

(19)



**Евразийское
патентное
ведомство**

(11) **047225**

(13) **B1**

(12) **ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ЕВРАЗИЙСКОМУ ПАТЕНТУ**

(45) Дата публикации и выдачи патента
2024.06.21

(21) Номер заявки
202292731

(22) Дата подачи заявки
2021.03.30

(51) Int. Cl. **C22B 3/00** (2006.01)
C22B 3/06 (2006.01)
C22B 3/08 (2006.01)

(54) **СПОСОБ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА В КОНТУРЕ ЦИАНИДНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ**

(31) **63/001,615**

(32) **2020.03.30**

(33) **US**

(43) **2022.12.01**

(86) **PCT/US2021/024773**

(87) **WO 2021/202446 2021.10.07**

(71)(73) Заявитель и патентовладелец:
**СОЛЕНИС ТЕКНОЛОДЖИЗ
КЕЙМЭН, Л.П. (СН)**

(72) Изобретатель:
Бакеев Кирилл Н. (US)

(74) Представитель:
**Веселицкий М.Б., Кузенкова Н.В.,
Каксис Р.А., Белоусов Ю.В., Куликов
А.В., Кузнецова Е.В., Соколов Р.А.,
Кузнецова Т.В. (RU)**

(56) **US-A-5368830
US-A1-20160298209
US-A-4816234
US-A-5073354
US-A-5196052
US-B1-6238632**

(57) В изобретении описан способ повышения извлечения золота в контуре цианидного выщелачивания, содержащем пульпу золотосодержащей руды. Способ включает этап подготовки добавки для извлечения золота, представляющей собой полиакриловую кислоту, имеющую среднемолекулярную массу от 2000 до 4000 г/моль. Способ также включает этап комбинирования добавки для извлечения золота с пульпой золотосодержащей руды в контуре цианидного выщелачивания, причем для повышения извлечения золота из пульпы золотосодержащей руды добавка для извлечения золота присутствует в количестве 625 г на тонну сухой золотосодержащей руды. В способе этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи" или "уголь в пульпе", при этом пульпа золотосодержащей руды имеет плотность выщелачивания от 25 до 50 процентов от общей массы пульпы, при этом пульпа золотосодержащей руды имеет плотность измельчения 60 процентов от общей массы пульпы, при этом в добавке для извлечения золота и пульпе золотосодержащей руды отсутствуют масло и катионное поверхностно-активное вещество.

047225
B1

047225
B1

Область техники, к которой относится изобретение

Настоящее изобретение в целом относится к способу повышения извлечения золота в контуре цианидного выщелачивания. Более конкретно, настоящее изобретение относится к комбинированию конкретной добавки для извлечения золота с пульпой золотосодержащей руды для повышения извлечения золота из этой пульпы.

Уровень техники

Цианидное выщелачивание представляет собой промышленный стандарт для извлечения золота уже более 100 лет. В процессе цианидного выщелачивания (также известного как цианирование золота) раствор цианидного выщелачивания, или ликсивиант, просачивается сквозь золотосодержащую руду. Золото, присутствующее в руде, растворяется цианидом, образуя продуктивный раствор выщелачивания. Затем золото извлекается из продуктивного раствора выщелачивания с помощью активированного угля или смол. Этот экономически эффективный, проверенный метод извлечения золота обеспечивает максимальное извлечение для многих золотосодержащих руд, включая руды с низким содержанием золота и некоторые руды, упорные к обогащению.

Цианирование золота включает в себя ряд этапов, которые варьируются в зависимости от характеристик руды и типа рудника. Этот процесс обычно начинается с дробления и измельчения добытой золотосодержащей руды, чтобы сделать золото более доступным. Затем измельченная руда может быть агломерирована в агломерационном барабане (например, рудном барабане или агломераторе) перед выщелачиванием, часто называемым кучным выщелачиванием. Агломерация создает частицы, более однородные в отношении формы и размера, так что выщелачивающий агент может более эффективно проникать через частицы руды.

Измельченная руда также может находиться в виде пульпы, и в результате реакции с добавленным раствором цианидного выщелачивания (обычно цианида натрия или калия) золото может быть извлечено из руды с образованием водного раствора комплекса цианид-золото. Активированный уголь смешивается с продуктивным раствором выщелачивания для извлечения золота. Затем золото адсорбируется на поверхности активированного угля, который после этого называют насыщенным. Вслед за этим золото может быть десорбировано из насыщенного угля в процессе, известном как элюирование или стриппинг, в результате чего образуется концентрированный раствор с высоким содержанием золота, которое может быть получено из этого раствора.

Существуют различные процессы, которые могут быть использованы при цианировании золота, включая технологические схемы "уголь в щелочи" - CIL (англ. Carbon-in-Leach) и "уголь в пульпе" - CIP (англ. Carbon-in-Pulp). Схемы "уголь в пульпе" (CIP) включают выщелачивание с последующей адсорбцией золота из золотосодержащей руды. В процессе CIP измельченная рудная пульпа проходит через несколько чанов с мешалками, в которые добавляются цианид натрия/калия и кислород для растворения золота в растворе. На этапе адсорбции этот раствор проходит через несколько чанов с мешалками, содержащих активированный уголь. Золото адсорбируется на активированном угле, поток которого проходит в направлении, противоположном потоку рудной пульпы, а сита отделяют обеззолоченную руду от насыщенного золотом угля.

Схемы "уголь в щелочи" (CIL) включают процесс одновременного выщелачивания и адсорбции. Фазы одновременного выщелачивания и адсорбции процесса CIL были разработаны для переработки золотосодержащих руд, включающих в себя сорбционно-активные материалы, такие как уголь с природной абсорбирующей способностью. Эти материалы снижают выход золота, увлекая его часть, предназначенную для активированного угля. Одновременно протекающие выщелачивание и адсорбция помогают минимизировать эту проблему. В процессе CIL выщелачивание цианидом и адсорбция углерода происходят в одних и тех же чанах. В процессе CIP сначала происходит выщелачивание, а затем адсорбция активированным углем, пока продолжается выщелачивание.

В этих способах процент извлечения золота далек от 100%. Соответственно, существует возможность для его повышения. Далее, другие желательные признаки и характеристики настоящего изобретения станут очевидными из последующего подробного описания и приложенной формулы изобретения, рассматриваемых в сочетании с сопроводительными чертежами и настоящим описанием уровня техники.

Краткое изложение сущности изобретения

В настоящем описании представлен способ повышения извлечения золота в контуре цианидного выщелачивания, содержащем пульпу золотосодержащей руды, включающий следующие этапы:

подготовку добавки для извлечения золота,

комбинирование добавки для извлечения золота с пульпой золотосодержащей руды в контуре цианидного выщелачивания, причем для повышения извлечения золота из пульпы золотосодержащей руды добавка для извлечения золота присутствует в количестве 625 г на тонну сухой золотосодержащей руды,

в котором этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи" или "уголь в пульпе", причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность выщелачивания от 25 до 50 процентов от общей массы пульпы, причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность извлечения 60 процентов от общей массы пульпы, причем добавка для извлечения золота представляет собой полиакриловую кислоту, имеющую среднемассовую молекулярную массу от 2000 до 4000 г/моль, при-

чем в добавке для извлечения золота и пульпе золотосодержащей руды отсутствуют масло и катионное поверхностно-активное вещество.

Эффективная добыча и извлечение золота и других драгоценных и недрагоценных металлов имеют важное значение для достижения рентабельности инвестиций в горнодобывающую промышленность, особенно в нынешней ситуации, когда руды более высокого качества становятся все более скудными, а шахты испытывают затруднения в получении значительной прибыли. Данные, приведенные в настоящем описании, показывают, что использование в горнодобывающей промышленности определенных добавок может значительно повысить извлечение золота при введении их непосредственно в контур цианидного выщелачивания, например, в пульпу золотосодержащей руды в чанах для цианидного выщелачивания, содержащих активированный уголь. Эффект зависит от содержания в процентах по массе пульпы золотосодержащей руды в воде и имеет тенденцию к улучшению при повышении этого содержания. Этот обнаруженный эффект не является очевидным, поскольку присутствие любых добавок в контурах выщелачивания обычно является нежелательным из-за потенциальной адсорбции добавок на угле, что блокирует поверхность активированного угля и ограничивает или по меньшей мере минимизирует извлечение золота вследствие адсорбции комплекса золото-цианид на активированном угле. Это известно в промышленности как "отравление" угля или эффект "отравления" СІЛ. Эффект отравления при извлечении золота может также проявляться через конкурентное взаимодействие добавки с цианидом, тем самым минимизируя эффективность цианида при извлечении золота. Следовательно, выбранная в данном случае добавка неожиданно улучшает извлечение, действительно превосходя известные методы и добавки.

Подробное описание изобретения

Приведенное ниже подробное описание представляет по своей сути лишь пример и не предназначено для ограничения настоящего способа. Кроме того, у автора изобретения нет намерения связывать себя какой-либо теорией, представленной в приведенном выше описании уровня техники или в нижеследующем подробном описании изобретения.

Варианты осуществления настоящего изобретения в целом относятся к способам извлечения золота из руды. По соображениям краткости детали общеизвестных технологий, связанные с такими способами, могут не приводиться в настоящем описании. Кроме того, различные задачи и этапы процесса, упоминающиеся в настоящем описании, могут быть включены в более объемные процедуры или процессы, имеющие дополнительные этапы или функциональные возможности, не представленные в деталях в настоящем описании. В частности, различные этапы извлечения золота из руды хорошо известны, поэтому в интересах краткости многие обычные этапы упоминаются в настоящем описании лишь вкратце или полностью опускаются без изложения хорошо известных деталей процесса.

В настоящем описании представлен способ повышения извлечения золота в контуре цианидного выщелачивания, содержащем пульпу золотосодержащей руды. Способ включает этап подготовки добавки для извлечения золота, выбранной из полиакриловой кислоты, сополимеров акриловой кислоты и сульфонированного сомономера, и их комбинаций, причем добавка имеет среднemasсовую молекулярную массу от приблизительно 500 до приблизительно 10000 г/моль. Способ также включает этап комбинирования добавки для извлечения золота с пульпой золотосодержащей руды в контуре цианидного выщелачивания, причем для повышения извлечения золота из пульпы золотосодержащей руды добавка для извлечения золота присутствует в количестве от приблизительно 10 до приблизительно 1000 г на тонну сухой золотосодержащей руды. В различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения все значения и диапазоны, находящиеся между вышеуказанными значениями (как целыми, так и дробными) и включающие их, явным образом предусматриваются настоящим описанием для использования.

В различных вариантах осуществления изобретения способ включает один или более этапов дробления и/или просеивания золотосодержащей руды. Например, золотосодержащая руда может быть подвергнута дроблению и/или просеяна любым способом, известным в данной области техники. Например, можно использовать дробилку и вибрационное сито, чтобы раздробить крупный кусок руды (например, до 650 мм) на менее крупные куски (например, приблизительно 10 мм или даже меньше). Можно использовать один или несколько этапов дробления и просеивания в соответствии с выбором специалиста в данной области. В некоторых случаях используются три или четыре этапа дробления и просеивания.

После дробления и просеивания золотосодержащая руда может быть измельчена и разделена по крупности (классифицирована). После измельчения и классификации рудный материал может соответствовать требованиям выщелачивания (например, 85-95% через 200 меш). В типичном процессе шаровая мельница с разгрузкой через решетку и спиральный классификатор образуют узел первого этапа измельчения и классификации, а переливная шаровая мельница и гидроциклон могут образовывать узел второго этапа измельчения и классификации. Может, однако, использоваться любое оборудование, известное в данной области. Также могут использоваться процессы гравитационного разделения.

Вслед за этим могут быть использованы процессы выщелачивания и адсорбции. Существует несколько обычно используемых методов десорбции, перечень которых может включать, не ограничиваясь перечисленным, метод десорбции по Задра, метод десорбции при высокой температуре и высоком давлении (далее называемый методом НТНР) и метод десорбции под интегральным давлением. В других вариантах осуществления изобретения могут быть использованы процессы СІЛ и/или СІР.

В других вариантах осуществления изобретения используются процесс и аппарат по схеме "уголь в пульпе" (CIP). Операции по схеме "уголь в пульпе" являются вариациями обычного процесса цианирования. Руду дробят, тонко измельчают и выщелачивают цианидом в последовательно расположенных чанах с мешалками для солубилизации золота. Вместо отделения твердых веществ от продуктивного раствора как в традиционном процессе цианирования, в выщелоченную пульпу добавляется гранулированный активированный уголь. Уголь адсорбирует золото из раствора пульпы и удаляется из последней путем грубого просеивания. На практике это достигается с помощью последовательно расположенных пяти или шести чанов с мешалками, где уголь и рудная пульпа поэтапно контактируют в противотоке. Это значительно повышает возможность насыщения угля золотом при сохранении высокого процента извлечения. Уголь удерживается в отдельных чанах CIP с помощью предусмотренных в них сит. Размер отверстий сит чанов CIP таков, что тонко измельченные частицы руды проходят сквозь сита, а крупный уголь - нет.

В других вариантах осуществления изобретения используются процесс и аппарат по схеме "уголь в щелочи" (CIL). Процесс по схеме "уголь в щелочи" объединяет выщелачивание и процесс по схеме "уголь в пульпе" в единую технологическую операцию. Чаны для выщелачивания оснащены ситами для удержания угля, а чаны CIP не используются. Уголь добавляется в раствор выщелачивания таким образом, что золото адсорбируется на угле почти сразу после того, как оно растворяется в растворе цианида. Процесс CIL часто используется, когда в золотосодержащей руде присутствует природный уголь. Этот природный уголь адсорбирует выщелоченное золото и препятствует его извлечению. Данное явление обычно носит название "прег-роббинг". Уголь, добавляемый в CIL, является более активным, чем природный уголь, поэтому золото будет преимущественно адсорбироваться углем, который можно извлечь для последующего элюирования. Процесс CIL часто используется на небольших золотодобывающих фабриках для снижения сложности и стоимости этой схемы. Процессу CIL присущи несколько недостатков по сравнению с CIP. Насыщение угля будет на 20-30% меньше, чем при CIP, что означает необходимость обработки большего количества угля для элюирования. (Этот недостаток может быть устранен с помощью гибридной схемы, включающей нечто среднее между CIL и CIP). Процесс CIL требует большего запаса угля в контуре, что приводит к большему связыванию золота в процессе. Большой запас угля может также привести к большим потерям его (и золота) вследствие деактивации угля.

В различных вариантах осуществления изобретения в процессе CIL используется много (например, от 6 до 10) последовательно расположенных чанов. Раствор цианида натрия (или другого выщелачивающего реагента) обычно добавляется в первый чан, после чего начинается выщелачивание золота. Во многих случаях активированный уголь добавляется во второй и последующие чаны. На выходе каждого адсорбционного чана обычно устанавливается сито для разделения угля и пульпы. Пульпа обычно автоматически перетекает из первого чана в последний вследствие разницы высот между чанами каждой ступени, в то время как поток активированного угля проходит в обратном направлении посредством эрлифта. По этой причине активированный уголь добавляется в пульпу в последнем адсорбционном чане, а насыщенный золотом активированный уголь извлекается из первого адсорбционного чана. После просеивания и промывки насыщенный золотом активированный уголь может быть отправлен на операцию десорбции. После адсорбции содержание золота в хвостовом растворе уменьшится от приблизительно 0,03 до 0,01 г/м³. Более конкретно, в различных вариантах осуществления изобретения насыщенный золотом уголь и пульпа перемещаются углесосом или эрлифтом на разделительное сито. Здесь насыщенный золотом уголь и пульпа могут быть разделены водой на поверхности сита таким образом, что уголь направляется в предусмотренный для него накопительный чан, а пульпа и вода поступают в первый адсорбционный чан.

Ссылаясь на вышесказанное, следует отметить, что настоящее изобретение может включать любой один или более из вышеупомянутых типов, этапов и компонентов способа. Настоящий способ повышает извлечение золота в контуре цианидного выщелачивания. В различных вариантах осуществления изобретения это повышение составляет от приблизительно 1 до приблизительно 10, от приблизительно 2 до приблизительно 9, от приблизительно 3 до приблизительно 8, от приблизительно 4 до приблизительно 7, от приблизительно 5 до приблизительно 6 или приблизительно 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9 или 10 процентов увеличения извлечения золота. В различных не ограничивающих вариантах осуществления изобретения все значения и диапазоны, находящиеся между вышеуказанными значениями (как целыми, так и дробными) и включающие их, явным образом предусматриваются настоящим описанием для использования. В данном способе используется пульпа золотосодержащей руды, которая также может именоваться золотосодержащей пульпой или пульпой. Пульпа золотосодержащей руды не имеет особых ограничений и может быть любой пульпой, известной в данной области. Например, пульпа золотосодержащей руды может быть описана на основе плотности измельчения и/или выщелачивания. Специалистам в данной области будет понятно, что плотность измельчения обычно определяется как содержание в процентах по массе твердых частиц руды в пульпе, находящейся в измельчителе, например в шаровой мельнице, мельнице частичного самоистирания, стержневой мельнице и т.д., во время операций измельчения. Специалистам в данной области, кроме того, будет понятно, что плотность измельчения также может быть определена как содержание в процентах по массе твердых частиц руды в лабораторной мельнице во время

лабораторных испытаний на измельчение. Плотность выщелачивания обычно определяется как содержание в процентах по массе твердых частиц руды в пульпе, находящейся в емкости для выщелачивания, например в чане СІL или СІР, во время операций выщелачивания. Специалистам в данной области будет понятно, что плотность выщелачивания также может быть определена как содержание в процентах по массе твердых частиц руды в бутылочном агитаторе во время лабораторного бутылочного испытания на цианирование. В различных вариантах осуществления изобретения пульпа золотосодержащей руды может иметь плотность измельчения от приблизительно 50 до приблизительно 80, от приблизительно 55 до приблизительно 75, от приблизительно 60 до приблизительно 70 или от приблизительно 65 до приблизительно 70 процентов твердых веществ от общей массы пульпы. В других вариантах осуществления изобретения пульпа золотосодержащей руды может иметь плотность выщелачивания от приблизительно 25 до приблизительно 50, от приблизительно 30 до приблизительно 45 или от приблизительно 35 до приблизительно 40 процентов твердых веществ от общей массы пульпы. В различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения все значения и диапазоны, находящиеся между вышеуказанными значениями (как целыми, так и дробными) и включающие их, явным образом предусматриваются настоящим описанием для использования.

На выщелачивание золота в рудной пульпе может влиять степень агломерации руды. Без привязки к ограничениям, вводимым теорией, есть основания полагать, что если агломерация является минимальной, то преимущества добавок также будут сведены к минимуму. Например, при более высокой степени агломерации руды эффективность выщелачивания может быть снижена. Выбранная добавка будет, скорее всего, деагломерировать рудную пульпу, что приведет к повышению извлечения золота. Также предполагается, что выгода от извлечения пропорциональна степени деагломерации частиц в контуре выщелачивания. Специалистам в данной области известно, что размеры частиц в контуре выщелачивания обычно намного меньше, чем в контуре измельчения. В настоящем изобретении предусмотрено, что размер частиц руды в контуре выщелачивания может быть выбран специалистом в данной области. В различных вариантах осуществления изобретения размер частиц руды в контуре выщелачивания составляет от приблизительно 10 до приблизительно 100, от приблизительно 15 до приблизительно 95, от приблизительно 20 до приблизительно 90, от приблизительно 25 до приблизительно 85, от приблизительно 30 до приблизительно 80, от приблизительно 35 до приблизительно 75, от приблизительно 40 до приблизительно 70, от приблизительно 45 до приблизительно 65, от приблизительно 40 до приблизительно 60, от приблизительно 55 до приблизительно 60 микрон. В других вариантах осуществления изобретения размер частиц руды в контуре выщелачивания составляет от приблизительно 10 до приблизительно 150 микрон. В различных вариантах осуществления изобретения размер частиц составляет от приблизительно 105 до приблизительно 145, от приблизительно 110 до приблизительно 140, от приблизительно 115 до приблизительно 135, от приблизительно 120 до приблизительно 130 или от приблизительно 125 до приблизительно 130 микрон. В различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения все значения и диапазоны, находящиеся между вышеуказанными значениями (как целыми, так и дробными) и включающие их, явным образом предусматриваются настоящим описанием для использования.

Ссылаясь на вышесказанное, следует отметить, что данный способ включает этап введения добавки для извлечения золота, выбранной из полиакриловой кислоты, сополимеров акриловой кислоты и сульфонируемого сомономера и их комбинаций. В одном варианте осуществления изобретения добавка представляет собой полиакриловую кислоту, которая образуется из полимеризующихся мономеров акриловой кислоты. В других вариантах осуществления изобретения сульфонируемый сомономер выбирается из 2-акриламида-2-метилпропансульфоновой кислоты, 2-метил-2-пропен-1-сульфоновой кислоты и их комбинаций. В различных вариантах осуществления изобретения добавка представляет собой сополимер акриловой кислоты, полимеризованной с 2-акриламида-2-метилпропансульфоновой кислотой. В другом варианте осуществления изобретения добавка представляет собой сомономер акриловой кислоты, полимеризованной с 2-метил-2-пропен-1-сульфокислотой. В другом варианте осуществления изобретения добавка представляет собой сополимер акриловой кислоты, полимеризованной с 2-акриламида-2-метилпропансульфоновой кислотой и 2-метил-2-пропен-1-сульфоновой кислотой.

Как правило, добавка имеет среднюю молекулярную массу от приблизительно 500 до приблизительно 10000 г/моль. В различных вариантах осуществления изобретения средняя молекулярная масса составляет от приблизительно 1000 до приблизительно 9500, от приблизительно 1500 до приблизительно 9000, от приблизительно 2000 до приблизительно 8500, от приблизительно 2500 до приблизительно 8000, от приблизительно 3000 до приблизительно 7500, от приблизительно 3500 до приблизительно 7000, от приблизительно 4000 до приблизительно 6500, от приблизительно 4500 до приблизительно 6000, от приблизительно 5000 до приблизительно 5500, от приблизительно 1000 до приблизительно 6000, от приблизительно 1500 до приблизительно 5500, от приблизительно 2000 до приблизительно 5000, от приблизительно 2500 до приблизительно 4500, от приблизительно 3000 до приблизительно 3500, от приблизительно 4000 до приблизительно 6000, от приблизительно 4500 до приблизительно 5500, или приблизительно 5000, г/моль. В различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения все значения и диапазоны, находящиеся между вышеуказанными значениями (как це-

лыми, так и дробными) и включающие их, явным образом предусматриваются настоящим описанием для использования.

Ссылаясь на вышесказанное, следует отметить, что способ также включает этап комбинирования добавки для извлечения золота с пульпой золотосодержащей руды в контуре цианидного выщелачивания, причем для повышения извлечения золота из пульпы золотосодержащей руды добавка для извлечения золота присутствует в количестве от приблизительно 10 до приблизительно 1000 г на тонну сухой золотосодержащей руды. В различных вариантах осуществления изобретения добавка присутствует в количестве от приблизительно 25 до приблизительно 975, от приблизительно 50 до приблизительно 950, от приблизительно 75 до приблизительно 925, от приблизительно 100 до приблизительно 900, от приблизительно 125 до приблизительно 875, от приблизительно 150 до приблизительно 850, от приблизительно 175 до приблизительно 825, от приблизительно 200 до приблизительно 800, от приблизительно 225 до приблизительно 775, от приблизительно 250 до приблизительно 750, от приблизительно 275 до приблизительно 725, от приблизительно 300 до приблизительно 700, от приблизительно 325 до приблизительно 675, от приблизительно 350 до приблизительно 650, от приблизительно 375 до приблизительно 625, от приблизительно 400 до приблизительно 600, от приблизительно 425 до приблизительно 575, от приблизительно 450 до приблизительно 550, от приблизительно 475 до приблизительно 525, от приблизительно 475 до приблизительно 500, от приблизительно 100 до приблизительно 700, от приблизительно 600 до приблизительно 650, от приблизительно 625 до приблизительно 650, от приблизительно 600 до приблизительно 625, или приблизительно 600, 625 или 650 г на тонну сухой золотосодержащей руды. В различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения все значения и диапазоны, находящиеся между вышеуказанными значениями (как целыми, так и дробными) и включающие их, явным образом предусматриваются настоящим описанием для использования.

Любые условия, используемые в данном способе и не указанные далее в настоящем описании, могут быть выбраны специалистом в данной области.

В одном варианте осуществления изобретения этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи". В другом варианте осуществления изобретения этап комбинирования выполняется в ходе процесса "уголь в пульпе". Каждый из этих процессов может относиться к любому из типов, известных в данной области.

В другом варианте осуществления изобретения этап комбинирования протекает во время этапа закачки пульпы в контур цианидного выщелачивания в процессе "уголь в щелочи". В еще одном варианте осуществления изобретения этап комбинирования протекает во время этапа закачки пульпы в контур цианидного выщелачивания в процессе "уголь в пульпе". Каждый из этих процессов может относиться к любому из типов, известных в данной области.

В различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения предполагается, что любой один или более из этапов способа, компонентов или параметров, используемых в настоящем описании, могут быть такими, как описано в одной или более из следующих публикаций:

(1) анонимный автор, (2016), "Элюирование и реактивация угля", Разработка месторождений металлических руд - Технологии;

(2) проектирование технологического процесса в контурах выщелачивания золота и угля в пульпе, Южноафриканский институт горного дела и металлургии, 1999. SA ISSN 0038-223X;

(3) активированный уголь в извлечении золота, Джон Роганс (John Rogans), директор по маркетингу компании Kemix (Pty) Ltd, 22 июня 2012 г., и/или

(4) несоответствие между фактическим и ожидаемым извлечением: отчетность в металлургии золота;

911metallurgist.com/blog/discrepancies-recovery-theoretical-extraction-gold-metallurgy-accounting; 7 сентября 2016 г., каждая из которых в явном виде и полностью включена в настоящее описание посредством ссылки в этих различных неограничивающих вариантах осуществления изобретения.

В дополнительных вариантах осуществления изобретения исключено присутствие какого-либо масла в добавке для извлечения золота и/или в пульпе золотосодержащей руды и/или в способе в целом. Это относится к любому маслу, известному в данной области, включая, но не ограничиваясь этим, органические синтетические и/или встречающиеся в природе (натуральные) масла. Например, это масло может представлять собой натуральное масло с высоким содержанием терпенов, такое как натуральные масла с содержанием терпенов по меньшей мере приблизительно 50% или 90%. Подходящие натуральные масла с высоким содержанием терпенов включают, не ограничиваясь этим, масло из кожуры цитрусовых, которое включает, не ограничиваясь этим, масло из кожуры апельсина (то есть апельсиновое масло), масло из кожуры грейпфрута (то есть грейпфрутовое масло) и масло из кожуры лимона (то есть лимонное масло), сосновое масло и их комбинации. Масла предпочтительно исключаются, поскольку они могут препятствовать адсорбции и десорбции активированного угля. В других вариантах осуществления изобретения исключено присутствие какого-либо катионного поверхностно-активного вещества в добавке для извлечения золота и/или в пульпе золотосодержащей руды и/или во всем способе. Это относится к любому катионному поверхностно-активному веществу, известному в данной области, включая, но не ограничиваясь этим, четвертичную соль алкилтриметиламмония, четвертичную соль алкилдиметилбен-

зиламмония, четвертичную соль диалкилдиметиламмония, имидазолиниевую соль и их комбинации. Они обычно исключаются, поскольку могут взаимодействовать с цианидом и препятствовать последнему в выщелачивании золота. Выражение "исключено присутствие" может описывать варианты осуществления изобретения, которые включают менее 5, 4, 3, 2 процентов, 1, 0,5, 0,1, 0,05 или 0,01 процента по массе масла и/или катионного поверхностно-активного вещества, исходя из общей массы добавки, пульпы или добавки и пульпы вместе взятых. В других вариантах осуществления изобретения исключено присутствие масла и/или катионного поверхностно-активного вещества в одной или более добавках, в пульпе или в способе в целом.

В дополнительном варианте осуществления изобретения этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи" или "уголь в пульпе", причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность выщелачивания от приблизительно 25 до приблизительно 50 процентов от общей массы пульпы, причем золотосодержащая пульпа имеет плотность измельчения приблизительно 60 процентов от общей массы пульпы, а добавка для извлечения золота и пульпа золотосодержащей руды не содержат масла и катионного поверхностно-активного вещества.

В другом дополнительном варианте осуществления изобретения этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи" или "уголь в пульпе", причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность выщелачивания от приблизительно 25 до приблизительно 50 процентов от общей массы пульпы, причем золотосодержащая пульпа имеет плотность измельчения приблизительно 60 процентов от общей массы пульпы, причем добавка для извлечения золота представляет собой полиакриловую кислоту, имеющую среднемассовую молекулярную массу от приблизительно 2000 до приблизительно 4000 г/моль, а добавка для извлечения золота и пульпа золотосодержащей руды не содержат масла и катионного поверхностно-активного вещества.

В еще одном дополнительном варианте осуществления изобретения этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи" или "уголь в пульпе", причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность выщелачивания от приблизительно 25 до приблизительно 50 процентов от общей массы пульпы, причем золотосодержащая пульпа имеет плотность измельчения приблизительно 60 процентов от общей массы пульпы, причем добавка для извлечения золота представляет собой полиакриловую кислоту, имеющую среднемассовую молекулярную массу от приблизительно 2000 до приблизительно 4000 г/моль, причем добавка для извлечения золота присутствует в количестве приблизительно 625 г на тонну сухой руды, а добавка для извлечения золота и пульпа золотосодержащей руды не содержат масла и катионного поверхностно-активного вещества.

В еще одном дополнительном варианте осуществления изобретения процессы выщелачивания широко используются и в большинстве случаев применимы для обработки окисленной золотосодержащей руды с низким содержанием серы и шлама. Как правило, соотношение золота и серебра не превышает 1:5. В различных вариантах осуществления изобретения наилучшие условия для этих процессов включают pH от приблизительно 10 до приблизительно 12, концентрацию цианида (натрия) не менее чем приблизительно 0,015% по массе, размер частиц активированного угля от приблизительно 1,0 до приблизительно 3,35 мм, активированный уголь из скорлупы кокосового ореха и концентрацию пульпы от приблизительно 40 до приблизительно 45%.

Образцы.

Ряд образцов был сформирован и оценен с использованием стандартной процедуры металлургического лабораторного испытания на выщелачивание в бутылочном агитаторе, описанной ниже. Более конкретно, отличающиеся друг от друга образцы были сформированы и оценены для определения влияния описываемой добавки для извлечения золота из разных пульп с плотностью измельчения, равной 60%, и разной плотностью выщелачивания.

Образец	Добавка для извлечения золота	Масса добавки для извлечения золота	Плотность измельчения	Плотность выщелачивания	Фактическое извлечение, %	Среднее фактическое извлечение, %
Образец 1А	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	40%	79,4	---
Образец 1В	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	40%	79,4	---
Образец 1С	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	40%	77,5	---
Образец 1D	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	40%	81,3	---
Образец 1E	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	40%	81,3	---
Образец 1F	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	40%	75,6	79,1
Контрольный образец 1А	Модифицированный лигносульфонат	~625 г / тонну сухой руды	60%	40%	77,5	---
Контрольный образец 1В	Модифицированный лигносульфонат	~625 г / тонну сухой руды	60%	40%	77,5	---
Контрольный образец 1С	Модифицированный лигносульфонат	~625 г / тонну сухой руды	60%	40%	71,9	---
Контрольный образец 1D	Модифицированный лигносульфонат	~625 г / тонну сухой руды	60%	40%	73,8	---
Контрольный образец 1E	Модифицированный лигносульфонат	~625 г / тонну сухой руды	60%	40%	73,8	---
Контрольный образец 1F	Модифицированный лигносульфонат	~625 г / тонну сухой руды	60%	40%	73,8	74,7
Контрольный образец 1G	Без добавки	Без добавки	60%	40%	81,3	---
Контрольный образец 1H	Без добавки	Без добавки	60%	40%	77,5	---
Контрольный образец 1I	Без добавки	Без добавки	60%	40%	77,5	---
Контрольный образец 1J	Без добавки	Без добавки	60%	40%	79,4	---
Контрольный образец 1K	Без добавки	Без добавки	60%	40%	75,6	---
Контрольный образец 1L	Без добавки	Без добавки	60%	40%	73,8	77,5
Образец 2А	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	25%	66,3	---
Образец 2В	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	25%	66,3	66,3
Контрольный образец 2А	Без добавки	Без добавки	60%	25%	63	---
Контрольный образец 2В	Без добавки	Без добавки	60%	25%	65,2	64,1
Образец 3А	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	50%	69,6	---
Образец 3В	ПАК; ММ ~ 2000-4000	625 г / тонну сухой руды	60%	50%	68,5	69,05
Контрольный образец 3А	Без добавки	Без добавки	60%	50%	62	62

В приведенной выше таблице ПАК представляет собой полиакриловую кислоту, имеющую среднюю молекулярную массу (ММ) от приблизительно 2000 до приблизительно 4000 г/моль.

Ниже подробно описана стандартная процедура металлургического лабораторного испытания на выщелачивание в бутылочном агитаторе, использованная для испытания вышеупомянутых образцов.

Предусмотрены следующие стандартные условия испытания на выщелачивание в бутылочном агитаторе:

- 1) масса исходной пробы для испытания: приблизительно 600 г,
- 2) измельчение при 60% по массе твердых веществ: до 35% +100 меш,
- 3) плотность выщелачивания пульпы: 25% по массе твердых веществ,
- 4) концентрация NaCN в растворе: 2,0 фунта на тонну,
- 5) рН: 11,3 (регулирование посредством извести со степенью чистоты "чистый для анализа" - ЧДА),
- 6) контроль концентрации NaCN и рН: через 4 и 24 ч,

7) температура окружающей среды,

8) время пребывания: 48 ч.

Подготовка образцов.

Измельчают всю крупную пробу с помощью лабораторной щековой дробилки. Дробилку используют в замкнутом контуре с вибрационной сортировочной установкой Gilson с ситом 6 меш. Материал, превышающий заданный размер (верхний продукт сортировки), возвращают в щековую дробилку и продолжают процесс до тех пор, пока примерно 95% по массе всей пробы не пройдет через сито. Добавляют небольшой объем оставшегося верхнего продукта к фракции размером минус 6 меш.

После этапа дробления сокращают количество пробы до 25-50 фунтов с помощью шелевого делителя. Используя 20-чашечный ротационный делитель, смешивают фракцию пробы 25-50 фунтов. Опорожняют чашки ротационного делителя одну за другой в поддон на весах, пока в поддоне не наберется 26,43 фунта - масса, необходимая для получения 20 исходных проб для испытания по 600 грамм каждая. Удаляют лишний материал.

Возвращают 26,43 фунта в ротационный делитель. После второго этапа работы ротационного делителя помещают содержимое каждой из 20 чашек в пластиковые пакеты для проб, содержащие маркировку с описанием пробы и указанием ее массы. Разделяют одну из 20 проб на две фракции. Приблизительно 150 г отправляют на анализ, а оставшиеся приблизительно 450 г используют для определения влажности.

Определение времени измельчения.

Выбирают и записывают массу трех исходных проб со средними значениями выборки по массе для проведения испытания с целью установления зависимости "размер продукта - время измельчения". Испытания на измельчение проводят на лабораторной стержневой мельнице при плотности пульпы 60% по массе твердых веществ. Массу добавленной воды рассчитывают следующим образом:

$$W = S \div 0.6 - S,$$

где: W=масса добавленной воды в граммах,

S=масса исходной пробы в граммах.

Если требуется точная плотность пульпы, то влажность пробы следует вычесть из массы исходной пробы и включить в массу добавленной воды.

Измельчают три исходные пробы для испытания при заданном времени измельчения, чтобы получить диапазон размеров продуктов измельчения. Желаемый размер продукта, составляющий 35% +100 меш, должен попадать в этот диапазон. Время измельчения зависит от твердости руды; типичные значения времени измельчения в зависимости от размера рудного продукта составляют 7, 10 и 13 мин.

Выполняют мокрое просеивание измельченной пульпы через сито Тайлера 100 меш (150 микронов) и сушку верхнего продукта сортировки. Высушенный верхний продукт сортировки просеивают в течение 10 мин на сите 100 меш с помощью просеивающей машины Ro-Tap.

Вариации соотношения размера продукта и времени измельчения могут дать ценную информацию. Например, для определения соотношения золота в измельченном продукте и распределения массы пульпы измельченного продукта можно просеять на сите 400 меш. Фракции верхнего и нижнего продукта могут быть высушены, а верхний продукт просеян через ряд сит на машине Ro-Tap с анализом отдельных фракций. Эта информация используется для определения эффективности извлечения золота при различных размерах продуктов измельчения.

Известь обычно добавляют на этапе измельчения в ходе испытания на выщелачивание в бутылочном агитаторе. Оптимальное количество добавляемой извести на этапе измельчения можно оценить, измерив pH пульпы продукта измельчения после первого испытания для установления зависимости "размер продукта - время измельчения", когда известь не добавляют в измельчаемую пробу. На основании этого pH добавляют некоторое количество извести в ходе второго испытания для установления зависимости "размер продукта - время измельчения". Снова измеряют pH пульпы продукта. Затем вычисляют третье количество добавляемой извести для достижения оптимального pH измельчаемого продукта. Следует помнить, что pH пульпы значительно увеличивается при добавлении раствора NaCN. Таким образом, pH измельчаемого продукта должен быть равен приблизительно 9.

Состав реагентов.

Реагенты, требуемые для проведения стандартных испытаний на выщелачивание в бутылочном агитаторе, включают:

- 1) 5%-й раствор NaCN,
- 2) нитрат серебра (AgNO_3) для титрования NaCN (3,47 г/л), йодистый калий (KI) в качестве индикатора титрования NaCN (50 г/л),
- 3) щавелевая кислота для титрования с целью определения щелочности (6,3 г/л),
- 4) фенолфталеин в качестве индикатора титрования с целью определения щелочности (1 г/500 мл)

Бутылочное выщелачивание.

Определяют количество воды, добавляемой для измельчения, на основе массы исходной пробы. Помещают исходную пробу, воду для разбавления в требуемом объеме и известь в заданном объеме в

лабораторную стержневую мельницу. Устанавливают таймер работы измельчительного барабана на оптимальное время измельчения, определенное на этапе установления зависимости "размер продукта - время измельчения". Запускают измельчительный барабан. После остановки измельчительного барабана промывают содержимое стержневой мельницы в чистом ведре, следя за тем, чтобы весь твердый материал был удален из мельницы и со стержней. Исходя из массы сухой исходной пробы, определяют объем 5%-го раствора NaCN. Записывают массу пустой бутылки для выщелачивания и вычисляют массу пульпы с содержанием твердых веществ 25% по массе и общую массу бутылки после добавления пульпы, раствора NaCN и извести. Переливают измельченную пульпу из ведра в бутылку для выщелачивания. Помещают бутылку для выщелачивания на лабораторные весы и добавляют свежую воду до тех пор, пока масса брутто не будет находиться в пределах приблизительно 100 г от заданного значения. Добавляют раствор NaCN и проверяют pH пульпы.

Добавляют известь небольшими порциями, пока уровень pH не достигнет целевого значения 11,3. Записывают количество добавленной извести. Снова помещают бутылку для выщелачивания на лабораторные весы и добавляют свежую воду до достижения желаемой массы брутто. Помещают бутылку для выщелачивания на валки и запускают двигатель валков. Записывают время и температуру окружающей среды. Повторяют этот процесс для каждого испытания.

Измеряют концентрацию NaCN и регулируют ее после первых четырех часов выщелачивания. Снимают бутылку с валков, записывают массу брутто и ставят бутылку на лабораторный стол. Дают пульпе осесть, чтобы избежать попадания твердых частиц в трубку пипетки. Достаточное отстаивание обычно происходит в течение десяти минут.

Отбирают пипеткой 20 мл раствора выщелачивания и переносят его в мензурку емкостью 100 мл. Добавляют четыре капли индикатора - йодистого калия (KI). Добавляют нитрат серебра (AgNO_3) капля за каплей, пока не будет достигнута конечная точка и цвет раствора не изменится с прозрачного на бледно-зеленый. AgNO_3 смешивается таким образом, что 0,5 мл эквивалентно 0,1 фунта/тонну раствора NaCN. Поэтому для вычисления концентрации NaCN в фунтах на тонну умножают объем титрования AgNO_3 на 0,2.

После того, как концентрация NaCN будет отрегулирована, проверяют pH пульпы и добавляют известь по мере необходимости для поддержания pH, равного 11,3. В завершение помещают бутылку для выщелачивания на лабораторные весы и добавляют свежей воды, чтобы достичь первоначальной массы брутто 3086,6 г. Четырехчасовой процесс титрования NaCN повторяют через 24 ч.

Фильтрация.

Через 48 ч снимают бутылку для выщелачивания с валков и записывают массу брутто, время и температуру окружающей среды. Устанавливают 10-дюймовую воронку Бюхнера и фильтровальную колбу на 2000 мл для каждой бутылки с пульпой для фильтрации. Записывают массу каждой фильтровальной бумаги типа "акуля кожа". Смачивают бумагу и помещают в воронку Бюхнера. Выливают все содержимое бутылки для выщелачивания в воронку Бюхнера. Постукивают по дну бутылки, чтобы удалить как можно больше твердого материала. Подсоединяют вакуумную линию к колбе и включают вакуумный насос.

После стекания всего имеющегося раствора в колбу возвращают раствор в бутылку для выщелачивания. Встряхивают бутылку, чтобы смыть все твердые частицы, оставшиеся на стенках и дне бутылки. Выливают все содержимое бутылки для выщелачивания в воронку Бюхнера. Двойное фильтрование раствора позволит получить чистый, прозрачный раствор для анализа методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС). После повторного выхода всего имеющегося раствора из фильтрационного кека переливают содержимое колбы в бутылку емкостью $\frac{1}{2}$ галлона, предназначенную для проб и помеченную соответствующим номером испытания. Записывают pH раствора и отбирают 20 мл раствора из бутылки с пробой для окончательного определения концентрации NaCN и щелочности. Отправляют раствор на анализ методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС).

После этого наливают 1000 мл свежей воды в бутылку для выщелачивания. Встряхивают бутылку, чтобы снова удалить все оставшиеся твердые частицы, и переливают содержимое бутылки в колбу. Промывка свежей водой разбавляет и удаляет растворенное золото, оставшееся в фильтрационном кеке. После выхода всего имеющегося раствора из фильтра повторяют этот шаг с дополнительной промывкой в объеме 1000 мл. В завершение переливают промывочный раствор в бутылку емкостью $\frac{1}{2}$ галлона, предназначенную для проб и помеченную соответствующим номером испытания, и отправляют на анализ методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС). Фильтрационный кек помещают в сушильный шкаф.

Используя 20 мл раствора, взятого из пробы продуктивного раствора, как упоминалось выше, выполняют титрование с использованием AgNO_3 для определения конечной концентрации NaCN. После достижения конечной точки титрования NaCN и записи объема AgNO_3 добавляют две капли индикатора - фенолфталеина к бледно-зеленой пробе. Добавление фенолфталеина окрасит бледно-зеленый раствор в фиолетовый цвет. Добавляют щавелевую кислоту капля за каплей, пока раствор снова не станет бледно-зеленым, что указывает на конечную точку. Записывают объем добавленной щавелевой кислоты.

Подготовка остатка пробы.

После высыхания фильтрационного кека помещают кек и фильтровальную бумагу на лабораторные

весы, вычитают массу фильтровальной бумаги для определения массы сухого остатка и записывают последнюю. Прокатывают кек до тех пор, пока он не разломится настолько, чтобы свободно пройти через шелевой делитель. Отделяют приблизительно 75 г от пробы кека для передачи на пробирный анализ. Оставшуюся часть пробы помещают в соответствующим образом маркированный пакет для проб.

Окончательные расчеты.

Расход цианида натрия равен просто общему количеству добавленного NaCN за вычетом количества, оставшегося в растворе.

Окончательные расчеты.

Извлечение золота рассчитывают на основе его фактического и расчетного содержания в пробе.

Извлечение на основе фактического содержания в пробе равно величине "1 минус содержание в остатке", деленной на содержание в исходной пробе. Поскольку массы остатка и исходной пробы одинаковы (за вычетом массы растворенного золота), извлечение золота на основе его содержания в исходной пробе рассчитывается как:

$$\text{Rec} = (1 - (R \div H)) \times 100\%$$

где: Rec=извлечение золота,

R=содержание в остатке,

H=содержание в исходной пробе.

Извлечение на основе расчетного содержания в пробе определяется по содержанию в остатке выщелачивания и растворе. Сначала оценивают расчетное значение содержания:

$$C = (S_A \times S_W + R_A \times R_W) \div R_W$$

где: C=расчетное значение содержания в исходной пробе,

S_A=содержание в растворе,

S_W=масса раствора,

R_A=содержание в остатке,

R_W=масса остатка.

Извлечение рассчитывается путем деления общего количества золота в растворе на рассчитанное количество золота в исходной пробе следующим образом:

$$\text{Rec} = S_A \times S_W \div C_A \times C_W \times 100\%$$

Полученные данные по извлечению обобщены в таблице, где приведены значения для контрольных образцов без добавки и с добавкой модифицированного лигносульфоната, а также для образцов, соответствующих изобретению (с добавкой ПАК). Испытания проводили при 60%-й плотности измельчения и разных плотностях выщелачивания, то есть 25, 40 и 50%. При всех значениях плотности выщелачивания испытания с добавкой ПАК привели к более высокому извлечению золота по сравнению с контрольными испытаниями. Относительное повышение извлечения золота оказалось более выраженным при 50%-й (самой высокой) плотности выщелачивания, при этом повышение извлечения золота составило почти 7% по сравнению с контрольными образцами без добавки. Испытания при более низкой плотности выщелачивания также показали повышение извлечения золота с добавкой ПАК, которое, однако, было гораздо более скромным, а именно составляло приблизительно 1,6-2,2%. Интересно, что использование модифицированной лигносульфонатной добавки в контрольных образцах 1A-1F привело к снижению извлечения золота по сравнению с контрольными образцами 1G-1L, в которых добавка отсутствовала.

Данные, приведенные в настоящем описании, показывают, что использование в горнодобывающей промышленности определенных добавок может значительно повысить извлечение золота при введении их непосредственно в контур цианидного выщелачивания, например, в пульпу золотосодержащей руды в чанах для цианидного выщелачивания, содержащих активированный уголь. Эффект зависит от содержания в процентах по массе пульпы золотосодержащей руды в воде и имеет тенденцию к улучшению при повышении этого содержания. Этот обнаруженный эффект не является очевидным, поскольку присутствие любых добавок в контурах выщелачивания обычно является нежелательным из-за потенциальной адсорбции добавок на угле, что блокирует поверхность активированного угля и ограничивает или по меньшей мере минимизирует извлечение золота вследствие адсорбции комплекса золото-цианид на активированном угле. Это известно в промышленности как "отравление" угля или эффект "отравления" CIL. Этот эффект, кроме того, не является очевидным в свете потенциального взаимодействия добавки с цианид-ионом, снижающего активность последнего и, следовательно, эффективность выщелачивания золота. Предлагаемая добавка неожиданно повышает извлечение, превосходя известные методы и добавки.

Хотя в вышеприведенном подробном описании представлен по меньшей мере один примерный вариант осуществления изобретения, следует понимать, что существует огромное количество вариаций. Также следует понимать, что примерный(-е) вариант(-ы) осуществления изобретения представляет(-ют) собой всего лишь пример(ы) и не предназначен(ы) для какого-либо ограничения объема, применимости или структуры настоящего изобретения. Вышеприведенное подробное описание скорее предоставляет специалистам в данной области удобный поэтапный план действий для реализации примерного варианта осуществления настоящего изобретения. При этом подразумевается, что в функции и расположение эле-

ментов, описанных в примерном варианте осуществления изобретения, могут быть внесены различные изменения в рамках его объема в соответствии с изложенным в прилагаемой формуле изобретения.

ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

Способ повышения извлечения золота в контуре цианидного выщелачивания, содержащем пульпу золотосодержащей руды, включающий следующие этапы:

подготовку добавки для извлечения золота,

комбинирование добавки для извлечения золота с пульпой золотосодержащей руды в контуре цианидного выщелачивания, причем для повышения извлечения золота из пульпы золотосодержащей руды добавка для извлечения золота присутствует в количестве 625 г на тонну сухой золотосодержащей руды,

в котором этап комбинирования протекает в чане для выщелачивания в процессе "уголь в щелочи" или "уголь в пульпе", причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность выщелачивания от 25 до 50 процентов от общей массы пульпы, причем пульпа золотосодержащей руды имеет плотность измельчения 60 процентов от общей массы пульпы, причем добавка для извлечения золота представляет собой полиакриловую кислоту, имеющую среднemasсовую молекулярную массу от 2000 до 4000 г/моль, причем в добавке для извлечения золота и пульпе золотосодержащей руды отсутствуют масло и катионное поверхностно-активное вещество.



Евразийская патентная организация, ЕАПВ

Россия, 109012, Москва, Малый Черкасский пер., 2
