



(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ЕВРАЗИЙСКОМУ ПАТЕНТУ

- | | |
|---|--|
| <p>(45) Дата публикации и выдачи патента
2024.07.11</p> <p>(21) Номер заявки
202090237</p> <p>(22) Дата подачи заявки
2018.09.05</p> | <p>(51) Int. Cl. C22B 1/00 (2006.01)
C22B 1/16 (2006.01)
C22B 3/00 (2006.01)
C22B 3/04 (2006.01)
C22B 3/06 (2006.01)
C22B 3/08 (2006.01)
C22B 11/06 (2006.01)
C22B 11/08 (2006.01)
C22B 15/00 (2006.01)</p> |
|---|--|

(54) СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НЕБЛАГОРОДНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ПУТЕМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ ДЛЯ СОЛЮБИЛИЗАЦИИ ИХ ТУГОПЛАВКИХ МАТРИЦ

- | | |
|---|--|
| <p>(31) 1777-2017
(32) 2017.07.05
(33) CL
(43) 2021.01.28
(86) PCT/CL2018/000028
(87) WO 2019/006568 2019.01.10
(71)(72)(73) Заявитель, изобретатель и патентовладелец:
ПАТИНЬО МАРТИНЕЗ ЭДУАРДО ЛУИС (CL)</p> <p>(74) Представитель:
Вахнин А.М. (RU)</p> <p>(56) CL-A1-201500395
CL-A1-201501298
CL-40891
CL-200202694
CL-A1-20101345
CL-42673
ES-T3-2379202
US-A-4256706
Patino, E. NUEVO MÉTODO DE EXTRACCIÓN DE METALES DESDE MATERIALES REFRACTARIOS/COMPLEJOS. COMISIÓN DE MINERÍA Y ENERGÍA 362a LEGISLATURA, [on line] January 2017, [retrieved on</p> | <p>29.10.2018]; Retrieved from https://www.camara.cl/pdf.aspx?prmID=32594&prmTIPO=ACTACOMISION, the whole document</p> <p>Bugueño, R. ANÁLISIS COMPUTACIONAL Y EXPERIMENTAL DEL PROCESO DE SATURACIÓN EN COLUMNAS DE LIXIVIACIÓN DE DISTINTOS DIÁMETROS, [on line] Tesis para optar al grado de magfster en ciencias de la ingenierfa mencion mecanica y memoria para optar al ttulo de ingeniero civil mecanico. Universidad de Chile, 2015, [retrieved on 29.10.2018]; Retrieved from <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/132807>, the whole document</p> <p>Simpson, J. et al. ESTUDIO DE LIXIVIACION DE MINERALES DE COBRE OXIDADOS PARA UNA PLANTA DE 1200 Tpd. [on line] 2016. [retrieved on 29.10.2018]; Retrieved from https://docplayer.es/13877125-Estudio-de-lixiviacion-de-minerale-s-de-cobre-oxidados-para-una-planta-de-1200-tpd.html, the whole document</p> <p>Herreros, O. et al. Leaching of sulfide copper ore in a NaCl-H₂S04-02 media with acid pretreatment. Hydrometallurgy 89 (2007)260-268. doi:10.1016/j.hydromet.2007.07.011, the whole document</p> <p>Ipinza, J. et al. LIXIVIACIÓN DE MINERALES DE CALCOPIRITA Y ENARGITA EN MEDIO CLORURO DE SODIO-ÁCIDO SULFÚRICO, [on line] 2014, [retrieved on 29.10.2018]; Retrieved from https://docplayer.es/10992634-Lixiviacion-de-mineral-es-de-calcopirita-y-enargita-en-medfo-cloruro-de-sodio-aci-do-sulfurico-jorge-i-pinza-juan-flaquer.html, the whole document</p> |
|---|--|

- (57) Изобретение относится к способу извлечения благородных и неблагородных металлов, содержащихся в тугоплавких минералах, с использованием водных сред. Цель состоит в замене существующего способа "флотации/плавки" для добычи полезных ископаемых на чилийских и мировых горнодобывающих предприятиях или классического выщелачивания способом, включающим простую и надежную предварительную обработку, которая приводит к растворению их тугоплавких матриц. Способ заключается в смешивании минерала (Cu₂S, CuS, CuFeS₂, Cu₅FeS₄, FeS₂, FeAsS, NiS, (Ni,Fe)_xS_y), измельченного до нужного размера (2,5 см), с определенной дозой твердого реагента во вращающемся барабане-окомкователе, а затем добавлении слабо подкисленной воды для получения определенного содержания воды (5-8%) в зависимости от типа пустой породы, содержащейся в металлосодержащем твердом веществе, тем самым формируя агломерат, который образует кучу, которой впоследствии дают отстояться в течение нескольких суток, в течение которых будут созданы условия, необходимые для превращения тугоплавкой матрицы в хорошо растворимое твердое вещество. Наконец, применяется регулируемое орошение, что приводит к извлечению металла путем простой промывки водой. По сути, этот способ обеспечивает максимальное преобразование исходного тугоплавкого минерала в хорошо

растворимую твердую соль на этапе, предшествующем традиционному процессу выщелачивания. Таким образом, металл будет содержаться в твердом веществе с гораздо более высокой растворимостью, чем исходная матрица, поэтому его растворение будет более быстрым, более эффективным и потребует минимального использования расходных материалов и реагентов.

047380 B1

047380 B1

Настоящая заявка относится к способу извлечения неблагородных металлов, таких как медь, цинк, свинец, молибден, железо; и благородных металлов, таких как золото, серебро, платина; содержащихся в тугоплавких минералах, обогащенных продуктах, хвостах, щебне и городских отходах, с использованием простой и надежной предварительной обработки, состоящей в смешивании дробленой руды (Cu_2S , CuS , CuFeS_2 , Cu_3FeS_4 , Cu_3AsS_4 , FeS_2 , FeAsS , NiAs , $(\text{Ni,Fe})_x\text{S}_y$), измельченной надлежащим образом (от 2,5 до 5 см), с определенной дозой твердого реагента во вращающемся агломерационном барабане (что является стандартным в операциях добычи полезных ископаемых), последующем добавлении слабокислой воды с получением определенной влажности (5-8%), формировании шарообразной массы, из которой будет сформирован штабель (этап агломерации), отстаивании в течение коротких периодов времени (20-60 дней) и, наконец, обеспечении надлежащим образом регулируемого орошения, в результате которого достигается извлечение металла путем простой промывки водой.

Известный уровень техники

В чилийской горнодобывающей промышленности единственным историческим и типичным способом извлечения минералов было выщелачивание. По определению техническая проблема, обусловленная традиционным процессом выщелачивания, в основном связана с потребностью в больших дозах химических реагентов, необходимых в течение длительного времени для полного извлечения минерала согласно этому способу, с продуктом разработки на всех его этапах (флотация - плавление), а также сильным воздействием на окружающую среду, которое характерно для всей хронологии процесса выщелачивания (детонация, дробление, использование реагентов, обогащенных продуктов, использование воды, энергии и т.д.).

Первоначально технологической разработкой, продвигаемой компанией-пионером в стране Sociedad Minera Pudahuel, было тонкослойное TL (Thinlayer) кучное выщелачивание. Хотя оно возникло из концепции, запатентованной в США во второй половине 1970-х годов, оно было усовершенствовано этой компанией с первоначального определения в лаборатории до промышленного применения в 1980. Эти усовершенствования также привели к получению патента на изобретение, зарегистрированного сначала в Чили (регистрационный номер 32,025, "Способ кучного выщелачивания до получения слоев смешанной оксидной и медносульфидных руд"), а затем и в некоторых других странах. Кроме того, путем систематических исследований, направленных на изучение механизмов выщелачивания с помощью бактерий, компания Sociedad Minera Pudahuel разработала технологию бактериального выщелачивания в тонкослойных штабелях или BTL. Если вкратце, результаты в основном сводились к моделям управления для оптимизации процессов выщелачивания сульфидных минералов, что значительно расширило спектр минералов, пригодных для экономически рентабельного выщелачивания.

В 1971 году компания Mantos Blancos Mining Company в своем патенте под регистрационным номером 25,930 предложила "Улучшение выщелачивания смешанных минералов из оксидов и сульфидов меди и других металлов с использованием хлора и его окисленных соединений при температурах в диапазоне между комнатной температурой и 50°C". Компания Deleew Schmitz Partnerschip в 1979 году в своем патенте под регистрационным номером 30,914 изложила свой "Способ извлечения меди и серебра из сульфидных концентратов путем выщелачивания кислородом и хлоридом железа".

В 1981 году компания EI DU PONT DE NEMOURS AND COMPANY в своем патенте под регистрационным номером 32,426 изложила "Способ извлечения меди из концентратов сульфидной руды путем выщелачивания азотной и серной кислотой с получением раствора, содержащего ионы меди и железа, и после этого электроосаждения меди после уменьшения содержания ионов нитрата трехвалентного железа и других примесей с получением меди высокой чистоты".

Компания Degussa Aktiengesellschaft в своем патенте под регистрационным номером 38,554 от 1993 года предложила свой способ выщелачивания обогащенной руды или отходов золота и серебра путем цианидного выщелачивания, с использованием перекиси водорода и соединений марганца в качестве катализаторов для разложения указанной перекиси.

Наконец, в целях настоящего описания следует упомянуть компанию Minnesota Mining and Manufacturing Company, которая в своем патенте под регистрационным номером 39,510 от 1998 года изложила "Способ извлечения золота и серебра путем выщелачивания водным раствором, содержащим определенные фторалифатические и полимерные поверхностно-активные вещества".

На международном уровне стоит отметить патент US7722756132 от 2010 года "Способ многостадийного прямого электролиза меди", который относится к способу многостадийного прямого электролитического извлечения меди; патент US7736488132 "Способ извлечения меди из медьсодержащего материала с использованием выщелачивания давлением, прямого электролиза и извлечения растворителем/раствором", который относится к способу извлечения меди из медьсодержащего материала путем выщелачивания давлением и прямого электролитического извлечения и извлечения растворителем/раствором; и, наконец, патент US807085132 от 2011 года "Хлоридное кучное выщелачивание", который относится к способу кучного выщелачивания для извлечения меди из первичной сульфидной медной руды, в котором руду выщелачивают в растворе хлорангидрида/сульфата в условиях окислительно-восстановительного потенциала поверхности руды ниже 600 мВ для растворения сульфида в меди.

После этих изобретений динамика активности извлечения минералов в Чили и в мире всегда была

связана с выщелачиванием, хотя в конце двадцатого века и в начале текущего возникли новые концепции, которые по-прежнему были связаны с данной концепцией, например, биоразложение (посредством бактерий), выщелачивание сульфидных минералов хлоридом натрия, солевое выщелачивание (исп. *lixiviación sauna*) и т.д. Способ, предложенный в настоящем изобретении, является оптимальным для извлечения ряда металлов, содержащихся в сложных минералах, для извлечения и растворения благородных металлов, содержащихся в тугоплавких матрицах, и даже редкоземельных элементов. Промышленное применение способа вполне осуществимо в чилийской и мировой горнодобывающей промышленности, поскольку его применение не предусматривает значительных инвестиций (его можно использовать на существующих участках медных обогатительных предприятий); вложения, которые требуются, (твердые реагенты, вода и энергия) имеют низкую стоимость и необходимы в меньших количествах. Важно максимизировать конечное извлечение металла на 10-30%; чем выше кинетика извлечения, например, 50-100%, тем меньше эксплуатационные расходы, способ минимизирует классический цикл выщелачивания на 30-50% с более высокой доступностью площадки, оптимизирует доступность запасов, увеличивает ценность ресурсов горнодобывающей промышленности, увеличивает выход, представляет новую точку равновесия рабочих параметров, требует малого количества реагентов (уменьшает чистый расход на 30-50%), снижает потребность в воде на 15-30% и потребность в энергии на 30-70%, а также устойчивость к физическому/(био)химическому переносу и количество стадий химических реакций что вполне справедливо УНИЧТОЖАЕТ классическую концепцию LIXIVIATION. Гидрометаллургия меди соответствует методологии переработки окисленных медных руд (оксидов) и некоторых видов сульфидов. Посредством различных физических и химических реакций медь извлекают из дробленой руды, растворяют в кислотном растворе (этап выщелачивания), а затем переходят к этапу извлечения растворителем и последующего электролитического извлечения с получением медных катодов высокой чистоты. В соответствии с этим сценарием, отрасль в последнее время не включала в ресурсную базу новые выщелачиваемые месторождения. Аналогично, портфели проектов и планы будущих разработок горнодобывающих компаний в значительной степени основаны на эксплуатации уже действующих рудников (проекты Brawnpfield), где дальнейшее углубление этих месторождений приведет к истощению окисленных минералов. Вышеизложенное наряду со снижением качества руды, как с точки зрения сортности, так и с точки зрения характеристик выщелачивания приводит к тому, что согласно недавним оценкам на 2026 год только 12% ожидаемого производства меди будет приходиться на катоды электролитического извлечения, что приведет к значительному простоя мощности электролитических заводов.

В ближайшие несколько лет развитие национальной горнодобывающей промышленности будет базироваться на освоении запасов сульфидных минералов (в основном халькопирита), для которых в настоящее время используются процессы обогащения минералов. Однако в этом сценарии будущего в обработке сульфидных минералов также должна быть задействована гидрометаллургия. Гидрометаллургия не очень конкурентоспособна по сравнению с обогащением, поскольку первая обеспечивает извлечение от 35% до 60% за период более 300 дней, а последняя позволяет извлечь более 90% за считанные часы. В этом смысле, очевидно, что в гидрометаллургии очень важно обеспечить технологии, позволяющие повысить эффективность в отношении времени извлечения. Именно поэтому способ, предложенный в настоящем изобретении, представляет собой новую альтернативную технологию по отношению к классической технологии извлечения металлов с точки зрения времени извлечения, низких эксплуатационных расходов (твердые реагенты, вода, энергия) и большей безопасности для окружающей среды.

Краткое описание изобретения

В изобретении раскрыт способ извлечения неблагородных и благородных металлов посредством обработки для солюбилизации их тугоплавких матриц, включающий следующие этапы:

- дробление минерала до размера от 2,5 до 5 см;
- добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $\text{pH} > 11$;
- добавление твердого реагента в однородную смесь до получения влажности от 5 до 8%, причем твердый реагент выбран из NaCN и/или NaCl ;
- агломерация смеси до образования шарообразной массы;
- перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;
- отстаивание ячейки для снижения влажности и
- орошение рафинирующим раствором после отстаивания для извлечения металла в водный раствор.

В одном из воплощений заявленного способа, в случае экстракции частиц свободного золота в окисленных матрицах, способ включает следующие этапы:

- дробление минерала до размера частиц 2,5 сантиметра;
- добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $\text{pH} > 11$;
- добавление твердого реагента NaCN в однородную смесь;
- агломерация смеси до образования шарообразной массы;
- перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;
- отстаивание ячейки в течение от 5 до 10 дней и
- орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в цианидный раствор.

В другом частном воплощении заявленного способа, в случае экстракции частиц свободного золота в окисленных матрицах, способ включает следующие этапы:

- дробление минерала до размера частиц 2,5 см;
- добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;
- добавление твердого реагента NaCl в однородную смесь;
- агломерация смеси до образования шарообразной массы;
- перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;
- отстаивание ячейки в течение от 10 до 15 дней и
- орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в водный раствор хлорида.

В еще одном частном воплощении заявленного способа, в случае экстракции частиц золота, инкапсулированных в зернах сульфидов, выбранных из зерен пирита или зерен арсенопирита, содержащихся в силикатных матрицах, способ включает следующие этапы:

- дробление минерала до размера частиц 2,5 см;
- добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;
- добавление твердого реагента NaCl в однородную смесь;
- агломерация смеси до образования шарообразной массы;
- перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;
- отстаивание ячейки в течение от 20 до 30 дней и
- орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в водный раствор хлорида.

В еще одном частном воплощении заявленного способа, в случае экстракции частиц золота, инкапсулированных в зернах сульфидов, выбранных из зерен пирита или зерен арсенопирита, содержащихся в силикатных матрицах, способ включает следующие этапы:

- дробление минерала до размера частиц 2,5 см;
- добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;
- добавление твердого реагента NaCl в однородную смесь;
- добавление твердого реагента NaCN в продукт, полученный на предыдущем этапе;
- агломерация смеси до образования шарообразной массы;
- перемещение шарообразной смеси на площадку для выщелачивания для образования ячейки;
- отстаивание ячейки в течение от 15 до 20 дней и
- орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в водный раствор.

В том случае, когда минерал содержит или представляет собой глину, дробление минерала осуществляют до частиц размером 5 см.

В случае экстракции частиц золота, инкапсулированных в зернах сульфидов, выбранных из зерен пирита или зерен арсенопирита, содержащихся в силикатных матрицах, твердый реагент используют только для декапсулирования золота, находящегося в зернах сульфидов, а затем проводят выщелачивание традиционным способом с помощью цианидных растворов.

Краткое описание чертежей

На фигуре представлена блок-схема предварительной обработки с использованием способа извлечения металла водными средами. Способ начинают с измельченной рудой и продолжают на конвейерной ленте, на которую из верхнего бункера подают твердые реагенты, смешанные во вращающемся (исп. *rotatorio*) барабане-окомкователе, затем подают небольшую дозу воды, обеспечивая очень низкий уровень влажности, для последующего формирования штабеля из шарообразной массы, который оставляют отстаиваться в течение дней, и, наконец, извлекают металл водной средой.

Подробное описание изобретения

В данном документе в качестве описательного примера упоминаются медные руды, такие как халькоцит, ковеллин (исп. *covelina*), энаргит, борнит, халькопирит, и золотые руды, содержащиеся в сульфидных матрицах (например, золото, содержащееся в пирите или арсенопирите). С другой стороны, понятие тугоплавкой матрицы относится к твердому веществу, содержащему металл, который очень сложно разложить обычными способами выщелачивания.

Основные понятия изобретения в отношении способа:

1. Изобретение основано на фундаментальном определении, что электрон представляет собой квантовую частицу, поэтому механизм его переноса полностью отличается от механизма переноса иона, используемого в обычных механизмах выщелачивания. Электрон переносится посредством двух конкретных механизмов: туннелирование и растяжение. Само по себе изобретение основано на интеграции трех аспектов:

а) материал полупроводник-изолятор (материалы дихалькогениды (исп. *dicalcogenuros*), например, сера), который обладает очень большим зазором между валентной зоной и зоной проводимости молекулярных орбиталей;

б) преобразование тугоплавких материалов в нетугоплавкие матрицы (т.е. хорошо растворимые

матрицы) требует минимизации этого зазора между валентными зонами; и

(с) перенос электронов путем растяжения и отрыва для солиubilизации тугоплавкой матрицы стимулируется возбуждением.

2. Изобретение обеспечивает способ достижения максимального преобразования исходного тугоплавкого минерала в хорошо растворимую твердую соль на этапе, предшествующем традиционному процессу выщелачивания. Таким образом, металл будет содержаться в твердом веществе, имеющем высокую растворимость по сравнению с исходной матрицей, и, следовательно, его растворение будет происходить быстрее, эффективнее и потребует минимальных вложений и реагентов, то есть потребуются только этап промывки, процедура которой проходит следующим образом:

(а) минерал (Cu_2S , CuS , CuFeS_2 , Cu_3FeS_4 , Cu_3AsS_4 , FeS_2 , FeAsS , NiAs , $(\text{Ni,Fe})_x\text{S}_y$), измельченный надлежащим образом (2,5-5 см), приводят в непосредственный контакт с заданным количеством конкретного твердого агента (в зависимости от минерала от 3 до 12 килограммов на тонну) на этапе агломерации перед выщелачиванием (2) (3) (4) (5) (6);

(b) агломерацию осуществляют до диапазона влажности от 5 до 8% в зависимости от типа пустой породы, которая содержит твердое вещество, содержащее металл. Агломерационный раствор может быть таким же рафинирующим, как в процессе SX-EW;

(с) полученный таким образом агломерат (7) оставляют отстаиваться в течение периода от 20 до 60 дней. В течение этого периода создают условия для превращения тугоплавкой матрицы в хорошо растворимое твердое вещество, которое будет содержать извлекаемый металл;

(d) на этом этапе металл извлекают путем простой промывки (8);

(е) поскольку твердый реагент, используемый на этапе агломерации, не является химическим реагентом, его можно удалить промывочными растворами для предотвращения эффекта ионного заряда.

3. Поскольку задача сфокусирована на обеспечении реальной альтернативы для замены традиционного процесса флотации-плавления, изобретение будет рассматриваться в качестве основы для традиционного процесса выщелачивания. За основу будет взят процесс кучного выщелачивания, так как он является наиболее простым в реализации и имеет самые низкие инвестиционные и эксплуатационные расходы.

4. Традиционный процесс кучного выщелачивания состоит из 5 этапов:

Дробление - Агломерация - Выщелачивание - Извлечение растворителем - Электрохимическое извлечение.

5. Принципиальное отличие традиционного способа от настоящего изобретения заключается в этапе агломерации. Для объяснения возьмем в качестве примера медносульфидную руду.

В традиционном процессе этап агломерации заключается в смешивании минерала с растворами до достижения влажности 7-8%. В этом случае агломерационные растворы содержат химические реагенты, и их оставляют на несколько дней для отстаивания. В течение периода отстаивания химическая реакция происходит на очень низких уровнях, не более 20%, так что оставшаяся часть минерала, который все еще представлен в виде сульфида, остается тугоплавкой и, следовательно, необходимо продолжить процесс кучного выщелачивания, что требует очень длительных временных циклов (8-12 месяцев и более).

С другой стороны, при использовании способа по настоящему изобретению агломерацию проводят путем смешивания минерала с твердым реагентом и кислотным раствором (6) и дают отстояться. Период отстаивания является фундаментальным, так как именно на этом этапе достигается максимальное превращение серы в растворимое твердое вещество, так что впоследствии потребуется лишь промывка в слабокислых растворах для достижения превращения до 70% за очень короткое время (20-40 дней). Строго говоря, от концепции выщелачивания можно отказаться, и высокие уровни извлечения достигаются за очень короткие циклы.

6. Способ включает в себя определение размера минерала (2,5-5 см) и количества активного твердого реагента (3-12 кг на тонну минерала) для создания надлежащих условий для оптимального переноса электронов.

7. Активные твердые реагенты варьируются в зависимости от происхождения тугоплавкой матрицы, которую необходимо солиubilизировать: а) они могут быть твердыми солями, такими как NaCl , NaNO_3 , MgCl_2 , KCl , фосфаты, оксалаты, ураты; б) смешивание руды и твердого активного реагента перед этапом смачивания в условиях окружающей среды; с) смачивающие растворы на этапе агломерации могут представлять собой рафинирующий раствор, циркулирует в гидрометаллургическом процессе (5), то есть растворы с содержанием серной кислоты (10-12 г/л) и pH менее 2,5.

8. После завершения периода отстаивания осуществляют извлечение ценного металла водой посредством капельного орошения. Орошение должно быть непрерывным с умеренным расходом и выполняется парами, выраженными в единицах литр/квадратный метр в час = 4. Это значит, что на каждый квадратный метр, который смачивают в течение часа, добавляют 4 литра воды, и продолжают до тех пор, пока из штабеля не будет извлечено столько металла, сколько было солиubilизировано в период отстаивания, т.е. 70%, и это осуществляется в периоды отведения, так как кинетика растворения растворимой соли значительно ниже, чем кинетика растворения серы.

Если после промывки остаток минерала по-прежнему нерастворим, следует использовать непрерывное смачивание, но с расходом, равным половине расхода, используемого на первом этапе. На последнем этапе будет все короче и короче (исп. *ves m'as coda*), при условии, что на этапе отстаивания были достигнуты максимальные уровни солубилизации. То есть, наконец, исходя из самой сути способа, при агломерации и орошении можно использовать даже морскую воду.

9. Способ в соответствии с настоящим изобретением можно повторять столько раз, сколько необходимо для достижения наиболее оптимального извлечения, в зависимости от типа матрицы и желаемой экономико-финансовой цели. Например, после первой промывки шарообразной массы штабелю дают стечь. После этого его повторно смачивают высококонцентрированными растворами (>50 г/л) того же реагента, который использовался на первом этапе, и другого более интенсивного. Повторное смачивание штабеля следует выполнять с очень низким расходом: 2-3 л/м²×ч, чтобы гарантировать, что раствор для повторного смачивания не сместит штабель. Штабель оставляют отстаиваться на 10-20 дней, так что шарообразные массы высыхают, и происходят вторичные реакции солубилизации оставшихся тугоплавких матриц, и, наконец, их снова орошают для продолжения извлечения дополнительной части ценного металла.

10. Раствор, содержащий высвободившийся металл, также включает в себя железо и множество других растворенных частиц руды, и, в зависимости от используемого твердого реагента, растворы, полученные в ходе этого процесса, могут содержать высокие уровни ионов (исп. *coma jones*), таких как хлорид. С другой стороны, при использовании способа орошения, подобного упомянутому (исп. *coma*), полученный поток будет меньше по сравнению с потоком, полученным в традиционном процессе, и, следовательно, на этапе извлечения растворителем потребуется на один цикл меньше. Таким образом, оставшийся цикл SX адаптирован для использования этапа промывки C1 из органики.

Способ по изобретению, применяемый для извлечения золота

Геологически золото может быть обнаружено в двух видах:

минерала I-го типа: частицы свободного золота в окисленных матрицах;

минерала II-го типа: частицы золота, инкапсулированные в зернах сульфидов, которые могут представлять собой пирит, арсенопирит или другие сульфиды, содержащиеся в силикатных матрицах.

В случае частиц свободного золота в окисленных матрицах выщелачивание в штабелях цианидными растворами является наиболее стандартизированным и широко используемым процессом.

Металлическое золото получают путем применения процесса Меррилл-Кроу. Способ по изобретению предусматривает агломерацию с твердым цианидом на этапе, предшествующем выщелачиванию, для существенного ускорения солубилизации золота так, чтобы существенно сократить технологический цикл и увеличить извлечение.

В случае, когда кольцевидные частицы, инкапсулированные в зернах сульфидов, которыми могут быть пирит, арсенопирит или другие сульфиды, содержатся в силикатных матрицах, цианид не может атаковать зерна сульфидов и, следовательно, не может растворять золото, поэтому существуют три технологии, которые считаются традиционными:

1. Уменьшение размера руды до микронов с использованием дробилок, шаровых мельниц и мельниц полусамоизмельчения, последующее флотационное обогащение пирита/арсенопирита и последующее плавление обогащенного продукта для получения золотых слитков. Это процесс с высокими инвестиционными и эксплуатационными расходами.

2. Уменьшение размеров руды до микронов (исп. *de micras*) с использованием дробилок, шаровых мельниц и мельниц полусамоизмельчения, последующее обогащение путем флотации пирита/арсенопирита и последующее выщелачивание обогащенного продукта с использованием титановых реакторов под высоким давлением для конечного получения золота с помощью процесса Меррилл-Кроу. Это также очень дорогостоящий процесс с точки зрения инвестиций и эксплуатации. Еще один вариант заключается в биовыщелачивании обогащенного продукта для разрушения пирита, его последующей промывке и втором выщелачивании цианидом. Все это происходит в резервуарах при механическом перемешивании. Такой процесс известен как BIOX. Но даже в этом случае процесс требует больших инвестиций.

3. Уменьшение размера минерала до дюймов с использованием дробилок, бактериальное выщелачивание в штабелях, так что микроорганизмы разрушают матрицу пирита, промывка штабеля и начало традиционного процесса цианирования (эквивалентного применяемому в отношении минерала I-го типа). Этот процесс занимает много времени, требует большого количества пресной воды и тоже имеет низкую эффективность.

В случае частиц свободного золота в окисленных матрицах или минералах I-го типа способ по изобретению предусматривает три альтернативных варианта, которые заключаются в агломерации минерала с твердым цианидом и/или хлоридом натрия на этапе, предшествующем выщелачиванию, для существенного и одновременного ускорения трех аспектов процесса:

a) достижение полного или частичного растворения пирита, позволяющее реагентам согласованно взаимодействовать с золотом;

b) достижение высокой солубилизации золота для существенного сокращения технологического

цикла и увеличения технологического извлечения; и

с) в этом случае орошение фактически относится к этапу простой промывки, что исключает или по существу сводит к минимуму концепцию выщелачивания.

Минерала I-го типа (частицы свободного золота в окисленных матрицах):

В способе по изобретению, применяемом в отношении минерала I-го типа, может использоваться NaCN или NaCl, при этом способ состоит из следующих этапов:

а) альтернативный вариант 1 (использование NaCN)

Дробление: размер минерала уменьшают до 2,5 см (если окисленный минерал содержит много глины, то размер следует уменьшить до 5 см).

Агломерация: перед подачей в агломерационный барабан:

Твердую известь добавляют из бункера № 01 непосредственно на конвейерную ленту. Известь в виде порошка добавляют в количестве от 0,5 до 5 кг/тонна в зависимости от чистоты извести для обеспечения основного pH > 11 на момент начала смачивания.

Сразу после этого твердый реагент NaCN добавляют непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 02.

Дозировка составляет 1-2 кг NaCN на тонну руды. NaCN должен быть гранулирован до размера 0,3-0,9 см.

Отстаивание: на выходе из барабана сформированную шарообразную массу перемещают на площадку для выщелачивания. Шарообразная масса должна отстояться в течение 5-10 дней.

Орошение: после завершения периода отстаивания штабель промывают рафинирующими растворами для извлечения золота в цианидный водный раствор.

б) альтернативный вариант 2 (использование NaCl)

Дробление: размер минерала уменьшают до 2,5 см (если окисленный минерал содержит много глины, то размер следует уменьшить до 5 см).

Агломерация: перед подачей в агломерационный барабан:

Твердую известь добавляют из бункера № 01 непосредственно на конвейерную ленту. Известь в виде порошка добавляют в количестве от 0,5 до 5 кг/тонна в зависимости от чистоты извести для обеспечения основного pH > 11 на момент начала смачивания.

Сразу после этого добавляют твердый реагент NaCl непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 02.

Дозировка составляет 2-3 кг NaCl на тонну руды. NaCl должен быть гранулирован до размера 0,9-0,6 см.

Таким образом, конвейерная лента содержит руду, известь и реагент NaCl.

При подаче в агломерационный барабан обеспечивается идеальная смесь твердых реагентов. В агломерационный барабан добавляют рафинирующие растворы для обеспечения определенной степени смачивания.

Отстаивание: на выходе из барабана сформированную шарообразную массу перемещают на площадку для выщелачивания. Шарообразная масса должна отстояться в течение 10-15 дней.

Орошение: после завершения периода отстаивания штабель промывают рафинирующими растворами для извлечения золота в водный раствор хлорида.

Минерала II-го типа (Частицы золота, инкапсулированные в зернах сульфидов, которые могут представлять собой пирит, арсенопирит или другие сульфиды, содержащиеся в силикатных матрицах):

Способ в соответствии с изобретением, применяемый в отношении минерала II-го типа, может предусматривать 3 альтернативных варианта и состоит из следующих этапов:

а) альтернативный вариант 1 (Использование NaCl)

Способ заключается в использовании лишь одного твердого реагента для двух эффектов: для высвобождения золота, инкапсулированного в зернах пирита/арсенопирита, и для одновременной солиubilизации золота. Процедура происходит следующим образом.

Дробление: размер руды уменьшают до 2,5 см (если окисленная руда содержит много глины, то размер следует уменьшить до 5 см).

Агломерация: перед подачей в агломерационный барабан:

Твердую известь добавляют из бункера № 01 непосредственно на конвейерную ленту. Известь в виде порошка добавляют в количестве от 0,5 до 5 кг/тонна в зависимости от чистоты извести для обеспечения основного pH > 11 на момент начала смачивания.

Сразу после этого добавляют твердый реагент NaCl непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 02.

Дозировка должна составлять 5-10 кг NaCl на тонну руды. NaCl должен быть гранулирован до размера 0,9-0,6 см.

Таким образом, конвейерная лента содержит руду, известь и реагент NaCl.

При подаче в агломерационный барабан обеспечивается идеальная смесь твердых реагентов. В агломерационный барабан добавляют рафинирующие растворы для обеспечения определенной степени смачивания.

Отстаивание: на выходе из барабана сформированную шарообразную массу перемещают на площадку для выщелачивания. Шарообразная масса должна отстояться в течение 20-30 дней. В течение этого периода реагент преобразует пирит в пористый минерал и солублизирует золото.

Орошение: после завершения периода отстаивания штабель орошают кислотными рафинирующими растворами (рН около 2) для вытеснения золота в водный раствор хлорида.

б) альтернативный вариант 2 (использование NaCl и NaCN) Способ заключается в использовании двух реагентов для получения синергетической смеси для высвобождения золота, инкапсулированного в зернах пирита/арсенопирита, и одновременной солублизации золота. Процедура происходит следующим образом:

Дробление: размер руды уменьшают до 2,5 см (если окисленная руда содержит много глины, то размер следует уменьшить до 5 см)

Агломерация: перед подачей в агломерационный барабан:

Твердую известь добавляют из бункера № 01 непосредственно на конвейерную ленту. Известь в виде порошка добавляют в количестве от 0,5 до 5 кг/тонна в зависимости от чистоты извести для обеспечения основного рН>11 на момент начала смачивания.

Сразу после этого добавляют твердый реагент NaCl непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 2.

Дозировка должна составлять 3-5 кг NaCl на тонну руды. NaCl должен быть гранулирован до размера 0,9-0,6 см.

Таким образом, конвейерная лента содержит руду, известь и реагент NaCl.

Затем добавляют твердый реагент NaCN непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 2.

Дозировка составляет 2-3 кг NaCN на тонну руды. NaCN должен быть гранулирован до размера 0,3-0,9 см.

При подаче в агломерационный барабан обеспечивается идеальная смесь твердых реагентов, NaCN и NaCl. В агломерационный барабан добавляют рафинирующие растворы для обеспечения определенной степени смачивания.

Отстаивание: на выходе из барабана сформированную шарообразную массу перемещают на площадку для выщелачивания. Шарообразная масса должна отстояться в течение 15-20 дней. В течение этого периода реагент преобразует пирит в пористый минерал и солублизирует золото.

Орошение: после завершения периода отстаивания штабель орошают среднеосновными рафинирующими растворами для вытеснения золота в водный раствор.

с) альтернативный вариант 3 (использование твердого реагента и последующее цианидное выщелачивание) Использование только твердого реагента для высвобождения золота, инкапсулированного в зернах пирита/арсенопирита, и последующее традиционное выщелачивание цианидными растворами. Процедура происходит следующим образом:

Дробление: размер руды уменьшают до 2,5 см (если окисленная руда содержит много глины, то размер следует уменьшить до 5 см).

Агломерация: перед подачей в агломерационный барабан:

Твердую известь добавляют из бункера № 01 непосредственно на конвейерную ленту.

Известь в виде порошка добавляют в количестве от 0,5 до 5 кг/тонна, в зависимости от чистоты извести для обеспечения основного рН>11 на момент начала смачивания.

Сразу после этого добавляют твердый реагент NaCl непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 02.

Дозировка NaCl должна составлять 3-5 кг NaCl на тонну руды.

NaCl должен быть гранулирован до размера 0,9-0,6 см.

Таким образом, конвейерная лента содержит руду, известь и реагент NaCl.

При подаче в агломерационный барабан обеспечивается идеальная смесь твердых реагентов. В агломерационный барабан добавляют рафинирующие растворы для обеспечения определенной степени смачивания.

Отстаивание: на выходе из барабана сформированную шарообразную массу перемещают на площадку для выщелачивания. Шарообразная масса должна отстояться в течение 15-20 дней. В течение этого периода реагент преобразует пирит в пористый минерал.

Смачивание: после периода отстаивания штабель поливают рафинирующими растворами, содержащими цианид в количестве 300-500 мг NaCN на литр.

Сразу после этого добавляют твердый реагент NaCl непосредственно на ту же конвейерную ленту из бункера № 02.

Дозировка NaCl должна составлять 3-5 кг NaCl на тонну руды.

NaCl должен быть гранулирован до размера 0,9-0,6 см.

Таким образом, конвейерная лента содержит руду, известь и реагент NaCl.

При подаче в агломерационный барабан обеспечивается идеальная смесь твердых реагентов. В агломерационный барабан добавляют рафинирующие растворы для обеспечения определенной степени

смачивания.

Отстаивание: на выходе из барабана сформированную шарообразную массу перемещают на площадку для выщелачивания. Шарообразная масса должна отстояться в течение 15-20 дней. В течение этого периода реагент преобразует пирит в пористый минерал.

Смачивание: после периода отстаивания штабель поливают рафинирующими растворами, содержащими цианид в количестве 300-500 мг NaCN на литр раствора, для извлечения золота в водный раствор. Это соответствует традиционному процессу цианирования.

Используемые альтернативные варианты выбирают в соответствии с компромиссом между экологическими, технико-экономическими и производственными аспектами. Параметры (дозировка реагента, время отстаивания, % смачивания и т.д.) указаны в диапазонах. Точное определение их значений следует предварительно произвести в лаборатории на основе стандартных экспериментальных испытаний агломерации и промывки.

ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

1. Способ извлечения неблагородных и благородных металлов посредством обработки для солубилизации их тугоплавких матриц, включающий следующие этапы:

дробление минерала до размера от 2,5 до 5 см;

добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;

добавление твердого реагента в однородную смесь до получения влажности от 5 до 8%, причем твердый реагент выбран из NaCN и/или NaCl;

агломерация смеси до образования шарообразной массы;

перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;

отстаивание ячейки для снижения влажности и

орошение рафинирующим раствором после отстаивания для извлечения металла в водный раствор.

2. Способ по п.1, характеризующийся тем, что, в случае экстракции частиц свободного золота в окисленных матрицах, способ включает следующие этапы:

дробление минерала до размера частиц 2,5 см;

добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;

добавление твердого реагента NaCN в однородную смесь;

агломерация смеси до образования шарообразной массы;

перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;

отстаивание ячейки в течение от 5 до 10 дней и

орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в цианидный раствор.

3. Способ по п.1, характеризующийся тем, что в случае экстракции частиц свободного золота в окисленных матрицах, способ включает следующие этапы:

дробление минерала до размера частиц 2,5 см;

добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;

добавление твердого реагента NaCl в однородную смесь;

агломерация смеси до образования шарообразной массы;

перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;

отстаивание ячейки в течение от 10 до 15 дней и

орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в водный раствор хлорида.

4. Способ по п.1, в котором, в случае экстракции частиц золота, инкапсулированных в зернах сульфидов, выбранных из зерен пирита или зерен арсенопирита, содержащихся в силикатных матрицах, способ включает следующие этапы:

дробление минерала до размера частиц 2,5 см;

добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;

добавление твердого реагента NaCl в однородную смесь;

агломерация смеси до образования шарообразной массы;

перемещение шарообразной массы на площадку для выщелачивания для образования ячейки;

отстаивание ячейки в течение от 20 до 30 дней и

орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в водный раствор хлорида.

5. Способ по п.1, в котором, в случае экстракции частиц золота, инкапсулированных в зернах сульфидов, выбранных из зерен пирита или зерен арсенопирита, содержащихся в силикатных матрицах, способ включает следующие этапы:

дробление минерала до размера частиц 2,5 см;

добавление твердой извести в измельченный минерал до получения однородной смеси с $pH > 11$;

добавление твердого реагента NaCl в однородную смесь;

добавление твердого реагента NaCN в продукт, полученный на предыдущем этапе;
агломерация смеси до образования шарообразной массы;
перемещение шарообразной смеси на площадку для выщелачивания для образования ячейки;
отстаивание ячейки в течение от 15 до 20 дней и
орошение после отстаивания путем распыления рафинирующих растворов для извлечения золота в водный раствор.

6. Способ по п.1, в котором минерал содержит глину, при этом дробление минерала осуществляют до частиц размером 5 см.

7. Способ по любому из пп.4-6, в котором, в случае экстракции частиц золота, инкапсулированных в зернах сульфидов, выбранных из зерен пирита или зерен арсенопирита, содержащихся в силикатных матрицах, твердый реагент используют только для декапсулирования золота, находящегося в зернах сульфидов, а затем проводят выщелачивание традиционным способом с помощью цианидных растворов.

