

(19)



**Евразийское
патентное
ведомство**

(11) **041170**

(13) **B1**

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

(45) Дата публикации и выдачи патента
2022.09.21

(51) Int. Cl. **C22B 3/10** (2006.01)
C22B 15/00 (2006.01)

(21) Номер заявки
202091404

(22) Дата подачи заявки
2018.12.20

(54) **ВОДНЫЙ БАЛАНС ПРИ ХЛОРИДНОМ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ**

(31) **2017/08732; 2018/00346**

(32) **2017.12.21; 2018.01.18**

(33) **ZA**

(43) **2020.12.07**

(86) **PCT/IB2018/060422**

(87) **WO 2019/123365 2019.06.27**

(71)(73) Заявитель и патентовладелец:
БИЭЙЧПИ ЧИЛИ ИНК (CL)

(72) Изобретатель:
**Барнос Орменьо Дамасо, Чибвана
Клемент Чилова, Штраусс Йоханнес
Маттеус (CL)**

(74) Представитель:
Нилова М.И. (RU)

(56) **US-A-5232490**

**BOWELL R J ET AL: "Geochemical evaluation of heap rinsing of the Gold Acres Heap, Cortez joint venture, Nevada", MINERALS ENGINEERING, PERGAMON PRESS, OXFORD, GB, vol. 22, no. 5, 1 April 2009 (2009-04-01), pages 477-489, XP025967833, ISSN: 0892-6875, DOI: 10.1016/J.MINENG.2008.12.012 [retrieved on 2009-01-30] the whole document
US-B2-6926753**

(57) Способ максимизации количества воды, доступной для промывания при кучном выщелачивании с высоким содержанием хлорида, включающий стадию использования технологической подпиточной воды в количестве от 0,05 до 0,35 м³/т руды для промывания выщелоченного рудного остатка в отвале для вытеснения хлоридсодержащего водного раствора из выщелоченной руды.

В1

041170

**041170
В1**

Уровень техники

Настоящее изобретение относится к способу выщелачивания медных руд с применением высокой концентрации хлорида.

Биовыщелачивание низкосортных сульфидных медных руд с использованием кислотно-сульфатных растворов с бактериями представляет собой традиционный промышленный способ, используемый во всем мире.

Позже были разработаны способы хлоридного выщелачивания для обеспечения возможности выщелачивания сульфидных медных руд, включая халькопирит, с высокой ожидаемой производительностью без использования бактерий. В публикациях WO2015/059551 и WO2014/030048 описано использование высоких концентраций хлорида для преодоления пассивации халькопирита, обеспечивающее возможность работы при окислительном потенциале раствора более 700 мВ, в отличие от стандартной электродной системы (SHE), что приводит к увеличению степени выщелачивания и достижению более высокой степени извлечения меди.

Высокая концентрация хлорида увеличивает скорость образования окислителей, таких как ионы меди (Cu(II)) и ионы железа (Fe(III)), в присутствии кислородсодержащего газа. Затем указанные окислители взаимодействуют с сульфидными медными минералами, высвобождая медь в раствор.

На практике кучное выщелачивание медных руд в хлоридных растворах в промышленном масштабе ограничено требованиями, которые в случае их игнорирования ограничивают экономическую целесообразность процесса. Особым ограничением при кучном выщелачивании с использованием высоких концентраций хлорида (100-230 г/л хлорида) является потеря хлорида из контура в раствор, содержащийся в выщелоченном остатке, в форме влаги.

Целью настоящего изобретения является по меньшей мере частичное решение вышеупомянутой проблемы, т.е. максимизация количества воды, доступной и подходящей для промывания выщелоченного твердого остатка, для обеспечения выделения хлорида и снижения потерь хлорида в указанном процессе.

Сущность изобретения

В настоящем изобретении предложен способ максимизации количества воды, доступной для промывания (или отмытки) выщелоченного остатка руды при кучном выщелачивании с высоким содержанием хлорида, включающий стадию использования технологической подпиточной воды для промывания выщелоченной руды в отвале для вытеснения хлоридсодержащего водного раствора из выщелоченной руды.

"Водный баланс" относится к разности между объемом воды, подаваемой в систему, и объемом воды, выходящей из системы.

Технологическую подпиточную воду, которая содержит небольшое количество хлорида или не содержит хлорид, используют для вытеснения хлоридсодержащего водного раствора, который затем выделяют и возвращают в цикл для кучного выщелачивания, что обеспечивает уменьшение количества подпиточной соли, добавляемой в процесс.

Растворимую медь в выщелоченной руде или хлоридсодержащий водный раствор можно выделять в промывочную воду, увеличивая общую степень извлечения меди.

Для максимизации количества технологической подпиточной воды, доступной для промывания и предотвращения случайного вымывания и соответствующей потери хлорида и меди, способы увеличения количества технологической подпиточной воды и использования технологической подпиточной воды могут быть осуществлены следующим образом:

а) можно создать дефицит воды вследствие увеличения испарения в процессе выщелачивания, например, с помощью авиационных разбрызгивателей или посредством исключения установки устройств, снижающих испарение, таких как крышки или светоотражающие пленки, поверх бассейнов, т.е. оставляя указанные устройства открытыми для атмосферного воздействия;

б) можно устранять попадание дождевой воды в отвал;

с) объем промывочной воды в контуре сольвентной экстракции меди можно уменьшать посредством применения подхода многостадийного противоточного промывания с использованием нагруженного органического растворителя; и

д) расход подпиточной воды для компенсации утечки при электролитическом выделении может быть снижен благодаря эффективному промыванию нагруженной органической фазы, так что это связано с вышесказанным.

Концентрация хлорида в органической фазе может быть снижена до значения менее 50 м.д.

Стадию промывания можно осуществлять в течение от 5 до 100 дней. Предпочтительная продолжительность составляет 20 дней.

Остаточную растворимую медь, которая осталась в выщелоченном остатке руды и которую извлекают на стадии промывания, можно возвращать на стадию выщелачивания, а затем можно извлекать на стадии экстракции растворителем и на стадии электролитического выделения.

Количество технологической подпиточной воды на стадии промывания может составлять от 0,05 до 0,35 м³/т руды и предпочтительно от 0,1 до 0,15 м³/т руды.

Количество хлорида и меди, выделенных в водном растворе, вытесненном на стадии промывания технологической подпиточной водой, может быть выражено как доля от общего содержания в остаточной руде перед промыванием, и может быть описано как "эффективность промывания". Эффективность промывания обычно составляет от 40 до 85% для указанного промывочного объема (т.е. от 0,05 до 0,35 м³/т руды). Требуемая доля (или отношение) составляет порядка 60%.

Содержание хлорида может находиться в указанном диапазоне и обычно составляет 150 г/л, но это лишь примерное, но не ограничивающее значение.

Краткое описание графических материалов

Настоящее изобретение дополнительно описано с помощью примеров со ссылкой на сопроводительные графические материалы.

На фиг. 1 представлено схематическое изображение обычного процесса кучного выщелачивания.

На фиг. 2 представлена схема "черного ящика" входящих и выходящих потоков процесса кучного выщелачивания, изображенного на фиг. 1.

На фиг. 3 представлено схематическое изображение процесса экстракции растворителем и процесса электролитического выделения, которые образуют часть процесса, изображенного на фиг. 1.

На фиг. 4 представлен оптимизированный процесс кучного выщелачивания согласно настоящему изобретению.

На фиг. 5А представлена кривая эффективности промывания, которая графически иллюстрирует процентное извлечение растворимых ионов на стадии промывания в зависимости от количества добавленной промывочной воды на тонну руды.

На фиг. 5В графически показано снижение требуемого количества добавляемой подпиточной соли в кг/л, в зависимости от количества добавленной подпиточной воды на тонну руды.

На фиг. 6 представлено графическое изображение оптимизированной экстракции меди растворителем в процессе промывания нагруженным органическим растворителем с использованием противоточного контура, который образует часть процесса, изображенного на фиг. 4.

На фиг. 7А, 7В и 7С, соответственно, представлены различные контуры противоточного промывания, которые можно использовать в процессе промывания, изображенном на фиг. 6, и которые использованы для снижения концентрации хлорида в электролите, поступающем в последующий процесс электролитического выделения.

На фиг. 8 представлена технологическая схема интегрированной полупромышленной установки, использованной для обработки низкосортной руды халькопирита.

На фиг. 9 представлена упрощенная схема, иллюстрирующая входящие и выходящие потоки для полупромышленной установки, упомянутой в отношении фиг. 8.

На фиг. 10 представлены кривые извлечения меди в зависимости от продолжительности орошения для нескольких куч на разных этапах эксплуатации пилотной установки.

На фиг. 11 представлена кривая эффективности промывания (выделения соли) в зависимости от количества воды, добавленной на один амбар, на пилотной установке во время второго этапа эксплуатации.

На фиг. 12 графически показано количество соли, необходимой для подпитки, в зависимости от количества добавленной промывочной воды, для амбара, упомянутого в отношении фиг. 11.

На фиг. 13 показано накопление металлов-примесей (алюминия, магния и железа) и сульфатов в рафинате на пилотной установке, в зависимости от времени.

Описание предпочтительных вариантов реализации

Среди сопроводительных графических материалов, на фиг. 1 представлен общий процесс 10 кучного выщелачивания, которые включает одностадийное кучное выщелачивание. В общем, указанный процесс хлоридного кучного выщелачивания используют с применением способа создания и эксплуатации отвала, известного как "гоночная трасса". В отвале типа гоночной трассы руду 12 подвергают окускованию (агломерация) (13) с использованием кислоты 14 и соли 16, и складывают в отвал 18 в бассейне (не показан). Отвал (штабель) 18 орошают водным выщелачивающим раствором 20 в течение установленного периода времени. Раствор 20 подают сверху отвала 18. Медь, высвобожденная из руды 12, переходит в продуктивный раствор 22 выщелачивания, который стекает с отвала 18 в бассейн 24 для продуктивного раствора выщелачивания.

В результате комбинации стадии 26 экстракции органическим растворителем и стадии 28 электролитического выделения осуществляют извлечение металлической меди 29 из раствора.

По окончании периода выщелачивания прекращают орошение и оставляют выщелоченную руду для стекания раствора. Выщелоченный рудный остаток 30 (также упоминаемый как выщелоченный остаток) и захваченный водный раствор удаляют и отправляют в отвал пустой породы.

На фиг. 2 представлены различные входящие и выходящие потоки для кучи 18. Входящие потоки включают:

а) руда 12: добытое полезное ископаемое, содержащее ценный минерал или металл, в данном случае медь;

б) кислота 14: обычно представляет собой серную кислоту, которую добавляют в руду 12 для поддержания кислой среды и для обеспечения кислоты для взаимодействия с минералами пустой породы, а

также для растворения медного минерала и образования окислителей Fe(III) и Cu(II), а также для высвобождения растворимой меди и ионов других металлов в продуктивный раствор 22 выщелачивания;

с) дождь или осадки 32: т.е. дождь, падающий на кучу 18 и в соответствующие бассейны, который впоследствии соединяется с раствором, циркулирующим в указанном процессе;

д) воздух 34: воздух подают в указанный процесс для обеспечения кислорода в качестве окислителя для образования Cu(II) и Fe(III) и для выщелачивания сульфидного минерала;

е) технологическая подпиточная вода 36: указанную воду используют для восполнения дефицита, если количество воды в исходящем потоке больше, чем количество воды во входящем потоке; технологическую подпиточную воду добавляют для компенсации потерь воды на испарение (42); потерь воды в виде влаги в выщелоченном рудном остатке (30) и потерь воды в промывочном потоке 45, поступающем из контура выщелачивания, в нужном количестве и в нужное время;

ф) вода 38 для промывания растворителя, используемого для извлечения меди: указанную воду используют во время экстракции растворителем для удаления хлорида, захваченного в органическую фазу, для предотвращения переноса хлорида в электролит, поступающий на следующую стадию электролитического выделения;

г) подпиточная вода 40 для компенсации потерь при электролитическом выделении: указанную воду используют для восполнения потерь электролита, выведенного из контура, с целью регулирования содержания в нем примесей; и

h) соль 16: для введения хлорида;

и) вода 37: включает подпиточную воду 36; промывочную воду 38 и подпиточную воду 40 для электролитического выделения.

Выходящие потоки, представленные на фиг. 2, являются следующими:

а) выщелоченная руда (выщелоченный остаток) 30, которая содержит влагу в форме захваченного раствора 31 в выщелоченном рудном остатке 30 (т.е. в выщелоченном остатке). Влага представляет собой остаточный водный раствор, оставшийся в выщелоченной руде 30 после прекращения орошения выщелачивающим раствором 20, стекания раствора с выщелоченной руды 30 и сбора продуктивного раствора 22 выщелачивания;

б) испарение 42 из кучи и связанных с ней бассейнов, т.е. потери воды в атмосферу;

с) медь 29, т.е. целевой металл, извлекаемый из руды 12; и

д) промывочный поток 45, который используют по необходимости для удаления примесей из контура или для снижения концентрации кислоты в выщелачивающем растворе 20. Промывочный поток 45 можно подавать из любого подходящего потока или бассейна с раствором в процессе 10 кучного выщелачивания для удаления примесей. Предпочтительно, указанный поток должен содержать низкую концентрацию меди для предотвращения существенных потерь меди в процессе 10 кучного выщелачивания.

Воздух 34, который подают в кучу 18, выходит через боковые стороны и через верх кучи в виде потоков воздуха (не показаны), которые имеют сниженное содержание кислорода.

На фиг. 3 представлена упрощенная технологическая схема стадии 26 экстракции меди растворителем и стадии 28 процесса электролитического выделения. Продуктивный раствор 22X выщелачивания подают из бассейна 24 через установку 44 экстракции органическим растворителем, которая включает процесс 46 экстракции, затем через процесс 58 промывания, и затем в процесс 48 отпаривания.

Во время процесса 46 экстракции ионы растворенной меди улавливают из продуктивного раствора 22X выщелачивания в органическую фазу 51, а затем подают раствор 50 со сниженным содержанием меди в бассейн 52 рафината для рециркуляции в отвал 18 во время орошения. Во время процесса 58 промывания осуществляют промывание органической фазы 51, используя промывочную воду 38 с низким содержанием хлорида, который в небольшом количестве содержится в водном растворе, захваченном органической фазой. После использования промывочную воду 38X рециркулируют в бассейн 24 PLS.

Во время процесса 48 отпаривания происходит переход растворенной меди из органической фазы 51 в электролит 54, который подают на стадию 56 электролитического выделения в процессе 28, где осуществляют восстановление растворенных ионов меди, а затем их удаление в виде металлической меди 29. Отработанный электролит 55 возвращают в процесс 48 отпаривания. Промывочный раствор 35 для электролитического выделения можно возвращать в цикл со стадии 56 электролитического выделения в процесс 10 кучного выщелачивания, предпочтительно в бассейн 24 PLS.

Единственная вода, выходящая из процесса 10, изображенного на фиг. 2, представляет собой влагу 31 в выщелоченной руде 30, в паровой фазе 42 и в промывочном потоке 45, при этом раствор удаляют из контура для ограничения накопления примесей в технологических растворах или для снижения концентрации кислоты. Содержание влаги в выщелоченной руде 30 может составлять от 5 до 25% об./мас., или чаще от 8 до 20%, в зависимости от характеристик материала руды.

Хлорид в выщелачивающем растворе 20 в процессе 10 может поступать из самой руды 12, но обычно его необходимо добавлять в форме соли 16. Это обусловлено тем, что большинство руд обычно содержат очень мало растворимых хлоридов. Для сравнения, количество хлорида, необходимого для процесса 10 выщелачивания, составляет 100-230 г/л в выщелачивающем растворе 20.

Количество хлорида, добавляемого для проведения кучного выщелачивания, должно равняться ко-

личеству потерь. Единственный механизм, посредством которого происходит удаление хлоридсодержащей соли из описанного процесса, является образование осажденных солей и хлоридсодержащей влаги в выщелоченном кучном остатке, т.е. в выщелоченном остатке 30. Осуществление промывания за пределами контура (без возврата во внутренний цикл) способствует увеличению потерь хлорида, кислоты и меди, а также удалению растворенных металлов и солевых примесей из контура. Обычно промывание раствора при высоком содержании меди не проводят за пределами контура. Таким образом, промывание используют лишь в крайнем случае.

Потерю хлорида необходимо компенсировать. Хлорид можно добавлять в форме хлорида натрия или в форме похожей соли. Соль необходимо приобретать и привозить на промышленную площадку. В целом, в обычных условиях обычно существует нетто-снижение массы твердых веществ в руде, составляющее примерно 5%, вследствие потерь минералов пустой породы и руды в результате процесса выщелачивания, которое компенсирует небольшой прирост, обусловленный осаждением солей. Вкратце, следует отметить, что осаждение Fe увеличивает массу, поскольку осажденные соли железа содержат сульфат-ионы, гидроксид-ионы, а также Na или K, поэтому масса осадка больше, чем масса металлического железа и выщелоченного сульфида (вследствие присоединения S и кислорода из раствора). Увеличением массы вследствие образования осадков компенсирует потерю массы вследствие растворения минералов меди и пустой породы, но обычно можно ожидать общую нетто-потерю массы примерно 5%.

Стоимость соли и ее транспортировки зависит от расположения промышленной площадки. Затраты могут составлять лишь 2,5 доллара США/т или достигать 40 долларов США/т (приведенные значения являются лишь примером). Первоначальная производительность кучного выщелачивания с высоким содержанием хлоридов обычно составляет 10000000 тонн руды в год, и она может быть существенно увеличена. Таким образом, затраты на приобретение и транспортировку соли могут быть значительными.

На фиг. 4 изображен процесс 10А согласно настоящему изобретению, который во многих отношениях аналогичен процессу, представленному на фиг. 1. Вода 37А включает подпиточную воду 36А, промывочную воду 38А и подпиточную воду 40А для электролитического выделения.

Соль 16А включает соль, добавленную в начале процесса, и дополнительную соль (подпиточную соль), необходимую для поддержания требуемой концентрации хлорида в технологическом растворе, например в растворе 20А.

Подпиточную воду 36А подают в выщелоченный рудный остаток 30А для промывания руды и для вытеснения захваченного раствора с высокой концентрацией хлорида в поток промывочного раствора 60А. Подпиточная вода 36А имеет низкое содержание хлорида, а поток промывочного раствора 60А имеет высокое содержание хлорида. Поток промывочного раствора 60А подают в бассейн 24А с продуктивным раствором выщелачивания или в любой другой подходящий бассейн в схеме кучного выщелачивания. Таким образом, существенная доля исходного содержания соли сохраняется в указанном процессе.

После орошения водным выщелачивающим раствором 20А предпочтительно выдержать период выстаивания от 5 до 50 дней, обычно 20 дней до начала промывания отвала 18А подпиточной водой 36А для обеспечения возможности стекания захваченного раствора для орошения из отвала 18А, чтобы достичь остаточного содержания влаги от 8 до 20%, обычно 10%. Промывание отвала после стекания повышает эффективность промывания.

Период промывания для подачи подпиточной воды 36А в выщелоченный рудный остаток 30А составляет от 5 до 100 дней, предпочтительно от 10 до 50 дней или обычно 20 дней.

Процесс 10А связан с экономией соли, но дополнительным преимуществом является то, что часть остаточной растворимой меди, оставшейся в выщелоченной руде 30А, возвращается в процесс 10А, откуда ее можно затем извлечь с применением стадии 26А экстракции растворителем и стадии 28А электролитического выделения.

На фиг. 5А представлена кривая эффективности промывания, рассчитанная по вытеснению растворимой меди из выщелоченной руды. Процент вытесненной меди относится к любым растворимым частицам, включая хлорид, при этом в качестве показателя используют медь, что обусловлено точностью анализа раствора. Представленная кривая демонстрирует вероятный диапазон R эксплуатации, в котором ожидается достижение баланса между расходом технологической подпиточной воды (36А) на тонну руды и извлечением растворимых ионов (выраженным в процентах). Указанный диапазон может варьироваться в зависимости от обстоятельств. Диапазон R составляет от 0,05 до 0,35 м³/т руды и предпочтительно от 0,1 до 0,15 м³/т руды. Кривая на фиг. 5А иллюстрирует, что оптимальная эффективность промывания в указанном диапазоне R составляет от 50 до 70%. Целевая степень извлечения при добавлении промывочной воды 0,1 м³/т составляет 60%.

На фиг. 5В показано уменьшение добавления подпиточной соли в кг/т в зависимости от добавления промывочной воды 36А. Уменьшение количества подпиточной соли, которое напрямую связано с выделением соли, достигается посредством промывания рудного остатка указанным количеством подпиточной воды 36А в качестве промывочной воды.

Эффективным способом максимизации количества подпиточной воды 36А, доступной для промывания, является уменьшение количества воды, подаваемой в процесс с другими потоками. Вода поступает в указанный процесс с дождем 32А, кислотой 14А, в результате протекания реакции с кислотой, с

промывочной водой 38А для экстракции растворителем, и с подпиточной водой 40А для компенсации потерь при электролитическом выделении. При испарении 42А образуется дефицит воды.

Для максимизации количества воды, которую можно подавать на стадию промывания, можно учитывать следующие факторы. Количество промывочной воды 38А может быть уменьшено благодаря использованию многостадийного противоточного подхода 70, представленного на фиг. 6, который обеспечивает возможность использования большего количества подпиточной воды 36А для промывания выщелоченной руды 30А (или выщелоченного остатка).

Процесс 70 включает первую стадию 70А, вторую стадию 70В и третью стадию 70С. Можно добавить большее количество стадий, но это приведет к уменьшению прибыли и увеличению капитальных затрат. Оптимальные характеристики процесса 70 предположительно могут быть достигнуты с использованием 3 стадий. Нагруженную органическую фазу 51 подают из экстракционного процесса 46 в смеситель 72а для смешивания с первой промежуточной отработанной промывочной водой 38Хb с высоким содержанием хлорида из отстойника 74b на второй стадии 70В предыдущего цикла, а затем подают в отстойник 74а для разделения на промывочную органическую фазу 49а и отработанную промывочную воду 38Хс с высоким содержанием хлорида.

Органическую фазу 49а подают в смеситель 72b (на текущей второй стадии 70В) для смешивания со второй промежуточной отработанной промывочной водой 38Ха с высоким содержанием хлорида (полученной из отработанной промывочной воды на третьей стадии 70С предыдущего цикла), а затем в отстойник 74b для разделения на промежуточную органическую фазу 49b с высоким содержанием хлорида и промежуточную отработанную промывочную воду 38Хb (которую подают на первую стадию 70А следующего цикла).

Органическую фазу 49b подают в смеситель 72с (текущей третьей стадии 70С) для смешивания со свежей промывочной водой 38А, а затем в отстойник 74с для разделения на промывочную органическую фазу 49с и промежуточную отработанную промывочную воду 38Ха с высоким содержанием хлорида (которую подают на вторую стадию 70В следующего цикла). Промывочную органическую фазу 49с подают в процесс 48 отпаривания.

На установках экстракции растворителем используют смесители/отстойники для приведения в контакт и разделения водной и органической фазы, соответственно. Указанные две жидкие фазы объединяют в смесителе с получением дисперсии, в которой водная жидкость образует непрерывную фазу, а органическая жидкость диспергирована в ней в виде дисперсной фазы. Дисперсию водной/органической фазы подают в отстойник, где происходит разделение двух жидкостей на органическую фазу и водную фазу. Разделение не является идеальным, и каждая фаза содержит некоторое количество другой жидкости, захваченной в ней.

Полученную органическую фазу 51, которая поступает со стадии экстракции или нагружения в процессе 46 экстракции растворителем, подают на стадию 58 промывания.

На фиг. 7А, 7В и 7С, соответственно, изображен одностадийный контур противоточного промывания, двухстадийный контур противоточного промывания и трехстадийный контур противоточного промывания, используемые для уменьшения содержания хлорида в органической фазе 51.

Органическая фаза 51, которую подают на стадию 58 промывания, содержит захваченный продуктивный раствор выщелачивания, в котором содержание хлорида обычно составляет примерно 150000 м.д. Обычно необходимо уменьшить указанное значение до примерно 50 м.д. до десорбции меди в электролит 54.

На стадии 58А промывания за один цикл, как показано на фиг. 7А, органическую фазу 51 со стадии 46 экстракции объединяют в смесителе с водным раствором 38А с низким содержанием хлорида. Промывание не является идеальным, и некоторая часть захваченного хлорида попадает вместе с захваченным раствором в окончательную органическую фазу 49а.

На фиг. 7В изображены стадии 58А, 58В противоточного промывания в два цикла. Полученная органическая фаза 49b имеет более низкое содержание захваченного хлорида, чем органическая фаза 49а, полученная на стадии 58А промывания за один цикл. Однако при осуществлении выщелачивания с высоким содержанием хлорида стадия промывания за два цикла может быть недостаточной для снижения содержания хлорида в полученной органической фазе, если не использовать большое количество промывочной воды.

В процессе 10А используют трехстадийный контур 58А, 58В, 58С противоточного промывания (фиг. 7С). В указанной схеме концентрация хлорида в органической фазе 49с, поступающей из последней стадии 58С, снижена до значения ниже 50 м.д., при этом промывочный поток содержит лишь примерно 1/75 органической фазы, полученной на стадии 46 экстракции.

Содержание промывочной воды на стадии противоточного промывания с использованием нескольких циклов снижен до менее одной трети от ее количества, используемого в традиционном контуре одностадийного промывания. Экономленную воду можно использовать в качестве промывочной воды 36А, как показано на фиг. 4, а затем можно использовать для промывания выщелоченной руды. Это максимизирует эффективность промывания с точки зрения извлечения хлорида и снижает потери растворимой меди в выщелоченной руде.

Следующее описание относится к экспериментальной работе, проведенной для проверки описанных принципов настоящего изобретения.

Пример 1. Экспериментальная оценка - интегрированная полупромышленная установка.

Собирали интегрированную пилотную установку, содержащую 9 амбаров и установку экстракции растворителем для воспроизведения применения способа согласно настоящему изобретению в полупромышленном масштабе. Указанная установка выполнена с возможностью обработки различных низкосортных руд халькопирита с динамичной эксплуатацией выщелачивания отвала в стиле "гоночной трассы". Она представляет собой отвал, состоящий из нескольких секторов, причем новые секторы укладывают сверху, а более старые, наиболее выщелоченные секторы, удаляют из закладки, которую затем используют повторно.

Каждый амбар имеет площадь поперечного сечения 4 м², рабочую высоту 7,5 м и общую высоту 10 м и содержит примерно 40 т руды. Амбары эксплуатировали для имитации промышленной эксплуатации в 9 секторах. Предложенный способ является динамическим с периодическим удалением выщелоченного остатка из выщелоченного амбара и заменой выщелоченного остатка на свежую руду в свободном амбаре.

Осуществляли три отдельные фазы эксплуатации. Проводили испытание различного состава главных сульфидных медных минералов и минералов пустой породы, содержащихся в образцах руды, и краткое описание эксплуатации обобщенно представлено в табл. 1.

Таблица 1. Технологические этапы работы полупромышленной установки

Параметр	Этап I	Этап II	Этап III
Размер частиц руды, прохождение 80% частиц (мм)	19,05	19,05	19,05
Содержание меди (%)	0,49 – 0,75	0,38 – 0,79	0,3 – 0,6
Содержание халькоцита CSR* (%)	> 10	10 - 20	10 - 20
Содержание ковеллита CSR* (%)	10-20	< 10	< 10
Содержание халькопирита CSR* (%)	40-75	65 - 75	40-75
Пирит (%)	2-6	2 - 4	3 - 7
Хлорит (%)	0,1 - 1	0 - 1	0 - 9
Биотит (%)	0 – 0,3	0 – 0,03	0 - 2
Каолинит (%)	8 - 16	10 - 45	10 - 30
Описание этапа эксплуатации	Запуск и сбор исходных данных	Экспериментальное изменение условий выщелачивания и типа руды	Эксплуатация в замкнутом контуре

*CSR - содержание меди в сырье (суммарный процент меди, содержащейся в минерале).

Образцы руды измельчали в 3-стадийном цикле дробления. Измельченную руду подвергали окускованию перед загрузкой в амбары. В процессе окускования в руду добавляли хлорид натрия (соль), кислоту и рафинат (или другой технологический раствор, содержащий медь, железо и кислоту). Затем окускованную руду помещали в пустой амбар; подсушивали (выдерживали) в течение некоторого времени, затем начинали орошение. По окончании цикла орошения каждый амбар дренировали, орошали водой для промывания, снова дренировали и, наконец, выгружали. Затем пустой амбар готовили к приему свежей партии окускованной руды.

Этапы I и II относятся к началу эксплуатации и сбору данных.

На III фазе эксплуатации использовали низкосортные руды с содержанием меди лишь 0,3% Cu и с содержанием меди, связанной в халькопирит, до 75% (CSR халькопирита 75%). Рабочий цикл состоял из 45 дней периода подсушивания, 20 дней периода смачивания, 360 дней орошения, 20 дней промывания и 30 дней дренирования (всего 475 дней), после чего осуществляли разгрузку и обработку образцов.

График эксплуатации на III фазе разработан с возможностью загрузки и разгрузки амбара каждые 45 дней, что является моделью промышленной динамической эксплуатации закладки и работы с промышленными жидкостями. Такое прекращение работы было необходимым для получения равновесных концентраций примесей и определения возможных проблем при эксплуатации. Работу проводили в замкнутой системе с повторной подачей промывочной воды для получения рафината, предназначенного для компенсации рафината, утраченного вследствие остаточной влажности и испарения. Скорость подачи воды поддерживали при 0,11 м³/т руды. Свежую подпиточную воду использовали для вымывания органических соединений, добавленных для удаления хлоридов, и для промывания остаточной руды в соответствии со способом согласно настоящему изобретению.

Пилотную установку эксплуатировали как замкнутую систему, тщательно регулируя входящие и

выходящие потоки для имитации промышленного процесса кучного выщелачивания, т.е. добавление свежей воды ограничивали для компенсации потерь воды на испарение, потерь в виде влаги в выщелоченной руде (или в выщелоченном остатке) и для восполнения воды, утраченной при промывании технологическим раствором (в случае необходимости для снижения содержания примесей). Технологическая схема полупромышленной установки представлена на фиг. 8. Ниже приведена обобщенная информация о главных компонентах и процессах пилотной установки.

Рафинатный бак 1. Хранение возвратного рафината из установки 7 экстракции растворителем (SX). Обеспечивает подачу в отдельные 1 м^3 рафинатные питающие баки 2А-I в каждый амбар 3А-I. В рафинатный бак по мере необходимости можно добавлять подпиточную кислоту для удовлетворения технологического расхода кислоты в указанном процессе.

Продуктивный раствор выщелачивания (PLS) 4 и 5. Раствор PLS из каждого амбара (3А-I) собирают в 1 м^3 баки для PLS 4А-I. PLS подают из баков 4А-I в бак-накопитель 5 PLS.

PLS 6 с высоким содержанием Cu. Первый PLS, собранный после первоначального орошения амбаров после подсушивания руды имеет высокое содержание меди. Исходный PLS собирают в бак-накопитель 6. В бак 6 для PLS с высоким содержанием меди можно добавлять подпиточную кислоту. В бак 6 для PLS с высоким содержанием меди можно добавлять промывочную воду из SX.

Окускование 8 руды. Руду окусковывают в агломерационном барабане. В руду добавляют рафинат из бака 1. Добавляют кислоту и твердую соль для достижения требуемого количества добавленной кислоты и общей соли, по необходимости. PLS 6 с высоким содержанием меди можно использовать для окускования руды для обеспечения непосредственного возврата меди и кислоты (содержащейся в PLS с высоким содержанием Cu) на окускование руды. Высокое содержание меди в окускованной руде с кислотой может улучшать растворение меди во время подсушивания руды на первоначальной стадии выстаивания. Окускованную руду подают на погрузку в амбары (3А-I) по мере необходимости.

Руду выщелачивают в амбарах 3А-I. Окускованную руду загружают в амбары. Ее оставляют на подсушивание (первоначальный период выстаивания). Затем начинают орошение. Орошение начинают медленно для обеспечения смачивания руды. Орошение осуществляют посредством подачи рафината с низким содержанием меди из процесса экстракции растворителем в верхнюю часть амбаров. Раствор распределяют по поверхности амбара с помощью капельной системы. В каждом амбаре раствор проходит вниз через руду. Одновременно в нижней части каждого амбара осуществляют подачу воздуха. Медь солибилизируется под совместным действием кислоты в технологическом растворе и кислорода в воздухе. Орошающий раствор поступает в основание амбара. Теперь он имеет повышенное содержание меди и называется PLS (продуктивный раствор выщелачивания). Его собирают и подают в процесс экстракции растворителем.

После выщелачивания руды прекращают орошение руды рафинатом. Слой руды оставляют для стекания жидкости, а затем промывают руду свежей водой для извлечения захваченного хлорида (соли) и растворенной меди. Затем промытый выщелоченный остаток руды выгружают из амбара в отходы.

Экстракция 7 растворителем (SX): Медь извлекают из PLS посредством экстракции растворителем. Медь переходит в органическую фазу на двух стадиях экстракции, E1 и E2. Затем нагруженную органическую фазу промывают водой на двух стадиях промывания, L1 и L2. Промывание необходимо для удаления захваченного водного раствора, чтобы содержание хлорида в очищенном электролите после выделения нагруженной органической фазы составляло <50 м.д. После стадии промывания осуществляют выделение нагруженной органической фазы в S1 для извлечения меди с получением очищенного электролита 7b. Отработанный электролит для выделения нагруженной органической фазы подают из бака-накопителя 7с. При необходимости можно добавлять подпиточную кислоту в отработанный электролит в баке-накопителе 7с для повышения концентрации кислоты до количества, необходимого для завершения выделения нагруженной органической фазы. Очищенный электролит выводят из контура для извлечения меди, а отработанный электролит возвращают в контур. Эффективность промывания нагруженной органической фазы может быть повышена посредством увеличения количества стадий промывания до трех (см. фиг. 7С). Повышение эффективности промывания снижает объем промывочной воды, необходимой для промывания нагруженной органической фазы, что позволяет увеличить количество воды для промывания выщелоченного остатка руды, что обеспечивает увеличение извлечения хлорида и меди благодаря вытеснению раствора, удерживаемого в остатке руды.

Таблица 2. Эксплуатационные параметры пилотной установки для Этапа I, Этапа II и Этапа III

Параметр	Единицы измерения	Этап I	Этапы II и III
Площадь орошения амбара (на амбар)	м ²	4	4
Высота слоя руды	м	5,4	7,5
Загрузка руды (на амбар)	т	36	44
Кислота в окускованной руде	кг/т	12	12
Целевое содержание влаги в окускованной руде	% масс.	8,5	8,6
Насыпная плотность руды	т/м ³	1,65	1,60
Первоначальный период выстаивания или подсушивания	дни	45	45
Температура слоя руды	°С	15-30	15-30
Скорость аэрации	Нм ³ /ч/м ²	0,13	0,13 и 0,325
Норма внесения рафината по периоду	-	в течение 9 часов при 6 л/ч/м ²	в течение 12 часов при 6 л/ч/м ²
Эксплуатация цикла выщелачивания	дни	Орошение 200-500	20 дней слабого орошения (смачивание руды), 360 дней орошения, 20 дней цикла промывания.
Эксплуатация технологической схемы	-	Замкнутая с SX	Замкнутая с SX и стадией промывания
Рафинатный раствор для замкнутого контура	-	5 г/л Cu, 15 г/л Fe, 8 г/л H ₂ SO ₄ , 150 г/л Cl	0,5 г/л Cu, 1-3 г/л Fe, 8 г/л H ₂ SO ₄ , 150 г/л Cl

Упрощенная схема массового баланса для полупромышленного отвала, где показаны входящие и выходящие потоки, представлена на фиг. 9. Типичные значения для баланса руды, кислоты, соли и воды представлены в табл. 3. Результаты в табл. 3 демонстрируют, что количество соли, выделенной при промывании руды с заданным технологическим значением 0,11 м³/т воды, составляет 9 кг/т, что свидетельствует о существенной экономии с точки зрения необходимой подпиточной соли. Для руды, обрабатываемой на этапе II, общее количество извлеченной меди, включая медь, извлеченную при промывании руды (как показано в примере 2), составляет 60% от содержания меди в исходной сырьевой руде.

Таблица 3. Обобщенный массовый баланс полупромышленной установки, демонстрирующий входящие и выходящие потоки

Массовый баланс полупромышленной установки на этапе II					
	Внутренний рецикл	Входящий	Выходящий	Входящий (кг/т)	Выходящий (кг/т)
Баланс руды					
Общая загрузка сухой руды (т) - 9 амбаров		348,6		-	
Общая загрузка меди (0,5% CuT) (т)		1,743		5,00	
Общее количество извлеченной меди при средней степени извлечения 60% (т)			1,046		3,00
Общие потери меди в остатке (т)			0,697		2,00
Общее количество остатка без полезной нагрузки (т)			348,6		-
Кислотный баланс					
Количество кислоты, добавленной для окисления при расходе 12 кг/т (кг)		4183		12,0	
Потери кислоты в остаточной влаге при содержании влаги 10,5% (кг)			18		0,05
Суммарный расход кислоты (на растворение путой породы и металлов) при расходе 13,2 кг/т NAC, (кг)			4616		13,24
Количество добавленной подпиточной кислоты (кг)		451		1,29	
Солевой баланс					
Общее количество добавленной соли: рафинат + твердая подпиточная соль при расходе 15 кг/т (кг)	5229				
Количество твердой подпиточной соли (кг)		2092		6,000	
Количество соли, выделенной при промывании рудного остатка при эффективности промывания 60% (кг)	3137				
Потери соли в остатках (кг) = количество подпиточной соли			2092		6,000
Водный баланс					
Вода для промывания органической фазы при SX (м3)		4,308			
Количество промывочной воды при расходе 0,1 м3/т (м3)		34,86			
Содержание влаги в остатке при среднем значении 10,5% (м3)			36,6		
Потери воды вследствие испарения при 5,4 л/сутки (м3)			2,57		
Выпущенная вода (м3)			ноль		
Количество добавленного рафината при расходе 0,1 м3/т (м3)	33,5				

В табл. 3 показано, что количество промывочной воды для экстракции растворителем составило 4,3 м³ для 348 тонн руды, обработанной в указанном процессе в течение данного периода. Количество промывочной воды, использованной для промывания руды после выщелачивания, было ~8х больше, чем для 34,9 м³, поэтому в данном случае существует очень небольшой диапазон для улучшения промывания руды посредством дополнительного уменьшения промывания при экстракции растворителем. Однако характеристики промывания при экстракции растворителем при таком промывочном объеме были неудовлетворительными для двухстадийной конфигурации. Концентрация хлорида в захваченном растворе в нагруженной органической фазе после промывания составляла порядка 600 м.д. Количество промывочной воды, предназначенной для экстракции растворителем, можно увеличить, но это негативно скажется на количестве воды, которую можно использовать для промывания выщелоченной руды, и, вероятно, не приведет к существенному снижению содержания хлорида в промытой органической фазе. Результатом этого может стать увеличение потерь растворимой меди и увеличенный расход соли. Другим вариантом, как описано выше, является увеличение количества стадий противоточного промывания растворителей до 3 или более стадий (фиг. 7С). Это обеспечит существенное снижение содержания хлорида в органической фазе после промывания без необходимости в увеличении количества промывочной воды.

Приведенный пример демонстрирует взаимосвязь между общим балансом технологической воды и конфигурацией стадии промывания SX и ее влияние на характеристики установки в целом. Приведенный пример демонстрирует, что для эффективного промывания нагруженной органической фазы необходимо несколько стадий промывания для минимизации объема добавляемой промывочной воды и для достижения требуемого содержания хлорида в очищенном электролите. Полученный результат соответствует

принципам, описанным выше в отношении максимизации количества воды, доступной для промывания остатка.

Пример 2. Кривые эффективности промывания и извлечение меди и хлорида.

Извлечение меди: Результаты, представленные на фиг. 10, демонстрируют извлечение меди и профиль концентрации меди в PLS (или в растворе, стекающем после орошения) в зависимости от времени для эксплуатации двух амбаров, амбара 1 на этапе I (руда А; 0,5% Cu и халькопирит с CSR 60%) и амбара 5 на этапе II (руда В; 0,65% Cu и халькопирит с CSR 75%), при эксплуатации полупромышленной установки.

В амбаре 1 на I этапе содержание меди в растворе для орошения или в рафинате составляло 5 г/л. Результаты демонстрируют, что для обработанного образца руды степень извлечения меди в конце цикла выщелачивания составила 59%. Выщелоченный остаток оставляли для стекания, а затем промывали водой для извлечения захваченной растворенной меди. Вытеснение меди из остаточной руды при промывании водой увеличило степень извлечения меди до 70%, как показано на фиг. 10.

В амбаре 5 на II этапе содержание меди в растворе для орошения или в рафинате составляло 0,5 г/л. Результаты демонстрируют, что для обработанного образца руды степень извлечения меди в конце цикла выщелачивания составила 59,5%. Выщелоченный остаток оставляли для стекания, а затем промывали технологической водой для извлечения захваченной растворенной меди. Вытеснение меди при промывании водой увеличило степень извлечения меди до 60%, как показано на фиг. 10.

Причина, по которой степень извлечения меди в 1 амбаре увеличилась на 11%, а в 5 амбаре увеличилась лишь на 0,6%, заключается в том, что амбар 1 орошали раствором с высоким содержанием меди (5 г/л), и, следовательно, существенное количество растворимой меди осталось в амбаре в конце выщелачивания. Амбар 5 орошали раствором, содержащим 1/10 часть концентрации меди в растворе, использованном для амбара 1. Следовательно, количество растворимой меди, оставшейся в амбаре до промывания, было гораздо ниже.

Правильная эксплуатация процесса экстракции растворителем может обеспечивать снижение потерь растворимой меди благодаря обеспечению рафината с низким содержанием меди, который используют для орошения.

Выделение хлорида: Как было указано, правильная эксплуатация процесса экстракции растворителем может обеспечивать снижение потерь растворимой меди благодаря обеспечению рафината с низким содержанием меди, который используют для орошения. Но это не относится к хлориду. Для указанного процесса необходимо повышенное содержание хлорида в растворе для орошения (~150 г/л) для максимизации выщелачивания халькопирита. Остаточный хлорид, который остается захваченным в выщелоченной руде (в выщелоченном остатке), которую удаляют из кучи, необходимо пополнять посредством добавления хлорида натрия или альтернативного источника хлорида (HCl, MgCl и т.д.).

Эффективность промывания в отношении выделения хлорида представлена на фиг. 11. Приведенные данные получены по результатам промывания технологической водой амбара 5 на этапе II. Полученные результаты демонстрируют увеличение выделения хлорида при увеличении объема использованной промывочной воды. Для соблюдения водного баланса технологической схемы полупромышленной установки необходимо, чтобы количество воды, используемой для промывания остатка руды, было ограничено, чтобы потери воды в указанном процессе были меньше, чем количество подаваемой свежей воды. Вода теряется в виде влаги в остаточной руде, удаляемой из пилотной установки, в результате испарения, а также может быть удалена при выведении раствора из контура.

Другой поток свежей воды, поступающий в контур, представляет собой свежую воду, используемую на стадии промывания органической фазы, нагруженной при экстракции растворителем, для удаления захваченного хлорида.

Максимальный объем воды, доступной для промывания остаточной руды, составляет порядка 0,1 м³/т руды. Результаты, представленные в примере, изображенном на фиг. 11, свидетельствуют о том, что при таком объеме промывочной воды на тонну руды эффективность промывания (или выделения хлорида) равна примерно 60%.

Выделение хлорида, достигнутое при промывании водой, также может быть выражено в эквивалентном количестве хлорида, которое необходимо добавить для компенсации потерь хлорида во влаге в остаточной руде. Количество подпиточной соли (NaCl) для кривой промывания амбара 5 на этапе II показывает, что при показателе промывания 0,1 м³/т количество подпиточной соли (NaCl) составляет примерно 18 кг/т, как показано на фиг. 12.

Пример 3. Накопление примесей.

Считается, что промывание приводит к удерживанию хлорида и незначительному увеличению количества выделенной меди. Отрицательным аспектом является то, что нежелательные соединения, которые образуются в результате взаимодействия кислоты с минералами пустой породы, также удерживаются в указанном процессе.

Взаимодействие минералов пустой породы с кислотой приводит к растворению таких металлов, как Ca, Si, Al, Mg, Fe и K. Растворенные вещества накапливаются в растворе, пока они не достигнут такой концентрации, что масса растворенных веществ в промытой руде после выщелачивания будет равна мас-

се растворенных веществ, которая меньше массы любых веществ, повторно выпавших в осадок после выщелачивания.

Накопление примесей в рафинате пилотной установки при эксплуатации в замкнутом контуре с промыванием представлено на фиг. 13. Концентрация алюминия и магния (растворенных в результате растворения кислотой силикатных минералов пустой породы, таких как биотит и хлорид) заметно увеличивается во время работы в замкнутом контуре и достигает концентраций примерно 10 г/л и 5 г/л, соответственно. Общая концентрация железа составляет 2-4 г/л. Общая концентрация сульфата составляет примерно 80 г/л.

В целом, накопление таких соединений вместе с добавлением хлорида натрия приводит к образованию насыщенных растворов. Как известно, сульфат выпадает из раствора в осадок в виде нерастворимых ярозитов железа (ярозита Na или K, например), в виде мета-сидеронатрита ($\text{Na}_2\text{Fe}^{3+}(\text{SO}_4)_2(\text{OH})\cdot(\text{H}_2\text{O})$], а также при низких температурах и высоких степенях насыщения, возможно, в виде сульфата натрия, сульфата алюминия и/или сульфата магния. Осаждение сульфатов Na, Al или Mg, или Fe зависит от температуры (усиленное осаждение при пониженной температуре) и кислотности, причем осаждение ярозита и мета-сидеронатрита усиливается при низких значениях кислотности, то есть при более высоких значениях pH раствора.

Осаждение сульфатов железа и сульфатов других металлов может вызывать проблемы при эксплуатации контура, в частности при низких температурах окружающей среды (<20°C) и при усилении осаждения соли. Возможные проблемы включают:

осаждение сульфатных солей на линиях капельного орошения, используемых для орошения кучи, что вызывает закупоривание линий и невозможность эффективного орошения кучи;

осаждение солей в бассейнах с растворами, снижающее эффективный объем; и осаждение в слоях кучи, вызывающее закупоривание порового пространства и нарушение движения потоков и распределения раствора в слое руды с возможным снижением степени извлечения меди.

Количество осадка зависит от степени промывания. В указанном процессе может существовать момент, когда оптимизация извлечения хлорида компенсируется затратами, связанными с технологическими проблемами, обусловленными накоплением и осаждением нежелательных соединений. В таком случае может потребоваться снижение степени промывания.

ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

1. Способ максимизации количества воды, доступной для промывания при кучном выщелачивании с высоким содержанием хлорида с последующей экстракцией органическим растворителем, включающий стадию использования технологической подпиточной воды в количестве от 0,05 до 0,35 м³/т руды для промывания выщелоченного рудного остатка в отвале, что обеспечивает вытеснение хлоридсодержащего водного раствора из выщелоченной руды, причем количество технологической подпиточной воды, доступной для промывания, увеличивают посредством использования после экстракции выщелачиваемого раствора органическим растворителем многостадийного противоточного контура промывания нагруженного органического растворителя для уменьшения концентрации хлорида в органической фазе, подаваемой из предшествующего экстракционного процесса, при этом концентрацию хлорида в органической фазе снижают до значения менее 50 м.д.

2. Способ по п.1, отличающийся тем, что количество технологической подпиточной воды на стадии промывания составляет от 0,1 до 0,15 м³/т руды.

3. Способ по п.1, включающий стадию увеличения количества технологической подпиточной воды, доступной для промывания, посредством по меньшей мере одного из следующих:

(1) увеличения испарения воды из контура выщелачивания;

(2) предотвращения попадания дождевой воды в отвал; и

(3) снижения расхода подпиточной воды на компенсацию потерь при электролитическом выделении посредством эффективного промывания нагруженной органической фазы.

4. Способ по п.1, отличающийся тем, что вытесненный хлоридсодержащий водный раствор выделяют и возвращают в процесс кучного выщелачивания, уменьшая количество подпиточной соли, добавляемой для кучного выщелачивания.

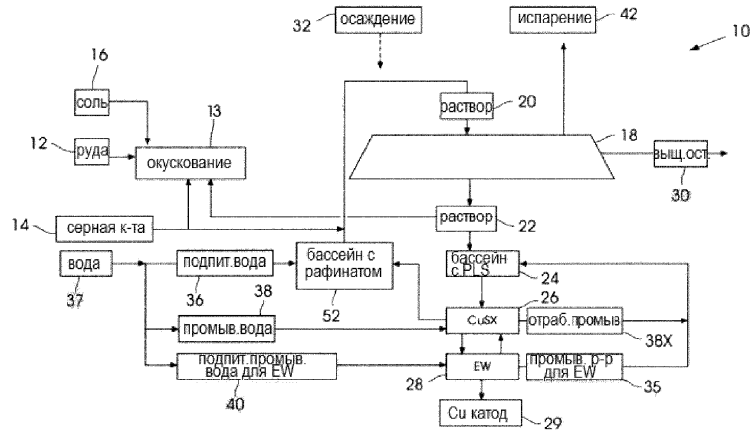
5. Способ по п.1, отличающийся тем, что стадию промывания осуществляют в течение от 5 до 100 дней.

6. Способ по п.5, отличающийся тем, что указанный период составляет 20 дней.

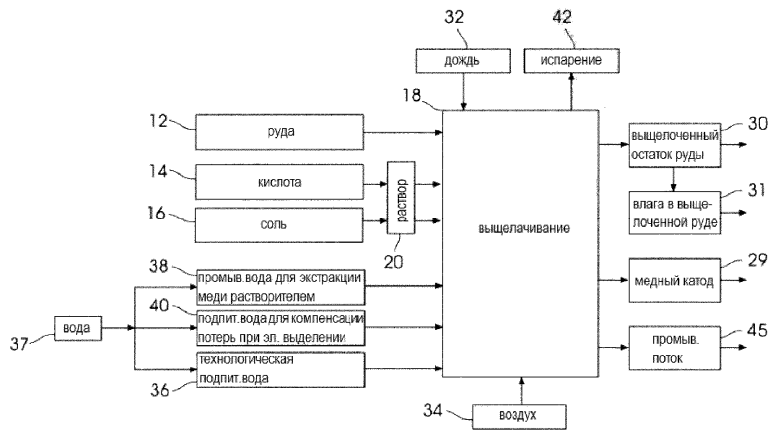
7. Способ по п.1, отличающийся тем, что из хлоридсодержащего водного раствора, вытесненного на стадии промывания, выделяют медь, которую возвращают на выщелачивание, а затем извлекают на стадии экстракции растворителем и на стадии электролитического выделения.

8. Способ по п.1, отличающийся тем, что отношение хлорида, выделенного из хлоридсодержащего водного раствора, вытесненного на стадии промывания технологической подпиточной водой, к общему его содержанию в остаточной руде до промывания составляет от 40 до 85%.

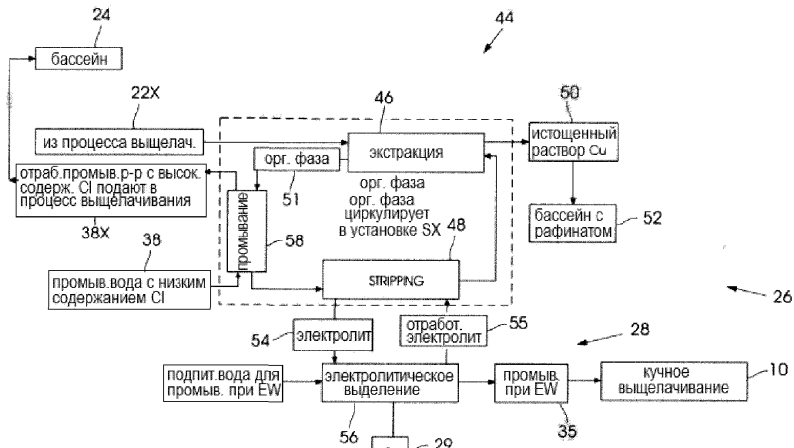
9. Способ по п.8, отличающийся тем, что указанное отношение составляет 60%.



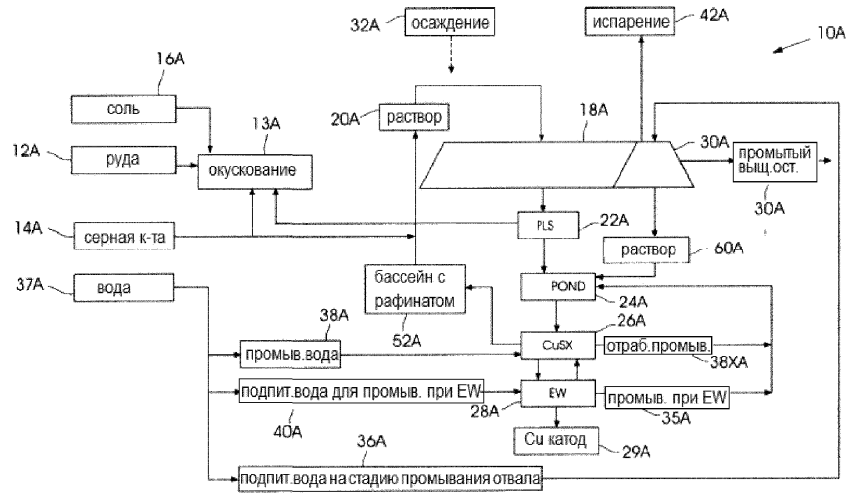
Фиг. 1
(Известный уровень техники)



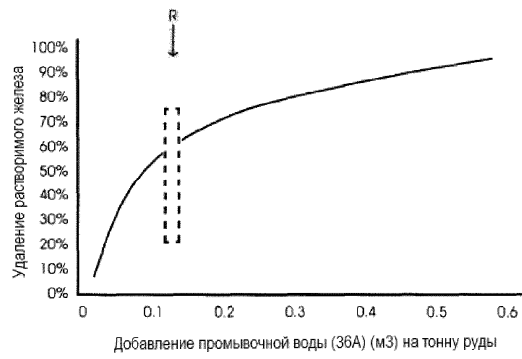
Фиг. 2
(Известный уровень техники)



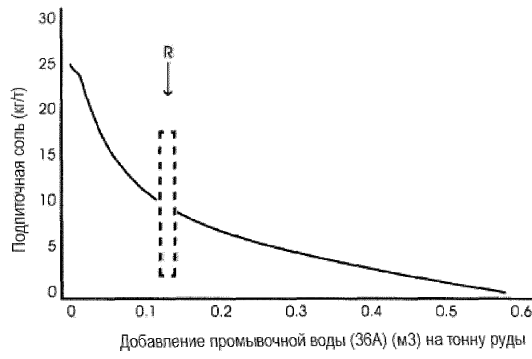
Фиг. 3
(Известный уровень техники)



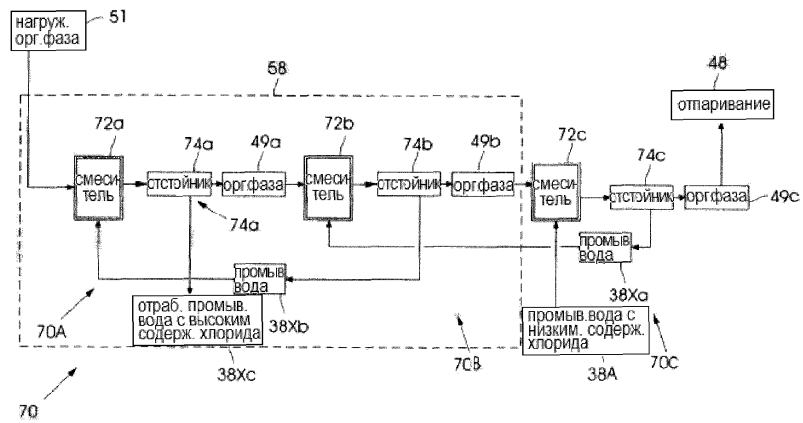
Фиг. 4



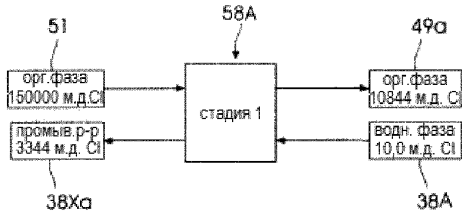
Фиг. 5A



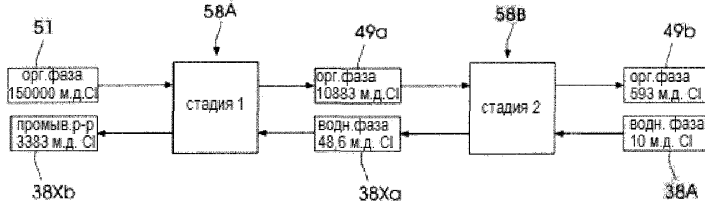
Фиг. 5B



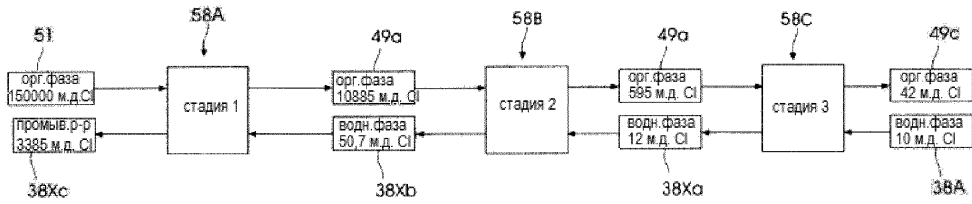
Фиг. 6



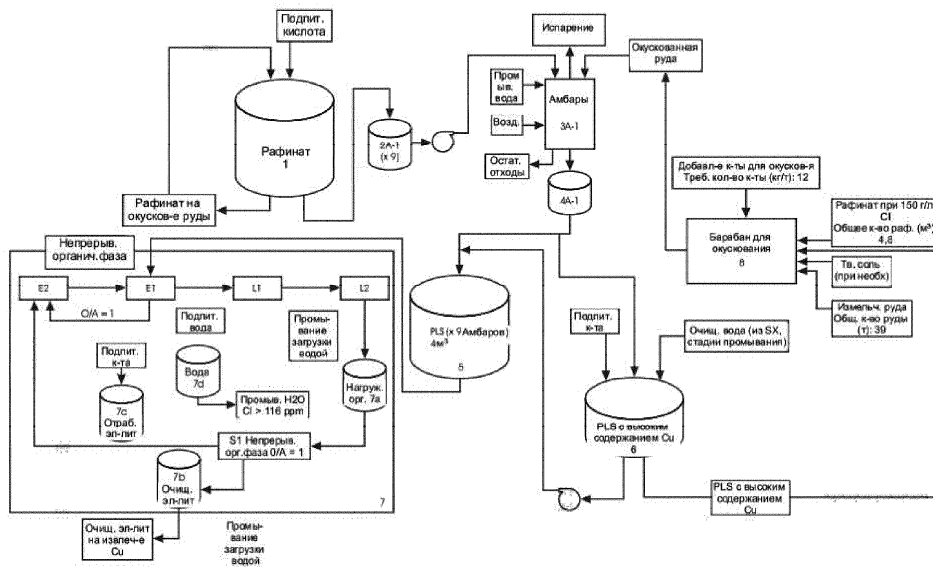
Фиг. 7А



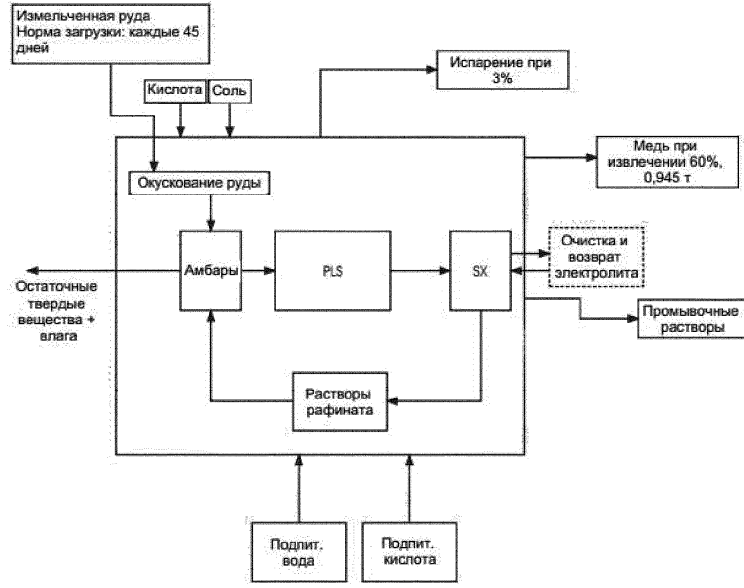
Фиг. 7В



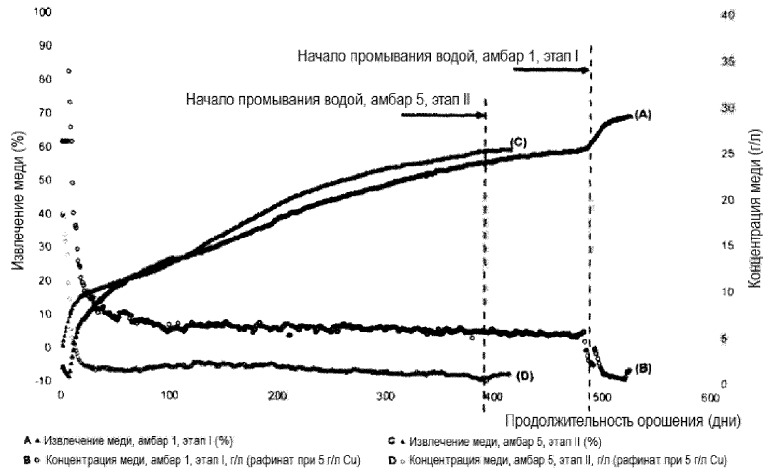
Фиг. 7С



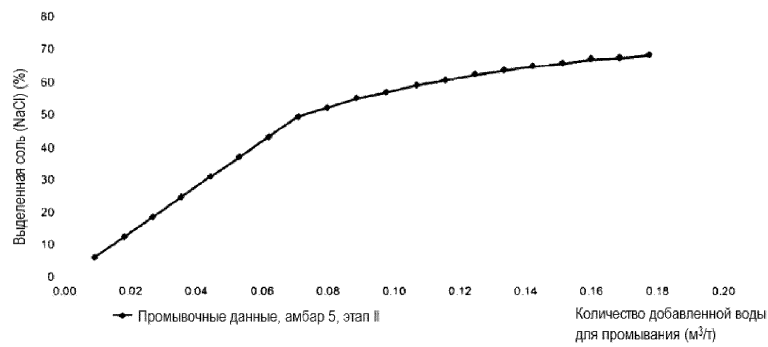
Фиг. 8



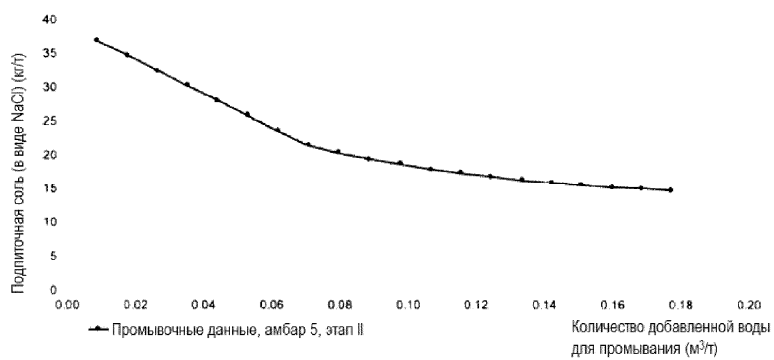
Фиг. 9



Фиг. 10



Фиг. 11



Фиг. 12



Фиг. 13

