



(19) RU (11) 2 069 235 (13) C1
(51) МПК⁶ C 22 B 11/00, 11/08

РОССИЙСКОЕ АГЕНТСТВО
ПО ПАТЕНТАМ И ТОВАРНЫМ ЗНАКАМ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

(21), (22) Заявка: 5001855/02, 06.03.1990

(30) Приоритет: 07.03.1989 AU PI 3079
22.06.1989 AU PI 4840

(46) Дата публикации: 20.11.1996

(56) Ссылки: РЖ "Металлургия", 2П294, 1987.

(86) Заявка РСТ:
AU 90/00086 (06.03.90)

(71) Заявитель:

Дин Роберт Батлер[AU]

(72) Изобретатель: Дин Роберт Батлер[AU]

(73) Патентообладатель:

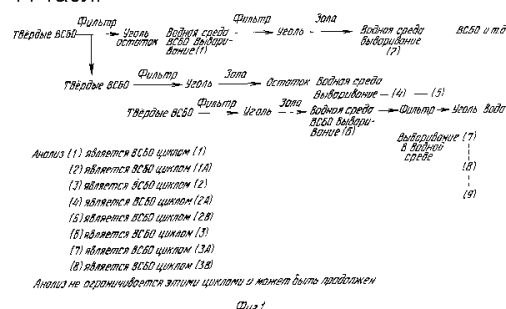
Дин Роберт Батлер[AU]

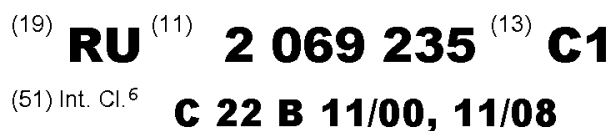
(54) СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУД, РУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЛИ ХВОСТОВЫХ ОТХОДОВ

(57) Реферат:

Использование: касается извлечения благородных металлов из руд, рудных концентратов или хвостовых отходов. Суть: извлечение золота повышается до более высоких значений при разбавлении маточника на стадиях выщелачивания при цианидном выщелачивании золотых руд и извлечении золота из раствора. В зависимости от типа руды плотность пульпы уменьшают до 0,1-10% и выдерживают в течение времени с последующим традиционным извлечением углем из пульпы. Твердые продукты отделяют от разбавленного раствора и золото

экстрагируют из раствора, используя уголь или ионообменную смолу. 6 з.п. ф-лы, 2 ил., 11 табл.



(12) **ABSTRACT OF INVENTION**

(71) Applicant:
Din Robert Batler[AU]

(72) Inventor: Din Robert Batler[AU]

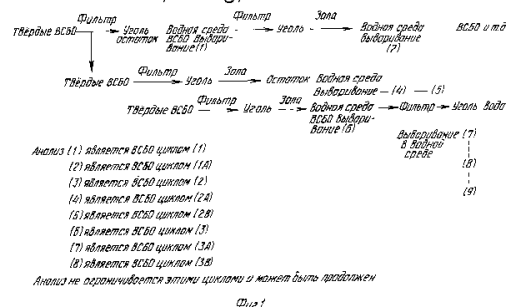
(73) Proprietor:
Din Robert Batler[AU]

(86) PCT application:
AU 90/00086 (06.03.90)

(57) Abstract:

FIELD: noble metal extraction from ores, ore concentrates and tailing wastes. SUBSTANCE: gold extraction is raised up to more higher values during mother liquor diluting at stages of lixiviation under cyanide lixiviation of gold ores and gold extraction from solution. Depending on type of ore density of pulp is decreased till 0.1 - 10 % and hold until following traditional extraction from pulp by coal. Solid products are separated from diluted solution and gold is extracted from solution using coal or

ion-exchanging resin. EFFECT: increased gold extraction. 7 cl, 2 dwg, 11 tbl



Настоящее изобретение относится к усовершенствованиям в извлечении благородных металлов из руд и хвостовых отходов. Во всем описании под благородными металлами понимают золото, серебро и металлы платиновой группы.

Настоящее изобретение частично основано на открытии того, что благородные металлы в очень тонкой форме часто присутствуют в более высоких концентрациях, чем это обнаруживается при нормальном количественном анализе в обычных условиях.

Например, платиновые и золотые руды могут содержать больше металла, чем тот, что извлекается при традиционном мокром химическом анализе или при анализе сжиганием. Полагают, что когда имеются такие поглощающие металл материалы, как глина, уголь или сульфиды, в руде или других анализируемых металлах, некоторые из металлов при растворении адсорбируются на этих материалах и не определяются. В случае золота, выщелоченного в раствор водной средой при мокром анализе или цианидом в процессе цианидной экстракции, комплекс золота становится адсорбируемым глиной, углем, сульфидными или другим материалом, и поэтому не определяется при анализе в растворе. При анализе сжиганием, поскольку глина превращается в боросиликатное стекло в условиях сжигания, золото также теряется для определения по такой методике. Обычно золото выщелачивают с помощью цианидного процесса, обычно при плотности пульпы 35-50% оно может быть извлечено из выщелоченного раствора на последующей стадии при контактировании раствора или пульпы с активированным углем, обычно при концентрации от 10 до 20 г угля на литр раствора (процесс уголь в пульпу (CIP)), но в некоторых случаях используют до 40 г/л. Иногда уголь был добавлен также в контур выщелачивания (процесс CIL) при том же интервале концентраций, чтобы улучшить скорости выщелачивания, чтобы определенное золото соответствовало аналитическому показателю руды.

Были предложены конкретные обработки глинистых или сульфидных руд. В австралийском патенте N 569175 обрабатывают сульфидные руды на стадии окисления под давлением до выщелачивания цианидом. После выщелачивания пульпу разбавляют путем промывки для улучшения на последующей стадии загущения, после которой маточник отделяют от пульпы. Затем золото экстрагируют из раствора, а концентрированную пульпу обрабатывают углем в контуре выщелачивания при концентрации твердых 35-40% для дополнительной экстракции золота.

Традиционной методикой определения золота является или мокрый метод, при котором ведут выщелачивание в водную среду с последующим измерением растворенного золота атомно-абсорбционной спектроскопией или подобными методиками, или анализ методом сжигания. В некоторых случаях, когда извлечение золота с помощью CIP процесса не дает пробирный сорт, приспособление CIL процесса в дополнение к углю в контуре выщелачивания приводит в результате к повышению извлечения. Количество угля увеличивают в некоторых случаях до 40 г/л до тех пор, пока не

достигнут извлечения богатого концентрата. В других случаях добавляли уголь при выщелачивании (CIL) для улучшения скоростей выщелачивания и скоростей извлечения золота, в результате чего снижается требуемое количество емкостей для контактирования с углем, что снижает капитальные затраты на оборудование установки по извлечению золота. Однако было обнаружено, что в некоторых случаях нежелательным увеличение загрузок угля в емкость для выщелачивания или на последующие стадии контактирования из-за образования тонких частиц угля при трении во время перемешивания пульпы. Происходящая в результате потеря угля с включенным в него золотом снижает эффективность процесса. Однако до настоящего изобретения не предполагалось, что имеются не определяемые количеством металла в некоторых образцах руды. Эти комментарии также применимы к рудным концентратам и хвостовым отходам.

Целью настоящего изобретения является улучшение скорости извлечения благородных металлов, включая золото, или других ценных металлов из руд, особенно руд, содержащих глины.

В другом аспекте настоящее изобретение обеспечивает способ извлечения металла методом выщелачивания, в котором устанавливают плотность пульповой пасты ниже 15% до, во время или в конце стадии выщелачивания и после стадии выщелачивания устраняются локализованные зоны высокой плотности пульпы.

Пульпу определяют как смесь одного или более твердых веществ с одной или более жидкостями. Плотность пульпы определяется Артуром Ф. Таггартом в его книге "Справочник по обогащению минералов" как "децимальная фракция твердых веществ в пульпе по массе". Она обычно упоминается как процентная величина, рассчитанная как децимальная фракция твердых веществ по массе, умноженная на сто".

При понижении плотности пульпы по сравнению с традиционными процессами, такими как в процессе цианидного выщелачивания из золотых руд, где плотность пульпы находится в интервале от 35 до 55% больше благородного металла, особенно золота, извлекается, чем в традиционных процессах, а в некоторых случаях извлечение золота выше, чем аналитическая величина, полученная при использовании традиционного количественного анализа.

Способы согласно изобретению с использованием материалов, таких как уголь или обменные смолы, обычно имеют дело с плотностью пульпы на стадии коллекции менее 15% предпочтительно 0,1 до 10% более предпочтительно 0,5-2%. Низкая плотность пульпы может быть использована на стадии выщелачивания или альтернативно могут быть использованы традиционные плотности пульпы на стадии выщелачивания, или пульпа может быть затем разбавлена до плотностей менее 15% до стадии, на которой благородный металл извлекают из раствора.

Как только произойдет разбавление пульпы, важным аспектом настоящего изобретения становится сведение к минимуму возникновения локализованных зон в пасте

или в процессе извлечения, в которых плотность пульпы составляет около 15% или выше, чем при предпочтительном разбавлении.

Другая альтернатива заключается в проведении разбавления на стадиях отделения маточника от твердых продуктов, когда они выходят из контура выщелачивания, направлении маточника на стадию извлечения некоторого количества металла из раствора и обработки отделенных твердых продуктов более выщелачивающими жидкостями при плотности пульпы ниже 30% для извлечения дополнительного благородного металла и повторного отделения твердых продуктов от маточника. Стадии могут повторяться до тех пор, пока не будет неэкономичным продолжением процесса.

При таком пути твердые продукты контактируют с большим объемом жидкости в целом, даже если большая часть жидкости может быть относительно малого рециркулирующего объема, имеющего множественные контакты с твердыми продуктами. Отделение маточника от твердых продуктов может быть осуществлено с помощью любых традиционных методов, включая центрифугирование, фильтрацию, декантацию и т.п. Выщелачивание может также быть осуществлено при более высоких плотностях пульпы с последующим разбавлением и извлечением благородного металла при использовании коллектора в удлиненном контактном контуре, в котором емкость(и), содержащие уголь или другой коллектор, следуют за десорбционными емкостями, содержащими мало или не содержащими угля. Таким образом сохраняется последовательность десорбции из твердых продуктов и адсорбции на коллекторе, но с меньшим количеством и износом коллектора, чем если бы в каждой емкости удлиненного контура содержались нормальные количества собирающего материала. Собирающим материалом (коллектором) может быть уголь, ионообменные смолы, хелатирующие смолы или полимерные адсорбционные смолы, здесь далее упоминаемые как смолы.

В одном предпочтительном аспекте настоящего изобретения было обнаружено, что может быть получено более высокое извлечение благородного металла, если использовать в дополнение к выщелачивающему агенту выщелачивающую добавку. Предпочтительной выщелачивающей добавкой являются ионы хлора, полученные, например, из морской воды. Концентрация ионов хлора находится предпочтительно в интервале от 10 до 100 г/л.

Методы извлечения выщелоченного материала из раствора не должны ограничиваться использованием коллектора, таких как уголь, смолы и другие адсорбенты, но могут включать такие методы, как цементация цинком, цементация, экстракция растворителем, электродобыча и осаждение. Эти альтернативные методы могут быть необходимы для извлечения золота и других металлов из раствора в альтернативной процедуре, в которой в пульпу добавляют относительно короткоцепочечные, полярные, растворимые органические материалы, такие

как метанол или ацетон. В случае выщелачивания золота органический материал будет изменять диэлектрического постоянного растворителя и позволяет десорбировать больше золота в маточник, чем обычно будет десорбироваться без наличия органического материала. При использовании в качестве коллектора угля или смол органический материал может препятствовать адсорбции золота этими материалами и, следовательно, снижать извлечение золота из маточника.

Контрольный опыт показал, что поглощение золота углем как при высокой, так и при низкой плотности пульпы или при высоких и низких концентрациях цианида является обратимой реакцией. Имеется тенденция как для частиц руды, так и для угля абсорбировать золото из цианидного раствора. Термин "руда" также означает рудные концентраты, хвостовые отходы или другие твердые продукты, содержащие металл. Между частицами руды, маточником и углем устанавливается подвижное равновесие. При высоких плотностях пульпы (>30%) это равновесие благоприятствует частицам руды. При снижении плотности пульпы равновесие сдвигается в сторону маточника и угля. При низких плотностях пульпы (<5%) на равновесие также влияют как концентрация цианида, так и pH. При снижении концентрации цианида равновесие снова сдвигается в сторону частиц руды. Если pH является слишком высоким, равновесие будет сдвинуто в сторону частиц руды и маточника, а не угля. Распределение золота между тремя фазами зависит от времени, причем при выщелачивании, когда условия не благоприятствуют сдвигу равновесия в сторону угля, золото будет уходить из угля и оседать обратно на частицах руды. По этой причине следует избегать локализованных зон с высокой плотностью пульпы, потому что снижается извлечение золота.

Таким образом, разбавление плотности пульпы согласно настоящему изобретению делается для другой цели, чем разбавление на стадии промывки, описанное в патенте N 569175, где стадия разбавления способствует снижению количества флокулянта на последующих стадиях загущения и разделения. В отличие от настоящего изобретения в патенте N 569175 не предполагается увеличение растворения золота и не предполагает извлечение золота выше традиционных аналитических величин.

В другом аспекте настоящее изобретение обеспечивает способ извлечения благородных металлов, в частности платины, серебра или золота, в котором выщелачивают руду, содержащую благородный металл, с помощью выщелачивающего раствора для растворения металла в присутствии по крайней мере 65 г/л материала, являющегося источником угля, или смолы, обладающей свойством абсорбировать металл.

Этот способ обеспечивает повышение извлечения золота. При обработке некоторых типов руд таких, как содержащие глину, уголь или сульфидные материалы, в соответствии с настоящим изобретением количество извлекаемых металлов превышает то, что аналитически определяются в руде при традиционном анализе. Для руд, содержащих

глину и оксид кремния, разбавление ниже 10% показывает немедленное улучшение при извлечении золота, но для сульфидных руд разбавление ниже 2% оказывается необходимым для экономически значительного улучшения извлечения.

Эти наблюдения также применимы к другим благородным металлам. Извлечение благородного металла в коллектор может быть достигнуто при добавлении коллектора (например, угля или смолы) или к пульпе в емкость для рециркуляции, или альтернативно при использовании батареи коротких колонн, заполненных коллектором, через которые пропускают раствор в течение некоторого времени, чтобы количество коллектора, приходящееся на каждый литр раствора, было того же порядка, который требуется в емкости для рециркуляции.

Комплексы золота извлекают из раствора и обрабатывают твердые продукты несколькими возможными механизмами. Они включают (1) ионный обмен, (2) физическая абсорбция, (3) химическая абсорбция, (4) прямое восстановление, (5) метод (1) или (2) с последующим частичным или полным восстановлением в зависимости от твердого продукта и окружения, (6) частичное или полное комплексобразование. Механизм, применяемый к любой конкретной твердой частице, зависит как от типа твердого продукта, так и химических и физических условий на месте в это время.

Следовательно, настоящее изобретение способно достичь таких величин извлечения благородных металлов, таких как золото, которое больше традиционных аналитических сортов при простом контактировании выщелачивающего раствора с угольным адсорбентом золота или ионообменными смолами. При традиционных плотностях пульпы от 35 до 55% мас. руды предпочтительны концентрации смолы или угля выше 65 г/л, а более предпочтительный интервал выше 300 г/л. При использовании более низких плотностей пульпы, как предписывается настоящим изобретением, возможно даже более высокое извлечение золота и применимыми на практике являются концентрации угля от 100 до 300 г/л.

Является существенным при рассмотрении увеличения нагрузок по углю или смоле для повышения концентрации угля или смолы по отношению к количеству руды в пульпе. Для достижения улучшенного извлечения золота выше традиционного аналитического показателя, по крайней мере, 80 кг материала, являющегося источником угля, на 1 т руды можно использовать. Предпочтительно использовать, по крайней мере, 90 кг/т и более предпочтительно использовать более 100 кг угля на тонну руды. Такое повышение загрузки угля на тонну руды может быть достигнуто или при добавлении большего количества угля, или при снижении плотности пульпы и сохранении концентрации угля в литре. При использовании другой, чем уголь, извлекающей среды, например ионообменной смолы, среду используют в таких концентрациях, чтобы можно было получить такую же адсорбирующую емкость по золоту, как у активированного угля при концентрациях, рекомендуемых настоящим изобретением.

В другом аспекте процесса выщелачивания в пульпу добавляют диспергаторы для облегчения отделения твердых частиц. Полагают, что при отсутствии очень низких (около 1%) плотностей пульпы комплекс золота, который десорбирован с твердой частицей, подобным образом может быть адсорбирован другими твердыми частицами, если эти твердые частицы находятся в непосредственной близости. Разбавление увеличивает расстояние между этими частицами и диспергатор обеспечивает, чтобы было равномерное разделение. Могут быть использованы любые подходящие диспергенты. Предпочтительными диспергентами являются силикат натрия, карбонат натрия, тринатрий полифосфат и гексаметафосфат натрия. При выщелачивании пульпы с очень низкой плотностью при умеренном перемешивании твердые частицы пульпы могут естественно поддерживаться в условии разделения, где по уравнению адсорбции Фрейндлиха ($C_3 = kC_A^n$, где C_3 является концентрацией золота на единицу площади твердых продуктов, C_A является концентрацией золота на единицу объема жидкости пульпы, k и n являются константами) описывается распределение золота в пульпе между твердыми продуктами и жидкостью. При более высоких плотностях твердых частиц преобладает эффект близости и изменяется распределение золота в пульпе в сторону твердых частиц. Этот эффект близости твердых частиц может быть уменьшен при введении одного или нескольких диспергаторов в пульпу. При сохранении дискретных твердых частиц, а не агломератов хлопьев диспергатор снижает вероятность десорбции комплекса золота с одной частицы и последующей немедленной адсорбции соседними твердыми частицами.

Добавление угольного материала может потребовать создания последующего цикла контактирования с углем из-за повышения концентрации угля. При выборе более прочного сорта угля и контроля перемешивания можно снизить ожидаемое истирание частиц угля при высоких нагрузках.

Для экстракции золота предпочтительный способ выщелачивания, десорбции и адсорбции является следующим. Выщелачивание осуществляют в цианидном растворе при относительно высокой плотности пульпы для сведения к минимуму потребности в емкости. В конце цикла выщелачивания пульпу разбавляют до низкой плотности пульпы (менее 30%) и выдерживают в течение минимального периода времени в емкости. Плотность пульпы и время оба будут меняться в зависимости от типа и сорта, выщелачиваемого материала, типа руды, типа, жидкости и выщелачивающего агента. Для большинства золотых руд экономически оптимальная плотность пульпы лежит между 0,1 и 10% и время пребывания в емкости составляет до 30 минут, предпочтительно 15 минут. Затем пульпу предпочтительно центрифугируют при коротком времени пребывания в центрифуге для отделения твердых частиц от жидкости. Или жидкость, отделенную от твердых частиц, или

неотделенную пульпу затем пропускают через колонку, содержащую адсорбирующий материал, такой как уголь или смолу, для адсорбции золота, имеющегося в жидкости.

Обработанную таким образом пульпу затем десорбируют для перехода золота в жидкость, которая или не содержит, или содержит очень малые количества золота, эта десорбция проводится для поддержания постоянного отношения золота на единицу площади твердых продуктов (золота) в единицу объема жидкости. Если была проведена стадия отделения центрифугированием, твердые продукты могут быть объединены с жидкостью, истощенной по золоту, для дальнейшей экстракции золота из твердых продуктов. Поскольку концентрация золота на единицу площади твердого продукта снижается, также снижается и количество десорбированного золота из твердого продукта в жидкость. Уже наблюдали, что когда pH пульпы является щелочным (>9) эффективность сбора на угольный коллектор ингибируется. Если пульпа контактирует с углем во время этой стадии десорбции до тех пор, пока золото не десорбируется до равновесного уровня для этой плотности пульпы, потребуется очень длительное и экономически неприемлемое время контакта. Будут не только очень высокими оперативные затраты, но и капитальные затраты будут запутанными.

Этот эффект десорбции, который имеет место как в присутствии, так и в отсутствие угля, может быть использован для помощи любому процессу. Его осуществляют при использовании короткой колонки с углем для адсорбции основной части золота из жидкости с последующим направлением пульпы в емкость для перемешивания, содержащей мало или не содержащей угля. Это обеспечивает пульпе достаточное время пребывания для десорбции золота в жидкость или до максимального уровня, достижимого в отношении пробы золота на твердом продукте, или до таких низких уровней, какие могут пожелать операторы. Затем пульпу направляют через вторую колонку с углем и во вторую емкость десорбции. Этот цикл может быть повторен до тех пор, пока количество извлеченного золота за цикл не будет больше, чем стоимость монтажа и работы этого цикла. На любой стадии в этих циклах плотность пульпы может быть снижена в один или более раз для повышения извлечения золота.

На всех стадиях процесса важно, чтобы в зонах с высокой плотностью пульпы не позволяли контактировать пульпе или частично очищенной жидкости в интервале между разбавлением пульпы и завершением адсорбции металла на адсорбенте. Если в этом интервале позволить образоваться зоне с высокой плотностью пульпы, тогда значительное количество металла будет абсорбироваться на твердых продуктах в этой зоне с высокой плотностью пульпы и, следовательно, не будет доступно для извлечения на адсорбенте процесса. Если адсорбент процесса имеет нерегулярную поверхность или внутренние поры, когда твердые продукты в пульпе могут собираться с образованием зон с локализованной высокой плотностью, затем эти твердые продукты будут абсорбировать определенные

количества металла в предпочтение к адсорбенту процесса. С глиной или тонкими частицами руды, имеющимися в пульпе, слой шлама может покрывать поверхность угля. Таким образом, при таких адсорбентах процесса, как уголь или ионообменные смолы, которые имеют структуры поверхности, способные к созданию таких зон с локализованной высокой плотностью, предпочтительный способ извлечения благородных металлов заключается в контактировании рабочего адсорбента с очищенной жидкостью маточного раствора. Способ получения этого очищенного маточного раствора должен быть таким, чтобы или не образовывалось зон с высокой плотностью пульпы, или, если они имеются, чтобы их площадь контакта с пульпой или полученной в результате очищенной жидкостью являлась минимальной, и такой контакт происходил в течение минимального периода времени.

Если не используют стадию удаления твердых продуктов, используемые коллекторы, такие как цинк или ионообменные волокна, не должны вызывать твердых продуктов пульпы с образованием локализованных зон с высокой плотностью пульпы.

В этом описании предпочтительный способ описан в отношении извлечения золота с использованием цианидного выщелачивания и извлечения углем. Процесс в равной мере применим к другим благородным металлам с использованием подходящего выщелачивающего раствора и соответствующего извлекающего адсорбента, такого как смола.

В другом аспекте настоящее изобретение обеспечивает улучшенную методику мокрого анализа для металлов, в частности золота. Если водная выщелачивающая среда, которая создана на примере руды, имеет угольный материал, добавленный в маточник, некоторое количество золота будет соответствовать маточнику, а некоторое количество золота будет соответствовать углю. Выщелоченную руду затем подвергают повторным циклам выщелачивания свежей водной средой и углем до тех пор, пока не будет детектироваться значительное количество золота как в угле, так и в маточнике для такого цикла. Это позволяет измерить ранее недетектируемое золото. Золото измеряют как в угле, так и в выщелоченном растворе.

Во всех примерах настоящего патента цианидное, хлорное и тиомочевинное выщелачивание проводят при давлении и температуре окружающей среды. Хотя результаты не показаны, 1-5 примеры были проведены как контрольные опыты. Сокращения и символы (показаны в скобках), использованные в этом патенте, включают: плотность пульпы (ПП), хлор (Cl), цианид (CN), тиомочевину (Tu), грамма на тонну (г/т), части на миллион (ппм), микрометры (мкм), микрограммы (мкг), граммы (г), граммы на литр (г/л), водная среда большого объема (ВСБО), хлоридный ион (Cl⁻), больше, чем (>), меньше, чем (<), процесс уголь в пульпе (CIP), процесс выщелачивания с углем (CIL), диизобутилкетон (ДИБК), атомно-абсорбционная спектроскопия (ААС) и процент (%). Eh милливольт приводится по

отношению к стандартному водородному электроду.

Пример 1.

Рабочее испытание с рудами глинистого типа указывает, что больше золота сохраняется в цианидном растворе, если понизить плотность пульпы шлама, оставляя все другие условия постоянными. Это показано следующими результатами на фракциях <38 микрон, выбранных, чтобы избежать какого-либо влияния самородков.

В этом примере выщелачивают три (3) образца руды (<38 ппм) в течение 6 часов при pH 10,5 и концентрации цианида 0,1% мас/мас. Плотность пульпы меняется от 5% до 30%. Затем пульпы фильтруют и анализируют маточник от выщелачивания на растворимое золото с помощью атомно-абсорбционной спектроскопии. Этот результат четко показывает, что в конце выщелачивания больше золота имеется в маточнике от выщелачивания при использовании более низких плотностей пульпы (см. табл. 1).

Однако сама по себе низкая плотность пульпы не приводит к выводу всего золота в раствор. При добавке 200 г/л угля в начале выщелачивания получают значительно больше золота (см. фиг. 2).

Пример 2.

Пример вывода золота из угля в течение времени, когда pH выщелачивающего маточника является слишком высоким, а именно: плотность пульпы 1,0% pH 10,8, масса образца 20 г. Концентрация угля 200 г/л, концентрация цианида 1 ппм (см. табл. 3).

Указанную выше руду анализируют при концентрации 0,25 г/т, используя анализ сжиганием и метод выщелачивания цианида в водной среде. Максимальная экстракция золота на уголь происходит в течение примерно 15 минут, когда извлечение достигает 0,95 г/т. Это составляет повышение на 0,7 г/т по сравнению с анализом золота традиционными методами, т.е. без угля в процессе выщелачивания. В качестве образца руды, использованной во всех этих тестах, брали продукт перелива циклона с размером частиц 85% минус 10 мкм, 10% минус 18 мкм, не имеется возможности влияния на результаты самородного эффекта.

Следовательно, имеется по крайней мере 0,95 г/т золота в этой руде, которая подвергается выщелачиванию, но 0,7 г/т которой не обнаруживается в маточнике в стандартном тесте выщелачивания. При установлении равновесия между рудой, маточником и углем изменение плотности пульпы от 50% до 1% приводит к ожидаемому высвобождению комплексов цианида золота из руды и делает их доступными для адсорбции углем. Приводят следующие тесты (см. табл. 4) для демонстрации этого эффекта.

Это выщелачивание непосредственно сравнимо с выщелачиванием в первой части этого примера, в которой окончательная плотность пульпы, концентрация цианида и концентрация угля были такими же.

Итак, для первого выщелачивания максимальное количество 0,95 г/т золота было извлечено из угля при истощенном маточнике, дающем нуль золота, суммарно 0,95 г/т обогащенного концентрата золота.

Для второго выщелачивания пробу 1,07 г/т

золота извлекают из угля при маточнике, дающем еще 3 г/т, суммарно 4,07 г/т золота.

Итак, в этом случае можно или проводить выщелачивание как CIL процесс при низкой плотности пульпы, или выщелачивание при высокой плотности пульпы без угля и с последующим разбавлением в контуре адсорбции при низкой плотности пульпы с высокими уровнями угля, второй вариант является предпочтительным в этом случае.

Пример 3.

Если соленая вода образует часть пульпы, а в качестве адсорбирующей среды используют уголь, для максимального извлечения золота важно, чтобы pH пульпы, входящий в колонну, был выше pH 8. Уголь имеет тенденцию повышать pH пульпы до равновесной величины pH, которая зависит от типа и подготовки имеющегося угля. Проход пульпы через заполненный слой колонны длиной 2 м при скорости в колонне 1 см/сек дает возможность достижения этого равновесия.

При использовании соленой воды в пульпе достигается более низкий равновесный pH для одних и тех же условий подачи. Примеры извлечения золота из соленой и несоленой пульпы, проходящей через колонну с углем при различных pH на выходе, являются следующими.

Размер частиц руды в пульпе составляет <10 мкм, концентрация цианида 0,01% плотность пульпы 50% разбавление до 1,0% через 30 минут выщелачивания при начальном pH 9 (см. табл. 5).

Пример 4.

Во время рабочего испытания обнаружено, что наличие ионов хлорида повышает извлечение золота за цикл на уголь. В следующей таблице показано влияние изменения концентрации иона хлорида в маточнике для выщелачивания в серии испытаний, в которой все другие условия были такими же, как в примере 3, с pH на входе в колонну, равным pH 9 (см. табл. 6).

Ожидают, что наличие других комплексообразующих золото агентов будет давать подобные результаты. Также ожидается, что другие благородные металлы будут вести себя подобным образом в присутствии агента, с которыми они образуют комплексы.

Пример 5.

Ниже приводятся примеры влияния времени десорбции между проходом колонок с углем. Пульпу прокачивают через батарею из трех колонок. Между контактами с углем используют емкости с импульсной мешалкой для обеспечения десорбции за время пребывания пульпы. Колонны с углем все имеют 2 м высотой и уголь расположен под образцами по 25 см по длине колонны. В каждом случае уголь образца А взят из пульпы на входном конце колонны и образец Н взят из пульпы на выпускном конце колонны (см. табл. 7).

Время десорбции между колоннами составляет 15 минут в обоих случаях. В каждой колонне масса золота была нагружена на первые 75 см угля, являющиеся углем подобразцов А С. Для колонок 2 и 3 заполнение золотом угля подобразцов А С было значительно выше, чем на угле подобразцов F Н, непосредственно предшествующих им. Расчеты на основе этих

данных показывают, что если не включены стадии десорбции между стадиями контакта с углем, для получения подобных результатов потребуются очень длинные колонны с углем.

Пример 6.

Ниже приводится пример, показывающий снижение извлечения золота из пульпы, когда допускают образование зон высокой плотности пульпы на/или в адсорбирующем материале, где извлечение происходит за счет адсорбции на уголь. Использованная руда представляет собой фракцию <10 мкм, выбранную, чтобы избежать какого-либо влияния эффекта самородка. После выщелачивания и разбавления до 1% ПП перемешиваемая пульпа имеет одну порцию в 2 л, проходящую через колонну с углем, и другую порцию из 10 л, проходящую через идентичную колонну, содержащую свежий уголь. Уголь озоляют и затем подвергают вывариванию в водной среде с последующей экстракцией ДИБК. ДИБК анализируют на золото с помощью ААС (см. табл. 7а).

Следовательно, уголь из 10 л контакта адсорбировал только в 1,5 раза больше золота, чем уголь из 2 л контакта. Только разница между двумя контактами намного больше количества твердого продукта, увлеченного в уголь во время контакта 10 л.

Итак, для извлечения металла из пульпы или частично осветленной жидкости предпочтительный адсорбент процесса должен иметь минимальное количество нерегулярностей поверхности и внутренних пор и трещин и иметь центры связывания металла на наружной поверхности. Такой адсорбент является ионообменным волокном, но также могут быть использованы другие адсорбенты, которые сводят к минимуму образование площадей с высокой плотностью пульпы в или на или вокруг адсорбирующего материала.

Пример 7.

Ниже приводится пример выщелачивания золотых руд с использованием других комплексобразующих агентов, чем цианид. Руда, использованная в первом примере представляет собой фракцию <10 мкм аллювиальной руды.

Обогащенный концентрат (анализ сжиганием) 0,26 ппм Au

Обогащенный концентрат (водная среда) 0,21 ппм Au

Обогащенный концентрат (CN стандарт во вращающейся колбе) 0,20 ппм Au

Обогащенный концентрат (модифицированное CN выщелачивание 1% ПП) 1,01 ппм Au

Обогащенный концентрат (модифицированное Ti выщелачивание 1% ПП) 2,81 ппм Au

Условия модифицированного CN выщелачивания 0,1% CN, ПП 1% pH 10,3, время 30 минут.

Условия модифицированного Ti выщелачивания 0,1% Ti, ПП 1% pH 10, время 30 минут.

После выщелачивания обе пульпы раздельно пропускают через колонну с углем длиной 1 м при скорости 1 см/сек. Золото, адсорбированное на угле, анализируют стандартным озоленим угля с последующим кипячением золы в водной среде. Золото экстрагируют из водной среды в ДИБК, который анализируют на содержание золота

ААС. Следовательно, в этом примере обоими модифицированными цианидом и тиомочевинной выщелачиваниями экстрагируют больше золота, чем при традиционном методе экстракции и анализа, выщелачивание с тиомочевинной дает больше золота, чем цианидное выщелачивание.

Пример 8.

Этот пример относится к огнеупорной сульфидной руде, измельченной до <10 мкм.

10 Обогащенный концентрат (анализ сжиганием) 20,82 ппм Au

Обогащенный концентрат (водная среда) 10,21 ппм Au

Обогащенный концентрат (стандарт CN по вращающейся колбе) 5,62 ппм Au

15 Обогащенный концентрат (модифицированное CN выщелачивание) 21,39 ппм Au

Обогащенный концентрат (модифицированное CN выщелачивание) 24,58 ппм Au

20 Условия модифицированного CN выщелачивания 0,1% CN, ПП 1% pH 10,5, время 6 часов.

Условия модифицированного Cl выщелачивания Cl пульпа, pH 1000 милливольт, ПП 1% pH 6,3, время 6 часов.

25 Как хлоридное, так и цианидное выщелачивание проводят как CIL количество угля 200 г/л. Анализируют золото, адсорбированное на угле, как описано в примере 7. Результаты показывают, что как модифицированное цианидное, так и хлоридное выщелачивание экстрагируют больше золота, чем традиционные методы экстракции и анализа, хлоридное выщелачивание дает больше золота, чем цианидное выщелачивание.

35 Пример 9.

В табл. 8 приводится пример руды, выщелоченной методом как с диспергатором, так и без добавки диспергатора, добавленного в пульпу, доза добавления диспергатора 1 г/л.

40 Из приведенных в табл. 8 результатов очевидно, что диспергаторы являются наиболее эффективными для этой руды при плотности пульпы <10% твердых по массе.

Пример 10.

45 Ниже приводится пример использования ионообменной смолы вместо угля в качестве адсорбента золота. Извлечение золота проводится из руды размером <10 мкм. Эта руда при анализе сжиганием содержит 0,15 ппм Au.

50 Руду выщелачивают в течение 20 минут при 50% ПП с 0,01% CN при pH 9,0. Пульпу разбавляют до 1% ПП путем добавления жидкости, содержащей 20 г/л ионов Cl⁻ в виде хлорида натрия. После разбавления и установления pH, равным 9,0, пульпу пропускают через колонну, содержащую слой слабоосновной ионообменной смолы (использованная смола PAZ4, разработанная СЕЛА ИНК. Нью-Йорк, США). Пульпу подают со скоростью потока через колонну 1 см/сек. После контактирования с пульпой смолу

60 извлекают из колонны, промывают, сушат и озоляют при 600 °C. Озоленный остаток вываривают в водной среде и водную среду контактируют с ДИБК, который анализируют на золото ААС. Детектированное золото представляет собой обогащенный концентрат 1,36 ппм Au в исходной руде, дубликат имеет

пробу 1,24 чнм Au в исходной руде. Следовательно, использование смолы в качестве адсорбента позволяет детектировать 1,21 ппм золота в концентрате руды, что выше, чем детектируется при анализе сжиганием.

Пример 11.

Приведенный в табл. 9 пример показывает дисорбирующее действие метанола при высокой и низкой плотностях пульпы и неспособность угля к извлечению золота из пульпы, содержащей метанол.

Тип руды аллювиальная тониной <38 мкм

Стандартный анализ в водной среде 0,03 ппм Au, считая на золото в концентрате

Стандартный анализ во вращающейся колбе 0,02 чнм

анализ в ВСБО 1,40 чнм

Пример 12.

В другом аспекте настоящего изобретения извлечение металла осуществляют цементацией в цинковую стружку. Ископаемая руда имеет размер <10 мкм и дает анализ обогащенного концентрата при сжигании 0,18 ппм Au. После выщелачивания и разбавления пульпа имеет pH 8,5, CN 1 чнм и плотность пульпы 1% Пульпу разделяют на две части, каждая объемом на 2 л. Устанавливают pH части 1 равным 9,0 с помощью гидроксида натрия, а pH другой части устанавливают равным 10,0 с помощью гидроксида натрия. Каждую пульпу пропускают через отдельную колонну, содержащую цинковые стружки. Цинковые стружки растворяются в водной среде и золото экстрагируют в ДИБК и анализируют ААС.

Результаты являются следующими:

pH пульпы мкг Au, анализированные как цементированные в цинке

9,0 18,4

10,0 45,6

пустой опыт 0,00

На 20 г руды, имеющейся в каждой 2 л пульпы извлеченное золото представляет собой обогащенный концентрат с 0,92 чнм Au для пульпы с pH 9,0 и обогащенный концентрат с 2,23 чнм Au для пульпы с pH 10,0. Оба эти концентрата превышают по содержанию золота 0,18 Au, полученное при анализе сжиганием. Следовательно, использование цинка позволит извлечь золото из процесса, указанные количества превышают количества, детектированные традиционным анализом. Деоксигенация не была применена к пульпе, что является существенным отличием от стандартных процедур цементации цинком, для которых заявлено, что наличие определенного количества CN в пульпе, равного 100 чнм или более, и деоксигенация являются существенными для успешного извлечения золота этим методом.

Пример 13.

Анализ угля может быть модифицирован с учетом тонкой глины, которую вводят, и которая улавливается внутри гранул угля. При промывке угля, его сушке и озолении в соответствии со стандартным методом анализа угля, эта уловленная глина неотделима от золы. Стандартная процедура заключается в контактировании угольного остатка с водной средой и расчете содержания золота в золе из анализа водного раствора.

Однако было обнаружено, что значительные количества золота адсорбируются глиной и другими тонкими материалами, остающимися в угольной золе. Золото может быть извлечено из этого материала при повторном контактировании отфильтрованного остатка от первоначальной варки в водной среде со свежей водной средой, содержащей 20 г угля. Этот уголь затем озолотят и выпаривают в водной среде, как ранее.

Однако некоторое количество глины удерживается углем, использованным в этом втором вываривании, что делает необходимым повторение цикла с этой угольной золой. Этот цикл повторяют до тех пор, пока золото, анализируемое в цикле, не станет статистически незначительным. Не все золото экстрагируется из первоначального золы остатка при этом методе. Этот метод анализа водной среды с использованием пасты пульпы низкой плотности и угля может быть использован как для концентрата руды, так и для угольных остатков. В этом случае, так же как и при цианидном выщелачивании, было обнаружено, что чем ниже плотность пульпы, тем больше количество извлеченного золота. Имеется практическое ограничение для обработки водной среды в этом методе, было найдено, что выщелачивание 20-25 г руды в 500 мл водной среды с 20 г угля является хорошим рабочим объемом водной среды с приемлемым размером образца. Показан пример техники с высоким объемом водной среды на концентрате руды. Руда представляет собой кальциновые хвосты из месторождения Криппл Крик в Колорадо, США с размером менее 38 мкм.

Анализ сжиганием обогащенного концентрата показал 1,43 чнм (повтор 1,45 чнм).

Анализ в водной среде ААС обогащенного концентрата показал 1,10 чнм (повтор 1,13 чнм).

Условия для анализа в большом объеме водной среды (БОВС) 25 г твердых, 500 мл водной среды, 20 г угля, время контакта 2 часа.

Схема, приведенная на фиг. 1, показывает суммарную примененную аналитическую процедуру.

В табл. 10 приведено извлечение золота на каждой стадии.

Это относится к обогащенному концентрату 2,1 г/т по сравнению с традиционной пробой, анализируемой в водной среде 1,10 г/т и традиционной пробой при анализе сжиганием 1,43 г/т.

Пример 14.

На схеме, приведенной на фиг. 2, описан пример техники ВСБО на угле при модифицированном цианидном выщелачивании.

Результаты, показывающие извлечение золота на каждой стадии, приведены в табл. 11.

81 мкг стадии (1) представляют собой золото, экстрагированное стандартным вывариванием в водной среде озолотного угля. Стадии (2) (5) представляют дополнительные 173,1 мкг золота, экстрагированные ВСБО. Очевидно, что третий цикл ВСБО из твердых, помеченных А, будет экстрагировать больше золота, так как будут дополнительные циклы ВСБО после

анализов (3) и (5).

Недостатком ВСБО циклической техники является то, что, поскольку она осуществляется в горячей водной среде, равновесие устанавливается между твердыми веществами руды, углем и маточной жидкостью. Для некоторых типов руды равновесие сдвинуто в сторону твердых продуктов руды и очень мало золота соответствует углю или маточной жидкости.

Этот эффект может быть уменьшен при использовании холодного процесса выщелачивания. Оно включает использование цианида и водной среды при комнатной температуре и выщелачивают или с углем, или с органическим растворителем, таким как ДИБК. Органический экстрагент является предпочтительным, так как он может быть применен непосредственно на анализаторе, таком как атомно-абсорбционный спектрофотометр.

При повторении циклов выщелачивания водной средой и цианидом твердых остатков золото экстрагируют в каждом цикле до тех пор, пока экстрагируемое золото не станет статистически незначительным. Следует соблюдать осторожность при промывке твердого остатка, чтобы он был свободен от загрязнения маточной жидкостью из предшествующего цикла. Это нужно для предотвращения разложения цианида-водной среды и образования токсичного газообразного цианистого водорода.

Пример, иллюстрирующий дополнительное извлечение золота этим способом, является следующим:

Образец 20 г руды, имеющий размер частиц менее 10 микрон, анализируют при повторении циклов ВСБО.

Суммарно получают 42 мкг золота при последних двух ВСБО циклах, дающих <0,3 мкг за цикл.

Это соответствует обогащенному концентрату 2,1 г/т. Остаток затем подвергают повторным альтернативным циклам выщелачивания цианид-ДИБК и водная среда-ДИБК.

За 1-й цикл ВСБО остатка цианидом-ДИБК экстрагируют 9,3 мкг.

За 2-й цикл при водной среде-ДИБК на остаток от водной среды-ДИБК экстрагируют 6,9 мкг.

За 2-й цикл при водной среде-ДИБК на остаток цианид-ДИБК экстрагируют 7,6 мкг.

Очевидно, что в дополнительных циклах будет экстрагироваться дополнительное золото.

Однако суммарно 32,9 мкг дополнительно было экстрагировано при циклах цианид-ДИБК и водная среда-ДИБК. Эти 32,9 мкг не могут быть экстрагированы ВСБО циклами и соответствуют пробе 1,6 г/т сверх и выше 2,1 г/т, анализируемой техникой ВСБО.

Пример 15.

Проводят влажный химический анализ серебра на образце 20 г руды и остаток повторно обрабатывают в 500 мл кислоты с 20 г добавочного угля, как в цикле 1 водной среды большого объема (ВСБО) 1 при анализе золота. Проводят также дополнительные циклы, соответствующие ВСБО циклам 2, 1А и 2А. Результаты являются следующими.

Стандартный анализ 3,5 ppm Ag

ВСБО цикл 1 2,6 ppm Ag
 ВСБО цикл 2 1,2 ppm Ag
 ВСБО цикл 1А 3,8 ppm Ag
 ВСБО цикл 2А 0,8 ppm Ag
 Всего: 8,4 ppm Ag

5 Таким образом, способ анализа серебра разбавленным выщелачиванием руды с адсорбентом серебра при выщелачивании приводит в результате к более высоким уровням анализируемого серебра, чем стандартная методика. Ожидается, что этот эффект может быть распространен на другие благородные металлы, анализ и экстракции которых подобны тем, что используются для золота, но с выщелачивателями и адсорбентами, пригодными для конкретного материала.

Пример 16.

Наряду с эффектами низкой плотности пульпы и больших добавок угля имеется и третий фактор, который является заметным для некоторых руд. Имеется разделение по размерам и отдельная переработка фракций различных размеров руды. Традиционным размером для мокрого определения является 38 мкм. Ниже показано влияние разделения по размерам и отдельного выщелачивания 2 фракций.

20 Высокоглинистая руда разделение по размерам
 + 38 мкм фракция 70,1% мас.
 38 мкм фракция 29,9% мас.
 Условия выщелачивания для концентрата и двух фракций плотность пульпы 5% CN 0,1% pH 10,5, уголь 200 г/л, 6 часов/каждый раз.

30 Пробы золота, определенные для процесса выщелачивания, составляют:
 Концентрат 1,10 г/т
 + 38 мкм 1,65 г/т
 38 мкм 2,73 г/т
 Расчетный концентрат из фракций 1,973 г/т

40 Крепкая порода гематитовой руды
 + 38 мкм фракция 63,2% мас.
 38 мкм фракция 36,8% мас.
 Расчетная проба концентрата для анализа сжиганием из анализа фракций составляет 4,52 г/т Au.

45 При выщелачивании в тех же условиях, что и в примере выше для определения проб золота, получают:

+ 38 мкм фракция 9,76 г/т
 38 мкм фракция 6,12 г/т.
 Расчетный концентрат из фракций 8,420 г/т.

50 Для любой конкретной руды следует отбирать частицы размером в интервале от 2 до 100 микрон. В некоторых случаях измельчение руды ниже критического размера может быть практической альтернативой раздельной обработки фракций двух размеров.

55 Из сказанного выше можно видеть, что настоящее изобретение обеспечивает единый способ анализа и извлечение золота, которое ранее не было определено.

Формула изобретения:

60 1. Способ извлечения благородных металлов из руд, рудных концентратов или хвостовых отходов путем обработки исходного материала выщелачивающим реагентом в присутствии реагента-окислителя с получением пульпы выщелачивания, содержащей растворенные благородные

металлы, с последующим извлечением растворенных благородных металлов из пульпы выщелачивания обработкой реагентом-коллектором, отличающийся тем, что пульпу выщелачивания разбавляют до получения плотности пульпы ниже 15 мас. твердых продуктов с предотвращением локализованных зон с плотностью выше 15 мас. твердых продуктов в пульпе.

2. Способ по п.1, отличающийся тем, что разбавление проводят после завершения выщелачивания и разбавленную пульпу выдерживают в течение времени, достаточного для увеличения количества благородных металлов в растворе до начала стадии извлечения.

3. Способ по п.1 или 2, отличающийся тем, что пульпу выщелачивания разбавляют до плотности пульпы от 0,1 до 10 мас. твердых продуктов.

4. Способ по п. 1 или 2, отличающийся тем, что реагент-окислитель для перевода металла в раствор представляет собой хлор-ион.

5. Способ по п.1 или 2, отличающийся тем, что благородный металл извлекают путем использования в качестве коллектора углерода ионообменную смолу или волокно.

6. Способ по п.5, отличающийся тем, что по крайней мере 65 г углерода или ионообменной смолы используют на 1 л раствора.

7. Способ по п.1 или 2, отличающийся тем, что извлечение благородного металла ведут или цементацией, или электролитической экстракцией, или осаждением.

15 Приоритет по пунктам:

07.03.89 по пп.1 3.

22.06.89 по пп.4 6.

20

25

30

35

40

45

50

55

60

Таблица 1

Плотность пульпы раствора для выщелачивания	Кажущаяся проба обогащенного золота, детектируемого в жидкости
Руда (1) 30 %	0,27 г/т
10 %	0,60 г/т
Руда (2) 30 %	0,67 г/т
10 %	1,15 г/т
Руда (3) 30 %	1,90 г/т
10 %	3,90 г/т
5 %	6,90 г/т

Таблица 2

Плотность пульпы раствора для выщелачивания	Концентрация угля (г/л)	Кажущаяся проба обогащенного золота, детектируемая в маточнике или угле
Руда (1) 10 %	0,0	0,60 г/т
10 %	200	1,63 г/т
Руда (2) 10 %	0,0	1,15 г/т
10 %	200	2,74 г/т

Таблица 3

Время выщелачивания	Количество золота в мкг на угле	Суммарное золото в маточнике в мкг
0 мин	00	0,3
15 мин	19	0,3
30 мин	10,4	0,3
60 мин	5,3	0,3
360 мин	00	0,3

Таблица 4

Показатели	Первоначальное выщелачивание	Стадия разбавления
Плотность	50 %	1,0 %
pH	10,1	10,1
Время	15 мин	30 мин
CN ппм	100	1,0
Концентрация угля	00	200 г/л

Результаты: золото на угле 21,5 мкг = 1,07 г/т золота из образца 20 г ;
золото в маточнике = 30 мкг/л в 2 л = 60 мкг = 30 г/т золота в руде.

Таблица 5

Концентрация хлорида в маточнике	рН на входе в колонну	рН на выходе	чмг Au в обогащенной руде, абсорбированного на угле
00	5,0	9,3	3,80
00	6,0	9,5	3,83
00	8,0	9,7	3,84
00	9,0	9,5	3,63
00	10,0	10,5	3,60
19	5,0	8,5	1,15
19	6,0	8,4	1,30
19	8,0	8,6	1,16
19	8,5	8,7	4,01
19	9,0	8,9	5,54
19	9,0	8,9	5,15
19	10,0	9,7	3,28

Таблица 6

Концентрация С Г в маточнике в г/л	Извлечение золота на уголь, вычисленное в чмг в обогащенной руде
0,0	3,63
10	4,49
19 (средний уровень в морской воде)	5,54
50	5,58
100	3,79
150	2,46

Таблица 7

Начальная колонна 1		Колонна 2		Колонна 3	
Образец угля	мкг Au на угле	образец угля	мкг Au на угле	образец угля	мкг Au на угле
A	27,7	A	9,3	A	4,8
B	22,0	B	6,2	B	3,6
C	12,2	C	4,5	C	2,9
D	5,9	D	3,2	D	1,4
E	3,1	E	2,0	E	0,6
F	3,2	F	1,2	F	0,3
G	2,0	G	0,5	G	0,4
H	1,5	H	0,7	H	0,3

Таблица 7а

	Контакт 2 л	Контакт 10 л
мкг Au, опред. на угле	74	107
масса зольного остатка от угля (г)	3,7	11,3

Таблица 8

Выщелачивание пульпы с плотностью % твердых по массе	Концентрация угля (г/л)	Диспергатор (все 1 г/л)	Кажущаяся проба обогащенного концентрированного золота, определение в маточнике или на угле (ппм)
5	00	Нет	1,59
5	200	Нет	1,85
5	200	Силикат натрия	2,34
5	200	Карбонат натрия	1,81
5	200	Тринатрийполифосфат	2,05
5	200	Гексаметафосфат натрия	3,02
5	200	Циквест 3223	1,91
10	00	Нет	1,40
10	200	Нет	1,53
10	200	Гексаметафосфат натрия	1,94
10	200	Циквест 3223	1,85

Таблица 9

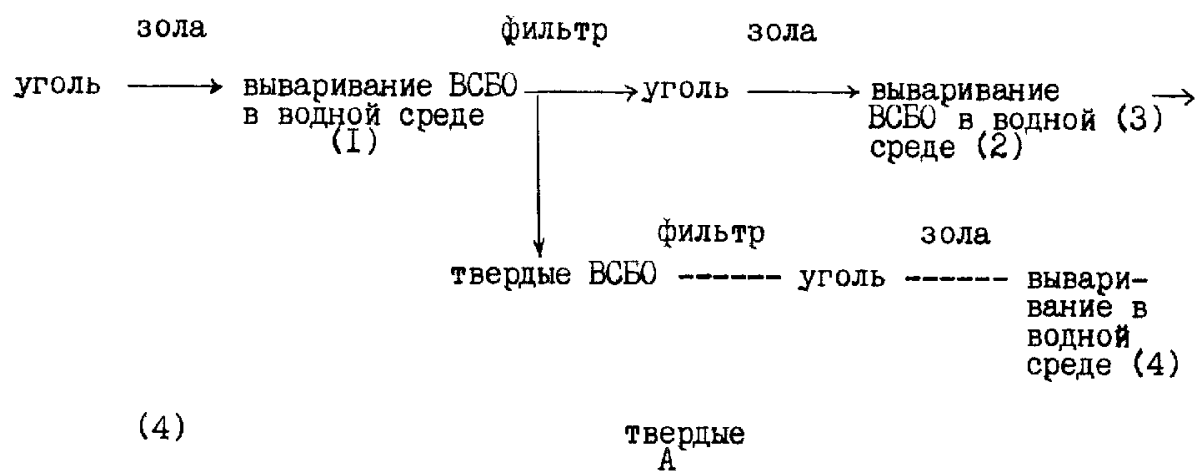
Модифицированное CN выщелачивание при ПП 30 %	Золото из маточника	Золото из угля, ппм	Суммарное золото, ппм
(нет угля)	0,12	0,00	0,12
а) " CN выщелачивание при ПП 30% б) + 1 г/л метанола	0,20	0,00	0,20
в) CN выщелачивание + 200 г/л угля г) " ПП 30%	0,06	0,28	0,34
д) CN выщелачивание + 200 г/л угля, + ПП 30% + 1 г/л метанола	0,20	0,13	0,33
е) " CN выщелачивание при ПП 5%	0,92	0,00	0,92
ж) " CN выщелачивание при ПП 5% + + 1г/л метанола	4,30	0,00	4,30
з) CN выщелачивание + 200 г/л угля ПП 5%	0,04	4,55	4,61
и) CN выщелачивание + 200 г/л ПП 5% + 1 г/л метанола	4,06	0,79	4,85

Таблица 10

Микрограммы золота	Экстрагированные на стадию
(1)	27,6
(2)	8,5
(3)	1,9
(4)	8,6
(5)	1,1
(6)	0,4
(7)	3,9
(8)	0,5
(9)	< 0,3
Всего:	52,5 мкг

Таблица 11

Микрограммы золота	Экстрагированные на стадии
(1)	81
(2)	93,5
(3)	11,9
(4)	60,0
(5)	7,7



Фиг. 2