

И.Ф. Червоний⁽¹⁾, зав. кафедрой, д.т.н., профессор

В.В. Хомутов⁽²⁾, к.т.н., технолог

И.В. Хомутов⁽¹⁾, студент

В.Н. Бредихин⁽³⁾, доцент, к.т.н.

Р.Н. Воляр⁽¹⁾, доцент, к.т.н.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ ИЗ ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

⁽¹⁾ Запорожская государственная инженерная академия,

⁽²⁾ ООО «Донецкий кряж»,

⁽³⁾ Донецкий национальный технический университет

Виконано дослідження щодо інтенсифікації процесу вилуговування золотомісної сировини способом «киплячого шару» із швидкістю, що змінюється, висхідного потоку вилуговуючих розчинів у реакторі конусного типу з вершиною, спрямованою вниз. Встановлено оптимальні параметри процесу вилуговування: масове співвідношення рідкої і твердої фази, концентрація реагентів, час вилуговування, розвантаження пульпи від вилуговування із залишком матеріалу у вершині конуса на повторний цикл переробки, що дозволяють забезпечити витягання золота на рівні 97 %.

Выполнены исследования по интенсификации процесса выщелачивания золотосодержащего сырья способом «кипящего слоя» с изменяющейся скоростью восходящего потока выщелачивающих растворов в реакторе конусного типа с вершиной, направленной вниз. Установлены оптимальные параметры процесса выщелачивания: массовое соотношение жидкой и твердой фаз, концентрация реагентов, время выщелачивания, разгрузка пульпы от выщелачивания с остатком материала в вершине конуса на повторный цикл переработки, позволяющие обеспечить извлечение золота на уровне 97 %.

Введение. При золотодобыче особое внимание уделяется обогащению руд, так как применение того или иного метода или их комбинаций позволяет извлекать максимальное количество золота в концентрат. Для обогащения золотосодержащих руд применяют различные технологии, основанные на гравитационном обогащении, флотации, цианировании, амальгамации и др. Выбор схемы обогащения или их комбинаций связан с видом перерабатываемого сырья (простые, упорные или комплексные руды), а также содержанием в них золота. Соответственно, после каждой схемы обогащения разрабатывается индивидуальная технология дальнейшего извлечения золота.

Амальгамация из-за высокой токсичности и низкого извлечения золота в настоящее время применяется крайне редко. Переработка концентратов на основе окислительного обжига, глубокой гравитационной доводки огарка, сушки и прокали «золотой головки», а также другие варианты пирометаллургических процессов хотя и эффективны, но довольно сложны в аппаратном оформлении и требуют больших экономических затрат. При этом остро встают вопросы, связанные с проблемой утилизации и обезвреживания токсичных соединений мышьяка, выделяющихся при обжиге.

Гравитационная схема переработки золотосодержащего сырья применяется на небольших по объему производства предприятиях, осваивающих малые месторождения золота. Для крупных месторождений наиболее предпочтительным вариантом переработки золотосодержащего сырья является комбинированная схема, включающая гравитационное обогащение с гидрометаллургической переработкой при использовании цианирования в сочетании с последующей прямой плавкой «золотой головки» [1]. Особенно эффективно этот способ применять при переработке мышьяковых руд и концентратов, которые содержат неизменный арсенопирит с частичным окислением, так как позволяет перерабатывать руды с применением цианирования, без предварительного их обжига или плавки.

В основе процесса цианирования золотосодержащих руд и концентратов лежит селективное выщелачивание золота водными растворами щелочных цианидов: натрия, калия или кальция. Полученный раствор, содержащий растворенное золото, направляют на переработку различными методами для получения товарного продукта высокого качества в виде сплава Доре в слитках. Полученный сплав отправляют на аффинажный завод для производства золота необходимой степени чистоты [2].

При цианировании гравитационных концентратов в аппаратах «бакового» типа фракции, которые содержат крупные частицы золота, и другие тяжелые минералы, оседают на дне аппарата. Из-за сложности поддержания указанных частиц во взвешенном состоянии и низкой скорости растворения крупного золота значительно снижается его извлечение в раствор. Решение этой проблемы возможно при использовании различных технологических приемов и применении специального оборудования, например горизонтальных барабанных перемешивателей, аппаратов с принудительной циркуляцией цианистых растворов и конусных реакторов [1].

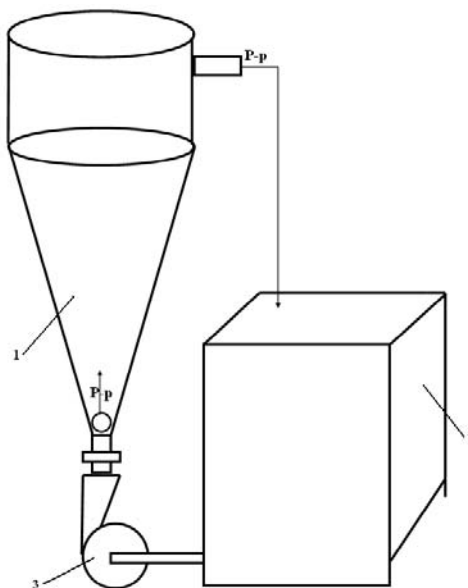
Постановка задачи. Целью работы является определение оптимальных параметров процесса выщелачивания в реакторе конусного типа с целью максимального извлечения золота в раствор.

Основная часть исследований. Исследования по определению оптимальных параметров процесса выщелачивания в реакторе конусного типа проводили с использованием концентратов и шлихов различного состава (окисленные, сульфидные, золото-мышьяковые). Золото, которое содержится в сырье, обладает следующими свойствами:

- золото в гравитационных концентратах (шлихах) содержится в свободном состоянии в виде частиц металла различной крупности и формы;
- повышение содержания золота в гравитационном концентрате при его получении из одного вида сырья, при прочих равных условиях, обусловлено увеличением доли содержания крупных частиц свободного металла и сопровождается потерями мелкого золота;
- ассоциированное с минералами золото в гравитационных концентратах при создании определенных условий, может быть переведено в раствор без дополнительного механического, химического или термического вскрытия.

Рассмотренные выше физические характеристики золота, которые затрудняют его выщелачивание из концентратов цианистыми или другими растворами в традиционных аппаратах, при изменении технологических режимов могут быть использованы для интенсификации его растворения.

При проведении исследований по интенсификации процесса выщелачивания использовали способ «кипящего слоя» с изменяющейся скоростью восходящего потока выщелачивающих растворов в реакторе конусного типа с вершиной, направленной вниз (рис. 1). В таком реакторе изменяющийся по скорости восходящий поток растворов обеспечивает разрыхление концентрата, сегрегацию частиц золота по крупности с размещением наиболее крупных частиц в вершине конуса, где наблюдаются самые высокие скорости потока растворов и, следовательно, наиболее интенсивное перемешивание. Для увеличения извлечения золота вместо традиционных насосов, подающих раствор в реактор, использовали аппараты с ультразвуком, интенсифицирующие растворение золота: роторно-турбулизационные или роторно-пульсационные.

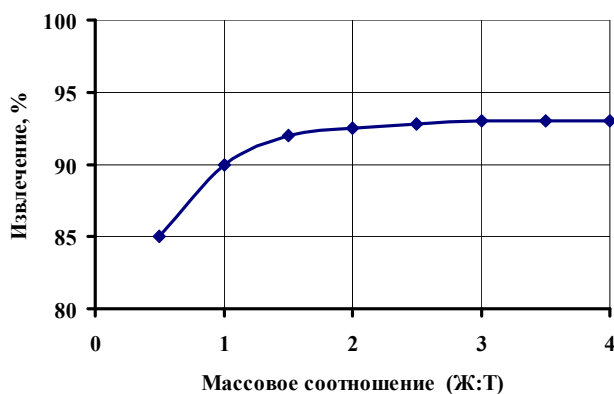


1 - реактор конусного типа, 2 - бак, 3 - насос

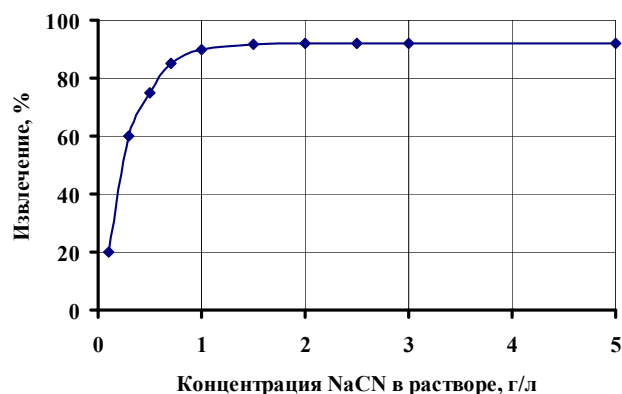
Рисунок 1 – Установка выщелачивания концентратов

Для повышения извлечения золота в раствор на уровне 90...99 % были проведены исследования влияния следующих параметров процесса выщелачивания: массового соотношения жидкой и твердой фаз, концентрации реагентов, времени выщелачивания, разгрузки пульпы от выщелачивания с остатком материала в вершине конуса на повторный цикл переработки.

Повышение соотношения жидкой и твердой фаз (Ж:Т) в реакторе от 0,5:1 до 2:1 приводит к увеличению извлечения золота в раствор с 85 до 92 %. Дальнейшее разбавление пульпы (Т:Ж до 4:1) дает незначительный прирост извлечения золота (рис. 2,а).



а



б

Рисунок 2 – Зависимость извлечения золота в раствор:

а - от массового соотношения жидкой и твердой фаз, б - от концентрации цианида

Проведенные исследования позволили установить оптимальное массовое соотношение жидкой и твердой фаз (2:1), которое обеспечивает извлечение золота на уровне 92 %. Это можно объяснить тем, что разжижение пульпы до указанного соотношения заметно снижает ее вязкость, что, в свою очередь, положительно влияет на интенсивность ее перемешивания и поддержание тяжелых частиц во взвешенном состоянии, а также и скорость диффузионных процессов внутри системы «жидкое-твердое».

Исследования по определению оптимальной концентрации цианидов в выщелачиваемом растворе проводили, изменяя концентрацию цианидов от 0,1 до 5 г/л при соотношении жидкой и твердой фаз в реакторе 2:1. Повышение концентрации цианида в выщелачиваемом растворе от 0,1 до 1,5 г/л приводит к резкому увеличению извлечения золота в раствор с 20 до 92 %. Дальнейшее повышение концентрации цианида в растворе до 5 г/л незначительно увеличивает извлечение золота (рис. 2,б).

Экспериментально полученную оптимальную концентрацию цианида в растворе на уровне 1,5 г/л можно объяснить тем, что в процессе выщелачивания золота обязательным условием протекания реакции растворения является наличие кислорода в растворе. Поскольку растворимость кислорода в цианистых растворах не превышает 7...8,5 мг/л [3], то очевидно, что весь кислород, находящийся в растворе, который подводится к растворяющейся частице золота, будет полностью расходоваться при реакции растворения. Дальнейшее повышение концентрации цианида в растворе существенного влияния не оказывает.

Продолжительность процесса выщелачивания влияет на производительность реактора. Длительное пребывание пульпы в реакторе снижает его производительность, а ограниченное во времени – к снижению технико-экономических показателей работы реактора. В связи с этим после определения оптимальных параметров массового соотношения жидкой и твердой фаз и концентрации цианида в растворе проводили исследования по изучению зависимости извлечения золота в раствор от длительности процесса выщелачивания.

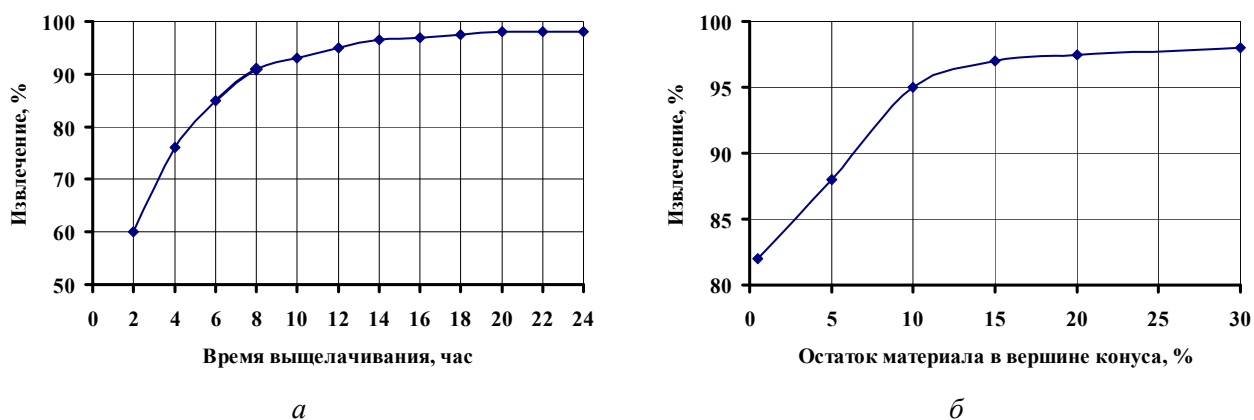


Рисунок 3 – Зависимость извлечения золота в раствор от времени выщелачивания (а) и массы материала, оставляемого в вершине конуса на повторный цикл выщелачивания (б)

При продолжительности выщелачивания концентрата в интервале от 2 до 12 ч извлечение золота в раствор увеличивается с 60 до 95 % (рис. 3,а), при дальнейшем продолжении выщелачивания до 24 ч существенного увеличения извлечения в раствор не наблюдали. При продолжительности выщелачивания 24 ч извлечение золота составляет около 98 %, что является достаточным для полного извлечения золота в раствор.

Как отмечалось выше, крупные частицы золота, которые при выщелачивании не успевают полностью растворяться и переходить в раствор, накапливаются в нижней конусной части реактора. После завершения процесса выщелачивания пульпу полностью извлекают из реактора и отправляют в отвал. Для наиболее полного извлечения золота в раствор, проводили исследования с возвращением до 30 % пульпы, отобранной из нижней части конусного реактора, где скапливаются нерастворенные частицы золота, на повторный цикл выщелачивания. Исследования показали, что извлечение золота в раствор существенно увеличивается (с 82 до 97 %) при увеличении остатков в конусе повторно перерабатываемого материала до 20 % (рис. 3,б).

Это подтверждает, что крупные частицы золота при выщелачивании находятся в нижней части реактора у вершины конуса, где наблюдаются наиболее быстрые потоки выщелачивающего раствора, которые способствуют интенсификации диффузионных процессов.

Выводы. Применение реактора конусного типа при выщелачивании золотосодержащего сырья позволяет избежать потерь металла в виде не растворившихся частиц и сосредоточить наиболее медленно растворяющиеся частицы золота в зоне самого динамического потока выщелачивающего раствора, расположенной в вершине конуса реактора. Выполненные исследования позволили установить оптимальные параметры процесса выщелачивания золота в раствор в реакторе данного типа: массовое соотношение жидкой и твердой фаз – 2:1, концентрация цианида в выщелачиваемом растворе – 1,5 г/л, длительность процесса выщелачивания – 12 ч, возвращение 20 % пульпы от выщелачивания в вершине конуса на повторный цикл переработки. Применение указанных параметров процесса выщелачивания позволят извлекать золото в раствор на уровне 97 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Лодейщиков, В. В.* Гравитационное обогащение, цианирование и флотация золотосодержащих руд. (Часть 1) [Электронный ресурс] / Режим доступа : \www/http://zolotodb.ru/ articles/ placer/factory/10441 – 23.12.2011 г. – Загл. с экрана.
2. *Лодейщиков, В. В.* Гравитационное обогащение, цианирование и флотация золотосодержащих руд. (Часть 3) [Электронный ресурс] / Режим доступа : \www/http://zolotodb.ru /news/10443 – 23.12.2011 г. – Загл. с экрана.
3. *Благородные металлы* [Текст] : монография / *В. Н. Бредихин, В. А. Кажанов, Н. А. Маняк, Е. Ю. Кушнерова.* – Донецк : ДонНТУ, 2009. – 119 с. – Библиогр. : с. 517-524. – ISBN 978-966-377-077-2.

Стаття надійшла до редакції 07.03.2012

р.
Рецензент, проф. Г.О. Колобов