

А.С. КИРНАРСКИЙ, д-р техн. наук
(Германия, фирма "Engineering Dobersek GmbH")

ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА РЕГЕНЕРАЦИИ ЦИАНИДОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ РУД

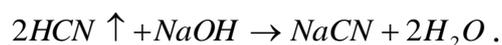
Введение

Актуальность настоящей темы обусловлена значительными потерями цианидов в составе хвостов сорбции, высокой стоимостью и необходимостью их обезвреживания перед складированием в хвостохранилище. В последнее время повышенный интерес к процессам кондиционирования цианосодержащих оборотных вод вызван не только ужесточением требований по их загрязнению цианистыми соединениями, но и ростом расхода цианидов при обработке золотосодержащих руд со значительным присутствием сопутствующих минералов типа меди, которая вступает в реакцию с цианидами при выщелачивании золота. Медные минералы, как сульфидные, так и окисные, взаимодействуют с цианидом с образованием цианидных комплексов, при образовании которых растворяющая способность выщелачивающих растворов утрачивает свою растворяющую способность по отношению к золоту и серебру, даже при наличии в растворах свободного цианистого натрия. Технологическим последствием накопления меди в оборотных растворах является значительное снижение извлечения золота из перерабатываемых руд.

Традиционная схема цианидного выщелачивания благородных металлов включает обезвреживание цианидов хлорной известью, результатом чего есть безвозвратные потери ценного химического реагента, а также благородных и цветных металлов [1].

1. AVR-процесс

В мировой практике известна технология регенерации цианидов, предполагающая подкисление хвостовой пульпы минеральными кислотами, выделение синильной кислоты и ее возгонка воздухом с последующей нейтрализацией возгонов щелочными растворами до получения концентрированного раствора цианистого натрия. В литературе указанная технология обозначается аббревиатурой AVR (acidification – volatilization – reneutralization). Согласно описанию данного процесса, приведенному в источниках [2-4], извлечение цианида протекает в следующей последовательности:



Спеціальні та комбіновані методи

До 67% цианида восстанавливается в виде газообразного цианида водорода HCN , который в последующем абсорбируется в растворе едкого натрия $NaOH$ или кальция $Ca(OH)_2$. Медь оседает в виде одновалентной циан-соли $CuCN$, которая является токсичной, связывает до 33% цианистых комплексов и не является товарным продуктом. Для регенерации цианидов из жидких отходов золотоизвлекательного производства предлагается обрабатывать их раствором серной кислоты в емкостях с последующим сгущением суспензии с добавлением флокулянтов, при этом сгущенный продукт направляется на фильтрацию и получаемый при этом фильтрат вместе со сливом сгустителя подвергается многостадийной аэрации для отдувки цианистого водорода и его окончательной адсорбции в щелочном растворе [5]. Согласно AVR-технологии по патенту Скотта [6] хвостовая пульпа сначала подогревается, а затем обрабатывается для поддержания рН-показателя в диапазоне от 2 до 4, результатом чего есть получение синильной кислоты HCN , которая на заключительной технологической стадии вступает в реакцию с гидроксидом натрия и на выходе получается восстановленный цианид натрия. Практические результаты применения данной технологии при обогащении полезных ископаемых подробно описаны в двухтомном издании Дирка Ван Циля [7]. Предметное описание AVR-технологии можно найти также в работе Верна Макнамары [8]. Подробное и конкретное описание данной технологии приведено в американском патенте № 5254153 [9], в котором подчеркивается очевидное преимущество AVR-технологии, состоящее в том, что обработка пульпы с целью регенерации цианидов осуществляется без предварительного ее разделения на жидкую и твердую фазы. Работа на рабочей суспензии значительно сокращает капитальные и эксплуатационные затраты. Содержание твердой фазы в исходном продукте колеблется в пределах от 25 до 40%. Первая стадия данной технологии протекает в специальном герметичном реакторе из нержавеющей стали с добавлением серной кислоты, при этом рН среды снижается до 3-5. Время кислотной обработки исходной суспензии составляет в общем случае не менее 5 и не более 20 минут, хотя обычно оно равно 10 мин. Концентрация раствора серной кислоты на уровне 10%. Основное назначение подкисления хвостовой пульпы это смещение равновесия от комплексов циан/металл в сторону CN и далее к HCN .

Получаемая при этом в газообразном состоянии синильная кислота подвергается на следующем технологическом этапе возгонке, для чего рекомендуют использовать сжатый воздух, удельный расход которого изменяется в пределах от 300 до 800 м³ на 1 м³ пульпы. Время возгонки зависит от скорости подачи пульпы и воздуха, высоты камеры, рН среды, температуры смеси и составляет 3-4 часа. Поток диспергированного воздуха находится в противотоке с рабочим потоком суспензии после ее подкисления. Так как синильная кислота очень летучая, температура испарения которой 26 °С, и одновременно неограниченно растворима в воде, то ее массоперенос сопряжан с высоким сопротивлением. Для его преодоления требуется высокотурбулентный транспортный поток диспергированного сжатого воздуха, что следует учитывать при разра-

Спеціальні та комбіновані методи

ботке таких систем. Высота противоточной камеры возгонки должна быть менее 3 метров, так как в этом случае исключается и/или сводится к минимуму коалесценция воздушных пузырьков. При значительной производительности по исходной пульпе для соблюдения установленного времени возгонки цианов из ее объема предпочтительнее процесс проводить в нескольких последовательных камерах, скомпонованных в параллельные технологические линии. Для достижения высокой эффективности настоящего процесса необходимо контролировать вязкость обрабатываемой суспензии, так как увеличение вязкости улучшает массоперенос и удаление синильной кислоты из ее состава. В то же время чрезмерно высокая вязкость суспензии приводит к ухудшению извлечения цианида, поэтому важно поддерживать этот технологический параметр на оптимальном уровне, для чего обычно регулируют содержание твердого в пределах от 25 до 40%. Схематически AVR-технология приведена на рис. 1.

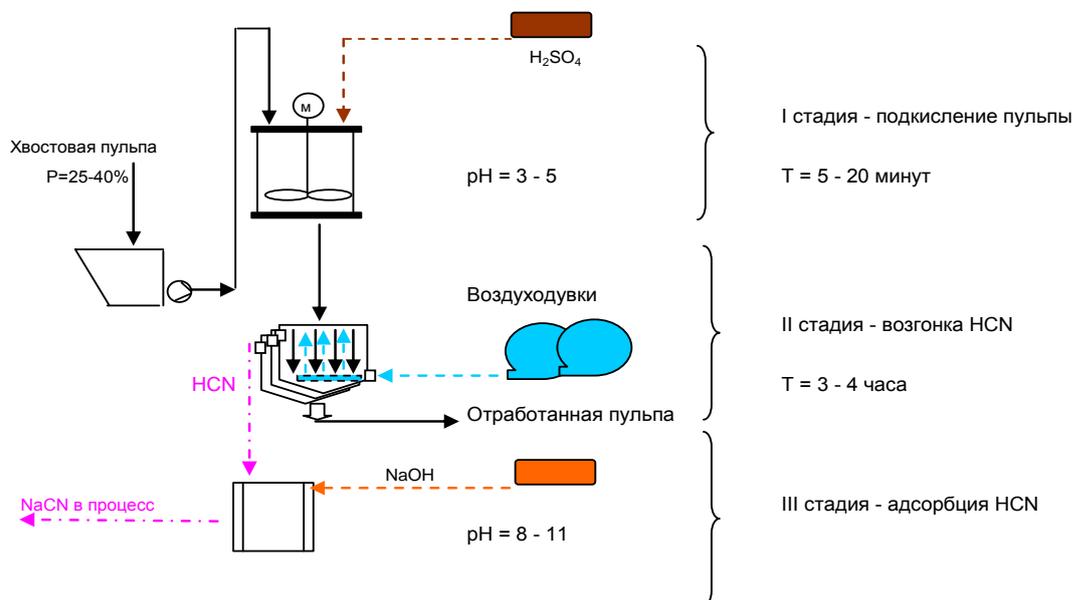


Рис. 1. Принципиальная схема AVR-технологии

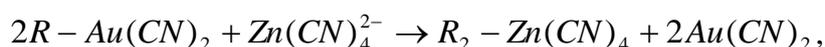
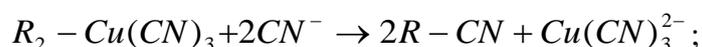
Рентабельность описанной технологии определяется количеством цианидов в исходной суспензии и уровнем их извлечения, расходом воздуха и реагентов для его реализации. Чем больше цианидов в исходной пульпе, тем меньше период окупаемости данной технологии. Извлечение цианидов зависит от времени кислотной обработки и последующей возгонки синильной кислоты. В то же время, повышение времени технологических процессов влечет за собой возрастание энергозатрат и реагентов. После регенерации цианидов возможно извлечение золота при предварительном сгущении и осветлении отработанной пульпы. Первый промышленный опыт применения AVR-технологии был получен горно-металлургической компанией Hudson Bay Mining and Smelting на фабрике Flin Flon в Монитобе в период с 1937 по 1978 года. В эксплуатации находились четыре возгоночные колонны. Содержание цианида сократилось с 560 до 44 мг/л. Производительность установки по исходной хвостовой цианидсодержащей пульпе – 107 м³/ч. Расход воздуха при возгонке цианистой кислоты

Збагачення корисних копалин, 2012. – Вип. 50(91)

Спеціальні та комбіновані методи

на данной технологической линии достигал 56175 м³/ч [10]. Аналогичная установка применялась в 1984 году в Мексике на руднике по добыче и обогащению серебросодержащих руд. Более совершенное оборудование для регенерации цианида использовалось в 1985-1987 г.г. в Тасмании, где извлечение цианида по данным Адриана Смита и Терри Мадера [11] достигало 95%.

Отмечается, что преимущество данной технологии состоит в том, что цианид может извлекаться и повторно использоваться без сброса в наружные отстойники токсичных компонентов типа цианатов, аммония и хлораминов. Недостаток заключается в сложности технической ее реализации, так как необходимо тщательное уплотнение реакторов и возгонных колонн. Кроме того, достигнутые технологические показатели не являются убедительными по чистоте пульпы после обработки по данному методу. В России на промышленном уровне AVR-технология получила применение на золотоизвлекательной фабрике рудника "Холбинский" ОАО "Бурятзолото", где на стадии циан-возгонки внедрена инновационная центробежно-барботажная установка, в которой достигнута значительная интенсификация массообменных процессов за счет формирующейся развитой мгновенно обновляющейся поверхности контакта между жидкой и газовой фазами [12]. Средняя объемная скорость конверсии цианистых соединений здесь в 45-65 раз больше скорости этих же процессов в обычных камерах, что позволило сократить время обработки рабочей суспензии. В ходе наладки технологического режима установлено, что в условиях интенсивного массообмена при pH < 3 имеет место практически полная регенерация свободного цианида из отработанных растворов цианирования и осаждения металлов, а также частичное окисление тиоцианатов с образованием дополнительного количества синильной кислоты. На основе AVR-технологии были разработаны полупромышленные процессы Vitrokele и AuGMENT. Vitrokele-процесс согласно данным [13-15] предполагает использование сильноосновной смолы для извлечения цианида меди из рабочего раствора или из пульпы. Элюирование цианидов меди из смолы осуществляется посредством сильного цианидного элюанта. Благородные металлы и другие сильноосновные металлоцианидные комплексы извлекаются при помощи цинк-тетрацианидного элюанта. Последняя технологическая операция может быть востребована только на каждом втором или третьем цикле элюирования, в зависимости от относительной нагрузки по сильносвязанным металлам. В других циклах элюирования в качестве элюанта применяется серная кислота, которая разрушает большинство цианидных комплексов. Недостаток данной технологии заключается в том, что кислота удаляет только слабокислотные диссоциирующие цианиды (WAD-цианиды) и, как следствие, значительное количество железа или кобальта приводит к загрязнению смолы. Механизм элюирования может быть представлен следующей последовательностью химических реакций:



где R – основа смолы и функциональная группа цианистых соединений.

На следующей стадии элюирования с участием цинк-тетрацианидного элюанта имеет место восстановление смолы при обработке ее серной кислотой, результатом чего есть извлечение тетрацианида цинка в виде сульфата цинка и синильной кислоты:



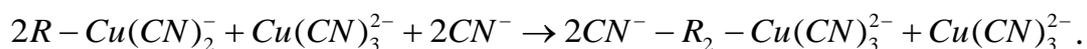
Для извлечения золота, меди и цианида в рамках Vitrokele-процесса требуются стадии элюации и восстановления смолы, что затратно по времени и расходу реагентов. Кроме того, регенерация серной кислоты вызывает осмотический шок смолы, в результате чего ухудшаются ее технологические и механические качества.

AuGMENT-процесс подробно описан в источниках [16-18]. Сущность данной технологии состоит в извлечении и предконцентрации цианида меди при помощи сильноосновной смолы, поры которой пропитаны осевшим цианидом меди $CuCN$. В результате регенерации смолы получают высокоэффективный адсорбент для свободного цианида и растворимые цианиды меди. Механизм этого процесса можно представить химическим уравнением вида:



где R – основа смолы и функциональная группа цианистых соединений.

Элюирование цианидов меди из смолы осуществляется посредством элюанта, в состав которого входит цианид меди и едкий натрий ($\frac{CN}{Cu} = 3,5:1$, 10-70 г/л Cu , 10 г/л $NaOH$), циркулирующего из электролизного отделения. В результате, смола подвергается значительному элюированию, причем элюат имеет отношение $\frac{CN}{Cu} = 4:1$:



Данный процесс протекает в одну стадию при сокращении цикла элюирования и меньших затратах реагентов. Золото может извлекаться перед электролизом меди и регенерацией цианида.

2. SART-процесс

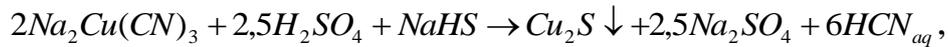
В 1998 году в Австралии была разработана простая и эффективная сульфидная технология SART (Sulfidisation-Acidification-Recycling-Thickening) [2], которая обеспечивает регенерацию цианида при одновременном извлечении меди, цинка и серебра. Данная технология протекает в несколько стадий в соответствии со следующими химическими реакциями:

- Процесс подкисления хвостовой цианидсодержащей пульпы в присутствии **Збагачення корисних копалин, 2012. – Вип. 50(91)**

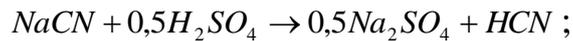
Спеціальні та комбіновані методи

ствий гидросульфида натрия ($NaHS$) с образованием искусственного сульфида меди:

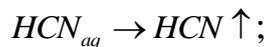
– для цианида меди



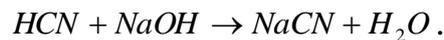
– для свободного цианида



- Процесс возгонки в присутствии воздуха



- Процесс повторной нейтрализации



Если на обработку поступает не рабочий раствор, а хвостовая пульпа при определенном содержании твердой фазы, то технологии SART предшествует предварительное разделение твердой и жидкой фаз пульпы путем противоточной декантации и/или фильтрования.

Осадок сульфида меди после обезвоживания присаживается к флотоконцентрату и/или реализуется как отдельный товарный продукт.

Графически данная технология может быть представлен как технологическая цепочка, которая включает разделение жидкой и твердой фаз, например, путем противоточной декантации, собственно SART-процесс, возгонка, обработка цианида в скруббере и нейтрализация отходов (рис. 2).

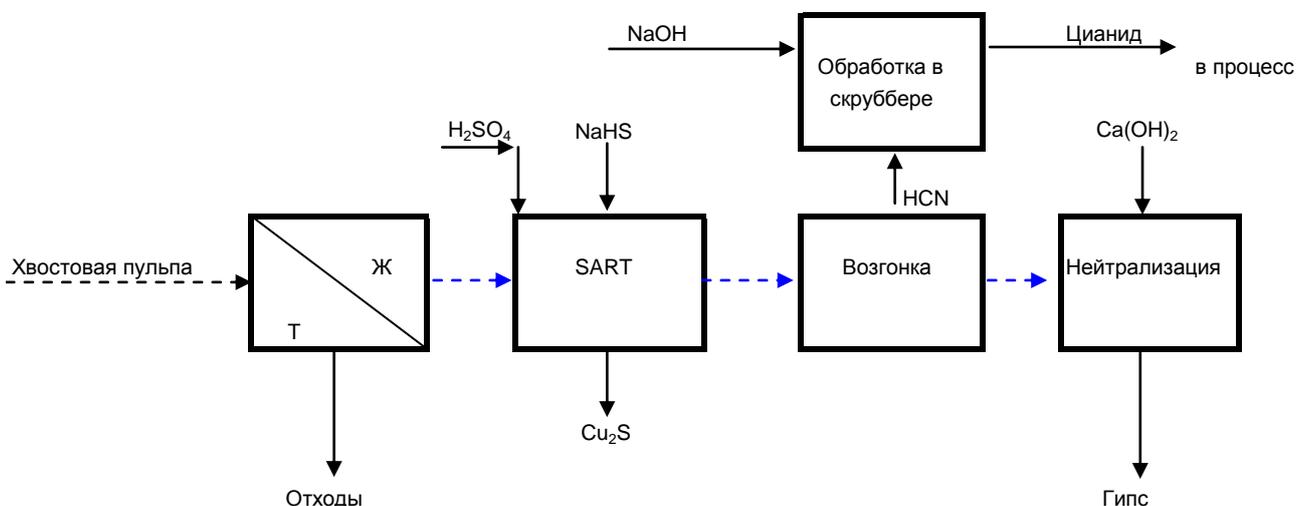


Рис. 2. Концептуальная схема SART-процесса

Спеціальні та комбіновані методи

Рассмотрим установку в г. Гюмюшхане в Турции на золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) "Mastra" (рис. 3) компании "Koza Gold", которая перерабатывает эпитермальную руду с содержанием сульфидов и кремнезема на уровне 5 и 85% соответственно. Среднее содержание золота около 6,5 г/т, серебра – 4,0 г/т. Кроме благородных металлов в исходной руде есть медь (0,12%) и свинец (0,28%) [19]. По итогам прошлого 2010 года на ЗИФ "Mastra" извлечено 4,2 т золота, что составляет 25% от общего уровня золотодобычи в Турции.



Рис. 3. Золотоизвлекательная фабрика "Mastra" компании "Koza Gold"

Разработка рудного поля на склонах понтийских Альп ведется открытым и подземным способами с подачей добытой руды на ЗИФ. Рудоподготовка на данной ЗИФ включает дробление в щековых и конусных дробилках с контрольным грохочением по готовому дробленому продукту с последующим его измельчением сначала в стержневых, а затем в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами, слив которых направляется на сорбционное выщелачивание по технологии СІР с применением цианида натрия. Объем хвостовой пульпы после сорбционного выщелачивания в настоящее время составляет 130 м³/ч. Содержание меди в хвостах сорбции по проекту – 1500 мг/л, а фактически – не более 800 мг/л. Содержание цианистого натрия – 1500 мг/л. Для извлечения меди и регенерации цианида в 2009 году разработана и внедрена в производство SART-установка расчетной производительностью 125 м³/ч. Обработка хвостовой пульпы начинается с противоточной декантации в пяти высокоскоростных сгустителях диаметром 12 м, работающих с добавлением флокулянта. Слив противоточной декантации при допустимом содержании твердой фазы (не более 5%) подается в два герметичных реактора, в которых поддерживается разрежение. Для подкисления отработанного цианистого раствора в реакторы подается серная кислота и гидросульфид натрия. Время обработки раствора в реакторах равно 10-15 минут. На выходе каждого реактора получают осажденный сульфид меди, который сгущается в герметичном сгустителе, работающим с частичной циркуляцией сгущенного продукта через

Спеціальні та комбіновані методи

ректоры. Другая часть, нециркулирующего, сгущенного продукта насосами быстрой и/или медленной подачи направляется на обезвоживание на пресс-филт্রে, кек которого пакуется в мешки типа "Big Bag". Количество выделяемого в реакторах медного концентрата – 1т/сутки. Извлечение меди составляет 90%. Филтрат пресс-филтра, представляющий собой слабокислую суспензию сульфида меди, перекачивается обратно на сгуститель. Выделяющаяся в реакторах, сгустителе медного цикла и нейтрализационной емкости синильная кислота ($HSCN$) в газообразном состоянии отсасывается в скруббер, где при ее обработке раствором $NaOH$ образуется цианид натрия, который возвращается в измельчительное отделение. Извлечение цианида достигает 85%. Отработанный раствор (слив сгустителя медного цикла) подается в нейтрализационную емкость, куда добавляется известковый раствор, а затем в сгуститель (рис. 3), куда добавляется флокулянт, в результате чего получают гипс, который является побочным продуктом производства.

Другой пример промышленного использования SART-технологии – это ЗИФ "Lluvia de Oro" в Мексике, где разработана и внедрена технология извлечения меди и регенерации цианида (рис. 4).



Рис. 4. SART – установка на ЗИФ "Lluvia de Oro" в Мексике

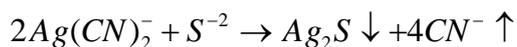
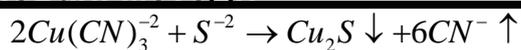
В отличие от турецкой схемы здесь применяется кучное выщелачивание золота, при этом отработанный рабочий раствор без предварительного осветления и/или сгущения направляется в реакторы и далее обрабатывается, как описано выше. Производительность – 340 м³/ч по исходному раствору. Ежегодно на выходе получали 408,6 тонн меди и 1271,2 т цианида. Медный концентрат имел содержание меди на уровне 65%. Удаление из технологического процесса меди позволило повысить извлечение золота в условиях процесса СІР, а также улучшить качество сплава Доре. Извлечение цианида на данном руднике достигало 95%.

3. Комбинированный AVR – SART-процесс

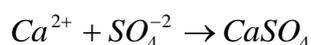
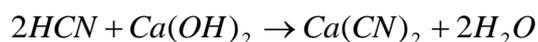
Комплексная высокопроизводительная комбинированная SART-AVR-технология применяется на перуанском золотодобывающем руднике "Yapasocha", мощность которого по исходной руде достигает 5,5 млн. тонн в год [20, 21]. Содержание золота в исходной руде – 3,92 г/т, серебра – 24,37 г/т. Годовая добыча золота на данном предприятии превышает 100 т/год. Добыча руды осуществляется открытым способом в карьере площадью 251 кв.км. Доставка рудной массы на ЗИФ осуществляется автотранспортом. Рудоподготовка включает предварительное грохочение в колосниковом грохоте, крупное дробление в щековой дробилке, складирование дробленого продукта на промежуточном складе, самоизмельчение, шаровое измельчение в замкнутом цикле с гидроциклонами. Производительность дробильного отделения – 1500 т/ч. Промежуточный склад рассчитан на 11-часовое накопление дробленого продукта. Измельчительное оборудование крупнотоннажное с мощными приводами, например, установочная мощность шаровой мельницы равна 11,5 МВт, а мельница самоизмельчения обеспечивает переработку 625 т/ч исходной руды. Гидроклассификация осуществляется в гидроциклонах диаметром 660 мм по граничной крупности 0,075 мм. Выщелачивание золота начинается уже в мельницах самоизмельчения, в которые подается циановый раствор и известь. Гипсовая суспензия подводится в шаровые мельницы. Слив гидроциклонов (80% кл. -0,075 мм) направляются на грохоты-щепоуловители и далее в радиальные сгустители, слив которых возвращается в оборот, а сгущенная суспензия перекачивается в шесть сорбционных колонн СІС, при этом степень уплотнения суспензии определяется оптимальным временем сорбционного выщелачивания СІС. После сорбционного выщелачивания СІС получают отработанную суспензию, в которой содержатся благородные и цветные металлы, цианиды. Количество отработанной суспензии – 1200 м³/ч. Содержание металлоцианидных комплексов составляет 1500-2500 мг/л.

Для разделения жидкой и твердой фаз суспензии предусмотрена противоточная декантация в пяти сгустителях диаметром 28-30 м. Четыре сгустителя работают в режиме НРТ высокоскоростного сгущения, а пятый аппарат, установленный на заключительной, пятой стадии, сгущения, работает в режиме пастового сгустителя. Пастовый сгуститель обеспечивает максимальное сгущение твердой фазы с целью сведения к минимуму потерь ценных компонентов с хвостами обогащения. Содержание твердого в высокоскоростных сгустителях составляет 60%. Слив первого высокоскоростного сгустителя поступает в SART-реактор, где в течение 15 минут при подаче растворов серной кислоты (H₂SO₄) и гидросульфида натрия (NaSH) имеет место разрушение металлоцианидных комплексов с образованием осадков малорастворимых сульфидов меди (Cu₂S), и серебра (Ag₂S) и синильной кислоты (HCN). Механизм этого процесса имеет вид:

Спеціальні та комбіновані методи



В реакторе поддерживается кислотность на уровне $pH=4-4,5$. Расход гидросульфида натрия – 0,44 г *NaSH* на 1 грамм меди 0,52 г *NaSH* на 1 грамм серебра. Осадок состоит преимущественно из сульфида меди, который представляет собой высококачественный медный концентрат. Для сгущения суспензии указанных сульфидов установлен высокоскоростной герметичный сгуститель. При подаче флокулянтов имеет место уплотнение до 60% твердого. Основная часть (80%) сгущенных сульфидов возвращается в реактор, а меньшая ее часть (20%) подается на обезвоживание в пресс-филт্রে. В первом случае циркуляционная нагрузка обеспечивает интенсификацию процесса зародышеобразования. Слив сгустителя, представляющий собой тощий циановый раствор, направляется в четыре нейтрализационные емкости, куда добавляется известковый раствор, при этом $pH=10,5$. Нейтрализация протекает согласно химическим реакциям вида:



В SART-реакторе, сгустителе и нейтрализационных емкостях имеет место возгонка цианистого водорода, который постоянно отсасывается в скрубберы.

После нейтрализации получают гипсовую суспензию с примесью цианида кальция, которую сгущают в сгустителе и подают в шаровые мельницы (90%) и в нейтрализационные емкости (10%). В последнем случае циркуляционная нагрузка обеспечивает интенсификацию процесса зародышеобразования. Слив гипсового сгустителя направляется в сорбционные колонны для сорбционного выщелачивания по принципу СІС с десорбцией углерода и извлечением золота. Отработанный раствор СІС насосами перекачивается в AVR-реакторы, где при подаче раствора серной кислоты имеет место его подкисление с последующей возгонкой цианистого водорода в пяти колоннах при подаче сжатого воздуха и последующей его обработкой в пяти адсорбционных колоннах. При подаче в последние едкого натрия получают цианистый натрий, который насосами перекачивается в мельницы самоизмельчения. AVR-установка работает только в случае переработки руд с высоким содержанием медных минералов. SART-технология находится в постоянной эксплуатации.

В России технологии регенерации разработаны в институте "Иргередмет". По мнению специалистов института "Иргередмет" оптимальным решением переработки золотосодержащих медистых руд является повторное использование отработанных цианидсодержащих растворов с выведением из них меди, других металлов-комплексобразователей и возвратом в процесс выщелачивания цианида [22]. Такая технология кондиционирования, предназначенная для устрани-

ния вредного влияния меди и других металлов на извлечение золота при одновременном сокращении расхода цианида, была разработана институтом "Ирге-редмед" и предусматривает извлечение меди в виде высококачественного концентрата при одновременной регенерации свободного цианида в растворе. Испытания данной технологии проводили в промышленных условиях на натуральных технологических растворах. Базовым предприятием для разработки и внедрения настоящей технологии явился рудник одного из золоторудных месторождений Казахстана с повышенным содержанием меди, который обрабатывается методом кучного выщелачивания. В течение двух лет работы установки кучного выщелачивания переработке подвергали руды с относительно низким содержанием меди. В этой связи медь, содержащаяся в оборотных растворах, незначительно снижала технологические показатели растворения золота и его сорбционного извлечения. В процессе переработки руды содержание меди в оборотной воде увеличилось с 60-70 мг/л до 250 мг/л, при этом медь растворяется цианидом, что значительно повышает расход последнего (более 10 кг цианида натрия на 1 т руды). В результате, произошло снижение степени сорбции золота активированным углем с 85-90 до 30-40% и замедление процесса выщелачивания золота из руды. Выходом из создавшегося положения стало кондиционирование оборотной воды, которое осуществлялось в следующей последовательности. Отфильтрованный оборотный технологический раствор поступает в контактный чан с мешалкой для обработки раствором сульфидом натрия. Далее раствор подается в контактный чан с механическим перемешиванием, снабженный рН-метром, где он обрабатывается серной кислотой. Дозировка сульфида меди осуществляется в зависимости от исходной концентрации меди в растворе. Подкисление производится посредством серной кислоты, при этом значения рН-показателя обрабатываемого раствора поддерживается на уровне 3,5-4,0. Подкисленный раствор поступает на пресс – фильтры. Фильтрат, содержащий растворенный цианистый водород, направляют в контактный чан, где при помощи раствора гидроксида натрия или извести его подщелачивают до требуемого рН (10,5-11,0). Подщелоченный раствор подается на операцию выщелачивания, а сформированный в камерах пресс-фильтра осадок направляют на дальнейшую подготовку к реализации в качестве медного концентрата. Химический состав оборотного раствора до и после обработки приведен в таблице.

В процессе промышленных испытаний и внедрения данной технологии кондиционирования оборотного раствора установлено, что медь извлекается на 65-80%, серебро – на 85-90%, а регенерация цианида, связанного с медью, достигает 85-95%. Исследовано также поведение золота, цинка, никеля, серебра, кадмия и железа. Установлено, что железо, цинк и кадмий выводятся из растворов при более высоких значениях рН-показателя по сравнению с медью. При рН=4-6 в растворах наблюдается минимальное содержание данных металлов. Извлечение при этом составляет более 95%. Однако, при последующем понижении водородного показателя рН < 4 возможно частичное растворение соединений железа, цинка и кадмия с последующим переходом ионов металлов в раствор.

Спеціальні та комбіновані методи

Химический состав оборотного раствора до и после кондиционирования

| Ингредиенты | Содержание ингредиентов, мг/л | |
|-------------------|-------------------------------|-------------------------|
| | до кондиционирования | после кондиционирования |
| pH | 10,2 | 11,0 |
| Сульфаты | 734,9 | 746,8 |
| Хлориды | 691,2 | 711,5 |
| Цианиды общие | 502,3 | 500,8 |
| Цианиды свободные | 230,4 | 480,6 |
| Тиоцианаты | 160,1 | 165,3 |
| Золото | 0,54 | 0,53 |
| Алюминий | 0,37 | 0,28 |
| Мышьяк | 0,16 | 0,09 |
| Кадмий | 0,013 | < 0,001 |
| Кобальт | 0,58 | 0,08 |
| Медь | 250,3 | 49,2 |
| Железо | 0,9 | 0,039 |
| Серебро | 0,59 | < 0,001 |
| Хром | 0,009 | 0,006 |
| Марганец | < 0,001 | < 0,001 |
| Никель | 0,14 | 0,038 |
| Свинец | 0,28 | < 0,05 |
| Сурьма | 0,09 | 0,07 |
| Цинк | 10,7 | 1,8 |

Серебро начинает выводиться из растворов раньше меди, т.е. в более щелочных условиях. При достижении водородного показателя отметки 5-6 извлечение серебра из оборотного раствора составляет более 90%. Дальнейшее увеличение кислотности среды создает условия для доизвлечения металла.

Никель в данном технологическом процессе практически не выводится из оборотного раствора. Извлечение никеля достигает только 10%.

Золото из раствора не извлекается.

Наличие сульфатов, хлоридов, тиоцианатов и тиосульфитов в хвостовой пульпе не оказывает влияния на параметры и эффективность разработанной технологии. Любое исходное соотношение $Cu/CN_{св}$ (для растворов с концентрациями меди и свободного цианида от 50 до 5000 мг/л) не влияет на процесс сульфидного кондиционирования.

Технологический оборотный раствор после кондиционирования анализируют на содержание свободного цианида, при необходимости доукрепляют до требуемого значения цианидом натрия и возвращают на выщелачивание золота, а затем вновь в процесс извлечения меди и регенерации цианида. В ходе многоцикловых испытаний установлено, что повышение концентрации тиоцианатов в оборотных растворах после кондиционирования не происходит. При соблюдении определенной последовательности технологических операций в цикле выщелачивания золота и последующего кондиционирования хвостовой пульпы достигаются следующие цели данного передела:

- извлечение меди из оборотного раствора;
- получение свободного цианида в оборотном растворе;
- уменьшение сорбции меди на уголь;
- интенсификация сорбционного извлечения золота;
- улучшение качества катодного осадка;
- сокращение эксплуатационных затрат на цианид;
- ограничение расходов водных ресурсов.

При балансовых испытаниях промышленной установки сульфидного кондиционирования в течение 10 суток было получено 3358,6 кг медного концентрата, содержащего 2015 кг меди, в также восстановлено 4622,4 кг цианида натрия в свободном виде, пригодном для растворения золота. Содержание меди в концентрате – 68%, серебра – в среднем 2474 г/т.

Экономическая оценка разработанной технологии кондиционирования оборотных цианистых растворов показывает, что стоимость регенерированного цианида и полученного ликвидного медного концентрата превышает затраты на реагенты на 1,44 долл. (США) при обработке 1 м³ оборотного раствора.

Альтернативой гидросульфиду в SART-технологии может быть сероводород (H_2S) [23]. В этом случае традиционная SART-технология дополняется биореактором, где при подаче серы и других реагентов образуется сероводород (H_2S), который направляется в SART-реактор, при этом дополнительные инвестиции покрываются уменьшением эксплуатационных затрат из-за более дешевой серы и сокращения потребления серной кислоты, особенно это проявляется с возрастанием производительности ЗИФ и содержанием меди в исходном растворе. Такие модули были установлены в Доминиканской Республике на ЗИФ "Pueblo Viejo" [24].

Список литературы

1. Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. – М.:Металлургия, 1982.
2. Dreisinger, D.B. Treatment of gold ores using cyanide or thiosulphate leach solutions. Hydrometallurgy: Current Practice, Short course. – 1998. – Perth, Australian Mineral Foundation.
3. Kitney, M.J. Cyanide regeneration from gold tailings. Golconda's Beanconsfield experience. // Randol Perth International Gold Conference. – Perth, 1988. – P. 89-93.
4. Rivieros, P., Koren, D., McNamara, V.M. and Binignat, J. Mini pilot plant evaluation of the AVR process for the Las Cristinas gold project // Randol Gold Forum-97. – Monterey, P. 231-235.
5. Piret N.L.Schippers. Cyanide destruction versus cyanide regeneration-elution of the process for optimum effluent. Ext. Met. 89: Pap.Sym.London, 10-13 July, 1989.
6. US Patent №3 592 586, 13 Juli 1971.
7. "Cyanide and the Environment" (A Collection of Papers from the Proceeding of a Conference held in Tuscon, Ariz., Dec. 11-14, 1984) edited by Dirk Van Zyl.
8. "Canmet AVR Process for Cyanide Recovery and Environmental Pollution Control Applied to Gold Cyanidation Barren Bleed from Campbell Red Lakes Mines, Limited, Balmerton, Ontario" edited by Vern M.McNamara, 1985.
9. US Patent №3 592 586.
10. Technical Report. Treatment of cyanide heap leaches and tailings. – U.S. Environmental

Спеціальні та комбіновані методи

Protection Agency. – 09.21994., – 48p.

11. Smith, A. and Mudder, T. Chemistry and Treatment of Cyanidation Wastes. – Mining Journal Books Limited. – London., 1991.

12. Кочанов А.А. Технология очистки сточных вод предприятий по переработке золотосодержащих руд. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. – Новосибирск. – 2003г., – 121с.

13. Peterson, M.R. Application of Vitrokele technology to the treatment of copper/gold ores. – ALTA Copper Hydrometallurgical Forum., 1997. – Brisbane, Australia.

14. Whittle, L. The piloting of Vitrokele for cyanide recovery and waste management at two Canadian gold mines. – Randol Gold Forum – 92., Vancouver, pp. 379 – 384.

15. Holbein, B.E., Huber, A.L., Kidby, D. Vitrokele – performance for selected ores: gold, silver and cyanide recoveries. Randol Perth International Gold Conference., Perth, pp. 302-305.

16. Fleming, C.A. The potential role of anion exchange resins in the gold industry. – EPD Congress ed. Mishra. The Minerals, Metals and Materials Society. – Warrend., PA. – 1998. – pp. 95 – 117.

17. Fleming, C.A., Grot, W.G., Thorpe, J.A. Hydrometallurgical extraction process. – US Patent № 5411575, 05.1995.

18. Le Vier K.M., Fitzpatrick, T.A., Brunk, K.A., Ellet, W.N. AuGMRNT Technologies: an update. – Randol Gold Forum – 97. – Monterey, CA. – pp. 135 – 137.

19. Sezai Sen. Gold recovery by KC from grinding circuit of Bergama CIP plant. Revista Escola de Minas. – 2010. – July – September. – Vol. 63, №3 – Ouro Preto.

20. Gilmar Guzman Salvador., Erick Acosta Rodriguez. Proceso SART Y su influencia en el proceso CIC minera Yamacocha. 2010.

21. M.Botz, S.Acar. Copper Precipitation and Cyanide Recovery Pilot testing fort he Newmont Yanacocha Project. SME Annual Meeting, Feb. 25-28, Denver.

22. Петров В.Ф., Файберг А.А., Войлошников Г.И. Кондиционирование цианидсодержащих оборотных растворов с регенерацией свободного цианида и извлечением меди. Цветные металлы. – №9., 2010. – С. 40-44.

23. Alan Taylor. Gold Technology Developments and Trends. ALTA Metallurgical Services. Australia. 2011.

24. L.Williams. Barrick's \$3 Billion Pueblo Viejo Gold Mine Finish Copper Plant. – International Mining. October, 2009.

© Кирнарский А.С., 2012

*Надійшла до редколегії 25.04.2012 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*