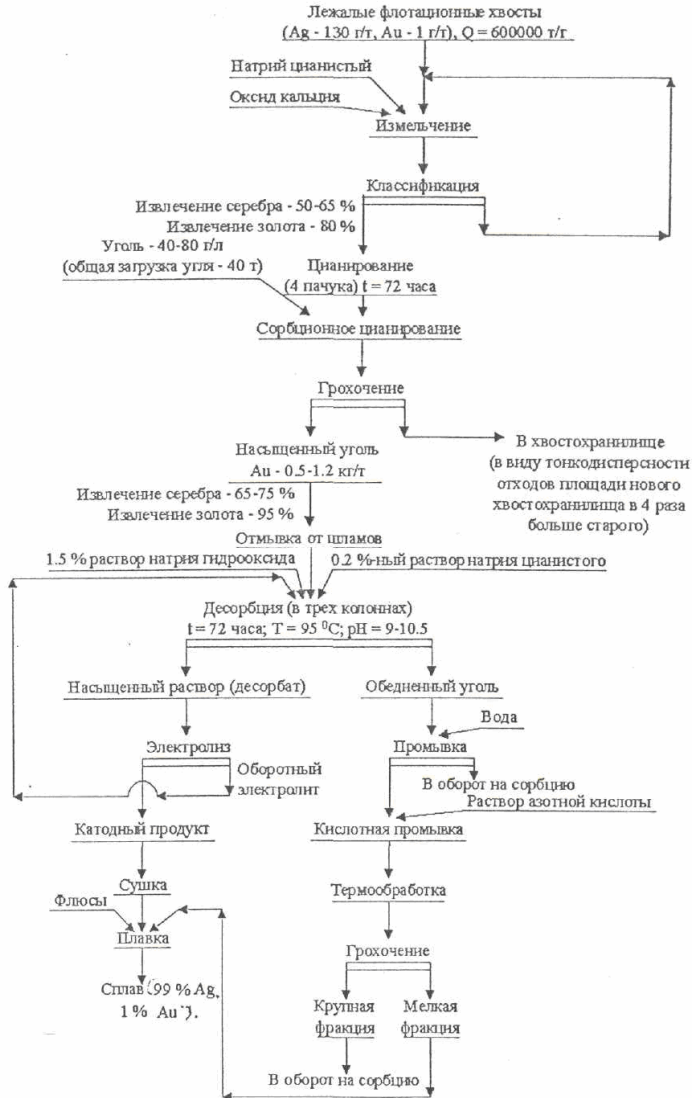


Рис. 3.16. Технологическая схема переработки лежалых флотационных хвостов (фабрика Сиа Минеро де Отузко, Перу)

На рис. 3.17–3.18 приведены схемы извлечения благородных металлов с использованием ионообменных смол (процесс «смола в пульпе»).

Тщательно регулируется скорость подачи и температура раствора. Падение температуры на 10°C увеличивает время десорбции на 6 ч. Уголь после десорбции промывают, обрабатывают паром и направляют в печь для прокаливания. Уголь может подвергаться многократной реактивации. Извлечение увеличивается с 68 до 92 %. Раствор после десорбции направляют на электролиз в ванны с катодами из стальной ваты. Катоды переплавляют в двух печах в присутствии буры, азотнокислого натрия и кремнезема, для отделения железа и других примесей в сплав Доре, который разливают в слитки массой по 31,1 кг, средний расход реагентов на заводе составляет (кг/т руды):

- цианистый натрий – 0,65;
- известь (60 % CaO) – 4,88 ;
- активированный уголь – 0,1 ;
- спирт – 0,4 л ;
- натрий гидроксид – 0,04 ;
- бура – 0,01 ;
- кремнезем – 0,007 ;
- азотнокислый натрий – ,01 ;
- стальные шары – 1,5 .

Капитальные затраты для завода мощностью 3500 т/сут. руды, работающего по способу «уголь в пульпе» составляют 1,5 млн. дол. (в т. ч. на сорбционное выщелачивание – 0,7; на десорбцию и реактивацию угля – 0,35; на электролиз и рафинирование – 0,45 млн. дол.). Для завода, работающего по способу противоточная декантация – цементация, – 4,45 – 4,45 млн. дол.

В табл. 3.3 приводятся показатели работы золотоизвлекательных фабрик дальнего зарубежья, применяющих сорбционную технологию с использованием угля.

Компания провела испытания процесса «смола в пульпе», которые показали, что эта технология наиболее экономична по сравнению с процессом " уголь в пульпе" для малых и средних предприятий с высоким содержанием золота. Сравнительные испытания в настоящее время проводятся также и на Новойском ГМК (Узбекистан).

Показатели работы зарубежных фабрик, применяющих угольно-сорбционную технологию

Таблица 3.3

Фабрика, год ввода в действие	Пропавальность по переработке руды, т/сут.	Перерабатываемое сырье	Содержание Au, г/т руды	Извлечение золота, %	Продолжительность цианирования	Продолжительность механических агитаторов	Емкость сорбента по Au, кг/т	Потери угля на 1 т руды, г	Условия десорбции золота с угля	Регенерация и реактивация угля
США										
США, Жоринг Канон 1981	3000	Углистая и окисленная руда	6,8 (вожле-леной) 10,3 (взрб-онатой)	-	12 ч.	24 ч в 8 механических агитаторах	4,76	-	Горячим раствором цианистого натрия с осадком золота цинковой пылью	Промывка кислотой, термическая реактивация
Бата - Маунтин Формы "Дювал корпорейшн" 1979	2700	Сульфидная	2,74; 3,4 Ag	92,5; 40 Ag	48 ч. в 16 пауках	6 час. в 6 механических агитаторах	1,715; 0,686 Ag	100	Горячим раствором 0,1%-ного цианистого натрия в 1%-ном растворе едкого натрия с добавлением 10-20%-ного этилового спирта (десорбция в течение 24 ч)	В каждом 3-м шикле промывка угля азотной кислотой, термическая реактивация третьей части угля
Балот-Маунтин Формы "Хомстекс Майнинг" 1976	360 (130 - шламы ледя-вухшей фотационной фабрики, 230 шламы из старых отвалов)	Хвосты флотации свинцово-серебряной руды	51-103 Ag	70 Ag	36 ч в 4 пауках	9 ч. в 6 механических агитаторах	13,72	200	Горячим (78 °C) 0,3%-ным раствором цианистого натрия в 1%-ном растворе едкого натрия	Термическая реактивация в течение 20 мин при температуре 595 °C и 595 °C периодическая промывка содовой кислотой
Уилленуа Формы "Пинсон майнинг" 1981	1100	Окисленная глинистая руда с тонко-крупными Au	5,5	85	24 ч в 4 агитаторах (содержание твердого 45 %)	4 ч в 5 аппаратах с отсасы-вающей трубой	5,49	75	Горячим (82 °C) раствором цианистого натрия в растворе едкого натра с последующей кислотной обработкой (десорбция в течение 72 ч)	Термическая реактивация
Лид Формы "Хомстекс майнинг" 1973	2300	Шламы от переработки сульфидной руды, содержащие пирротин	2,5-3,1	90-94	В 7 механических агитаторах	4 ч в 4 пневматических агитаторах	7,78-14,0	45	Горячим (90 °C) 0,25%-ным раствором цианистого натрия в 1%-ном растворе едкого натра в течение 60 ч.	Термическая реактивация при 595 °C в течение 15 мин

Продолжение табл. 3.3

Фабрика, год ввода в действие	Производи- тельность по переработке руды, т/сут.	Перерабаты- ваемое сырье	Содержа- ние Au, г/т руды	Извле- чение золота, %	Продолжи- тельность цианирова- ния	Продол- житель- ность, сут. сорбции	Емкость сорбента по Au, кг/т	Потери угля на 1 т руды, г	Условия десорбции золота с угля	Регенерация и реактивация угля
Фабрика фирмы «Рэнд май- нинг» 1982	4400000 т/г	Пески и шламы из старых отвалов	0,67	70,0	-	-	-	-	-	-
Бейса фирмы «Джемерал майнинг конпо- рейшн» 1982	100000 т/мес.	Золото- урановая руда	-	-	20час в механи- ческих агитаторах	5 час. в 5 аппаратах	-	40	Горячим (100 °С) 5 %-ным раствором цианистого натрия в 2 %-ном растворе едкого натра в динамических условиях	-
Бранд голд	-	Кальцитовая золотосодер- жащая руда	-	-	-	-	-	-	-	-
Гротлей майн 1979	-	Золотосо- держащая руда	-	-	-	-	-	-	-	-
Фабрика фирмы «Вес- терн асрес» 1980	100000 т/мес.	Шламы	-	-	-	-	-	-	-	-
Фервадо (проект)	500	Золотосо- держащая руда	1 - 2	99,1	-	7 ч в 7 аппаратах	5	-	Горячим 0,15 %-ным раствором цианистого натрия в 1 %-ном растворе едкого натра в динамических условиях	Термическая реактивация
Норт- Капгури 1980	15000 т/мес	Окисленная глинистая руда	-	-	Циани- рование не осуществ- ляют	Сорбционное выщелачи- вание в 3 аппаратах	-	-	Горячим щелочным раствором цианистого натрия в динамических условиях	Термическая реактивация, охлаждение водой
Норт- Капгури 1980	600	Хвосты из старых отвалов	-	-	То же	Сорбционное цианиро- вание	-	-	То же	То же
Камболда 1981	1400	Руда, содержащая свободное золото	-	-	24-30 ч в 5 аппаратах	7 ч в 7 механе- ских агитаторах	-	-	Горячим (105 °С) 0,5 %-ным раствором цианистого натрия в 2 %-ном растворе едкого натри при давлении 420 кПа с последующей кислотной обработкой	Термическая реактивация, просеивание

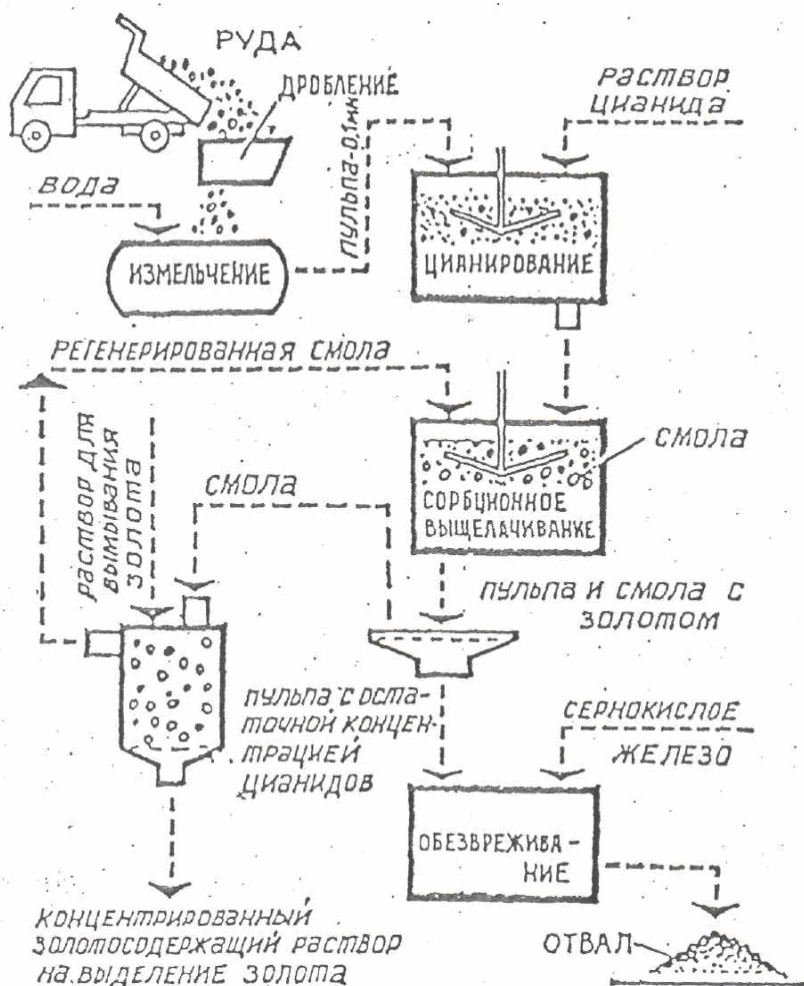


Рис. 3.17. Принципиальная схема переработки золотосодержащих руд с использованием процесса «смола в пульпе»

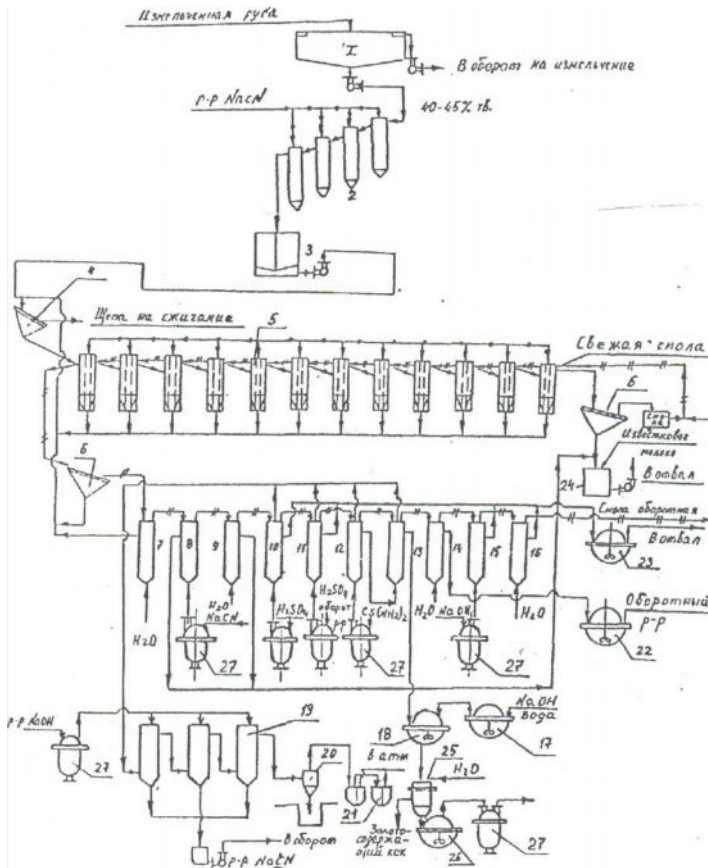


Рис. 3.18. Аппаратурная схема процесса "смола в пыль":

- 1 – сгуститель; 2 – пачуки для предварительного цианирования; 3 – буферная смесь;
 4 – грохот для выделения шуги; 5 – пачуки для сорбционного цианирования;
 6 – грохот для выделения смолы; 7 – колонна для отмывки илов; 8 – колонна для удаления меди; 9, 10 – колонны для отмывки цианида (водно-кислотная); 11 – колонна для отмывки смолы обратным раствором; 12 – колонна для сорбции тиомочевины;
 13 – колонна для десорбции золота; 14 – колонна для отмывки от тиомочевины;
 15 – колонна для щелочной десорбции цинка и серы; 16 – колонна для отмывки от щелочи; 17 – контактный чан для приготовления щелочного раствора; 18 – контактный чан для осаждения гидратного золота; 19 – поглощительные колонны; 20 – ловушка;
 21 – вакуум-насос; 22 – контактный чан обратного раствора; 23 – контактный чан для нейтрализации раствора; 24 – чан для нейтрализации; 25 – фильтр-пресс;
 26 – реактор для подготовки тиомочевинно-сернокислотного раствора;
 27 – емкость для растворов

В табл. 3. 4 приводятся сорбционные характеристики активированного угля БАУ, использующих для сорбции благородные металлы, на примере раствора с $pH = 10,5$ и содержащего $12,9 \text{ г/м}^3$ золота, $3,01 \text{ г/м}^3$ серебра, 18 г/м^3 меди, $4,5 \text{ г/м}^3$ цинка, 160 г/м^3 цианида натрия и 480 г/м^3 оксида кальция.

Таблица 3.4

Сорбционные характеристики активированного угля БАУ

Параметры	Металлы			
	Аи	Ag	Си	Зп
Равновесное содержание в растворе, мг/дм^3	0,02	0,01	12,5	3,8
Извлечение из раствора, %	99,8	99,5	25,2	22,4
Емкость сорбента, мг/г	1,4	0,25	0,5	0,1
Коэффициент селективности*, отн. един.	1,45	0,15	0,3	0,05
Коэффициент распределения** $\frac{\text{мг-экв/г}}{\text{мг-экв/см}^3}$ ния^*, /мг-экв/см	65	30	0,05	0,03

Примечание: * коэффициент селективности – отношение количества одного металла к количеству поступающих металлов, поглощенным активированным углем в процессе сорбции при равновесии в системе «раствор – сорбент»;

** коэффициент распределения – отношение количества металла, поглощенного одним граммом сухого сорбента к количеству его в одном миллилитре раствора.

При использовании активированного угля благородные металлы извлекают из насыщенного цианистого раствора после десорбции, а при использовании ионообменных смол благородные металлы извлекают из насыщенного тиомочевинного раствора.

При первичной переработке золотосодержащих руд получают в начале сплав Доре (Аи, Ag, Си, прочие примеси), а затем его перерабатывают на чистые металлы.

Для сплава Доре с низким содержанием золота – электролиз серебра, обработка анодного шлама серной или азотной кислотами или обрабатывают хлором расплав черного золота. Окончательное рафинирование осуществляется в расплавленных хлорсодержащих солях.

Ниже приводятся технологические параметры переработки сплава Доре с низким содержанием благородных металлов.

Вначале проводится электролиз серебра, а затем золота.

Электролиз серебра. Проводится в азотнокислом электролите (способ Мебиуса).

При электролизе серебро оседает на катоде, золото и платиноиды переходят в анодный шлам, а примеси цветных металлов (свинец, медь, висмут и др.) периодически выводят с отработанным электролитом. Содержание серебра в электролите 20–250 г/дм³, плотность тока – 7–8 А/дм², напряжение – 3 – 4 В. Катоды извлекают (по времени) в зависимости от содержания серебра (5 – 8 ч). Осадок снимают, промывают, плавят с флюсами и разливают в слитки. Чистота серебра – 99,99 %. Анодный шлам, содержащий золото, перерабатывают по мере его накопления и выщелачивают азотной кислотой в течение 20–30 мин при температуре 70 °С. Остаток промывают и плавят в графитовых тиглях, получая черновое золото.

Электролиз золота. Отливают в аноды из черного золота весом 1,5–2 кг. Электролиз ведут с титановым катодом в хлоридном электролите с концентрацией золота 180–220 г/дм³ и соляной кислотой 13 % при температуре 70 °С. Плотность тока – 14 А/дм². Катоды снимают через 24 ч. После плавки получают золото, содержащее более 99,95 %.

Для материалов с высоким содержанием золота расплав обрабатывают хлором, а затем в расплавленных хлорсодержащих солях. Используют для переработки сплав Доре с высоким содержанием золота и электролиз. На рис. 3.19 приводится одна из таких схем, а в табл. 3.5 основные параметры электролиза /применяется на Новойском ГМК Узбекистан/. Используют и ряд других схем (электролизные и безэлектролизные, (рис. 3. 20 и 3. 21).

Не всегда целесообразно добываемое золотосодержащее сырье доводить до официального с выпуском слитков, по качеству соответствующих требованиям отечественных и международных стандартов, и вместе с тем для выпуска многих видов продукции производственно-технического назначения необязательно доводить драгметаллы до чистоты 99,5 и более. При производстве ювелирных изделий практически не используют золото чистотой 99,99.

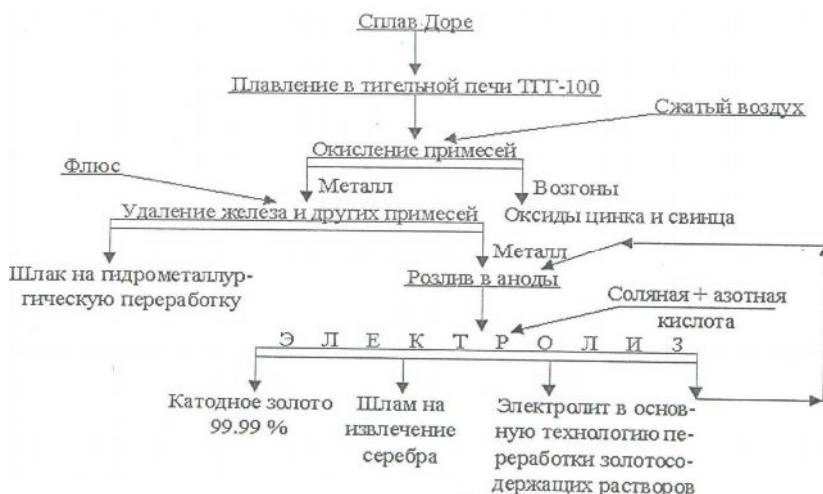


Рис. 3.19. Технологическая схема переработки сплава Доре

Для переработки золотосодержащих продуктов (шлиховое золото, гидратное золото, цементное золото, катодное и др.) на сплав Доре обычно используют тигельную печь сопротивления с рабочей температурой 1400 °С. Например, такая печь с высотой тигля 493 и диаметром 235–300 мм может за 1 % ч проплавить 45–50 кг шихты (концентраты, флюсы). Материал в тигель загружается вручную. После проплавления печь гидравлически наклоняется для розлива. Пылевидный продукт направляется в мешочные фильтры с пульсационной системой. Золотосодержащая пыль возвращается в печь. Тигель представляет собой стальной стакан, футерованный кирпичом на основе силиката кальция. Участки, подверженные воздействию флюсов, выложены плиткой из карбида кремния. На случай разрушения тигля под ним установлен приемник в виде чашки из карбида кремния. Температура в печи контролируется микропроцессором, расположенным в трех метрах от печи в вентилируемой кабине (рис. 3.22).

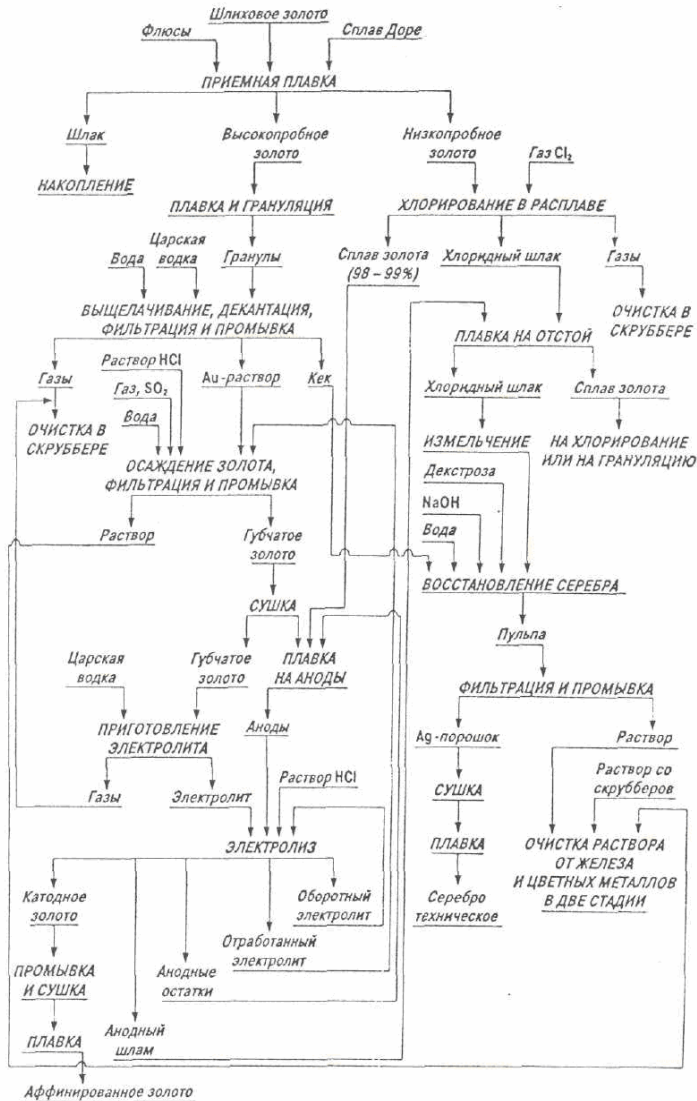


Рис. 3.20. Принципиальная технологическая схема аффинажа золота фирмы «Интерек Корпорейшн»

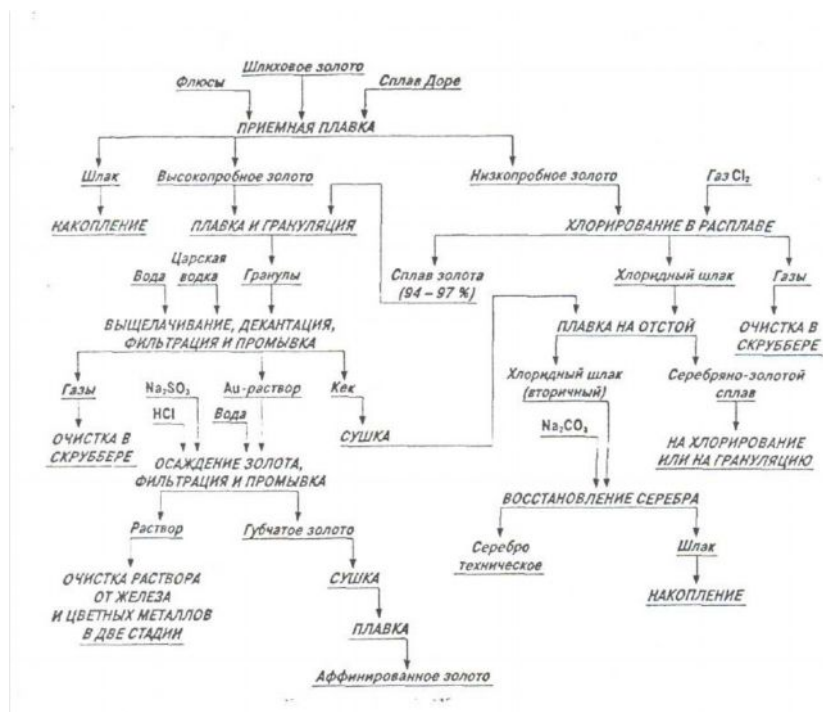


Рис. 3.21. Принципиальная усовершенствованная технологическая схема аффинажа золота Кэлымского аффинажного завода

Таблица 3.5

Основные показатели хлоридного и царскородочного электролиза золота		
Показатели	Хлоридный электролиз	Царскородочный электролиз
Подготовка анодов	Инжекционное хлорирование расплава	Расплав и перевод примесей в шлаки с помощью флюсов
Содержание в рабочем электролите, г/дм ³		
Аи HCl NO ₂	170–180 110 –	200–250 110–140 95–110
Содержание компонентов в отработанном электролите, г/ дм ³		
Аи HCl Pd Ag	150–160 100 70–80 0,03–0,04	180–200 110–140 30–40 0,6–0,9
Способ приготовления электролита	Электрохимический метод с использованием мембран и особоочистого золота в отдельном аппарате за 36 ч.	Электрохимический метод с использованием анодного золота непосредственно в электролизере за 20 ч.
Температура электролита, °С	60–70	60–70
Содержание основных компонентов в анодах, %		
Аи Ag Си	85–92 0,3 – 1,0 0, 2 –1,0	70–90 до 12,0 до 20,0
Выход анодных остатков, %	20–25	20–25
Выход шлаков, %	5	10
Сила тока, А	3000	3000
Анодная плотность тока, А / м	970	1600
Катодная плотность тока, А / м	1100	1400
Напряжение в ванне, В	0,5	2.2
Выход по току (в пересчете на Au ³⁺), %	106–108	до 97
Качество катодного Аи, %	99.99	99,99

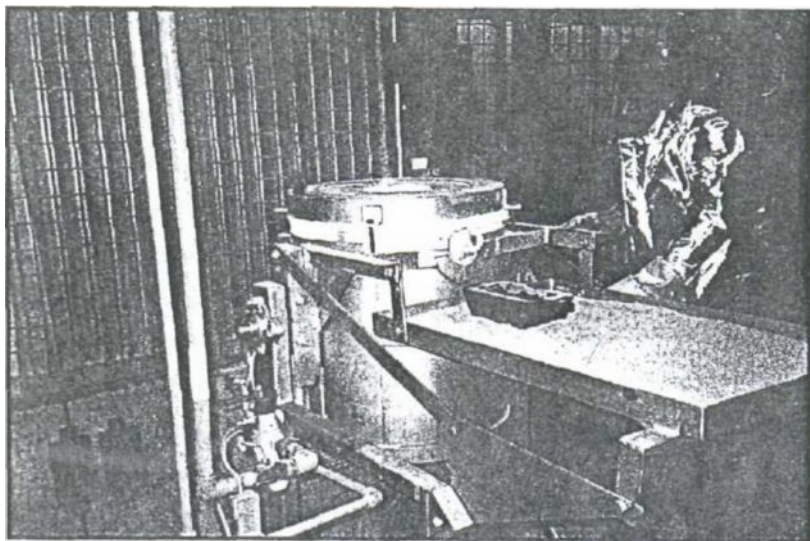


Рис. 3.22. Общий вид тигельной печи для плавки катодного золота на заводе Доре (Акбакайский ГОК, Казахстан)

3.3 Кучное цианидное выщелачивание золота

В связи с истощением запасов богатых месторождений и все увеличивающимся спросом на благородные и цветные металлы в переработку вовлекаются бедные, забалансовые руды и вскрышные породы. Наиболее экономичным методом извлечения металлов из вышеуказанного сырья является кучное выщелачивание. Применяется оно, в основном, для извлечения благородных металлов, меди и урана. В последнее время этому простому по технологической сущности кучному выщелачиванию отдается предпочтение, поскольку при этом исключаются большие капитальные затраты, связанные с тонким измельчением, выщелачиванием в условиях перемешивания или флотации. Оно также исключает транспортировку хвостовой пульпы и создание хвостохранилища. Однако, несмотря на свои преимущества, кучное выщелачивание имеет и недостатки: относительно низкое извлечение металлов и отсутствие надежного технологического управления процессов. С

точки зрения экологии, этот процесс надежный при соблюдении технологии.

Применимость кучного выщелачивания зависит от земельного законодательства.

Кучное (штабельное) выщелачивание – это процесс извлечения золота растворяющим компонентом из складываемой на водонепроницаемой площадке руды в виде кучи (штабеля). Для извлечения золота куча орошается щелочным раствором цианистого натрия. Путем перколяции раствор переходит через кучный материал и собирается под ним и затем по системе желобов, каналов собирается в пруд (бассейн), из которого обогащенный раствор направляется на извлечение золота и попутно серебра. При кучном выщелачивании растворение золота происходит не только с поверхности, но и из более глубоких слоев благодаря капиллярным порам и руде. Кучное выщелачивание отличается простой технологией, весьма низкими капитальными и эксплуатационными затратами и возможностью быстрого получения товарной продукции (обогащенных продуктов-катодное золото и др.). Вместе с тем извлечение золота невысокое (50–70 %). С учетом этих факторов кучное выщелачивание применяется не только для переработки руд с низким содержанием золота (1–2 г/т) и с большими запасами, но и для отработки относительно богатых руд с небольшими запасами, для которых экономически невыгодно строительство золотоизвлекательной фабрики. Наиболее подходящими для кучного выщелачивания являются месторождения, расположенные в местности с ограниченными осадками и продолжительным периодом положительных температур (более 200 дней). Таким требованиям отвечает практически вся территория Казахстана (кроме высокогорья).

3. 3. 1 Минеральное сырье для кучного выщелачивания золота

Главными факторами, определяющими пригодность руд к кучному выщелачиванию являются: вещественный состав руды и пористость кусков руды.

В Казахстане, обладающего значительными запасами благородных металлов по условиям формирования, золотоносные руды объединяются в две группы:

- 1) гипогенные;
- 2) гипергенные;

Среди гипогенных выделяют:

1) колчеданные и преимущественно колчеданные баритополиметаллические;

2) кварцево-жильные, собственно золотоносные скарны (убого - и мало сульфидные, золотосульфидные);

3) золотоносные скарны.

Среди гипергенных встречаются разнообразные золотоносные сыпучки и россыпи.

Наиболее распространенными формами нахождения благородных металлов являются микроскопическая, субмикроскопическая и тонкодисперсная.

Для кучного выщелачивания пригодны руды месторождения с золото-кварцевой и золото-сульфидно-кварцевой формами, представленными жилами, жильными зонами и штокверками и сформированными в условиях средних глубин в осадочных, вулканических и интрузивных породах, а также месторождения золото-хальцедоно-кварцевой формаций, сформированные в близкоповерхностных условиях в связи с наземным вулканизмом. Породы, к которым приурочена минерализация, должны быть пористыми, что обуславливает их хорошую проницаемость для растворов при кучном выщелачивании. Окисленные пористые руды, в которых обеспечивается хороший доступ растворителя к частицам ценного компонента, могут направляться на выщелачивание без предварительного дробления непосредственно забойной крупности. Руды с основными породообразующими компонентами (силикатные, карбонатные) обычно требуют для раскрытия золота – дробления. Это оправдано в том случае, когда золото расположено по трещинам между минералами. Кучное выщелачивание золота возможно проводить из следующих видов пород:

1. Известняковые наносные породы с тонковкрапленным золотом и незначительной примесью пирита, галенита, стибнита и киновари;

2. Окремленные наносные породы с тонкими вкраплениями золота в оксидах железа;

3. Песчанистые доломиты с вкраплениями золота на межзерновой поверхности;

4. Жильные кварцевые породы с золотом в лимонитовых полосках и трещинах;

5. Вулканические породы, прорезанные небольшими кварцевыми жилами, содержащими свободное золото и небольшое количество пирита;

6. Сланцы со свободным золотом на поверхности слоев;

7. Натечные отложения грейзеров, состоящие преимущественно из гидрата кремнезема;

При кучном выщелачивании необходимо, чтобы:

1. Частицы золота были очень мелкими;

2. В руде присутствовало незначительное содержание окисленных сульфидов сурьмы, свинца, меди, мышьяка и других соединений, повышающих расход цианидов;

3. В руде отсутствовали углеродсодержащие материалы, адсорбирующие золото и вызывающие преждевременное осаждение его;

4. Не содержалось существенного количества кислотообразующих соединений, вызывающих повышенный расход извести;

5. В руде содержалось небольшое количество очень мелких и глинистых фракций, затрудняющих просачивание раствора через кучу;

6. Была большая глубина залегания уровня грунтовых вод (не менее 20–30 м).

Положительным фактором при кучном выщелачивании может быть отрицательный водный баланс в весенне-осенний период и малозаселенность района.

При кучном выщелачивании большое значение имеет система рудо-подготовки, исключающая попадание в процесс кусков руды, из которых благородные металлы в условиях существующей технологии не могут быть извлечены кварцевые, окварцованные породы, сульфиды и др.

3. 3. 2. Технология кучного выщелачивания.

Технология кучного выщелачивания включает: 1—подготовку площади, 2—подготовку руды и формирование кучи; 3— выщелачивание золота; 4—выделение золота из раствора; 5—плавку обогащенного золотосодержащего продукта (цементный осадок, гидратное золото, катодное золото) на сплав Доре. Иногда последняя операция на рудниках не осуществляется, а реализуется только обогащенный продукт.

Принципиальные технологические схемы типичных процессов кучного выщелачивания золота приведены на рис. 3. 23 – 3. 27.

3. 3. 2. 1. Подготовка площадки

Площадки для кучного выщелачивания должны отвечать следующим требованиям: 1– быть растворонепроницаемым; 2– иметь уклон (1–5°) для сбора продукционного раствора.

Обычно используют три основных типа площадок:

1— с асфальтовым покрытием толщиной от 100 до 300 мм. Иногда в середину асфальта укладывают резиновую или пластиковую прокладку;

2— с покрытием из уплотненной глины, толщиной 130–460 мм (сверху насыпают слой песка, а на него слой гравия или дробленного щебня). Слой глины не должен высыхать;

3— с тонким пластиковым покрытием полиэтиленовая, полихлорвиниловая толщиной 1,5–2,0 мм с покрытием на слой уплотненной глины, в свою очередь покрытой слоем (0,6–0,9 м промытого песка или гравия).

Применяют также смесь старых хвостов золотоизвлекательных фабрик с бентонитом и армированным или водопроницаемым бетоном (толщиной 100 мм).

Основанием площадок всех видов обычно служит слой гравия или щебня толщиной 100–450 мм, защищающий растворонепроницаемое основание от разрушения рудой разгружаемой автосамосвалами или порталными и мостовыми кранами, а также при конвейерной укладке и др.

По одной или двум сторонам площадки прокладывают желоба с пластиковой футеровкой для слива раствора от выщелачивания.

Боковые стороны иногда уплотняют путем осуществления опрыскивания пеной моющего порошка.

При переработке песчано-глинистых руд, требующих дополнительного цикла обработки, целесообразно использовать площадки глинистые с песочным экраном одноразового пользования. В качестве глинистого материала можно использовать хвосты золотоизвлекательных фабрик, содержащих 90–95 % класса крупности 0,074 мм. Для кварцевых руд могут быть многократно использованы бетонные площадки, т. к. в данном случае приемлемы кратковременные циклы выщелачивания. Установки кучного выщелачивания руд необходимо располагать в непосредственной близости от сырьевой базы. При разгрузке руды на площадке оставляют слой 200–150 мм для сохранения бетона (асфальта). Для контроля надежности площадок используют различные красители.

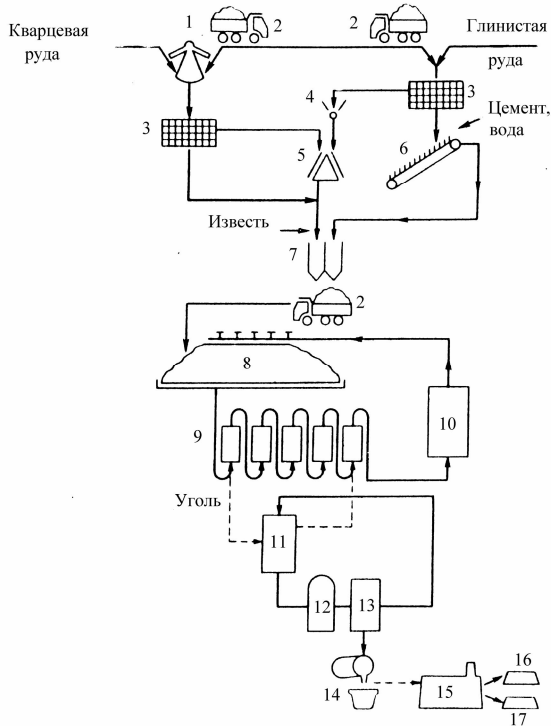


Рис. 3.23. Схема кучного выщелачивания на фабрике Самметвилль (США)

1– гирационная дробилка; 2–самосвалы; 3– грохоты; 4– щековая дробилка; 5– конусная дробилка; 6– окомкователь; 7–бункеры; 8– куча; 9– колонны с активированным углем; 10– сборник оборотного раствора; 11–десорбционный чан; 12– деаэрационная башня; 13–фильтр-пресс; 14– разлив сплава Доре на аноды; 15–аффинаж; 16– слитки золота; 17– слитки серебра

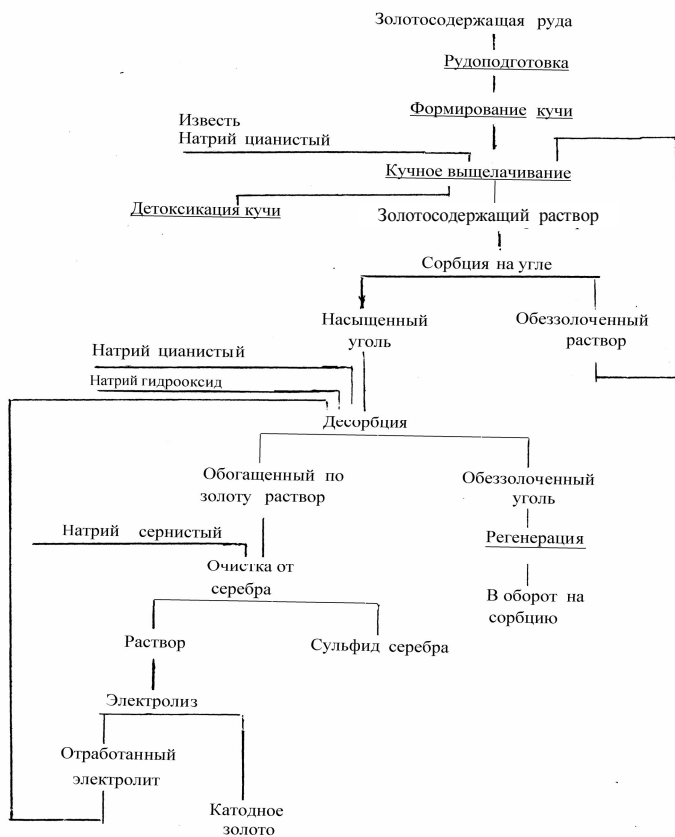


Рис. 3.24. Технологическая схема кучного выщелачивания золотосодержащей руды

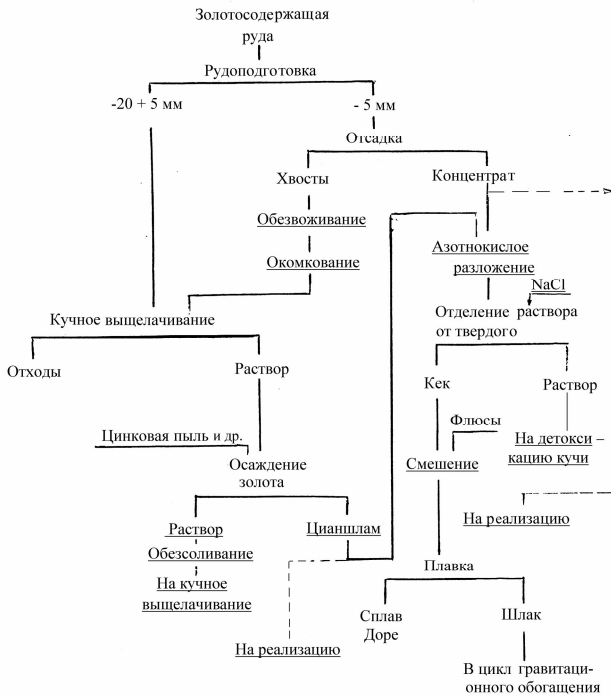


Рис. 3.25. Технологическая схема кучного выщелачивания золотосодержащей руды

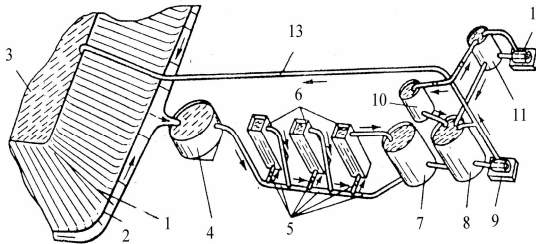


Рис. 3.26. Установка кучного выщелачивания золотосодержащих руд

1— штабель руды; 2— траншея для сбора дренажных растворов; 3— пруд-ороситель; 4—шламоотстойник; 5 — вентили на линии сорбции; 6— сорбционные колонны; 7— сборники обеззолоченных растворов; 8—емкость для цианистого натрия; 9— насос на оросительной линии; 10— емкость с известковым молоком; 11— емкость высоко-

коконцентрированного цианистого раствора; 12 – циркуляционный насос; 13 – магистраль исходного растворителя

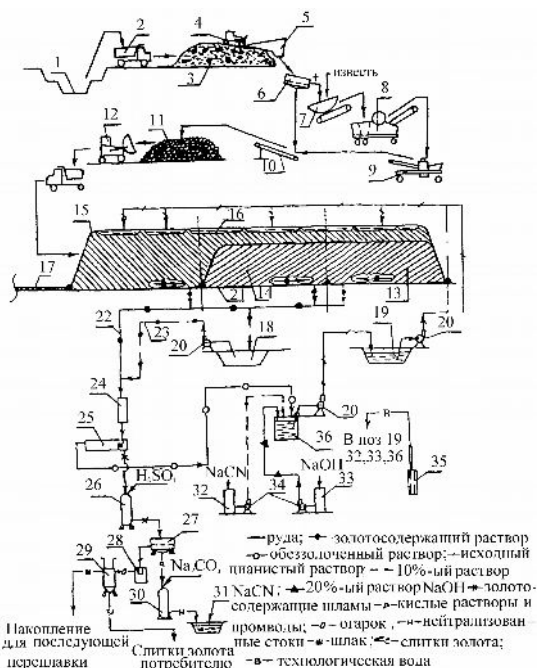


Рис.3. 27. Аппаратурно-технологическая схема опытно-промышленной установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд Майского месторождения (Россия):

1– карьер; 2– самосвал типа Белаз –540; 3– промывал исходной руды; 4– бульдозер типа Т-130; 5– бункер; 6– инерционный грохот; 7– бункер-питатель; 8– агрегат крупного дробления; 9– агрегат мелкого дробления; 10– транспортер специальный передвижной; 11– промывал дробленой руды; 12– колесный погрузчик типа ТЮ; 13– 1-я блок секция массой 50 тыс. т руды; 14– 2-я блок секция массой 50 тыс. т руды; 15– 3-я блок секция массой 100 тыс. т руды; 16– прудовая система орошения; 17– блок-секция на стадии строительства с системой дренажных устройств; 18– емкость-сборник золотосодержащих растворов; 19– емкость-сборник обеззолоченных растворов; 20– насосный агрегат; 21– гидроизоляционное основание с системой дренажных устройств; 22– самотечная магистраль продуктивных растворов КВ; 23– напорная магистраль продуктивных растворов КВ; 24– расходная емкость золотосодержащих растворов; 25– цементатор яичного типа; 26– реактор кислотного разложения;

27– нутч-фильтр; 28– сушильная печь типа СНОЛ; 29– руднотермическая печь конструкции Ирриредмета; 30– реактор для нейтрализации кислых растворов и промвод; 31– отстойник с основным карбонатом цинка; 32– емкость разварки цианида; 33–емкость для приготовления 20 %-ного раствора NaOH; 34– химический насос; 35– скважина; 36–зумпф

Разработан ряд специальных видов непроницаемых бетонов применительно к кучному выщелачиванию золота.

Используют два вида кучного выщелачивания:

- 1) ускоренное. В этом случае руду дробят до крупности минус 20 мм (в основном минус 18 – минус 12 мм) и даже до 6 мм;
- 2) длительное. В этом случае для кучного выщелачивания используют руду забойной крупности (минус 150 мм), получаемую в результате взрыва.

Подготовленную к кучному выщелачиванию руду укладывают в кучу. Высота куч для ускоренного выщелачивания 0,9–2,4 и 9–10,5 м, с объемом от 1000 до 10000 т руды. Высота куч длительного выщелачивания 6–9 м, с объемом от 10 тыс. т до 2 млн. т руды.

Продолжительность ускоренного выщелачивания от 7 до 70 сут а длительного – несколько месяцев.

Самая большая куча в мире на руднике Канделария (США), где на одной площадке размером 1280х304 м располагается 12 куч длиной 304 м и шириной 91 м каждая. На большинстве рудников имеются несколько шириной 91 м каждая. На большинстве рудников имеется несколько площадок. Так на руднике «Карлин» (США) площадок для кучного выщелачивания пять, размером 91х 46 м каждая и вмещает 16 тыс. труды.

На выбор способа кучного выщелачивания влияет географическое местоположение рудника, вещественный состав и физические свойства руды. На кучное выщелачивание обычно направляется руда с открытых рудников.

3. 3. 2. 2 Подготовка руды к формированию кучи

Практика показала, что причиной низкого извлечения при выщелачивании является неправильная укладка кучи. На отсыпке руды в кучу для ее последующего выщелачивания применяют карьерные автосамосвалы, бульдозеры, экскаваторы, порталные и мостовые краны. Последние могут формировать неуплотненный штабель руды с плоской поверхностью быстрее, чем скреперы и бульдозеры. Лучше всего формировать кучи без заезда самосвала на ее поверхность, используя пор-

тальные, козловые краны и ковшовые погрузчики. Целесообразно формировать кучи бульдозерами, т. к. они меньше уплотняют загрузку, чем самосвалы. Обычно дробленая руда на установки, выпускаемые промышленностью для дробления щебня и гравия. Иногда при формировании кучи целесообразно крупные куски руды размещать ниже, а мелкие выше, пути транспортировки посыпаются известью (2–3 кг/т), а также смачиваются раствором цианистого натрия. Дробление руды проводится в две или три стадии. Дробильные установки или стационарные, или передвижные. Широко используют дробильные установки чтобы ускорить циркуляцию воздуха и обеспечить равномерное распределение раствора в куче.

Важным моментом, определяющим эффективность кучного выщелачивания, является определенное содержание глины и мелких классов руды в куче. При наличии в рудах тонких классов резко замедляется скорость просачивания растворов в куче. В связи с этим мелкую фракцию на ряде предприятий подвергают окомкованию. Иногда шламистая фракция перед окомкованием выделяется и направляется на чановое цианирование.

На рис. 3. 28, 3. 29 приводятся системы укладки руд при кучном выщелачивании.

На рис. 3. 30, 3. 31 приводятся типы грануляторов, применяемых для окомкования материала.

Применяют также смесь старых хвостов золотоизвлекательных фабрик с бентонитом и армированным или водонепроницаемым бетоном (толщиной 100 мм).



Рис. 3.28. Штабеля руды приготовленные к кучному выщелачиванию
/штат Невада, США/

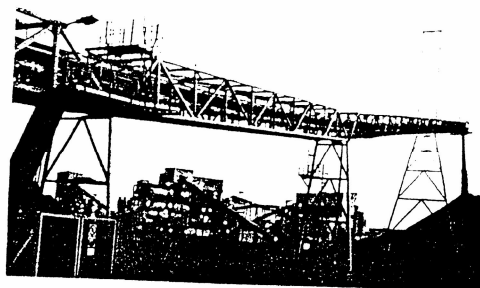
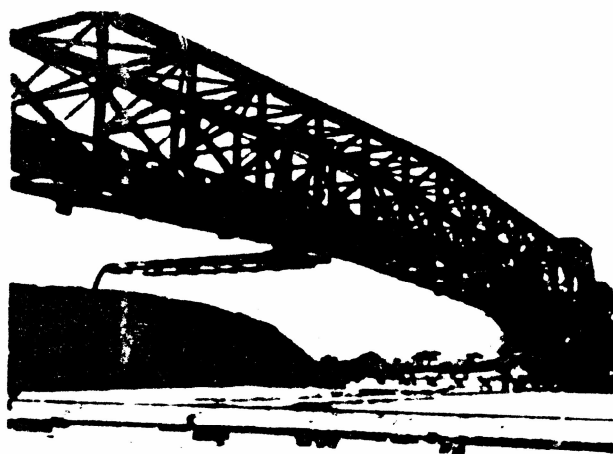


Рис. 3.29. Укладка руды в кучи

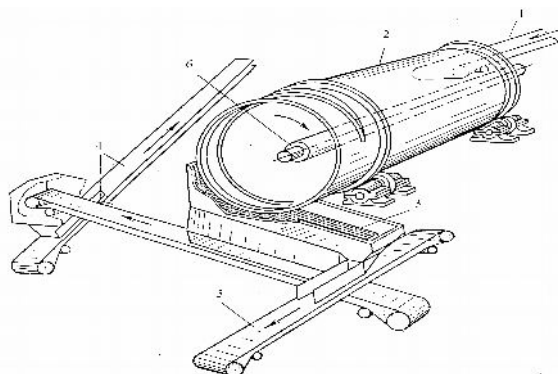


Рис. 3.30. Барабанный гранулятор

1—загрузочный конвейер; 2—гранулятор; 3—грохот для отделения мелочи; 4—система конвейеров для возврата мелочи в гранулятор; 5—конвейер для транспортировки окатышей на кучное выщелачивание; 6—скребковое устройство

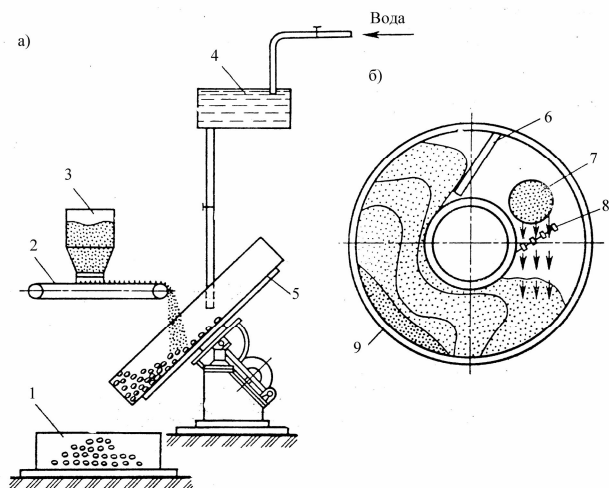


Рис. 3.31. Тарельчатый гранулятор

а) вид сбоку на комплект оборудования; б) вид сверху на вращающуюся чашу;

1– бункер приемник; 2– питатель; 3– бункер; 4– уравнительный бачок для воды (раствора); 5– чаша; 6– нож очистки днища; 7– место загрузки; 8– форсунка для подачи воды (раствора); 9– место выгрузки готовых гранул

На подготовленную водонепроницаемую площадку укладывают пластиковые перфорированные трубы и засыпают слоем гравия и щебня. В качестве основания иногда используют высокоплотный полиэтилен толщиной 6,0 мм или бетонные плиты толщиной 0,2 м, которые покрывают битумом. Сверху насыпают слой песка, в который иногда укладывают дренажные трубы. Основанием площадок всех видов обычно служит слой гравия или щебня толщиной 100–450 мм, защищающий растворонепроницаемое основание от разрушения кусками, разгружаемой автосамосвалами или портальными кранами руды и при работе механизмов.

По одной или двум сторонам площадки прокладывают желоба с пластиковой футеровкой для слива раствора от выщелачивания.

Боковые стороны иногда уплотняют путем осуществления опрыскивания пеной моющего порошка.

При переработке песчано-глинистых руд, требующих дополнительного цикла обработки, целесообразно использовать глинистые площадки с пленочным экраном одноразового пользования. В качестве глинистого материала можно использовать хвосты золотоизвлекательных фабрик, содержащих 90–95 % класса крупности минус 0,074 мм. Для кварцевых руд могут быть многократно использованы бетонные площадки, т. к. в данном случае приемлемы кратковременные циклы выщелачивания. Установки кучного выщелачивания руд необходимо располагать в непосредственной близости от сырьевой базы. При разгрузке руды на площадке оставляют слой 200–150 мм для сохранения бетона (асфальта). Для контроля надежности площадок используют различные красители. КазНТУ (КазПТИ) разработан ряд специальных видов непроницаемых бетонов применительно к кучному выщелачиванию золота.

Наилучшие результаты получают, когда глинистая фракция тонкоизмельченной руды окомковывается с цементом (известью) и цианидом натрия в условиях контролируемой влажности и последующего выдерживания в течение 48–72 ч. перед складированием в кучу. Основные факторы, влияющие на качество окомкованного материала:

- степень неоднородности состава руды;
- содержание фракций 0,074 мм;

- влажность;
- крупность дробленого продукта;
- время выдерживания при окомковании;
- контроль за процессом подготовки и проведения окомкования.

Известно, что увеличение в материале фракции 1,5 мм от 15 до 60 % снижает проницаемость кучи в 60 раз, а цикл удлиняется от 15 до 120 дней. Для оценки качества окомкованного продукта, высушенный продукт, полученный за короткий промежуток времени в небольшом вращающемся барабане, подвергается последующему грохочению, взвешиванию образовавшейся мелочи. В процессе подготовки руды к окомкованию, чтобы исключить широкий интервал крупности дробленной руды, ее подвергают сухому грохочению на крупную и мелкую фракции.

Удельная скорость просачивания после окомкования руды увеличивается в 5 тыс. раз от 0,005 до 25 м³/(м²ч).

Иногда окомкованию перед кучным выщелачиванием подвергают старые хвосты отдельно или совместно с рудой (–19 мм). Расход цемента на окомкование 2–3 кг на 1 т руды. Цианид натрия и каустическую щелочь подают на окомкование в соотношении 1 вес % раствора на 1 т руды. Наличие цианида в окомкованном материале позволяет при длительном кучном выщелачивании проникать ему через кучу. Окомкованный материал обычно перед укладкой кучи выдерживают в течение определенного времени для упрочнения материала. Как показала практика, кроме качества окомкованного материала на проницаемость раствора оказывает влияние и метод укладки этого материала.

При формировании кучи в начале отсыпают и разравнивают бульдозером первый слой высотой 2–3 м, затем по наклонному склону автосамосвалами второй и последующий слой высотой до 8–10 м. Площадь основания кучи обычно составляет сотни квадратных метров, объем руды 100 тыс. м³ и более. Последний зависит от размеров площадок, продолжительности выщелачивания. По обычно применяемой схеме к окончанию выщелачивания из одной кучи, вторая должна быть уже подготовлена к работе, чтобы обеспечить непрерывность процесса. При выщелачивании глинистых и высококарбонатных руд рассмотренная выше технология отсыпки неприемлема из-за сильного уплотнения руды при передвижении по ней механизмов, проницаемость кучи снижается и резко падает извлечение золота.

В этом случае высоту кучи уменьшают в 2–3 раза.

При достаточно больших размерах площади руда после окончания выщелачивания не вывозится в отвал, а остается на месте. После заполнения таким образом всей площадки, последующее выщелачивание производится из второго уступа, насыпаемого уже на выщелоченную руду. Такая схема позволяет снизить расходы на вывоз в отвал выщелоченной руды и провести довыщелачивание первого уступа и обеспечить более полное извлечение металлов.

На ряде предприятий после окончания цикла обработки руду из кучи как обычно не транспортируют в отвал, а оставляют в куче, с тем, чтобы по мере естественного старения выщелачиваемость руды повысилась до уровня, когда можно вновь начать выщелачивание.

Выщелачивание золота из старых куч проводится более крепким цианистым раствором. Такая система повышает эффективность и гибкость всего производственного процесса. Иногда отдельные площадки разделяют дорогой, расположенной на 0,6 м выше их уровня. Обычно после окончания выщелачивания руду удаляют с площадки и на ее место насыпают новую, либо новую насыпают рядом со старой. Иногда новую кучу укладывают на старую. В одних случаях на старую кучу укладывают водонепроницаемую площадку, а в других раствор для выщелачивания проходит через новую и старую для повышения извлечения. При кучном выщелачивании раствор стекает с кучи по пути наименьшего сопротивления, что приводит к непрерывному ее выщелачиванию. Извлечение золота можно повысить путем легкого сдвига массы кучи микровзрывами или за счет использования укладки труб внутри кучи и последующей их выемки.

На практике при отсыпке кучи образуются отдельные участки, резко отличающиеся от основной массы руды по своим фильтрационным свойствам (глинистые, уплотненные или рыхлые породы). Это приводит к нарушению нормального процесса фильтрации и образованию зоны с повышенной и пониженной влажностью, что приводит к неравномерному выщелачиванию материала различных частей кучи.

При выборе метода подготовки руды к кучному выщелачиванию особое внимание следует обратить на текстурно-структурные особенности руды с точки зрения проницаемости цианистых растворов. Нельзя направлять на кучное выщелачивание руду с низкой удельной скоростью просачивания (кварцевые породы и др.), а также руды, затрудняющие процесс цианирования (углистые сланцы).

Для сортировки руды по проницаемости приемлемы разные гравитационные процессы (отсадка, тяжелые среды, пневматическая сепарация).

рация), фотометрическая и радиометрическая сепарация. При использовании мельницы мокрого самоизмельчения критический класс обычно не пригоден для кучного выщелачивания (рис. 3. 32).

Большое значение имеет совмещение процессов разделения руды по проницаемости и влагонасыщению.

При цианировании сульфидных гравитационных и флотационных концентратов в хвостах остается иногда значительное количество благородных металлов. Так, например, при цианировании смеси флотационного и гравитационного концентратов Акбакайского ГОКа, содержащего 90–100 г/т золота, после цианирования остается в хвостах 15–19 г/т золота, а содержащего 60 г/т – 5–7 г/т. Также хвосты нельзя направлять в отвал, их следуют окомковать с забалансовой или богатой рудой и направлять на кучное (перколяционное) выщелачивание.

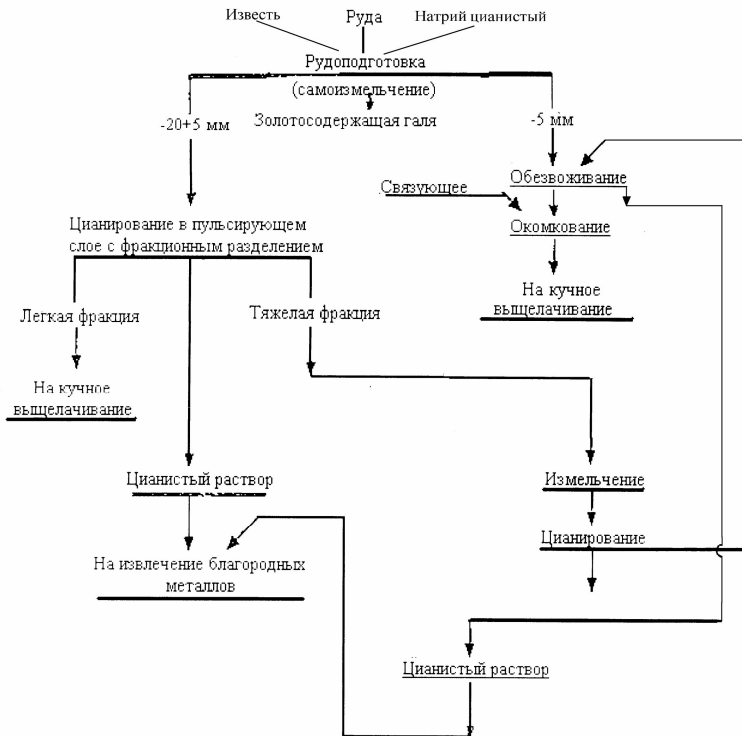


Рис. 3.32. Технологическая схема подготовки золотосодержащих руд к кучному выщелачиванию (рудоподготовка, предварительное цианирование, влагонасыщение)

В настоящее время на предприятиях золотодобывающей промышленности сложилась тенденция направлять на кучное выщелачивание руды крупностью менее 15–20 мм, что вызывает необходимость перехода от стандартных дробилок (щековых, конусных) к дробилкам самоизмельчающего типа Бармак. Такая дробилка, выпускаемая фирмой Сведала (Швеция), обеспечивает получение материала крупностью 3–5 мм. Такие дробилки используют на рудниках в Австралии, США и других странах для подготовки руд к кучному выщелачиванию. В ряде случаев целесообразно для подготовки руд к кучному выщелачиванию использовать мельницы самоизмельчения. При применении валковых

дробилок увеличивается трещиноватость кусков руды /валковые дробилки Круп-Полизиус, ФРГ/.

Учитывая сезонность кучного выщелачивания, при подготовке руд используют передвижные дробильно-сортировочные установки (ПДСУ), иногда и стандартные. Все зависит от системы транспортировки руды к системе рудоподготовки, формирования кучи климатических условий, срока отработки месторождения, системы ведения горных работ, стоимости электроэнергии, вещественного состава руды, наличия рабочей силы и др.

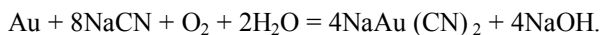
В Центральном рудоправлении (Навоийский ГМК, Узбекистан) на кучном выщелачивании работает передвижная дробильная установка Локотрак 160 с передвижными ленточными питателями МАФ с производительностью 2 тыс. т руды в час, три дробильные установки МР100, дробилка типа Бармак и самоходные конвейерные установки (рис. 3. 33).

3.3.2.3 Выщелачивание золота из кучи

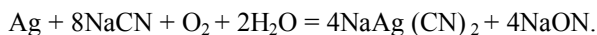
Технология выщелачивания золота из кучи включает: (рис. 3.34)

- орошение руды щелочным цианистым раствором;
- влагонасыщение рудной массы;
- выщелачивание в режиме замкнутого водооборота;
- промывку;
- сушку и детоксикацию кучи;
- осветление раствора.

При кучном выщелачивании золото взаимодействует с цианистым раствором. Это описывается следующей реакцией:



Попутно с золотом в раствор переходит серебро



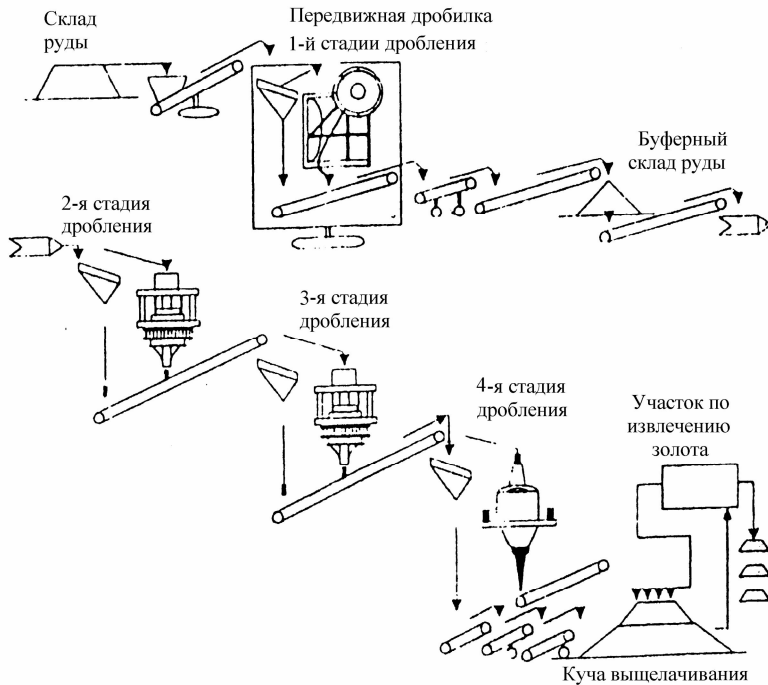


Рис. 3.33. Упрощенная схема кучного выщелачивания на СП
“Зарафшан-Ньюмонт” (Навайский ГМК)

При кучном выщелачивании монтируется специальная оросительная система для равномерного распределения по всему объему кучи цианистого раствора. Раствор подают на поверхность кучи с помощью центробежных насосов в количестве от 380 до 60000 об/мин (в зависимости от размера кучи) по системе пластиковых труб. На большинстве рудников используют распыриватели различной конструкции (метод распыления и инъекции). На некоторых рудниках раствор для уменьшения испарения не разбрызгивают, а заливают в специально устроенные углубления на поверхности кучи (метод налива). Это более надежно и в условиях холодной зимы. Раствор в этом случае подогревается до температуры $+17^{\circ}\text{C}$. Бассейн для сбора выщелоченного и оборотного раствора расположены вблизи кучи и вмещают от 4 до 7,5 млн. л. Распыление часто осуществляется с помощью перфориро-

ванных пластмассовых труб. Это уменьшает испарение раствора. Перфорированные трубы располагают горизонтально на поверхности либо вертикально внутри верхней части кучи. Введенные в слой руды вертикальные перфорированные трубы облегчает поступление раствора и воздуха в глубину слоя, что интенсифицирует процесс выщелачивания.

Для разбрызгивания раствора на ряде предприятий используют качающиеся дождевальные установки. Используют и капельное орошение.

На большинстве установок кучного выщелачивания потери выщелачивающих растворов за счет испарения достигает 10–25 %. Нежелательным является засоление растворов.

При расположении рудников с холодным климатом раствор заливают в специальные углубления – бассейны на поверхности кучи, поддержания в них гидравлический напор на уровне 0,9–1,2 м. При таком методе кучи можно выщелачивать вплоть до полного застывания раствора в бассейнах.

Разбрызгивание цианистого раствора над кучами производится непрерывно или периодически. В выщелачивающий раствор иногда подают специальные реагенты (гексаметафосфат, трилон Б и др.) предотвращающие осаждение карбоната кальция в процессе выщелачивания и сорбции.

Расход воды при кучном выщелачивании выше, чем при традиционных методах цианирования. Куча орошается сравнительно длительное время. В связи с этим важен вопрос качества воды, т. к. возможно образование карбонатов кальция, ярозитов и других минералов, которые могут ухудшить проницаемость кучи.

Кучное выщелачивание золотосодержащих руд в отличие от обычной переработки характеризуется большой производительностью и малым отношением жидкого к твердому. В связи с этим предпочтительно использовать более крепкие растворы реагентов, что интенсифицирует процесс.

В системе ручного выщелачивания особое место занимает система прудового хозяйства для сбора и хранения обогащенного по золоту растворов и объединенных оборотных растворов.

Всегда должны быть резервные емкости на случай значительного выпадения осадков. Стенки бассейна обычно выполняют из водонепроницаемого материала (специальный водонепроницаемый бетон, битум, керамическая и пластиковая плитка).

Концентрация цианида в выщелачивающем растворе в зависимости от вещественного состава руды составляет 0,2–1,8 кг на 1 м³ раствора. Расход цианида натрия при кучном выщелачивании 0,2–0,5 кг/т руды.

Цианистый раствор подается на кучу из расчета 0,2 л на 1 м² поверхности или 380–60000 л/мин (в зависимости от размера кучи) или 0,0027 л/сек на 1 м² поверхности кучи. Щелочность раствора 10–11. Разбрызгивающий раствор с расходом 1,14 м³/м сутки. Удельная скорость просачивания цианистых растворов через кучу, зависит от вещественного состава руды и составляет: для кварцевых руд–0,2 л/мин на 1 м², для глинистых руд 0,12 л/мин на 1 м². Скорость просачивания раствора обычно 10–20 л/м в час.

Продолжительность выщелачивания зависит от того, какое это выщелачивание (ускоренное или длительное).

Промывка и слив раствора обычно проводится в течение 1–3 сут. Сушка кучи проводится, если руда после выщелачивания вывозится с площадки. Время сушки зависит от климатических условий (обычно 1–4 сут).

На некоторых рудниках выщелачивание осуществляется до тех пор, пока извлечение золота станет экономичным. Наиболее интенсивный переход золота в раствор наблюдается в период первой недели. В последующем он постепенно снижается. Раствор после выщелачивания обычно пропускают через систему отстойников для осветления и сливают в специальные бассейны. При подготовке раствора к кучному выщелачиванию используют оборотный раствор после извлечения золота.

Параметры кучного выщелачивания одного из рудников:

- расход цианистого натрия 215 г/т руды при содержании в исходном растворе 500 г/м³;
- расход извести 270 г/т руды;
- скорость подачи раствора 0,0027 л/с на 1 м² поверхности кучи;
- продолжительность 40 сут;
- извлечение золота 60 %;
- содержание золота в руде 2 г/т;
- крупность дробленой руды 10 мм (три стадии дробления).

Кучное выщелачивание золота цианистым раствором обычно составляет 50–70 % против 90 % при переработке той же руды обычным заводским способом.

При наличии в рудах, направляемых на кучное выщелачивание золота, некоторого количества углеродсодержащих компонентов пред-

ложено перед цианистым выщелачиванием проводить обработку кучи хлором, гипохлоритом кальция и натрия. В результате такой обработки углеродосодержащий материал окисляется до диоксида углерода и других безвредных веществ.

При кучном выщелачивании золота большое значение имеет процесс детоксикации кучи. Период детоксикации зависит от исходного содержания цианида в кучи и от скорости промывки. Детоксикация проводится с применением различных окислителей (хлор, перекись водорода, перманганат калия и др.).

В ограниченном объеме вместо цианида при кучном выщелачивании используют тиомочевину ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$). Для выщелачивания готовят раствор, содержащий 0,5–2 % тиомочевины, 0,5–3 % серной кислоты и 0,1–0,4 % сульфата трехвалентного железа. Сульфат железа является окислителем. Если в руде имеются кислоторастворимые компоненты, то перед выщелачиванием тиомочевинной проводится кислотная обработка. Обработка руд тиомочевинной имеет ряд преимуществ, обусловленных быстрым растворением золота, меньшей токсичностью и более полным извлечением золота из медно-золотых и сурьино-золотых руд. Недостаток процесса – дороговизна тиомочевины и большой ее расход.

На ряде предприятий, использующих кучное выщелачивание золота, высокая степень автоматизации. Используется компьютерная система контроля за технологическим процессом.

Автоматизация при кучном выщелачивании предусматривает автоматическое регулирование операции с использованием компьютерной системы, состоящей из процессора, печатающего устройства, автоматического отборника, атомно-адсорбционного спектрофотометра и пульта управления.

С операторского пульта регулируется процесс извлечения благородных металлов из раствора. С помощью процессора следят за работой обоих блоков. С пульта управления в компьютер поступает также информация о возможности использования очищенного после загрязнения фильтра. Режим работы процессора, печатающего устройства, автоматического пробоотборника и атомно-адсорбционного спектрофотометра устанавливается оператором в начале смены. Затем компьютер автоматически регулирует пуск и работу установки. В печатной копии регистрируются следующие данные:

-концентрация насыщенного раствора;

- количество извлекаемых благородных металлов (золота, серебра) и обрабатываемого раствора;
- номер загрязняющего фильтра и время его пуска и другие показатели.

В случае забивки какого-либо фильтра, загорается соответствующая лампочка или подается звуковой сигнал. Компьютер автоматически выключает неисправный фильтр и подключает запасной. После очистки фильтра оператор нажимом кнопки подает в компьютер сигнал о готовности фильтра к использованию, после чего с помощью компьютера работа переключается на данный фильтр.

Пробоотбор из выщелаченного и обеззолоченного растворов осуществляется через каждые 15 мин. Перед анализом каждой пробы пробоотборник калибруется и камера его автоматически промывается. Компьютер определяет процесс абсорбции и рассчитывают концентрацию золота и серебра. Результаты выдаются на панель и регистрируются в печатной копии. Датчик потока, установленный на крыльчатке насоса, посылает сигнал в ЭВМ о скорости потока. Вся информация используется для расчета извлекаемого компонента золота и серебра непосредственно в процессе извлечения. Данные о концентрации отработанного раствора компьютер использует для регулирования добавления осадителя или уменьшения скорости потока через сорбционные колонны. Для непрерывного контроля концентраций свободного цианида в процессе выщелачивания используют метод, разработанный швейцарской фирмой Полиметрон.

3.3.2.4 Выделение золота из растворов и получение обогащенных продуктов

Прежде чем направлять золотосодержащие цианистые растворы с кучного выщелачивания на извлечение благородных металлов, их осветляют от мельчайших частиц, используя общеизвестное оборудование (вакуум-фильтры, сгустители с песчаным фильтрующим дном, рамные осветлители и др.). В осветленных растворах содержание твердых частиц не должно превышать $0,6\text{--}0,8 \text{ г/м}^3$.

В результате кучного выщелачивания получают товарные растворы, содержащие $0,5\text{--}3 \text{ мг/л}$ золота и $10\text{--}20 \text{ мг/л}$ серебра (в зависимости от состава руды).

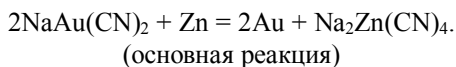
Для извлечения золота и попутно серебра из растворов используют два метода: цементацию на цинковой пыли и сорбцию на активированном угле или смоле.

Выбор метода выделения благородных металлов определяется, прежде всего, характером исходной руды. При высоком содержании благородных металлов в растворе применяют цементацию на цинковой пыли. В случае низких содержаний применяют сорбцию на угле или смоле. В США на 40 % установок кучного выщелачивания используют цинковое осаждение, а на 60 %-угольную сорбцию. В СНГ используют смолу и уголь.

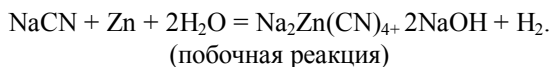
Продукты, полученные в процессе цементации направляют на аффинаж, а сорбция на угле или смоле является операцией предварительного концентрирования. Из растворов, обогащенных по благородным металлам, выделяют методом цементации, осаждения или электролиза продукты, направляемые на аффинаж.

3.3.2.4.1 Выделение золота из растворов с использованием цементации

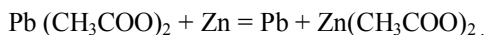
Выделение золота цементацией осуществляется согласно реакции:



Часть цинка растворяется согласно реакции



Выделяющийся водород пассивирует поверхность цинка, что снижает скорость осаждения золота. Для снижения влияния этого явления цинк освинцовывают, добавляя в процесс растворимые соли свинца (азотнокислый или уксуснокислый свинец). При использовании уксуснокислого свинца происходит следующая реакция:



Осаждение золота на цинке – электрохимический процесс.

Попутно с золотом извлекается серебро.

Растворы, поступающие на осаждение цинковой пылью, должны содержать золота не ниже $0,4\text{--}0,5 \text{ мг/дм}^3$, цианида (по NaCN) не ниже $0,03\text{--}0,05 \%$, щелочи (по CaO) в пределах $0,0012\text{--}0,02 \%$ и растворимого кислорода не более $0,5\text{--}2,0 \text{ мг/дм}^3$. Цементация на цинковой пыли применяется при кучном выщелачивании в России и Узбекистане.

Перед осаждением цинковой пылью золота, иногда предварительно выделяют серебро сернистым натрием или сероводородом. Перед цементацией раствор подвергают обескислороживанию. Для этой цели используют деаэрационные камеры с уровнем разряжения свыше $24,7 \text{ кПа}$. При небольшом содержании благородных металлов в растворе расход цинковой пыли составляет $15\text{--}25 \text{ г}$ на 1 т раствора. В случае богатых растворов он повышается до $40\text{--}50 \text{ г}$ на 1 т раствора. Теоретически расход цинка на осаждение золота составляет $0,192 \text{ г}$ на 1 г золота. При осаждении цинковой пылью достигается высокое извлечение золота. Содержание золота в отработанном растворе не превышает $0,015 \text{ г}$ на 1 т , независимо от содержания металла в исходном растворе (рис. 3.35).

Иногда на осаждение золота совместно с цинком подают нитрат свинца. Цементное золото, выделяемое в виде осадков (шламов) в результате осаждения золота из цианистых растворов цинковой пылью содержат наряду с медью, цинком, свинцом, селеном, серебром и другими элементами $5\text{--}20 \%$ золота. Эти шламы реализуют или перерабатывают на сплав Доре. Золотосодержащий шлам обычно подвергают выщелачиванию слабым горячим раствором серной кислоты. Длительность выщелачивания зависит от количества и состава примесей в осадке, в среднем она составляет 6 ч . Расход серной кислоты $1\text{--}2 \text{ кг}$ на 1 кг осадка. После этого кек сушат, смешивают с флюсами, например с 15 вес. ч. буры, 8 вес. ч. соды и 4 вес. ч. кварцевого песка и подвергают плавке в графитном тигле с получением сплава Доре.

Помимо цинковой пыли из цианистых растворов можно осаждают золотом, алюминиевой пылью или углеродистым ферромарганцем.

Преимущество метода цементации:

низкие капитальные затраты и небольшие эксплуатационные расходы, а также извлечение.

К недостаткам процесса цементации можно отнести:

- необходимость подготовки растворов перед осаждением;
- чувствительность к содержанию в растворе мышьяка, сурьмы, меди;

-большой расход цинка, это обуславливает низкое содержание благородных металлов в осадке.

Кроме цинковой пыли предложено использование цинковых гранул (цементация в виброцементаторе) (рис. 3. 36). Эффективна цементация на губчатом цинке и " магнитных цинковых гранулах".

3.3.2.4.2 Выделение золота из растворов с использованием активированного угля

На активированном угле золото может сорбироваться в молекулярной и ионной формах. При контакте угля с водой на поверхности происходит окисление с образованием гидроксида, после чего осуществляется обменная реакция:



Рис. 3.34. Орошение кучи щелочным раствором цианистого натрия /штат Аризона, США/

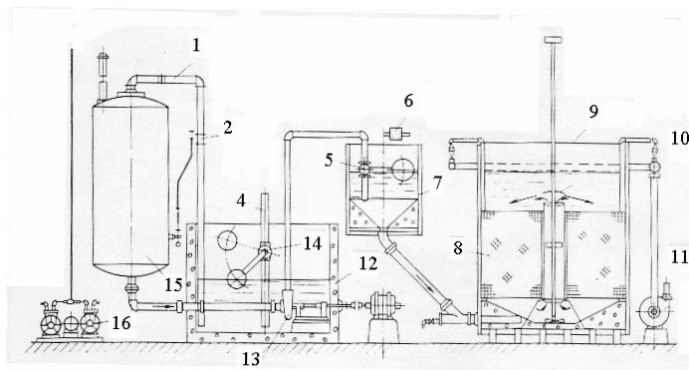
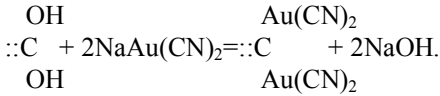
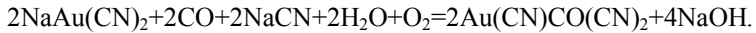


Рис. 3.35. Схема цепи аппаратов для осаждения золота из растворов цинковой пылью с использованием вакуум-рам:

1—труба для подачи раствора в деаэрактор; 2—клапан; 3—рычаг; 4—труба для подачи раствора; 5— клапан; 6—питатель; 7— смеситель; 8— вакуум-рамы; 9— осадительный чан; 10— вентиль; 11— насос; 12— чан; 13— центробежный насос; 14— клапан для регулирования уровня раствора; 15— деаэрактор; 16— вакуум-насос



Тогда золото сорбируется по реакции



Извлечение золота сорбцией на активированном угле проводят в серии последовательно каскадно расположенных 3–5 колонн в системе противотока. Из первой колонны уголь направляют на десорбцию золота, в нее перегружают уголь из второй колонны, во вторую из третьей, из четвертой в третью и т. д. В последнюю колонну свежий уголь (рис. 3.73 – 3.38).

Обычно используют колонны диаметром 0,6 м и высотой 3,6 м или диаметром 2,44 м и высотой 1,8 м. Применяют и другие типы колонн.

Чаще всего используют восходящий поток золотосодержащих растворов через слой угля при скорости их подачи, обеспечивающей "кипящий" слой.

На руднике Смоуки Велл /США/ раствор с кучного выщелачивания, содержащий 0,6–0,9 г/м³ золота, проходит через каскад, состоящий из пяти колонн открытого типа и диаметром 4 м и высотой 2,7 м.

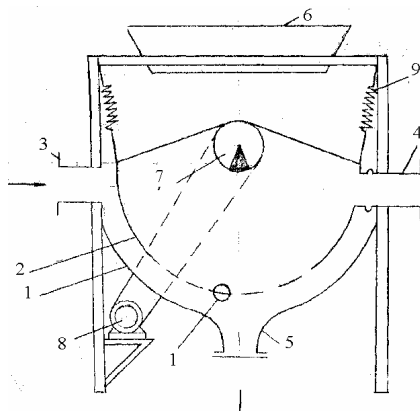


Рис. 3.36. Принципиальная схема виброцементатора РЦИ-1 (Казмеханобр)
 1— полусферическая ванна; 2— полусферический перфорированный короб; 3—патрубок для подачи раствора; 4— патрубок для отвода отработанного раствора; 5— приспособление для выгрузки металла; 6— приспособление для загрузки скрапа, гранул и др.; 7— дебалансовый вибратор; 8— электропривод; 9— амортизатор



Рис. 3.37. Распределение золота в сорбционных колоннах

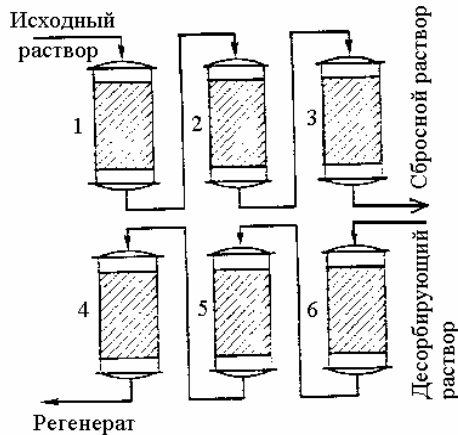


Рис. 3.38. Схема работы сорбционно-десорбционного цикла
 1- цикл сорбция 1-2-3, десорбция 6-5-4; 2-цикл сорбция 2-3-6, десорбция 5-4-1; 3-цикл сорбция 3-6-5, десорбция 4-1-2;
 4-цикл сорбция 6-5-4, десорбция 1-2-3

В каждую колонну загружают 4 т активированного угля цилиндрической формы (0,5х1,4 мм) с емкостью по золоту 6,2 кг/т. Ежедневно из колонны выгружают около тонны угля, который направляют на операции кондиционирования и элюирования.

На руднике "Ортиз" фирмы "Гоулдфилдз Майнинг", США сорбционная установка состоит из пяти колонн высотой 1,83 м и диаметром 2,44 м, вмещающая по две тонны гранулированного угля каждая. Раствор поступает через днище и выходит через верхнюю часть каждой колонны, проходя последовательно весь каскад. Общее время контакта растворов с углем 10 мин, извлечение золота из раствора, содержащего 1 г/м³ золота, составляет 88-94 %.

Каждые вторые сутки производят выгрузку угля из второй колонны для десорбции.

Работают установки, состоящие из колонн с движущимся слоем угля. Преимуществами колонн этого типа являются низкие капитальные затраты и быстрое достижение равновесия при сорбции. При подаче растворов происходит увеличение слоя угля до 60-70 %, поэтому колонны заполняют сорбентом на 1/3 объема. Скорость подачи растворов составляет 10-18 л/с на квадратный метр сечения колонны. Общее

время контакта с углем порядка 10 мин. Емкость по насыщению угля золотом зависит от сырья и технологии его получения и составляет 3–7 кг/т (табл. 3.6).

Таблица 3.6
Характеристика некоторых марок активированного угля

Марка угля	Удельная поверхность, м ² /г	Общий объем пор, см ³ /г	Емкость по золоту, мг/г
БАУ	413	1,2	3,0
АГ-3	670	0,287	5,7
СКТ	900	-	6,0

Уголь в колонны загружают в количестве от 60 до 1300 кг в зависимости от размера колонны. Обеззолоченный раствор из последней колонны направляют в чан, где его подкрепляют цианидом и едким натром и возвращают на орошение кучи. Активированные угли мало чувствительны к примесям, однако, их емкость по золоту снижается в среде, содержащей много извести, ксантогената и сернистого натрия. В связи с этим сорбцию лучше проводить в содовой среде, но при pH не выше 7,6–8,0, иначе может начаться обратный процесс – десорбция золота с угля.

Для сорбции используют уголь размером 1–3 мм, иногда 0,15–1,4 мм. Высококачественные угли, используемые для сорбции золота, имеют активную поверхность до 1000 м²/г. С их помощью можно проводить сорбцию из растворов, содержащих до 30 г/л золота. При этом сбросовые растворы содержат всего 6×10^{-6} г/л золота. Наиболее качественными являются угли, полученные из скорлупы кокосовых орехов. Например марки 6–210, производимой фирмой Пика СА, Франция.

Угольные гранулы с сорбированным золотом при содержании 4–10 кг на тонну угля выгружают из колонны на десорбцию, которая проводится в основном цианисто-щелочным раствором (0,1–1,0 % растворов цианистого натрия и 1–2 % растворов едкого натра) при температуре 90–95 °С в течение 2–3 сут при соотношении раствора и угля 280:1 (по массе) или под давлением 350 кПа и температуре 160 °С в течение 2–6 ч. За счет использования автоклавов сокращается время десорбции золота и серебра в 4–10 раз и уменьшается расход реагентов в 5–7 раз. Схемы автоклавов приведены на рис. 3. 39. Давление в автоклаве 0,335–0,4 МПа, температура 150 °С. На некоторых рудниках золото из угля десорбируют раствором, содержащим 0,1 % цианистого натрия, 1 % едкого натра и 20 % этанола (или метанола) при темпера-

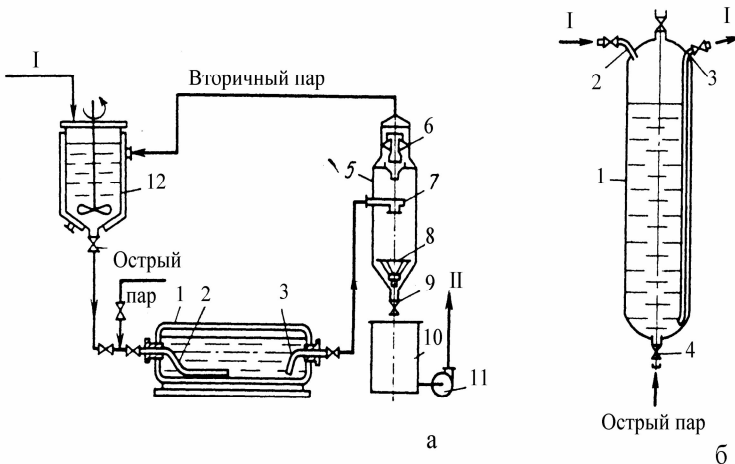
туре 87°C в течение 24 часов. Степень десорбции золота 96–99 %. Поскольку со временем активность падает, он подвергается регенерации. Уголь после трех-четырёхкратного использования в цикле сорбция – десорбция, промывают раствором азотной или соляной кислоты для удаления карбонатов кальция и тонких взвесей из пористой структуры угля и затем прокаливают при температуре $600\text{--}700^{\circ}\text{C}$ в течение 15–30 мин в отсутствие воздуха и последующего охлаждения на воздухе. Перед подачей в печь уголь обезвоживают до 30–40 % влаги. Иногда после термообработки уголь классифицируют, удаляя мелочь, которую обычно используют при аффинаже.

Типовая схема сорбции и десорбции благородных металлов из растворов приведена на рис. 3. 40.

Ниже приводится один из режимов десорбции благородных металлов из насыщенного угля. При десорбции предусматривается:

1. Промывка угля 3 % раствором соляной кислоты в течение 20–30 мин;
2. Промывка угля водой при температуре 95°C в течение 120 мин;
3. Десорбция благородных металлов из угля смесью 3 % раствора гидроксида натрия 30 % цианистого натрия при 110°C в течение 20–30 минут с направлением элюата на электролиз;
4. Повторная десорбция обедненным отработанным (оборотным) электролитом при 110°C в течение 90 мин с направлением раствора на электролиз;
5. Водная десорбция для снятия остаточного золота при 110°C в течение 60–70 мин с направлением промраствора в емкость оборотного электролита;
6. Водное охлаждение в течение 15–30 мин.

Кроме щелочно-цианового метода и спиртового метода десорбции



золота из активированного угля находит применение гликолиевый метод.

Рис. 3. 39. Аппаратурная схема автоклавной десорбции с горизонтальным автоклавом (а) и схема вертикального (б) с обогревом и перемешиванием острым паром;

I – насыщенный уголь и десорбирующие реагенты; II – пульпа на дальнейшую переработку;

1 – корпус автоклава; 2 – загрузочный патрубок (в горизонтальном автоклаве по нему же подается острый пар); 3 – патрубок для вывода пульпы; 4 – патрубок для подачи острого пара; 5 – самоиспаритель; 6 – каплеотделительное устройство;

7 – ввод пульпы в самоиспаритель; 8 – отбойник из броневой стали;

9 – патрубок для вывода пульпы; 10 – сборник пульпы; 11 – насос;

12 – реактор для предварительного нагрева пульпы

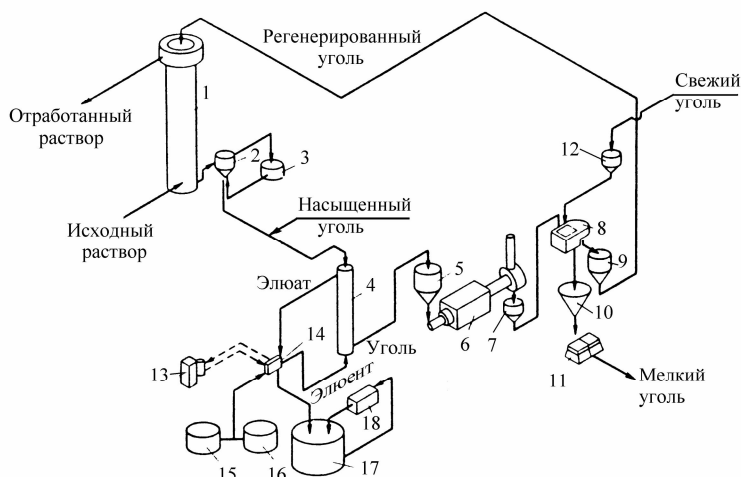


Рис. 3. 40. Аппаратурная схема переработки растворов кучного выщелачивания с использованием активированного угля:

1 – сорбционная колонна; 2 – емкость для насыщенного угля; 3 – емкость для кислоты;
4 – десорбционная колонна; 5 – емкость для угля после десорбции; 6 – печь; 7 – емкость для охлаждения угля; 8 – грохот; 9 – емкость для регенерированного угля;
10 – осветляющий конус; 11 – фильтр; 12 – емкость для кондиционирования угля;
13 – паровой котел; 14 – теплообменник; 15 – емкость для воды; 16 – емкость для цианида;
17 – емкость для элюата; 18 – электролизер

Десорбция гликолями – это модификация спиртового метода, в котором этанол или метанол добавляется при атмосферном давлении в де-сорбирующий раствор. Применение обычного спирта позволяет уменьшить продолжительность цикла элюирования.

Основной недостаток спиртового процесса заключается в потенциальной огнеопасности, особенно при электроосаждении. Этилен, пропилен гликоли не воспламеняются и продолжительность цикла десорбции не превышает 24 ч, т. е. в их присутствии время элюирования снижается в 2 раза. Этилен гликоль является распространенным реагентом и широко применяется в качестве антифриза в автомобилях. Однако автомобильный гликоль не может быть десорбентом, поскольку он содержит ингибиторы /силикаты/, оказывающие вредное влияние на активированный уголь. Пропилен гликоль обладает преимуществом перед этиленовым: его пары менее токсичны. Предельно допустимая концентрация в воздухе этилен гликоля 50 мг/л. Пропилен гликоль используется кроме этого в качестве добавки к пище и как фармакологическое средство, но по эффективности десорбирующего действия он уступает этилену. Физические свойства спиртов приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Физические свойства спиртов

Свойства	Этиловый спирт	Этилен гликоль	Пропилен гликоль
Температура вспышки, °С	27	109	100
Температура кипения, °С	76	176	168
Плотность, кг/см ³	790	1110	1030
Вязкость, сП	1,5	17,8	52
Относительная стоимость	1,2	1,9	2,3

Типичный гликолиевый десорбирующий раствор содержит 20–25 % по массе гликоля и 2 % гидроксида натрия. Иногда добавляют цианистый натрий. Раствор нагревается до 86 °С и перекачивается насосом в десорбционный сосуд с углем при скорости потока около двух объемов слоя угля в час. Золото и серебро извлекается из богатого раствора электроосаждением, а обедненный раствор электролита вновь нагревается и используется в обороте. В угле после десорбции остается не более 90 г золота на 1 т угля. Расход гликоля обычно составляет 75–100 л/т десорбционного угля, но может быть снижен благодаря его регенерации. Активность угля не изменяется при десорбции гликолем.

Регенерация активированного угля из-за высокой влажности сопряжена с большим расходом энергии.

Для десорбции золота и серебра из активных углей используют аппараты колонного типа и имеют отношение высоты к диаметру 6–10:1. В качестве конструктивного материала колонны применяют нержавеющую сталь, малоуглеродистую сталь без дополнительной защиты или гуммированную пластиком.

После десорбции раствор обогащается по благородным металлам в 80–100 раз. Такой элюат обычно направляют на электролиз или на цементацию. Иногда перед электролизом из раствора осаждают серебро и ряд цветных металлов сернистым натрием или барием.

Электролиз золота из щелочных цианистых растворов проводится с концентрацией золота 60–80 г/м³ раствора. Скорость движения электролита 10–15 л/мин. Объем электролизных ванн различен (1,4–2 м³). Количество анодов – 8(10), катодов 7(9). Плотность тока 25 А/м². Напряжение постоянного тока 2–5 В. Продолжительность электролиза - 16 ч (до снижения концентрации менее 3 – 5 мг/л). Выход по току – 7 – 8 т золота. Токовая нагрузка на катодах 250 – 600 А на 1 А\ч. (рис. 3.41).

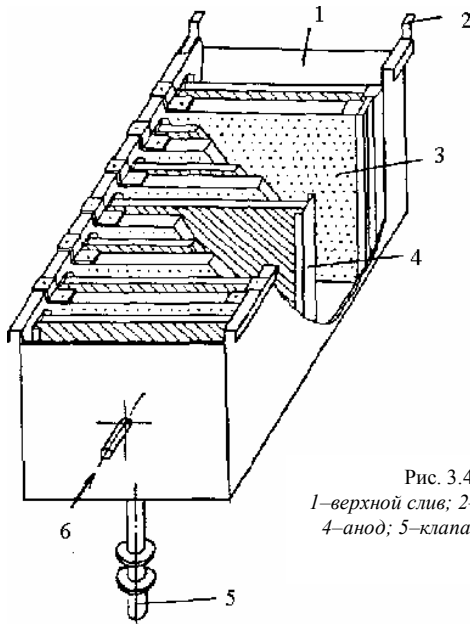


Рис. 3.41. Электролизная ванна:
1—верхний слив; 2—токоподводящая шина; 3—катод;
4—анод; 5—клапан слива; 6—отверстие для подачи
раствора

Катоды и аноды изготовляют из нержавеющей стали. На катоды наматывают стальную вату. Извлечение золота из раствора 98–99 %.

По мере осаждения золота катоды извлекают из электролизера. Обогащенную вату помещают в печь с температурой 700°C до полного окисления. После этого окисленный материал направляют на плавку с флюсами для выплавки сплава Доре. При электролизе концентрированного раствора с десорбции золото можно осаждать не только на стальной вате, но и алюминиевой фольге с последующим растворением едким натром, медной фольге с последующим растворением азотной кислотой, а также серебряной фольге для отправки непосредственно на аффинаж или для производства специальных золото-серебряных сплавов.

На некоторых предприятиях катоды из стальной ваты используют в качестве анодов на второй стадии электролиза при осаждении на пластинках из нержавеющей стали. Золото осаждается в виде фольги. Ряд предприятий губчатые стальные катоды обрабатывают раствором серной кислоты в течение двух часов для растворения железа, а осадок направляют на очистку и плавку на сплав Доре. На ряде рудников золота из алюата не выделяют электролизом, а осаждают его цементаци-

ей на цинковой пыли. Некоторые фирмы отправляют уголь, насыщенный благородными металлами на другие заводы, где его сжигают, а зольный продукт плавят с получением сплава Доре и возвращают фирме. Экономичнее извлекать золото непосредственно на предприятии, т. к. в этом случае уголь возвращается в процесс.

В США разработаны передвижные установки по переработке растворов (сорбция на угле, регенерация сорбента, электролиз).

3. 3. 2. 4. 3 Выделение золота из растворов с использованием ионообменных смол

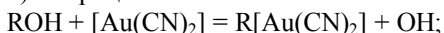
Для выделения золота из растворов с низким содержанием цветных металлов в небольшом объеме используют ионообменные смолы.

По сравнению с активированным углем иониты не требуют термической регенерации для восстановления сорбционной активности. Для десорбции золота из ионитов не требуется повышенная температура и давление. При применении ионита (типа анионита АМ-2Б) сложна технология регенерации его за счет сорбции большого количества меди, никеля, цинка, железа и др. Достоинство смол – низкая сорбция мышьяка.

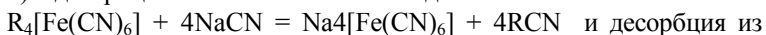
Сорбция с использованием ионитов подобна сорбции на активированном угле, т. е. раствор пропускают самотеком через систему последовательно расположенных колонн, заполненных ионитом.

Процессы, проходящие при сорбции золота смолой и регенерации смолы.

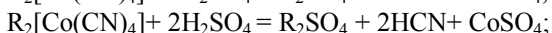
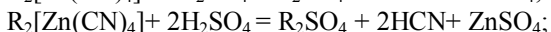
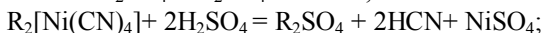
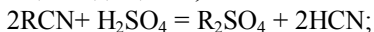
1) сорбция



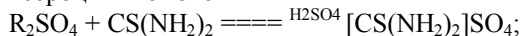
2) десорбция из смолы железа и меди



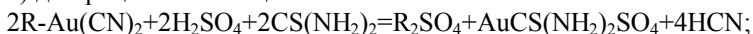
смолы цианида цинка, никеля и кобальта;



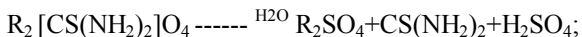
3) сорбция тиомочевины



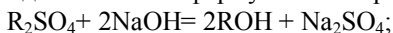
4) десорбция из насыщенной тиомочевинной смолы золота



5) отмывка из смолы тиомочевины



б) десорбция из смолы цинка, тиосульфатов, элементарной серы, перевод смолы в OH форму согласно реакции



R – каркас анионита.

Выделение золота из ионообменной смолы, например из смолы АМ-2Б, проводится при сочетании нескольких операций:

1) цианистая обработка. Продолжительность 30–40 ч (расход раствора 4–5 объемов на 1 объем смолы);

2) отмывка от цианида.

Предназначена для очистки смолы от комплексных цианистых ионов цинка, кобальта и никеля, а также для разрушения и удаления из фазы смолы циан-ионов. Обработка проводится сернокислотным раствором с содержанием серной кислоты 40–50 г/л. Время окончания кислотной обработки определяется по достижении концентрации серной кислоты в растворе, выходящем из колонны, более 10 г/л;

3) сорбция тиомочевины.

Назначение процесса – утилизация тиомочевины и благородных металлов из маточных растворов после фильтрации гидратов золота.

Подготовка смолы к процессу десорбции золота осуществляется в регенерационных колоннах.

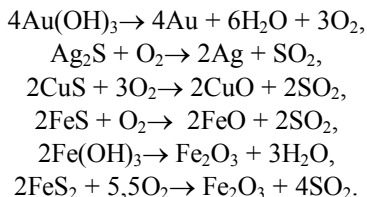
Процесс сорбции тиомочевины является частью процесса десорбции золота. На этой стадии молекулы тиомочевины внедряются в фазу смолы и образуют с золотом прочные катионные комплексы $AuCS(NH_2)_2$.

Положительно заряженные комплексы не удерживаются смолой и переходят в раствор;

4) десорбция золота.

Процесс десорбции золота осуществляется в регенерационных колоннах раствором, содержащим 80–90 г/л тиомочевины и 15–20 г/л серной кислоты. Рабочий десорбирующий раствор приготавливают в емкостях из-под маточных растворов, отработанных раствором отмывки смолы от тиомочевины с добавлением серной кислоты и тиомочевины. Десорбирующий раствор подается в регенерационную колонну, из которой выходит товарный регенерат, обрабатывают регенерат воздухом для удаления из раствора циан-иона и затем из него осаждают щелочным реагентом гидрат золота, который затем подвергается обжигу, или направляют регенерат на электролиз.

Реакции, происходящие при обжиге:



После десорбции золота, смолу подвергают щелочной обработке, затем отмывке от избытка щелочи. Процесс регенерации смолы осуществляется противотоком.

Смола прокачивается по регенерационным колоннам, а раствор прокачивается навстречу. Для приготовления растворов и отмывки смолы используется вода, подогреваемая до температуры 50 – 60 °С. Режим регенерации смолы полунепрерывный. Регенерированная смола перекачивается из регенерационной колонны в сорбционное отделение.

Для выделения золота и регенерации смолы можно применять режим, приведенный в табл. 3.8, 3.9. На рис. 3.42 приводится одна из технологических схем переработки насыщенной смолы, а на рис. 3.43 – одна из аппаратных схем. Выбор регенерации смолы зависит от присутствия примесей металлов, сорбированных совместно с золотом.

Таблица 3.8

Операции извлечения золота из смолы и её регенерация

Операции	Расход реагентов, л/сутки
Отмывка от илов	Вода – 4200
Десорбция меди и цинка	5 % раствора гидроксида натрия и 0,5 % раствор цианистого натрия – 4200
Отмывка от цианистого натрия	Вода – 4200
Кислотная обработка	2,5 % раствор серной кислоты – 4200
Сорбция тиомочевины	2,5 % раствор серной кислоты и 3 % раствор тиомочевины – 1260
Десорбция золота	8,5 % раствор тиомочевины и 2,5 % раствор серной кислоты – 3360
Отмывка от тиомочевины	Вода (50 °С) – 1260
Десорбция серы и железа	4 % раствор гидроксида натрия – 3360
Отмывка от гидроксида натрия	Вода – 3360
Объем перерабатываемой смолы	840 л/сут.

На рис. 3. 44 приводится технологическая схема переработки гидратного кека.

Для выделения золота из товарного тиомочевинно-сернокислотного раствора используют и электролиз. Электролиз целесообразно проводить в электролизаторе с волокнистыми углеграфитовыми катодами, работающем в циркуляционном режиме. Циркуляция раствора между электролизером и емкостью-сборником осуществляется до снижения концентрации золота до 20 мг/л. Обеззолоченный регенерат направляется на операцию сорбции тиомочевинны или на приготовление тиомочевинного раствора для элюирования металлов из смолы.

Катодная камера, заполненная металлами, промывается водой в корпусе электролизера и подсушивается путем подачи во внутрь камеры сжатого воздуха. Обработанные таким образом катодные камеры разбираются, углеграфитовый материал с золотом помещают в титановые поддоны и помещают в печь для обжига (температура 550–600 °C). При этом углеграфитовый электрод сгорает. Благородные металлы остаются в виде порошка (рис. 3. 45, 3. 46).

Таблица 3.9
Оrientировочный режим операций по десорбции с анионита металлов и примесей

Операции	Отношение объемов десорбента или воды к объему смолы	Температура десорбента или воды, °C	Длительность операции, ч
Обработка 2–3 % раствором серной кислоты	4–6	50	10–12
Обработка сернокислотным раствором тиомочевинны: 6–8 % $CS(NH_4)_2$ 2–3 % H_2SO_4	4–6	40–50	до 80
Промывка водой	5–6	50	24
Обработка щелочным раствором нитрата аммония: 16 % NH_4NO_3 4 % $NaOH$	6–8	18–20	24
Промывка водой	5–6	18–20	24

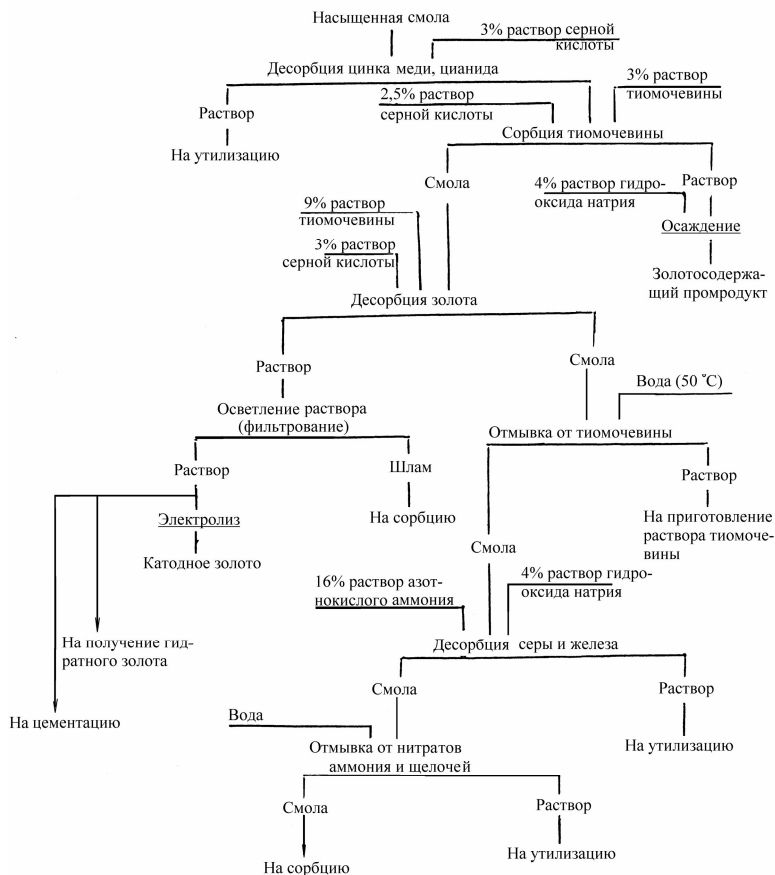


Рис. 3.42. Технологическая схема извлечения золота из насыщенной смолы и ее регенерация

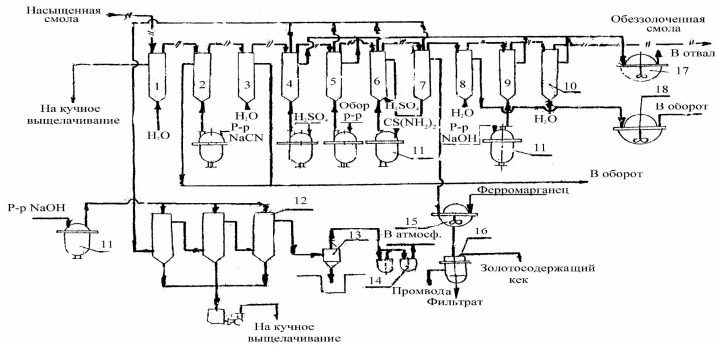


Рис. 3.43. Аппаратурная схема извлечения золота из смолы и ее регенерация

1– колонна для отмывки от илов; 2– колонна для десорбции меди и железа; 3– колонна водной отмывки от цианида; 4– колонна для кислотной отмывки от цианида, цинка и др.; 5– колонна для водной промывки оборотным раствором; 6– колонна для сорбции тиомочевины; 7– колонна для десорбции золота; 8– колонна для отмывки от тиомочевины; 9– колонна для щелочной десорбции цинка и серы; 10– колонна для отмывки от щелочи; 11– емкости для реагентов; 12– поглощительные колонны; 13– ловушка; 14– вакуум-насос; 15– контактный чан для осаждения золота; 16– фильтр-пресс; 17– контактный чан для нейтрализации; 18– контактный чан оборотного раствора

Технологический режим электролиза:

- 1) исходный катодит – 9 %-ный раствор тиомочевины и 3%-ный раствор серной кислоты;
- 2) температура – $25\text{--}30^\circ\text{C}$;
- 3) состав анолита – 1–2 % раствор серной кислоты (содержание тиомочевины в анолите не более $0,5\text{ г/дм}^3$);
- 4) сила тока – $250\text{--}300\text{ А}$;
- 5) напряжение – $6\text{--}7\text{ В}$;
- 6) скорость циркуляции раствора – не менее $0,1\text{--}0,2\text{ м}^3/\text{час}$;
- 7) содержание золота в электролите – не более 20 мг/дм^3 .

Из насыщенного тиомочевинного раствора золото может быть выделено цементацией на цинковой или алюминиевой пыли. Можно применять для этой цели и высокоуглеродистый ферромарганец. На рис. 3.47 приводится технологическая схема извлечения благородных металлов из тиомочевинных растворов с использованием ферромарганца. Использование ионообменных смол в Казахстане является перспективным, поскольку многие золотосодержащие руды республики содержат мышьяк, переходящий частично в раствор при кучном выщелачивании. Сильно основные смолы практически не сорбируют мышь-

як, что значительно упрощает схему переработки золотосодержащих растворов.

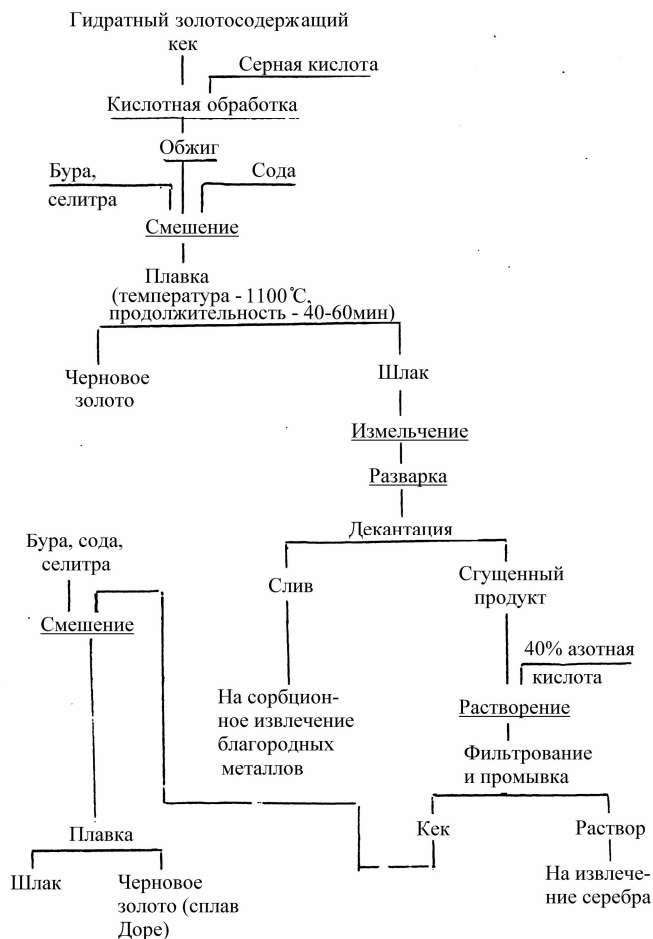


Рис. 3.44. Технологическая схема переработки гидратного золота

В связи с высокой стоимостью смолы и реагентов для десорбции золота и регенерации ее, необходимостью использования коррозионно-стойкого оборудования за рубежом и в Казахстане иониты не нашли широкого применения при кучном выщелачивании. Предложены они только в проектах.

Ниже приводятся некоторые проектные технологические параметры кучного выщелачивания с использованием для сорбции ионно-обменной смолы АМ-2Б (Навоийский ГМК, Узбекистан).

Объем продуктивного раствора, поступающего на сорбцию, – $850 \text{ м}^3/\text{час}$.

Содержание в 1 м^3 раствора:

золота – 0,18 г, серебра – 0,018 г.

Извлечение в смолу:

золота – 99 %, серебра – 80 %.

Количество параллельно работающих колонн – 4. Производительность одной колонны – 200 м в час. Скорость фильтрации продуктивных растворов через слой смолы в колоннах – $20 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Диаметр сорбционной колонны – 3,5 м.

Высота сорбционной колонны – 5 м.

Объем сорбционной колонны – 50 м^3 .

Количество смолы в одной колонне – 20 т.

Коэффициент фильтрации продукционных растворов в сорбционной колонне – 4–5.

Необходимый напор, развиваемый насосами при подаче продуктивных растворов в сорбционные колонны 25–30 м вод.ст. при общей производительности насосов – $400 - 450 \text{ м}^3/\text{час}$.

Тип сорбционной колонны – противоточная.

Выпуск насыщенного слоя смолы осуществляется порциями. Вес каждой порции 4 т, высота слоя смолы 1 м.

При емкости смолы (по золоту) 2 кг/т выпуск смолы весом 4 т осуществляется из каждой колонны за весь технологический цикл – по завершению процесса выщелачивания.

Десорбция осуществляется в колонне с разрыхленным слоем. Извлечение золота с применением ионитов дороже, чем цементация на металлическом цинке.

В табл. 3.10 приводятся в качестве примера основные технологические параметры по переработке забалансовых руд Васильковского месторождения методом кучного выщелачивания.

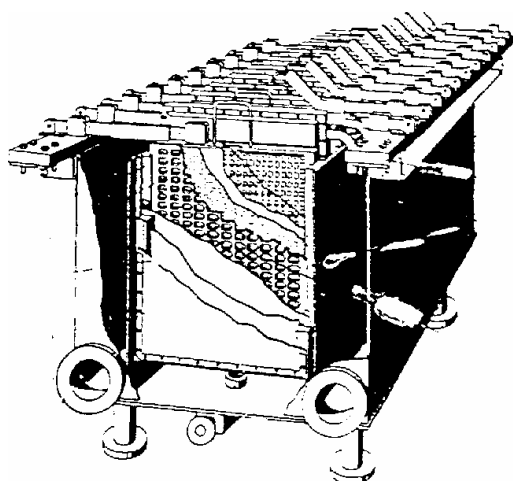


Рис. 3.45. Электролизер для получения катодного золота

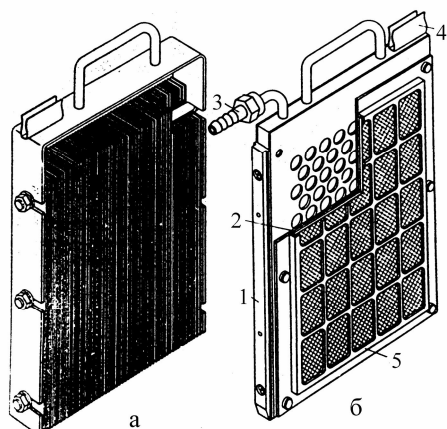


Рис. 3.46. Конструкция пластинчатого катодного блока (а) и катодного блока с углеродным материалом (б):
1 – корпус; 2 – углеродный материал; 3 – штуцер; 4 – токоподвод;
5 – прижимная сетка

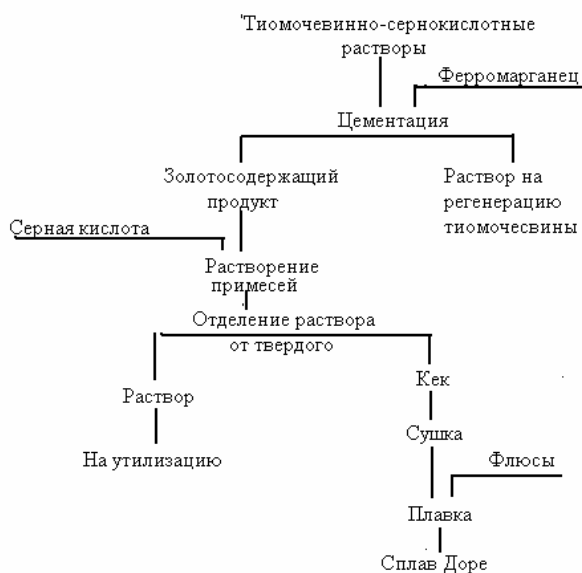


Рис. 3.47. Технологическая схема извлечения благородных металлов из тиомочевинно-сернокислых растворов цементацией на ферромарганце

Таблица 3.10
Технологический режим кучного выщелачивания руды
Васильковского месторождения

Вид операции	Показатели
Продолжительность выщелачивания полного цикла, сут	75
Исходное содержание золота, г/т	1–2
Начальная стадия насыщения кучи раствором, сут	2
Насыпной вес руды, т/м ³	1,7
Расход реагентов на 1кг руды:	
NaCN, кг	0,6
CaO, кг	1,0
Концентрация цианида натрия в выщелаченном растворе, г/л	1–1,5
Концентрация в дренажном растворе –	
NaCN, г/л	0,1–0,2
CaO, г/л	0,1
Интенсивность (плотность) орошения, л/т сутки	50–60
Продолжительность выщелачивания, сутки	60
Водная отмывка	
Продолжение табл. 1 5	
Продолжительность отмывки, сут	2
Интенсивность орошения, л/т сут	10
Извлечения золота в раствор, %	60
Сорбция	
Продолжительность сорбции, сут.	62
Содержание золота в насыщенной смоле, г/кг	
АМ-2Б	5-6
на угле БАУ	1-2
Концентрация золота в жидкой фазе хвостов сорбции, г/м ³	0,05
Извлечение золота на смолу, %	90
Поток смолы на 1м ³ раствора, л	0,2-0,25
Содержание золота в товарном регенерате, не менее г/м ³	200
Содержание золота в отработанном регенерате, г/м ³	20

Подготовка площадки включает расчистку грунта, укладку полиэтиленовой пленки (2 слоя), укладку глины 0,5 м (поверх глины еще укладывается пленка).

Высота штабеля – 4 – 6 м.

Метод складирования и формирования кучи – бульдозирование.

Руда забалансовая окисленная глинистая.

Кучное выщелачивание благородных металлов, несмотря на перспективность, имеет ряд недостатков:

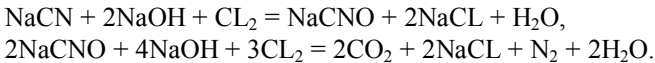
- невозможность использования выщелачивания в зимнее время при температуре выщелачивающего раствора менее 10 °С;
- большое количество восполняемой воды, которое требуется в регионах с низкой влажностью и высокими температурами, поскольку 10–25 % расходуемого раствора испаряется с поверхности кучи;
- образование ядовитого газа – цианистого водорода.

3.3.3 Охрана окружающей среды при кучном выщелачивании золота

В соответствии с нормами и требованиями по технике безопасности и охраны окружающей среды при подготовке и проведении кучного выщелачивания благородных металлов необходимо осуществлять следующие мероприятия:

- 1) площадку под рудный штабель сооружать с надежной гидроизоляцией;
- 2) объем сборников для продуктивных растворов должен быть равен 2–3 суточному объему, находящихся в обороте растворов. Их емкость должна исключать возможность переполнения и перелива цианистого раствора при аварийной ситуации или выделении максимального в этой местности количества осадков;
- 3) в целях контроля по периметру установки или со стороны естественного склона должны быть пробурены контрольные скважины для оборота грунтовых вод на определение цианионов; для предотвращения возможных переливов должна быть предусмотрена холостая сливная линия, минующая установку сорбции золота;
- 4) на установке должны быть предусмотрены узлы обезвреживания и очистки цианистых растворов с использованием хлорного железа, хлора, гипохлорита кальция и др.

При обработке сточных вод хлором, гипохлоритом кальция цианид разлагается с образованием азота и углекислого газа согласно следующих реакций:



Применяют систему бактериального разложения цианидов, используют для этих целей также сульфат меди и сульфат закисного железа.

При кучном выщелачивании золотосодержащих руд, содержащих мышьяк, происходит загрязнение окружающей среды, в особенности

воды. Очистка сточных вод требуемых норм по содержанию мышьяка чрезвычайно затруднена и основана на образовании нерастворимых соединений мышьяка и их осаждении.

В мировой практике применяют:

– осаждение известью (при $\text{pH}=12$ очистка от мышьяка происходит до 1 мг/л). Но в естественных условиях происходит разрушение $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$ и $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2\cdot\text{H}_2\text{O}$ под воздействием CO_2 с образованием CaCO_3 ;

– осаждение мышьяковых соединений солями двух- и трехвалентного железа (растворимость FeAsO_4 — 75 мг/л при $\text{pH}=2,2$ и $\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_2$ — 10 мг/л при $\text{pH}=6-7$).

Окисление трехвалентного мышьяка до пятивалентного и последующая обработка известью позволяет снизить содержание мышьяка в растворе до 1 мг/л при $\text{pH}=7-6$.

Только три соединения имеют уровень растворимости ниже предельно допустимых концентраций: $\text{Ba}_3(\text{AsO}_4)_2$, As_2S_3 и $\text{CuPO}_4\text{AsO}_4$.

Выбор метода обработки зависит от степени окисления мышьяка в растворе.

Трехвалентный мышьяк окисляется до пятивалентного при использовании озона и хлора, а также кислорода при повышенном давлении и температуре.

Осаждение арсената бария применимо для очистки сточных вод после окисления трехвалентного, однако необходимо создание кислотности ниже $\text{pH}=4$, что иногда экономически затруднено. Допустимая концентрация мышьяка в сточных водах $0,05\text{ мг/л}$.

В табл. 3.11 приводятся данные по растворимости некоторых арсенатов.

Таблица 3.11

Растворимость арсенатов

Соединения	Растворимость, г/л
$\text{Pb}_3(\text{AsO}_4)_2$	следы
FeAsO_4	0,05
$\text{Cu}_3(\text{AsO}_4)_2$	0,09
AlAsO_4	0,11
$\text{Ni}_3(\text{AsO}_4)_2$	0,12
$\text{Mg}_3(\text{AsO}_4)_2$	0,19
CrAsO_4	0,27
$\text{Zn}_3(\text{AsO}_4)_2$	0,44
$\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$	0,85
$\text{Ti}_3(\text{AsO}_4)_2$	1,13
$\text{Ba}_3(\text{AsO}_4)_2$ (As_2S_3)	имеет уровень растворимости ниже предельно допустимых концентраций

Исследование условий существования рыбы в токсичных средах показало, что 100 %-ная смертность форели наблюдается после 24 часов пребывания в воде, содержащей 0,05 мг/дм³ цианида, и после 20 мин при концентрации цианида 1 мг/дм³.

3.3.4 Экономика кучного выщелачивания

Экономичность кучного выщелачивания золота из руды определяется:

- степенью дробления исходного сырья и его проницаемостью;
- содержанием золота;
- расположением уровня грунтовых вод;
- местом расположения установки;
- масштабами производства;
- расходами реагентов;
- затратами на сооружение водонепроницаемых оснований под рудные штабеля.

При кучном выщелачивании требуются минимальные горноподготовительные работы и небольшие капитальные вложения на сооружение установок. Характерной особенностью кучного выщелачивания является получение металлов в виде осветленных продукционных растворов, а не в виде пульпы, как это имеет место на золотоизвлекательных фабриках, что значительно упрощает их дальнейшую переработку. Наряду с высокой экономичностью кучное выщелачивание позволяет существенно ускорить отработку месторождений. При кучном выщелачивании, как правило, конечный продукт в 1,5–2,0 раза дешевле продукта, полученного по традиционной технологии.

Метод кучного выщелачивания экономически приемлем для золотосодержащих руд даже в случае мелкого дробления (до размера куса руды минус 5мм), но при исходном содержании металла не менее 1,0 г/т и производительности 100 тыс. т руды в год.

По оценке американских специалистов капитальные затраты на организацию кучного выщелачивания золотосодержащей руды производительностью 180 т/сутки (без учета затрат на горные работы) составляют 200 тыс. долл. при этом затраты на цианид натрия не превышают 0,15 дол. на 1 т руды.

Капитальные вложения на организацию добычи и кучное выщелачивание на руднике в штате Невада (США) производительностью

500 т/сут составили 5,225 млн. дол. (дробление – 3,75; подготовка площадки – 0,830; доставка руды, формирование кучи и выщелачивание – 0,664; обезвреживание – 0,996).

Капитальные вложения на организацию добычи и кучное выщелачивание руды производительностью 1000 т/сут составили 18 млн. дол., а производительностью 2500 т/сут – 10 млн. дол.

Капитальные затраты на кучное выщелачивание 200 т/сут в кучах вместимостью по 10 тыс. т составили 2 млн. дол., включая добычу и дробление.

Одна из самых больших статей затрат связана с пластиковым покрытием ложа площадок кучного выщелачивания.

На одном из рудников в штате Невада строительство двух бассейнов вместимостью каждого 492 тыс. м³ обошлось в 125 тыс. дол.

В табл. 3.12 – 3.17 приводятся некоторые технико-экономические данные по переработке руд методом кучного выщелачивания.

Таблица 3.12

Технико – экономические показатели по переработке
золотосодержащей руды кучным выщелачиванием
(Васильковский ГОК, проектные показатели)

Статьи затрат	Показатели
Годовая производительность, тыс. т/год	300
Капитальные вложения, тыс. руб.	2963
В т. ч. строительно-монтажные работы	2087
Удельные капитальные вложения, руб. т	9,88
Производительные фонды, тыс. руб.	3416
В т. ч. основные	3186
Себестоимость переработки 1 т руды, руб.	4,06
В т. ч. на выщелачивание, десорбцию и регенерацию угля	0,25
Списочная численность, чел.	78
Рабочих	71
ИТР, служащих и МОП	7
Прибыль, тыс. руб. в год	952
Окупаемость, лет	3,2
Извлечение золота, % за 40 сут за 67 сут	50–55 68–70

Примечание: технико-экономические показатели приведены в ценах 1990 г.

Таблица 3.13
Структура эксплуатационных расходов при кучном
выщелачивании золотосодержащих руд (по данным
ИРГИРЕДМЕТА, 1988)

Статьи затрат	Затраты, % от общей их суммы на переработку	
	Песчано-глинистая руда	Кварц-карбонатная руда
Материалы, всего	39,8	30,7
В т. ч.		
на выщелачивание	23,9	18,7
на обезвоживание	15,9	12,0
Зарплата с начислениями	17,6	14,3
Энергетические затраты	1,0	1,8
Амортизация основных фондов	11,7	12,6
Текущий ремонт	7,8	5,6
Транспортировка руды	5,5	3,5
Подготовка руды к выщелачиванию	-	13,2
Транспортировка выщелаченного материала в хвостохранилище	-	7,7
Регенерация сорбента и выделение золота	7,6	4,6
Прочие затраты	9,0	6,0
Итого	100	100

Примечание: песчано-глинистая руда поступает на кучное выщелачивание крупностью минус 300 мм, кварц-карбонатная минус 8 мм.

Удельные капитальные вложения – 3,5 – 4 руб./т. (1988 г)

Таблица 3.14
Структура себестоимости переработки руды кучным выщелачиванием

Статьи затрат	Затраты, дол./т
Дробление	1,85
Подготовка площадки	0,8
Доставка руды т, формирование кучи	0,5
Реагенты	0,75
Обслуживание кучи	0,85
Восполнение потерь сорбента /угля/	0,12
Прочие расходы	0,86
Итого на 1 т руды:	5,76

Таблица 3.15

Структура эксплуатационных затрат при кучном
выщелачивании

Статьи затрат	Затраты, дол./т	Примечание
Подготовка площадки (при укладке 1 т руды на площади 0,09 м ²)	0,5	Производительность рудника 500 т/сут. Содержание в руде золота 1,55 г/т. Капитальные вложения на строительство площадки – 0,5 дол./т руды
Укладка руды	0,1	
Выщелачивание	0,5	
Сорбция и десорбция(насыщенность угля 12,4 кг)	0,02	
Регенерация угля	0,02	
Итого	1,14	

Таблица 3.16

Технико-экономические данные по переработке руды кучным
выщелачиванием на руднике производительностью 500 т/сут.

Статьи затрат	Затраты
Капитальные вложения, млн. дол.	8,3
Эксплуатационные расходы (тыс. дол/год)	
Рабочая сила	448,2
Регенераты и материалы	1992,0
Электроэнергия	24,9
Доставка руды и формирование кучи	232,4
Обезвреживание станков	93,0
Итого (на 1 т руды – 5,81 дол.)	997,7

Таблица 3.17

Структура эксплуатационных расходов при кучном выщелачивании
золотосодержащей руды (рудник Эберли, США)

Показатели	Эксплуатационные расходы	
	дол./т	%
Добыча руды (рабочая сила, взрывные работы, техническое обслуживание, страхование и пр.)	2,44	21,20
Кучное выщелачивание:		
оплата труда рабочих	1,05	9,14
оплата труда ИТР	0,78	6,78
Электроэнергия и топливо	0,77	6,70

Реагенты	0,83	7,22
----------	------	------

Продолжение табл. 3.17

Показатели	Эксплуатационные расходы	
	дол./т	%
Вода	0,11	0,96
Техническое обслуживание	0,48	4,17
Плата земледельцу за разработку недр	1,05	9,15
Дробление руды и укладка кучи	0,44	3,83
Процесс сорбции золота на угле	0,26	2,26
Процесс десорбции золота с угля и электролиз элюита	0,26	2,26
Химические анализы	0,13	1,13
Отчисление на оборудование	2,90	25,20
Итого	11,5	100,0

По данным НАК "Алтыналмас" стоимость участка кучного выщелачивания забалансовых золотосодержащих руд Акбакайского региона производительностью 450 тыс. т/год составит 4,2 млн. долларов. Организация переработки старых хвостов Аксуйской ЗИФ производительностью 10 млн. т в год требует порядка 10 млн. долларов.

Поскольку в Казахстане основной промышленный тип золотосодержащих месторождений – кварцево-жильный и добыча руды в основном ведется подземным способом, широкого внедрения кучного выщелачивания с использованием стандартной технологии нельзя ожидать. Для этого процесса пригодны только окисленные руды верхних горизонтов месторождений, добываемых открытым способом, а также различные разновидности пород, содержащие благородные металлы, обладающие хорошей проницаемостью цианистых растворов.

Немаловажным фактором использования кучного выщелачивания являются и некоторые аспекты экологического характера, исключающие использование этого процесса.

Не во всех регионах, где находятся золоторудные месторождения, имеются в достаточном количестве материалы, необходимые для подготовки водонепроницаемых площадок.

Ликвидация полигона кучного выщелачивания с рекультивацией на действующих предприятиях США составляет 0,2–0,3 дол. на 1 т руды.

При кучном выщелачивании в основном извлечение золота невысокое, поэтому в ряде случаев, особенно когда перерабатываются руды кварцево – жильного типа, сухое измельчение (самоизмельчение) и обогащение на концентрационных смолах различных концентраторах и других гравитационных аппаратах позволяет получать аналогичные

технологические показатели. Но процесс в этом случае экологически чистый (при наличии возможности захоронения отходов обогащения или их использования в различных отраслях промышленности). Неисключено сочетание кучного выщелачивания и гравитационного обогащения, как величия открытия разработок, намечаемых республикой для Малайсаринской, Далабай, Отеген, Жартас и др.

3.4 Переработка золотосодержащих руд по комбинированным схемам

Комбинированные процессы, включающие сочетание обогатительных и металлургических операций, нашли применение в промышленности, причем они наиболее широко используются при переработке золотосодержащих руд и некоторых видов комплексного минерального сырья. Так, в бывшей системе "Союззолото" по комбинированной технологии работало 33,5 %, чисто цианидной технологии – 20,8 % и флотационной – 45,7 % предприятий.

Разнообразие процессов, применяемых для обработки золотосодержащих руд, включая гравитационную концентрацию, флотацию и цианирование, определяется вещественным составом сырья, в зависимости от которого применяют или один, или сразу несколько методов переработки. Там, где оно в экономически выгодных количествах находится в свободной форме (относительно крупное), применяют гравитационные процессы в комплексе с другими или непосредственно в цикле измельчения. Там, где золото находится в ассоциации с сульфидами, применяют концентрацию с сульфидами и с последующим тонким доизмельчением и цианированием флотационного концентрата. Если золото мелкое и находится в свободном виде или ассоциировано с сульфидами, то применяют цианирование всей руды, возможно, с предшествующей гравитационной концентрацией.

Гравитационные и флотационные концентраты в зависимости от вещественного состава реализуют медеплавильным или свинцовым заводам или перерабатывают на месте с применением прямого цианирования после доизмельчения, или подвергают предварительному окислению и затем цианированию.

Удельные капитальные вложения на прямое цианирование (с получением сплава Доре) золотосодержащих концентратов (с доизмельчением составляют 250–300 дол. на 1 т концентрата, а эксплуатационные расходы – 100–150 дол./т. Предварительное окисление перед циа-

нированием удорожает процесс, но в ряде случаев без него нельзя обойтись.

Методы обогащения для извлечения золота из золотосодержащих руд зависят от типа минерализации. В основном золотосодержащие руды попадают в 3 основных класса:

1. Руды, в которых окисление сульфидов в основном закончено. Свободное золото обычно присутствует, а остальная часть золота залегает в пористой матрице продуктов окисления сульфидов в виде сростков с пустой породой. Этот класс руды обычно имеет низкую концентрацию сульфидов. Лучший способ обогащения заключается в цианировании для извлечения свободного золота и золота в оксидной матрице. Гравитационное обогащение может потребоваться для увеличения выхода золотых частиц крупного размера. В случае частичного окисления с присутствием большого количества сульфидов рекомендуется комбинация цианирования и флотации для извлечения золота в сростках с сульфидами с применением гравитационного обогащения в цикле измельчения для выхода частиц большого размера. Для руд, в которых золото в оксидной матрице или связано с пиритом, возможно применение полиградиентной магнитной сепарации.

2. Золотосодержащие руды, в которых часть золота находится в свободном состоянии или в форме металлического золота, или теллурида. Остальная часть золота находится в ассоциации с сульфидами, такими как пирит и арсенопирит и обычно несulfидными пустыми минералами. Большая часть мирового производства золота приходится на этот тип руды, которая обогащается комбинацией методов механического обогащения, как например, гравитационного, флотации и цианирования.

3. Руды, которые содержат в качестве основных компонентов минералы с металлами, как например медь, свинец и цинк. Такие руды обычно рассматриваются как незолотосодержащие, но могут давать достаточное количество золота.

В данном разделе рассматриваются комбинированные процессы, включающие сочетание гравитационных, флотационных методов обогащения и цианирования.

3.4.1 Переработка золотосодержащих руд с применением гравитационного обогащения и цианирования

Сочетание процессов гравитационного обогащения и цианирования применяется сравнительно давно. Выделение обогащенных золото-

содержащих продуктов осуществляется в цикле рудного измельчения. При этом выделяется свободное золото и золото, ассоциированное с сульфидами (пиритом, арсенопиритом).

Золото, находящееся в крупных сростках, не извлекается, т. к. низкая концентрация золота не может влиять на плотность частиц. Лучшее место для гравитационного аппарата – разгрузка мельницы или песков первичных гидроциклонов, т. к. при этом обеспечивается улавливание золота до того, как оно примет плоскую форму и станет менее пригодным для гравитационного обогащения. Однако в этом случае поток материала, поступающего на обработку, основательно увеличивается и аппараты подвергаются сильному износу, забиванию и т. д. Положение гравитационных аппаратов в цикле измельчения определяется в некоторой степени балансом воды, т. к. многие концентраты работают лучше на плотностях, ниже, чем при измельчении. Многие аппараты требуют добавки промывочной воды, особенно отсадочные машины. Поток пульпы, направляемый в концентраты, можно уменьшить за счет использования классификаторов, гидроциклонов и пластинчатых сгустителей. Содержание золота в песках гидроциклонов примерно в два раза выше, чем в питании. Содержание золота в питании гравитационного цикла после отсадки обычно в 5–10 раз выше, чем в исходном питании. Некоторые промышленные схемы извлечения золота в цикле измельчения приведены на рис. 3.48–3.49. На рис. 3.60 приводятся плотности продуктов рудоподготовки и гравитационного обогащения при переработке одного из типов руд. Гравитационные процессы относительно дешевы и экономически выгодны, особенно при низком содержании серы. Они экологически чисты. Для эффективной работы гравитационных аппаратов необходимо после измельчения материал классифицировать по крупности.

Выделение свободного золота гравитационными методами в ряде случаев более выгодно, чем его растворение. При этом обеспечивается дополнительный эффект за счет последующего сокращения времени цианирования и снижения потерь золота с хвостами. Увеличение извлечения золота перед цианированием с помощью гравитационных процессов на 50 % против 38–39 %, снижает его потери с хвостами на 0,3–0,6 %.

Компенсировать затраты на установку гравитационного узла в цикле измельчения возможно при условии дополнительного извлечения золота.

Так, на золотоизвлекательных фабриках ЮАР удельные капитальные затраты на концентрирование в цикле измельчения составляют 36 центов на 1 т руды, а на цианирование (без сорбции) – 55 центов на 1 т руды. Эксплуатационные расходы на гравитационное концентрирование составляют около 4 центов на 1 т руды, а на цианирование – 6–20 центов. Гравитационные концентраты ранее в Казахстане в основном перерабатывали на медеплавильных и свинцовых заводах или подвергали амальгамации. В настоящее время предприятия, выпускающие гравитационные концентраты, стали перерабатывать их непосредственно на месте (Центральное рудоуправление Новойского горнометаллургического комбината, Узбекистан; Акбакайский ГОК, Казахстан и др.).

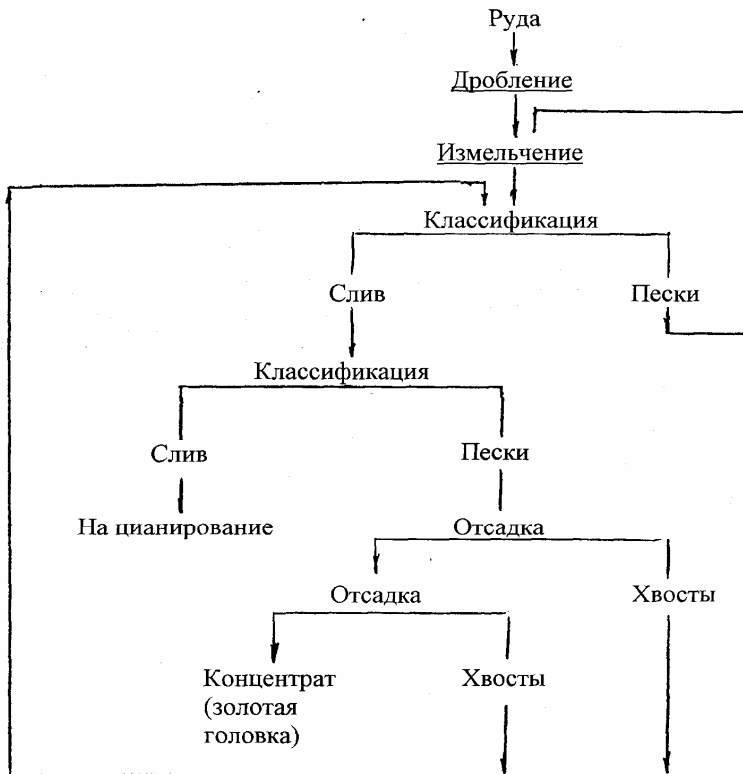


Рис. 3.48. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения

0,04 % и защитной щелочи 0,02 %, то цианирование тяжелой фракции проводится в более жестком режиме при расходе 8,5 кг/т цианистого натрия и 7,5 кг/т гидроксида натрия.

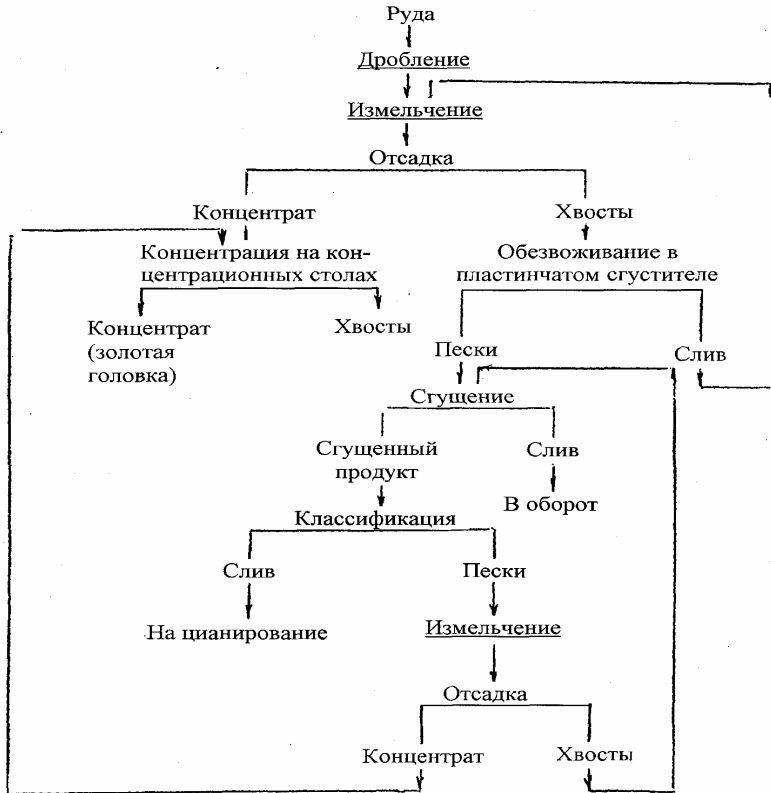


Рис. 3.50. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения

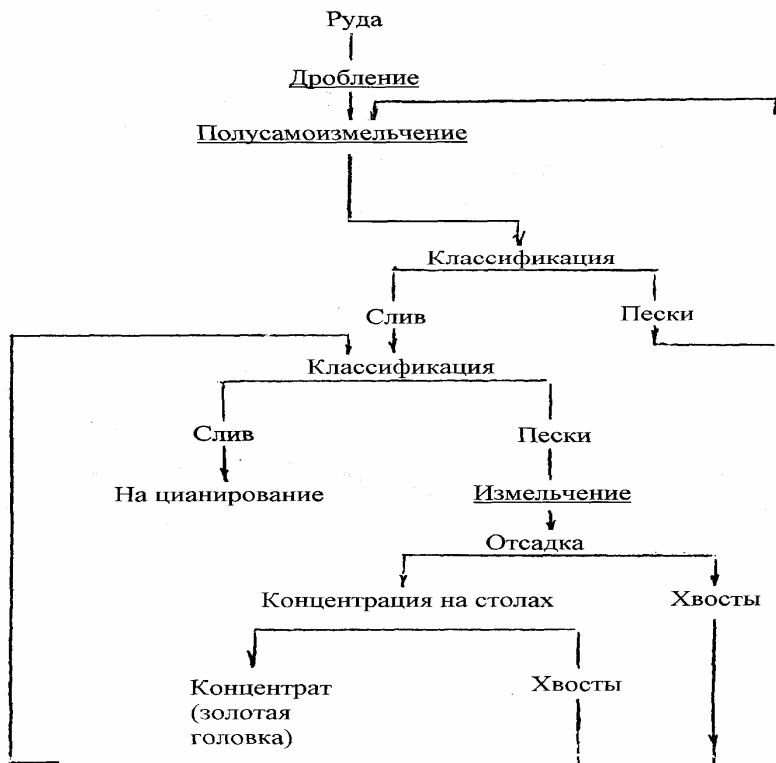


Рис. 3.51. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения

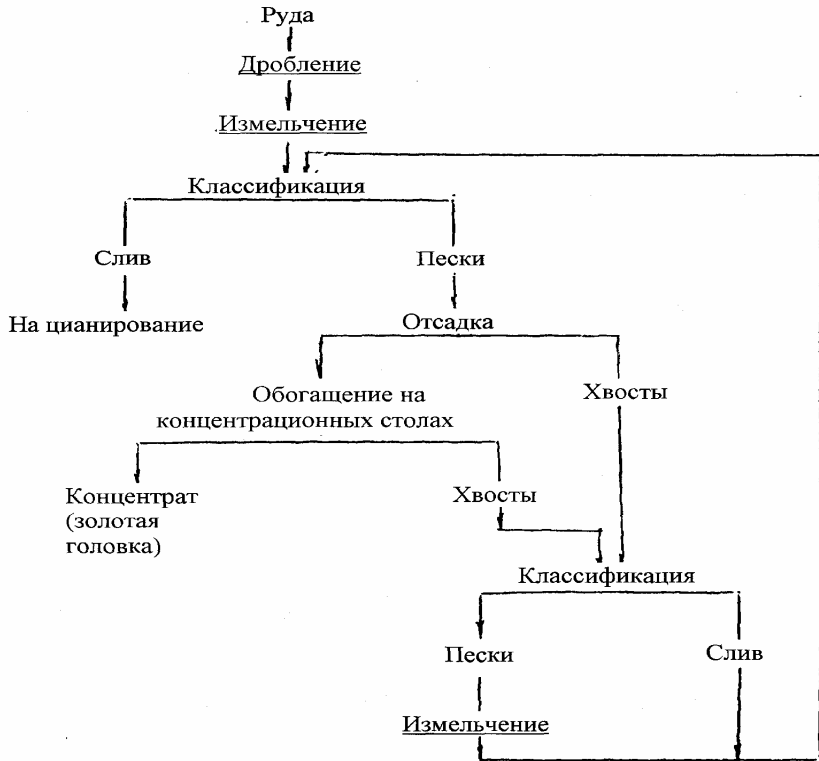


Рис. 3.52. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения

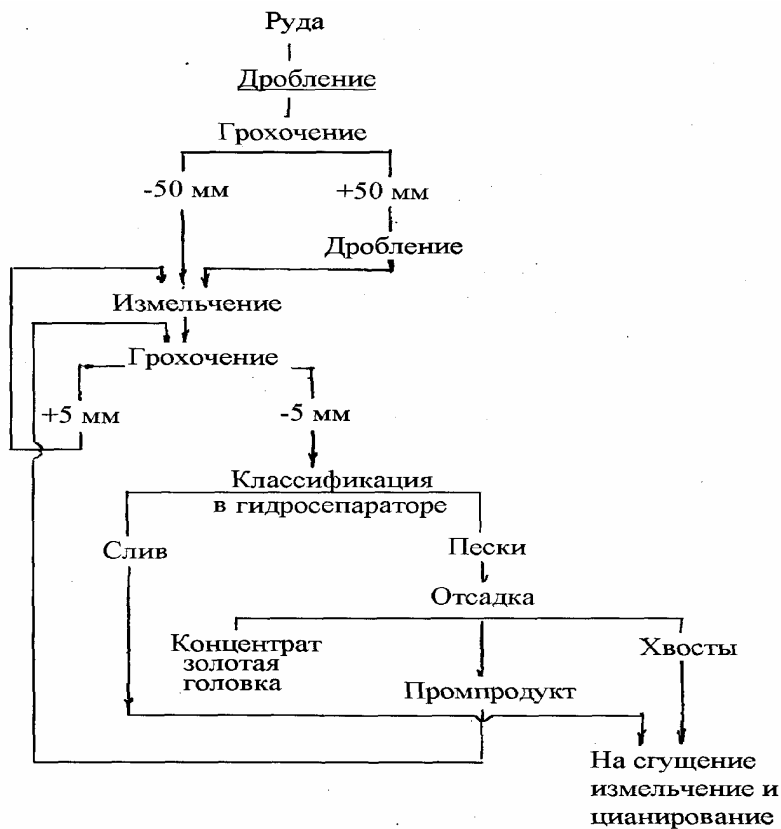


Рис. 3.53. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения



Рис. 3.54. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения

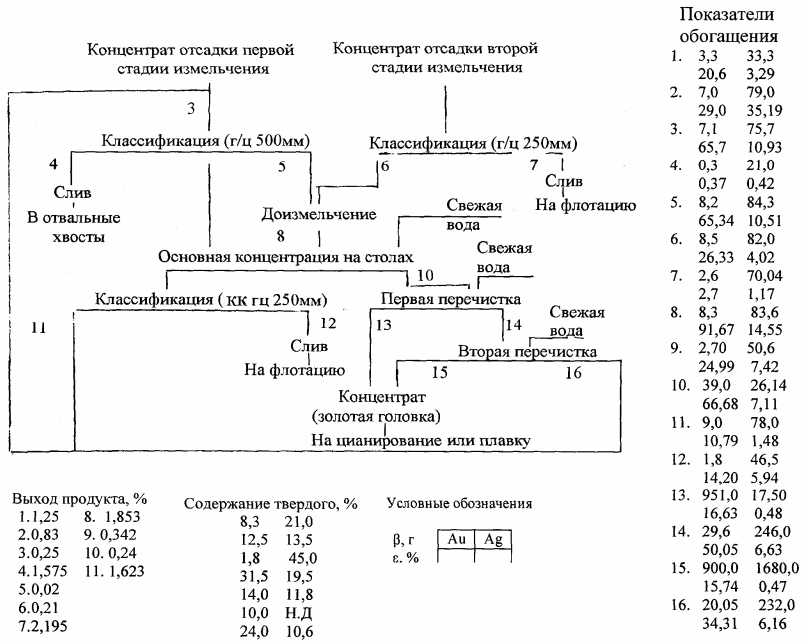


Рис. 3.55. Качественно-количественная схема доводки концентрата отсадки, полученного в цикле измельчения золотосодержащей руды

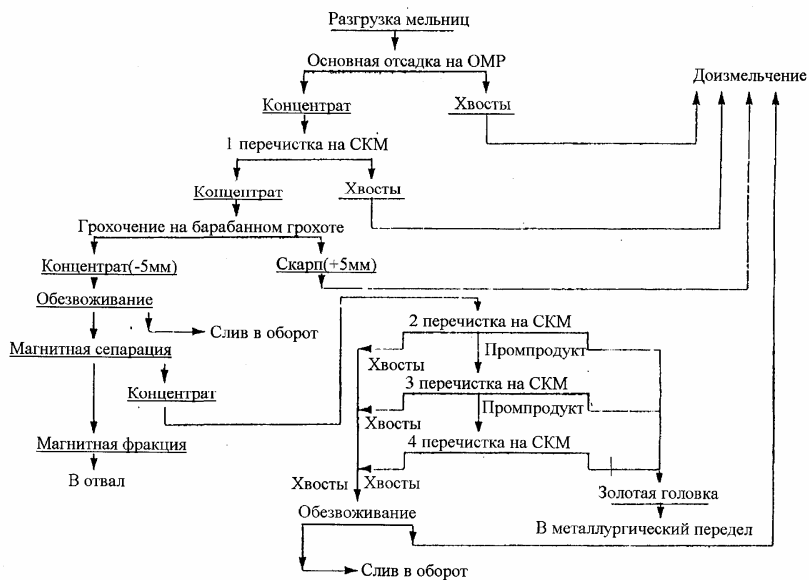


Рис. 3.56. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения на золотоизвлекательной фабрике Новойского горнометаллургического комбината (Узбекистан)

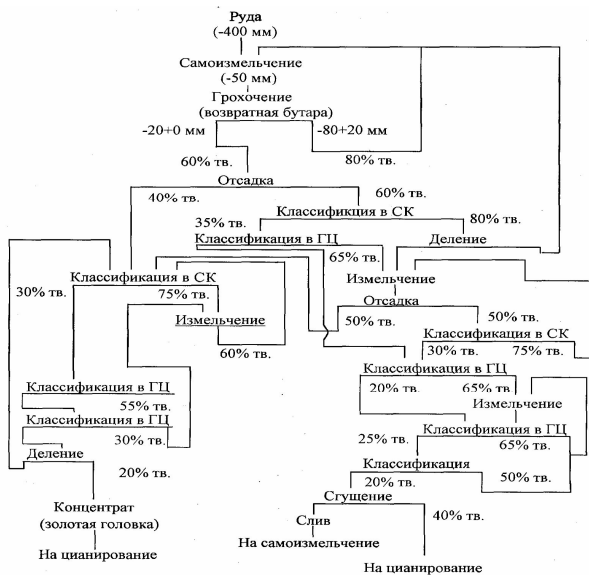


Рис. 3.57. Технологическая схема выделения свободного золота в цикле измельчения

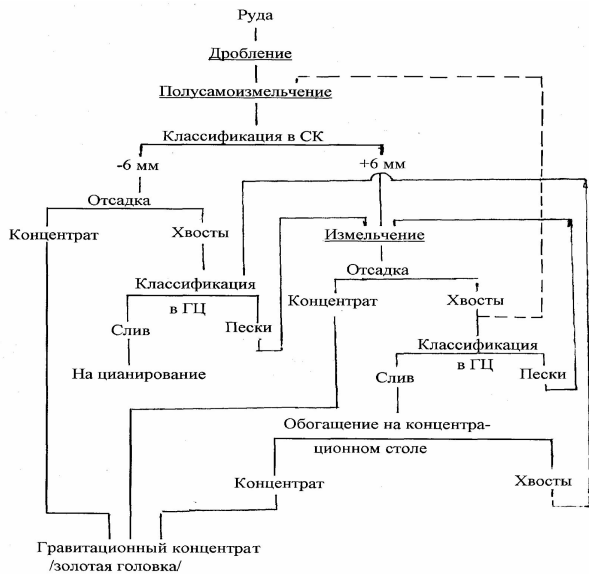


Рис. 3.58. Технологическая схема рудоподготовки при использовании мельниц полусамонизмельчения и гравитационного обогащения

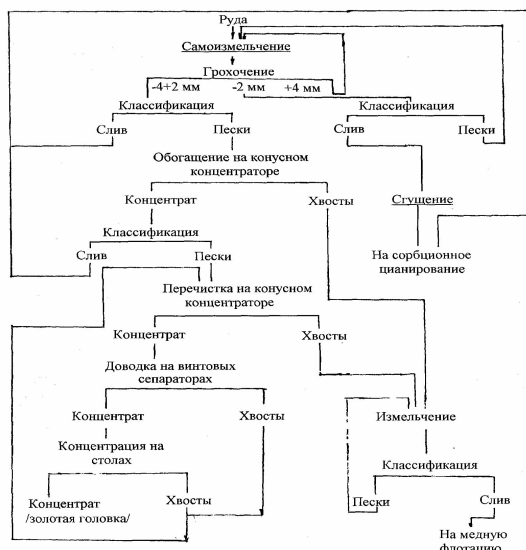


Рис. 3.59. Технологическая схема переработки золото-медных руд на фабрике "Ок Теди" (Папуа – Новая Гвинея) с предварительным гравитационным обогащением

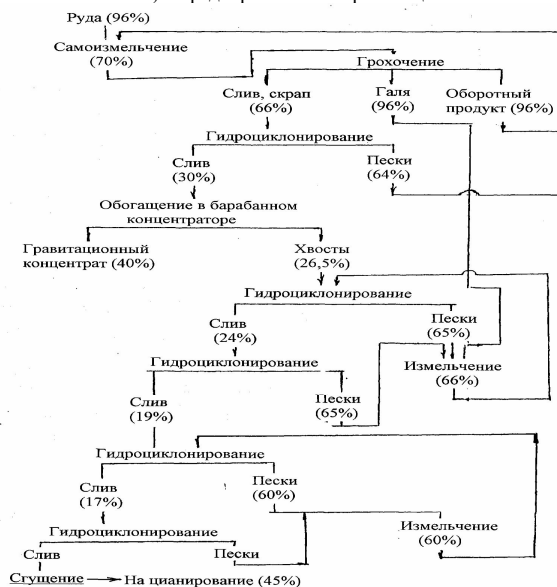


Рис. 3.60. Плотности продуктов в цикле рудоподготовки и гравитационного обогащения

Выбор рациональной схемы гравитационного обогащения зависит от вещественного состава руды и технологии переработки концентратов.

После предварительного гравитационного обогащения хвосты этой операции доизмельчают и подвергают цианированию в зависимости от производительности в механических чанах (агитаторах) или в пневматических пачуках (рис. 3.61).

Чаны с механическим перемешиванием (чаны-агитаторы) лучше применять к рудам, содержащим шламы.

По сравнению с пневматическими чанами-агитаторами (пачуками), (рис. 3.62) применение механических чанов-агитаторов имеет следующие преимущества:

- меньшая стоимость;
- меньший расход электроэнергии;
- более низкая стоимость ремонта и обслуживания;
- легкий пуск при остановке процесса;
- меньшая чувствительность при попадании в чан кусков скрапа и крупных зерен руды;
- меньше выделяется из пульпы в атмосферу цианистых соединений.

Кроме того, для небольших фабрик применение процесса с механическими чанами-агитаторами выгодно тем, что при его осуществлении не требуется установка компрессора большой мощности и подвода большого количества воздуха.

Благородные металлы, перешедшие в раствор, отделяют от нерастворившегося продукта противоточной декантацией или фильтрованием. В обоих случаях применяется промывка для более эффективного отделения раствора, содержащего благородные металлы (рис. 3.63 – 3.65). Применяют также комбинацию противоточной декантации и фильтрования (рис. 3.66). Перспективно использование при противоточной декантации пластинчатых сгустителей.

Отделение раствора от твердого после цианирования является обязательной операцией в технологических схемах, предусматривающих цементацию золота на цинковой пыли (стружке, гранулах). Разделение твердого и жидкого осуществляют обычно на барабанных вакуум-фильтрах и иногда на автоматических фильтр-прессах. Чаще всего фильтрование проводят в две стадии с промежуточной репульпацией. Полнота отмывки растворенного золота составляет 98 – 99 %. С целью получения максимального ко-

личества выводных растворов фильтрацию и промывку проводят с использованием противотока. Раствор со второй стадии фильтрования используют при приготовлении пульпы цианирования и для промывки кека на первой стадии фильтрования. Для репульпации кека после первой стадии фильтрования и промывки на второй стадии, используют свежую воду.

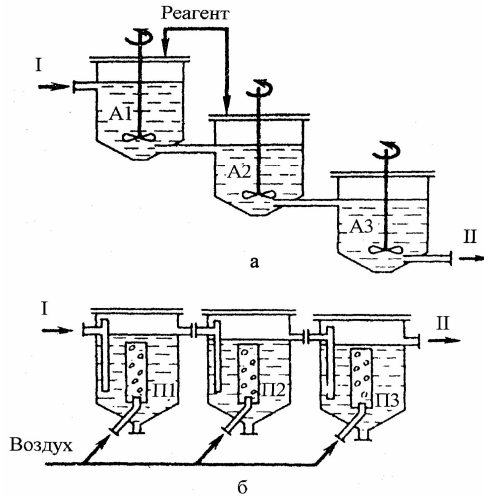


Рис. 3.61. Каскады выщелачивания:

1 – подача пульпы; 2 – пульпа на разделение фаз: а – из 3-х агитаторов;
б – из 3-х пачуков

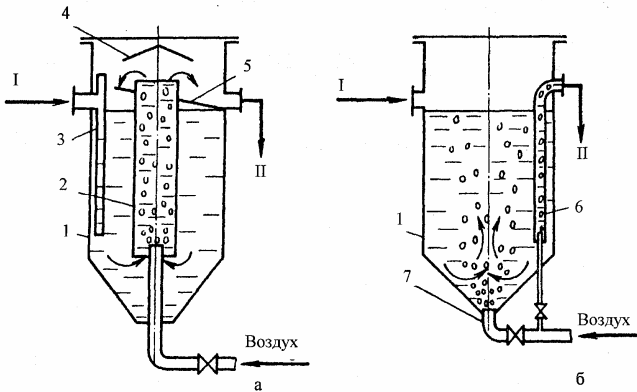


Рис. 3.62. Схемы аппаратов с пневматическим перемещением /тип Пачука/ с циркулятором (а) и со свободным и транспортным аэролифтами (б);

- 1 – подача пульпы; 2 – пульпа на разделение фаз;
1 – корпус; 2 – центральная циркуляционная труба; 3 – патрубок для подачи пульпы;
4 – отражатель; 5 – слив для пульпы; 6 – транспортный аэролифт;
7 – свободный аэролифт

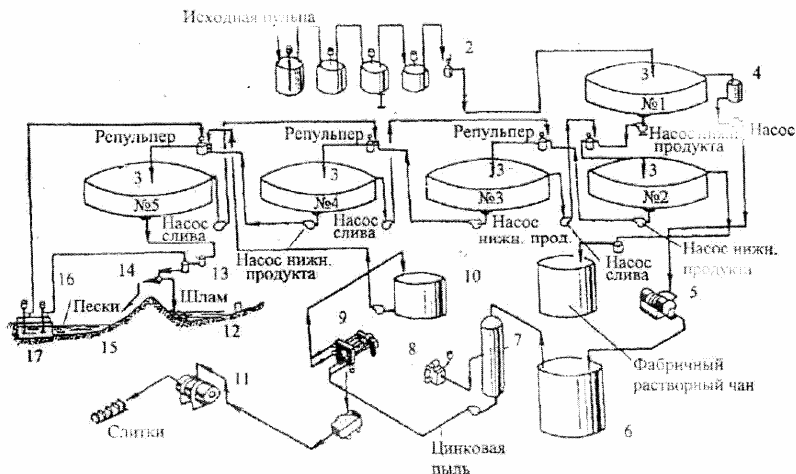


Рис. 3.63. Аппаратурная схема выделения благородных металлов с использованием противоточной декантации:

- 1 – чаны для цианирования; 2 – репульпатор; 3 – сгустители; 4 – чан для богатого раствора; 5 – фильтр-очиститель; 6 – чан для осветленного раствора; 7 – деаэратор; 8 – вакуум-насос; 9 – фильтр-пресс; 10 – чан для отработанного раствора; 11 – плавильная печь; 12 – хвостохранилище; 13 – трубопроводы; 14 – гидроциклон; 15 – хвостовая дамба; 16 – отстойный бассейн; 17 – насосы для оборотной воды

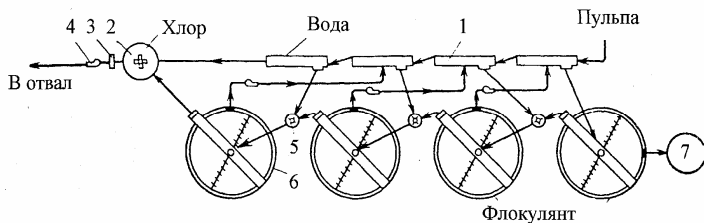


Рис. 3.64. Схема цепи аппаратов противоточной декантации с промежуточной классификацией:

1 – спиральный классификатор; 2 – чан для хвостов; 3 – автоматический опробыватель; 4 – центробежный насос; 5 – репульсаторы; 6 – сгустители;
7 – сборник неосветленного раствора

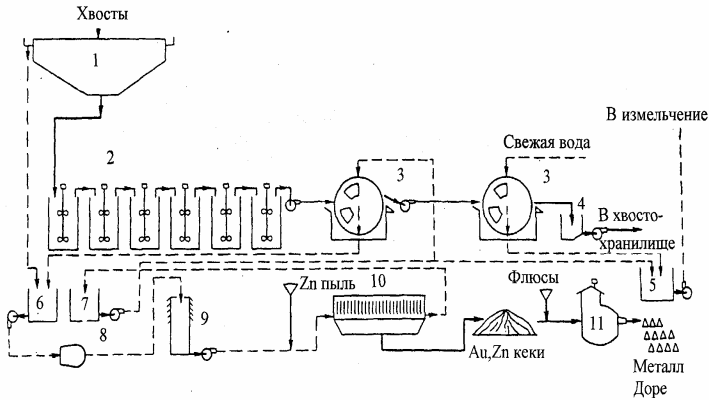


Рис. 3.65. Аппаратурная схема переработки хвостов гравитационного обогащения (чановое цианирование-фильтрование-выделение благородных металлов из раствора):
1 – сгуститель; 2 – шесть чанов для цианирования; 3 – четыре барабанных фильтра (два – для первичной фильтрации, два – для вторичной); 4 – три насоса для перекачивания пульпы; 5 – резервуар для сбора раствора после выщелачивания;
7 – резервуар для сбора отработанного раствора; 8 – два фильтра осветлителя; 9 – колонна для деаэрации; 10 – три рамных фильтр-пресса; 11 – отражательная печь

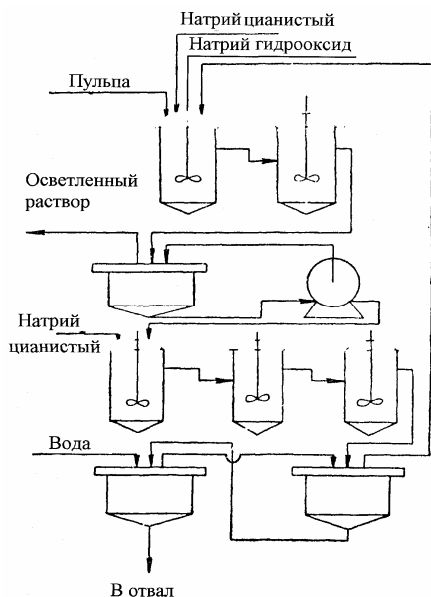


Рис. 3.66. Схема цепи аппаратов цианирования и противоточной декантации с промежуточным фильтрованием

Производительность барабанных вакуум-фильтров при фильтровании цианистых растворов составляет от 2 до 10 т на 1 м² в сутки.

Применение флокулянтов способствовало внедрению противоточной декантации и промывки в сгустителях и иногда в гидроциклонах при переработке золотосодержащих руд с повышенным содержанием глинистых минералов и шламов.

Число стадии противоточной декантации может достигать от 4 до 8, с общей эффективностью отмывки 98 – 99 %. Производительность сгустителей 1 – 3 т на м² в сутки.

Выход товарного раствора при противоточной декантации и промывки в сгустителях составляет от 1,5 до 3 м³ на 1 т руды.

При использовании фильтрования – несколько меньше (0,7 – 1,5 м³).

Освещение раствора с фильтрованием на барабанном фильтре проводят обычно на песочных фильтрах. Фильтры представляют собой закрытые цилиндрические сосуды, по конструкции напоминающие ионообменные колонны. Раствор подают в работающие поочередно фильтры под давлением. Через определенное время в одном из фильтров производят очистку загрязненного песка. Для этого из песчаной постели сначала вытесняют цианистый раствор, а затем проводится взрыхление песка водой,

подаваемой снизу 2 – 3 м/мин в течение 10 – 15 минут. Раствор со шламами присоединяют к фильтрату барабанных фильтров. Для осветления раствора применяют и фильтр-пресс.

В ряде случаев возможно вместо противоточной декантации использование ленточных фильтров с большой площадью фильтрования.

Широкое применение нашел так называемый безфильтрационный процесс "смола (уголь) в пульпе". В этом случае в отличие от вышеприведенных процессов, благородные металлы выделяют не из раствора, а из смолы (угля), которая сорбирует золото из раствора в пульпе (рис. 3.67 – 3.69). Применяют также комбинацию процессов (рис. 3.70 – 3.71).

Технологию "уголь (смола) в пульпе" используют в основном при переработке трудно отстаиваемых и труднофильтруемых пульп, цианистый натрий и известь подают в измельчение. Потери цианида в сорбционном процессе выше, что требует больших затрат на детоксикацию. Процесс "смола (уголь) в пульпе" имеет две основные разновидности:

- предварительное цианирование – сорбция;
- сорбционное цианирование.

Наиболее распространен первый способ, который используется для переработки богатых, а второй – для бедных руд. Обязательным условием применения этих процессов является предварительное удаление щепы. Плотность пульпы при цианировании 40 – 50 % твердого. Для глинистых вязких пульп плотность ниже. Смола (уголь) и пульпа в процессе движутся в противотоке. Из пульпы насыщенный уголь (смола) выделяют на грохоте или в комбинации с отсадочной машиной. Десорбция благородных металлов из насыщенного угля проводится в щелочной среде, а из насыщенной смолы в кислой.

Для угольно-сорбционного процесса определены оптимальные параметры:

- концентрация цианистого натрия – 0,015 – 0,20 %;
- pH – 10–10,5;
- плотность пульпы – 40 – 45 % твердого;
- продолжительность контакта пульпы на одной ступени – 1 ч (для простых руд) и 3 ч (для упорных руд);
- крупность угля – от 2, 38х1,19 до 0,36х1, 68 мм;
- содержание угля в пульпе – 10 – 60 кг/м;
- длительность нахождения угля в каскаде – около 60 часов;

– число ступеней сорбции – 4 (для простых руд) и 6 – (для упорных руд).

Угольно-сорбционный процесс дает возможность эффективно перерабатывать золотосодержащие руды, содержащие цинк, никель, медь и др. примеси, затрудняющие процесс осаждения золота из цианистого раствора цинковой пылью. При наличии этих примесей осложняется регенерация смолы в процессе "смола в пульпе".

Основное преимущество сорбционного процесса – извлечение благородных металлов из пульп, экономия капитальных и эксплуатационных затрат вследствие исключения операции фильтрования или противоточной декантации и осаждения золота цинковой пылью. Отсутствие стадии фильтрования или противоточной декантации дает возможность значительно повысить производительность предприятий и сократить производственные площади.

Сорбционный процесс имеет и ряд недостатков:

- низкую емкость угля (смолы);
- высокую концентрацию цианида в сбросных пульпах;
- отсутствие в ряде случаев рециркуляции обеззолоченных растворов из-за наличия в них примесей металлов;
- потери благородных металлов с мелкой фракцией угля.

При выборе технологии сорбционного процесса с использованием угля и смолы нужно учитывать следующее: смола имеет преимущество перед углем при сорбции золота из цианистой пульпы:

- более низкий расход (по сравнению с углем) ввиду более равномерного распределения;
- элюирование смол можно проводить при комнатной температуре, в то время как элюирование угля осуществляют при нагреве (обычно до 120 – 130 °С в автоклаве);
- уголь в отличие от смол требует реактивации;
- смолы не сорбируют карбонат кальция в таком количестве, как уголь, поэтому не требуется предварительная промывка смолы кислотой и смолы не загрязняются органикой, например, флотореагентами;
- в отличие от угля смола меньше загрязняется глинистыми минералами, которые затрудняют сорбцию.

Недостатки известных смол по сравнению с углем:

- меньшая селективность по отношению к цианиду золота в сравнении с углем;

- частицы смолы легче частиц угля, поэтому на последней (контрольной) стадии фильтрования нужно ставить сита 0,417 мм, а на промежуточных 0,58 мм, в то время как при использовании угля ставят сита соответственно 0,58 и 0,83 мм.;

- смола обладает меньшей плотностью по сравнению с углем, поэтому требуется более интенсивное перемешивание для предотвращения всплывания их на поверхность пульпы;

- для регенерации смолы необходимо использовать кислотостойкое оборудование.

При использовании противоточной декантации благородные металлы в основном извлекают из осветленного раствора цементацией на цинковой пыли. Из насыщенной смолы благородные металлы переводят в раствор и извлекают их из него в виде гидратных продуктов или катодного золота электролитическим осаждением, реже используют цементацию. Из насыщенного угля также благородные металлы переводят в раствор и извлекают их из него цементацией на цинковой пыли и в виде катодного золота электролитическим осаждением.

Перспективной технологией выделения благородных металлов из щелочных растворов является осаждение кислотами при $\text{pH} = 0,5 - 1,1$ в присутствии сульфата меди и коагулянта. В осадок извлекается 99 % золота и серебра. Полученный осадок представляет собой смесь соединений $\text{CuCN} + \text{AuCN}$ с молярным соотношением $\text{Cu}/\text{Au} - 1,5$. Образующийся в результате подкисления элюата HCN улавливается раствором NaOH . На экономичность этого процесса влияет стоимость кислоты и щелочного реагента.

Выбор того или иного способа извлечения благородных металлов из хвостов гравитационного обогащения зависит от вещественного состава сырья. На рис. 3.72 приводится типовая водно-шламовая схема цианирования хвостов гравитационного обогащения. На рис. 3.73 приводится гравитационно-цианидная технология, ранее применявшаяся на Ключевской фабрике (Россия). По гравитационно-цианидной технологии с использованием процесса "смола в пульпе" работает Марджанбулакская золотоизвлекательная фабрика (Узбекистан). Проектная технология этой фабрики приведена на рис. 3.74. Сущность технологии заключается в следующем:

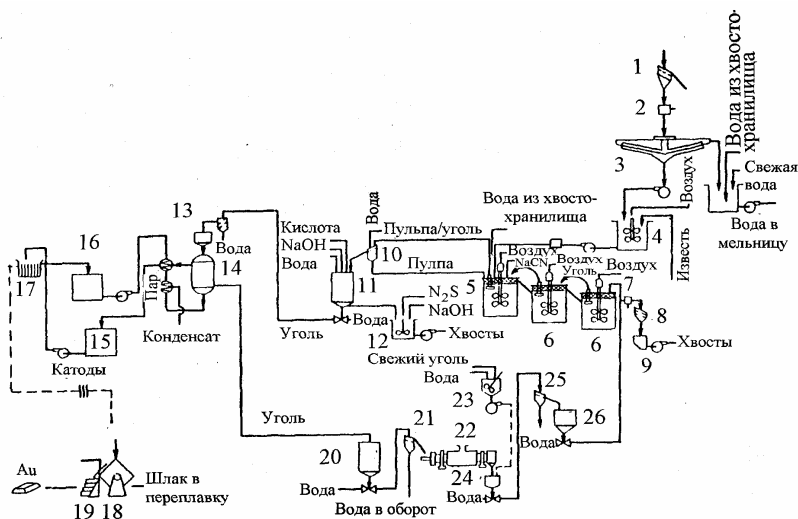
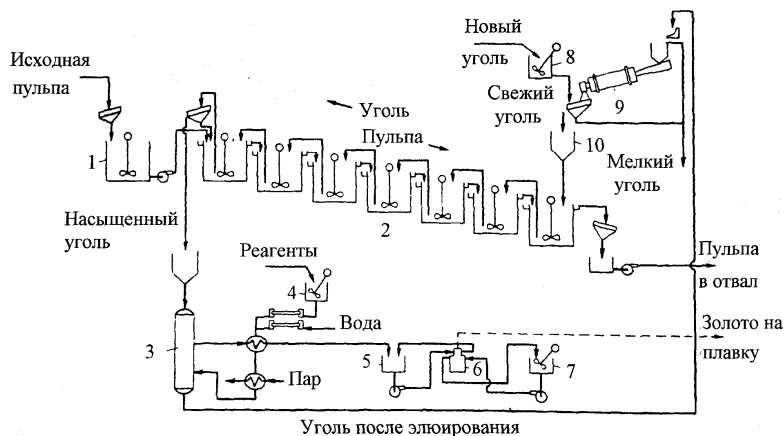


Рис. 3.67. Аппаратурная схема переработки хвостов гравитационного обогащения (чановое предварительное цианирование – сорбционное цианирование – выделение благородных металлов из насыщенного сорбента (угля)):

- 1 – грохот; 2 – пробоотборник; 3 – сгуститель; 4 – чаны для обработки пульпы известью; 5 – чаны для предварительного цианирования; 6 – чаны для сорбционного цианирования; 7 – пробоотборник; 8 – грохот; 9 – насосы для перекачки хвостов;
- 10 – грохот для отделения насыщенного благородными металлами угля; 11 – емкость для промывки угля; 12 – чан для нейтрализации; 13 – резервуар для подогрева угля;
- 14 – автоклав для десорбции; 15 – резервуар для сбора насыщенного по благородным металлам раствора; 16 – резервуар для сбора обеззолоченного раствора;
- 17 – электролизер; 18 – печь для переплава катодов; 19 – изложницы; 20 – емкость для хранения угля; 21 – обезвоживающий грохот; 22 – печь для регенерации угля;
- 23 – контактный чан для свежего угля; 24 – резервуар для охлаждения угля; 25 – грохот для отсева мелкого угля; 26 – резервуар для хранения активированного угля

1 – сгущенная пульпа; 2 – щепоотделитель; 3 – чаны для предварительного выщелачивания; 4 – чаны для сорбционного цианирования; 5 – виброгрохот; 6 – чан сборник для угля; 7 – контрольный грохот; 8 – чаны обезвреживания; 9,10 – компрессор; 11 – хвостохранилище



1 – чан-мутилка; 2 – сорбционные аппараты; 3 – десорбционная колонна; 4 – емкость для десорбционных реагентов; 5 – емкость для приготовления католита; 6 – электролизер; 7 – емкость для приготовления анолита; 8 – контактный чан для свежего угля; 9 – вращающаяся печь; 10 – емкость для угля

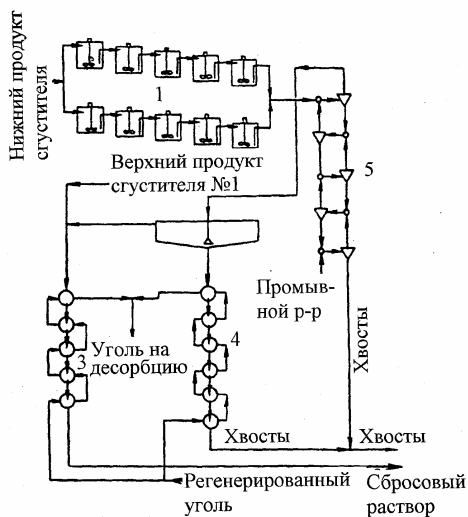


Рис. 3.70. Аппаратурная схема выделения благородных металлов после цианирования из пульпы и из растворов:

- 1 – резервуары для цианирования;
2 – сгуститель; 3 – колонны с неподвижным слоем;
4 – чаны для сорбции методом "уголь в пульпе"; 5 – гидроциклоны для отделения песков

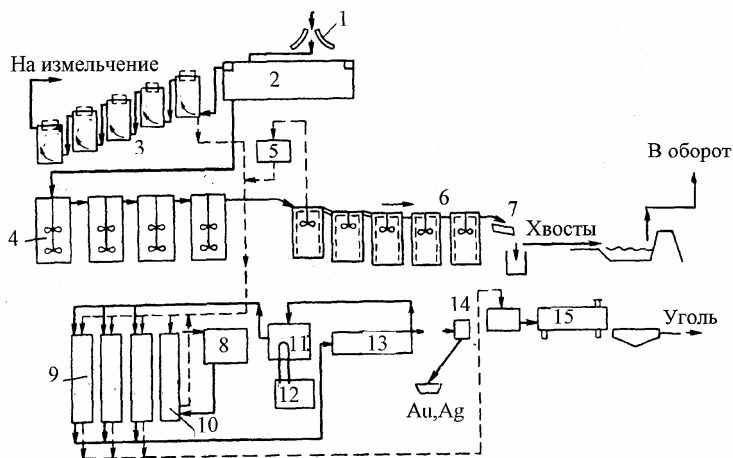


Рис. 3.71. Аппаратурная схема переработки хвостов гравитационного обогащения (чановое цианирование – сорбционное цианирование – выделение благородных металлов из насыщенного сорбента (смола, уголь) и из раствора):

- 1 – грохот; 2 – сгуститель; 3 – сорбционные колонны; 4 – чаны для предварительного цианирования; 5 – грохот; 6 – чаны для сорбционного цианирования; 7 – грохот;

8 – емкость для соляной кислоты; 9 – колонны для десорбции; 10 – колонна для промывки угля соляной кислотой; 11 – нагреватель; 12 – бойлер; 13 – электролизная ванна; 14 – тигельная печь; 15 – печь для прокаливания угля

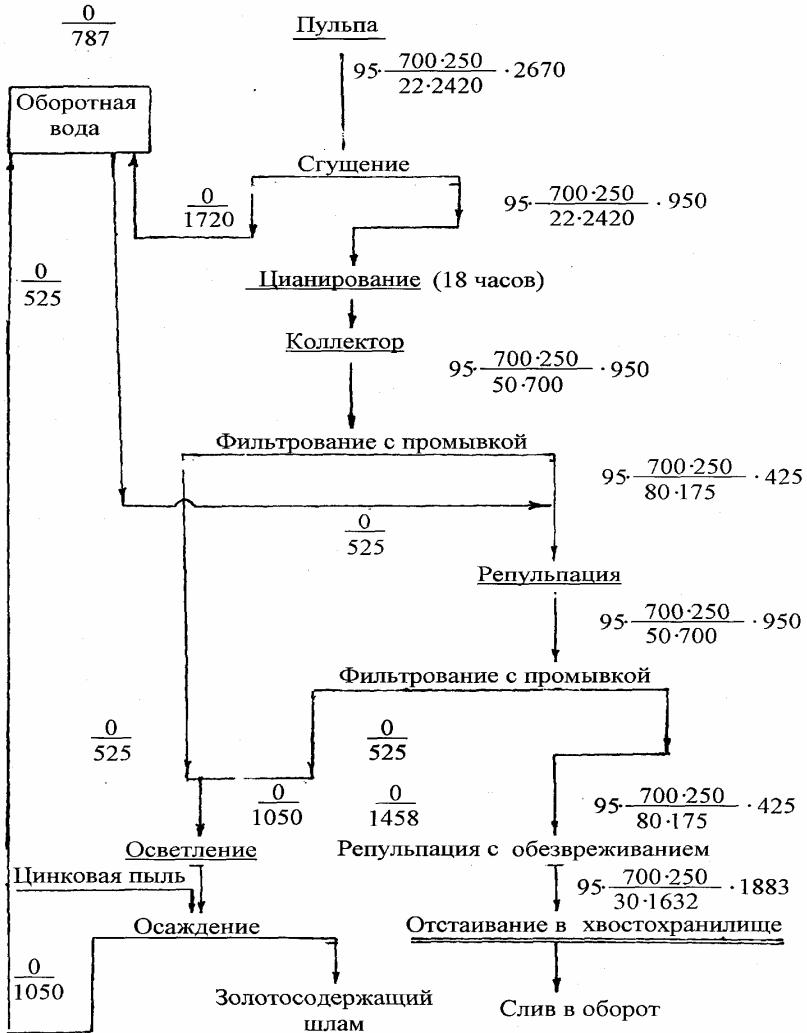


Рис. 3.72. Водно-шламовая схема цианирования хвостов

гравитационного обогащения

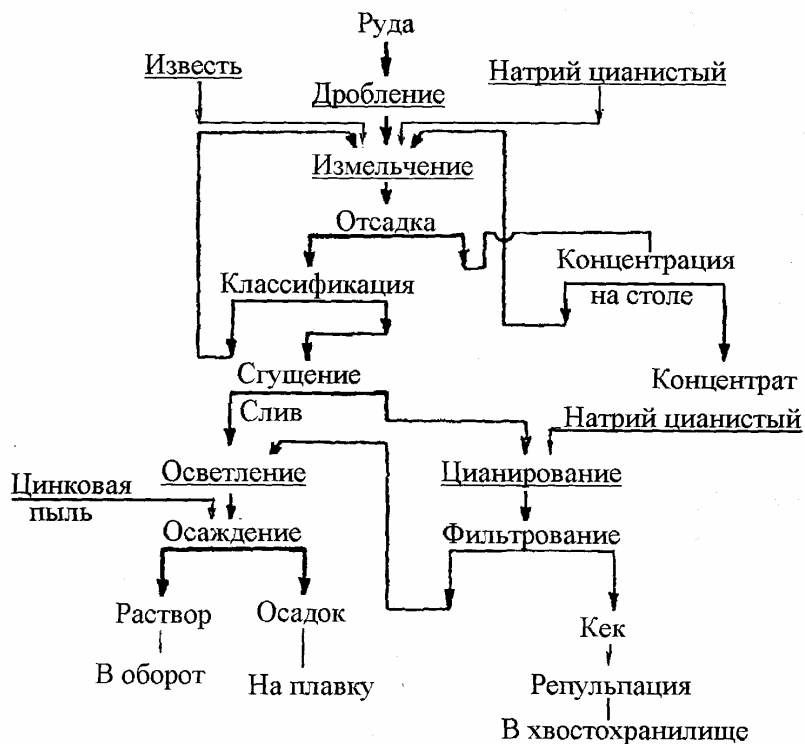


Рис. 3.73. Технологическая схема цианистой секции Ключевской золотоизвлекательной фабрики

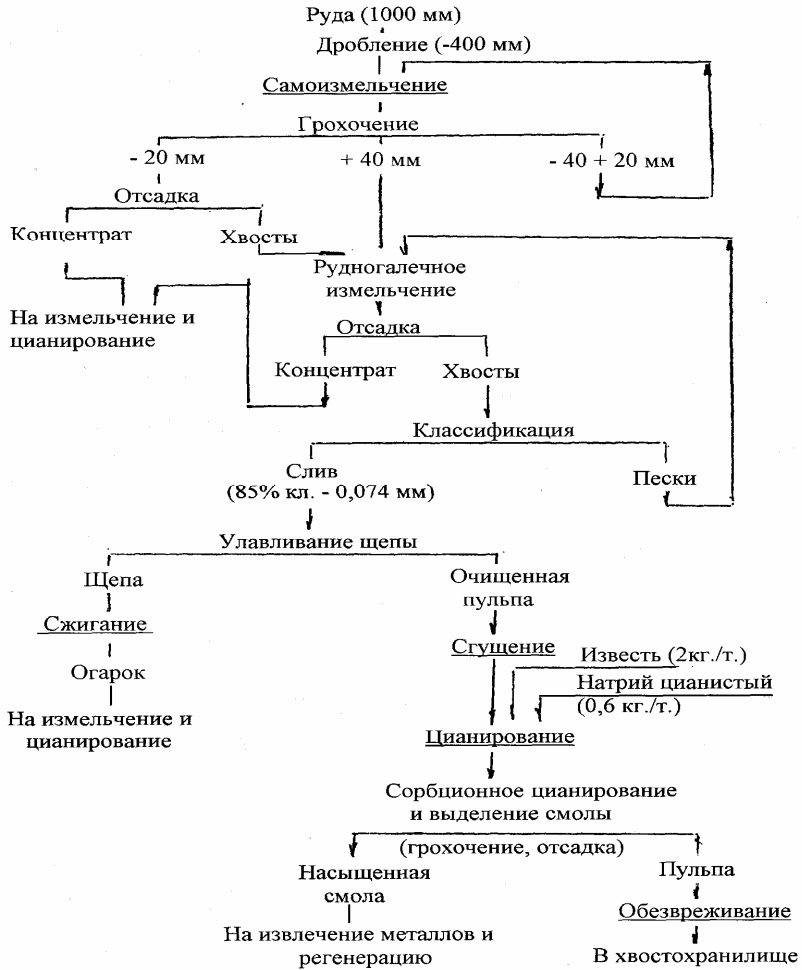


Рис. 3.74. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды с использованием гравитационного процесса и цианирования

Руда крупностью минус 1000 мм подается на колосниковый грохот. Класс + 400 мм додрабатывается в щековой дробилке СМ 59А (1200х1500). Минусовой продукт колосникового грохота (400 мм) и руда после дробления конвейером подается в два силоса, из которых

питаются две мельницы самоизмельчения ММС-70-23А первой и второй секции. На гравитационное обогащение направляется материал крупностью минус 20 мм с грохочением (в бутаре) после мельницы самоизмельчения и материал разгрузки рудногалечной мельницы. В гравитационном цикле используется отсадочная машина типа МОД-4. Извлечение золота в этом цикле порядка 50 %. Хвосты отсадки, работающей на разгрузке мельницы рудногалечного измельчения, после классификации поступают на сорбционное цианирование (крупность материала 86 % класса минус 0,074 мм). Время цианирования 4 часа. Количество ступеней сорбции 2 – 14. Общее время контакта ионита АМ-2Б в пачуках 240 часов. Количество смолы в циркуляционной нагрузке (при емкости смолы 5,5 мг/г) составляет 10 т. Потери смолы 15 г/т руды. Хвосты сорбции после контрольного грохочения поступают на обезвреживание. Смола после сорбционного выщелачивания направляется на грохот для отмывки от илов. Следующая отмывка смолы производится в двух регенерационных колоннах в восходящем потоке воды. Промывная вода далее выводится на сорбцию. Скорость промывки 10 – 15 м²/час. Расход воды 1250 дм³/сутки. Ионообменная смола по цепочке регенерационных колонн передается аэролифтом. Десорбция цинка, никеля и цианидов со смолы производится раствором серной кислоты с концентрацией 30 г/дм³. Скорость промывки 2 м/час. Время контакта ионита 12 ч. Температура среды 50 °С. Выход раствора 510 дм³/ч. Кислые растворы, пройдя стадию регенерации, направляют в оборот на нейтрализацию. Газовая фаза, образовавшаяся при кислотной обработке смолы, очищается в пенных поглотительных колоннах. Сорбция золота и тиомочевины осуществляется обеззолоченным электролитом. Расход электролита 153 дм³/час. Время контакта ионита с оборотной тиомочевинной 24 часа, содержание тиомочевины в растворе 10 г/дм³. Температура среды – 20 °С. Обратный электролит используют для приготовления исходного кислого раствора тиомочевины. Десорбция золота проводится раствором, состоящим из 9 % раствора тиомочевины и 3 % раствора серной кислоты при следующих условиях:

- время контакта ионита 70 ч;
- скорость протока раствора 1 м³/ч;
- выход товарного реагента 408 дм³/ч;
- температура среды в колоннах 50 °С.

Одна часть обеззолоченного раствора направляется в передел сорбции тиомочевины, а три части подаются на приготовление рабоче-

го сернокислого раствора тиомочевины. После десорбции золота товарный регенерат из шестой колонны аэролифтом закачивается в сборник и после фильтрации поступает в две следующие сборные емкости по 5 м каждая. Сборники чистого товарного регенерата работают в замкнутом цикле с электролизерами до полного осаждения золота из регенерата. Режим работы электролизера:

- суточная производительность – 15 м^3 товарного регенерата;
- элюент – смесь 9 % раствора тиомочевины и 3% раствора серной кислоты;
- температура в ванне – $30 - 50 \text{ }^{\circ}\text{C}$;
- катодная плотность тока – $5 - 10 \text{ А/м}$;
- напряжение на ванне – $3 - 6 \text{ В}$;
- сила тока – от 60 до 100 А;
- скорость циркуляции раствора
- через ванну – $1 - 2 \text{ м}^3/\text{ч}$;

Электролизная установка, с углеграфитовыми катодами типа ЭУ-1М. Отмывка ионита от тиомочевины производится в горячей воде с температурой $50 \text{ }^{\circ}\text{C}$. Часовой расход воды 153 дм^3 . Скорость потока промывных растворов $1,5 - 2,0 \text{ м}^3/\text{ч}$. Промывные растворы используются для приготовления рабочего раствора тиомочевины. Десорбция железа, меди и серы производится щелочным раствором азотнокислого аммония (16 %-ный раствор азотнокислого аммония и 4 %-ный раствор едкой щелочи). Расход раствора $816 \text{ дм}^3/\text{ч}$. Температура раствора в колоннах $50 \text{ }^{\circ}\text{C}$. Отработанные растворы подвергаются очистке от тяжелых металлов и сбрасывают в хвостохранилище. Отмывка ионита от нитрата аммония осуществляется горячей водой при температуре $50 \text{ }^{\circ}\text{C}$. Суточный расход горячей воды для отмывки 9800 л. Промывные растворы направляют на приготовление рабочего раствора азотнокислого аммония. Проект фабрики не совершенен, в особенности в цикле рудоподготовки и гравитационного обогащения.

Более совершенная схема применяется на одном из предприятий Новоийского ГМК (Узбекистан). Основными породообразующими минералами являются кварц, калиевый полевой шпат, арсенопирит, пирит и гидроксиды железа. Содержание свободного кварца 40 – 50 %, а золота 2 – 3 г/т. Рудоподготовка осуществляется с использованием одностадийного дробления (с 1200 до 350 мм). При измельчении используются мельницы самоизмельчения, работающие в режиме полусамоизмельчения и шаровые мельницы. На цианирование поступает материал

крупностью 80 % класса минус 0,074 мм. Для сорбции золота из цианистых растворов используют смолу АМ-2Б. На этой фабрике на отсадку поступает материал с цикла полу самоизмельчения крупностью минус 10 мм. Отсадка играет роль фракционирования по плотности с переработкой тяжелой фракции плавкой, а легкой фракции цианированием (рис. 3.75 – 3.79).

Процесс, предусматривающий использование предварительного гравитационного обогащения с последующей операцией "смола в пульпе", применяется также на одном из золотоизвлекательных предприятий в КНР. В табл. 3.18 приводится один из технологических режимов с использованием китайской смолы.

На руднике Слейпер (Невада, США) работает фабрика по гравитационно-цианидной технологии (уголь в пульпе). В цикл измельчения (стержневые, шаровые мельницы) подают известь и цианид, в результате чего в раствор извлекают до 50 % цианируемого золота (содержание в руде Au – 10,6 г/т). Разгрузка мельниц поступает на гравитацию в батарею винтовых сепараторов. После магнитной сепарации концентраты переочищают в две стадии на концентрационном столе. Гравитационными процессами извлекают 20 % золота, получаемого на фабрике. Хвосты гравитации поступает в гидроциклон, откуда слив поступает в сгуститель. Слив направляют на сорбцию благородных металлов активированным углем.

Сгущенный продукт, имеющий плотность 50 %, поступает на цианирование в пять чанов размером 6,7 x 6,7 с загрузкой угля 20 г/дм³. Время сорбционного выщелачивания 15 часов. Десорбция и регенерация угля осуществляется в автоклавах при 135 °С в течение 8 – 10 часов. Благородные металлы из элюата извлекают электролизом. Общее извлечение золота 95 – 96 % (рис. 3.80).

На фабрике Ваал Рифс (ЮАР) производительностью 5400 т. руды в сутки применяют фракционное разделение по плотности с переработкой легкой и тяжелой фракций по различным технологиям. В гравитационном цикле используют обогащение в тяжелых средах. Технология фабрики следующая. Исходная руда разделяется без дробления на классы плюс и минус 50 мм. Класс крупностью плюс 50 мм подвергают рудоразборке с выделением в отвал 11,7 % забалансовой руды. Обогащенную руду используют при измельчении в качестве рудной гали. Класс крупностью минус 50 мм подвергают дроблению до крупности минус 12,7 мм с последующим разделением на два класса; минус

12,7 – плюс 3,2 мм, направляемый на обогащение в тяжелых средах и класс минус 3,2 мм. Тяжелую фракцию объединяют с классом минус 3,2 мм и подвергают рудногалечному измельчению. Продукт разгрузки этих мельниц разделяют на песковую и шламовую фракции, шламовую фракцию подвергают цианированию для извлечения золота. Легкую фракцию процесса обогащения в тяжелых суспензиях дробят до минус 3,2 мм и измельчают в рудногалечных мельницах. Этот продукт и песковую фракцию подвергают гравитационному обогащению на барабанных концентраторах с последующим интенсивным цианированием для извлечения золота (ранее для этой цели применялась амальгамация). Полученный при обработке тяжелой фракции слив после извлечения из него золота и обезвоживания направляют в урановый цех для извлечения урана. Себестоимость переработки 1т руды на фабрике составляет 1,95 дол., в том числе дробление и измельчение, включая обогащение в тяжелых средах – 1,2 дол. и цианирование – 0,45 дол. На обогатительной фабрике Блей-форейтских (ЮАР), перерабатывающей руду с содержанием 17 г/т, также применяется предварительное фракционирование руды по плотности с переработкой тяжелой фракции на концентрационных столах и последующим цианированием концентрата.

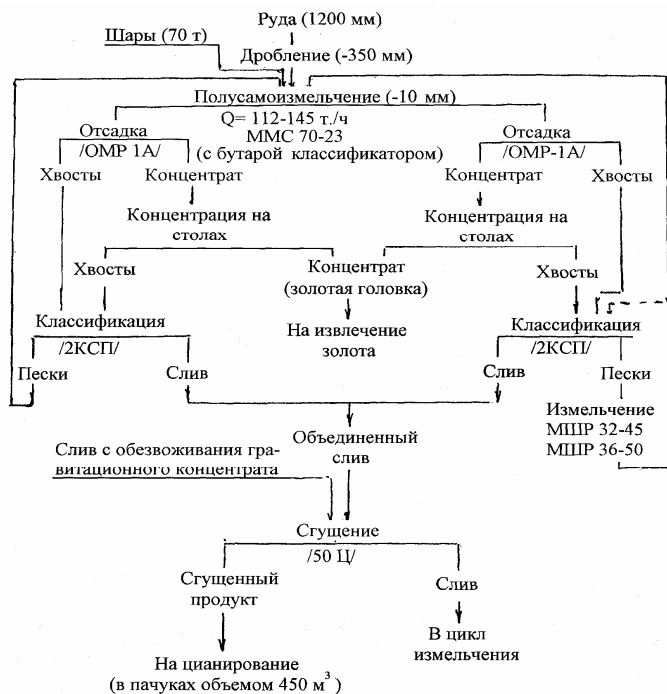


Рис. 3.75. Технологическая схема рудоподготовки и гравитационного обогащения золотосодержащей руды

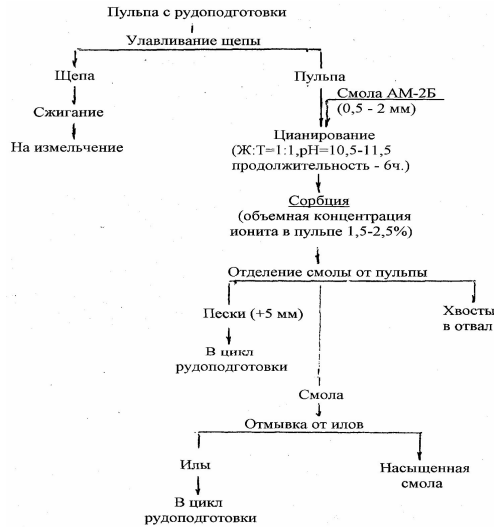


Рис. 3.76. Технологическая схема цианирования и сорбции

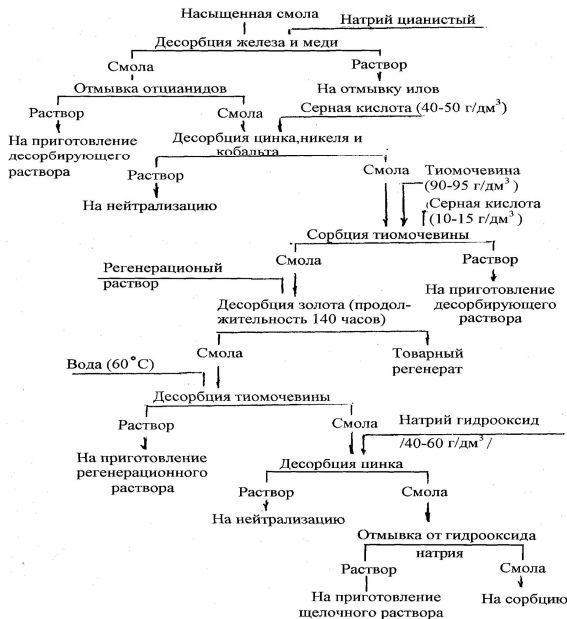


Рис. 3.77. Технологическая схема выделения золота из насыщенной смолы

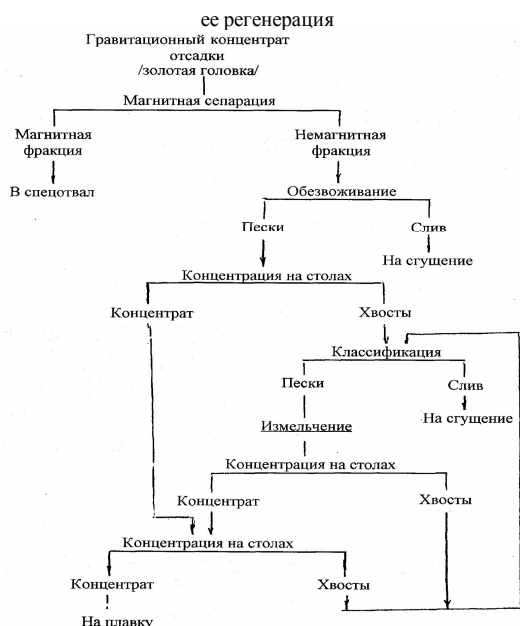


Рис. 3.78. Технологическая схема доводки золотосодержащего гравитационного концентрата

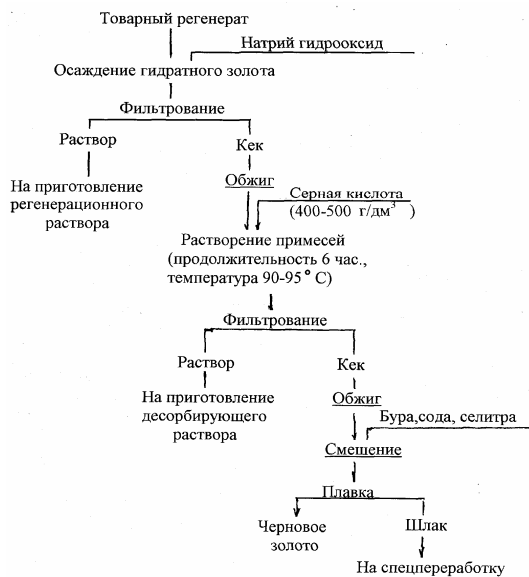


Рис. 3.79. Технологическая схема переработки товарного регенерата

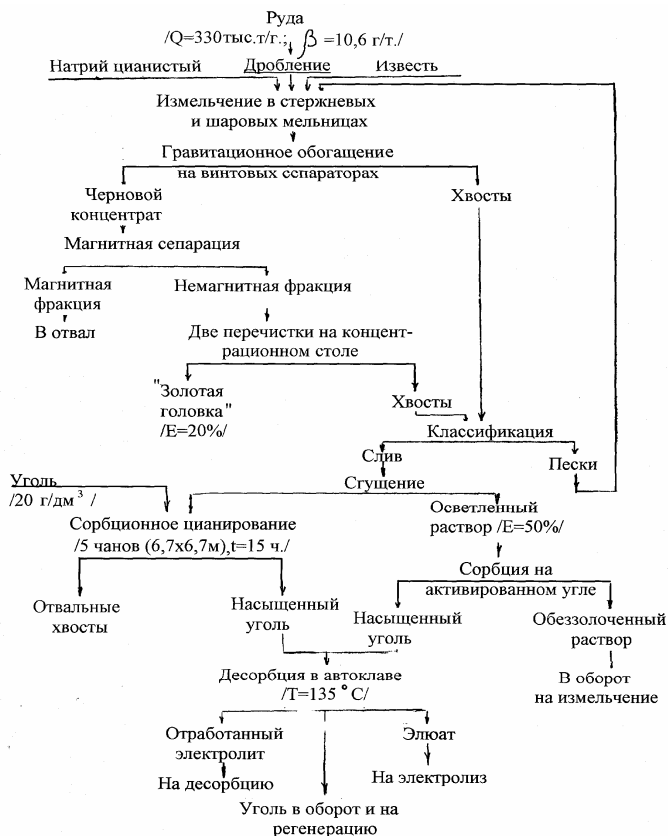


Рис. 3.80. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды на руднике Слейпер (Невада, США), с использованием в цикле измельчения винтовых сепараторов для извлечения "золотой головки"

После раздельной переработки тяжелой и легкой фракций гравитационного обогащения, выделенных в цикле измельчения, подвергают цианированию на заводе VREM (ЮАР) 30 %-ным раствором цианистого натрия в течение 17 ч. с подачей кислорода с расходом 10 дм³/мин. Температура 30 – 35 °С. Золото из цианистого раствора выделяют электролизом. Электролит циркулирует, отработанный электролит возвращают в основной цикл для доизвлечения золота методом

цементаций на цинковой пыли. Из кека выщелачивания извлекают попутно осмий и иридий.

Таблица 3.18

Режимы сорбционного цианирования с использованием смолы 356 В (КНР) – стиролдивинилбензойная макропористая с бифункциональными группами

Свойства:	
ПОЕ	3,8 – 4,0 кэв/г;
удельная площадь поверхности	60 м ² /г
механическая прочность	99,3 %
Параметры процесса	
Продолжительность цианирования	24 часа
Плотность пульпы	45 % твердого
Концентрация смолы	5 % (объемные)
Отношение потоков (объемов) смолы к пульпе	1 – 83
Извлечение золота из раствора	99,5 %
Остаточная концентрация золота	0,5 мг/дм ³
Емкость смолы по золоту	21,5 мг/г
Емкость смолы по меди	37,3 мг/г
Регенерация смолы:	
Удаление меди раствором NaCN до содержания ее	0,6 мг/дм ³
Удаление цинка и никеля раствором серной кислоты	30 г/дм ³
Десорбция золота и серебра раствором тиомочевины в смеси с серной кислотой	30 г/дм ³
Промывка водой	
Промывка гидроксидом натрия	
Состав элюата:	мг/дм ³
золота	1640
серебра	242
меди	26
железа	39
Электролиз золота и серебра:	
плотность тока	20 А/м ²
выход по току	1,5 %
расход энергии	20 кВт/ч, кг
Извлечение из раствора благородных металлов	99 – 99,6 %

Фирма "Велком Гоулд Майнинг" (ЮАР) на руднике Вестерн Холдингс эксплуатирует завод интенсивного цианирования гравитационных золотосодержащих концентратов с 1977 г. При этом среднее извлечение золота составляет 99 %, а его содержание в остатках выщелачивания 10 – 50 г/т.

Если гравитационный концентрат крупнозернистый, то его подвергают цианированию в пульсирующем слое или его доизмельчают перед цианированием. Аппараты пульсирующего слоя для извлечения золота из крупнозернистых гравитационных концентратов довольно успешно применяли в 30–х гг. на золотоизвлекательных фабриках в Южной Африке (рис. 3.81). Для переработки гравитационных концентратов цианированием перспективным является использование пульсирующих колонн с магнитным экраном, обеспечивающим более эффективное разделение материала по плотности в процессе цианирования.

Для цианирования гравитационных концентратов могут быть использованы пульсирующие емкостные аппараты и колонны конструкции ВПИИнеорганических материалов бывшего Государственного комитета по использованию атомной энергии (рис. 3.82). Применяют для цианирования крупнозернистого концентрата и реакторы механического типа (рис. 3.83).

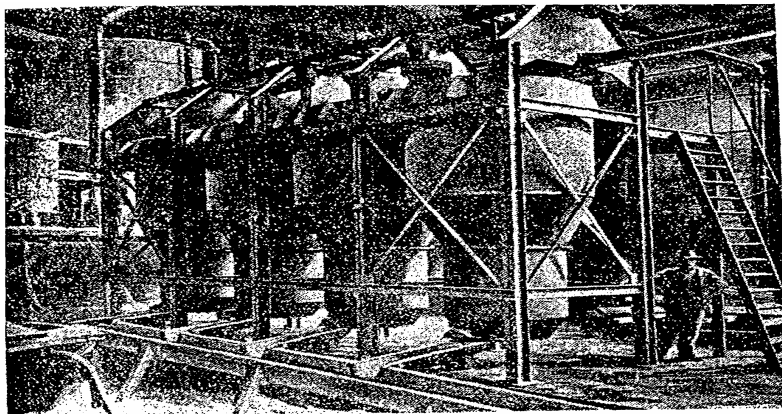


Рис. 3.81. Пульсационные колонны

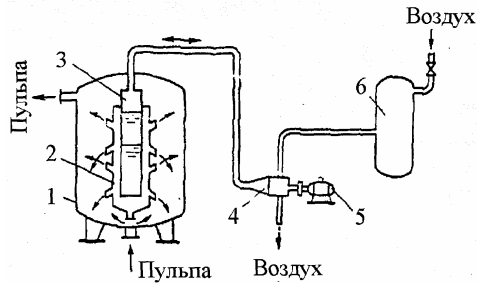


Рис. 3.82. Емкостной пульсационный аппарат:

1 – корпус; 2 – пульсационное перемешивающее устройство; 3 – пульсационная камера; 4 – генератор импульсов; 5 – электродвигатель; 6 – ресивер

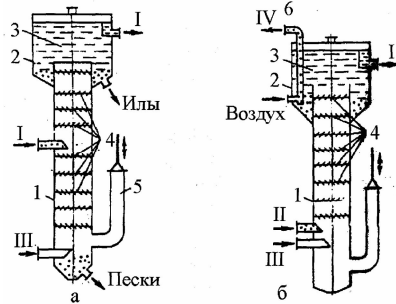


Рис. 3.83. Аппараты для пульсационного выщелачивания:

I – осветленный раствор; II – исходная пульпа; III – выщелачивающий раствор;
IV – пульпа после выщелачивания;
1 – корпус; 2 – разделительная головка; 3 – отстойная зона; 4 – тарелки КРИМЗ; 5 – пульсационная камера; 6 – аэролифт. Пульсационные колонны со смешанным (а) и прямоточным движением (б)

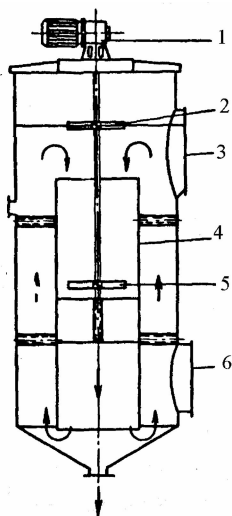


Рис. 3.84. Реактор для цианирования крупнозернистого концентрата

1 – двигатель; 2 – верхний импеллер; 3 – смотровое окно; 4 – вытяжная труба;

При непосредственном цианировании концентратов с повышенным содержанием мышьяка происходит частичное его растворение. А это приводит к загрязнению цианистых растворов мышьяком, что осложняет извлечение из растворов благородных металлов цементацией.

При сочетании процессов гравитационного обогащения и цианирования находит применение процесс раздельного цианирования песков и шламов, который позволяет не только уменьшить потери золота при извлечении, но и снизить расход цианида и извести.

Прямое цианирование гравитационных концентратов, даже после тонкого измельчения не обеспечивает полного извлечения благородных металлов, в связи с чем начали внедрять технологические процессы предварительного окисления сульфидов, содержащих золото и серебро в изоморфной тонкодисперсной форме.

Это термическое, азотнокислородное, бактериальное и автоклавное окисление. Кроме того, стали внедрять в промышленность процессы, обеспечивающие проведение операции совместного цианирования доизмельченных концентратов после окисления с легкой фракции хвостов гравитационного обогащения. При такой технологии упрощается аппаратное оформление процесса и становится необходимым в случае, если экономически не выгодно реализовать золотую головку медеплавильным и свинцовым заводам из-за больших транспортных рас-

ходов и если руды содержат повышенное количество ожелезненных шламов и золота, изоморфно связанно с арсенопиритом и пиритом (рис. 3.84).

Поскольку гравитационноцианидная технология переработки золотосодержащих руд наиболее эффективна при наличии крупного золота, то при переработке руд, содержащих мелкое и тонкодисперсное золото, операция гравитационного обогащения в цикле измельчения становится не эффективной и не экономичной.

Использование гравитационного обогащения для извлечения золота с последующим интенсивным цианированием полученного концентрата перед цианированием всей массы руды может повысить сквозное извлечение, за счет снижения потерь с жидкой фазой и уменьшения адсорбции золота на минералах породы и появления возможности подвергнуть упорное золото (в пирите, арсенопирите) интенсивным процессам извлечения.

Гравитационному обогащению подвергают не только продукты из цикла измельчения, но и дробления крупность минус 13,0 мм (фабрика Ситиголд, Аляска и др.). В связи с появлением дробилок роторного типа с вертикальным валом на гравитационное обогащение можно направлять дробленные до 3–5 мм. продукты (дробилки типа Бармак). В настоящее время наиболее эффективным в технологии переработки золотосодержащих руд является совмещение полусамои измельчения (самоизмельчения) с цианированием и гравитационное обогащение классифицированного материала.

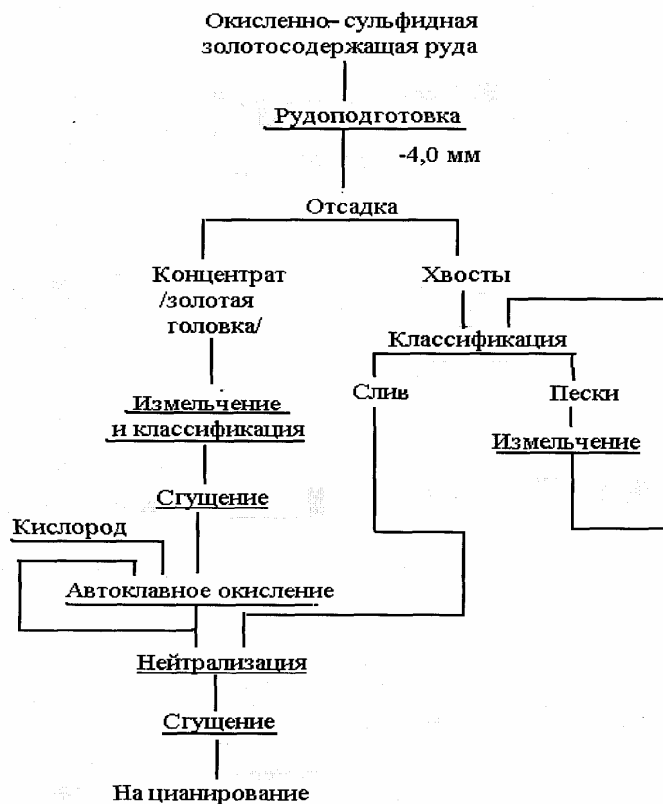


Рис. 3.85. Технологическая схема гравитационного обогащения – цианирования (с предварительным автоклавным разложением) окисленно-сульфидной золотосодержащей руды

Гравитационное обогащение может оказаться ненужным при наличии подачи цианистого натрия в измельчение и увеличении времени цианирования, извлечении растворенного золота из пульпы ионообменной смолы или активированным углем.

Гравитационному обогащению подвергаются продукты классификации цикла измельчения исходной руды, а использование в этом цикле извести приводит к отложению её на поверхности оборудования. В связи с этим в ряде случаев отказываются от использования отсадочных машин, конусных сепараторов и концентрационных столов, а

применяют барабанные концентраторы в основном цикле, а на перечистках – ленточные концентраторы.

Анализ работы золотоизвлекательных фабрик ЮАР показал, что применение гравитационного обогащения не всегда способствовало уменьшению себестоимости обогащения.

Предварительное гравитационное обогащение в цикле измельчения позволяет получать обогащенный по благородным металлам концентрат и обедненный продукт. Для переработки богатых по благородным металлам гравитационных концентратов наиболее экономичен классический иловый процесс, а для обедненного продукта – процесс "уголь в пульпе".

Перспективным для доводки золотосодержащих гравитационных концентратов является использование флотогравитации и полиградиентной магнитной сепарации. Реализовать золотосодержащий остаток после цианирования гравитационного концентрата довольно трудно.

3.4.2 Переработка золотосодержащих руд с применением флотационного обогащения и цианирования

Флотация в технологии переработки руд благородных металлов постоянно применяется с различными целями: для концентрации золота и серебра из весьма бедных руд, непосредственное цианирование которых нерентабельно для выделения из руд сульфидных минералов (пирита, арсенопирита) с заключенным в них тонкодисперсным золотом. Флотация в ряде случаев требует значительно меньше средств на капитальные вложения нежели циановый процесс. На извлечение золота после флотационного обогащения поступает небольшой объем материалов, переработка которых в настоящее время не вызывает проблем, в связи с появлением автоклавных, бактериальных, азотнокислых и других процессов окисления сульфидов.

Сочетание процесса флотации с переработкой концентратов гидрометаллургическим способом для некоторых руд более экологично, по сравнению с цианированием всей массы руды.

Золото обычно в рудах встречается в самородной форме или связано с сульфидами (пиритом и арсенопиритом). Самородное золото может легко флотироваться, но, как правило, выгоднее прямое цианирование. Причина этого состоит в том, что маленькая крупинка золота в значительно большей части породы может растворяться цианидом,

если раскрыта хоть одна грань ее, в то время как эта раскрытая грань, даже если она полностью покрыта собирателем, вряд ли достаточно велика, чтобы обеспечить прочное прикрепление к пузырьку и флотацию. Освобождение тонковкрапленного золота до степени, необходимой для флотации, потребовало бы более тонкого измельчения. Поэтому в большинстве случаев извлечение при цианировании после сравнительно крупного измельчения больше, чем при тонком измельчении, флотации и цианировании концентратов.

Если флотация проводится при том же измельчении, какое требуется для прямого цианирования, то потери золота в объединенных хвостах бывает слишком высоким. Это однако не относится к рудам, в которых золото или значительная его часть так тонко ассоциированы с пиритом и арсенопиритом, что потребует применения очень тонкого измельчения, чтобы раскрыть его для цианирования.

Поэтому золотосодержащие минералы флотируются и затем подвергают необходимой для извлечения благородных металлов обработке. Такие руды могут содержать и золото, более крупновкрапленное в минералах пустой породы. Если такое золото содержится в достаточном количестве, то выгодно подвергать хвосты флотации цианированию. На некоторых фабриках флотационный концентрат после доизмельчения смешивают с флотационными хвостами и совместно подвергают цианированию, на других фабриках эти два продукта могут требовать различной обработки и их подвергают цианированию раздельно. Флотацию рекомендуется проводить перед цианированием, так как продолжительный контакт с цианидом и известью изменяет поверхность пирита и арсенопирита, затрудняя последующую флотацию. Однако на некоторых фабриках цианирование руды до флотации дает лучшие суммарные результаты. Если флотация предшествует цианированию, пирит может быть сфлотирован в случае необходимости при сравнительно высоком значении pH до 9,5 (содовая среда).

При флотации золотоносных руд используется комбинация собирателей (аэрофлот и ксантогенат). В случае присутствия достаточно большого размера частиц свободного золота может потребоваться использование сильного спиртового пенообразователя. Общая потребность в собирателе обычно составляет 25 – 75 г/т. В случае необходимости применить сильные собиратели, в особенности, при флотации арсенопирита и пирротина. Иногда добавляется сульфат меди из расчета 50 – 100 г/т для активации сульфидов. Если присутствует большое

количество арсенопирита, то расход сульфата меди для активации увеличивается до 500 г/т.

Флотация сульфидов, железа обычно проводится при естественном pH. При наличии золотоносных сульфидов склонных к окислению, флотация их проводится в кислой или щелочной среде (pH 4 – 9). Применения извести следует избегать, поскольку она имеет тенденцию к подавлению свободного золота. Там, где флотация должна проводиться при pH ниже 7, рекомендуется использовать собиратели или аэрофлот.

Чистые частицы металлического золота размером менее 200 мкм легко флотируются приведенными выше реагентами. Металлическое золото размером более 200 мкм обычно извлекается или способом амальгамации или гравитационного обогащения. Повышенные плотности пульпы (35 % твердого и более) способствуют извлечению более крупных частиц золота.

В том случае, если руды содержат частично окисленные золотоносные сульфиды, можно использовать сульфид натрия или гидросульфид для сульфидизации. Поскольку сульфид натрия (гидросульфид) может подавлять свободное золото, сначала нужно отфлотировать свободное золото и чистые сульфидные минералы, после чего применять сульфидизацию и флотировать с помощью водорастворимого собирателя. Добавление сульфата меди может повысить выход сульфидизированных минералов.

В качестве пенообразователя при флотации обычно применяют спиртовые вспениватели. Нужно всегда учитывать, что применение сильных пенообразователей способствует слишком большому выносу в концентрат шламов пустой породы.

При флотации пирита из остатков цианирования необходима более длительная обработка реагентами (не менее 15 – 20 мин при pH – 5 – 6) для того, чтобы соединения, которые образовались на поверхности минералов во время их длительного контакта с цианидом и известью (pH среды обычно регулируется серной кислотой или сернистым газом).

Если хвосты после обогащения лежалые, то образуется небольшое окисление сульфидов и образованный при этом сульфат железа не вредит флотации. Единственное изменение режима, необходимое для этого материала, состоит в более длительной обработке (1 – 15 ч) при pH 3,8 – 4,5 раствором серной кислоты. Сульфат меди (20 – 100 г/т),

аэрофлот (20 – 50 г/т) и вспениватель подают на основную флотацию. При извлечении золота из лежалых хвостов необходимо увеличивать время основной флотации. Аэрофлоты являются исключительно подходящим собирателем для таких кислых циклов в связи со стабильностью в этих условиях по сравнению с ксантогенатами.

На схемы, применяемые при флотации золота, в значительной степени влияет высокая стоимость металлов. Поэтому при оценке стоимости более важным является извлечение, а не качество концентрата, хотя последнее иногда и должно находиться в определенных пределах (в зависимости от метода переработки).

Если перед цианированием концентрат подвергается доизмельчению, то при флотации больше обращают внимание не на его качество, а на извлечение золота из руды.

Нередко во флотационном отделении проводится только грубая флотация, весь концентрат которой поступает на доизмельчение. Это, в частности, применяется к рудам, в которых золотосодержащие минералы тонковкраплены. Основная флотация чаще работает без перечистки концентрата. Однако одна перечистка может быть полезна, когда избыток шламов в концентрате препятствует фильтрованию. Кроме того, это способствует лучшему регулированию качества концентрата и обеспечивает равномерную нагрузку мельницы доизмельчения.

Удовлетворительный продукт может быть получен по схеме, включающей основную флотацию с одной перечисткой концентрата с введением контрольной флотации, если это необходимо. В таких схемах часто оказывается, что содержание золота в концентрате из первых нескольких камер выше, чем после перечистки всего концентрата основной флотации. Целесообразно такой высококачественный концентрат выводить из цикла и посылать непосредственно в следующую стадию обработки и только пенный продукт из остальных камер основной флотации подвергать перечистке.

При цианировании хвостов флотации происходит быстрое накопление цианидных комплексов в оборотной воде, поступающих с хвостами в хвостохранилище. Это приводит к растворению золота при измельчении и флотации, тем самым снижая извлечение благородных металлов в флотационном цикле. На некоторых фабриках хвосты основной флотации классифицируют. Пески гидроциклонов доизмельчают и проводят дофлотацию сульфидов и золота. Слив гидроциклона и хвосты дофлотации смешивают, сгущают и направляют на цианирова-

ние. Флотационный концентрат, полученный из хвостов флотации, подшихтовывают к основному флотационному концентрату или перерабатывают в отдельном цикле, извлекая благородные металлы. Флотацию для переработки золотосодержащих руд чаще всего применяют в том случае, когда золото находится как в свободном состоянии, так и в ассоциации с пиритом, марказитом, арсенопиритом и стибнитом. Флотационные концентраты цианируют обычно после доизмельчения или после предварительного окисления (разложения) сульфидов. Схемы, включающие цианирование руды с последующей флотацией хвостов, применяют довольно редко и в основном используют их для переработки золотомедных руд. Распространяется практика применения флотации в первой стадии переработки с получением отвальных хвостов и цианирование флотационного концентрата.

При подаче цианида на измельчение флотационных концентратов следует использовать в мельницах футеровку из резины или хромоникелевой стали. При применении высокомарганцевистой стали (типа Г13Л) происходит цементация золота на футеровке.

Для флотации золотых руд применяют флотомшины всех типов. При флотации остатков цианирования, в особенности остатков из отвалов, следует выбирать машину, обеспечивающую максимально интенсивное перемешивание, чтобы использовать обдирку поверхности минеральных частиц для их очистки.

На фабрике Итогон-Суйок (Филиппины), производительностью 540 т руды в сутки перерабатывают руды с содержанием 4,35 г/т золота и промышленное количество серебра. Технологический процесс включает промывку руды в скруббере с удалением шламов в отвал, измельчение руды, флотацию, доизмельчение флотационного золотопиритного концентрата в цианистом растворе и цианирование его. Извлечение золота 92,7 % в процессе флотации и 93,6 % при цианировании. Расход электроэнергии 25,1 кВт. ч на 1 т руды. Себестоимость обогащения 1,17 дол./т руды.

На фабрике Памур (Канада) производительностью 2900 т руды в сутки обогащают руды, содержащие 4 г/т золота по технологии, включающей двухстадийную флотацию с получением концентрата, промпродукта и отвальных хвостов. Промпродукт доизмельчают и подвергают повторной флотации. Концентрат цианируют в три приема. Извлечение золота при флотации 93,02 %, а при цианировании 98,92 %.

Общее извлечение золота 92,02 %. Расход электроэнергии 24,5 кВт. ч на 1 т руды. Себестоимость переработки 1 т руды – 1,85 дол.

В технологическом плане могут представлять технологические и технико-экономические данные фабрики Макинтайр (Канада), работавшей в 30–х гг. по переработке золотосодержащей руды, состоящей из кварца, порфирита, гнейсового базальта и дацита при содержании пирита от 3 до 15 %. Золото связано как с кварцем, так и преимущественно с сульфидами. Технология не потеряла актуальность. Фабрика работала по флотационной технологии с цианированием флотационного концентрата (после доизмельчения до крупности 92 % класса 0,074 мм). Основные параметры процесса приводятся в табл. 3.19.

Таблица 3.19

Основные параметры переработки руды

Содержание золота в хвостах цианирования	0,64 г/т.
Суммарное извлечение золота	95,80 %
Расход электроэнергии по переделам, %:	
среднее дробление	10,9
флотация	59,2
цианирование	21,9
получение сплава Доре	0,7
химанализ	2,7
водовоздушное хозяйство	1,3
отопление, освещение, вентиляция	3,1
Расход шаров:	
при измельчении руд перед флотацией	0,896 кг/т
при доизмельчении флотоконцентрата	0,593 кг/т
pH в прцессе:	
свежей воды	7,8
питание мельницы измельчения	8,10
разгрузка мельницы	8,90
слив классификатора	8,70
питание в основную флотацию	8,75
хвосты основной флотации	8,60
питание перечистки концентрата основной флотации	8,80
хвосты перечистки	8,40
фильтрат от фильтрования концентрата	8,30
Расход реагентов на флотацию:	
цианид	0,09 кг/т
аэрофлот	0,04 кг/т
известь до pH	8,9
Затраты на передел, долл/т:	
дробление	0,213

флотация	0,726
цианирование	0,545
рафинирование	0,044
лаборатория, ОТК	0,030
рабочие	0,008

Крупное дробление проводится в шахте.

В табл. 3.20 приводится химический состав руды продуктов флотационного обогащения.

Таблица 3.20

Химический состав продуктов флотационного обогащения

Наименование	Исходная руда, %	Концентрат, %	Хвосты, %
Пирит	8,21	64,89	0,10
SiO ₂	54,92	15,41	58,28
Fe ₂ O ₃	6,28	3,17	6,79
Al ₂ O ₃	14,18	8,61	15,07
CaO	4,00	3,19	5,61
MgO	-	2,50	2,82
K ₂ O + Na ₂ O	2,85	-	2,95
Влага и CO ₂	4,32	-	9,10
Золото, г/т	15,4	124,42	0,48
Серебро, г/т	-	0,3	-
Медь (в халькопирите)	-	0,61	-
Цинк (в сфалерите)	-	0,71	-
Свинец (в галените)	-	0,02	-
Плотность, кг/м ³	2840	3800 - 4200	2720

Показатели работы фабрики:

производительность	2040 т/сут.
содержание золота в руде	15,22 г/т
извлечение золота флотацией	97,06 %
содержание золота в концентрате	132,72 г/т
содержание золота в хвостах флотации	0,51 г/т

Такая технология приемлема для переработки руд Васильковского месторождения при условии увеличения фронта флотации и реализации кека после цианирования концентрата на кучное выщелачивание. На ряде обогатительных фабрик флотационный концентрат непосредственно не цианируют, а вначале предварительно обжигают. Не всегда даже предварительное окисление флотационного концентрата позволяет максимально извлечь цианированием благородные металлы.

Богатые по металлам хвосты цианирования можно окомковывать и направлять на кучное (перколяционное) выщелачивание.

На золотоизвлекательной фабрике Джайент Иеллоунаиф (Канада) перерабатывают 110 т руды в сутки, содержащей золото, 40 – 50 % кварца и карбонатов, около 10 % пирита и арсенопирита и в незначительном количестве стибнит и антимонит. Золото в руде тонковкрапленное и находится в тесном сростании с сульфидами. Содержание в руде золота 13 г/т, железа 7 %, серы 3,2 %, мышьяка 1,25 % и сурьмы 0,22 %. Технологическая схема обогащения руды включает трехстадийное дробление, одностадийное измельчение, основную сульфидную флотацию и контрольную флотацию с доизмельчением хвостов, обжиг и цианирование концентрата. При флотации используют такие реагенты как амиловый ксентогенат (46,5 г/т), изопропиловый квантогенат (127,5 г/т), полипропиленгликоль (80 г/т) и медный купорос (68 г/т). Извлечение золота во флотационный концентрат составляет 95 %. Во флотационный концентрат кроме золота переходят мышьяк и сурьма, которые оказывают отрицательное влияние на последующее цианирование. Извлечение золота при цианировании флотационного концентрата не превышает 35 %. С целью повышения извлечения золота при цианировании флотационный концентрат после обезвоживания в гидроциклоне диаметром 150 мм подвергают обжигу в печи кипящего слоя диаметром 3,96 м. Воздух в печь подается через 193 фурмы от воздуховки низкого давления в количестве 141,6 м³/мин. Скорость подачи кек в печь 7 т/ч при плотности 78 % твердого. Производительность печи 153 т/сут. Выход огарка 117 т/сут. Потери твердого с пылью и газами в форме триоксида мышьяка, триоксида сурьмы и сернистого газа составляют 36 т/сут. Полученный в обжиговой печи огарок, после двухстадийного измельчения, подвергают двухстадийному цианированию. Перед измельчением огарок промывают и направляют на обезвоживание в гидроциклоне диаметром 250 мм. Измельчение производится в двух шаровых мельницах размером 1520 x 2440 мм, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами диаметром соответственно 150 и 250 мм. В мельницу подают цианид и известь. Слив гидроциклона крупностью 75 % класса минус 0,04 мм поступает на первую стадию цианирования в агитаторах размером 9,72 x 5,4 м. Пульпу после первой стадии цианирования подвергают сгущению в сгустителе диаметром 12 м фильтрованию на барабанном вакуум-филт্রে. Репульпированный отработанными растворами кек поступает на вторую

стадию цианирования в агрегатах размером (7,92 x 5,4 м). Пульпу после второй стадии цианирования направляют на сгущение и фильтрование. Кек идет в отвал, а золотосодержащий раствор в цикл осаждения. Извлечение золота из цианистого раствора проводится активированным углем, попутно с золотом извлекается серебро. Для очистки сточных вод от мышьяка используют известь, а цианида – гипохлорит кальция. С целью снижения потерь золота и уменьшения загрязнения окружающей среды на фабрике применяется сложная система пылеулавливания. Себестоимость обогащения 1 т руды составляет 3,58 дол./т при извлечении золота 88 %. Расход электроэнергии 41,3 кВт. ч на 1 т руды.

На фабрике Керр Эдиссон (Канада) производительностью 1360 т в сутки обрабатывают руды с содержанием 15 г/т золота. Применяемая схема предусматривает добавку цианистого натрия в цикл измельчения, сгущение измельченной руды, цианирование песковой фракции, классификацию хвостов, цианирование в гидроциклонах с направлением шламовой фракции в отвал, флотацию песковой фракции с получением золотосульфидного концентрата, обезвоживание и обжиг его с возвратом огарка в процесс цианирования.

В связи с ужесточением требований по охране окружающей среды, фабрики производящие обжиг золотосульфидных концентратов и не утилизирующие серосодержащие газы, стали использовать для разложения золотосодержащих сульфидных концентратов автоклавное, бактериальное, азотнокислородное окисление. На рис. 3.85 приводится одна из схем с использованием автоклавного цианирования.

Технологическая схема, включающая флотацию золотосодержащего сульфидного концентрата и последующее его цианирование, получила распространение для извлечения золота из хвостовых отвалов, в особенности в ЮАР, США, Канаде и Австралии. В ЮАР скопилось 3,3 – 3,5 млрд.т золотосодержащих хвостов. Содержание компонентов в хвостах: 0,7 – 1,2 г/т (песковая фракция) и 0,2 – 0,7 г/т (шламовая фракция) золота и 0,8 – 1,2 % серы. Золото в хвостах находится в трех основных формах: ассоциированное с сульфидами, главным образом с пиритом, ассоциированное с породой (силикаты, оксиды железа и свободное золото).

В ЮАР в районе Ист Рэнд ежемесячно перерабатывают 1,5 млн. т старых хвостов, из которых получают 0,5 т золота, 16 т урана и 40 тыс. т серной кислоты. Отвалы в виде пульпы транспортируются по трубо-

проводам на расстояние 10 км на централизованную обогатительную фабрику, оборудованную 156 флотационными машинами, объемом 14 м³ каждая. Из получаемого пиритного концентрата, содержащего золото, уран, горячим раствором выщелачивают уран, нерастворимый остаток сгущают до 70 % твердого, обжигают, измельчают и извлекают золото цианированием. При выходе 3 % пиритного концентрата извлекается 55 % золота, 20 % урана, 96 % серы. Извлечение серы при флотации 85–90 %. Выщелачивая оставшееся золото из хвостов пиритной флотации слабым раствором цианида, общее извлечение золота повышается до 70 %. Хвосты флотации и цианирования объединяют, нейтрализуют известью и направляют в хвостохранилище.

Применяется процесс, предусматривающий раздельное извлечение золота цианированием из песков, после их доизмельчения и шламов, выщелачивание урана и извлечение пирита с последующим получением из него серной кислоты. После цианирования и отделения твердого от жидкого из цианистых растворов золото извлекается активированным углем с последующей десорбцией и электролизом. Регенерация золота с активированного угля производится в автоклавах при температуре 93 °С смесью 10 % раствора щелочи и 1 % цианида в течение двух часов. Пульпа после извлечения золота фильтруется на вакуум-фильтре, кек которого направляется в цикл извлечения урана. Тонкое измельчение флотоконцентрата до крупности 97 % класса минус 0,074 мм вскрывает золото, заключенное в пирите и позволяет перевести его в раствор с высокой скоростью. После выщелачивания золота пирит направляется на производство серной кислоты. Хвосты флотации измельчают в открытом цикле до крупности 50 % класса минус 0,074 мм объединяют со шламами и цианируют.

Фирма Гровн Майнз (Австралия) перерабатывает старые хвосты (пески, шламы) с содержанием золота 0,76 г/т. Добыча песков осуществляется экскаваторами, а шламов – гидромониторами. Пески содержат до 26 % шламов, отделяемых в гидроциклонах. Эти шламы, вместе с поступающими из хвостохранилища, направляют на цианирование, при этом 40 % воды, поступающей со шламами идет в оборот. Пески флотируют для получения пиритного концентрата, содержащего 5–7 г/т золота, затем концентрат доизмельчают до крупности 90 % класса минус 0,074 мм и цианируют с помощью процесса "уголь в пульпе".

Цианирование проводится в 26 пачуках диаметром 8 и высотой 16 м. Растворы после обезвоживания подкрепляют и возвращают на

выщелачивание, а хвосты цианирования поступают на вторую коллективную флотацию. При производительности 5 тыс. т/мес. пиритного концентрата и 200 – 300 кг/мес. золота, месячный расход основных реагентов составляет 7 тыс. т СаО и 220 т цианида натрия.

Для переработки старых отвалов фабрик считается наиболее перспективной флотационная технология, в связи с высоким содержанием в них цветных металлов, приводящих при прямом цианировании к увеличению расхода цианистого натрия и снижению качества сплава Доре. Для переработки флотационных концентратов, полученных из хвостов, целесообразно использовать экологически чистую автоклавно-цианидную технологию. Эта технология обеспечивает не только извлечение благородных, но и цветных металлов. Достоинство этого процесса заключается в том, что на цианирование направляется небольшой объем материала, а не вся масса хвостов.

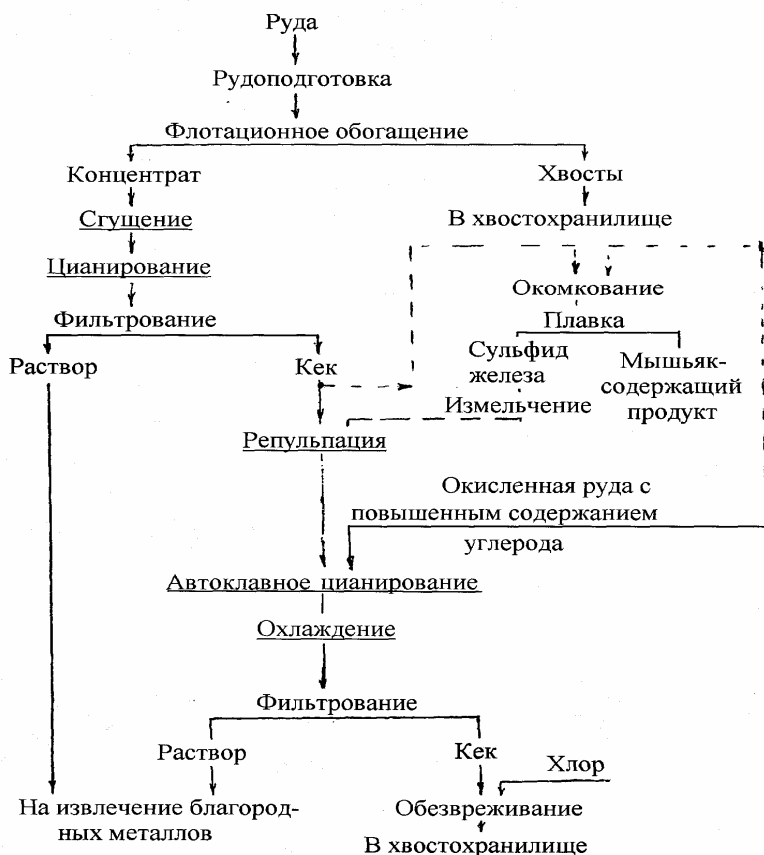


Рис. 3.85. Технологическая схема использования автоклавного цианирования

Цианирование хвостов проводят на медно-золотосодержащей фабрике Палидан (Филиппины).

Цианирование проводят не только хвостов обогащения, но и промпродуктов сульфидной (золото-пиритной) флотации (фабрика Памур, Канада).

Подвергают цианированию хвосты флотации на медной фабрике Эль-Индио (Чили), перерабатывающей руду с содержанием меди 3,1 %, золота 3,4 г/т и серебра 62 г/т (рис. 3.86). Хвосты флотации перед

сорбционным цианированием сгущают. Цианирование проводят в шести пачуках в течение 72 ч при добавлении нитрата свинца. Расход цианида на 1 т руды составляет 500 г. Процианированную пульпу направляют в цикле сорбции, где установлены четыре аппарата, оснащенные аэролифтами и внешними виброгрохотами с ячейкой размером 420 мкм. Количество угля, загружаемого в первый аппарат 15 г/дм^3 , во второй 50 г/дм^3 пульпы. Время сорбционного процесса 8 ч. Насыщенный уголь из сорбционного процесса поступает в два автоклава, работающих параллельно. В эти аппараты загружают 10 т угля и десорбируют золото щелочным раствором цианистого натрия под давлением в течение 7 ч. Десорбированный уголь обеззольчивают и после термической реактивации направляют в сорбционный процесс. Элюат после десорбции с содержанием золота 0,122 г/т, серебра 1,315 г/т, меди 0,148 г/т направляют на электролиз. Электролиз осуществляется в круглых электролизерах, расположенных в четырех параллельных секциях (четыре в каждой секции). В качестве катодов используют "стальную вату". Катоды после электролиза промывают, сушат в инфракрасной сушилке и отправляют на плавку. Пульпа после сорбции направляется в хвостохранилище.

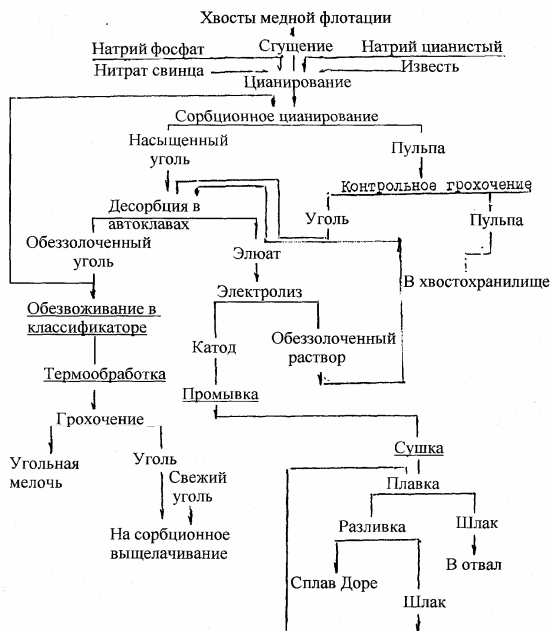


Рис. 3.86. Технологическая схема извлечения золота из хвостов медной флотации на фабрике Эль-Индио

На рис. 3.87. приводится флотационно-сорбционная схема переработки золотосодержащей руды с повышенным содержанием меди на Ангренской фабрике, Узбекистан, а на рис. 3.88 схема переработки флотационных лежалых хвостов цианированием на фабрике Сиа Минера де Отузко (Перу).

Перспективно использование лежалых хвостов некоторых флотационных обогатительных фабрик Казахстана для извлечения золота (табл. 3.21).

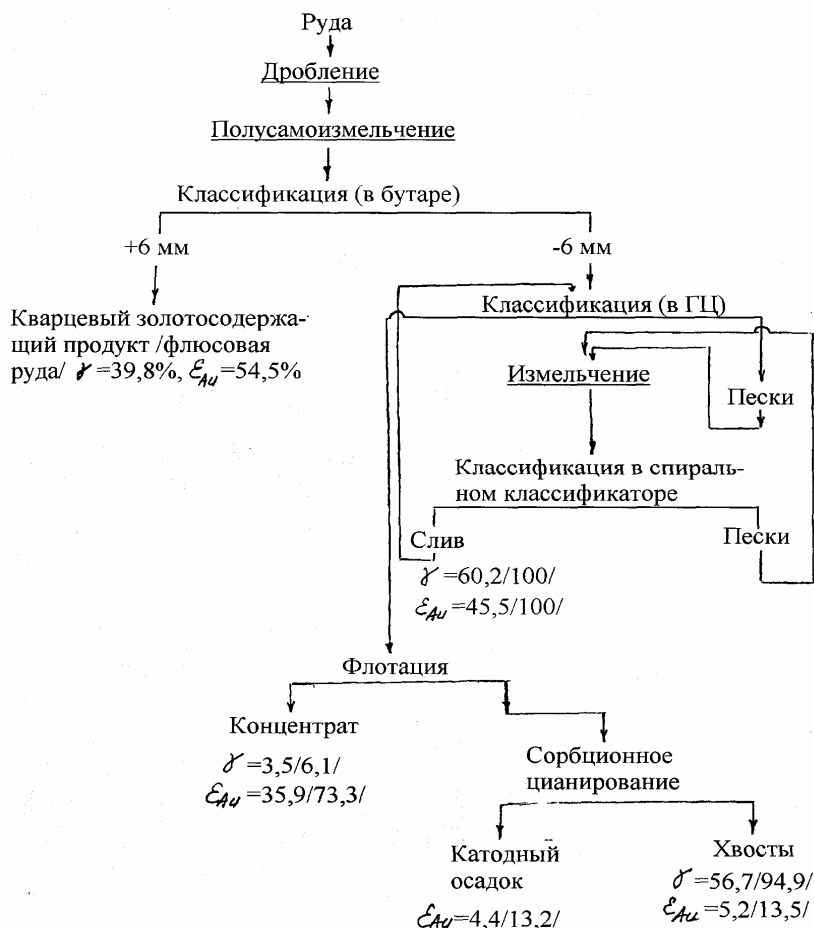
Таблица 3.21
Содержание золота в некоторых хвостохранилищах Казахстана

Наименование предприятий и хвостохранилищ	Количество хвостов, тыс.т	Содержание золота, г/т	Количество золота, кг
АО "Казахалтын" Аксукская ОФ	7000	1,50	10500
Бестюбинская ОФ	8300	1,00	8300
Жолымбетская ОФ	6700	1,20	8040
АО "Майкаинзолото" Майкаинская ОФ	3400	1,00	3400
Торт-кудукская ОФ	900	1,5	1350
АО "Васильковский ГОК"	2000	0,50	100
АО "Лениногорский ПК"			
Чашинское	88847	0,68	60416
Старое	13608	1,16	15785

Применяют цианирование и для извлечения серебра из хвостов флотационного обогащения на фабрике "Балдог-Маунтин" (США), перерабатывающей свинцово-серебряные руды с содержанием свинца 2 % и серебра 6180 г/т. Для доизвлечения благородных металлов из шламистых хвостов свинцовой флотации проводится цианирование. Совместно с ними перерабатывают шламы старых отвалов. После сгущения шламов до 44–48 % твердого, они проходят стадию щепоотделения. Очищенную пульпу направляют на цианирование в четырёх пачуках. Условия цианирования: концентрация цианида 0,06 %, pH = 10,5 – 11,0, время цианирования 36 ч. На переработку 1 т руды расходуется 0,9 кг цианида, 2,4 кг извести и 0,19 кг гидроксида натрия. Процианированная пульпа с содержанием 27–34 г/т в твердой фазе и 75 г/т в растворе серебра поступает на сорбцию. Цикл сорбции осуществляется

в шести механических агитаторах размером 3,35 x 4,6 м, снабженных виброгрохотами с отверстиями размером 710 мкм.

Условия сорбционного выщелачивания: концентрация цианистого натрия 0,04 %, крупность угля минус 3,36 плюс 1,0 мм. Количество угля, загружаемого в первый агитатор 4100 кг, во второй – шестой агитаторы по 900–1350 кг. Пребывание пульпы на каждой стадии 1,5 ч. Извлечение серебра 70 %. Насыщенный уголь, содержащий серебро в количестве



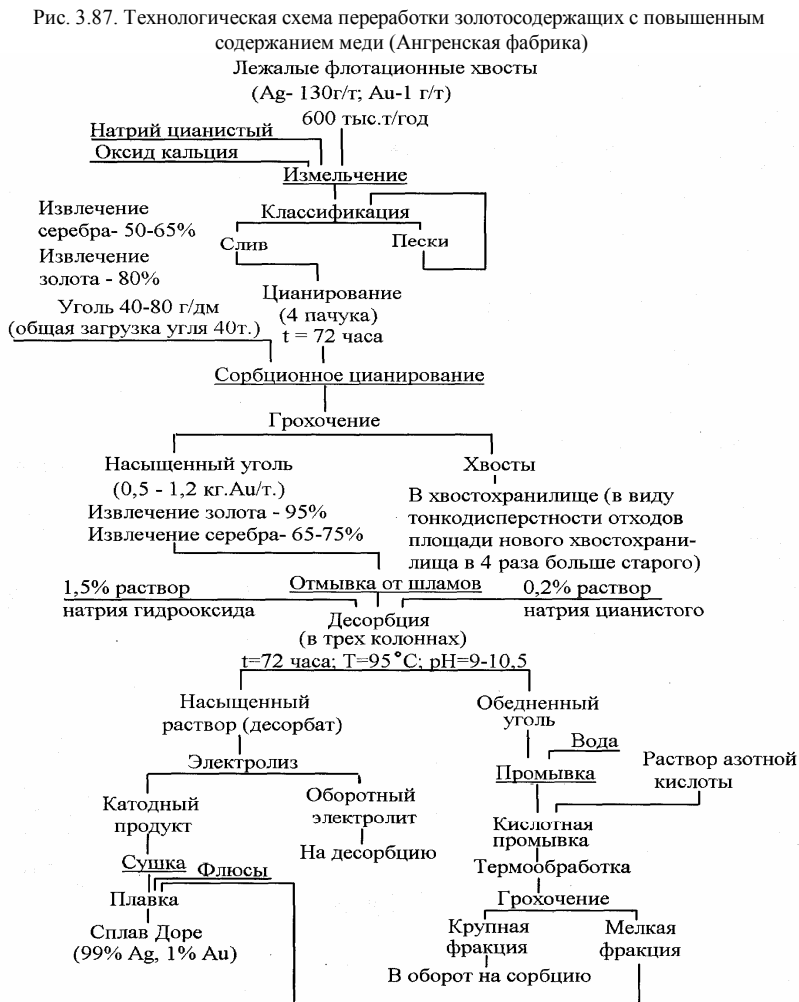


Рис. 3.88. Технологическая схема переработки лежалых флотационных хвостов (фабрика Сиа Минера де Отузко)

13,72 кг/т поступает на десорбцию, которую осуществляют в четырех колоннах из нержавеющей стали размером 1,8 x 2,1 м раствором, содержащем 1 % гидроксида натрия и 0,3 % цианистого натрия при

температуре 78 °С. Продолжительность десорбции 4 сут. После десорбции уголь реактивируют при температуре 590°С в течение 30 мин. Периодически уголь промывают соляной кислотой. Реактивированный уголь после удаления мелких зерен на грохоте вновь поступает на сорбцию. Ежемесячно в сорбционный процесс подают 1000 кг свежего угля. Потери угля на 1 т руды на фабрике составляют 200 г. Серебро-содержащий элюат после десорбции подвергают электролизу, который проводят в четырех последовательно установленных цилиндрических камерах. Катод в каждой камере – стальная проволока массой 9 кг. Кроме цилиндрических камер, в цехе установлены две прямоугольные камеры (в каждой камере 8 катодов). Катодом прямоугольной камеры служит стальная проволока массой 1,14 кг. Катоды, содержащие 4,6–5,1 кг серебра на 1 кг проволоки, отправляют на плавку и получают слитки 950 пробы (рис. 3.89).

В табл. 3.22 приводятся эксплуатационные расходы на 1 т перерабатываемых шламов (хвостов флотации).

Таблица 3.22

Эксплуатационные расходы по переработке шламов, долл (1980 г.)

Показатели	Значение
Использование хвостов флотации (около 50 % руды, поступающей на сорбционную фабрику)	1,05
Цианирование	1,15
Сорбционное выщелачивание (с затратами на грохочение и использование угля)	2,72
Десорбция серебра с угля	1,83
Продолжение табл. 5	
Реактивация (регенерация) угля	0,51
Электролиз	0,73
Складирование хвостов	0,80
Итого:	9,16

На рис. 3.90 приводится рекомендуемая технологическая схема переработки лежалых хвостов обогащения полиметаллических руд Лениногорского полиметаллического комбината. Учитывая сложность захоронения отработанных хвостов, из-за присутствия в них цианида, предложенная технология предусматривает сухое складирование.

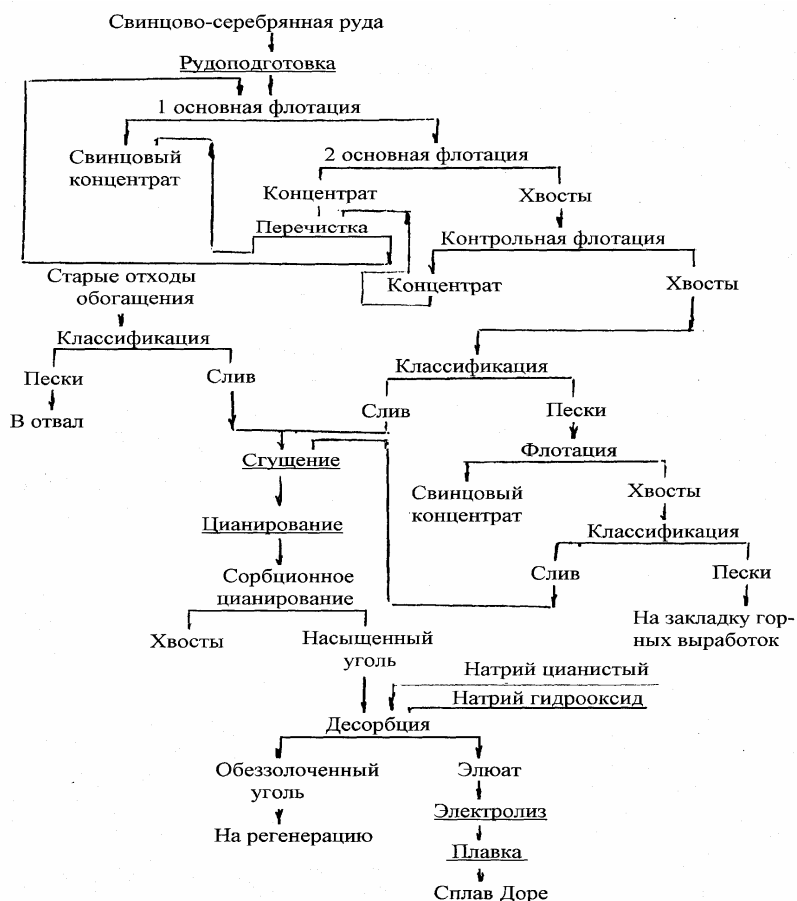


Рис. 3.89. Технологическая схема переработки свинцово-серебрянных руд с применением флотации и цианирования

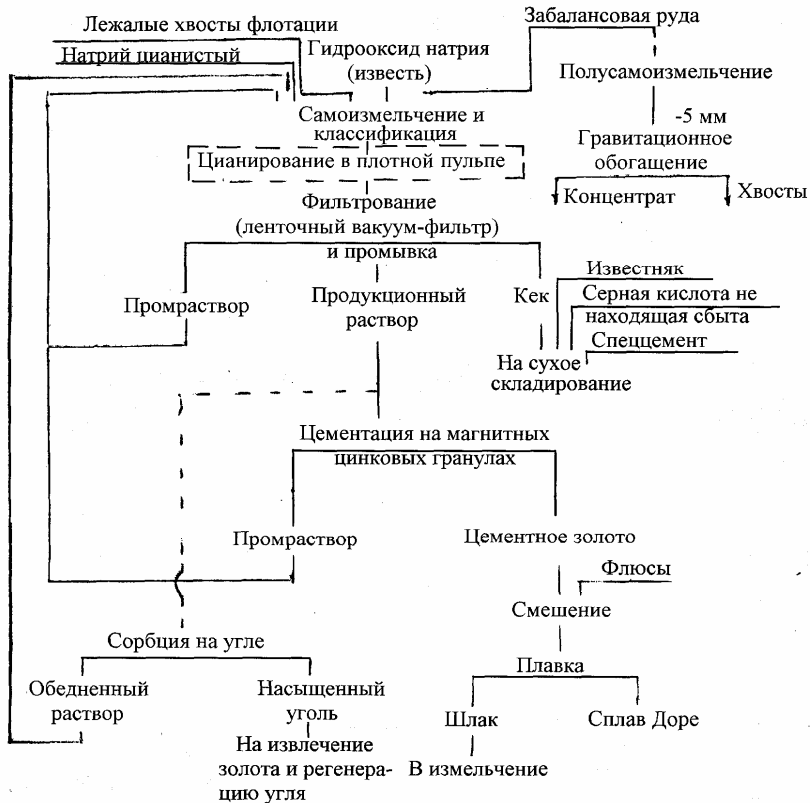


Рис. 3.90. Технологическая схема совместной переработки лежалых хвостов и забалансовых руд с использованием сухого складирования хвостов (применительно к Лениногорскому полиметаллическому комбинату)

На полиметаллической фабрике Айронг Кинг, (США) проводят цианирование промпродукта свинцовой флотации после доизмельче-

ния (15 % от объема руды). Хвосты цианирования, после связывания, содержащегося в них свободного цианида железным купоросом, возвращают на контрольную свинцовую флотацию. Этим обеспечивается возможность перехода в свинцовый концентрат золота, нерастворившегося при цианировании.

Комбинированная технология (флотация – цианирование) применяется не только на золотоизвлекательных фабриках, но используют ее и на медно-цинковой фабрике Туба (Филиппины), перерабатывающей руду с содержанием меди 0,76 %, цинка 10,5 %, золота 20,22 г/т и серебра 99,5 г/т. Извлечение золота цианированием предусмотрено из хвостов медной флотации. Извлечение золота составляет 90 %, серебра 89 %. После цианирования проводится цинковая флотация, извлечение цинка в концентрат составляет 96 %. Выделение благородных металлов из цианистого раствора осуществляется цементацией на цинковой пыли. Операция цианирования позволяет снизить содержание благородных металлов в цинковом концентрате (рис. 3.91).

На фабрике Голден-Манитоу (Канада), перерабатывавшей свинцово-цинковую руду с содержанием свинца 0,5 %, цинка 3,82 %, меди 0,15 г/т, золота 1,15 г/т, серебра 133 г/т, в начале получали коллективный концентрат, содержащий, %: цинка 5,5; свинца 2,0; меди 0,5; серы 40,2; железа 32,3; золота 3,72 г/т; серебра 288,6 г/т. Содержание пирита в руде составило от 10 до 50 %. Коллективный концентрат доизмельчали, подвергали цианированию, затем объединяли с хвостами коллективной флотации и выделяли свинцово-цинковый концентрат, который затем разделяли. Общее извлечение золота 81,4 %, в т. ч. при цианировании 79,1 %, в свинцовый концентрат 2,3 %. Извлечение серебра 78,2 % (при цианировании 36,8 %, в свинцовый концентрат 37 %, и 4,4 % в цинковый концентрат). Извлечение свинца и цинка в одноименные концентраты составило, соответственно 79,3 и 90,5 %. Одно из преимуществ этой схемы заключалось в том, что 70 % цинка миновало стадию цианирования и таким образом не подвергалось подавляющему действию цианида и извести (рис. 3.92).

Сочетание обогащения и цианирования применяется и на ряде других полиметаллических фабрик для извлечения благородных металлов. На фабрике "Пачук" (Мексика), перерабатывающей свинцово-цинковые руды, после получения свинцового концентрата проводят цианирование песковой части хвостов и цинкового концентрата. На свинцовой фабрике Сэн-Джуан Лукас (Мексика) цианируют песковую фракцию хвостов флотации. В хво-

стах остается до 160 г/т серебра и поэтому их цианируют в течение 52 ч растворами с повышенной концентрацией цианида (0,18 – 0,2 % – раствор цианистого натрия) с расходом цианида 5,5 кг/т и извести 3,0 кг/т. В свинцово–золотосеребряный концентрат при обогащении извлекается 77,6 % золота и 22,2 % серебра, а из хвостов цианированием извлекается 14,6 % золота и 75,9 % серебра. На этой фабрике слив цинкового сгустителя и фильтрат направляют на цианирования хвостов.

В 30–40 гг. в Канаде цианированию подвергали хвосты медной флотации на фабрике Норанда и хвосты медно-цинковой флотации на фабрике Флин–Флон.

Комбинированная технология предложена для переработки одного из месторождений окисленных золото-баритовых руд Республики Куба (рис. 3.93, 3.94).

Одним из перспективных направлений переработки золото-содержащих руд с применением флотации и цианирования является цианирование в одном цикле флотационных концентратов, подвергнутых окислению совместно с продуктами обогащения. Один из таких процессов приведен на рис. 3.95. Кроме того, перспективным является использование аминов при флотации золота и пирита из руды в щелочной среде при pH более 10. Амины в отличие от ксантогенатов не замедляют процесс цианирования.

Если решается проблема переработки флотационных концентратов, то схема флотации и последующего цианирования имеет ряд преимуществ перед непосредственным цианированием:

- 1) более низкие эксплуатационные расходы на измельчение, т. к. флотация не требует тонкого измельчения;
- 2) меньшие капитальные вложения (на 50–60 %), поскольку на цианирование поступает не более 7–20 % продуктов от веса руды.

При переработке богатых по благородным металлам флотационных концентратов целесообразно использовать обычное цианирование, а не сорбционное, в связи с тем, что в ряде случаев наблюдаются существенные потери золота и серебра с тонкодисперсным углем. Флотационные концентраты после цианирования хорошо фильтруются. В Казахстане не имеющем производство активированного угля и ионнообменных смол, предпочтение нужно отдавать классическому процессу: цианирование выделения раствора – извлечение благородных металлов из растворов цементацией на цинке или углеродистом ферромарганце. Цианистый натрий целесообразно подавать на доизмельчение флотационного концентрата.



Рис. 3.91. Технологическая схема переработки медно-цинковых руд с операцией цианирования

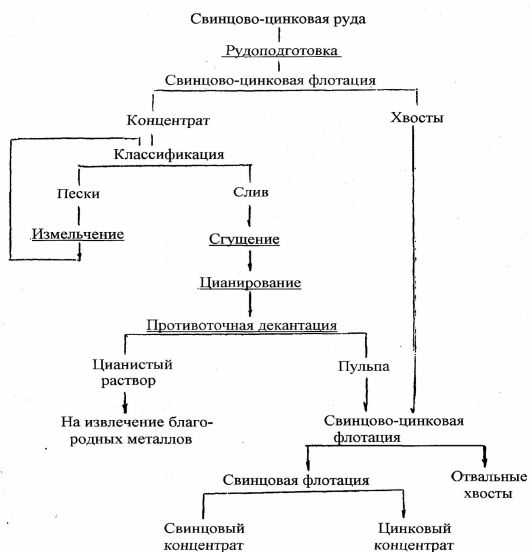


Рис. 3.92. Технологическая схема переработки свинцово-цинковых руд с операцией цианирования

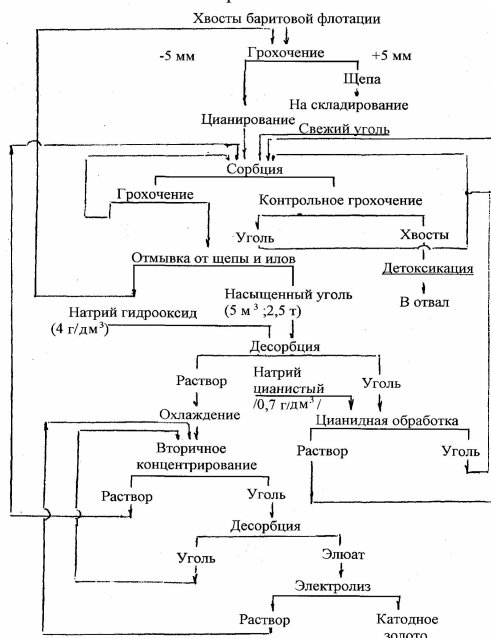


Рис. 3.93. Технологическая схема извлечения золота из хвостов баритовой флотации



Рис. 3.94. Технологическая схема совместной переработки сульфидных и малосульфидных руд

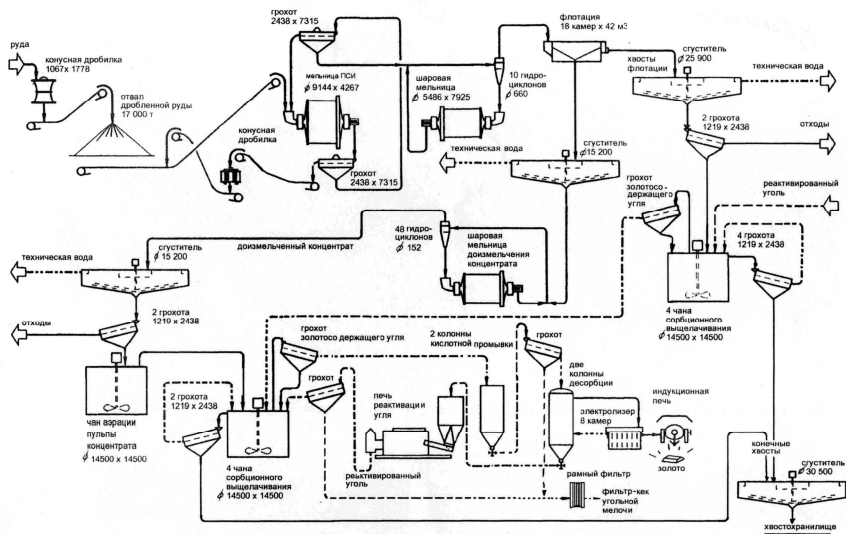


Рис. 3.95. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды (Кумтор, Киргизия)

3.4.3 Переработка золотосодержащих руд с применением гравитационного обогащения, флотации и цианирования

Наиболее характерным примером из числа крупных золотоизвлекательных фабрик, перерабатывающих руды с применением гравитационного фракционирования по плотности (отсадкой), флотационного обогащения легкой фракции и цианирования тяжелой фракции совместно с флотационным концентратом, является фабрика Мак-Интаир (Канада), производительностью 1300 т/сут. На фабрике обогащают золотопиритные кварцевые руды со средним содержанием золота 9,5 г/т по технологии, приведенной на рис. 3.96. Дробленную в четыре стадии руду до крупности 4 мм с содержанием 9,5 г/т направляют на отсадочную машину. Хвосты отсадки измельчают до крупности 85 % класса минус 0,2 мм в шаровых мельницах. Слив классификатора направляется на флотацию в машинах механического типа. Хвосты контрольной флотации направляют на концентрационный стол и затем сбрасывают в хвостохранилище. Объединенный флотационный концентрат, содержащий 30 г/т золота вместе с гравитационным концентратом отсадки и концентрационных столов, после доизмельчения до крупности 85 % класса минус 0,044 мм, направляют на цианирование. Общее извлечение золота на фабрике 93,5 %, в т. ч. гравитационным способом 15 %. Затраты на переработку 1 т руды составляют 1,5–2,1 долл., в т. ч. на цианирование 0,35 долл. и флотацию 0,39 долл. Затраты на электро энергию 0,16 дол. на 1 т руды.

По аналогичной технологии перерабатывают золотопиритные руды на фабрике Бибиани (Гана) и Конимба (Зимбабве).

На фабрике Дилнайт (Канада) применяли с 1963 г. технологию, представляющую гравитационное фракционирование с применением отсадки, флотации золотосодержащих сульфидов (пирротина, пирита и арсенопирита) из хвостов гравитационного обогащения (рис. 3.97). Затем концентрат отсадки и флотационный концентрат измельчали и подвергали цианированию. На фабрике применялась раздельная флотация песков и шламов и цианирование в три стадии сгущением пульпы после первой стадии цианирования и фильтрованием после второй. Фабрика перерабатывала руду с содержанием золота 10,1 г/т. Выход концентрата флотации составлял 10 %. Содержание золота в хвостах цианирования 0,69 г/т. Извлечение золота – 94,4 %. Расход на 1 т руды: извести – 0,36 кг, цианида – 0,6 кг.

Применяют комбинированную схему переработки золотосодержащей руды с использованием гравитации, флотации и цианирования на фабрике Поура (Буркино Фасо), небольшой производительности (26 т/ч) с содержанием золота 17,5 г/т. На фабрику поступает руда крупностью 600 мм. Дробление проводится в три стадии с получением класса минус 12 мм, который направляется на измельчение, осуществляемое в шаровой мельнице размером 2,7 x 1,5 м. Разгруз мельницы, крупностью минус 4 мм поступает на отсадку для извлечения крупных зерен золота. Концентрат отсадки перечищается на концентрационных столах. Хвосты отсадки подвергаются к классификации в гидроциклоне, пески которого направляются во вторую стадию измельчения в замкнутом цикле (циркуляционная нагрузка 140 %). Расход электроэнергии на измельчение 15 кВт·ч/т. Флотация проводится в 12-ти пневмомеханических машинах с объемом 2,8 м³ каждая (основная и контрольная). Перечистка проводится в 10 флотомашинах механического типа объемом 0,5 м³. Производительность флотационного отделения 80 м³/ч, содержание твердого в питании 25 %. При флотации в качестве собирателя используют амиловый ксантогенат (250 г/т) и изокрезол (100 г/т). Степень обогащения при флотации 400. Флотационный концентрат подвергают сгущению до 35 % твердого с применением флокулянта и направляют в пачук объемом 13 м³ на цианидное выщелачивание. Исходная концентрация цианистого натрия 300 г/дм³ расход от 36 до 50 кг/т концентрата (100 г/т руды), pH=11. Продолжительность выщелачивания 24 ч. Затем проводится сорбция золота на угле. Угольные частицы выделяют на грохоте (диаметр 0,7 мм). Затем проводится десорбция в 15 % спиртовом растворе, нагретом до 80 °С и электролиз. Гравитационные концентраты подвергают амальгамации. Полученное при амальгамации подвергают плавке на сплав Доре. Извлечение золота из руды 93 %. В хвостах остается 1,2 г/т золота. Сплав Доре содержит в среднем 82 % золота, 12 % серебра. Технология разработана фирмой Болиден (Швеция).

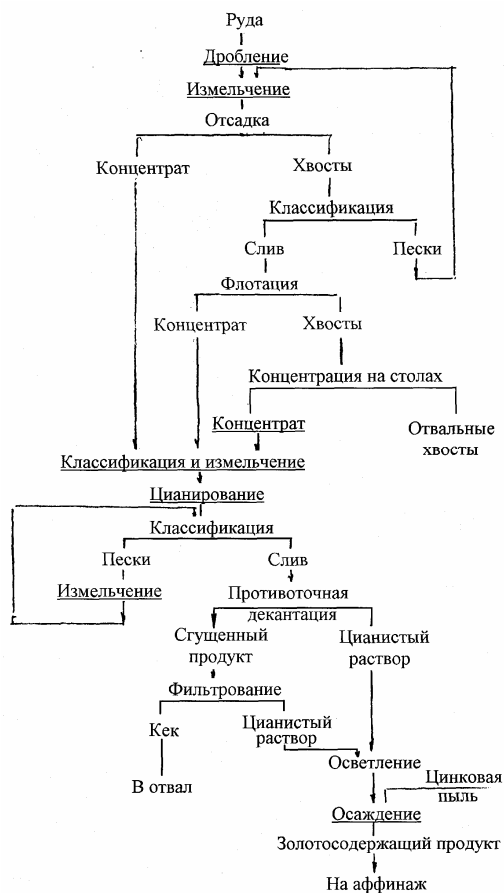


Рис. 3.96. Технологическая схема переработки золотосодержащих руд с применением гравитационного и флотационного обогащения в сочетании с цианированием



Рис. 3.97. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды с цианированием гравитационного и флотационного концентратов

На рис. 3.98, 3.99 приводятся технологические схемы одного из предприятий СНГ, на котором сочетаются гравитационное обогащение, флотация и цианирование.

Чаще всего на предприятиях цианируют совместно гравитационные и флотационные концентраты по технологии с использованием сорбции в пульпе на угле с последующим электролизом и плавкой (рис. 3.100), а также применяют технологию: цианирование–фильтрование–сорбция на угле из раствора–электролиз–плавка (рис. 3.101, табл. 3.23).

В качестве примера рассмотрим одну из технологических схем совместной переработки гравитационных и флотационных концентратов цианированием, применяемую на одном из предприятий СНГ. Гравитационные и флотационные концентраты перед цианированием доизмельчают до крупности 95–99 % класса минус 0,043 мм. В начале проводят цианиро-

вание в две стадии. Время цианирования в одну стадию 4–5 ч (в две стадии 8–10 ч). Плотность пульпы при цианировании 40 % твердого, pH = 10,5. Затем проводится сорбционное цианирование в восемь стадий. Время сорбционного цианирования в одну стадию 4–5 ч (общее 32–40 ч). Концентрация угля 40 г/дм³. Содержание угля 600–650 кг в каждой стадии. Начальная концентрация цианида при цианировании 2000–4500 мг/дм³, остаточная 500–2200 мг/дм³ (зависит от содержания благородных металлов в исходном продукте).

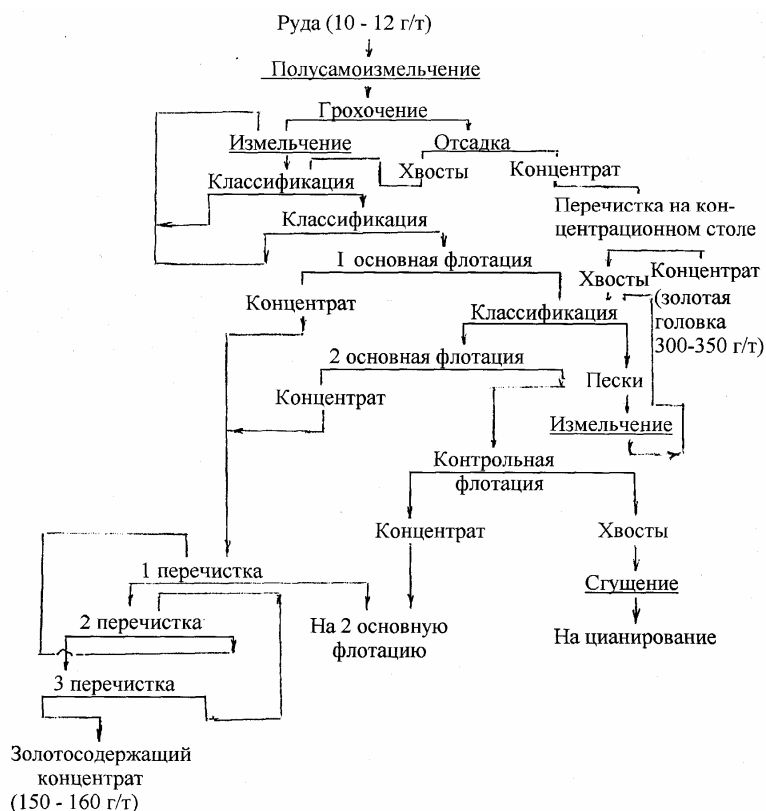


Рис. 3.98. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды (цикл гравитационного обогащения и флотации)

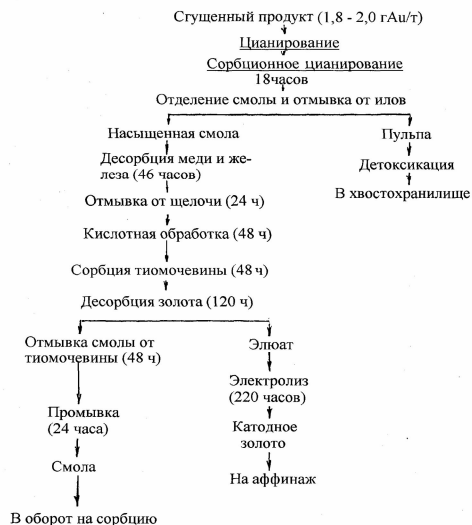


Рис. 3.99. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды (цикл цианирования хвостов)

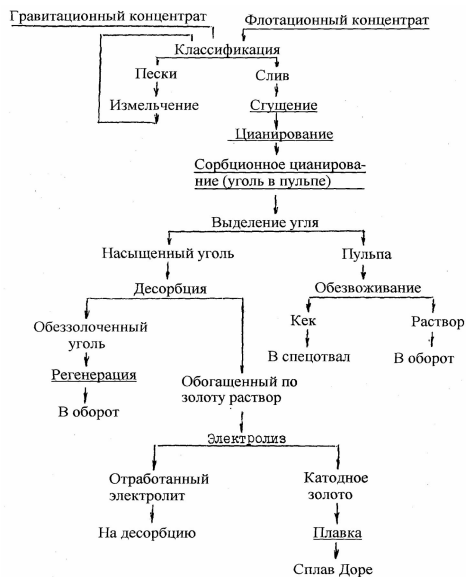


Рис. 3.100. Технологическая схема совместной переработки гравитационных

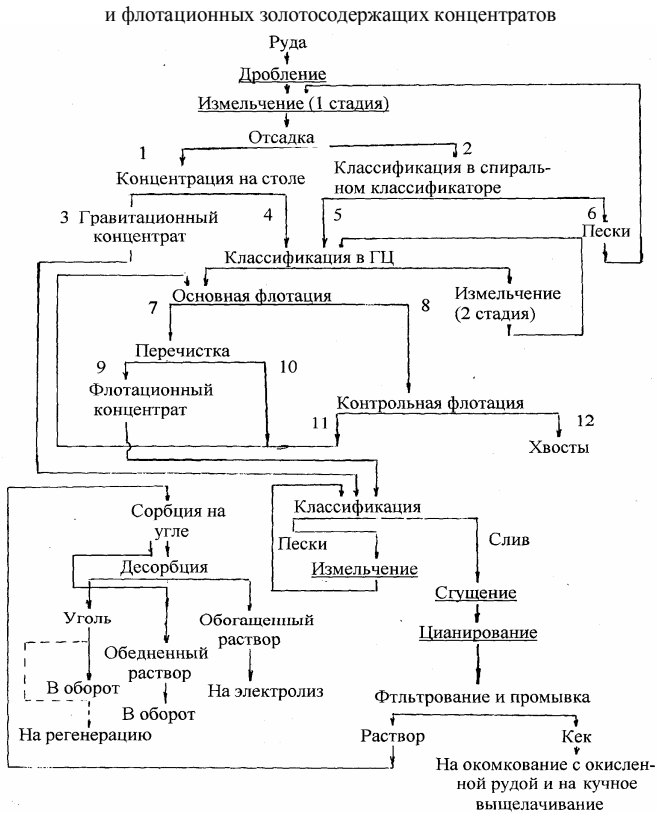


Рис. 3.101. Технологическая схема переработки золотосодержащей руды по технологии гравитационного обогащения - флотация - цианирование концентратов

После десорбции металлов с угля получают растворы, содержащие:

золота — 50–60 мг/дм³;
 серебра — 15–20 мг/дм³;
 меди — 150–200 мг/дм³;
 мышьяка — 15–20 мг/дм³.

В насыщенном угле содержание золота 4–4,2 кг/т, серебра 1,4–1,5 кг/т.

Содержание металлов в оборотном угле:

золота — 100 мг/кг,
 серебра — 100 мг/кг.

Содержание в растворе после сорбции:

золота	– 0,02 мг/дм ³ ;
серебра	– 0,02 мг/дм ³ ;
меди	– 150 -200 мг/дм ³ ;
цианида	– 500 - 600 мг/дм ³ .

При переработке концентрата, содержащего 75–100 г/т золота, 30–35 г/т серебра, 60 г/т меди, 1,5–4,0 % мышьяка и 10–15 % серы по технологии цианирование-сорбция на угле – электролиз-плавка. В сплав Доре извлекается 84–86 % золота и 75–85 % серебра.

При переработке флотационных и гравитационных концентратов по технологии, доизмельчение-цианирование – сорбция на угле-электролиз-плавка, расход реагентов в среднем составляет (на 1 т концентрата):

Шары	1 кг
Натрий цианистый на выщелачивание	5 кг
Натрий цианистый на десорбцию	8,5 кг
Известь	1,0 кг
Сода каустическая на десорбцию	0,85 кг
Сода каустическая на электролиз	0,85 кг
Активированный уголь	0,05 кг
Гипохлорит кальция (для обезвреживания хвостов)	30 кг
Соляная кислота (на десорбцию)	2,5 дм ³
Дизтопливо (для подогрева десорбционного раствора)	0,02 дм ³
Стальная вата (для электролиза)	0,02 кг
Бура (для плавки)	0,01 кг
Диоксид кремния (для плавки)	0,01 кг
Электроэнергия	0,15 МВт.ч
Вода	0,04 м ³
Железный купорос	1,2 кг

После электролиза из катодного осадка получается сплав Доре, содержащий:

- 55–70 % золота,
- 15–20 % серебра,
- 10–30 % меди.

Если возможно, то хвосты цианирования концентратов следует направлять на кучное (перколяционное) выщелачивание совместно с забалансовой или богатой рудой (после окомкования).

Процесс "уголь (смола) в пульпе" наиболее эффективен при повышенном содержании мышьяка в концентратах.

Таблица 3.23

Распределение золота по продуктам обогащения и выхода продуктов

Номера продуктов	Содержание золота, г/т	Выход, %
0	9,8	100
1	42,6	18,59
2	1,8	475,8
3	85,2	8,15
4	1,2	8,35
5	3,3	63,48
6	1,6	388,46
7	57,7	5,23
8	1,78	84,02
9	108,2	2,05
10	25,3	3,28
11	25,1	4,23
12	0,68	88,78

Технологическую схему переработки золотосодержащей руды, включающую гравитационное выделение золота в цикле измельчения, флотацию хвостов гравитации и цианирование хвостов флотации (процесс уголь в пульпе) применяют довольно редко из-за влияния флотореагентов на процесс цианирования и выделения золота из раствора.

Себестоимость продукции по этой технологии (по операциям) составляет, %:

измельчение руды	– 30,8;
гравитация	– 2,0;
флотация	– 6,5;
цианирование, сорбция	
на смоле, регенерация, электролиз	– 39,8;
сгущение, фильтрование	– 5,4,
обезвоживание пульпы	– 15,5.

При гравитационном и флотационном обогащении золотосодержащей руды с повышенным содержанием шламов не всегда удастся полностью извлечь благородные металлы из руды и в связи с этим

проводят цианирование хвостов флотации. Нужно учитывать, что флотационные реагенты в некоторой степени влияют на сорбционную активность смол и углей. В связи с этим стараются хвосты флотации подвергать сгущению до предельно возможной плотности, чтобы удалить в слив значительное количество флотореагентов.

Цианированию подвергают не только золотосодержащие руды, флотоционные и гравитационные, но и цинковые концентраты (рудник Scorpion, Намибия). Новым объектом цианирования становятся золотосодержащие продукты с гидрохимической переработкой цинковых концентратов (процесс разработан в КазНТУ профессором В.В. Авдюковым) (рис. 3.102).

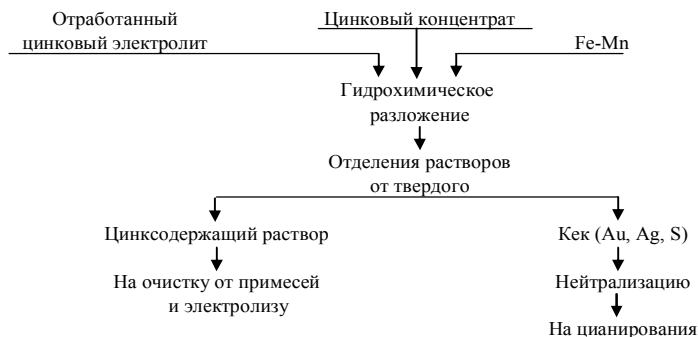


Рис. 3.102. Принципиальная схема переработки цинковых концентратов с цианированием

При сорбционной технологии (уголь в пульпе) одной из важных проблем являются потери золота вследствие истирания угля (в пульпе находится 30–80 г/дм³ угля). Потери угля составляют 45–200 г на 1 т руды. С каждой тонны угля теряются около 0,7–0,85 г золота. В связи с этим, в ряде случаев классический иловой процесс сочетается с сорбционным (на угле) для извлечения благородных металлов из раствора (рис. 3.103, 3.104).

В табл. 3.24 приводится технический регламент по цианированию хвостов после гравитационного обогащения и флотации.

В табл. 3.25 приводится распределение металлов при регенерации смолы АМ–2Б.

На рис. 3.105 приводится проектная схема золотоизвлекательной фабрики, предусматривающая использование гравитационного обогащения, флотации и цианирования, а в табл. 3.26 указаны технико-экономические расчеты по этой фабрике.

По комбинированной технологии, включающей сочетание гравитационного и флотационного обогащения работало ряд фабрик в бывшем СССР (рис. 3.106, 3.107).

Таблица 3.24

Технологический регламент по цианированию хвостов флотации и сорбции на смоле (700 т/сутки).

1. Первое цианирование хвостов	
Содержание золота в питании	5,7 г/т
Время цианирования	4 ч
Расход цианистого натрия	0,2 кг/т
Расход соды	1,0 кг/т
Продолжение таблицы 3.24	
2. Сорбция	
Время сорбции	5 ч
Число аппаратов	5 штук
Емкость смолы АМ-2Б	10 г/кг
Время контакта смолы на первой стадии	20 ч
3. Второе цианирование	
Время цианирования	2 ч
Расход цианида	0,2 кг/т
4. Сорбция II	
Время сорбции	7 ч
Число аппаратов	7 шт.
Содержание золота в хвостах	0,8 г/т
Потери смолы	10 г/т руды
5. Регенерация смолы, выделенной на грохоте с сеткой 0,4 мм от пустой породы	
а) десорбция железа и меди	
Исходный раствор	40 г/дм ³ NaOH + 0,5 г/дм ³
Выход раствора	5 об/об ионита
Время контакта ионита	24 ч
Температура	60 °C
Число аппаратов	1 шт.
Элюат возвращается в голову процесса на цианирование	
Содержание золота в элюате	5-10 г/м ³
б) отмывка ионита водой	
Выход промывной воды	5 об/об ионита
Время контакта ионита	24 часа

Температура	60 °C
Число аппаратов	1 шт.

Продолжение табл. 3.24

Промыводы объединяются с элюатом и возвращаются в голову процесса на цианирование	
в) Кислотная обработка	
Исходный раствор	20 г/дм ³ H ₂ SO ₄
Температура	60 °C
Выход раствора	5 об/об ионита
Время контакта ионита	24 часа
Содержание золота в элюате	1–3 г/м ³
Число аппаратов	1 шт.
Расход кислоты	150 г/т руды
г) сорбция золота и тиомочевины	
Осуществляется из маточника после извлечения золота из товарного регенерата	
Выход раствора	1,5 об/об ионита
Время контакта ионита	24 часа
Содержание золота в выходном растворе	10 г/дм ³
Число аппаратов	1 шт.
д) десорбция золота	
Исходный раствор	80г/дм ³ ТМ + 30 г/дм ³ H ₂ SO ₄
Время контакта ионита	72 часа
Выход товарного регенерата	4 об/об ионита
Температура	60 °C
Число колонн	3 шт.
Расход тиомочевины	120 г/т руды
Расход серной кислоты	100 г/т руды
Содержание золота в товарном регенерате составляет около	2000 г/м ³
Товарный регенерат направляется на осаждение золота на крупке ферромарганца	
е) отмывка ионита от тиомочевины	
Осуществляется водой при температуре	60 °C
Выход промыводы	1,5 об/об ионита
Время контакта ионита	24 ч
Число аппаратов	1 шт.

Промывная вода направляется на приготовление исходного раствора тиомочевины для десорбции золота	
ж) десорбция цинка и серы	
Исходный раствор	40 г/дм ³ NaOH
Выход раствора	5 об/об ионита
Температура	60 °C
Число аппаратов	1 шт.
Расход гидрооксида натрия	300 г/т руды

Продолжение табл. 3.24

Раствор после десорбции цинка объединяется в специальной емкости с элюатом, где происходит нейтрализация	
Нейтрализованные растворы (pH = 9) направляются на четвертый пачук сорбции	
з) отмывка ионита от щелочи водой	
Выход промывки	5 об/об ионита
Время контакта ионита	24 ч
Число аппаратов	1 шт.
Промывки направляются на приготовление раствора щелочи для десорбции. Отмытый ионит направляется в оборот на сорбцию.	
6. Выделение золота из товарного регенерата	
а) осаждение ведется на высокоуглеродистом ферромарганце (процесс предложен профессором В.И. Авдюковым, КазПИИ)	
Для выделения золота можно использовать алюминий или осаждать золото в виде гидрата.	
Температура	50 °C
Содержание золота в маточнике	10–15 г/м ³
Расход ферромарганца	2–3 г/г золота
б) отделение осадка (осуществляется фильтрованием)	
Фильтрат в количестве 2/3 объема направляется на доукрепление раствора для десорбции золота, на сорбцию золота и тиомочевины.	
в) растворение осадка	
Осадок растворяется в 5% растворе серной кислоты	
Расход серной кислоты	4 г/г ферромарганца
Время растворения	2 ч
Раствор после растворения используется для нейтрализации растворов	
Оставшийся кек направляется на плавку для получения сплава Доре	
7. Плавка золотосодержащего кека.	
Состав шихты:	
Кек	1 в.ч
Бура	0,18 в.ч
Сода	0,2 в.ч
Селитра	0,1 в.ч
Содержание золота и серебра в сплаве Доре более	90–95 %
Шлак доизмельчается и направляется на цианирование.	

Таблица 3.25
Поведение металлов при регенерации смолы АМ-2Б

Операции	Содержание, мг/г
----------	------------------

	Золото	Серебро	Медь	Цинк	Железо	Никель	CN	TM	Мышьяк
Насыщенная смола	4,761	5	10	12	4	1,0	15	-	н/о
Отмывка от илов	4,761	5	10	12	4	1,0	15	-	
Цианистая обработка	4,761	5	3,2	1,2	2,146	1,0	15	-	
Кислотная обработка	4,761	5	3,2	2,0	2,146	0,941	-	-	

Продолжение табл. 3.24

Операции	Содержание, мг/г								
	Золото	Серебро	Медь	Цинк	Железо	Никель	CN	TM	Мышьяк
Сорбция и мочевины	4,170	5	0,25	2,0	2,146	0,941	-	254,2	
Десорбция золота и серебра	0,15	0,15	0,25	0,19	2,146	0,861	-	254,2	
Щелочная обработка	0,15	0,15	0,25	0,05	1,55	0,0035	-	-	
Отрегенерированная смола	0,15	0,15	0,25	0,05	1,55	0,0035	-	-	

Таблица 3.26

Укрупненные технико-экономические расчеты.
(золотоизвлекающая фабрика, производительностью 100 тыс. т руды
в год, комбинированная технология, по данным 1988 г.)

Наименование	Показатели
Режим работы	
Рабочих дней в году	330
Рабочих дней в неделю	6–7
Продолжительность смены	6–8 ч
Списочный состав трудящихся	232 ч
в т. ч. рабочих	220 чел.
ИТР	12 чел.
Производительность в год	
на одного рабочего	454,5 т/ч
на трудящихся	431,0 т/ч
Капитальные вложения, тыс. руб.	12599,5
в т. ч. строительно-монтажные	9219,1
Оборудование	1988,9
Прочие затраты	1391,5
Удельные капитальные вложения	126,0
Производственные фонды, всего	11995,8
в т. ч. основные производственные фонды	10961,6
Эксплуатационные расходы, тыс. руб.	5171,0
Себестоимость переработки 1 т руды	51,71
Себестоимость обогатительного передела	26,16

Продукция фабрики: объединенный гравито-флотационный концентрат и катодное золото.

В капитальные вложения входят объекты энергоснабжения, теплоснабжения и водоснабжения.

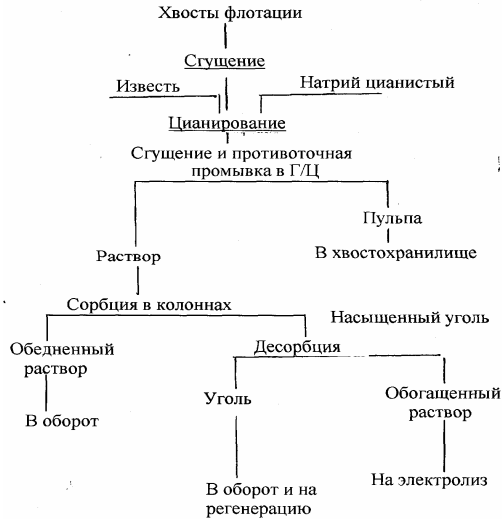


Рис. 3.103. Технологическая схема переработки флотационных хвостов с использованием цианирования и противоточной декантации (выделение благородных металлов из осветленных растворов сорбцией)



Рис. 3.104. Технологическая схема переработки золотополиметаллической руды

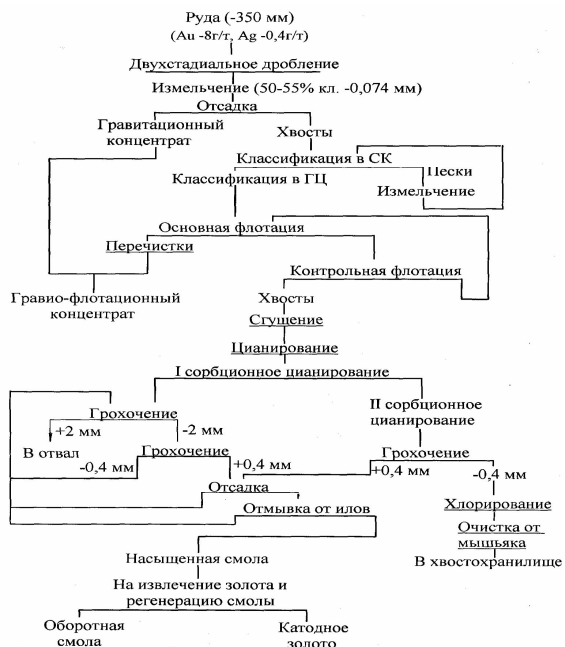
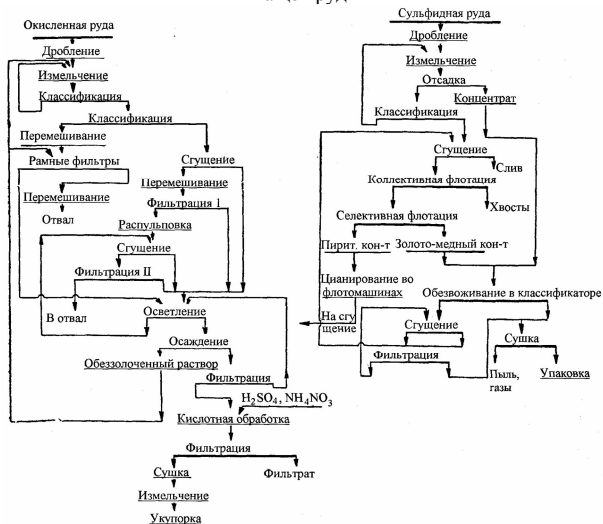


Рис. 3.105. Упрощенная схема комбинированной технологии переработки золотосодержащей руды



КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

7. Когда применяют флотационные методы для извлечения золота?
8. Какие реагенты применяют при флотации золота?
9. Для каких целей применяют гидрометаллургические операции в комбинированных схемах извлечения золота из руды?
10. В чем заключается подготовка упорных руд к цианированию?
11. Какие процессы применяют для извлечения золота из цианистых растворов?
12. Какие методы применяют для отделения обогащенного раствора от твердого?
13. В чем сущность процесса «уголь в пульпе»?
14. В чем сущность «смола в пульпе»?
15. Какой активированный уголь применяют в процессе «уголь в пульпе»?
16. Какие смолы применяют в процессе «смола в пульпе»?
17. Каким образом отделяется обогащенный золотосодержащий сорбент (уголь, смола) от твердого в процессе «уголь, смола в пульпе»?
18. Методы обезвреживания цианистых растворов?
19. Методы переработки сплава Доре?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Авдюков В.И., Авдюков В.В.* Переработка золотых и рваных руд: Учеб. пособие для вузов. Ч 1. Алматы: КазНТУ, 2000.
2. *Адамов Э.Б., Кисляков Л.Д., Нагирняк Ф.И.* Практика обогащения руд цветных, редких и благородных металлов. М.: Недра, 1964.
3. *Бочаров В.А., Игнаткина В.А.* Технология обогащения золото-содержащего сырья: Учеб. пособие для вузов. М.: Изд. дом «Руда металлы», 2003.
4. *Байысбеков Ш.Б., Перегудов В.В., Перегудов Е.В.* Геотехнологический подход золотоносности в системе (угол-зола) Екибастузских углей. Вест. КазНТУ. – Алматы, № 3. 2005.
5. *Байысбеков Ш.Б., Акказина Н.Т., Авдюков В.И., Галиев Б.Е.* К вопросу гидросульфатизации сульфидов. Вест. КазНТУ. – Алматы, № 3. 2005.
6. *Байысбеков Ш.Б.,* Усовершенствованный центробежный концентратор золота различной крупности. Вест. Карагандинского университета. – Караганда, №4 (44). 2006.
7. *Барченков В.В.* Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. М.: Металлургия, 1982.
8. *Берт Р.О.* Технология гравитационного обогащения/Пер. с англ. М.: Недра, 1990.
9. *Стрижко Л.* Металлургия золота и серебра: Учеб. пособие для вузов. М.: МИСИС, 2001.
10. *Сейдалы А. С., Горошко И В.* Перспективы развития золотодобывающей промышленности Казахстана: Аналитический обзор. Алматы: КазгосИНЦ, 1999.
11. Сорбционная технология на основе ионнообменных смол в гидрометаллургии золота и серебра (обзор) / *А.А.Пивоваров, О.В. Сергеева* // Экотехнология и ресурсосбережение. № 5. 1998.
12. *Зеленов В.И.* Методика исследования золото-серебросодержащих руд. М.: Недра, 1989.
13. *Меретуков М.А., Орлов А.М.* Металлургия благородных металлов. М.: Металлургия, 1990.

14. Металлургия благородных металлов / *И.Н. Масленицкий, А.В. Чугаев, В.Ф. Борбат* и др. М.: Металлургия, 1987.

15. *Минеев Г.Г. Панченко А.Ф.* Растворитель золота и серебра в гидрометаллургии. М.: Металлургия, 1994.

16. *Хабашин Ф.* Основы прикладной металлургии. Т. II Гидрометаллургия. М, 1975.

17. Модульные обогатительные фабрики Практика эксплуатации минеральные ресурсы России. Экономика и управление. Спальный выпуск сентябрь, 2003.

18. Кучное выщелачивание золота – зарубежный опыт и перспективы развития (Справочник. Под редакцией В.В. Каратанова и Б.С. Ужкенова) Москва. – Алматы, 2007. Межправительственный совет стран СНГ по разведке, использованию и охраны недр, 2002.

Часть II ПЕРЕРАБОТКА УРАНОВОГО СЫРЬЯ

ВВЕДЕНИЕ

За последнюю четверть века в ряде стран, в т. ч. в Казахстане, возникла крупная отрасль хозяйства, связанная с добычей и переработкой атомного сырья. Налажено производство ядерного горючего, конструкционных материалов, необходимых в реакторостроении, а также целого ряда вспомогательных продуктов, используемых в ядерных реакторах (теплоноситель, замедлители, поглотители и отражатели нейтронов). Особо широкий размах получило производство природного урана.

В результате химико-технологического передела уранового сырья получают уран в форме, удобной для использования его в ядерных реакторах.

Компактный металлический уран находит значительное применение для изготовления тепловыделяющих элементов гетерогенных ядерных реакторов. Кроме механической прочности, компактный уран обладает высокой плотностью, в его составе отсутствуют другие элементы, которые могут обусловить потери нейтронов за счет захвата.

В ядерных реакторах наряду с металлическим ураном используются его сплавы с такими металлами, как алюминий, цирконий, молибден, никель и другие, обладающие низкими эффективными сечениями захвата. В таких сплавах механические и антикоррозийные свойства металлического – урана значительно улучшены.

Однако следует отметить, что использование металлического урана для ядерных реакторов сопряжено с преодолением целого ряда трудностей технологического и эксплуатационного характера. Прежде всего, получение металлического урана и его соединений – это последний и довольно сложный химико-металлургический комплекс операций. Если использовать в ядерных реакторах соединения урана, стоимость ядерного горючего снизится, снизятся также затраты, связанные

с его регенерацией. Далее, металлический уран обладает малой жаропрочностью; радиационные нарушения в его кристаллической структуре, а также образование осколочных элементов в результате деления ядер приводят к резкому ухудшению механических свойств и изменяют форму изделий.

С этой точки зрения целесообразнее использовать в ядерных реакторах жаропрочное соединение – диоксид урана. Радиационная устойчивость этого соединения значительно выше, чем компактного металла, образование продуктов распада ядер также в меньшей степени влияет на кристаллическую структуру. Поэтому в ядерных реакторах, работающих при высоких температурах, используются так называемые керамические тепловыделяющие элементы, состоящие из прессованных и спеченных кристаллических порошков диоксида урана или его смесей с оксидами других металлов, добавляемых с целью замедления нейтронов или придания изделиям необходимой механической прочности. На рис. 1.1 приводится общая схема технологии ядерного топлива.

Схема цикла ядерного топлива

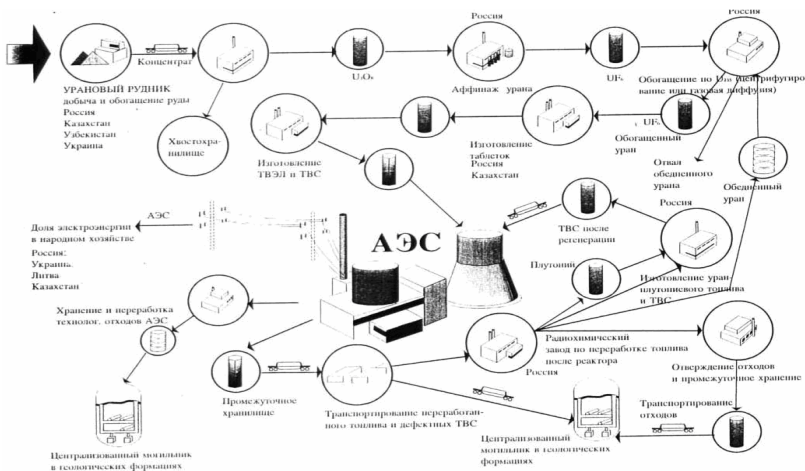


Рис. 1.1. Общая схема технологии ядерного топлива

Глава 1

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО УРАНА И ЕГО СОЕДИНЕНИЙ

В природе известны более 200 минералов урана (преимущественно оксидами) и шестивалентного урана (соли уранила).

К важнейшим минералам группы оксидов относят уранит – UO_2 и настуран (или урановая смолка – U_3O_8). По современным воззрениям они представляют одну минеральную фазу переменного состава UO_x , где x меняется от 2 до 2,6.

Содержание урана в ураните колеблется от 46,5 до 88,2 %. Обычно присутствуют также продукты радиоактивного распада урана. К другим минералам группы оксидов относятся браннерит – титано-силикат $(\text{U}; \text{Ca}; \text{Fe}^{+2}; \text{Th})_3(\text{TiSi})_5\text{O}_{16}$ и давидит – минерал сложного состава $(\text{Fe}^{+3}; \text{Ce}; \text{U})(\text{Ti}^{+4}; \text{Fe}^{+3}; \text{U}^{+3}; \text{Cr}^{+3})_3(\text{O OH})_7$. К группе экзогенных минералов, образующихся на земной поверхности (месторождения осадочного типа), относятся:

карнотит – уранилванадат калия – $\text{K}_2(\text{UO}_2)_2(\text{VO}_4) \cdot n \text{H}_2\text{O}$;
тюямунит – уранилванадат кальция – $\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{VO}_4) \cdot n \text{H}_2\text{O}$;
отенит – $\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{PO}_4) \cdot n \text{H}_2\text{O}$;
торбернит – $\text{Cu}(\text{UO}_2)(\text{VO}_4) \cdot n \text{H}_2\text{O}$;
коффинит – $\text{UO}_2 \cdot \text{SO}_2$.

Среди эндогенных месторождений наибольшее промышленное значение имеют гидротермальные, в которых уран представлен в основном настураном и браннеритом.

Промышленным источником сырья являются и экзогенные осадочного типа месторождения. Во многих из них уран тесно ассоциируется с органическими соединениями (битумы, угли), молибденом, ва-

надием, селеном. Кроме того, уран легко задерживается всеми фосфоритными образованиями (фосфориты, костные остатки рыб и др.).

В настоящее время считают экономически целесообразным перерабатывать урановые руды с содержанием 0,05–0,07 % U_3O_8 . Комплексное использование урана вместе с другими ценными компонентами позволяет экономически выгодно перерабатывать руды, содержащие 0,01–0,03 % урана.

Глава 2

МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ УРАНОВЫХ РУД

Для извлечения урана из руд применяют гидрометаллургические процессы. Физические методы обогащения, за исключением радиометрического и предварительного обогащения в тяжелых средах для отделения урансодержащих сланцев от известняка (завод в Швеции), не нашли применения при переработке урановых руд (рис. 2.1).

2. 1 Рудоподготовка

В урановой промышленности при переработке минерального сырья в операциях рудоподготовки используют щековые, конусные дробилки, а также стержневые и шаровые мельницы с системой классификации.

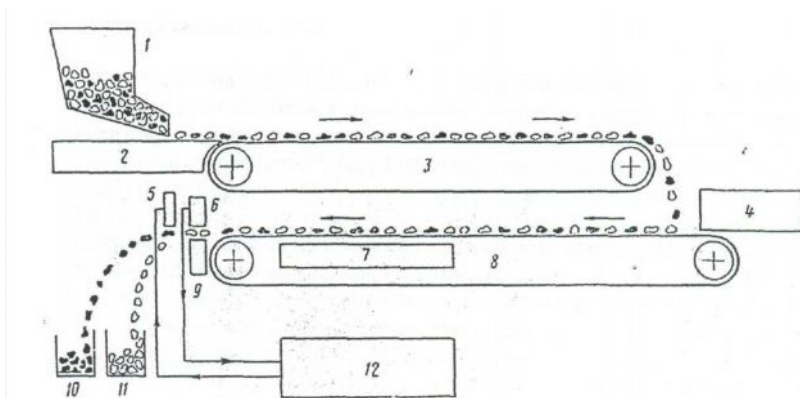


Рис. 2.1. Схема радиометрического сепаратора:

- 1 – питающий бункер; 2 – система питания; 3 – ленточный питатель;
4 – устройство для ускорения движения и стабилизации; 5 – разделяющий механизм;
6 – видеодатчик; 7 – сцинтиляционные счетчики; 8 – главный транспортер;
9 – источник света; 10 – концентрат; 11 – хвосты; 12 – электронное устройство

Производительность большинства урановых предприятий по переработке руд составляет 1500–2000 т/сут, 5000 т/сут. Отличаются они тем, что доля капитальных затрат и эксплуатационных расходов, приходящаяся на измельчение руды, значительно ниже, чем на фабриках крепких руд. Например, на предприятии для урановых руд при производительности 1500 т/сут капитальные затраты на измельчение составляют 2 млн. долларов при 16 млн. суммарных, а на фабрике такой же производительности для медных руд – 3, 5 – 4 млн. дол.

На фабриках для урановых руд применяют мельницы полусамозмельчения сравнительно небольших размеров.

В США действуют 11 предприятий с мельницами полусамозмельчения для песчаниковистых руд особенно рационально потому, что в этих рудах зерна пустой породы (кварц) обычно слабоцементи-

рованы и полное их освобождение достигается при измельчении руды в один прием до 0, 6 или 0,8 мм.

На фабрике Lucky Me (штат Юта), перерабатывающей влажную глинистую руду, установка полусамои измельчения заменила установку, включающую 2 стадии дробления в молотковых дробилках, сушку и измельчение в стержневых мельницах. На предприятии в штате Вайоминг одна мельница полусамои измельчения 5,5 м заменила 2 щековые дробилки, сушку, конусную дробилку, стержневую и шаровую мельницы с дугowymi грохотами. Помимо простоты, достоинствами мокрого самоизмельчения и полусамои измельчения по сравнению с классическими является отсутствие пылевыведения, что особенно важно в урановой промышленности. Главная практическая проблема при самоизмельчении – классификация в цикле измельчения; гидроциклоны и дуговые грохоты склонны забиваться щепой, из-за чего резко возрастает циркуляционная нагрузка. Поэтому применяют горизонтальные виброгрохоты и измельчение в открытом цикле. Имеются трудности в опробовании продуктов для руд, требующих тонкого измельчения, и двухстадиальные схемы (полусамои измельчения со стержневыми мельницами). Для правильного выбора схемы и оборудования самоизмельчения и полусамои измельчения необходимо проводить крупномасштабные испытания.

В табл. 2.1 приводятся сравнительные расходные показатели при двух способах измельчения урановых руд.

Таблица 2.1

Сравнение расходных показателей при двух способах измельчения

Показатели	Обы	
	чаяя схема измельчения	Схема с мельни- цами полусамои измельчения

Расход футеровки, г/т	100	91
Расход измельчающих тел, г/т	797	743
Расход электроэнергии, кВт*ч/т	12,1	16,5
Эксплуатационные расходы, %		
(за 100 % приняты затраты на измельчение по обычной схеме)	100	88,9

Рудное сырье подвергают дроблению, измельчению и выщелачиванию раствором серной кислоты или карбонатными растворами в присутствии окислителя с целью перевода урана в виде сульфатных или карбонатных комплексов. Полученную пульпу после выщелачивания подвергают непрерывной противоточной декантации или фильтрованию для отмывки растворенного урана, которую извлекают из растворов экстракцией органическим растворителем или ионнообменной сорбцией (рис. 2,3 и 2,4).

На ряде заводов сорбируют уран непосредственно из пульпы или после выделения из нее песковой фракции (рис. 2.5). Конечной продукцией большинства урановых заводов является химический урановый концентрат, который реализуют на аффинажные заводы.

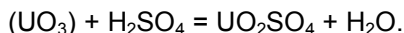
Уран извлекают не только из рудного сырья, но при подземной добыче, а также из фосфоритов попутно при переработке золото-уранового сырья и т. д.

В настоящее время в России работает всего одно уранодобывающее предприятие – АООТ «ППГХО» (Акционерное общество

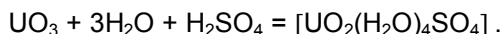
открытого типа «Приаргунское производственное горно-химическое объединение»), которое добывает 2500 т урана в год.

2. 2 Сернокислотное выщелачивание урана из руд агитационным способом

Выщелачивание кислотами наиболее широко используют в промышленной практике. Большой частью применяют серную кислоту, реже – азотную. При обработке руд, содержащих и урановую смолку, выщелачивание серной кислотой проводят в присутствии окислителя – пиролюзита (MnO_2) или хлората натрия (NaClO_3). Выщелачивание триоксида урана (UO_3) в растворах серной кислоты протекает быстро легко:



Однако эта форма написания реакции не вполне корректна. Безводный сульфат в этих условиях получить невозможно. Реакция растворения триоксида урана в серной кислоте очень сложна и с учетом существования аквакомплексов ее можно выразить уравнением



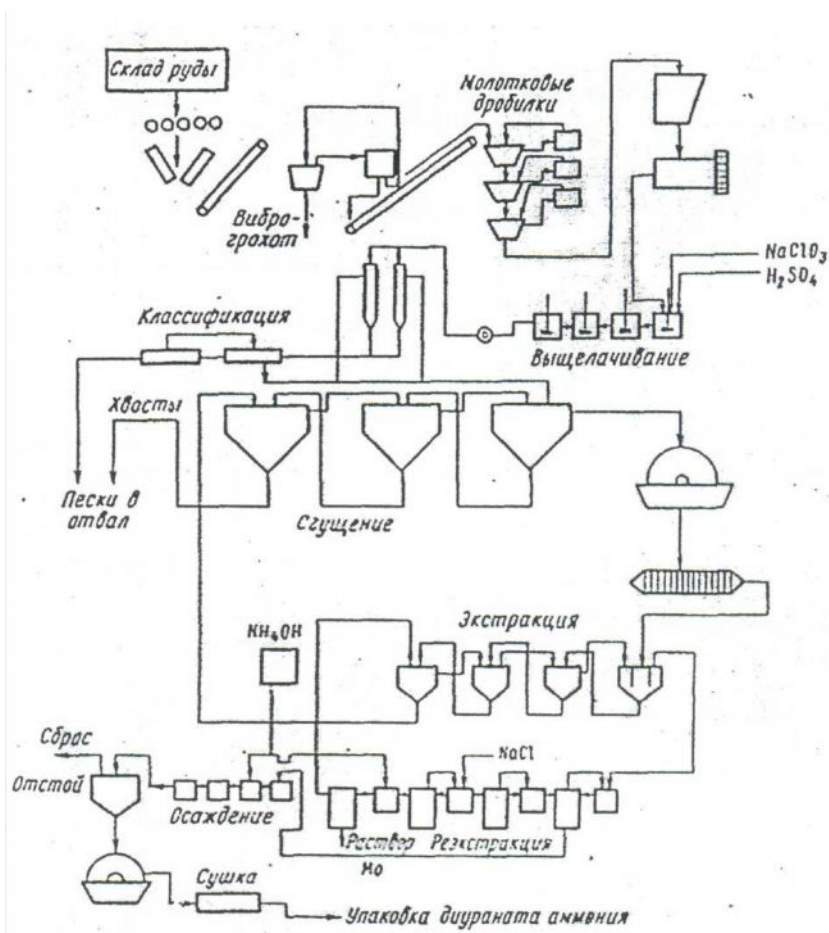


Рис. 2. 3. Аппаратурная схема переработки уранового сырья по технологии: выщелачивание – противоточная декантация в сгустителях– экстракция – осаждение

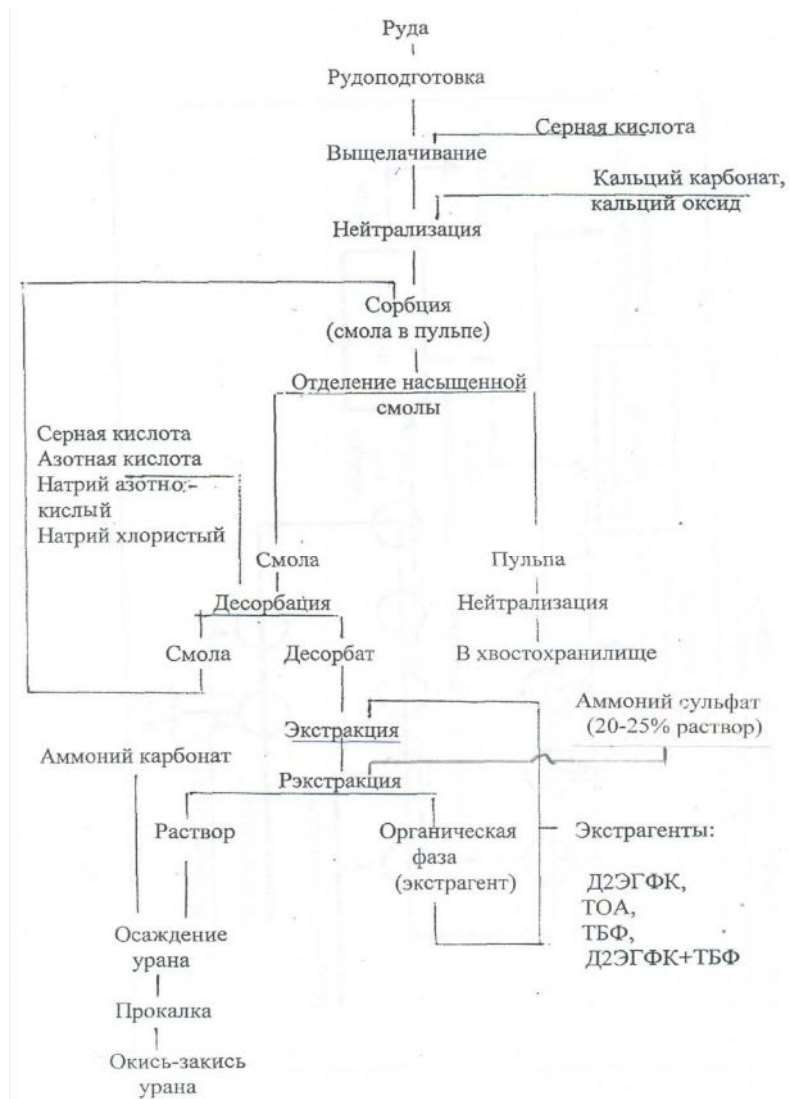


Рис. 2.4. Технологическая схема переработки урановых руд с использованием сорбции из пульпы и экстракции

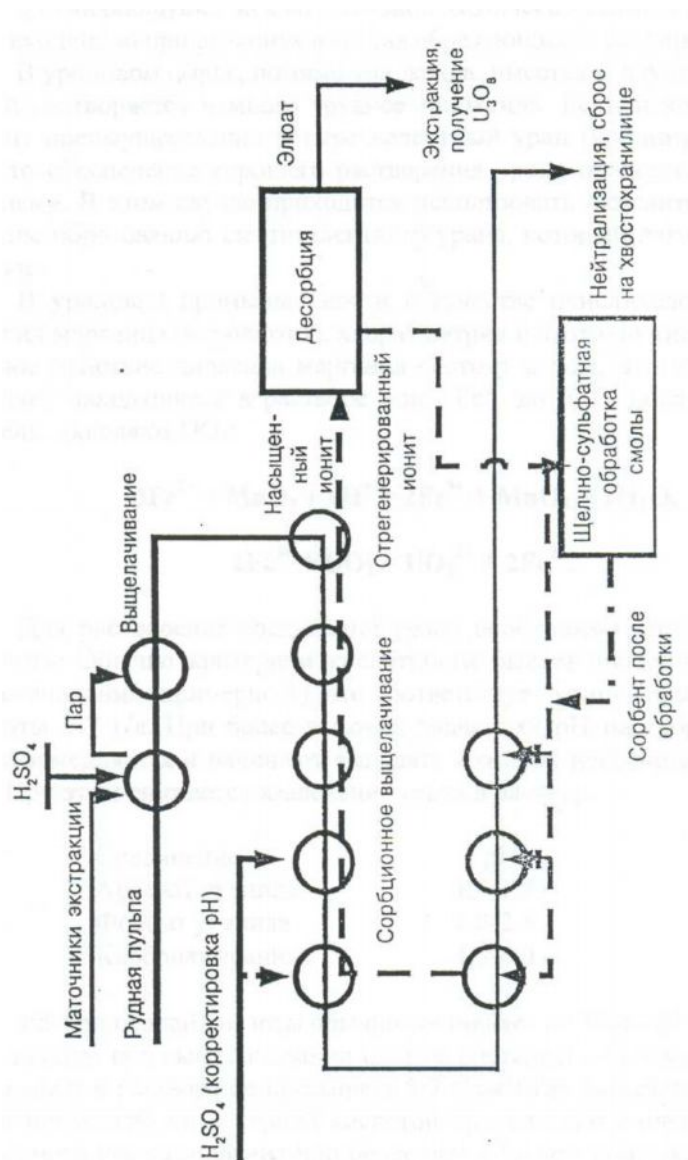
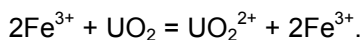
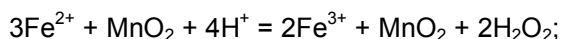


Рис. 2.5. Схема селективного извлечения урана из рудных пульп

Почти все соединения урана содержат не ион U^{6+} , а группу урана UO_2^{2+} , отличающуюся исключительной химической стойкостью и полностью входящую при реакциях в состав образующихся соединений.

В урановом сырье помимо триоксида имеется и двуоксид урана, который растворяется намного труднее триоксида. Если исходная руда содержит преимущественно четырехвалентный уран (уранинит, настуран и др.), то обеспечение хорошего растворения урана представляет сложную проблему. В этом случае приходится использовать окислители, способствующие образованию шестивалентного урана, который легче переходит в раствор.

В урановой промышленности в качестве окислителей используют диоксид марганца (пиролюзит), хлорат натрия и азотную кислоту. Окислительное действие диоксида марганца состоит в том, что это соединение окисляет находящиеся в растворе ионы Fe^{2+} до Fe^{3+} , последнее в свою очередь окисляет UO :



Для растворения соединений урана необходима определенная кислотность. Обычно критерием кислотности бывает значение pH в конце выщелачивания (примерно 1), что соответствует концентрации свободной кислоты 3 – 7 г/л, при более высоких значениях pH растворение оксидов урана замедляется и начинают выпадать в осадок некоторые его соединения. При этом снижается извлечение урана в раствор.

Соединение	pH
Арсенат уранила	1.3–1.7
Фосфат аранила	
1.9–2.5	
Карбонат уранила	3.5–6.0

Расход серной кислоты составляет от 30 до 80 кг/т, основная доля кислоты при выщелачивании идет на растворение примесей. Содержание железа в растворе не превышает 5–7 г/дм³, т. к. карбонаты кальция и магния реагируют с серной кислотой практически нацело, применение кислотного выщелачивания при более чем 5 %-ном содержании в их руде нерентабельно. При кислотном выщелачивании в раствор переходят также частично Cu, Ni, V, Mo, Mn и другие металлы. Обычно при выщелачивании количество вещества, переходящего из руды в раствор, составляет около 2 %. Осаждением (с помощью аммиака или щелочи) из такого раствора можно получить осадок, содержащий порядка 7–10 % урана, т. е. получить обогащение в 130–150 раз, но дальнейшая переработка такого осадка для получения чистых соединений урана и металла нерентабельна. В ряде случаев для переработки богатых руд применяют автоклавное сернокислотное выщелачивание.

Окисление диоксида урана при автоклавном выщелачивании осуществляется кислородом согласно реакции

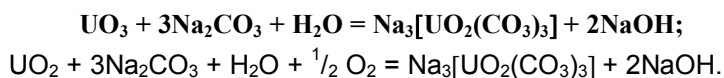


В СНГ для автоклавного выщелачивания урановой руды получили распространение автоклавы двух видов: горизонтальные четырехкамерные с механическим перемешивающим устройством и вертикальные с пневматическим перемешиванием.

Разновидностью сернокислого выщелачивания является кислотный замес. В этом случае груборазмолотую руду (обычно для этой цели применяют мельницы сухого самоизмельчения) увлажняют и смешивают концентрированной серной кислотой. Эту смесь выдерживают в течение нескольких часов, после чего уран извлекают методом перколяции воды через слой руды.

2.3 Щелочное (карбонатное) выщелачивание урана из руд агитационным способом

Щелочное выщелачивание обычно проводят карбонатом натрия для руд с повышенным содержанием карбонатов кальция и магния. Выщелачивание растворами соды основано на образовании с шестивалентным ураном растворимых комплексных солей. Основные реакции, протекающие при выщелачивании растворами Na_2CO_3 ,



В процессе выщелачивания накапливается щелочь, что может привести к осаждению малорастворимого диураната натрия. Для нейтрализации щелочи выщелачивание ведут смесью карбоната и бикарбоната натрия (5–10 % Na_2CO_3 и 1–7 % NaOH). В качестве окислителя большей частью используют воздух или обогащенный кислородом воздух. Выщелачивание руд растворами соды проводят в аппаратах с механическим перемешиванием при атмосферном давлении при температуре 760–90 °С. В растворе соды легко растворяются минералы группы уранила. Сложные силикаты урана труднорастворимы в

растворе соды. Первичные минералы – уранит, урановая смолка – растворяются в присутствии окислителя. Выщелачивания растворами соды имеют ряд преимуществ при выщелачивании, кислотами, т. к. содовые растворы избирательно выщелачивают уран. Выщелачивание можно проводить в аппаратуре с простой стали. Этот процесс можно применять к рудам с высоким содержанием карбонатов, обработка кислотами неэкономична. Недостаток щелочного выщелачивания – более низкое извлечение урана, чем при кислотном процессе. При выщелачивании урана растворами карбоната-бикарбоната натрия скорость и степень растворения урана возрастают пропорционально температуре и пропорциональному давлению кислорода. При карбонатном выщелачивании 50 – 70 % соды подают в измельчение руды, а остальное количество реагента направляют непосредственно на стадию выщелачивания. В сернокислом процессе кислоту подают непосредственно на выщелачивании.

При сернокислотном и щелочном выщелачивании урановой руды почти весь (97 – 99 %) радий – 226 остается в кексе, из которого при последующем хранении может выщелачиваться радий, а также торий, и загрязнять окружающую среду, поэтому придается большое внимание при создании хвостохранилища.

2.4 Разделение твердого и жидкого

После выщелачивания пульпу подвергают противоточной декантации или фильтрации для выделения товарного урано-содержащего раствора. Применявшиеся ранее барабанные вакуум-фильтры на ряде заводов в странах дальнего зарубежья. Применение ленточных фильтров вместо барабанных позволя-

ет уменьшить площадь фильтрации, увеличить срок службы фильтр-ткани и снизить эксплуатационные расходы. К недостаткам ленточных фильтров относят их переливы при резком изменении фильтруемости пульпы. По сравнению с противоточной декантацией применение ленточных позволяет уменьшить капиталовложения, сократить объем товарных растворов, снизить влажность кека, но при этом возрастают расходы электроэнергии и флокулянтов и затраты рабочей силы на обслуживание фильтров.

Обезвоженный кек можно использовать для закладки горных выработок, но его транспортировка более сложна, чем перекачка пульпы в хвостохранилище.

При высоком содержании глинистых минералов разделение жидкого и твердого при гидрометаллургической переработке руд иногда становится невозможным из-за образования пастообразной вязкой массы. Фирма Uranium Pechiney (Франция) подвергает урановую руду щелочной и высокотемпературной обработке. В частности, руду обрабатывают раствором с концентрацией ОН-ионов $2 \cdot 10^{-5}$ г/дм³ при температуре 120 °С в течение 20 мин. Такая обработка позволяет улучшить фильтруемость рудной пульпы с 30 до 700–1000 кг/м², расход флокулянта сократить до 100 г/т. После обработки глинистой руды свойства рудной пульпы сохраняются при перекачке пульпы.

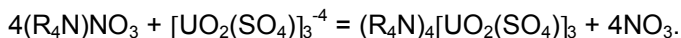
2. 5 Извлечение урана из раствора и получение чернового концентрата

Осветленные растворы после выщелачивания обычно содержат 2 г/дм³, и непосредственно из таких растворов получать товарный продукт экономически невыгодно. Для из-

влечения урана из растворов или пульпы широко используются ионообменные и экстракционные процессы. Лишь из карбонатных растворов уран осаждают в виде диураната натрия, обрабатывая их щелочью.

Технико-экономическое сравнение экстракционного и ионообменного процессов извлечения и концентрирования урана из растворов показало, что при концентрации U_3O_8 в растворах более $0,9 \text{ г/дм}^3$ наименьшие капитальные и эксплуатационные затраты будут при экстракционном извлечении урана. При снижении концентрации U_3O_8 менее $0,35 \text{ г/дм}^3$ становится более экономичным ионообменное извлечение урана с последующим экстракционным его концентрированием. При концентрации U_3O_8 в пределах $0,35 - 0,9 \text{ г/дм}^3$ оба варианта сравнимы по затратам в пределах точности $\pm 20 \%$. Растворы сернокислотного выщелачивания имеют pH 1–2 и содержат примесей (соли железа, алюминия, меди, никеля, марганца и др).

Для извлечения урана из кислых растворов в настоящее время в основном используют сорбцию на ионообменных смолах. Применяют высокоосновные смолы с симметричными четвертичными группами. В сернокислых растворах уран находится преимущественно в составе аниона $[UO_2(SO_4)]_3^{-4}$. При использовании смолы в нитратной форме сорбция описывается уравнением.

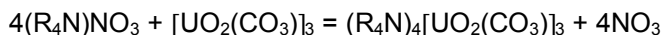


Полная обменная емкость смол различных марок по урану находится в пределах 150–300 мг урана на 1 г сухой смолы. Рабочая емкость зависит от pH, концентрации урана и примесей других элементов. Для растворов концентрации урана 1 г/дм^3 в

интервале pH=1-3 рабочая емкость колеблется от 40 до 1000 мг на 1 дм³ сухой смолы. Десорбцию урана со смолы большей частью проводят 0.9-1.0N растворами нитрата аммония, содержащими 0.1N HNO₃. Получают растворы, содержащие 20 – 60 г/дм³ урана (степень концентрирования в зависимости от концентрации урана в исходном растворе составляет 50-200). Из растворов осаждают аммиаком малорастворимый диурат аммония. Прокаливание диурата аммония при 650–850 °C получают U₃O₈ – химический концентрат, который в дальнейшем направляют на аффинаж.

Для десорбции урана со смолы используют нитратный раствор, содержащий нитраты и азотную кислоту, а для осаждения урана – аммиак. На некоторых заводах, чтобы исключить загрязнение окружающей среды нитратами и аммиаком, используют на стадии десорбции 10 %-ный раствор серной кислоты, а на стадии осаждения уранового концентрата – оксид магния вместо аммиака, в результате получают уранат магния, содержащий порядка 80 % U₃O₈

Ионообменную сорбцию на анионитах используют также для извлечения урана из карбонатных щелоков, из которых сорбируются карбонатные комплексы.

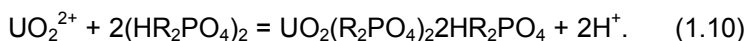


С увеличением избыточной концентрации соды 1 до 10 г/дм³ обменная емкость смол понижается от 270 до 190 мг U₃O₈ на 1 г смолы, вследствие конкуренции ионов CO₃⁻² десорбцию урана со смолы осуществляют в этом случае раствором нитрата натрия. Кислые элюирующие растворы не применяют вследствие выделения CO₂ и разрыхления смолы. Для получения

уранового концентрата элюаты подкисляют до $\text{pH}=3-4$, что приводит к разрушению уранилкарбонатного комплекса. Затем из кислого раствора осаждают диуранат. С целью исключения операции отстаивания, фильтрования пульпы и осветления раствора ионообменную сорбцию осуществляют непосредственно из пульпы в каскаде аппаратов с пневматическим перемешиванием и аэролифтной транспортировкой смолы и пульпы. Сорбцию ведут из плотных пульп ($\text{Ж:Т} = 1:1$). Используют механически прочные пористые смолы с зернами размерами 0, 5– 1,5 мм, которые должны превосходить крупность частиц рудной пульпы.

Из осветленных растворов с незначительным количеством растворенного диоксида кремния применяют для концентрирования урана в растворе жидкостную экстракцию. Эффективным экстрагентом для извлечения урана из серноокислых растворов является Д2ЭГФК (ди-2-этил-гексил-фосфорная кислота) – HR_2PO_4 и соли аминов, например, триалкиламин, широко применяемый на заводах дальнего зарубежья (рис. 2.6).

Эти экстрагенты используют в виде растворов в керосине. Экстракция Д2ЭГФК протекает по механизму катионного обмена



Экстракцию можно вести из растворов с $\text{pH} = 0.5-4$. Основной конкурент – ионы Fe^{3+} , которые предварительно восстанавливают до Fe^{2+} (с использованием металлического железа и сернистого натрия). Более эффективным восстановителем (Fe^{3+} до Fe^{2+}) является ферромарганец, предложенный для этой цели профессором Авдюковым В. И. Данный реагент играет роль не только восстановителя, но снижает pH раствора и количест-

во растворимого диоксида кремния и увеличивает емкость экстрагента. Применение ферромарганцевой обработки урансодержащего раствора эффективно также и при использовании ионообменных смол и осаждения урана. Резэкстракцию урана проводят контактом органической фазы с 10 N HCl или растворами карбоната аммония и натрия.

Наиболее широко применяют экстракцию аминами. На всех вновь построенных заводах применяют триалкиламин. Экстракция урана из сернокислых растворов солью амина может протекать в зависимости от кислотности и концентрации ионов SO_4 по механизму присоединения или ионного обмена:

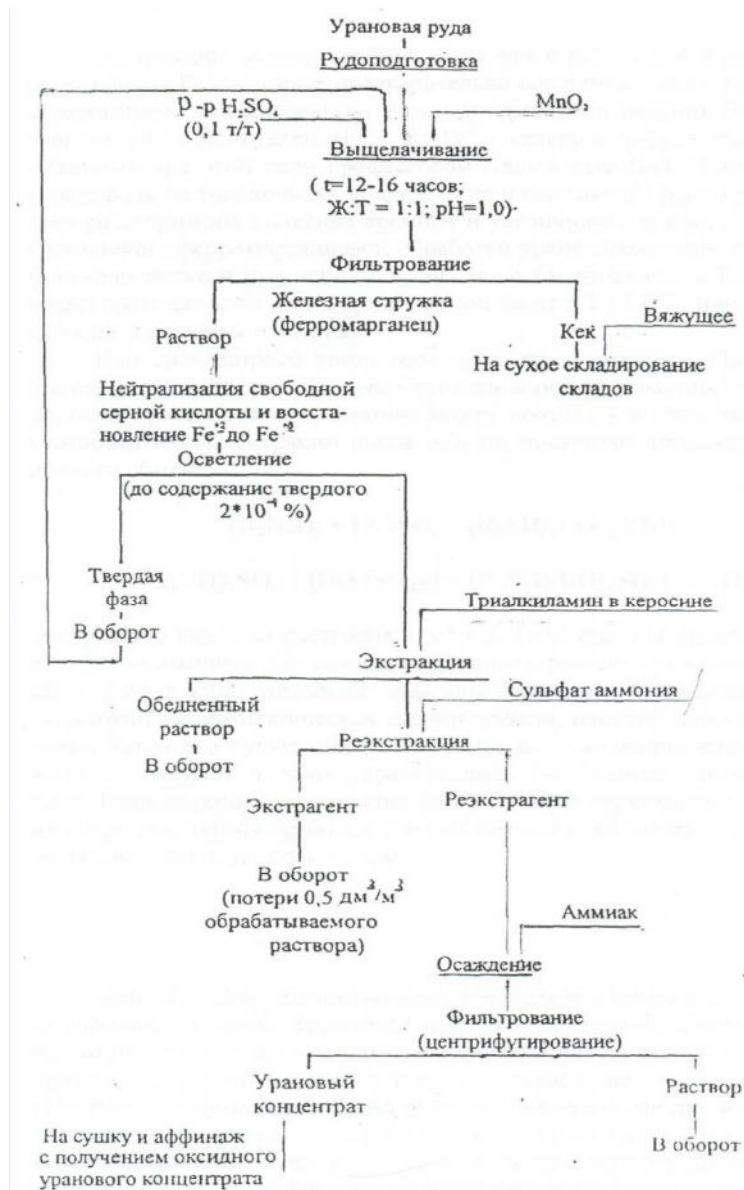
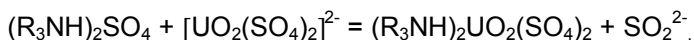
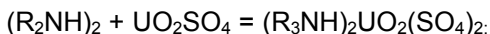


Рис. 2.6. Технологическая схема переработки урановых руд

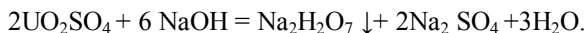
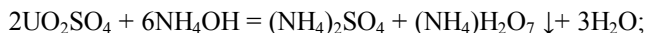


Экстракцию ведут из растворов с $pH < 3$. Реэкстракция урана проводится сульфатом аммония. Из концентрированного раствора уран осаждают при $pH = 7-7,2$ в виде диураната аммония аммиаком. Осажденный продукт фильтруют на автоматических фильтр-прессах, центрифугах или других аппаратах. Затем его сушат или прокамливают до содержания влаги 1 %. Для этого используют подовые, вращающиеся барабанные, вакуумные и другие печи.

Если материал сильно спекается, то после термообработки его дробят. Процесс термообработки тонкодисперсного концентрата не является экологически чистым процессом.

Основное затруднение на стадии экстракции связано с образованием межфазовых взвесей. Трудности при экстракционном извлечении урана возникают из-за эмульгирования, вызываемого наличием органических примесей (гуминовых кислот и др.) в перерабатываемых рудах. Трудности также вызывает переработка руд, содержащих молибден и ванадий. Затруднение при экстракционной переработке растворов от выщелачивания иногда вызывают из-за высокого содержания растворенного диоксида кремния. Основной причиной широкого применения экстракции (на 24 заводах из 34 действующих заводов Северной Америки) считается ее универсальность при переработке руд различного состава и низкие эксплуатационные и капитальные затраты.

Обогащенные растворы, полученные после сорбции и экстракции, направляют на получение черного концентрата с использованием для осаждения щелочных реагентов



Осажденный продукт называют черновым урановым концентратом (желтым кеком), который поступает на аффинаж для получения оксидов и закиси – окиси урана.

2. 6 Обработка отходов агитационного выщелачивания урановых руд

Воды хвостохранилищ урановых заводов сильно загрязнены химическими примесями и радиоактивными изотопами и представляют потенциальную опасность загрязнения поверхностных вод в аварийных ситуациях. Для обеспечения надежной гидроизоляции хвостохранилища для твердых и жидких отходов от переработки урановых руд дно хвостохранилища покрывают резиновым полотнищем, уложенным на глинистый подстилающий слой. Резиновые полотнища изготавливают из синтетического каучука на основе хлорсульфонового полиэтилена. Полотнища армированы сеткой из полиэфирных волокон. Срок службы гидроизоляции 40 лет.

Согласно правилам захоронения в США, хвостовые отвалы необходимо засыпать слоем грунта высотой 3 м. Покрытие отвалов глиной, синтетическими материалами или асфальтом для защиты от выделения радона считается надежным. Сточные воды урановых заводов обычно обрабатывают хлористым барием для осаждения радия и других металлов. Хвосты могут быть использованы в строительстве только при удалении радия. Особую сложность представляет захоронение радионуклидов при подземном выщелачивании.

2.7 Подземное выщелачивание урана

В связи с уменьшением спроса урана и по соображениям охраны окружающей среды на многих рудниках были прекращены работы по получению урана из скальных руд. В связи с этим большое внимание стали уделять на добычу урана подземным способом из осадочных руд (рис. 2.7).

При подземном выщелачивании применяют две системы расположения скважин: площадную или ячеистую (в США ей отдают предпочтение) и линейную (принята в СНГ). При площадной системе площадь поверхности над рудным телом разбивают на одинаковые участки (ячейки), имеющие форму квадрата (сторона квадрата составляет 10–20 м), треугольника или шестиугольника, по углам участков бурят закачные скважины, а в центре – продукционные (откачные). При линейной системе скважины располагают параллельными рядами. Расстояние между скважинами и рядами 15–50 м. Для контроля за возможной миграцией ураносодержащих растворов за пределами зоны по площади и по горизонтам на участке бурят систему контрольных скважин по внешнему контуру участка и на разных горизонтах (мелкие – над рудным телом, глубокие – под рудным телом). Закачные скважины имеют диаметр 90–160 мм, продукционные – до 295–394 мм, контрольные – не более 20 мм. Вблизи поверхности скважины бетонируют, в нижней части скважины оборудуются разнообразными фильтрами (дырчатыми, щелевыми и тарельчатыми). Для предотвращения забивки фильтров между стенками и фильтрами делают гравийную засыпку. Продукционные скважины, кроме того, оборудуют погружными насосами или аэролифтной трубой. В СНГ созданы и серийно выпускаются насосы диаметром 93 и 143 мм, с производительностью до 15 м³/ч и напором 150 м. Аэролифтные системы имеют малый к.п.д. и требуют поэтому создания мощных компрессорных станций. Для обсадки используют полихлорвиниловые трубы с толщиной стенок 10–12 мм для неглубоких и до 18 мм для глубоких скважин. Ураносодержащие продукционные растворы из скважин поступают в сборник, а затем перекачиваются на гидрометаллургический завод для дальнейшей переработки. Растворы осветляют и извлекают из них уран

ионообменной сорбцией, после чего их доукрепляют выщелачивающими реагентами (кислота, сода) и вновь закачивают в пласт. Концентрация урана в растворах, поступающих на сорбцию, составляет 50–150 мг/дм³, после сорбции – 1–5 мг/дм³.

Технологическая схема процесса подземного выщелачивания руды, залегающей в пластовых условиях, например, ураноносные песчаники, включает следующие операции:

- 1) проведение предварительных геологоразведочных и гидрогеологических исследований;
- 2) разбуривание выбранной залежи по определенной схеме (рудное тело разбивается на определенные участки с учетом падения пласта, направления естественного водного потока);
- 3) закачку раствора химического реагента и откачку ураносодержащих растворов;
- 4) переработку продукционных растворов;
- 5) доукрепление отработанных растворов и возврат в пласт на выщелачивание.

Подземное выщелачивание урана применяется в США, России, Узбекистане и Казахстане. На всех полигонах США применяют систему бикарбонатного выщелачивания. Обычно с помощью трубопровода, опущенного в скважину закачки, в продуктивную зону непрерывно поступает кислород, что обеспечивает его максимальную растворимость. В зависимости от состава подземных вод многие производители для стабилизации урана в виде бикарбонатного комплекса вводят в закачиваемые растворы CO₂. Производительность откачки обычно превышает производительность закачки примерно на 1 %, что сохраняет воронку депрессии в зоне обработки и предотвращает утечку растворов выщелачивания за контур. После очистки от радионуклидов избыток дебалансовых вод поступает на упаривание, ирригацию или закачку в глубокие скважины. По контуру зоны обработки обычно размещают наблюдательные скважины, пе-

риодически контролируемые с целью коррекции потоков и предупреждения миграции растворов за пределы зоны или попадания их в перекрывающие породы. Скважины наблюдения бурят и внутри контура отработки.

Извлечение урана варьирует в широких пределах, даже в двух соседних ячейках одного скважинного поля. На величину извлечения влияют геология, методика определения рудных запасов и технические помехи. Среднее извлечение урана на полигонах – 70 – 80 %. Для извлечения урана из продуктивных растворов при щелочной технологии используют ионообменную технологию.

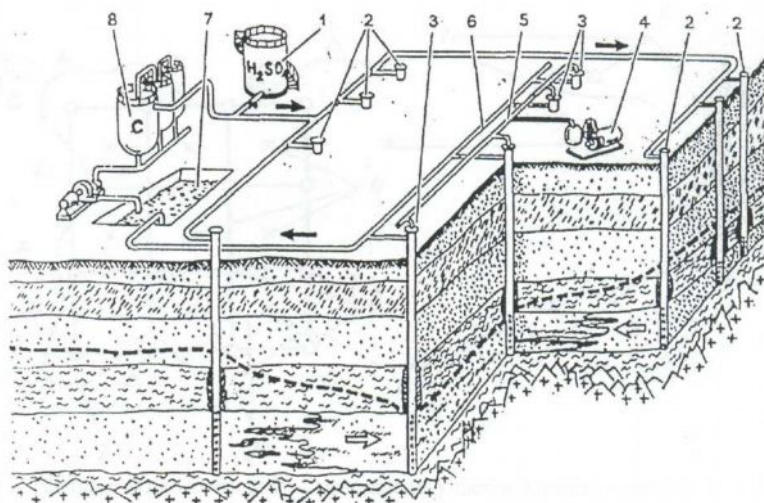


Рис. 2.7. Схема подземного выщелачивания металлов через скважины:

- 1 – узел приготовления раствора; 2 – скважины для закачки кислоты в пласт;
- 3 – скважины для откачки добываемого продукта; 4 – компрессор;

5 – трубопровод сжатого воздуха для эрлифта; 6 – трубопровод для
 производного раствора; 7 – отстойник; 8 – узел переработки раствора

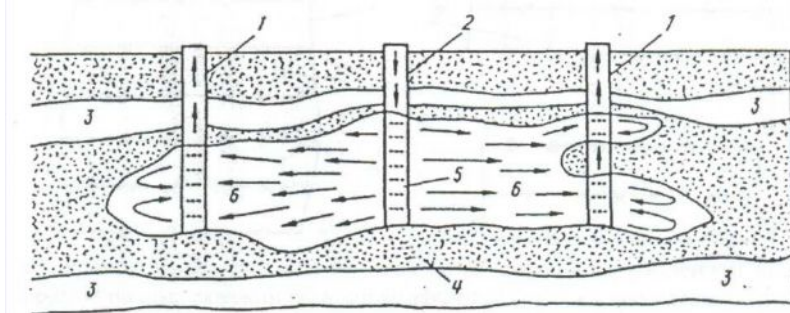


Рис. 2.8. Вертикальный разрез участка подземного выщелачивания

1 – производная скважина; 2 – закачная скважина; 3 – сланец или
 плотные глинистые породы; 4 – песчаник; 5 – перфорированная труба; 6 – ура-
 новое рудное тело

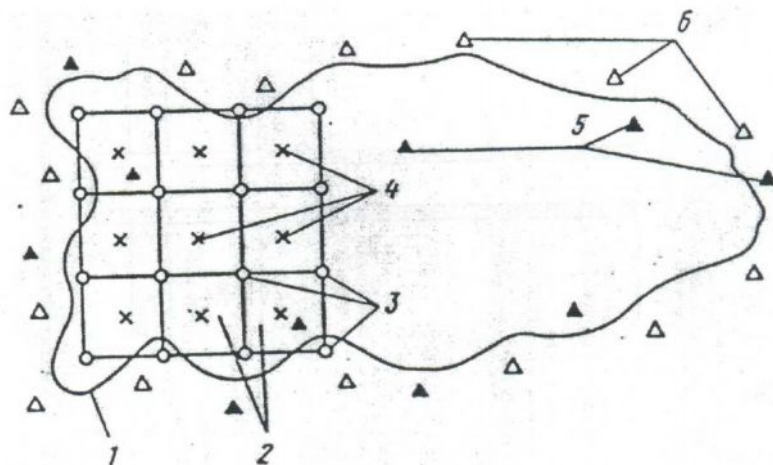


Рис. 2.9. Размещение скважин при площадной системе

1 – граница рудного тела; 2 – начальный участок выщелачивания;
3 – за-качная скважина; 4 – продукционная скважина; 5 – глубокая кон-
трольная скважина; 6 – мелкая контрольная скважина

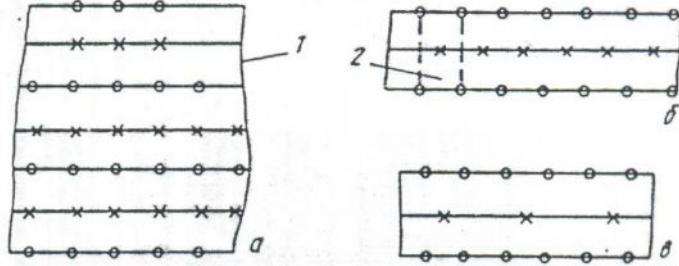
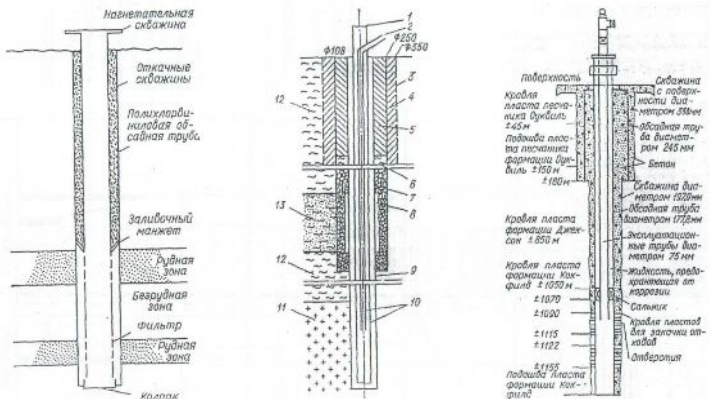


Рис. 2.10. Размещение скважин при линейной системе

а – прямоугольная система; б – шахматная система с отношением числа
продукционных скважин (х) к числу закачных (о) $\frac{1}{2}$; в – шахматная систе-
ма с отношением числа продукционных скважин (х) к числу закачных (о) $\frac{1}{4}$. 1 –
граница рудного тела; 2 – добычная ячейка



Разрез на-
гнетательной и от-
качной
скважин

Разрез про-
дукционной сква-
жины

Разрез
скважины для уда-
ления сбросных
растворов

Рис. 2.11 – Разрезы скважин при подземном выщелачивании

1– воздушно-водяная смесь; 2– сжатый воздух; 3 – направляющая колон-
ка;

4 – обсадная колонка; 5 – цемент; 6 – подушка из глины;

; 7 – гравийная обсыпка; 8 – фильтр; 9 – полиэтиленовая
труба;

10 – эрлифт; 11 – гранит. 12 – глина; 13 – песчано-глинистый рудо-
носный пласт

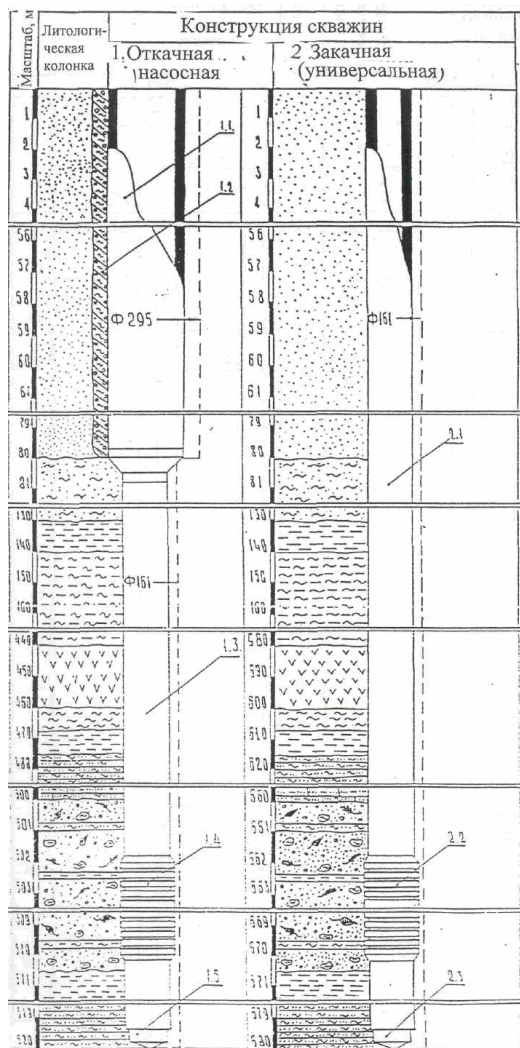


Рис. 2.12. Разрезы закачных и откачных скважин (месторождение Мурунтау)

1— Откачная насосная; 1.1 Трубы ПНД. СТ-160*18-под 4-х дюймовые погружные электронасосы, 1.2 Глино-цементная смесь; 1.3 Трубы ПНД.СТ-110*18;

1.4 Фильтр каскадно-дисковый ФКД-120; 1.5 Нержавеющая заглушка Ф75 мм;

2— Закачная (универсальная) 2.1 Трубы ПНД.СТ-110* 18, 2.2 Фильтр каскадно-дисковый; 2.3 Нержавеющая заглушка Ф 75 мм

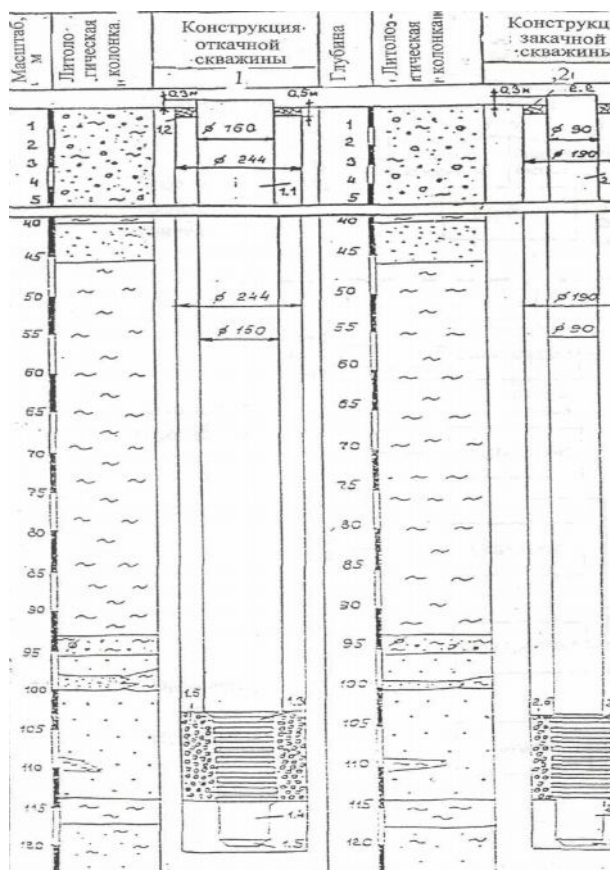


Рис. 2.13. Разрезы закачных и откачных скважин

(месторождение Уванас)

1.— Откачная насосная: скважина;

1.1 — Трубы ПАД-160* 16; 1.2 — Бетонное кольцо, 1.3 — Фильтр ФКД-120;

1.4 — Отстойник L-5 м, 1.5 — Заглушка дерев, 1.6 — Гравийная обсыпка;

2— Закачная и наблюдательная скважина;

2.1— Трубы ПНД-90,; 2.2 — Бонное кольцо, 2.3 — Фильтр ФКД-120;

2.4 — Отстойник L-50, 2.5 — Заглушка дерев



Рис. 2.14. Технологическая схема добычи и переработки

продуктивных растворов

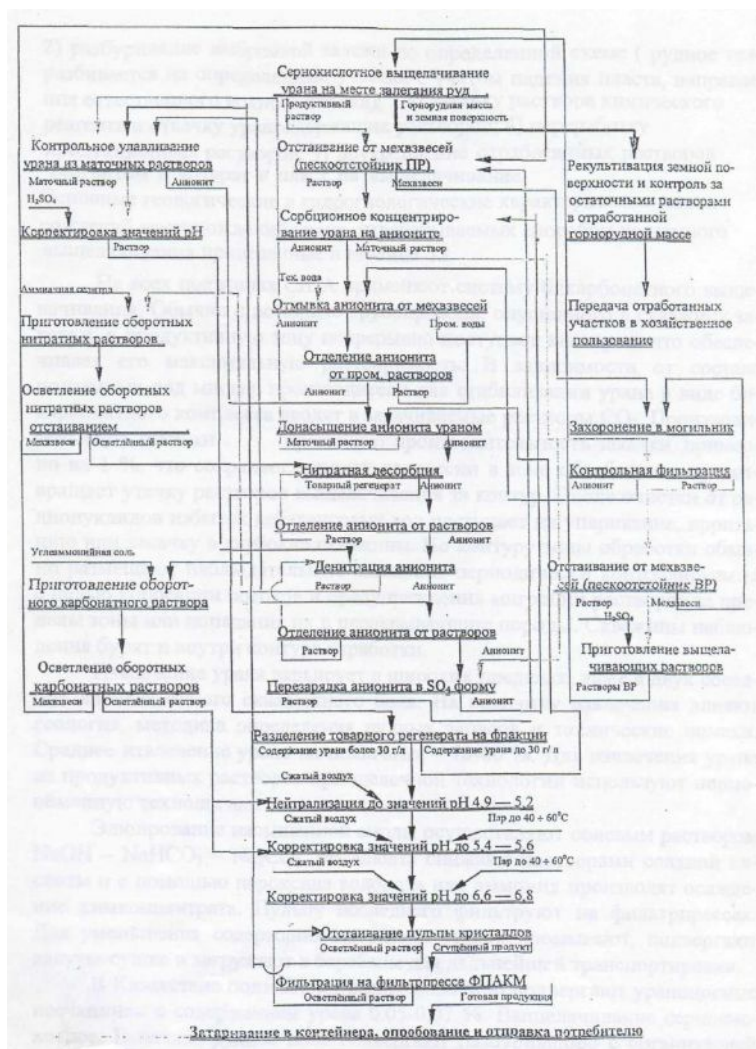


Рис. 2.15. Технологическая схема переработки растворов при подземном выщелачивании урана

Элюирование насыщенной смолы осуществляют солевым раствором $\text{NaOH} - \text{NaHCO}_3 - \text{Na}_2\text{CO}_3$. pH элюата снижают растворами соляной кислоты и с помощью пероксида водорода или аммония производят осаждение химконцентрата. Пульпу последнего фильтруют на фильтпрессах. Для уменьшения содержания хлор-иона осадок промывают, подвергают вакуум-сушке и загружают в барабаны для дальнейшей транспортировки.

В Казахстане подземному выщелачиванию подвергают ураноносные песчанники с содержанием урана 0.05 – 0.07 %. Выщелачивание сернокислотное. В начале рудное поле подвергают разбуриванию с организацией качных, откачных и контрольных скважин.

Бурение скважин осуществляется в несколько стадий. После завершения буровых работ проводят γ -каротаж и каротаж по определению кажущегося и постоянного электрического сопротивления (электрокаротажа).

Основные геологические и гидрогеологические характеристики месторождений урана, обрабатываемых способом подземного выщелачивания приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Основные геологические и гидрогеологические характеристики месторождений урана, обрабатываемых способом подземного выщелачивания на Казахстанских предприятиях и состав продуктивных растворов

№ п/п	Характеристики	Параметры
1	Глубина залегания рудных тел, м	100 – 540 2

2	Средняя мощность проницаемых продуктивных горизонтов, м	10 – 35
3	Средняя мощность рудных тел, м	4,2 – 8,8 4
4	Среднее содержание U в руде, %	0,031– 0,068 5
5	Основные урановые минералы	Коффинит, насту- ран, Урановые черни
6	Содержание карбонатов в руде, %	<0,1 – <0,3 7
7	Статический уровень пластовых вод, м	От 70 до самоиз- лива (+5)
8	Коэффициент фильтра- ции (Кф), м/сут	3,0 – 20 9
9	Химический состав пластовых вод	Сульфатно- хлоридный, сульфатно- кальциевый, сульфатно- гидрокарбонатный, на- триевый, натриево- калиевый
10	Общая минерализация, г/см ³	0,5 – 6,0 11
11	Скорость движения ес- тественного потока пластовых 1,5 – 7,5 вод, м/год	
12	Пористость песчаного горизонта, %	24 – 30 13
Состав продуктивных растворов		
рН		1,7 – 2,5

уран	0,06 – 0,08 г/дм ³
------	-------------------------------

Продолжение табл. 1.2

п/п	№	Характеристики	Параметры
		силикат-ион	0, 132 г/дм ³
		гидрокарбонат-ион	отс г/дм ³
		сульфат-ион	12, 5 – 15, 0 г/дм ³
		нитрат-ион	0, 21 – 0, 27 г/дм ³
		хлорид-ион	0, 1 – 0, 2 г/дм ³
		кальций	0,6 г/дм ³
		магний	0,2 г/дм ³
		натрий-калий	0,25 г/дм ³
		алюминий	0, 5 – 1, 6 г/дм ³
		железо(II)	0, 2 – 0, 36 г/дм ³
		железо(III)	13 – 0, 43 г/дм ³
		селен	следы г/дм ³
		сухой остаток	15 – 20 г/дм ³
		ОВП	350 – 420 мв
		плотность раствора	1,012 – 1,022 г/дм ³
		температура раствора	30 – 38 г/дм ³
		соединение ТВ. Вхвесей	100 мг/дм ³
		размеры частиц	<0,005 мк

Проводят инклинометрию и кавернометрию для уточнения местоположения уступа под манжету узла цементации и определения объема затрубного пространства.

Целостность скважин проверяют с использованием геофизических методов:

- 1) токовый каротаж, определяющий интервалы нарушений в обсадке;
- 2) индукционный каротаж, фиксирующий интервалы растворов в заколонное пространство чрез нарушения в обсадке;
- 3) гамма-гамма каротаж, регистрирующий соли радия в интервалах нарушения обсадной колонны;
- 4) резистивиметрия – оценка удельных сопротивлений для определения места притока воды в скважину через нарушения;
- 5) расходомерия, выявляющая приток жидкости в скважину или из скважины через нарушения в обсадной колонне.

Технологический процесс выщелачивания на полигонах включает:

- 1) закачку раствора;
- 2) откачку раствора;
- 3) осветление раствора;
- 4) извлечение урана на ионообменных смолах (сорбция, десорбция, получение концентрата);
- 5) возвращение обедненного раствора на выщелачивание после подкисления.

Показатели подземного серноокислотного выщелачивания:

- 1) отношение $J:T = 2.5 \text{ м}^3/\text{т}$ горнорудной массы (ГРМ);
- 2) расход серной кислоты – 9–10 кг/т ГРМ.

На зачисление и выщелачивание расходуется по 4.5 – 5 кг/т ГРМ. Расход кислоты 85 – 90 кг/кг. Среднее содержание урана в продуктивных растворах – 45–50 мг/дм³. Сорбция урана из раствора осуществляется на анионите АМП.

Осветленные растворы поступают в ионообменные колонки. Линейная скорость протекания раствора – 25 – 35 м/ч и расходом 2300–2500 м³/ч (17.3 – 18.7 млн. м³/г). На ионообменную сорбцию поступает раствор с содержанием урана 30 мг/дм³. Насыщение смолы – 25 – 30 кг/м³, десорбция осуществляется в колонках объемом 44 м³ нитратно – сульфатным раствором $pH = 1.2 - 1.3$. Извлечение урана из насыщенной смолы 96 – 98 % при удельном расходе раствора – 2 объема ионита. Содержание урана в десорбате – 35 – 40 г/дм³. После десорбции смолу подвергают серноокислотной обработке для удаления нитрата и повторному использованию. Для казахстанских урановых предприятий в данный момент является совмещение сорбции и экстракции. В перспективе целесообразен только экстракционный процесс.

Осаждение урана проводят бикарбонатом аммония в каскаде аппаратов (пачуках). Пульпу фильтруют на фильтр-прессах.

В зависимости от содержания примесей концентрат характеризуется следующими параметрами:

- 1) размер кристаллов – 0.1 – 0.2 мм;
- 2) влажность – не более 30 %;
- 3) удельная активность – низкая, соответствует 2-ой категории транспортировке;
- 4) цвет – от лимонно-желтого до коричневого;
- 5) средний состав высушенного концентрата, %: уран – 55–58; железо оксидное – 4.6; алюминий – 2.13; диоксид кремния – 0.15; сульфат-ион – 9.5; нитрат-ион – 0.14; углерод – 4.0.

2. 8 Кучное выщелачивание урана

Этот процесс применяется в Казахстане (ЦГХК) на Приаргунском ГМК (Россия) и в ряде стран дальнего зарубежья.

На заводе Escarpie фирмы SIMO (филиал фирмы Cogema) кучным выщелачиванием производят 80 т урана из 1370000 т руды с содержанием урана в руде 0.028 %. Кучное выщелачивание проводят в 13 штабелях руды высотой 3.5 – 4 м, в которые загружают 5000, 7000 и 10000 т руды. Для сбора растворов кучного выщелачивания сооружено 24 бассейна объемом от 300 до 5000 м³. Кучное выщелачивание продолжается 10 – 13 недель и включает несколько стадий (продолжительность периода в неделях):

- 1) загрузка руды в штабелях – 1;
- 2) закисление – 3;
- 3) выщелачивание – 6 – 9;
- 4) удаление хвостов – 2 – 4.

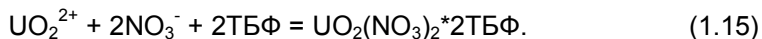
В штабелях загружают кусковую руду крупностью – 70 мм и закисляют серной кислотой с концентрацией 300 (иногда 100 или 50) г/дм³ при скорости орошения 10–20 дм³/(м²·ч) в конце закисления концентрацию серной кислотой в растворе снижают со 100 до 10 – 20 г/дм³, после чего начинают выщелачивание растворенного урана с pH = 1.5 при той же эффективности орошения. Продуктивный раствор содержит, мг/дм³: U – 230, P₂O₅ – 500, SiO₂ – 230, Fe²⁺ – 2000, Fe³⁺ – 2500. Из раствора уран извлекают ионообменной сорбцией с последующей десорбцией урана раствором серной кислоты. Из десорбата уран очищают экстракцией с получением диураната аммония [(NH₄)₂U₂O₇], который подвергают сушке в распылительной сушилке с получением уранового концентрата, содержащего 75 % урана. Расход серной кислоты на кучное выщелачивание составляет 19,2 – 25,0 кг/т, выход продуктивных растворов кучного выщелачивания составляет 0,92 – 0,99 м³/т руды. Извлечение урана 77,1 – 77,7 %. Производительность установки кучного выщелачивания ограничена скоростью просеивания растворов через штабель руды.

На урановых предприятиях США и Португалии также для извлечения урана применяют кучное выщелачивание. В США для этого укладывают руду на площадке, предварительно уст-

ланной полиэтиленовыми листами толщиной 2 мм, в штабель длиной 90 м, шириной 23 м и высотой 7.6 м. Сверху штабель разделяется по длине на участки по 15 м, которые отделяются насыпями шириной 1 м и высотой 0.6 м. Для сбора обогащенного ураном раствора на площадке для укладки руды через каждые 5.5 м прорыты канавы с уклоном 3°, в которые уложены дренажные перфорированные трубы с отверстиями вниз.

2. 9 Аффинаж концентратов

Урановые концентраты получают путем осаждения урана из кислых реэкстракторов или десорбатов, а также из товарных растворов от карбонатного выщелачивания. Для осаждения используют щелочные реагенты: NH_4OH , NaOH и MgO , которые образуют осадки соответствующих уранатов. Урановые концентраты, содержащие 65 – 80 % U_3O_8 , подвергают очистки на аффинажных заводах используется экстракционная очистка урана трибутилфосфатом $(\text{C}_4\text{H}_7)_3\text{PO}_4$. Процесс экстракции может быть представлен следующим уравнением реакции:



По техническим условиям, содержание примесей в концентрате не должно превышать, в % к урану: органических веществ – 0.10, Мо – 0.15, V – 0.10, Ca – 0.10, Th – 2.0, Zn – 0.50, В – 0.15, Р – 0.35, CO_3 – 2.0, S – 3.50, Mg – 1.0, Fe – 1.5, Si – 1.0 при содержании урана более 65 %. Концентраты растворяют в азотной кислоте с получением раствора, содержащего 500 г/дм³ урана в 1.5 Н HNO_3 . Уран очищают экстракцией 30 %-ным раствором ТБФ в шесть стадий и промывкой в две стадии. Уран реэкстрактируют разбавленной азотной кислотой. Реэкстракт упаривают с 80 до 450 г/дм³ на первой стадии и до 1000 – 1200 г/дм³ уранилнитрата на второй стадии. Уранилнитрат разлагают в непрерывном аппарате в UO_3 , который восстанавливают в UO_2 во взвешенном слое. Для экстракции обычно используют 30 – 40 %-ный ТБФ в керосине. UO_2 фторируют безводным HF в реакторах с механическим перемешиванием. Полученный UF_4 фторируют фтором в UF_6 в

колонном реакторе. На аффинажных заводах производят керамический UO_2 для тяжеловодных реакторов и UF_6 для производства металлического урана U^{235} и U^{238} . При наличии в концентратах повышенного содержания тория их растворяют в азотной кислоте с добавлением фосфорной кислоты для комплексования тория (рис. 2.16).

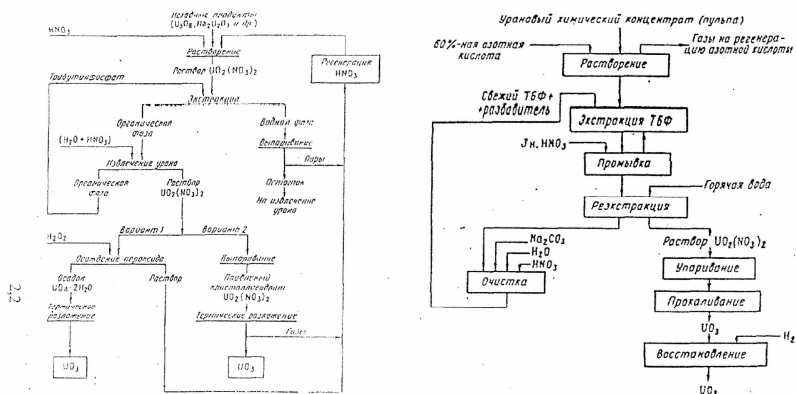


Рис. 2.16. Технологические схемы различных вариантов доводки (аффинажа) химических урановых концентратов с получением чистого оксида урана

2.10 Перспективные процессы переработка урановых сырья (подземная добыча)

В урановой отрасли выщелачивания (апитационное, подземное) изучены довольно подробно. Прогресс в такой операции в основном зависит от аппаратной оформлениии в части надежности их работы. В технологии переработки растворов существенно сдвигов нет (применяется сорбция и экстракция). При получении черновых концентратов (желтого кека) стараются получать продукты с низким содержанием железа с целью исключения операции захоронения железосодержащего продукта, образующего при аффинаже. Перспективными процессами в области переработки уран о содержащих растворов являются фторидные и

ферромарганцевые схемы предложенные в КазНТУ профессором В.И. Авдюковым (рис. 2.17, 2.18).

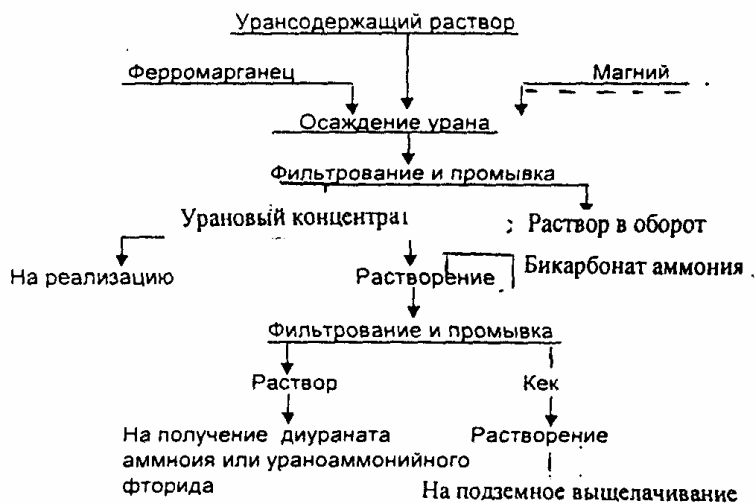


Рис. 2.17. Технологическая схема осаждения урана из раствора и использованием ферромарганца магния (процесс В.И. Авдюкова и В.В. Авдюкова)

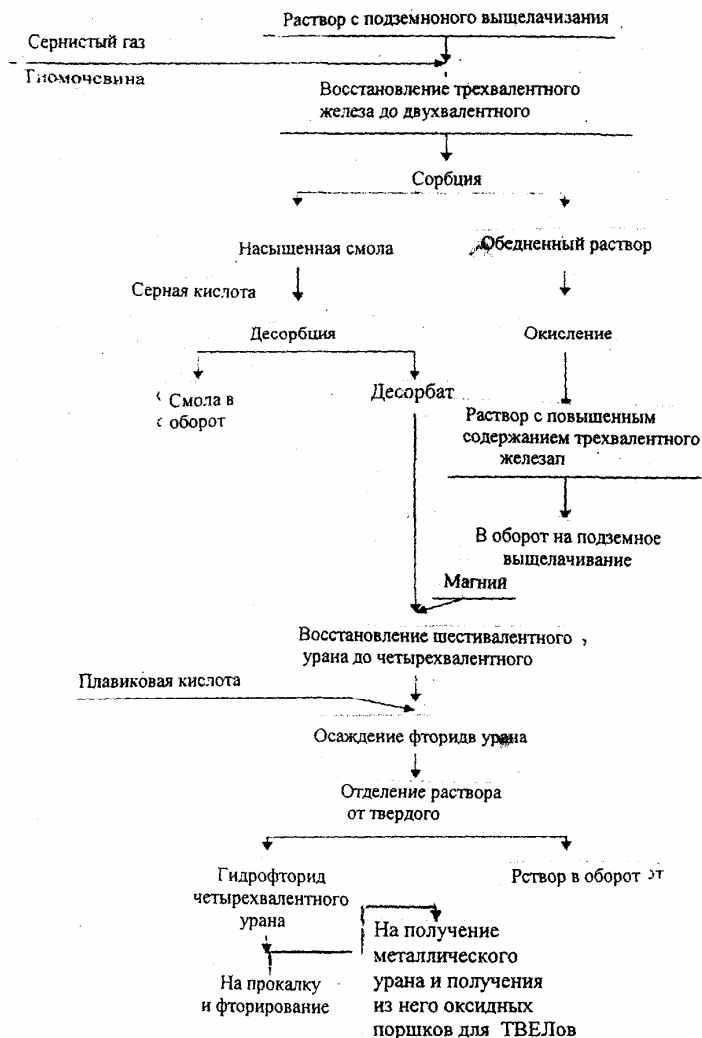


Рис. 2.18. Технологическая схема получения обогащенного раствора для производства шестифтористого урана (процесс В.И. Авдюкова и В.В. Авдюкова)

Контрольные вопросы

1. Где находятся урановые предприятия Казахстана?
2. Какая роль производства урана в мире?
3. Основные минералы урана.
4. Из каких минералов в Казахстане извлекают уран?
5. В чем сущность радиометрической сепарации?
6. Почему на урановых предприятиях в цикле рудоподготовки используют мельницы полусамомоизмельчения и самоизмельчения?
7. Приведите реакции растворения урана в сернокислом растворе.
8. Приведите реакции растворения урана в щелочном растворе.
9. В чем сущность процесса «смола в пульпе»?
10. Какие ионообменные смолы используют для извлечения урана?
11. В каких случаях применяют фильтрование пульпы и противоточную декантацию после выщелачивания?
12. Какие используют окислители при сернокислотном выщелачивании урана?
12. Назовите реагенты, применяемые при осаждении урана из сернокислых растворов.
13. Для какого типа руд применяют кучное выщелачивание?
14. Для каких руд применяют подземное выщелачивание?
15. Какое соотношение закачных к откачным скважинам при подземном выщелачивании?
16. Какие процессы извлечения урана из растворов наиболее широко применяют?
17. Что такое желтый кек?
18. В чем сущность аффинажа урановых концентратов?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК ПО ГОДАМ

1. Гидрометаллургическая переработка уранового сырья (под род. *Скороварова Д.И.*). – М: Атомиздат, 1979.
2. *Громов Е.В.* Введение в химическую технологию урана – М.: Атомиздат, 1978.
3. *Голышко З.С.* Переработка урановых руд во Франции.– Атомная техника зарубежом, №10. 1984.
4. *Авдюков В.И., Авдюков В.В.* Переработка золотых и урановых руд: Учеб. пособие. Ч. 2. – Алматы: КазНТУ, 2000.
5. *Галинов Ю. Н., Култышев В.Н., Овсейчук В.А.* О развитии технологий горнодобывающего уранового производства. //Горный вест. №3. 1998.
6. *Зайцев В.Ф., Зайцев Р.В.* Совершенствование геотехнологических методов извлечения урана // Горный вест. № 3. 1998.
7. *Зеликман А. Н., Коршунов Б.Г.* Металлургия редких металлов. М.: Металлургия, 1991.
8. *Кратков В.В.* Добыча урана. Проблемы и пути их решения. //Горный журнал № 4, 2000.
9. *Ларин В. К, Литвиненко В.Г.* Новые технологические схемы переработки урановых руд. // Горный вест. № 3, 1998.
10. *Ларин В.К., Зайцев Р.В.* Опыт промышленного применения кучного выщелачивания урановых руд.. // Горный журнал. №12. 1999.
11. *Мамилов Р. А., Петров Р.П., Шущанин Г.Р* и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. М: Атомиздат, 1980.
12. *Наумов С., Ставский А, Терентьев М.* Уран в недрах и на рынке. Металлы Евразии. №3. 1999.
13. *Овсейчук Б. А.* Комплексная горно-химическая технология производства природного урана и 2 скальных руд. // Горный вест. № 3. 1998.
14. *Бровин К. Г.,Грабовников В. А., Шумилин М.В. Языков В.Г* Прогноз, поиски, разведка и промышленная оценка месторождений урана для отработки подземным выщелачиванием // Алматы: Ғылым. 1997.
15. *Садыков Р.Х., Фазлуллин М.И., Абдульманов И. Г.* Состояние и перспективы развития подземного выщелачивания урана в Ка-

захстане и Узбекистане. Атомная техника за рубежом, № 3. 1998.

16. *Шелудяков В.Г., Спирин Э.К. Литвиненко В.Г.* Технология агитационного выщелачивания урана из руд. // Горный вест. № 3. 1998.

17. *Язиков В.* Урановая сырьевая база Республики: Казахстан и перспективы расширения применения метода подземного выщелачивания для ее освоения. – Совещ. Техн. комитета МАГАТЭ по подземному выщелачиванию урана, Алматы, 9–12 сентября., 1996.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	3
Часть 1 Переработке золото соержжающего сырья	4
ВВЕДЕНИЕ	4
Глава 1 ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА РУД	8
1.1 Вещественный состав месторождений золота	8
1.2 Технологические свойства руд месторождений золота ...	9
Контрольные вопросы	14
Глава 2 ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ТЕРРИТОРИИ	15
2.1 Состав руд Жартас	15
2.2 Рекомендуемая технологическая схема обогащения	16
2.3 Проектные решения по обогащению	19
2.3.1 Краткая характеристика предприятия	19
2.3.2 Планируемые технологические показатели переработки	21
2.3.3 Нормы расхода реагентов, материалов и энергоресурсов	21
2.3.4 Производительность и режим работы фабрики	22
Контрольные вопросы	27
Глава 3 ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТЫХ РУД ЦИАНИРОВАНИЕМ... ..	28
3.1 Теоретические основы цианирования	28
3.1.1 Растворение золота и серебра в цианистых растворах	29
3.1.2 Влияние концентрации цианида	31
3.1.3 Влияние концентрации водородных ионов	32
3.1.4 Влияние температуры	33
3.1.5 Влияние концентрации кислорода	33
3.1.6 Механизм процесса	34
3.1.7 Влияние посторонних ионов	37
3.2 Технология агитационного цианирования	40
3.3 Кучное цианидное выщелачивание золота	61

3.3.1 Минеральное сырье для кучного выщелачивания золота	62
3.3.2 Технология кучного выщелачивания	64
3.3.2.1 Подготовка площадки	64
3.3.2.2 Подготовка руды к формированию кучи	70
3.3.2.3 Выщелачивание золота из кучи	78
3.3.2.4 Выделение золота из растворов и получение обогащенных продуктов	83
3.3.2.4.1 Выделение золота из растворов с использованием цементации	84
3.3.2.4.2 Выделение золота из растворов с использованием активированного угля	86
3.3.2.4.3 Выделение золота из растворов с использованием ионообменных смол	95
3.3.3 Охрана окружающей среды при кучном выщелачивании золота.....	106
3.3.4 Экономика кучного выщелачивания	108
3.4 Переработка золотосодержащих руд по комбинированным схемам	113
3.4.1. Переработка золотосодержащих руд с применением гравитационного обогащения и цианирования	114
3.4.2 Переработка золотосодержащих руд с применением флотационного обогащения и цианирования	152
3.4.3 Переработка золотосодержащих руд с применением гравитационного обогащения, флотации и цианирования	174
Контрольные вопросы	191
Библиографический список	192
Часть II Переработка уранового сырья	194
ВВЕДЕНИЕ	194
Глава 1 МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО УРАНА И ЕГО СОЕДИНЕНИЙ	196
Глава 2 МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ УРАНОВЫХ РУД	197

2. Рудоподготовка.....	197
2.2 Сернокислотное выщелачивание урана из руд агитацион- ным способом	199
2.3 Щелочное (карбонатное) выщелачивание	204
2.4 Разделение твердого и жидкого	205
2.5 Извлечение урана из раствора и получение черногого концентрата	206
2. 6 Обработка отходов агитационного выщелачивания ура- новых руд	211
2.7 Подземное выщелачивание урана	211
2.8 Кучное выщелачивание урана	223
2.9 Аффинаж концентратов	224
2.10 Перспективные процессы переработка уранового сырья	225
.....	
Контрольные вопросы	228
Библиографический список	229

Учебное издание

Ш. Байысбеков
В.И. Авдюков

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТЫХ И УРАНОВЫХ РУД

Учебник

Зав. РО	<i>З.А. Губайдулина</i>
Редакторы	<i>Г.М. Дюсенбаева</i> <i>Ш. Касымбекова</i> <i>Э.З. Миргиястинова</i> <i>С.Н. Яниева</i>
Техн. редактор	<i>Ж. Байменова</i>
Компьютерный верстка	<i>А.Н. Оразалиева</i>

Подписано в печать 05. 06. 2007 г.
Формат 60 x 84 1/16. Бумага типогр. № 1.
Объем 14,5 уч.-изд.л. Тираж 500 экз. Заказ № 1425.
Цена договорная.

Издание Казахского национального технического
университета им. К.И. Сатпаева
Издательский центр КазНТУ
Алматы, Ладыгина, 32