

(19)



**Евразийское
патентное
ведомство**

(11) **037379**

(13) **B1**

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

(45) Дата публикации и выдачи патента
2021.03.22

(21) Номер заявки
201990683

(22) Дата подачи заявки
2017.09.19

(51) Int. Cl. **C22B 3/04** (2006.01)
C22B 3/06 (2006.01)
C22B 15/00 (2006.01)
C22B 60/02 (2006.01)
C22B 11/00 (2006.01)

(54) **СОВМЕЩЕННЫЙ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ И ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ**

(31) **2016903763**

(32) **2016.09.19**

(33) **AU**

(43) **2019.08.30**

(86) **PCT/AU2017/051021**

(87) **WO 2018/049487 2018.03.22**

(71)(73) Заявитель и патентовладелец:
**БИЭЙЧПИ БИЛЛИТОН ОЛИМПИК
ДЭМ КОРПОРЕЙШН РТИ ЛТД (AU)**

(72) Изобретатель:
**Бойчевский Давид, Ингленд Джон
Кеннет (AU), Рорк Гэри Вернон (NZ)**

(74) Представитель:
Носырева Е.Л. (RU)

(56) **GB-A-1291896
WO-A1-2014169325
WO-A1-2011116426
WO-A2-2008036985**

(57) Способ извлечения меди, урана и одного или более драгоценных металлов из рудного материала, включающий: а) формирование кучи рудного материала; б) подвергание кучи рудного материала кислотному кучному выщелачиванию с применением железосодержащего кислотного выщелачивающего раствора в присутствии кислородсодержащего газа и получение продуктивного раствора выщелачивания и выщелоченных остатков; в) подвергание выщелоченных остатков флотации для получения концентрата медьсодержащих выщелоченных остатков и хвостов; и d) подвергание концентрата выщелоченных остатков способу плавки для получения плавленного медного продукта; е) извлечение меди и урана из продуктивного раствора выщелачивания.

B1

037379

037379

B1

Область техники

Изобретение относится к способу переработки руды. В частности, настоящее изобретение относится к совмещенному способу переработки медьсодержащей и урансодержащей руды, который включает способ кучного выщелачивания и способ плавки. Настоящее изобретение также относится к агрегату для осуществления совмещенного способа.

Предпосылки создания изобретения

Месторождения полезных ископаемых в Стюарт Шелф, Австралия, в основном содержат три ценных металла, а именно медь, уран и драгоценные металлы (в основном золото и серебро). Медь главным образом находится в форме сульфидных минералов, таких как халькоцит (Cu_2S), борнит (Cu_5FeS_4) и халькопирит (CuFeS_2). Уран главным образом находится в форме таких минералов, как уранинит, коффинит и браннерит. Обычные жильные минералы могут включать кварц, гематит, полевошпат, серицит, флюорит, сидерит, хлорит и пирит.

Если содержание меди, урана и золота в рудном теле достаточно высокое для экономичного извлечения, то обработка руды является сложной, поскольку исторически каждый ценный минерал требует отдельного технологического маршрута переработки в разумных пределах. Типичный способ, применяемый для обработки этого типа руды, может включать следующие этапы переработки:

1. Размол и флотация.

Рядовая руда размалывается и попадает в агрегат для сульфидной флотации, который извлекает приблизительно 93% сульфидов меди и 70% золота с получением концентрата, далее именуемого "стандартный концентрат". На этот стандартный концентрат приходится приблизительно 3% общей массы руды.

2. Предварительная обработка концентрата.

Стандартный концентрат сгущают и выщелачивают при повышенных температурах в последовательном ряду смесительных баков с серной кислотой для перевода фтора и урана в растворимую форму, а также для растворения карбонатов. Образующийся в результате придонный поток стужителя отфильтровывают. Декантат стужителя и фильтраты попадают в установку выщелачивания хвостов. Остаток на фильтре репульпируют, нейтрализуют, повторно фильтруют и высушивают при приготовлении к плавке.

3. Плавка и производство анодов.

Стандартный концентрат загружают в плавильную печь взвешенной плавки вместе с кислородом и флюсами. Стандартный концентрат разделяют на черновую медь и шлаковую фазу. Черновую медь подвергают огневому рафинированию в печи для анодов и затем отливают в виде анодов.

4. Электролитическое рафинирование и извлечение драгоценных металлов.

Литые медные аноды подвергают электролитическому рафинированию на сплошных катодных листах. Катоды снимают, разделяют на полосы и продают. Золото и серебро из стандартного концентрата попадают в аноды и собираются в электролизном цехе в виде шламов. Шламы обрабатывают цианидом для извлечения золота и серебра.

5. Выщелачивание хвостов флотации и извлечение урана.

Хвосты флотации содержат большую часть урана. Хвосты флотации сгущают и выщелачивают при повышенных температурах в последовательном ряду смесительных баков с серной кислотой и хлоратом натрия для окисления и перевода урана в растворимую форму. Суспензию выщелоченных хвостов подвергают противоточной декантации. Декантат осветляют и осветленный раствор, называемый теперь продуктивным раствором выщелачивания, попадает в установку жидкостной экстракции меди (CuSX) для экстрагирования меди. Рафинат CuSX попадает в установку жидкостной экстракции урана, в которой уран осаждают из раствора в виде диураната аммония. Диуранат аммония прокаливают для образования оксида урана и упаковывают для продажи.

Вышеуказанный тип способа имеет ряд недостатков при применении в отношении этого типа рудного тела.

Жесткость: три главных блока 1, 3 и 5 переработки взаимосвязаны. Для выщелачивания хвостов (блок 5) и плавки (блок 3) требуется размол и флотация (блок 1) для работы с целью подачи сырья. Также для выщелачивания хвостов (блок 5) требуется плавка (блок 3) для работы для подачи кислоты. Дополнительно для размола и флотации (блок 1) требуется выщелачивание хвостов (блок 5) для работы, поскольку в противном случае хвосты флотации являются слишком объемными для хранения. В общем, короткое рабочее время удержания обуславливает то, что остановка блока переработки требует остановки всех блоков в течение короткого периода времени. Это, в свою очередь, может в целом уменьшить доступность и непрерывность агрегата.

Отсутствие возможности расширения: эти типы блоков переработки ограничены величиной функционирования блоков, например, контура противоточной декантации. Это означает, что использование этой технологии для обработки больших объемов требует нескольких параллельно работающих агрегатов для переработки.

Выщелачивание хвостов: флюорит и полевошпат растворяются в баках для выщелачивания хвостов с соответствующим высвобождением кальция и калия в раствор. Эти ионы вновь выпадают в осадок в виде чешуек гипса и ярозита. Каждый из реакторов для выщелачивания хвостов имеет короткое время

удержания (~2 часа), что является недостаточным временем для образования затравочных центров кристаллизации внутри суспензии. Это приводит к тому, что суспензии остаются перенасыщенными калием и кальцием, что означает образование чешуек на всем протяжении установок выщелачивания хвостов, CCD и жидкостной экстракции. Это влечет за собой эксплуатационные расходы, которые могут повлиять на доступность и эффективность агрегата. В дополнение, повышенные концентрации хлоритов в руде могут создавать резкие скачки концентрации кремнезема, который может полимеризоваться в силикагель и тормозить процесс. Более того, растворение урана во время выщелачивания хвостов сначала происходит быстро, но затем характеризуется очень медленным выщелачиванием хвоста. Подавляющее большинство урана может быть извлечено с применением реакторов с мешалкой, но это может быть нерентабельным.

В совместно рассматриваемой заявке PCT/AU2014/000409 был предложен альтернативный способ переработки руды, в котором рядовую (ROM) руду подвергали кучному предварительному выщелачиванию (HL) с получением первого продуктивного раствора выщелачивания (PLS) перед подверганием выщелоченных остатков флотации для получения медного концентрата и хвостов.

Медный концентрат затем подвергали выщелачиванию окисляющей кислотой для получения второго PLS и остатка выщелачивания. Большая часть урана и значительная доля меди могли бы быть извлечены из первого PLS. Остаточная медь была извлечена из второго PLS. Остаток выщелачивания обрабатывали методами гидрометаллургии для извлечения драгоценных металлов.

Хотя способ, описанный в PCT/AU2014/000409, может представлять собой рентабельные средства извлечения урана и некоторого количества меди из дробленых ROM-руд, он может быть проблематичным при некоторых условиях. Например, гидрометаллургическая переработка медного концентрата может приводить к образованию элементарной серы, а не сульфатов, с сопутствующими убытками в плане капитальных расходов (сарех) и эксплуатационных расходов (орех).

Таким образом, было бы желательным предоставить способ переработки руды, преодолевающий или по меньшей мере уменьшающий один или более из недостатков технологических схем, известных из существующего уровня техники. Было бы также желательно предоставить способ переработки руды, который бы давал более высокие выходы при извлечении металлов, чем технологические схемы, известные из уровня техники. Также было бы желательным предоставить способ переработки руды, использующий существующее оборудование, применяемое в технологической схеме стандартного способа. Также было бы желательным предоставить способ переработки руды, приспособленный к ухудшающемуся качеству руды и/или переменному минералогическому составу (например, увеличенному содержанию халькопирита, приводящему к понижению соотношения Cu:S в руде) на протяжении срока эксплуатации рудного месторождения, и использующий серу, присутствующую в руде или технологических потоках.

Вышеприведенные ссылки на предпосылки создания изобретения не являются признанием того, что уровень техники образует часть общеизвестных знаний специалиста в данной области техники. Приведенные выше ссылки также не предназначены для ограничения применения способов и агрегата, раскрытого в данном документе.

Краткое описание изобретения

Автор настоящего изобретения проделал дополнительную работу по исследованию и усовершенствованию и неожиданно обнаружил, что пирометаллургическая переработка медного концентрата представляет собой гораздо более рентабельный и эффективный способ извлечения меди и драгоценных металлов в сравнении с гидрометаллургическим способом по PCT/AU2014/000409.

В первом аспекте раскрыт способ извлечения меди, урана и одного или более драгоценных металлов из рудного материала, включающий:

- a) формирование кучи рудного материала;
 - b) подвергание кучи рудного материала кислотному кучному выщелачиванию с применением железосодержащего кислотного выщелачивающего раствора в присутствии кислородсодержащего газа и получение продуктивного раствора выщелачивания и выщелоченных остатков;
 - c) подвергание выщелоченных остатков флотации для получения концентрата медьсодержащих выщелоченных остатков и хвостов;
 - d) подвергание концентрата выщелоченных остатков способу плавки для получения плавленного медного продукта;
 - e) извлечение меди и урана из продуктивного раствора выщелачивания.
- Способ может дополнительно включать следующие этапы:
- f) электролитическое рафинирование плавленного медного продукта для получения катодной меди и анодных шламов, содержащих драгоценные металлы, и
 - g) извлечение одного или более драгоценных металлов из шламов.

Извлечение меди и урана из продуктивной системы выщелачивания предпочтительно осуществляется посредством жидкостной экстракции.

В одном варианте осуществления кучное выщелачивание ROM-руды на этапе (b) может увеличивать относительное содержание в выщелоченных остатках сульфидных минералов, имеющих сравни-

тельно высокую долю серы, таких как халькопирит и пирит. Это особенно вероятно в случае рудного месторождения, в котором минералогический состав ROM изменяется на протяжении срока эксплуатации рудника, например, такого, в котором качество руды ухудшается с течением времени. В дополнение выщелоченные остатки могут содержать значительные количества элементарной серы (например, вплоть до 2 вес.%), образуемой в качестве побочного продукта способа выщелачивания. Увеличение

относительного содержания серы в выщелоченных остатках также происходит в концентрате выщелоченных остатков после флотации. Было обнаружено, что относительно высокая концентрация элементарной серы (например, от приблизительно 7 до 17 вес.%) в концентрате выщелоченных остатков может представлять сложную задачу для высушивания и пирометаллургической обработки концентрата выщелоченных остатков. Это происходит из-за нескольких факторов, в частности, из-за способности серы к самонагреванию, что приводит к проблемам в плане безопасности при высушивании, транспортировке, хранении и плавке, которые могут привести к повреждению оборудования и потере продукции.

При стандартной пирометаллургической обработке стандартного концентрата плавка стандартного концентрата может быть проведена на одной ступени. Конкретно, стандартный концентрат был переплавлен непосредственно с получением черновой меди в печи типа "напрямую в черновую медь" (DBF). При DBF могут применяться концентраты, имеющие соотношение Cu:S, равное приблизительно 1,4 или выше. Однако концентрат выщелоченных остатков имеет более низкое соотношение Cu:S по сравнению со стандартным концентратом, отчасти из-за более высоких количеств элементарной серы, возникающих в способе кучного выщелачивания, отчасти из-за предпочтительного выщелачивания минералов с более высоким соотношением Cu:S (таких как халькоцит и борнит) во время способа кучного выщелачивания с оставлением минералов с более низким соотношением Cu:S (таких как халькопирит) в выщелоченных остатках, и частично из-за ухудшения качества руды и/или переменного минералогического состава на протяжении времени. Соотношение Cu:S концентрата выщелоченных остатков обычно меньше 1,4. Оно может быть менее чем 1,2, например, менее чем 1,1. Минимальное соотношение Cu:S может быть приблизительно 0,5, например, минимальное соотношение, равное 0,8. В результате более низкого соотношения Cu:S в концентрате выщелоченных остатков трудно плавить концентрат выщелоченных остатков на одной ступени.

Способ плавки может включать две или более ступеней.

В предпочтительном варианте осуществления многоступенчатый способ плавки дает возможность использования DBF на по меньшей мере одной ступени. Способ может, таким образом, упрощать дальнейшее использование существующего оборудования для плавки (которому требуется концентрированное сырье, имеющее относительно высокое соотношение Cu:S) по мере того, как качество руды ухудшается и/или минералогический состав меняется на протяжении срока эксплуатации рудника, минимизируя таким образом капитальные расходы (например, на конвертер для штейна, получаемого в способе).

На первой ступени концентрат выщелоченных остатков может быть выплавлен для получения медного штейна. Медный штейн может содержать по меньшей мере 40% меди, например, вплоть до 75% меди. В данном варианте осуществления медный штейн может содержать 50-70% Cu. Концентрат выщелоченных остатков может быть смешан с другим материалом, более богатым медью по сравнению с концентратом выщелоченных остатков, с целью увеличения общего соотношения Cu:S в комбинированном сырье. Другой материал может представлять собой стандартный концентрат. Стандартный концентрат может быть прибавлен к концентрату выщелоченных остатков в количестве вплоть до 50 вес.% комбинированного сырья. В данном варианте осуществления стандартный концентрат добавляют в количестве от 20 до 80 вес.%, например от 30 до 70 вес.% или от 40 до 60 вес.% комбинированного сырья.

Медный штейн могут затем подвергать второй ступени плавки. На второй ступени плавки штейн дополнительно рафинируют и предпочтительно конвертируют в черновую медь. Черновая медь может содержать более 90% Cu, например, по меньшей мере 95% Cu.

Медный штейн может быть скомбинирован с другим сырьевым материалом перед плавкой на второй ступени плавки. Медный штейн может быть

гранулирован перед комбинированием с другим сырьевым материалом. Другой сырьевой материал может преимущественно содержать стандартный концентрат. В одном варианте осуществления другой сырьевой материал может содержать концентрат выщелоченных остатков. При проведении второй ступени плавки в DBF смесь медного штейна и стандартного концентрата обеспечивает в целом более высокое соотношение Cu:S для сырья, чем при использовании только концентрата. Соответственно, если концентрат имеет сравнительно низкое соотношение Cu:S, медный штейн может быть добавлен в желаемом количестве для увеличения общего соотношения Cu:S сырья до оптимального значения. Например, общее соотношение Cu:S комбинированного сырья может составлять минимум 1,4.

Соответственно, вышеописанный способ плавки дает возможность непрерывной работы агрегата для переработки руды с использованием существующего оборудования для плавки, требующего, чтобы сырье имело относительно высокое пороговое значение Cu:S, минимизируя при этом новые капитальные расходы на дополнительные плавильные печи, даже если соотношение Cu:S рудного концентрата меньше порогового значения. Многоступенчатый способ, таким образом, приспособливается к изменению состава концентрата со временем, например, из-за других способов концентрирования руды или из-за

неизбежного ухудшения качества руды и/или изменения в минералогическом составе со временем.

Черновая медь может затем быть подвергнута огневому рафинированию для получения анодной меди перед электролитическим рафинированием для получения катодной меди. Обычно любые драгоценные металлы, присутствующие в черновой меди, выпадают в осадок в анодные шламы во время способа электролитического рафинирования и впоследствии извлекаются.

В одном варианте осуществления способа рудный материал содержит сульфиды меди и урановые минералы. Рудный материал может также содержать один или более драгоценных металлов. Драгоценный металл может представлять собой золото или серебро. Рудный материал также может содержать один или более содержащих железо минералов. Содержащие железо минералы могут включать жильные минералы, такие как один или более из гематита, сидерита и хлорита. Эти минералы могут частично или полностью содержать источник железа в железосодержащем кислотном выщелачивающем растворе.

Выщелоченные остатки, полученные на этапе (b), могут в основном содержать одно или более из сульфидов меди, драгоценных металлов, пирита, элементарной серы, гематита и кремнезема. Они могут также содержать один или более радионуклидов природного происхождения, редкоземельные элементы и жильные материалы. В некоторых вариантах осуществления может также присутствовать фторид кальция и может потребоваться его удаление выщелачиванием или дополнительной очисткой флотацией.

Перед флотацией на этапе (c) выщелоченные остатки могут быть подвергнуты размолу. Размер частиц размолотых выщелоченных остатков может предусматривать величину P80, составляющую приблизительно 75 мкм, предпочтительно приблизительно 35 мкм, однако может находиться в диапазоне от 20 мкм до 150 мкм. Концентрат медных выщелоченных остатков может подвергаться дополнительному повторному измельчению во время флотации и может предусматривать величину P80, равную приблизительно 20 мкм, однако может находиться в диапазоне от 15 до 75 мкм. Содержание медного концентрата может быть равно приблизительно 25 вес.% Cu, однако может находиться в диапазоне от 15 вес.% до 45 вес.%.

В одном варианте осуществления способа кучного выщелачивания руды кислородсодержащий газ представляет собой воздух. В другом варианте осуществления кислородсодержащий газ представляет обогащенный кислородом воздух.

В одном варианте осуществления способа продуктивный раствор выщелачивания содержит по меньшей мере уран. Он может содержать существенную долю урана в руде. Он может также содержать по меньшей мере некоторое количество меди.

В одном варианте осуществления способа железосодержащий кислотный выщелачивающий раствор содержит ионы трехвалентного железа, окисляющие рудный материал для растворения меди и урана, восстанавливаясь в результате до ионов двухвалентного железа. Ионы двухвалентного железа затем повторно окисляются до ионов трехвалентного железа посредством реакции с кислородсодержащим газом.

Продуктивный раствор выщелачивания, полученный на этапе (b), может впоследствии быть подвергнут этапу экстракции для извлечения урана и какого-либо количества меди. Этап экстракции может предусматривать ступень жидкостной экстракции. Ступень жидкостной экстракции может предусматривать два способа жидкостной экстракции, один для экстракции урана и другой для экстракции какого-либо количества меди из продуктивного раствора выщелачивания. Этап экстракции может предусматривать первый способ жидкостной экстракции для извлечения какого-либо количества меди из продуктивного раствора выщелачивания/растворов, и рафинат из первого способа жидкостной экстракции затем обрабатывают во втором способе жидкостной экстракции для экстракции урана. Рафинат из второго способа жидкостной экстракции может быть по меньшей мере частично возвращен обратно для использования на этапе (b) кучного выщелачивания и/или по меньшей мере частично очищен с целью борьбы с накоплением вредоносных частиц и/или для поддержания баланса растворных запасов (например, хлорида и/или избыточного железа) в растворе.

В данном варианте осуществления этап экстракции может включать способ ионного обмена для экстракции урана из рафината из первого способа жидкостной экстракции.

Кислотное кучное выщелачивание на этапе (b) может быть проведено на более чем одной ступени. В одном варианте осуществления кислотное кучное выщелачивание проводят на двух ступенях. В другом варианте осуществления кислотное кучное выщелачивание проводят на более чем двух ступенях, например, на трех ступенях. При применении более одной ступени кучного выщелачивания, выщелачиваемая руда на последующей ступени может содержать частично выщелоченную руду из предыдущей ступени. Более того, первая ступень кучного выщелачивания может привести к получению промежуточного продукта выщелачивания, который может по меньшей мере частично содержать продукт выщелачивания для второй ступени кучного выщелачивания. Продукт выщелачивания со второй ступени кучного выщелачивания может по меньшей мере частично содержать продукт выщелачивания для третьей ступени кучного выщелачивания (при ее использовании) и так далее.

Продукт выщелачивания по меньшей мере со второй ступени кучного выщелачивания может содержать продуктивный раствор выщелачивания.

Часть продуктивного раствора выщелачивания может проходить на этап экстракции, и часть может

быть использована повторно. Это делается для минимизации объема продуктивного раствора выщелачивания, нуждающегося в переработке на этапе экстракции и для управления таким образом размером экстракционного оборудования.

Выщелоченные остатки, полученные на этапе (b), могут быть промыты водой или обратной технической водой, например, из этапа флотации, перед этапом (c). Промывание удаляет кислоту и растворимые металлы. Промывочная вода может затем быть использована в качестве разбавителя, например, на этапе (b) кучного выщелачивания (например, на завершающей ступени кучного выщелачивания). Использование промывочной воды в качестве разбавителя на этапе кучного выщелачивания помогает оптимизировать сохранение воды для процесса извлечения металла.

Выщелоченные остатки, полученные на этапе (b), преимущественно размалывают перед этапом (c) флотации, с целью максимизации отделения рудных минералов от жильной породы.

Кучное выщелачивание на этапе (a) может быть проведено при атмосферном давлении и при температуре от нормальной до повышенной. В данном варианте осуществления температура может быть обычной, например, вплоть до 35°C.

Кучное выщелачивание на этапе (a) может проводиться на протяжении периода времени, превышающего 100 дней, например, от 150 до 300 дней.

Во втором аспекте раскрыт способ плавки первого медного концентрата, имеющего соотношение Cu:S ниже 1,4, причем способ включает:

(a) плавку первого медного концентрата на первой ступени, содержащей плавильную печь для штейна, для получения медного штейна, содержащего по меньшей мере 40% меди;

(b) объединение медного штейна со вторым медным концентратом для получения сырьевого материала, имеющего соотношение Cu:S, которое выше, чем у первого медного концентрата; и

(c) плавку сырьевого материала на второй ступени, содержащей печь типа "напрямую в черновую медь", для получения черновой меди, имеющей по меньшей мере 95% меди.

Этап (a) плавки может быть проведен в плавильной печи взвешенной плавки. Альтернативно этап (a) плавки может быть проведен в ванной плавильной печи. Предпочтительно этап (a) плавки проводят в плавильной печи взвешенной плавки.

Медный концентрат может быть смешан с другим материалом, имеющим более высокое соотношение Cu:S по сравнению с медным концентратом с целью увеличения общего соотношения Cu:S комбинированного сырья на этапе (a). Другой материал может представлять собой второй медный концентрат, имеющий соотношение Cu:S, большее 1,4. Комбинированное сырье может иметь содержание элементарной серы, равное 4-8%.

Медный штейн, полученный на этапе (a), может также быть скомбинирован с медным концентратом перед плавкой на второй ступени (b) плавки. Медный штейн может быть гранулирован перед комбинированием с концентратом Cu. Медный концентрат может преимущественно также содержать второй медный концентрат, имеющий соотношение Cu:S, большее 1,4.

Вторая ступень (b) плавки может быть проведена в DBF. Смесь медного штейна и медного концентрата обеспечивает в целом более высокое соотношение Cu:S, чем при использовании только концентрата. Соответственно, если концентрат имеет сравнительно низкое соотношение Cu:S, медный штейн может быть добавлен в желаемом количестве для увеличения общего соотношения Cu:S сырья до оптимального значения. Например, общее соотношение Cu:S комбинированного сырья может составлять минимум 1,4.

Черновая медь, полученная на втором этапе (b) плавки, может содержать 98-99% Cu.

В третьем аспекте раскрыт совмещенный агрегат для применения в способе извлечения меди и урана из рудного материала, описанном выше, содержащий:

средства формирования кучи рудного материала;

средства подачи кислотного выщелачивающего раствора и кислородсодержащего газа к куче для образования продуктивного раствора выщелачивания и выщелоченных остатков;

экстракционное оборудование для экстракции меди и урана из продуктивного раствора выщелачивания;

средства сбора и переноса продуктивного раствора выщелачивания, возникающего в результате кучного выщелачивания, к экстракционному оборудованию;

флотационное оборудование для применения при флотации выщелоченных остатков для получения медьсодержащего концентрата выщелоченных остатков, и средства переноса выщелоченных остатков из кучи к флотационному оборудованию; и

первую и вторую печи для плавки концентрата выщелоченных остатков для получения плавленного медного продукта и средства переноса концентрата выщелоченных остатков к первой печи.

Совмещенный агрегат может дополнительно содержать оборудование электролитического рафинирования для электролитической переработки плавленного медного продукта для получения катодной меди.

Каждый гидрометаллургический аспект способа извлечения меди и урана может быть проведен с использованием соленой воды (например, морской воды или соленой грунтовой воды) для рабочих рас-

творов, в противоположность пресной воде. Это может быть целесообразно в регионах с нехваткой воды или там, где сохранение воды является важным. В дополнение, присутствие хлорид-ионов в рабочих растворах может улучшить темпы выщелачивания рудных минералов, таких как халькопирит. В частности, этап (b) способа кучного выщелачивания может быть проведен с применением солевых и/или перенасыщенных солевых рабочих растворов, и может быть проведен в соответствии с совместно рассматриваемой заявкой под номером PCT/AU2015/050806, раскрытие которой целиком включено в данный документ посредством ссылки.

После этапа флотации и перед этапом плавки концентрат выщелоченных остатков может быть подвергнут необязательному этапу выщелачивания концентрата для по меньшей мере частичного удаления фторидов в концентрате выщелоченных остатков перед плавкой. Этап фторидного выщелачивания может быть проведен с применением серной кислоты при повышенной температуре (например, при 70-80°C). Альтернативно ионы алюминия могут быть использованы для связывания в комплексы и частичного удаления фторидов до достижения уровней, приемлемых для плавки. Способ выщелачивания алюминиевого концентрата включает добавление иона алюминия. (III). Соотношение алюминия и фторида (соотношение Al:F) может находиться в диапазоне от 0,5 до 1,5, например, приблизительно 1,0. pH при фторидном выщелачивании может находиться в диапазоне от 0,5 до 2,5, например от 1-1,5. Температура при фторидном выщелачивании может находиться в диапазоне от 40-70°C до приблизительно 50°C. Фторидное выщелачивание может быть проведено на протяжении периода времени от 1 до 12 часов, например, от 6 до 10 ч. Было обнаружено, что фторидное выщелачивание может также предоставлять некоторые дополнительные преимущества, включая улучшение качества концентрата выщелоченных остатков до 2-6%. Фторидное выщелачивание может также уносить некоторое количество урана, попадающего в концентрат выщелоченных остатков (например, экстракция 1-3% урана по сравнению с рядовой рудой).

После этапа флотации (и любого последующего этапа фторидного выщелачивания) и перед этапом плавки концентрат может также быть подвергнут этапу обезвоживания. Обезвоженный концентрат может иметь содержание воды, не превышающее 15%, предпочтительно менее 12 вес.%. Обезвоженный концентрат может иметь минимальное содержание воды, равное 6 вес.%, например, приблизительно 10 вес.%. Обезвоженный концентрат может быть удобно высушен с применением паровой сушилки либо устройства для сушки во взвешенном состоянии.

Краткое описание графических материалов

Несмотря на какие-либо другие формы, которые могут попадать в объем способа, изложенного в кратком описании, далее только в качестве примера будут описаны конкретные варианты осуществления со ссылкой на прилагаемые графические материалы, на которых:

на фиг. 1 показан вариант осуществления блок-схемы для способа извлечения меди, урана и одного или более драгоценных металлов из рудного материала;

на фиг. 2 показан вариант осуществления блок-схемы способа для плавки меди;

на фиг. 3 показан график средней экстракции Cu и U (%) в зависимости от времени выщелачивания (дни) для диапазона минералогического состава руды во время ступени кучного выщелачивания раскрытого способа извлечения;

на фиг. 4 показан столбчатый график, показывающий общее извлечение меди с применением комбинации кучного выщелачивания и флотации и плавки;

на фиг. 5 (a) и (b) представлены графики извлечения меди и золота соответственно из сырьевой руды и флотированной руды;

на фиг. 6 представлены графики извлечения меди из концентрата выщелоченных остатков, флотированных в морской воде, в сравнении с выщелоченными остатками, флотированными с применением водопроводной воды.

Подробное описание конкретных вариантов осуществления

В каждой из фиг. 1 и 2 использованы одинаковые номера позиций для обозначения одинаковых или похожих частей.

Обратимся сначала к фиг. 1, на которой показана блок-схема 10, иллюстрирующая вариант осуществления способа извлечения меди, урана и одного или более драгоценных металлов из рудного материала.

Рядовую руду 12, содержащую сульфиды меди, урановые минералы и жильные минералы (сидерит, гематит и хлорит), доставляют на склад руды, затем подвергают этапу 14 дробления. Этап 14 дробления может предусматривать одну или более ступеней дробления, например, до трех ступеней дробления: первичного, вторичного и третичного.

Дробленая руда 15 попадает на этап 16 агломерации, где ее приводят в контакт с водой и рафинатом и/или кислотой, и/или соевым раствором определенной концентрации в цилиндрической емкости для связывания мелких частиц руды в более крупные куски.

Агломерированная руда 17 попадает на этап 20 кучного выщелачивания. Руду укладывают в одну или более куч высотой приблизительно 6-10 м укладчиком (не показан), таким как движущийся мостовой укладчик. Руду укладывают на многоразовую площадку с покрытием (не показана), имеющую дре-

нажный слой, дренажные трубы и аэрационные трубы, и орошают с помощью оросительной системы (также не показана) подкисленным раствором 30. В кучу/кучи подается воздух 32, вдуваемый внутрь кучи. Уложенная руда может быть выдержана на протяжении 30 дней или более перед началом кислотного выщелачивания.

На протяжении этапа 20 кучного выщелачивания жильные минералы сидерит и хлорит выщелачивают кислотным раствором 30, и они высвобождают ион двухвалентного железа в раствор. Двухвалентное железо превращается в трехвалентное железо в присутствии кислорода, подаваемого воздухом, вдуваемым внутрь кучи. Жильный минерал гематит также растворяется и высвобождает трехвалентное железо в раствор. Ионы двухвалентного железа выщелачивают медные сульфидные минералы (например, халькопирит, борнит и халькоцит), высвобождая медь и еще большее количество двухвалентного железа. Раствор возвращают обратно и двухвалентное железо окисляют обратно в трехвалентное железо кислородом из воздуха. Трехвалентное железо и кислота также выщелачивают уран в раствор из урановых минералов в руде. На этапе 20 кучного выщелачивания получают первый продуктивный раствор 40 выщелачивания, содержащий растворенную медь и уран, и выщелоченные остатки 42.

Продуктивный раствор 40 выщелачивания попадает на этап 52 экстракции, на котором медь и уран экстрагируют из раствора. На этапе 52 экстракции возвращают медь и уран, растворенные во время этапа 20 кучного выщелачивания.

Медь экстрагируют с применением ступени 53 жидкостной экстракции меди/электролизного выделения (CuSXEW). На ступени 53 CuSXEW продуктивный раствор 40 выщелачивания приводится в контакт в противотоке с органической фазой, насыщенной медью, для получения насыщенной органики и обедненной медью водного потока (рафината меди SX, 56). Насыщенную органику отмывают и затем медь извлекают сильноокислым раствором (например, отработанным электролитом). Насыщенный извлекающий раствор попадает в установку электровыделения, где медью из водной фазы покрывают сплошные катодные листы. Медь снимают полосами с пластин и продают. И использованный электролит, и органическую фазу возвращают обратно.

Медный рафинат 56 попадает в установку 54 жидкостной экстракции и рафинирования урана. Это больше всего похоже на ступень 53 CuSXEW, за исключением того, что извлечение проводят водным раствором аммиака и уран осаждается из раствора в виде диураната аммония. Диуранат аммония прокачивают для образования оксида урана в качестве готового продукта. Рафинат 57 из ступени жидкостной экстракции урана возвращают обратно в кучу 20.

Выщелоченные остатки 42, полученные посредством кучного выщелачивания 20, попадают на этап 50 размола. На этом этапе выщелоченные остатки размалывают в шаровой или галечной мельнице. При необходимости могут быть добавлены добавочная вода 51 и известь.

Размолотые выщелоченные остатки 60 попадают на этап 62 флотации, на котором восстанавливают приблизительно 93-95% сульфидов меди и 70-73% драгоценных металлов до концентрата 68 выщелоченных остатков. На этот концентрат 68 выщелоченных остатков приходится приблизительно 1-2% общей массы руды. Концентрат 68 выщелоченных остатков сгущают на этапе 70 сгущения концентрата до приблизительно 40-50% содержания твердых веществ. Избыточную воду 72 возвращают на этап 50 размола.

Хвосты 74 флотации сгущают до приблизительно 68-70% содержания твердых веществ на этапе 76 сгущения хвостов флотации. Декантированную воду 78 из этапа 76 сгущения хвостов флотации возвращают на этап 50 размола. Придонный поток 80 из этапа 76 сгущения хвостов флотации попадает в установку 82 хранения хвостов.

Сгущенный концентрат 84 выщелоченных остатков, полученный на этапе 70 сгущения, в основном содержит сульфиды меди, пирит, элементарную серу, гематит и кремнезем. Он может также содержать один или более радионуклидов природного происхождения, редкоземельные элементы и жильные материалы. В некоторых случаях присутствует фторид кальция и может потребоваться его удаление выщелачиванием или дополнительной очисткой флотацией. Размер частиц обычно имеет величину P80, равную 35 мкм, однако может находиться в диапазоне от 20 до 105 мкм. Содержание медного концентрата обычно равно приблизительно 25 вес.% Cu, однако может находиться в диапазоне от 15 до 45 вес.%.

Плотность твердых веществ суспензии концентрата выщелоченных остатков может быть увеличена от приблизительно от 25 до 60 вес.% (в диапазоне от 45 до 65 вес. %) на этапе 70 сгущения. Придонный поток обезвоживают с применением фильтр-пресса 85 для получения остатка на фильтре с содержанием влаги, равным предпочтительно менее 15%, с возможностью нахождения в диапазоне от 6 до 12 вес.%, например, приблизительно 10 вес.%. Могут быть применены отжим остатка на фильтре и продувка воздухом для гарантирования низкого содержания влаги. В случае прекращения работы печи первичной плавки, придонный поток сгустителя может быть откачан в пруд-накопитель концентрата (не показан), из которого концентрат выщелоченных остатков может быть возвращен и переработан сгустителями по требованию.

Остаток 86 на фильтре из фильтра 85 может быть транспортирован на качающийся конвейер (не показан), распределяющий остаток на фильтре 86 в качестве сырья из концентрата выщелоченных остатков в промежуточные бункеры для концентрата (также не показаны). Эти бункеры могут быть заполнены

инертным газом (обычно азотом) для минимизации окисления и самонагревания сырья из концентрата выщелоченных остатков.

Сырье из концентрата выщелоченных остатков подается совместно с долей стандартного концентрата из предшествующего агрегата для переработки руды.

Сырье из концентрата выщелоченных остатков и стандартный концентрат отмеряют из бункеров концентрата на сборочный конвейер, загружающий мокрый смешанный концентрат на ступень высушивания.

Ступень высушивания может включать использование вращающейся паровой сушилки. Вращающаяся паровая сушилка может использовать пар, полученный на последующей ступени плавки или в бойлерах кислотного агрегата (описаны ниже). Давление пара может быть понижено до менее чем 10 бар, потенциально вплоть до 7 бар для уменьшения температуры и соответствующих рисков перегрева элементарной серы в концентрате. Сушилка может иметь продувку инертным газом для минимизации содержания кислорода. Предпочтительный инертный газ представляет собой азот.

Альтернативой вращающейся паровой сушилке является применение устройства для сушки во взвешенном состоянии, в котором сжигают ископаемое топливо и уходящий газ, образуемый в результате сгорания, используют для транспортировки и высушивания концентрата на протяжении короткого периода времени. Высушенный концентрат после любого из двух вариантов высушивания будет предпочтительно иметь содержание влаги менее чем 0,5% и обычно приблизительно 0,2%.

Пыль из сушилки может быть собрана. Это может быть выполнено в циклонном уловителе, рукавном пылеуловителе или скруббере для очистки газа от твердых частиц. В одном варианте осуществления предпочтительная компоновка имеет вращающуюся паровую сушилку с рукавным пылеуловителем. Может быть установлена изоляция рукавного пылеуловителя для уменьшения отложения элементарной серы при остывании потоков уходящего газа.

Высушенное сырье 87 из концентрата может затем быть пневматически перенесено в бункеры для хранения концентрата (не показаны) для предоставления дополнительного времени пребывания. Пневматический перенос может быть выполнен с применением азота для минимизации рисков самонагревания концентрата. Высушенное сырье 87 из концентрата затем пневматически переносят, вновь с применением азота, в бункер суточного хранения сухого концентрата перед внесением в первичную плавильную печь 88 для штейна. Плавильная печь 88 может быть плавильной печью ванного типа или взвешенного типа, причем плавильная печь взвешенной плавки является предпочтительной. Если первичная плавильная печь 88 для штейна представляет собой плавильную печь взвешенной плавки, смешанный концентрат следует высушить до содержания влаги менее 0,5% перед взвешенной плавкой. Однако если самонагревание смешанного концентрата вызывает проблемы во время высушивания и концентрат не может быть высушен до менее 0,5%, тогда взамен на первом этапе (а) плавки может быть применена плавка в ванной печи.

При установке плавильной печи ванного типа сушилка потенциально могла бы быть заменена агломератором и влажное сырье переносилось бы конвейерным транспортированием.

Кремнеземный флюс может быть доставлен к бункеру суточного хранения флюса и конвейерной системе (не показана), загружающей флюс в первичную плавильную печь 88 для штейна.

Часть сульфатированной пыли, полученной в котле-утилизаторе избыточного тепла или электростатическом осадителе плавильной печи 88, может быть возвращена обратно в первичную плавильную печь 88 для штейна.

Существующий контур подготовки сырья переработает оставшийся стандартный концентрат. Концентрат будет переработан с применением существующих сгустителей, фильтров и сушилок для концентрата с паровым змеевиком для получения сухого концентрата высокого качества. Сухой концентрат пневматически транспортируют в бункеры для концентрата.

Обратимся к фиг. 2, на которой показан вариант осуществления блок-схемы 90 плавки высушенного сырья 87 из концентрата. Первичная плавильная печь 88 для штейна представляет собой плавильную печь взвешенной плавки.

В варианте осуществления, показанном на фиг. 2, высушенное сырье 87 из концентрата равномерно распределяют в горелке для концентрата в первичной плавильной печи 88 для штейна с целью достижения единообразного распределения сухой засыпки в реакционную шахту. Обогащенный кислородом воздух 92 (обычно содержащий 80 об.% кислорода, в диапазоне от 50 до 90%) вдувают через горелку для концентрата в качестве рабочего воздуха. Распределяемый воздух вдувают горизонтально через наконечник горелки для концентрата для равномерного распределения засыпки.

Первичная плавильная печь 88 для штейна производит медный штейн 94 (обычно содержащий 70 вес.% Cu, в диапазоне от 60 до 75%), железо силикатный шлак 96 (с обычным соотношением Fe:SiO₂, равным 1,2 и 2 вес.% Cu) и уходящий газ, несущий диоксид серы.

Штейн периодически отводят из первичной плавильной печи 88 для штейна и передают по лотковому транспортеру на короткое расстояние от плавильной печи непосредственно в систему гранулирования штейна.

В качестве альтернативы, в которой первичная плавильная печь 88 для штейна содержит ванную

плавильную печь, смешанные флюс, концентрат и пыль загружают в первичную плавильную печь 88 для штейна с помощью конвейера. Обогащенный кислород вводят под ванну с расплавленным металлом через фурму, смешивающую и окисляющую материалы, для получения медного штейна, железосиликатного шлака и уходящего газа, несущего диоксид серы. Штейн и шлак из первичной плавильной печи 88 для штейна будут отведены вместе и разделены во вращающейся печи для выдержки перед гранулированием штейна.

В обоих случаях к первичной плавильной печи 88 для штейна может быть подведено дополнительное тепло путем введения тяжелой топливной нефти или сжиженного нефтяного газа (LPG) через горелки. Общим тепловым балансом можно также управлять посредством регулирования степени обогащения кислородом воздуха, входящего в печь.

Шлак 96, обычно содержащий 2 вес.% Cu (в диапазоне от 0,5 до 8%, обычно от 1 до 6%, например, от 1 до 5%), отводят из первичной плавильной печи 88 для штейна (обычно через вертикальный конец переднего горна шахты плавильной печи взвешенной плавки или вращающейся печи для выдержки) и отправляют на концентратор 100 шлака для дальнейшего извлечения меди.

Уходящий газ из первичной плавильной печи 88 для штейна направляют в котел-утилизатор избыточного тепла первичной плавильной печи для генерирования насыщенного пара (например, при давлении 70 бар). При производстве пара сверх необходимого количества он может быть обработан в конденсаторе с воздушным охлаждением или паровой турбине с генерированием электричества, подаваемого обратно в сеть, из избыточного пара для загрузки.

Уходящий газ, выходящий из котла-утилизатора избыточного тепла первичной плавильной печи, может быть отправлен на электростатический осадитель, а после на мокрую газоочистку. Система мокрой газоочистки содержит башенный охладитель, скруббер радиального потока, газоохлаждающую башню и влажные электростатические осадители. Этот газовый поток затем входит в кислотный агрегат 102, где SO₂ в газе превращают в серную кислоту.

Пыль, собранная из котла-утилизатора избыточного тепла первичной плавильной печи и электростатического осадителя, может содержать высокие уровни некоторых радионуклидов и может быть либо возвращена обратно в первичную плавильную печь 88 для штейна, либо выпущена в бак для растворения пыли. Раствор меди после выщелачивания пыли может быть возвращен обратно либо в установку CuSX/EW 52 кучного выщелачивания или существующую установку CuSX/EW выщелачивания хвостов.

Гранулированный штейн 94 перерабатывают с помощью мельницы, измельчающей и высушивающей штейн. Сухой измельченный штейн и сухой стандартный концентрат совместно с кремнеземным или известняковым флюсом последовательно загружают во вторичную плавильную печь 98, содержащую гибридную печь типа "напрямую в черновую медь" (DBF). Печь DBF стандартно обрабатывает лишь концентрат. Однако в настоящем способе превращение штейна в черновую медь и обработка концентрата с получением напрямую черновой меди в той же печи в то же время позволяет рассматривать его как "гибридное" применение DBF (обработка совместно продуктов в виде штейна и в виде концентрата). Одновременная обработка штейна и концентрата совместно в единственной печи DBF избавляет от необходимости в конвертерной печи для обработки только штейна.

Вторичная печь 98 производит черновую медь 104a, шлак 106 и уходящий газ, несущий диоксид серы. Черновая медь из гибридной DBF будет отведена и передана лотковым транспортером в печи для анодов.

Шлак 106a из вторичной печи 98 партиями отводят к электропечи 108 для извлечения меди посредством восстановления оксида меди с применением кокса. Обычное целевое содержание меди в шлаке электропечи составляет 4%, но оно может находиться в диапазоне от 2 до 8%.

Черновую медь 104b из электропечи 108 передают по лотковому транспортеру в существующие печи для анодов. Шлак 106b из электропечи отправляют на концентратор 100 шлака для извлечения меди.

Черновая медь 104a, 104b из вторичной печи 98 и электропечи 108 будет поступать в печь для анодов (не показана). Воздух для агрегата вводят через сопла в плавильную ванну печи для анодов для окисления серы в черновую медь 104a, 104b. После окисления цикл восстановления завершается введением LPG/азота в сопла для управления содержанием кислорода в черновой меди. Шлак из печей для анодов может быть снят с поверхности и возвращен обратно для извлечения меди.

Анодную медь отливают в аноды на разливочной карусели. Аноды отправляют на электролитическое рафинирование 110 для производства катодной меди 112. Медные аноды загружают в ячейки, наполненные раствором электролита, состоящего из серной кислоты и сульфата меди. Рядом с каждым медным анодом находится катод из нержавеющей стали. Постоянный ток силой до 31000 А пропускают через раствор электролита, от анода к маточной пластине. Медь в аноде растворяется и откладывается заново в виде меди чистотой 99,99% на маточной пластине из нержавеющей стали.

После некоторого периода времени (обычно приблизительно 10 дней) медь снимают полосками с катодных листов и упаковывают для отправки. После растворения части медных анодов (обычно примерно 16% от их изначального веса), остаточный лом удаляют, промывают и переплавляют.

Анодные шламы, образованные нерастворимыми примесями в медных анодах, падают на дно ячеек. Эти шламы в дальнейшем собирают, обрабатывают и перекачивают в доводочную для экстракции

золота и серебра 114.

Шламы сначала выщелачивают для удаления меди посредством выщелачивания в аэрированной сильной кислоте. На этой ступени также удаляют некоторое количество селена и теллура. Очищенные от меди шламы нейтрализуют до pH, равного 8 или выше, перед переносом в баки цианирования, в которые цианид добавляют в предварительно определенном соотношении, и вводят кислород. Золото и серебро растворяются в растворе цианида, оставляя нерастворимые примеси. Раствор фильтруют и закачивают в бак хранения продуктивного раствора. Остаток репульпируют с помощью обезметалленного раствора и сульфата двухвалентного железа для стабилизации оставшегося цианида перед перекачиванием в контур для хвостов.

Продуктивный раствор перекачивают в бак осаждения цинка, где золото и серебро осаждаются из раствора. Осадок затем фильтруют на фильтр-прессе и промывают и репульпируют в питьевой воде. Остаток затем подвергают дополнительному этапу выщелачивания, на котором из серной кислоты выщелачивают цинк. При этом также выщелачивается селен посредством окисления азотной кислотой и/или пероксидом водорода.

В раствор затем добавляют воду и соль для выщелачивания серебра, которое затем осаждают в виде хлорида серебра. Хлорид серебра и металлическое золото затем фильтруют и собирают.

Твердые вещества репульпируют в небольшом количестве питьевой воды для поддержания консистенции массы. Материал загружают в конвейерную сушилку для удаления большей части влаги перед достижением им обжиговой печи.

Карбонат натрия, кремнеземный флюс и буру добавляют в обжиговую печь для превращения хлорида серебра в металлическое серебро и для удаления любых количеств свинца, присутствующего в цементате. Расплавленный материал из обжиговой печи разливают в виде корольков из сплава Доре и в лотки для шлака. Сплав Доре загружают в печь для сплава Доре. Печь для сплава Доре удалит оставшийся свинец, включая изотоп Pb210 и селен, посредством окисления и испарения. Сплав Доре затем разливают в изложницы, в которых металл отливается в виде анодов.

Аноды из сплава Доре подвергают электролизу с целью удаления любых примесей. При этом на катоде при электролизе получают серебро чистотой 99,9% и золото внутри анодов попадает в мелкую фракцию. Мелкую фракцию направляют в доводочную для дальнейшей переработки, и серебро центрифугируют, взвешивают и отливают в виде серебряных слитков.

Золотосодержащую мелкую фракцию высушивают и добавляют реагенты и флюсы. Золото затем плавят с получением анодов для электролиза, помещаемых затем в электролитическую ячейку, и прикладывают ток. Образующий в результате золотой катод получают, снимают, промывают и сушат. Золотой катод затем плавят и отливают в виде золотого слитка.

Преимуществами раскрытого способа и агрегата является следующее.

Применение операции многоступенчатой плавки медного концентрата является эффективным и экономичным средством извлечения меди из концентрата, имеющего сравнительно низкое соотношение Cu:S. В частности, применение первой ступени плавки для получения медного штейна из сырья из концентрата с низким соотношением Cu:S, с последующей второй ступенью, на которой штейн и концентрат плавят в печи DBF, предоставляет более эффективные и экономичные средства извлечения меди по сравнению с гидрометаллургической переработкой концентрата выщелоченных остатков. Способ, таким образом, позволяет использование существующего оборудования, имеющегося на месте, для плавки рудных концентратов, несмотря на меняющийся состав концентрата на протяжении срока эксплуатации рудника, что дает существенный экономический выигрыш.

Жесткость. Время выхода на режим этапа кучного выщелачивания очень велико. Это означает, что этапы кучного выщелачивания и размола/флотации могут быть разделены. Медный концентрат, поднимающийся при флотации, представляет собой сравнительно небольшой поток и ему может быть предоставлено достаточное время хранения и, следовательно, возможно наличие достаточной буферной емкости между этапами/оборудованием. Других зависимостей нет.

Гипс и ярозит. Образование затравочного кристалла гипса и ярозита во время этапа вызревания ускоряет образование этих осадков внутри кучи, а не в трубопроводе, используемом во время последующей переработки. Это снижает требования содержания.

Размер агрегата. Операции кучного выщелачивания могут быть легко расширены вплоть до очень большого тоннажа и подходят для крупных открытых горных работ большого масштаба.

Извлечение урана. Выполненные испытания привели к предположению, что проведение этапа кучного выщелачивания может улучшить растворение урана в образцах руды.

Этап экстракции. Медь SX/EW может получать сырье с однородной низкой TSS (суммой растворенных солей), с низким содержанием кислоты и меди, что приводит к эффективному извлечению меди. На ступени экстракции урана все еще может происходить образование CRUD из циркония и висмута, но имеющиеся на данный момент данные предполагают, что концентрации циркония и висмута существенно снижены.

Улучшенная рентабельность. Комбинация минимальных потерь растворимого урана и увеличенное время выщелачивания, которому способствует низкая стоимость кучного выщелачивания, приводит к

большим объемам производства урана. Комбинация высоких уровней извлечения меди из раствора, связанных с результативностью флотации выщелоченных остатков, равной таковой для руды, также приводит к более высоким уровням извлечения меди. Кучное выщелачивание предусматривает меньшие основные средства и менее агрессивную среду выщелачивания. Последнее приводит к меньшим текущим расходам. Комбинация всего вышеперечисленного создает большой доход на вложенный капитал.

Было обнаружено, что в раскрытом способе скорость окисления ионов двухвалентного железа пропорциональна квадрату концентрации ионов двухвалентного железа. Раскрытый способ и агрегат особенно эффективны для рудного тела Олимпик-Дэм поскольку комбинация жильных и ценных минералов в этом рудном теле создает повышенное содержание железа, что позволяет этому способу работать с эффективной скоростью.

Пример. Кучное выщелачивание и флотация выщелоченных остатков.

Образцы руды, имеющие разнообразный диапазон минералогического состава, отображавший настоящий диапазон минералогического состава руды в Олимпик-Дэм, были подвергнуты кучному выщелачиванию (т. е. этапу (а) раскрытого способа) в колоннах с использованием железосодержащего кислого солевого выщелачивающего раствора в присутствии воздуха. Соотношения $Cu:S$ образцов руды находились в диапазоне от приблизительно 3 до менее чем 1. Руда содержала ряд железосодержащих минералов, таких как сидерит и хлорит, представлявших источник трехвалентного железа в выщелачивающий раствор. Поглощение кислоты образцами также изменялось от высокого до низкого, отражая изменения в минералогическом составе жильной породы. Содержание U_3O_8 в руде менялось в диапазоне от приблизительно 200 ppm до 1000 ppm.

Растворение меди и урана измеряли на протяжении времени. На фиг. 3 показаны результаты этих испытаний. Среднее растворение (%) U_3O_8 и Cu представлено на графике в зависимости от времени (дни). Фактические значения экстракции Cu и U находились в диапазоне от 20 до 80% и от 30 до 90%, соответственно, после 250 дней выщелачивания. Можно видеть, что после приблизительно 250 дней среднее растворение урана составляло приблизительно 72% и растворение меди составляло 57%.

Выщелоченные остатки, полученные на вышеуказанной ступени кучного выщелачивания, были измельчены до размера частиц от 50 до 150 мкм и подвергнуты флотации. Флотация привела к хорошему извлечению меди и драгоценных металлов во всплывшей фракции выщелоченных остатков, превышающему приблизительно 90%, например, 93% и превышающему 65%, например 73%, соответственно.

На фиг. 4 показан столбчатый график, показывающий общее извлечение меди в серии пробных испытаний агрегата более масштабного "ящичного" кучного выщелачивания и флотации выщелоченных остатков. Каждый столбец показывает суммарное извлечение меди из образца руды с применением комбинации кучного выщелачивания и флотации выщелоченных остатков после кучного выщелачивания. Нижняя, более светлая часть каждого столбца показывает % растворения меди при кучном выщелачивании образца в ящичной сборке. Верхняя, более темная часть каждого столбца показывает количество меди во флотированной фракции выщелоченных остатков (т.е. восстановленной из выщелоченных остатков кучного выщелачивания после флотации выщелоченных остатков). (Всплывшая фракция станет затем сырьем для потенциального, направленного последующего выщелачивания концентрата примеси и последующего процесса плавки). Флотацию в ящиках 2-9 проводили с применением несоленой воды (с объявленным содержанием хлоридов менее 5 г/л), при этом флотацию в ящиках 10-31 проводили с применением соленой воды с содержанием хлоридов, равном 10-35 г/л, но обычно с содержанием хлоридов, равном 15-25 г/л. Как можно видеть, несмотря на изменение количества растворенной меди из образцов руды во время кучного выщелачивания (в диапазоне от приблизительно 29 до 92%), уровни извлечения оставшейся меди в образце с применением флотации были высокими, что привело к общему извлечению меди, равному по меньшей мере 90%.

На фиг. 5(a) и (b) представлены графики извлечения меди и золота соответственно из сырьевой (рядовой (ROM)) руды и флотированной руды. Каждая точка на графике сравнивает % извлечения из флотированной руды в сравнении с % извлечения из ROM-руды. Медь частично выщелачивается во время кучного выщелачивания, при этом выщелачивание золота минимально или отсутствует. Графики приблизительно линейны, что указывает на то, что извлечение из флотированной руды схоже с извлечением из ROM-руды. Учитывая, что флотация выдержанной или выветрелой руды обычно затруднена из-за присутствия окисленных или покрытых поверхностей, стоило ожидать того, что флотация выщелоченных остатков была бы также затруднена из-за условий, испытываемых во время кучного выщелачивания. Результаты, показанные на обеих из фиг. 5(a) и (b), были, таким образом, неожиданными в том отношении, что извлечение металла из выщелоченных остатков было непредвиденно схожим с таковым из ROM.

На фиг. 6 представлены графики извлечения меди из концентрата выщелоченных остатков, флотированных в соленой морской воде в сравнении с извлечением из выщелоченных остатков, флотированных с применением несоленой (водопроводной) воды. График приблизительно линейен, что указывает на то, что флотация может быть так же успешно проведена с применением соленой воды, как и с применением несоленой воды.

Плавка концентрата выщелоченных остатков

В табл. 1 показан пример минералогических и химических составов стандартного концентрата и концентрата выщелоченных остатков, полученных с использованием способа согласно настоящему изобретению. Как было ранее указано, стандартный концентрат был получен флотацией рядовой руды. Напротив, концентрат выщелоченных остатков был получен флотацией выщелоченных остатков, остающихся после кучного выщелачивания руды в соответствии с настоящим изобретением. Концентрат выщелоченных остатков имеет тенденцию содержать меньшие количества вторичных сульфидов (таких как Cu_3FeS_2 , Cu_2S , CuS) и большее количество халькопирита. Он также содержит элементарную серу. В результате концентрат выщелоченных остатков имеет меньшее общее содержание меди и большее общее содержание серы по сравнению со стандартным концентратом. Это объясняется тем, что концентрат выщелоченных остатков имеет меньшее соотношение $\text{Cu}:\text{S}$ (0,83) по сравнению со стандартным концентратом (1,66) в этом испытании.

Таблица 1. Составы стандартного концентрата и концентрата выщелоченных остатков

Минерал	Формула	Стандартный концентрат	Концентрат выщелоченных остатков
Вторичные сульфиды	Cu_3FeS_2 , Cu_2S , CuS	47,4	15,6
Халькопирит	CuFeS_2	31,0	44,4
Сера	S	-	9,8
Гематит	Fe_2O_3	9,7	14,0
Пирит	FeS_2	5,4	3,0
Кварц	SiO_2	2,1	4,6
Мусковит	$\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH},\text{F})_2$	2,1	6,3
Магнетит	$\text{Fe}^{2+}\text{Fe}^{3+}_2\text{O}_4$	0,4	-
Флюорит	CaF_2	0,06	0,4
Другие		1,8	1,9

Элемент	Стандартный концентрат	Концентрат выщелоченных остатков
Cu	44,4	25,1
Fe	21,2	25,9
$S_{\text{общ}}$	26,7	30,2
S^0		9,8
SO_4^{2-}	0,47	0,46
$\text{Cu}:\text{S}$	1,66	0,83

Три плавочных испытания были проведены с использованием стандартного концентрата и/или концентрата выщелоченных остатков и результаты этих испытаний представлены в табл. 2. Плавочные испытания были проведены в первичной плавильной печи для штейна, представляющей собой плавильную печь взвешенной плавки.

Таблица 2. Плавочные испытания (первичная плавильная печь для штейна)

Образец плавки	1	2	3
Сырьевой материал	Стандартный концентрат	50:50 стандартный концентрат концентрат выщелоченных остатков	Концентрат + выщелоченных остатков
Штейн			
Содержание Cu (%)	70,8	76,2	70,7
Содержание Fe (%)	7,1	2,7	7,2
Содержание S (%)	19,9	19,9	20,5
Шлак			
Содержание Cu (%)	3,3	5,9	3,6
Содержание Fe (%)	43,9	43,8	38,6
Содержание SiO ₂ (%)	24,4	24,7	27
Содержание S (%)	0,6	0,2	0,6
Fe:SiO ₂	1,80	1,77	1,42

В каждом из испытаний в табл. 2 был получен медный штейн высокого качества, т. е. с концентрацией более 70%.

Штейн, полученный из первичной плавильной печи, был гранулирован и загружен во вторичную плавильную печь для превращения в черновую медь. Вторичная плавильная печь в этом случае представляет собой "гибридную" DBF. Хотя стандартно DBF обрабатывает лишь концентрат, в настоящем способе печь обрабатывает комбинацию штейна и концентрата одновременно, избегая, таким образом, потребности в конвертерной печи для обработки только штейна. В табл. 3 показаны результаты трех плавочных испытаний в гибридной DBF с разными сырьевыми материалами. В образце 4 сырьевой материал содержал комбинацию стандартного штейна (полученного согласно образцу 1) и штейна из выщелоченных остатков (полученного согласно образцу 3). Сырьевой материал для образца 5 представлял собой стандартный концентрат (см. табл. 1) и стандартный штейн (полученный согласно образцу 1). Сырьевой материал для образца 6 представлял собой стандартный концентрат (см. табл. 1) и стандартный штейн/штейн из выщелоченных остатков (полученный согласно образцу 2). В каждом образце полученная в результате черновая медь характеризовалась содержанием, превышающим 99% меди, и содержала мало серы и управляемое соотношение Fe:SiO₂, что указывает на то, что согласно настоящему процессу может быть получена черновая медь высокого качества.

Таблица 3. Плавочные испытания (вторичная плавильная печь)

Образец плавки	4	5	6
Сырьевой материал	Стандартный штейн (образец 1) + штейн из выщелоченных остатков (образец 3)	Стандартный концентрат + стандартный штейн (образец 1)	Стандартный концентрат + стандартный штейн/штейн из выщелоченных остатков (образец 2)
Черновая медь			
Содержание Cu (%)	99,9	99,9	99,7
Содержание Fe (%)	0,008	0,011	0,206
Содержание S (%)	<0,05	<0,05	<0,05
Шлак			
Содержание Cu (%)	34,3	31,6	25,9
Содержание Fe (%)	22,8	31,2	34,2
Содержание SiO ₂ (%)	12,8	14,7	14,6
Содержание S (%)	<0,1	<0,1	<0,1
Fe:SiO ₂	1,8	2,1	2,3

Хотя был описан ряд конкретных вариантов осуществления, следует понимать, что данный способ и агрегат могут быть осуществлены во многих других формах.

Ссылки на предпосылки создания изобретения в данном документе не являются признанием того, что уровень техники образует часть общеизвестных знаний специалиста в данной области техники. Вышеприведенные ссылки также не предназначены для ограничения применения способа, раскрытого в данном документе.

В следующей формуле изобретения и предшествующем описании, за исключением случаев, когда контекст требует иного в силу явно выраженных

формулировок или необходимого включения, слово "содержать" и его формы, такие как "содержит"

или "содержащий", употребляются во включающем смысле, то есть для определения наличия установленных признаков, но не для исключения наличия или добавления дополнительных признаков в различных вариантах осуществления способа и технологического оборудования, раскрытых в данном документе.

ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

1. Способ извлечения меди, урана и одного или более драгоценных металлов из рудного материала, включающий:

- a) формирование кучи рудного материала;
- b) подвергание кучи рудного материала кислотному кучному выщелачиванию с применением железосодержащего кислотного выщелачивающего раствора в присутствии кислородсодержащего газа и получение продуктивного раствора выщелачивания и выщелоченных остатков;
- c) подвергание выщелоченных остатков флотации для получения концентрата медьсодержащих выщелоченных остатков и хвостов; и
- d) подвергание концентрата выщелоченных остатков способу плавки для получения плавленного медного продукта;
- e) извлечение меди и урана из продуктивного раствора выщелачивания.

2. Способ по п.1, отличающийся тем, что дополнительно включает следующие этапы:

- f) электролитическое рафинирование плавленного медного продукта для получения катодной меди и анодных шламов, содержащих драгоценные металлы, и
- g) извлечение одного или более драгоценных металлов из шламов.

3. Способ по п.1, отличающийся тем, что рудный материал содержит сульфиды меди и урановые минералы.

4. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что способ плавки включает по меньшей мере первичную ступень плавки, предпочтительно проводимую в печи для плавки штейна, и вторичную ступень плавки, предпочтительно проводимую в печи типа "напрямую в черновую медь".

5. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что рудный материал также содержит один или более железосодержащих минералов, которые частично или целиком содержат источник железа в железосодержащем кислотном выщелачивающем растворе.

6. Способ по п.5, отличающийся тем, что один или более из железосодержащих минералов включают жильные минералы, предпочтительно один или более из гематита, сидерита и хлорита.

7. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что кислородсодержащий газ представляет собой воздух или обогащенный кислородом воздух.

8. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что продуктивный раствор выщелачивания содержит медь и уран.

9. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что железосодержащий кислотный выщелачивающий раствор содержит ионы трехвалентного железа, окисляющие рудный материал для растворения меди и урана, что приводит к восстановлению до ионов двухвалентного железа, которые затем повторно окисляют до ионов трехвалентного железа посредством реакции с кислородсодержащим газом.

10. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что кислотное кучное выщелачивание проводят на более чем одной ступени.

11. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что выщелоченные остатки размалывают перед флотацией на этапе (с), предпочтительно до размера частиц, предпочтительно имеющих P80, равную приблизительно 75 мкм, более предпочтительно приблизительно 35 мкм.

12. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что концентрат выщелоченных остатков содержит медьсодержащие сульфиды, урановые минералы и один или более драгоценных металлов, причем драгоценный металл представляет собой предпочтительно золото и/или серебро.

13. Способ по любому из предыдущих пунктов, отличающийся тем, что способ плавки включает по меньшей мере две ступени плавки и концентрат выщелоченных остатков имеет соотношение Cu:S ниже 1,4, причем способ включает:

- (a) плавку концентрата выщелоченных остатков на первой ступени, содержащей плавильную печь для штейна, для получения медного штейна, содержащего по меньшей мере 40% меди;
- (b) объединение медного штейна со вторым медным концентратом для получения сырьевого материала, имеющего соотношение Cu:S, которое выше, чем у концентрата выщелоченных остатков; и
- (c) плавку сырьевого материала на второй ступени, содержащей печь типа "напрямую в черновую медь", для получения черновой меди, имеющей по меньшей мере 95% меди.

14. Совмещенный агрегат для применения в способе извлечения меди, урана и одного или более драгоценных металлов из рудного материала по п.1, причем указанный агрегат содержит:

- средства формирования кучи рудного материала;
- средства подачи кислотного выщелачивающего раствора и кислородсодержащего газа к куче для

образования продуктивного раствора выщелачивания и выщелоченных остатков;

экстракционное оборудование для экстракции меди и урана из продуктивного раствора выщелачивания;

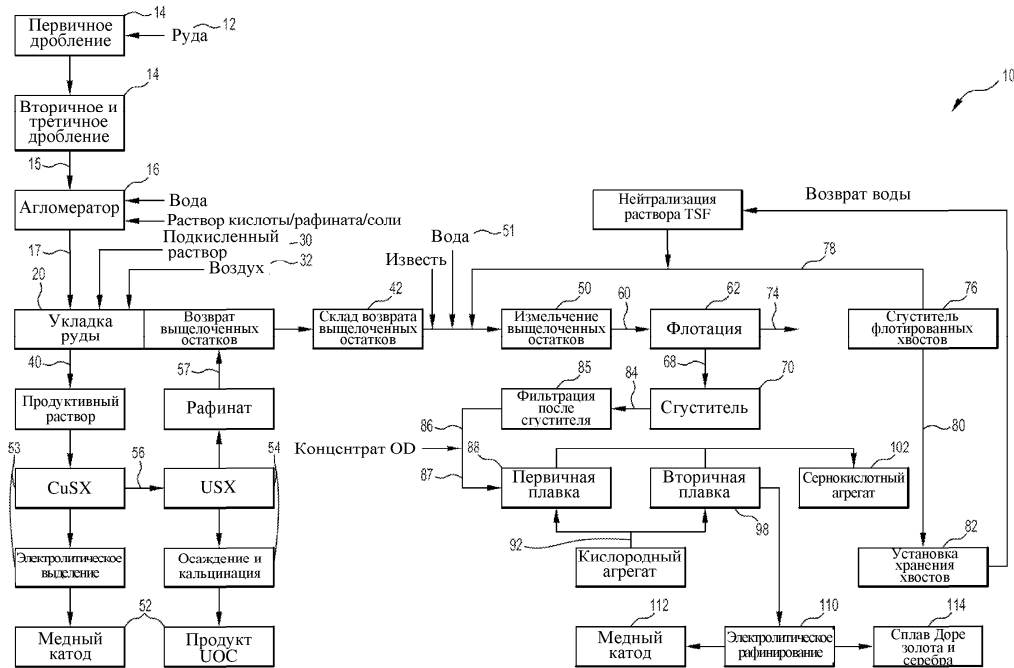
средства сбора и переноса продуктивного раствора выщелачивания, возникающего в результате кучного выщелачивания, к экстракционному оборудованию;

флотационное оборудование для применения при флотации выщелоченных остатков для получения медного концентрата и средства переноса выщелоченных остатков из кучи к флотационному оборудованию; и

одну или более печей для плавки медного концентрата для получения плавленного медного продукта и средства переноса медного концентрата к одной или более печей.

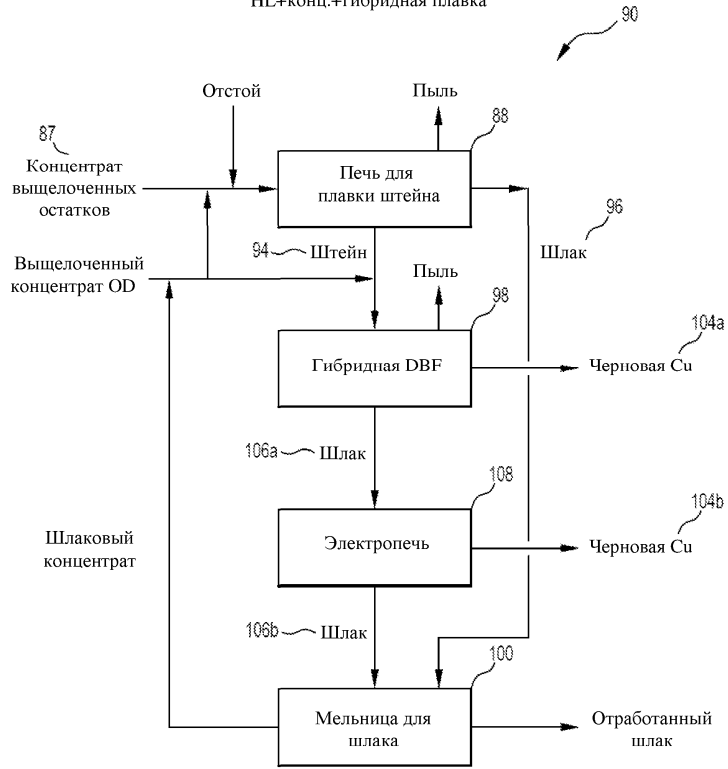
15. Агрегат по п.14, отличающийся тем, что дополнительно содержит оборудование электролитического рафинирования для электролитической переработки плавленного медного продукта для получения катодной меди.

16. Агрегат по п.15, отличающийся тем, что одна или более печей для плавки медного концентрата для получения плавленного медного продукта содержат плавильную печь для штейна для плавки концентрата выщелоченных остатков на первой ступени и печь типа "напрямую в черновую медь" для плавки сырьевого материала на второй ступени.



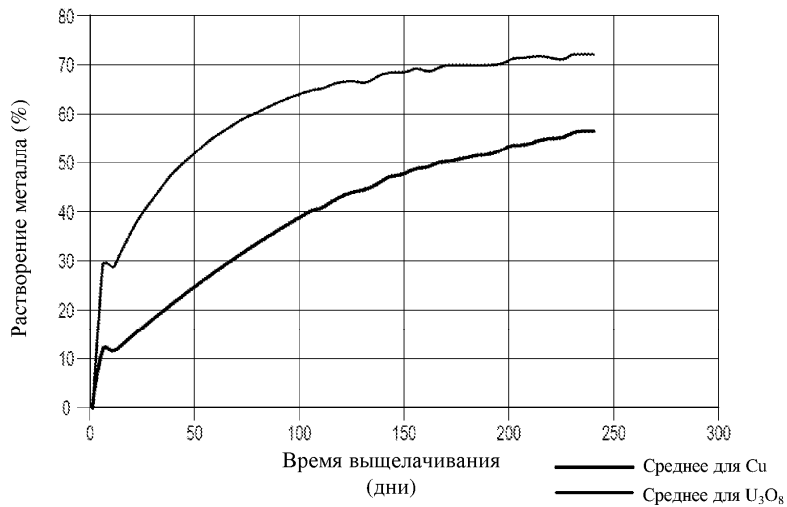
Фиг. 1

Вариант 1
HL+конц.+гибридная плавка



Фиг. 2

Растворение металла в пробных агрегатах с применением соленой воды (%)

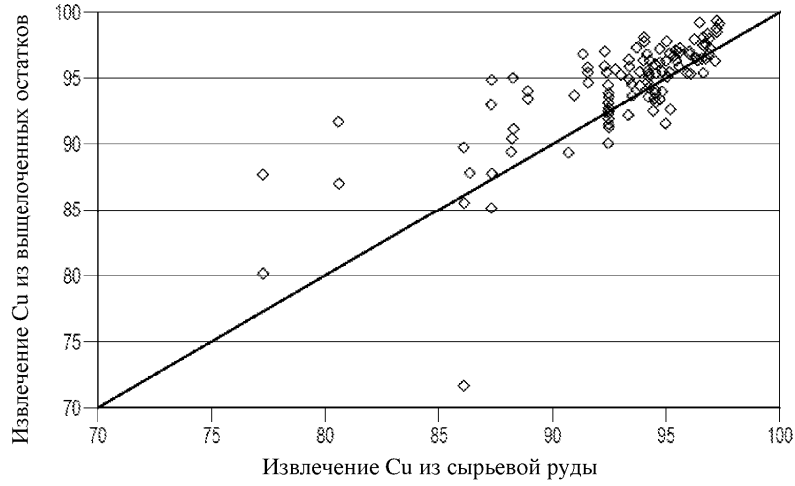


Фиг. 3



Фиг. 4

Зависимость извлечения меди из сырьевой руды от флотированной партии выщелоченных остатков

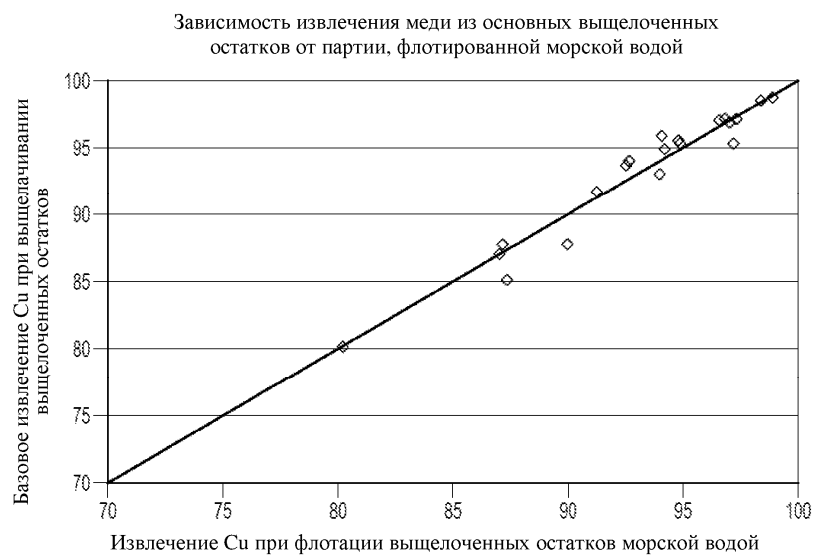


Фиг. 5(a)

Зависимость извлечения золота из сырьевой руды от флотированной партии выщелоченных остатков



Фиг. 5(b)



Фиг. 6



Евразийская патентная организация, ЕАПВ

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