

(19)



**Евразийское  
патентное  
ведомство**

(11) **048166**

(13) **B1**

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

(45) Дата публикации и выдачи патента  
**2024.10.30**

(21) Номер заявки  
**202192005**

(22) Дата подачи заявки  
**2020.01.21**

(51) Int. Cl. **C22B 3/12** (2006.01)  
**B01D 11/02** (2006.01)  
**C22B 3/42** (2006.01)  
**C22B 3/44** (2006.01)  
**C22B 11/00** (2006.01)

---

(54) **СПОСОБ КАТАЛИЗИРУЕМОГО УГЛЕРОДОМ ТИОСУЛЬФАТНОГО  
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ**

---

(31) **62/794,887; 62/819,005**

(32) **2019.01.21; 2019.03.15**

(33) **US**

(43) **2022.02.15**

(86) **PCT/IB2020/000795**

(87) **WO 2021/001690 2021.01.07**

(71)(73) Заявитель и патентовладелец:  
**БАРРИК ГОЛД КОРПОРЕЙШН (СА)**

(56) **US-B2-10161016**  
**US-A1-20020092377**  
**US-A-5536297**  
**US-B1-6344068**  
**US-A-5354259**  
**US-A-4778519**  
**US-A1-20030051581**  
**US-B2-7985277**  
**CA-A1-2209559**

(72) Изобретатель:  
**Олвера Олмедо Оскар Герман,**  
**Домански Даниель Феликс Рафаэль**  
**(СА)**

(74) Представитель:  
**Кольцов И.Л. (RU)**

---

(57) Изобретение относится к способу тиосульфатного выщелачивания для извлечения драгоценных металлов. Этим способом драгоценный металл выщелачивают из материала, содержащего драгоценный металл, путем контактирования этого материала с порошковым углеродным материалом, тиосульфатом, анионообменной смолой и окислителем с образованием пульпы, содержащей выщелоченный драгоценный металл. Порошковые углеродные материалы служат катализатором скорости растворения и извлечения драгоценного металла во время выщелачивания.

---

**048166**  
**B1**

**048166**  
**B1**

### Перекрестная ссылка на родственные заявки

По изобретению заявляется приоритет по дате подачи предварительных заявок США № 62/794,887, поданной 21 января 2019 г., и 62/819,005, поданной 15 марта 2019 г., озаглавленных "Способ тиосульфатного выщелачивания золотосодержащих материалов", содержание которых полностью включено в изобретение посредством ссылки.

### Область техники

Изобретение в целом относится к выщелачиванию металлосоодержащих материалов и, в частности, к тиосульфатному выщелачиванию материалов, содержащих драгоценные металлы.

### Уровень техники

Традиционный процесс цианирования/уголь в пульпе десятилетиями был основным способом извлечения золота. Выщелачивающим реагентом, наиболее часто используемым при выщелачивании золота, является цианид. Цианид имеет относительно низкую стоимость, его химический состав прост и хорошо известен, и он образует прочные комплексы с золотом, которые стабильны в водных растворах. Хотя цианирование эффективно для выщелачивания золота из некоторых углистых или смешанных руд, существуют серьезные экологические проблемы, связанные с использованием цианида в процессах выщелачивания золота, а для некоторых золотосодержащих руд, таких как углистые руды, может иметь высокий расход цианида.

Тиосульфат является одним из наиболее удачных альтернативных выщелачивающих агентов для эффективного выщелачивания золота. Пример процесса тиосульфатного выщелачивания для материалов, содержащих драгоценные металлы, показан в патенте США 7,544,232. В аммиачно-тиосульфатной системе обычно в качестве окислителя используют ионы меди. Это объясняется низкой растворимостью кислорода, а его медленная скорость восстановления на поверхности золота приводит к медленной скорости растворения. Хотя ионы меди являются лучшим окислителем для золота, чем кислород, кислород все же необходим для регенерации окислителя. К сожалению, сообщалось, что сочетание кислорода и меди в аммиачно-тиосульфатной системе увеличивает скорость разложения тиосульфата с образованием тетратионата и других полиатионатов. Тиосульфатные системы без аммиака могут быть более привлекательными с экологической точки зрения.

В связи с необходимостью экологически приемлемой замены цианида при выщелачивании золота была проделана значительная работа по улучшению кинетики тиосульфатного выщелачивания. Эксперименты по тиосульфатному выщелачиванию при температурах в интервале 40-80°C и избыточных давлениях кислорода 10-100 фунтов на квадратный дюйм, соответственно, показали, что извлечение золота зависело от температуры и концентрации тиосульфата, но было менее чувствительно к избыточному давлению кислорода. Было обнаружено, что повышение температуры, концентраций Cu(II) и растворенного кислорода имеет положительный эффект на скорость растворения золота. Скорость растворения золота может быть увеличена в присутствии сульфидных минералов в результате гальванических взаимодействий, при этом скорость восстановления кислорода была выше на поверхности сульфидных минералов, чем на поверхности золота. В заключение, в патенте США 10161016 раскрыт процесс предварительной обработки упорных по отношению к тиосульфату окисдных руд с использованием активированного угля. В процессе предварительной обработки, до тиосульфатного выщелачивания, рудная пульпа контактирует с активированным углем в присутствии кислорода. Было обнаружено, что процесс предварительной обработки увеличивает извлечение золота с 23-26% до 71-86%.

К сожалению, эффективность тиосульфата при выщелачивании золота может быть очень чувствительной к руде. Некоторые окисдные руды могут быть по своей природе упорными. Они не обеспечивают достаточного выщелачивания золота в системе тиосульфатного выщелачивания и не выщелачиваются так же эффективно по сравнению с цианидом. Тиосульфатное извлечение золота из некоторых окисдных руд может быть минимальным. Так как окисдные руды не содержат сульфидов (или имеют очень низкие уровни сульфидов), упорность не может быть уменьшена таким же способом, как для сульфидных руд (например, путем обжига, биологического окисления или окисления под давлением).

Существует необходимость в способе тиосульфатного выщелачивания, чтобы решить проблему, связанную с упорностью некоторых окисдных руд в системе тиосульфатного выщелачивания.

### Сущность изобретения

Эти и другие проблемы решаются посредством различных вариантов и конфигураций настоящего изобретения. Изобретение в целом направлено на выщелачивание материалов, содержащих драгоценные металлы, тиосульфатом в присутствии угля.

В некоторых вариантах процесс выщелачивания может включать стадии:

(а) обеспечение порошкового углеродного материала, содержащего один или несколько из материалов: активированный уголь, активированный древесный уголь, кокс, твердый углерод, полученный из скорлупа кокосового ореха и/или элементарного углерода, прокаленная смола и их смеси;

(b) обеспечение материала, содержащего драгоценный металл, имеющего первую величину тиосульфатного выщелачивания драгоценного металла при отсутствии контакта с порошковым углеродным материалом;

(с) контактирование материала, содержащего драгоценный металл, с порошковым углеродным ма-

териалом, тиосульфатом, анионообменной смолой и окислителем с образованием пульпы; и

(d) выщелачивание драгоценного металла из суспендированного материала, содержащего драгоценный металл, при этом анионообменная смола имеет большее сродство к выщелачиваемому драгоценному металлу, чем порошковый углеродный материал, а суспендированный материал, содержащий драгоценный металл, имеет вторую величину тиосульфатного выщелачивания драгоценного металла, которая больше первой величины тиосульфатного выщелачивания драгоценного металла.

В некоторых вариантах процесс выщелачивания может включать стадии:

(a) контактирование золотосодержащего материала с углеродным материалом, а также с тиосульфатным выщелачивателем и/или анионообменной смолой с образованием пульпы, при этом углеродный материал содержит один или несколько из материалов: активированный уголь, активированный древесный уголь, кокс, твердый углерод, полученный из скорлупы кокосового ореха и/или элементарного углерода, прокаленная смола и их смеси;

(b) последующее контактирование пульпы с окислителем для выщелачивания золота из золотосодержащего материала и осаждения выщелоченного золота на анионообменной смоле; и

(c) контактирование золотосодержащей анионообменной смолы с элюентом для получения золотосодержащего элюента и обеззолоченной ионообменной смолы, направляемой для повторного использования на стадию (a).

В некоторых вариантах процесс выщелачивания может включать стадии:

(a) контактирование материала, содержащего драгоценный металл, с порошковым углеродным материалом, тиосульфатом и анионообменной смолой с образованием пульпы, при этом материал, содержащий драгоценный металл, имеет первую величину тиосульфатного выщелачивания драгоценного металла при отсутствии контакта с порошковым углеродным материалом, а порошковый углеродный материал содержит один или несколько из материалов: активированный уголь, активированный древесный уголь, кокс, твердый углерод, полученный из скорлупы кокосового ореха и/или элементарного углерода, прокаленная смола и их смеси; и

(b) контактирование пульпы с окислителем для выщелачивания драгоценного металла из суспендированного материала, содержащего драгоценный металл, причем анионообменная смола имеет большее сродство к выщелачиваемому драгоценному металлу, чем порошковому углеродному материалу, а суспендированный материал, содержащий драгоценный металл, имеет вторую величину тиосульфатного выщелачивания драгоценного металла, которая больше первой величины тиосульфатного выщелачивания драгоценного металла.

Драгоценный металл может быть, например, золотом.

Выщелачивание может осуществляться в присутствии молекулярного кислорода, но при отсутствии или почти полном отсутствии суррогатного окислителя, такого как медь.

Добавление углеродного материала, такого как мелкодисперсный уголь, может привести к увеличению скоростей растворения и увеличению извлечения золота. Без ссылки на какую-либо теорию, считается, что углеродный материал и драгоценный металл, такой как золото, образуют гальванические пары, и что скорость восстановления кислорода увеличивается в результате увеличения площади поверхности, доступной на мелкодисперсном углеродном материале. В частности, использование активированного угля в качестве катализатора в тиосульфатном выщелачивании золота является альтернативным способом, который может не нуждаться в добавлении суррогатных окислителей (подобных меди), может работать при температурах до 30°C и может иметь низкий уровень разложения тиосульфата, что делает его привлекательной альтернативой для выщелачивания золота.

Удаление или неудаление угля после выщелачивания зависит от размера частиц используемого угля. Когда используется крупнодисперсный уголь, то его, как правило, удаляют. Когда используется мелкодисперсный уголь, его, как правило, не удаляют.

Мелкодисперсный уголь может быть приведен в контакт с материалом, содержащим драгоценный металл, либо отдельно после измельчения материала, либо до и/или во время измельчения. В последнем случае частицы угля могут иметь крупный размер, но измельчаются до мелких размеров, аналогичных размерам частиц материала, содержащего драгоценный металл.

Перед выщелачиванием суспендированный материал, содержащий драгоценный металл, может практически не контактировать с окислителем.

Различные компоненты пульпы могут добавляться в любом порядке. В некоторых вариантах анионообменная смола и/или тиосульфатный выщелачиватель контактирует с материалом, содержащим драгоценный металл, до углеродного материала.

Материал, содержащий драгоценный металл, может поддаваться выщелачиванию цианидом (и поэтому не является упорным по отношению к цианиду), но не поддаваться тиосульфатному выщелачиванию (т.е. материал является упорным по отношению к тиосульфату материалом, содержащим драгоценный металл). Другими словами, выщелачивание драгоценных металлов из материала, содержащего драгоценный металл, цианидом может быть более эффективным, чем выщелачивание драгоценных металлов тиосульфатом. Даже когда выщелачивание материала, содержащего драгоценный металл, имеет сходное извлечение драгоценного металла при использовании либо цианида, либо тиосульфата в качестве выще-

лачивателя, способ выщелачивания по настоящему изобретению может дополнительно увеличить извлечение драгоценного металла тиосульфатом. Материал, содержащий драгоценный металл, может быть обогащенным или необогащенным. Как правило, драгоценный металл находится в матриксе, который представляет собой в основном один или несколько оксидов. Например, материал, содержащий драгоценный металл, может содержать больше оксидов, чем сульфидов.

Процесс извлечения золота может осуществляться в условиях окружающей среды (комнатная температура и атмосферное давление) в течение менее 24 ч. Увеличение температуры процесса может дополнительно увеличить извлечение золота и/или кинетику предварительной обработки.

Углеродный материал может удаляться из предварительно обработанной пульпы посредством просеивания, при этом обычно требуется, чтобы около 90% или больше, и даже чаще около 98% или больше угля оставалось на сите, в то время как около 90% или больше, а чаще около 95% или больше материала, содержащего драгоценный металл, проходило сквозь сито. Относительные средние значения, медианы, моды и P80-размеры частиц угля и материала, содержащего драгоценный металл, выбираются для получения по меньшей мере таких уровней разделения.

После отделения угля выщелоченная пульпа может быть выгружена в хвосты, а извлеченный углеродный материал может направляться для повторного использования на стадию выщелачивания.

Настоящее изобретение может обеспечить ряд преимуществ в зависимости от конкретных конфигураций. Тиосульфатное выщелачивание оксидных руд в насыщенной кислородом воде и в присутствии активированного угля или другого углеродного материала может значительно увеличить извлечение золота, достигаемое другим способом тиосульфатного выщелачивания. Процесс может иметь низкие текущие затраты и обеспечить простой способ для тиосульфатного выщелачивания золота из оксидов. Истирание в результате перемешивания пульпы, обычно является единственной причиной потери угля и может быть минимизировано путем правильного конструирования смесителей и реакторов. Углеродный материал может возвращаться в процесс и повторно использоваться, что уменьшает эксплуатационные расходы. Только недорогой воздух (или более дорогой газообразный кислород) являются расходуемыми реагентами, что делает экономические характеристики процесса очень привлекательными.

Эти и другие преимущества будут очевидны из описания аспектов, вариантов и конфигураций настоящего изобретения.

В контексте настоящего описания выражения "по крайней мере один", "один или несколько" и "и/или" являются неограниченными выражениями, которые при использовании являются как конъюнктивными, так и дизъюнктивными. Например, каждое из выражений "по меньшей мере один из А, В и С", "по меньшей мере один из А, В или С", "один или несколько из А, В и С", "один или несколько из А, В или С", "А, В и/или С" и "А, В или С", означают только А, только В, только С, А и В вместе, А и С вместе, В и С вместе или А, В и С вместе. Если каждый из А, В и С в вышеуказанных выражениях относится к элементу, такому как X, Y и Z, или классу элементов, такому как X<sub>1</sub>-X<sub>n</sub>, Y<sub>1</sub>-Y<sub>m</sub> и Z<sub>1</sub>-Z<sub>0</sub>, фраза будет относиться к единичному элементу, выбранному из X, Y и Z, комбинации элементов, выбранных из одного класса (например, X<sub>1</sub> и X<sub>2</sub>), а также к комбинации элементов, выбранных из двух или более классов (например, Y<sub>1</sub> и Z<sub>0</sub>).

В связи с этим, термины "один или несколько" и "по крайней мере один" могут в настоящем описании использоваться взаимозаменяемо. Также нужно отметить, что термины "содержащий", "включающий" и "имеющий" могут использоваться взаимозаменяемо.

"Активированный уголь" представляет собой форму угля, обработанного с целью образования в нем маленьких, имеющих небольшой объем пор, которые увеличивают площадь поверхности, доступной для адсорбции или химической реакции. Активированный уголь может быть гранулированным, экструдированным, в виде шариков, пропитанным и/или с полимерным покрытием.

Термин "уголь" включает в себя углеродсодержащий органический материал, такой как один или несколько из материалов: активированный уголь (активированный древесный уголь или активированный каменный уголь), каменный уголь (например, торф, лигнит, полубитуминозный уголь, битуминозный уголь, паровичный уголь, антрацит и графит), бурый уголь, кокс, твердый углерод, полученный из скорлупы кокосового ореха или элементарного углерода, прокаленная смола и их смеси.

Термин "средство", используемый в настоящем описании, должен иметь максимально широкое толкование в соответствии с разделом 35 Кодекса США, раздел 112(f) и/или раздел 112, параграф 6. Соответственно, пункт формулы изобретения, включающий термин "средство", охватывает все структуры, материалы или действия, изложенные в настоящем описании, и все их эквиваленты. Кроме того, структуры, материалы или действия и их эквиваленты включают все те, которые описаны в разделе сущность изобретения, перечне чертежей, подробном описании изобретения, реферате и самой формуле изобретения.

Термин "драгоценный металл" относится к золоту и серебру.

Упорный к тиосульфату материал, содержащий драгоценный металл, представляет собой материал, в котором по меньшей мере часть материала, содержащего драгоценный металл, по природе устойчива к извлечению посредством тиосульфатного выщелачивания.

Если не указано иное, все уровни компонентов или составов относятся к активной части этого ком-

понента или состава и не включают примеси, например, остаточные растворители или побочные продукты, которые могут присутствовать в коммерчески доступных источниках таких компонентов или составов.

Все процентные содержания и соотношения рассчитаны на общий вес состава, если не указано иное.

Следует понимать, что каждое максимальное количественное ограничение, указанное в настоящем изобретении, считается включающим каждое меньшее количественное ограничение в качестве альтернативы, как если бы такие меньшие количественные ограничения были явно указаны в настоящем изобретении. Полагается, что каждое минимальное количественное ограничение, указанное в настоящем изобретении, включает каждое большее количественное ограничение в качестве альтернативы, как если бы такие большие количественные ограничения были явно указаны в настоящем изобретении. Полагается, что каждый числовой диапазон, указанный в настоящем изобретении, включает каждый более узкий числовой диапазон, который находится в пределах такого более широкого числового диапазона, как если бы такие более узкие числовые диапазоны были все явно указаны в настоящем изобретении. Например, фраза "от около 2 до около 4" включает целое число и/или диапазоны целых чисел от около 2 до около 3, от около 3 до около 4 и каждый возможный диапазон, основанный на действительных (например, иррациональных и/или рациональных) числах, например, от около 2,1 до около 4,9, от около 2,1 до около 3,4 и так далее.

Вышеизложенное представляет собой упрощенное изложение сущности изобретения для обеспечения возможности понимания некоторых аспектов изобретения. Данное изложение сущности изобретения не является ни всесторонним, ни исчерпывающим обзором изобретения и его различных вариантов. Оно предназначено не для определения ключевых или критических элементов изобретения и не для определения объема изобретения, а для представления отдельных концепций изобретения в упрощенной форме в качестве введения к более подробному описанию, представленному ниже. Следует иметь в виду, что возможны другие варианты изобретения с использованием, отдельно или в сочетании, одного или нескольких признаков, изложенных выше или подробно описанных ниже.

#### **Перечень чертежей**

Приложенные чертежи включены в описание и является его частью, чтобы проиллюстрировать несколько примеров настоящего изобретения. Эти чертежи вместе с описанием объясняют принципы изобретения. Чертежи только иллюстрируют предпочтительные и альтернативные примеры того, как изобретение может быть реализовано и использовано, и не должны истолковываться как ограничивающие изобретение только проиллюстрированными и описанными примерами. Дополнительные признаки и преимущества станут очевидными из следующего, более подробного описания различных аспектов, вариантов и конфигураций изобретения, как показано на чертежах, указанных ниже.

Фиг. 1 - схематическое изображение технологического процесса в соответствии с вариантом изобретения.

Фиг. 2 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние предварительной обработки углем на извлечение золота из образца S1 посредством CaTS-RIL.

Фиг. 3 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние предварительной обработки углем и мелкодисперсного угля на извлечение посредством тиосульфатного выщелачивания из образца S1.

Фиг. 4 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние мелкодисперсного угля на извлечение золота из хвостов флотации угля.

Фиг. 5 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние мелкодисперсного угля на извлечение золота с помощью тиосульфата из образца S3.

Фиг. 6 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние предварительной обработки углем на извлечение золота из образца S1.

Фиг. 7 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние мелкодисперсного угля на извлечение золота из хвостов флотации угля.

Фиг. 8 - показаны гальванические взаимодействия между золотом и углем.

Фиг. 9 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от концентрации угля (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние активированного угля на извлечение золота с помощью тиосульфата.

Фиг. 10 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние меди, смолы и температуры на тиосульфатное выщелачивание золота из S1 в присутствии угля (10 г/кг).

Фиг. 11 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние концентрации тиосульфата на извлечение золота из образца S2 в присутствии или отсутствии 10 г/кг угля.

Фиг. 12 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная

ось), который иллюстрирует влияние крупнодисперсного активированного угля на извлечение золота посредством тиосульфатного выщелачивания.

Фиг. 13 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние контакта уголь-твердая фаза на тиосульфатное выщелачивание золота.

Фиг. 14 - график зависимости извлечения золота (вертикальная ось) от времени (горизонтальная ось), который иллюстрирует влияние мелкодисперсного активированного угля на тиосульфатное выщелачивание золота из образца S2.

### Подробное описание изобретения

#### Общее описание

В настоящем изобретении предложен способ выщелачивания материалов, содержащих драгоценный металл. Способ может осуществляться до или во время тиосульфатного выщелачивания и увеличивает общее извлечение драгоценного металла из упорных в отношении тиосульфата материалов, содержащих драгоценный металл. Выщелачивание осуществляется посредством практически одновременного перемешивания пульпы, включающей в себя материал, содержащий драгоценный металл, воду, тиосульфат, углеродный материал и растворенный молекулярный кислород (в качестве окислителя), и выщелачивания в присутствии различных компонентов в течение заранее определенного времени выдержки. Углеродный материал остается в пульпе во время выщелачивания, чтобы обеспечить увеличение извлечения золота по сравнению с уровнем техники.

В некоторых вариантах тиосульфатный выщелачиватель контактирует с суспендированным материалом, содержащим драгоценный металл, до углеродного материала. Обычно, по меньшей мере около 50 мол.%, чаще по меньшей мере около 75 мол.% и еще чаще по меньшей мере около 95 мол.% тиосульфатного выщелачивателя контактировало с суспендированным материалом, содержащим драгоценный металл, прежде чем какая-либо или большая часть углеродного материала добавлялась в пульпу. Другими словами, суспендированный материал, содержащий драгоценный металл, обычно содержит более чем около 0,001, чаще более чем около 0,0025 и еще чаще более чем около 0,005 М тиосульфата до контакта с какой-либо или большей частью углеродного материала.

В некоторых вариантах ионообменная смола контактирует с суспендированным материалом, содержащим драгоценный металл, до углеродного материала. Обычно, по меньшей мере около 50 вес.%, по меньшей мере около 75 вес.% и еще чаще по меньшей мере около 95 вес.% ионообменной смолы контактировало с суспендированным материалом, содержащим драгоценный металл, прежде чем какая-либо или большая часть углеродного материала добавлялась в шлам.

Удивительным и неожиданным оказалось, что количество углеродного материала, необходимого для получения относительно высокого извлечения золота (например, по меньшей мере около 80%, чаще по меньшей мере около 85%, еще чаще по меньшей мере около 90% и наиболее часто по меньшей мере около 95%) является относительно низким по сравнению с процессом предварительной обработки согласно патенту США № 10,161,016. Без ссылки на какую-либо теорию, считается, что углеродный материал и драгоценный металл образуют гальваническую пару, и что скорость восстановления кислорода возрастает из-за увеличения поверхности, доступной на углеродном материале. Использование активированного угля, в частности, как катализатора в тиосульфатном выщелачивании драгоценного металла может не требовать добавления суррогатного окислителя (такого как медь), и это может работать при более низких температурах, делая процесс более привлекательным для выщелачивания золота, когда использование цианида исключено. Сниженные потребности в угле позволяют удалять в отходы углеродный материал вместе с хвостами без существенного снижения экономической эффективности процесса.

Материал, содержащий драгоценный металл, может быть оксидной рудой, концентратом, хвостами, остатком от выщелачивания, обожженным материалом и другими оксидными материалами, содержащими драгоценный металл. Типичные оксидные руды и концентраты, содержащие драгоценный металл, могут содержать силикаты, фосфаты, оксиды железа и гидроксиды, а также относительно низкие уровни остаточных сульфидов.

Оптимальная концентрация тиосульфата в растворе, которую необходимо поддерживать во время выщелачивания, и, следовательно, оптимальная концентрация тиосульфата в растворе тиосульфатного выщелачивателя будет зависеть от природы выщелачиваемого материала, но обычно составляет от около 0,005 до около 2 моль (М), чаще от около 0,02 до около 0,5 М, и еще чаще от около 0,05 до около 0.2 М. Источником свежего тиосульфата 148 может быть любое доступное тиосульфатсодержащее соединение, такое как тиосульфат натрия, тиосульфат калия, тиосульфат кальция, тиосульфат аммония или какой-либо другой тиосульфатсодержащий материал или предшественник тиосульфата. В некоторых вариантах тиосульфатный выщелачиватель практически не содержит аммиака, при этом не более чем около 25%, чаще не более чем около 10%, и еще чаще не более чем около 5% тиосульфата соединено с аммиаком.

В то время как выщелачивание может осуществляться при атмосферном давлении, давлении ниже или выше атмосферного и в большом интервале температур пульпы, каталитический эффект углеродного материала неожиданно делает возможным быстрое протекание выщелачивания при температурах всего

лишь 30 градусов по Цельсию.

Вариант выщелачивания будет рассмотрен со ссылкой на фиг. 1.

В обычном процессе выщелачивания материал 100, содержащий драгоценный металл, смешивается в смесительном чане, баке или другом подходящем реакторе с окислителем 108, тиосульфатным выщелачивателем 110 и углеродным материалом 118, таким как активированный уголь, тиосульфатом и водой 104 с образованием выщелачиваемой пульпы 116. Окислитель 108, как правило, молекулярный кислород обычно приводится в контакт посредством барботирования пульпы. Молекулярный кислород может подаваться из подходящего источника, такого как воздух, обогащенный кислородом воздух или технически чистый кислород, предпочтительно атмосферный воздух. В процессе может использоваться любая вода, как сырая вода, так и относительно чистая технологическая вода. Другие подходящие реакторы, например пульсационная колонна, могут быть любыми реакторами, способными должным образом смешивать уголь, суспендированный материал, содержащий драгоценный металл, и газ.

Однако неожиданно и с удивлением было обнаружено, что относительно высокая кинетика выщелачивания может быть реализована без стадии предварительной обработки, раскрытой в патенте США 10,161,016. Поэтому типичный вариант процесса выщелачивания согласно фиг. 1 исключает стадию предварительной обработки (или осуществляется без этой стадии). Как правило, различные компоненты, а именно материал 100, содержащий драгоценный металл, вода 104, тиосульфатный выщелачиватель 110 и углеродный материал 118 добавляются по существу одновременно (то есть до начала выщелачивания драгоценного металла или до контакта пульпы с ионообменной смолой в процессе выщелачивания "выщелачивание на смолу" или "смола-в-пульпе", до экстракции растворителем в процессе выщелачивания с экстракцией растворителем). В некоторых вариантах различные компоненты добавляются до добавления окислителя 108, хотя в других вариантах окислитель 108 может добавляться по существу одновременно с другими компонентами. В некоторых вариантах материал 100, содержащий драгоценный металл, вода 104 и углеродный материал 118 смешиваются до, во время или сразу после измельчения, но до добавления окислителя 108. Тиосульфатный выщелачиватель 110 может добавляться или не добавляться до или во время измельчения.

Согласно фиг. 1, тиосульфатный выщелачиватель 110 в реакторе выщелачивает один или несколько драгоценных металлов из материала 100, содержащего драгоценный металл. Благодаря присутствию углеродного материала 118 во время выщелачивания, при извлечении 120 драгоценного металла другие суррогатные окислители 108 (в дополнение к молекулярному кислороду) обычно не требуются.

Отсутствие или по существу отсутствие (добавленной и/или совокупной) меди в выщелачиваемом материале во время извлечения 120 драгоценного металла может значительно упростить процесс. Исключение или почти полное исключение (добавленной и/или совокупной) меди из выщелачиваемого материала во время извлечения 120 драгоценного металла может обеспечить преимущество, заключающееся в возможности стабильно высокого и воспроизводимого извлечения драгоценных металлов в более широком диапазоне pH, чем это было возможно раньше при использовании других процессов тиосульфатного выщелачивания. Окислительное разложение тиосульфата до полиитионатов и сульфатов заметно ускоряется в присутствии ионов меди. Реакции окислительного разложения значительно замедляются при повышенном парциальном давлении кислорода в случае отсутствия или почти полного отсутствия меди. Обычно концентрация меди (добавленной и/или общей в растворе) составляет не более чем около 20 миллионных долей (м.д.), чаще не более чем около 15 м.д., еще чаще не более чем около 10 м.д., еще чаще не более чем около 5 м.д. и даже еще чаще не более чем около 2,5 м.д. В данном процессе выщелачивание может осуществляться при pH около 7-12, чаще около 8-11, еще чаще около 8-10 и даже еще более часто при pH меньше 9. Окислительно-восстановительный потенциал (ORP) во время извлечения 120 драгоценного металла обычно находится в интервале от около 10 до около 350 мВ и чаще от около 150 до около 300 мВ (относительно стандартного водородного электрода (SHE)).

Весовое отношение углеродного материала 116 (либо добавленного, либо общего, включающего добавленный и изначально присутствующий углеродный материал в материале, содержащем драгоценный металл) к материалу 100, содержащему драгоценный металл, во время извлечения 120 драгоценного металла может меняться в зависимости от требований конкретной руды, свойств самого углеродного материала и желательного уровня извлечения драгоценного металла. В некоторых вариантах для крупнодисперсного углеродного материала 118 весовое отношение материала 100, содержащего драгоценный металл, к углеродному материалу 118 обычно составляет более чем около 50:1, чаще около 100:1, еще чаще по меньшей мере 125:1, еще чаще по меньшей мере 150:1, еще чаще по меньшей мере 175:1, и еще чаще по меньшей мере 200:1. В некоторых вариантах весовое отношение материала 100, содержащего драгоценный металл, к углеродному материалу 118 составляет не более 1000:1, чаще не более чем около 850:1, еще чаще не более чем около 750:1, еще чаще не более чем около 650:1, и еще чаще не более чем около 500:1. В других вариантах используются более низкие весовые отношения материала 100, содержащего драгоценный металл, к углеродному материалу 118.

В некоторых вариантах материал, содержащий драгоценный металл, практически не содержит органического углерода. Другими словами, материал, содержащий драгоценный металл, обычно содержит не более чем около 1 вес.%, чаще содержит не более чем около 0,5 вес.%, еще чаще содержит не более

чем около 0,25 вес.%, еще чаще содержит не более чем около 0,1 вес.%, еще чаще содержит не более чем около 0,05 вес.%, и даже еще чаще содержит не более чем около 0,01 вес.% органического углерода.

Мелкодисперсные частицы угля в углеродном материале 118, как правило, не отделяют от частиц выщелоченного материала 100, не содержащего драгоценный металл. После извлечения драгоценного металла мелкодисперсные частицы угля обычно направляются в хвосты или отходы вместе с выщелоченным материалом 100, не содержащем драгоценный металл. Однако, как показано с помощью необязательной стадии 140, частицы угля могут отделяться от выщелоченного материала, не содержащего драгоценный металл, например, с помощью просеивания (для частиц угля крупнее, чем частицы выщелоченного материала, не содержащего драгоценный металл) или флотации и выбрасываются отдельно или повторно используются в пульпе 116 для выщелачивания.

Мелкодисперсные частицы угля в углеродном материале 118 могут быть получены путем добавления на стадии измельчения крупнокускового угля для измельчения материала, содержащего драгоценный металл, вместе с углем для получения комбинированного материала, содержащего драгоценный металл и углеродный материал, загружаемого на стадии смешивания. Размер частиц полностью измельченного углеродного материала 118 и материала 100, содержащего драгоценный металл, обычно по крайней мере меньше, чем размер 80% частиц, проходящих через отверстия около 48 меш (300 микрон), чаще 80% частиц, проходящих через отверстия около 100 меш (150 микрон) и еще чаще 80% частиц, проходящих через отверстия около 200 меш (75 микрон).

Выщелачивание в процессе извлечения 120 драгоценного металла обычно осуществляется посредством обработки "смола-в пульпе" ("RIP"). Обработка "смола-в пульпе" может осуществляться в любом подходящем резервуаре. Предпочтительным резервуаром является пачук, который представляет собой имеющую коническое днище емкость с воздушным перемешиванием, при этом воздух подается в нижнюю часть конуса. Преимуществом пачука является уменьшение дробления шариков смолы и улучшение распределения шариков смолы в пульпе по сравнению с системами с механическим перемешиванием. RIP-извлечение предпочтительно осуществляется в четырех или более чанах, соединенных последовательно, более предпочтительно количество пачуков находится в интервале между четырьмя и восемью.

Ионообменная смола должна иметь большее сродство к выбранному для извлечения драгоценному металлу (например, золоту или серебру), чем к углеродному материалу. Соответственно, используется сильноосновные анионообменные (SBA) смолы, хотя некоторые среднеосновные смолы также могут использоваться. Эти смолы в основном содержат четвертичные аммониевые функциональные группы с фиксированными положительными зарядами. Примерами коммерческих сильноосновных ионообменных смол являются Purolite™ A194™ и A500™. Эффективность поглощения золота этими смолами не зависит от pH, и они могут действовать эффективно во всем интервале pH. Среднеосновные смолы содержат смесь третичных, вторичных и первичных аминогрупп. Коммерческими примерами являются Purolite™ S992™ и BASF™ Aurix™. Примеры других хелатообразующих смол включают Purolite™ MTS8140™, MTS9200™ и MTS9240™, а также DuPont™ AmberSep 91419™, AmberSep 21KXLT™ и AmberLyst A21™. Сорбированный драгоценный металл может быть элюирован любым элюентом, подходящим для конкретной смолы, таким как элюент тиомочевина/серная кислота, изотиоурониевый элюент, тиоловый полимер, полиитонатный элюент, щелочь, например, гидроксид натрия, и т.п.

Могут использоваться другие процессы извлечения драгоценных металлов, такие как цементация (например, осаждение цинком или алюминием) и электролиз.

Экспериментальная часть.

Следующие примеры представлены для иллюстрации некоторых вариантов изобретения и не должны толковаться как ограничения изобретения, изложенного в приложенной формуле изобретения. Все доли и процентные соотношения указаны по весу, если не указано иное.

Исследовали катализируемое тиосульфатное выщелачивание золота из оксидных руд. Был протестирован процесс предварительной обработки, описанный в патенте США 10,161,016, но иногда было трудно воспроизвести результаты. Поскольку процесс, который в такой мере может увеличить извлечение золота при тиосульфатном выщелачивании, является перспективным, было решено продолжить его изучение. В связи с этим, целью было понять влияние активированного угля во время предварительной обработки и во время тиосульфатного выщелачивания золота, причины отсутствия воспроизводимости и механизм, с помощью которого предварительная обработка углем может обеспечить высокое извлечение золота из руды, которая в противном случае считалась бы упорной по отношению к тиосульфату рудой. В результате экспериментальной работы установлено, что возможно увеличение извлечения золота из некоторых руд без необходимости в аммиаке или меди при низких температурах и атмосферных давлениях посредством добавления небольших количеств мелкодисперсного угля во время тиосульфатного выщелачивания золота.

Добавление мелкодисперсного активированного угля приводит к увеличению скоростей растворения и увеличению извлечения золота. Было сделано предположение, что активированный уголь и золото образуют гальваническую пару, и что скорость восстановления кислорода увеличивается из-за увеличения площади поверхности, доступной на активированном угле. Использование активированного угля в



качестве катализатора при тиосульфатном выщелачивании золота является альтернативным способом, который может не требовать добавления суррогатных окислителей (например, меди) и который может работать при низких температурах, что делает его более привлекательным вариантом для извлечения золота, когда использование цианида исключено.

В первой серии экспериментов три используемых образца измельчили в стержневой мельнице с использованием водопроводной воды при плотности пульпы 60 вес.% до  $P_{80}$  75 мкм. Измельченный материал затем гомогенизировали и разделили на порции по 200 г для проведения экспериментов по выщелачиванию. 200 г порцию затем разделили на 25 г. порции для основных анализов. Твердую фракцию исследовали на содержание золота посредством плавки с последующим растворением в кислоте и анализировали посредством атомно-абсорбционной спектроскопии (AAS). Некоторые образцы также анализировали на природное содержание углерода; общее содержание углерода определялось с помощью анализатора LECO, органический углерод также определяли с помощью анализатора LECO после удаления неорганического углерода растворением в HCl. Неорганический углерод определяли по разнице между общим и органическим углеродом. Растворы анализировали на золото посредством AAS, на медь и другие металлы посредством спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой (ICP), на тиосульфаты и полиотионаты посредством ионной хроматографии.

Эксперименты по выщелачиванию на смолу (RIL) с использованием тиосульфата кальция осуществлялись в смесительном чане из нержавеющей стали емкостью 1 л. Если не указано иное, условия эксперимента были следующими: 50 градусов по Цельсию, pH 8 (регулируется и поддерживается с помощью 20 %-ой (по весу) известковой суспензии), 0,1M тиосульфат кальция (CaTS), 20 м.д. Cu(II) (в виде  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ), 0,5 л/мин  $\text{O}_2$ , 35 вес.% твердая фаза, 20 мл/л смола (Purolite A500™ (которая является макропористым полистиролом шитым с дивинилбензолом)) и время выдержки 24 ч; перемешивание проводилось при 400 об/мин. Активированный уголь, добавляемый в экспериментах по выщелачиванию, измельчали с использованием ступки и пестика, размер его частиц не измерялся.

300 г твердой фазы суспендировали в деионизированной воде до нужной плотности пульпы и нагрели до заданной температуры на водяной бане. После достижения температуры реакции в реакционный сосуд добавили смолу, а затем в реактор добавили рассчитанные количества тиосульфата кальция и сульфата меди. В завершение начали барботирование кислорода, и это было расценено как начало теста. Образцы пульпы обычно выдерживались в течение 1, 3, 6 и 24 ч. Смола в образцах сначала просеивалась и возвращалась в чан для выщелачивания, а оставшаяся пульпа отфильтровывалась. Твердую фазу сушили в печи при 50 градусах по Цельсию в течение ночи, а затем анализировали на золото и, в некоторых случаях, на природное содержание углерода. Растворы анализировали на золото и природное содержание полиотионатов. Для тестов по выщелачиванию в присутствии активированного угля, уголь измельчали с использованием ступки и пестика, размер его частиц не измерялся.

Условия предварительной обработки руды были следующими: 50 градусов по Цельсию, pH 8, 0,5 л/мин  $\text{O}_2$ , 35 вес.% твердая фаза, 90 г активированного угля на кг руды и 400 об/мин. Длительность предварительной обработки составляла 6 ч. После предварительной обработки уголь отсеивался, а твердая фаза повторно суспендировалась до желаемой плотности пульпы для RIL-эксперимента.

Содержание золота в образцах S1, S2 и S3 составляло соответственно 1,41, 2,54 и 3,63 г/т. Органический углерод был найден только в образце S3 (1,56 вес.%). Минералогический состав трех образцов показан в табл. 1. Хотя образцы S1 и S2 содержали 1,6% пирита, результаты выщелачивания показывают, что большая часть золота была выделена.

Таблица 1

Минералогический состав образцов

Минерал	Рациональная химическая формула	Образец S1	Образец S2	Образец S3
Кварц	$\text{SiO}_2$	96,4	98,3	59,7
Ярозит	$\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$	1,9		
Пирит	$\text{FeS}_2$	1,9	1,7	
Кальцит	$\text{CaCO}_3$			6,3
Доломит	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$			20,8
Гипс	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$			4,9
Каолинит	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$			4,2
Слюда	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$			4,1

На фиг. 2 показано влияние предварительной обработки углем на выщелачивание золота из образца S1. Для сравнения был также проведен тест на цианидное выщелачивание, и извлечение золота составило 81,3%. Извлечение золота в базовом тиосульфатном RIL-эксперименте за 24 ч составило 26,2%. Извлечение при цианидном и тиосульфатном выщелачивании для образца S1 было соответственно 81,3 и

26,2%, что указывает на то, что руда была упорной по отношению к тиосульфатному выщелачиванию; считается, что возможными причинами этой упорности связаны со скоростью восстановления кислорода на поверхности золота. Результаты двух тестов на тиосульфатное выщелачивание, в которых руда была предварительно обработана в соответствии со способом по патенту США 10,161,016, также показаны на фиг. 2. Обе предварительные обработки проводились в одинаковых условиях; в обоих экспериментах увеличивалась скорость растворения золота, а также его финальное извлечение до 80,1-85,8%, но эксперимент был невоспроизводимым. Тем не менее, положительное влияние предварительной обработки на тиосульфатное выщелачивание золота было очевидно. Исходя из этих и предыдущих наблюдений, целью дальнейших экспериментов было решение двух вопросов: во-первых, как предварительная обработка углем так влияет на руду, что извлечение золота посредством тиосульфатного выщелачивания увеличивается, и, во-вторых, почему в этих тестах не всегда достигалась воспроизводимость?

Важным наблюдением в этих тестах было то, что некоторое количество тритионата (20-40 м.д.) и тетратионата (15-25 м.д.) наблюдалось в течение всего времени осуществления тестов по тиосульфатному выщелачиванию, в которых руда была предварительно обработана углем, но не наблюдалось в базовом эксперименте. Это наблюдение привело к гипотезе, что некоторое количество мелких частиц активированного угля переносилось в тиосульфатное выщелачивание, и что этот уголь имел отношение к увеличению извлечения золота. Фактически, остаточные продукты тестов на выщелачивание, в которых исходный материал был предварительно обработан, анализировали на органический углерод, и было обнаружено, что его содержание составляло 0,08 вес.% (изначально углерод в образцах не присутствовал).

Для изучения этой гипотезы были проведены дополнительные тесты, в которых мелкодисперсный активированный уголь (1-10 г/кг руды) добавлялся во время RIL-выщелачивания. Влияние добавления мелкодисперсного активированного угля (1-10 г/кг) в CaTS-RIL-тесты показано на фиг. 3. Во-первых, увеличение содержания угля от 1 до 5 г/кг привело к увеличению кинетики растворения золота и увеличению извлечения золота от 72,3 до 83,0%; дальнейшее увеличение содержания угля до 10 г/кг также привело к увеличению извлечения (84,4%) и немного большей скорости. Во-вторых, при добавлении угля 1 г/кг, полученная кривая растворения была сходна с кривой, полученной в первом эксперименте по предварительной обработке углем. Наконец, дублирующие эксперименты при содержании угля 5 г/кг дали воспроизводимые результаты. Эти результаты подтверждают гипотезу, что мелкодисперсный активированный уголь, перенесенный в RIL, был причиной увеличения извлечения, наблюдавшегося во время RIL после стандартной предварительной обработки углем согласно патенту США 10,161,016.

На фиг. 4 показаны кривые растворения золота для образца S2 в экспериментах по цианидному и тиосульфатному выщелачиванию. Концентрация NaCN была увеличена с 0,2 до 2,0 г/л для увеличения извлечения золота с 56,1 до 74,6%; хотя это не показано на фиг. 4, извлечение в тесте с 2 г/л NaCN после 48 часов выщелачивания составило 82,0%. Растворение золота из образца S2 было более медленным, чем из образца S1, независимо от используемого выщелачивателя. Извлечение золота тиосульфатным выщелачиванием в отсутствие угля было 15,4%, но интересно отметить, что извлечение увеличивалось в течение первых шести часов, когда извлечение было 26,4%, а затем уменьшалось к концу эксперимента. Этот эксперимент повторили, но наблюдался такой же характер изменений. Результаты говорят о том, что золото освобождалось из смолы, а затем осаждалось обратно на твердую фазу. Также необходимо упомянуть, что в течение этого эксперимента золото не было обнаружено в растворе. Однако добавление мелкодисперсного угля в экспериментах по тиосульфатному выщелачиванию с образцом S2 также увеличивало извлечение золота до 61,4 и 76,4%, когда мелкодисперсный уголь добавляли в количестве соответственно 10 и 20 г/кг.

И наконец, на фиг. 5 показано влияние мелкодисперсного угля на извлечение золота тиосульфатом из образца S3. Образец S3 не был упорным по отношению к тиосульфату как образцы S1 и S2. Добавление мелкодисперсного угля в этом тесте не оказывало значительного влияния на извлечение золота; фактически, после добавления угля к тиосульфатному выщелачиванию извлечение золота уменьшилось с 69,7 до 68,6%. В контексте настоящей работы, основным отличием между образцом S3 и образцами S1 и S2 может быть содержание углерода в каждой руде (помимо отличий в минералогическом составе). Содержание органического углерода в образце S3 составляло 1,56 вес.%, а ни в одном из образцов S1 и S2 углерод не был обнаружен. Таким образом, предполагается, что углерод, изначально присутствующий в образце S3, сыграл ту же роль, что и добавление активированного угля. Поскольку уголь присутствовал в базовом эксперименте, не ожидалось, что добавление мелкодисперсного угля окажет значительное влияние на извлечение золота из образца S3.

Результаты выщелачивания, полученные с тремя образцами, подтверждают гипотезу, что мелкодисперсный активированный уголь, попадающий в тест по тиосульфатному выщелачиванию, был причиной увеличения извлечения, наблюдавшегося после стандартной предварительной обработки углем, раскрытой в патенте США 10,161,016. В патенте раскрыто увеличение извлечения золота от 60,7 до 71,1% при увеличении длительности предварительной обработки с 6 до 24 часов; однако в патенте не раскрыт значительный положительный эффект при увеличении температуры или использовании кислорода вместо воздуха во время предварительной обработки. Эти результаты согласуются с настоящими результатами, и их также можно объяснить с помощью гипотезы, что мелкие частицы угля во время

CaTS-RIL ответственны за увеличение извлечения золота после предварительной обработки. То есть увеличение продолжительности предварительной обработки вероятно увеличивает истирание угля, в то время как тип используемого газа или температура предварительной обработки на него не влияет. Разница в количестве угля, вносимого в тесты CaTS-RIL в результате разрушения во время предварительной обработки, может также объяснить, почему трудно достигнуть воспроизводимости в этих экспериментах.

До сих пор, можно только сделать вывод, что присутствие активированного угля во время тиосульфатного выщелачивания увеличивает извлечение золота, и что воспроизводимость тестов по выщелачиванию может быть достигнута посредством контроля содержания угля в этих экспериментах. RIL-эксперименты в присутствии активированного угля показали, что уголь положительно влияет на извлечение золота, но они не позволяют сделать вывод о влиянии предварительной обработки углем на извлечение золота посредством тиосульфатного выщелачивания. Хотя трудно (если не невозможно) доказать, что предварительная обработка углем не оказывает влияния на извлечение золота в процессе RIL иначе, чем тем, что мелкие частицы угля переносятся в тиосульфатный процесс RIL, было решено провести три различных эксперимента по предварительной обработке.

Предотвратить истирание угля во время предварительной обработки было сложно, но было решено провести два эксперимента с использованием образца S1, чтобы попытаться отличить влияние предварительной обработки от влияния угля во время тиосульфатного выщелачивания. Первый эксперимент состоял в предварительном истирании активированного угля с целью минимизировать количество мелкодисперсного угля, переносимого в RIL-тесты; второй эксперимент состоял в использовании особого экспериментального приспособления. Это приспособление представляло собой сетчатый карман с активированным углем в нем, который погружался в смесительный чан, содержащий пульпу с предварительно обрабатываемым образцом; пульпа также прокачивалась через сетчатый карман, чтобы увеличить контакт между углем и твердой фазой, минимизируя при этом истирание угля.

На фиг. 6 показаны результаты предварительной обработки предварительно измельченным углем и углем, помещенным в сетчатый карман. Извлечение в тесте, где уголь был помещен в сетчатый карман, было таким же, как в базовом эксперименте; то есть извлечение в этом тесте было подобно тому, которое наблюдалось без предварительной обработки. Извлечение в тесте, где в предварительной обработке использовался предварительно измельченный уголь, было больше, чем в тесте с первой предварительной обработкой углем. Однако RIL-хвосты для последнего эксперимента были также проанализированы на углерод, и в них обнаружилось 0,07 вес.% органического углерода. Различия в извлечении между предварительной обработкой с углем в исходном виде и предварительно измельченным углем вероятно связаны с увеличением истирания угля в процессе предварительной обработки и количеством мелких частиц, поступающих в RIL-тест. К сожалению, хвосты для первого теста по предварительной обработке углем не исследовались на природное содержание углерода.

После 24 ч к тесту на тиосульфатное выщелачивание было добавлено 5 г/т мелкодисперсного угля, что привело к увеличению скорости растворения золота и увеличению извлечения.

Второй эксперимент состоял в осуществлении предварительной обработки углем образца S1 с последующим удалением угля из твердой фазы посредством флотации до выщелачивания тиосульфатом. После флотации содержание металла в флотационных хвостах предварительно обработанного углем образца составляло 0,55 г/т; содержание органического углерода в флотационных хвостах было 0,06 вес.%. За исключением различий в способе контакта руды с углем, остальные условия предварительной обработки были одинаковыми: 50 градусов по Цельсию, pH 8, 35 вес.% твердая фаза, 0,5 л/мин O<sub>2</sub> и шесть часов.

С флотационными хвостами были проведены два RIL-теста: базовый эксперимент без добавления угля и RIL-тест в присутствии 10 г/кг мелкодисперсного угля (см. фиг 7). 24-часовое извлечение в базовом эксперименте составило 3,6%, тогда как добавление мелкодисперсного угля привело к увеличению извлечения золота до 63,6% после 6 ч выщелачивания. Результаты этих экспериментов говорят о том, что предварительная обработка углем, раскрытая в патенте США 10,161,016, не оказывает прямого влияния на тиосульфатное выщелачивание и что мелкодисперсный уголь, образующийся в процессе предварительной обработки, является причиной увеличения извлечения, наблюдаемого во время тиосульфатного выщелачивания.

Для объяснения влияния угля на тиосульфатное извлечение золота, в настоящее время выдвинута гипотеза о том, что уголь и золото образуют гальваническую пару, в которой уголь действует как катод, таким образом обеспечивая увеличенную площадь для восстановления меди или кислорода, а золото действует как анод и растворяется. Золото является наиболее благородным металлом при отсутствии выщелачивателей. Однако, присутствие выщелачивателей влияет на восстановительный потенциал золота, что делает возможным растворение золота в водном растворе, по крайней мере с точки зрения термодинамики. Стандартные потенциалы для золота в воде и в присутствии тиосульфата указаны в табл. 2, все значения приведены относительно стандартного водородного электрода (SHE). Табл. 2 также включает восстановительные потенциалы для золота и углерода в условиях тиосульфатного выщелачивания, используемых в данной работе (50 градусов по Цельсию, pH 8, 0,1M тиосульфат,  $1,24 \times 10^{-5}$  M CO<sub>2</sub>,  $5,08 \times 10^{-8}$  M Au(S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)<sub>2</sub><sup>3-</sup>).

Таблица 2

Стандартные восстановительные потенциалы для золота и углерода

Реакция	Стандартный потенциал	Потенциал в условиях выщелачивания.
$Au^+ + e^- \rightarrow Au$	$E^0 = 1.83 \text{ V}$	Не рассчитан
$4H^+ + CO_2 + 4e^- \rightarrow C + 2H_2O$	$E^0 = -0.21 \text{ V}$	$E = 0.38 \text{ V}$
$Au(S_2O_3)_2^{3-} + e^- \rightarrow Au + 2S_2O_3^{2-}$	$E^0 = -0.15 \text{ V}$	$E = 0.19 \text{ V}$

В тиосульфатной системе восстановительный потенциал золота меньше, чем углерода на 192 мВ; это означает, что, если бы уголь и золото образовывали гальванические пары, уголь был бы катодно защищен золотом, и растворение золота вероятно ускорилось бы благодаря углю, действующему в качестве увеличенной поверхности для электрохимического восстановления кислорода (см. фиг. 8).

Известно, что скорость растворения золотого электрода увеличивается, когда он соединен с пиритовым электродом. Также известно, что скорость растворения золота увеличивается в тех экспериментах по выщелачиванию, в которых золото находилось в присутствии пирита. Это объяснялось гальваническим взаимодействием между золотом и различными сульфидами (пирит, халькопирит, халькозин, марказит). Сообщалось, что скорость растворения золотого электрода увеличивается линейно с увеличением площади пиритового электрода, что эквивалентно тому, что наблюдается на фиг. 9, на котором показаны итоговые извлечения при различных концентрациях угля для представленных на данный момент результатов.

Проведена оценка влияния различных параметров на устойчивость катализируемого углем тиосульфатного выщелачивания золота. Целью следующих экспериментов было не оптимизировать процесс, а проанализировать чувствительность извлечения к концентрациям  $Cu(II)$  и тиосульфата, добавлению смолы и температуре.

На фиг. 10 далее показано влияние  $Cu(II)$  на извлечение золота с помощью тиосульфата в присутствии 10 г/кг угля. Кривые растворения при наличии и отсутствии  $Cu(II)$  показали, что ионы меди не оказывают влияния на итоговое извлечение золота или кинетику его растворения. Различные авторы сообщали о медленном восстановлении кислорода на поверхности золота в аммиачно-тиосульфатных системах, а позже и в безаммиачных системах. Для решения этой проблемы, в аммиачно-тиосульфатную систему обычно добавлялись ионы меди для увеличения растворения золота; это возможно по причине того, что аммиак стабилизирует ионы меди в виде  $Cu(NH_3)_i^+$ , таким образом позволяя  $Cu(II)$  окислять золото. При отсутствии аммиака происходит быстрое восстановление  $Cu(II)$  до  $Cu(I)$  что приводит к более низкому окислительно-восстановительному потенциалу раствора ( $E_h$ ), который может быть недостаточным, для достижения приемлемых скоростей растворения золота; это может помочь объяснить, почему добавление ионов меди в систему с тиосульфатом кальция не оказывает значительного влияния ни на кинетику растворения ни на итоговое извлечение золота.

Для регенерации ионов меди в систему тиосульфатного выщелачивания обычно добавляется кислород, но также сообщалось, что добавление кислорода ускоряет разрушение тиосульфата в присутствии  $Cu(II)$  до тритионата и тетратионата, вот почему добавление кислорода и  $E_h$  системы следует тщательно контролировать. Также сообщалось, что добавление 50 м.д.  $Cu(II)$  в систему выщелачивания тиосульфатом натрия не влияет на извлечение золота, но увеличивает образование тритионата и тетратионата.

На фиг. 10 также показано, что удаление смолы из теста оказало негативное влияние и на кинетику растворения и на итоговое извлечение золота. Извлечение в отсутствие смолы составляло 78,7%, тогда как в присутствии смолы извлечение было 82,3-85,1%. Это могло быть связано со стабильностью комплекса золото-тиосульфат или с уменьшением градиента концентрации на границе поверхность-раствор, что могло влиять на скорость растворения золота.

Уменьшение температуры до 30 градусов по Цельсию (фиг. 10) имело результатом более медленную кинетику растворения, но с итоговым извлечением 82,3%, которое было близко к извлечению, полученному при 50 градусах по Цельсию. Следовательно, добавление угля в систему тиосульфатного выщелачивания также может уменьшить потребности в энергии. К сожалению, из-за ограничений в количестве образца S1, доступного для данной работы, было невозможно провести тесты при более высоких дозах угля и более низких температурах.

На фиг. 11 показано влияние концентрации тиосульфата на извлечение золота из образца S1 в присутствии и отсутствии 10 г/кг угля. При отсутствии угля начальная скорость растворения золота увеличивается с увеличением концентрации тиосульфата; однако, во всех тестах при отсутствии угля извлечение золота со временем уменьшается после 3-6 ч выщелачивания. Причины такого поведения были непонятны, и не было возможности продолжить исследования. Добавление угля помогло решить проблему, и в этих экспериментах наблюдалось более высокое извлечение (52-70%). Однако было интересно отметить, что итоговое извлечение уменьшалось с увеличением концентрации тиосульфата. Предполагается,

что такое поведение было специфичным для данного образца, и выводы не могут быть экстраполированы на другие образцы, протестированные в данной работе.

Вышеуказанные результаты (кроме тестов по обработке углем) согласуются с тестами, проводимыми в присутствии измельченного активированного угля. Однако, с точки зрения процесса, это может означать, что добавленный уголь будет теряться в хвостах выщелачивания. Поэтому было решено провести тест, в котором в тест по выщелачиванию добавили крупнодисперсный уголь, чтобы потом его можно было извлечь. На фиг. 12 показано сравнение эксперимента, проведенного с крупнодисперсным активированным углем (70 г/кг) с тестами, проведенными с мелкодисперсным углем при двух разных дозировках (1 и 10 г/кг). Начальная скорость растворения в присутствии крупнодисперсного угля была ниже, чем наблюдаемая в экспериментах с мелкодисперсным углем; это следовало ожидать, поскольку частота контакта между крупнодисперсным углем и поверхностью золота будет меньше, чем при использовании вместо него мелкодисперсного угля. Однако итоговое извлечение было 79,4%, что выше, чем извлечение в присутствии 1 г/кг мелкодисперсного угля (72,3%), но ниже, чем в присутствии 10 г/кг (84,4%). Количество угля в хвостах было 0,11 вес.%, что соответствует потере 1,1 г/кг (~5% потеря угля). Чтобы решить, является ли лучшей альтернативой использование мелкодисперсного или крупнодисперсного угля, необходимо рассмотреть экономические характеристики процесса.

Разрушение тиосульфата является важным фактором с экономической и химической точек зрения. Образование тетраионата, в частности, было связано с потерями золота в результате реакций осаждения золота. Основными продуктами разрушения тиосульфата, наблюдаемыми в данной работе, были тритионат и тетраионат, но в некоторых случаях также наблюдались пентатионат и гексатионат, хотя они не были определены количественно. Расход тиосульфата был меньше, чем 2,11 г тиосульфата на кг руды, но не было четкой корреляции между разрушением тиосульфата и рабочими условиями.

Таблица 3

Сводная информация об извлечении золота и расходе тиосульфата

№ теста	Руда	Темп. °С	[S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>2-</sup> ] М	[Cu(II)] мг/л	[Смола] см <sup>3</sup> /л	[C] г/кг	Извлечение %	S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>2-</sup> расход г/кг
CaTS (1)	S1	50	0.10	20	20	0	26,2	0,00
CaTS (2)	S1	50	0.10	20	20	Предварительная обработка	80,1	0,06
CaTS (11)	S1	50	0.10	20	20	Предварительная обработка	85,8	0,00
CaTS (3)	S1	50	0.10	20	20	1	72,3	0,00
CaTS (4)	S1	50	0.10	20	20	5	83,0	0,61
2CaTS (13)	S1	50	0.10	20	20	5	85,1	0,36
CaTS (8)	S1	50	0.10	0	20	5	85,1	0,60
CaTS (9)	S1	50	0.10	20	0	5	78,7	0,91
CaTS (10)	S1	50	0.10	0	0	5	78,7	2,11
CaTS (5)	S1	50	0.10	20	20	10	84,4	1,10
CaTS (12)	S1	30	0.10	20	20	10	82,3	0,56
CaTS (17)	S2	50	0.10	20	20	0	15,4	0,14
CaTS (18)	S2	50	0.10	20	20	10	61,4	1,44
CaTS (24)	S2	50	0.10	20	20	0	15,4	0,09
CaTS (27)	S2	50	0.10	20	20	20	76,4	1,28
CaTS (28)	S2	50	0.20	20	20	0	8,3	0,00
CaTS (29)	S2	50	0.05	20	20	10	69,7	0,09
CaTS (30)	S2	50	0.05	20	20	0	10,2	0,00
CaTS (31)	S2	50	0.20	20	20	10	52,4	1,16
CaTS (32)	S3	50	0.10	0	20	0	69,7	1,36
CaTS (33)	S3	50	0.10	0	20	10	68,6	0,71

После подтверждения того, что присутствие мелких частиц угля было необходимо во время тиосульфатного выщелачивания золота, чтобы катализировать реакцию, был проведен эксперимент, чтобы определить, является ли контакт уголь-твердая фаза необходимым для достижения данного эффекта. Эксперимент заключался в размещении крупнодисперсного угля в сетчатом кармане внутри RIL-чана, чтобы минимизировать контакт между углем и твердой фазой. На фиг. 13 показано, что извлечение золота для данного С-в-сетке эксперимента было очень близко тому, что наблюдалось в базовом эксперименте. На фиг. 13 также показано, что высокая скорость растворения и высокое извлечение золота были получены, когда температура была снижена до 30°C, а также когда ни сульфат меди ни смола не были добавлены в тест по выщелачиванию.

Наконец, на фиг. 14 показано влияние мелкодисперсного угля на тиосульфатное выщелачивание образца S2. Кинетика растворения золота в образце S2 была более медленной, чем наблюдаемая с образцом S1, в присутствии и цианида и тиосульфата. По сравнению с образцом S1, образцу S2 требовалось более длительное время выдержки и более высокая концентрация NaCN для достижения полного извлечения выходящего на поверхность золота. Базовый RIL-тиосульфатный эксперимент показал увеличение извлечения золота в течение первых шести часов, однако, в конце эксперимента извлечение золота уменьшилось с 42,1 до 15,4%. Извлечение 15,4%, рассчитанное по результатам анализа хвостов, хорошо согласуется с извлечением, рассчитанным по результатам анализа золота в смоле (16,1%). Обычно предполагается, что восстановление кислорода происходит медленно и что для получения приемлемой кинетики необходим катализатор. Результаты выше показывают, что в присутствии активированного угля,

для выщелачивания золота с приемлемой скоростью выщелачивания медь не является необходимой.

Исследовано влияние активированного угля на тиосульфатное выщелачивание золота. Показано, что мелкодисперсный активированный уголь увеличивает извлечение золота и его кинетику растворения в системе выщелачивания тиосульфатом кальция. Предполагается, что уголь и золото образуют гальваническую пару, при этом дополнительная площадь, обеспеченная активированным углем, увеличивает восстановление кислорода, увеличивая, таким образом, электрохимическое окисление золота. В присутствии мелкодисперсного угля добавление ионов меди не влияет ни на извлечение золота ни на скорость его растворения; также возможно понизить температуру выщелачивания с 50 до 30 градусов по Цельсию и тем не менее получить высокое извлечение золота. Для уменьшения потери угля в хвостах, вместо мелкодисперсного угля может использоваться крупнодисперсный уголь. Разрушение тиосульфата было в пределах 2,11 кг/т, при этом основными продуктами разрушения были тритионат и тетраионат.

Настоящие результаты делают использование активированного угля в качестве катализатора при тиосульфатном выщелачивании золота привлекательной технологической альтернативой в ситуациях, когда использование цианида невозможно. Этот процесс, однако, будет ограничен реакторами с перемешиванием/псевдооживленным слоем, и не может применяться для кучного выщелачивания.

Может использоваться множество вариантов и модификаций изобретения. Можно осуществлять некоторые признаки изобретения, не осуществляя другие.

Например, в одном альтернативном варианте, порошок активированный уголь добавляется к пульпе, содержащей тиосульфат, материал, содержащий драгоценный металл, и окислитель, во время выщелачивания драгоценного металла.

В другом альтернативном варианте, сначала материал, содержащий драгоценный металл, подвергается предварительной обработке согласно US 10,161,016, после чего уголь удаляется и добавляется тиосульфат и мелкодисперсный углеродный материал. На необязательной стадии предварительной обработки (не показан на фиг. 1), осуществляемой до выщелачивания, материал, содержащий драгоценный металл, смешивается с углеродным материалом и водой с образованием пульпы и, после предварительной обработки, пульпа контактирует с тиосульфатным выщелачивателем. Соответственно, предварительная обработка обычно осуществляется при практическом отсутствии тиосульфатного выщелачивателя. Как правило, пульпа для предварительной обработки содержит не более чем около 0,02 М, чаще не более чем 0,01 М, и еще чаще не более чем 0,005 М тиосульфата. Подходящие условия реакции во время необязательной предварительной обработки могут обеспечить относительно высокую кинетику выщелачивания. Обычно, процесс предварительной обработки проводится при атмосферном давлении и температуре, хотя использование более высокой рабочей температуры (например, обычно около 25 или выше, чаще около 35°C или выше и еще чаще около 50°C или выше, и в некоторых вариантах обычно в интервале от около 25 до около 65°C) может обеспечить увеличение кинетики реакции. рН пульпы обычно составляет около рН 7 или выше, чаще около рН 8 или выше, и еще чаще рН 9 или выше. Окислительно-восстановительный потенциал (ORP) пульпы обычно выше, чем около 100 мВ, еще чаще выше, чем около 200 мВ, и обычно ниже, чем около 750 мВ, и чаще ниже, чем около 500 мВ (электрод Ag/AgCl). Скорость барботирования окислителя (например, молекулярного кислорода) через пульпу во время извлечения драгоценного металла обычно находится в интервале от около 0,05 до около 5, и чаще от около 0,10 до около 2,5 л О<sub>2</sub>/л пульпы/мин. Время выдержки пульпы в смесительном чане обычно находится в интервале от более чем около 1 часа до около 24 часов, в зависимости от температуры, концентрации растворенного кислорода в растворе и типа руды. Обычно плотность пульпы находится в интервале от около 20 до около 50 вес.% твердой фазы, но может быть низкой, такой как около 1%, или высокой, такой как около 60%. Обычно содержание твердой фазы в пульпе находится в интервале от около 20 до около 30 вес.%. По существу, условия обработки, в частности время и температура процесса выщелачивания, количество углеродного материала и скорость добавления кислорода, регулируются для оптимизации извлечения драгоценного металла. Этот вариант может потребовать меньшего расхода мелкодисперсного угля для получения относительно высокого извлечения драгоценного металла.

В другом варианте, во время тиосульфатного выщелачивания в дополнение к ионообменной смоле (которая имеет большее сродство к растворенному драгоценному металлу, чем к углеродному материалу) добавляется крупнодисперсный углеродный материал, затем после стадии выщелачивания и перед удалением осадка в хвосты углеродный материал удаляют, например с помощью просеивания. Крупнодисперсный углеродный материал имеет размер Р<sub>80</sub> по меньшей мере около 80 меш (0,177 мм), чаще по меньшей мере около 50 меш (0,297 мм). Обычно, крупнодисперсный углеродный материал включает, например, гранулированный активированный уголь, экструдированный активированный уголь и активированный уголь в виде шариков.

Настоящее изобретение в различных вариантах, конфигурациях или аспектах включает компоненты, способы, процессы, системы и/или устройства, в основном изображенные и описанные в настоящем описании, включая различные варианты, конфигурации, аспекты, субкомбинации и подгруппы настоящего изобретения. После ознакомления с настоящим изобретением специалисты в данной области поймут, как осуществить и использовать настоящее изобретение. Настоящее изобретение в различных вари-

антах, конфигурациях и аспектах включает обеспечение устройств и процессов, в которых отсутствуют элементы, не изображенные и/или не описанные в настоящем изобретении или в различных вариантах, конфигурациях или аспектах, включая отсутствие таких элементов, которые могли быть использованы в предыдущих устройствах или процессах, например, для улучшения производительности, достижения простоты и/или снижения стоимости реализации.

Вышеизложенное обсуждение изобретения представлено с целью иллюстрации и описания. Вышеизложенное не ограничивает изобретение раскрытым в настоящем описании вариантом или вариантами. В вышеизложенном подробном описании, например, различные признаки изобретения сгруппированы вместе в одном или нескольких вариантах, конфигурациях или аспектах, чтобы упростить раскрытие изобретения. Признаки вариантов, конфигураций или аспектов изобретения могут быть скомбинированы в альтернативные варианты, конфигурации или аспекты, отличающиеся от рассмотренных выше. Данный способ раскрытия не следует рассматривать как отражение идеи, что заявленное изобретение требует больше признаков, чем прямо указано в каждом пункте формулы. Скорее, как отражено в нижеследующей формуле изобретения, изобретательские аспекты включают меньшее количество признаков, чем все признаки одного раскрытого выше варианта, конфигурации или аспекта. Соответственно, в нижеизложенной формуле изобретения, включенной в настоящее подробное описание, каждый независимый пункт формулы изобретения является самостоятельным предпочтительным вариантом изобретения.

Кроме того, хотя в описание изобретения включено описание одного или более вариантов, конфигураций или аспектов и некоторых вариаций и модификаций, другие вариации, комбинации и модификации находятся в пределах объема изобретения, например, как может быть понятно специалистам после ознакомления с настоящим изобретением. Предполагается получить права, которые включают альтернативные варианты, конфигурации или аспекты, в разрешенном объеме, включая альтернативные, взаимозаменяемые и/или эквивалентные заявленным структуры, функции, диапазоны или стадии, независимо от того, раскрыты ли такие альтернативные, взаимозаменяемые и/или эквивалентные структуры, функции, диапазоны или стадии в настоящем описании, и без намерения публично раскрыть какой-либо патентоспособный объект изобретения.

#### ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

1. Способ тиосульфатного выщелачивания для извлечения золота и/или серебра из золото- и/или серебросодержащего материала, включающий:

а) контактирование золото- и/или серебросодержащего материала с материалом на основе углерода, тиосульфатным выщелачивателем и анионообменной смолой с образованием пульпы, при этом весовое отношение золото- и/или серебросодержащего материала к материалу на основе углерода составляет более чем 125:1, а материал на основе углерода содержит один или несколько из материалов: активированный уголь, активированный древесный уголь, кокс, твердый углерод, полученный из скорлупы кокосового ореха и/или элементарного углерода, прокаленную смолу и их смеси;

б) последующее контактирование пульпы с окислителем для выщелачивания золота и/или серебра из золото- и/или серебросодержащего материала и осаждение выщелоченного золота и/или серебра на анионообменной смоле; и

с) контактирование золото- и/или серебросодержащей анионообменной смолы с элюентом с образованием золото- и/или серебросодержащего элюента и обезметалленной анионообменной смолы, направляемой для повторного использования на стадию (а).

2. Способ по п.1, отличающийся тем, что золото- и/или серебросодержащий материал контактирует с большей или всей частью анионообменной смолы до контактирования золото- и/или серебросодержащего материала с большей или всей частью материала на основе углерода, содержит не более чем 0,01 вес.% органического углерода до контакта с материалом на основе углерода, и не подвергается предварительной обработке посредством предварительного контакта с материалом на основе углерода и окислителем, причем средний размер частиц угля в материале на основе углерода больше среднего размера частиц золото- и/или серебросодержащего материала, при этом способ после стадии (с) дополнительно включает удаление материала на основе углерода из выщелоченного золото- и/или серебросодержащего материала с образованием обедненной углем пульпы, а материал на основе углерода удаляют с помощью просеивания.

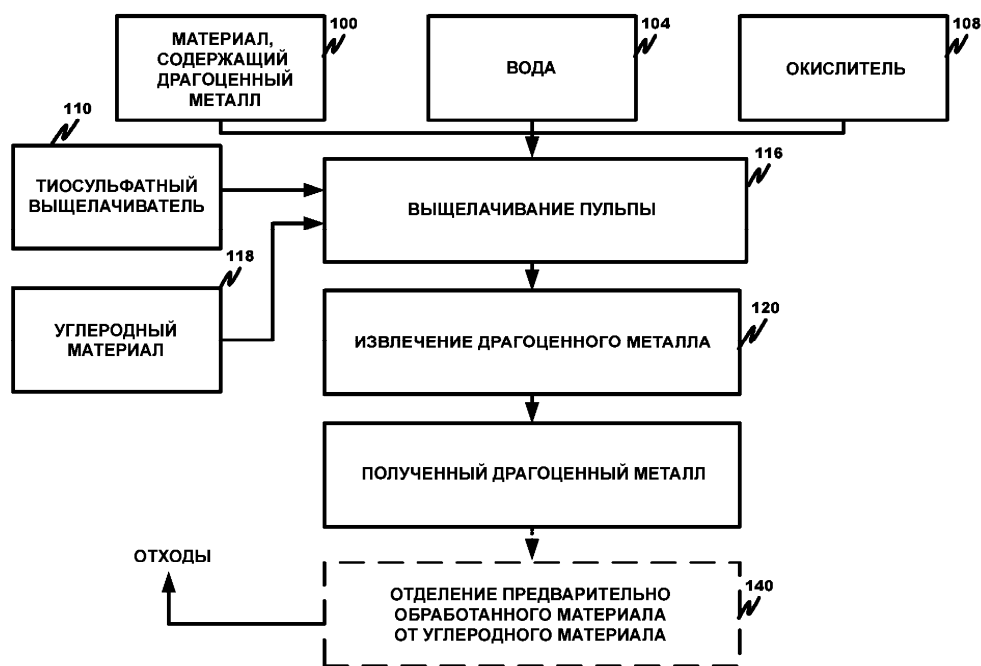
3. Способ по п.1, отличающийся тем, что дополнительно включает удаление из пульпы после стадии (с) по меньшей мере 95% угля из материала на основе углерода, после стадии а) пульпа содержит более чем 0,005 М тиосульфата, золото- или серебросодержащий материал контактирует с большей или всей частью тиосульфатного выщелачивателя до контакта с окислителем, золото- или серебросодержащий материал содержит больше оксидов, чем сульфидов, и содержит не более 1 вес.% органического углерода до контакта с материалом на основе углерода, причем степень извлечения золота и/или серебра посредством тиосульфатного выщелачивания золото- и/или серебросодержащего материала при отсутствии предварительного контакта с углем меньше степени извлечения золота и/или серебра посредством тиосульфатного выщелачивания золото- и/или серебросодержащего материала после предварительного



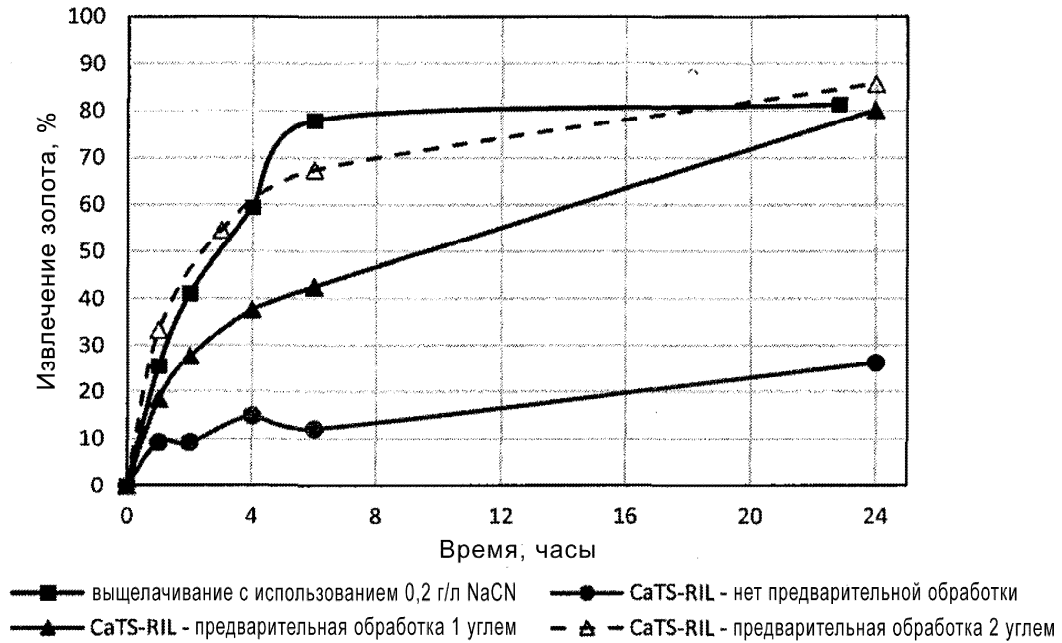
контакта с углем.

4. Способ по п.1, отличающийся тем, что золото- и/или серебросодержащий материал контактирует с большей или всей частью тиосульфата до контактирования золото- и/или серебросодержащего материала с большей или всей частью материала на основе углерода, анионообменная смола содержит сильноосновную или среднеосновную смолу, окислитель является молекулярным кислородом, а пульпа во время последующей стадии контактирования имеет рН от рН 7 до рН 12, концентрацию тиосульфата от 0,005 до 2 М, общую концентрацию меди не более чем 20 м.д., и окислительно-восстановительный потенциал в интервале от 100 до 350 мВ относительно стандартного водородного электрода (SHE), причем скорость контакта молекулярного кислорода с пульпой во время последующей стадии контактирования (b) составляет по меньшей мере 0,10 л O<sub>2</sub>/л пульпы/мин, а весовое отношение золото- и/или серебросодержащего материала к материалу на основе углерода составляет более чем 200:1, при этом золото- и/или серебросодержащий материал контактирует с большей или всей частью анионообменной смолы до контакта с окислителем, золото- и/или серебросодержащий материал является оксидной рудой, которая поддается извлечению золота и/или серебра цианированием, а по меньшей мере часть золото- и/или серебросодержащего материала является упорной по отношению к извлечению золота и/или серебра посредством тиосульфатного выщелачивания.

5. Способ по п.1, отличающийся тем, что золото- и/или серебросодержащий материал содержит комбинацию золота и серебра, а золото и серебро извлекают из золото- и/или серебросодержащего материала процессом тиосульфатного выщелачивания.

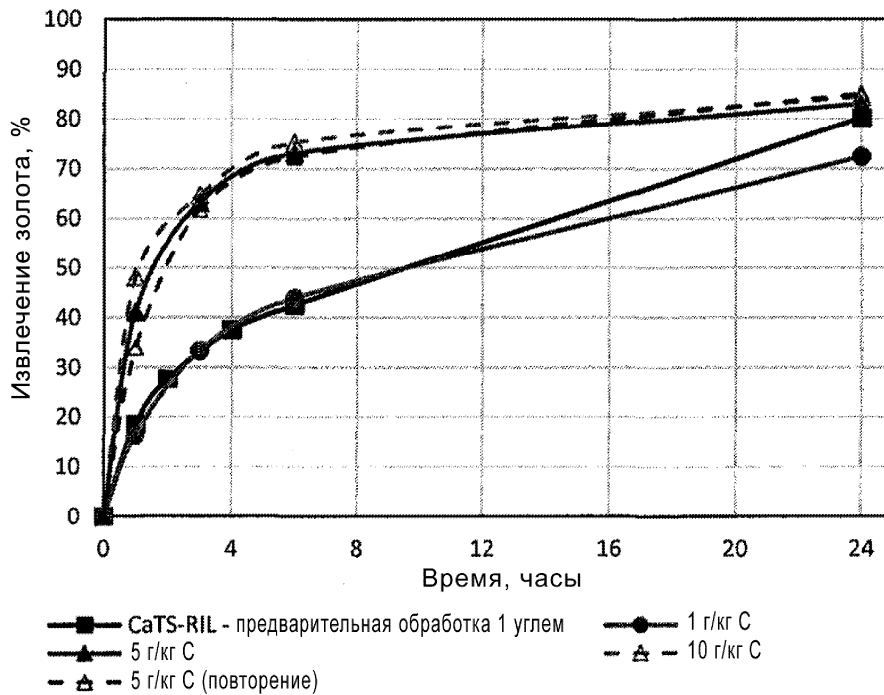


Фиг. 1



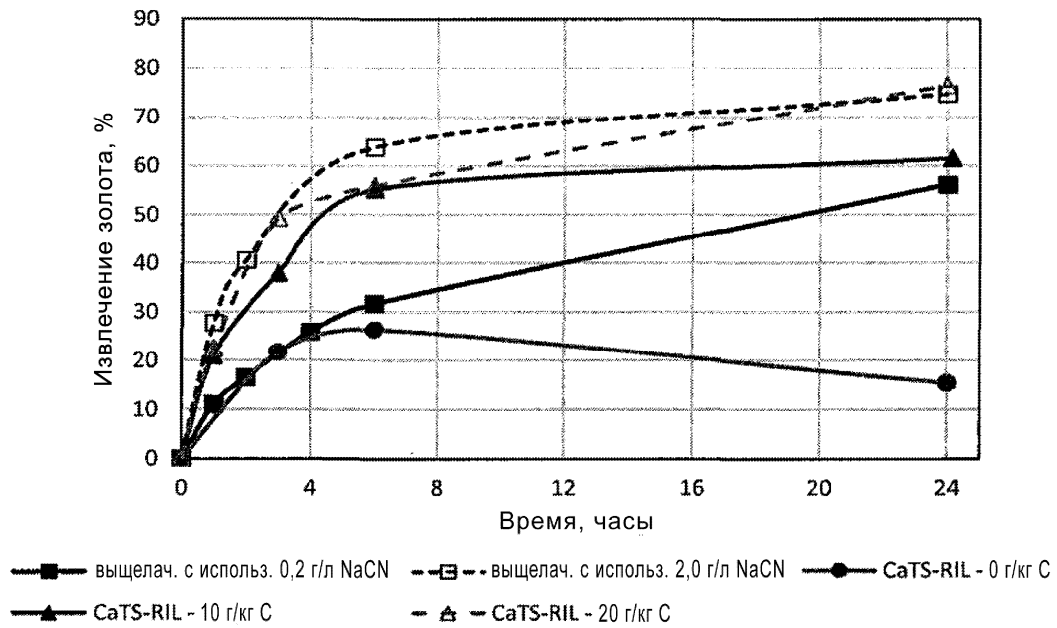
**ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ УГЛЕМ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ОБРАЗЦА S1 ПОСРЕДСТВОМ CaTS-RIL**

Фиг. 2



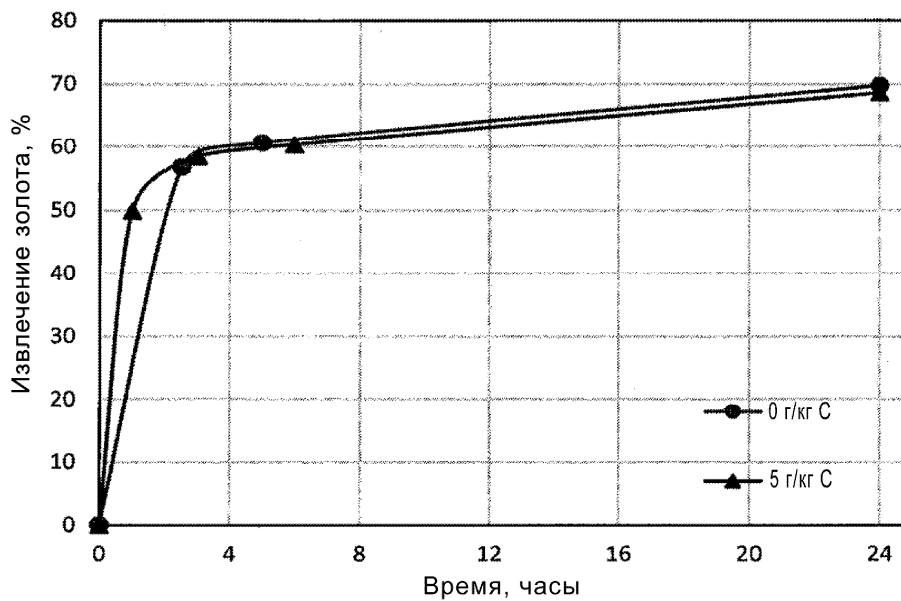
**ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ УГЛЕМ И МЕЛКОДИСПЕРСНОГО УГЛЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПОСРЕДСТВОМ ТИОСУЛЬФАТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗ ОБРАЗЦА S1**

Фиг. 3



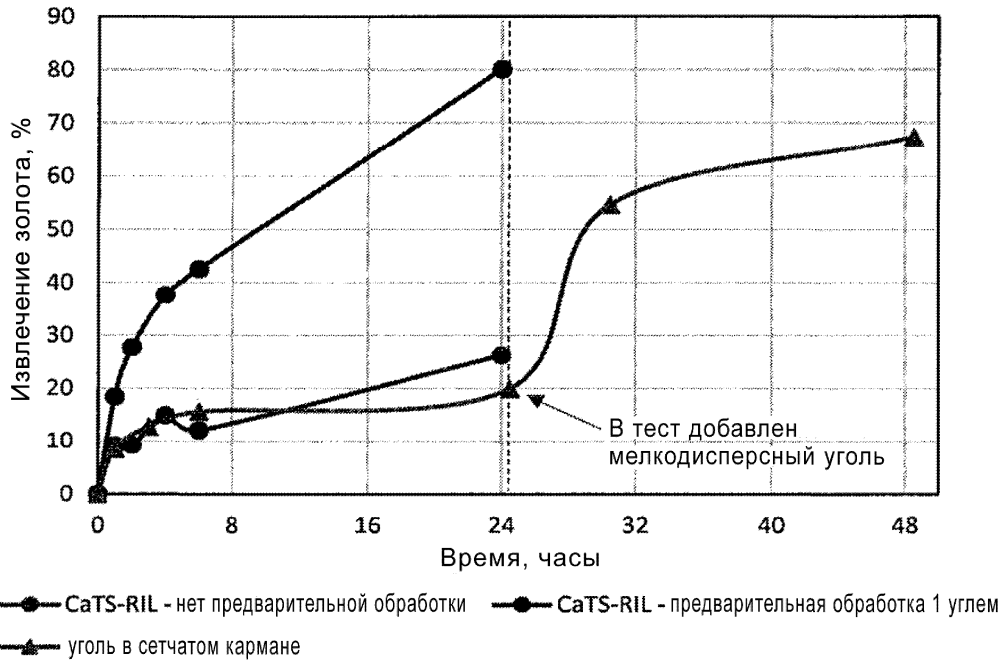
ВЛИЯНИЕ МЕЛКОДИСПЕРСНОГО УГЛЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА  
ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ УГЛЯ

Фиг. 4



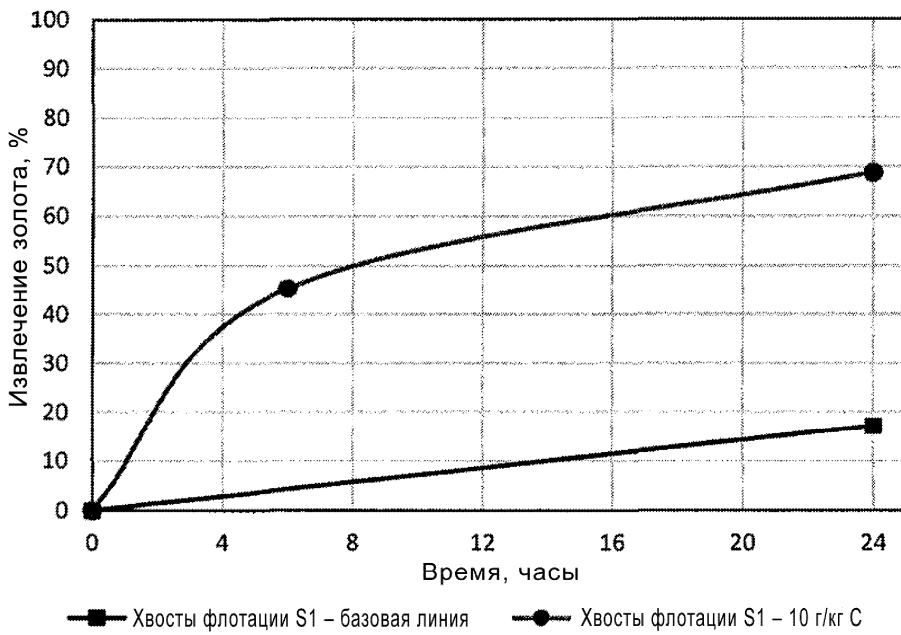
ВЛИЯНИЕ МЕЛКОДИСПЕРСНОГО УГЛЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА  
ТИОСУЛЬФАТОМ ИЗ ОБРАЗЦА S3

Фиг. 5



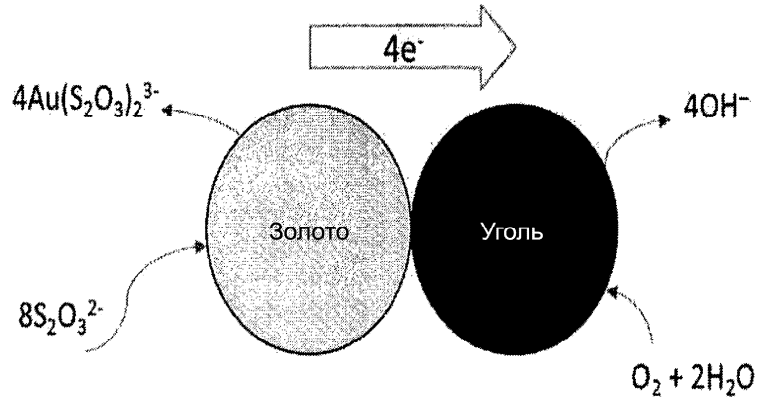
**ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ УГЛЕМ  
НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ОБРАЗЦА S1**

Фиг. 6

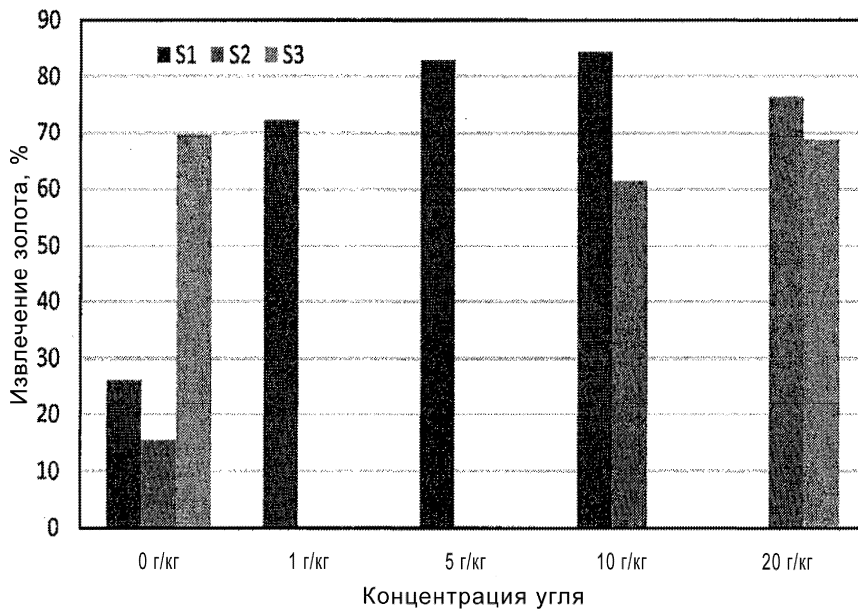


**ВЛИЯНИЕ МЕЛКОДИСПЕРСНОГО УГЛЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА  
ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ УГЛЯ**

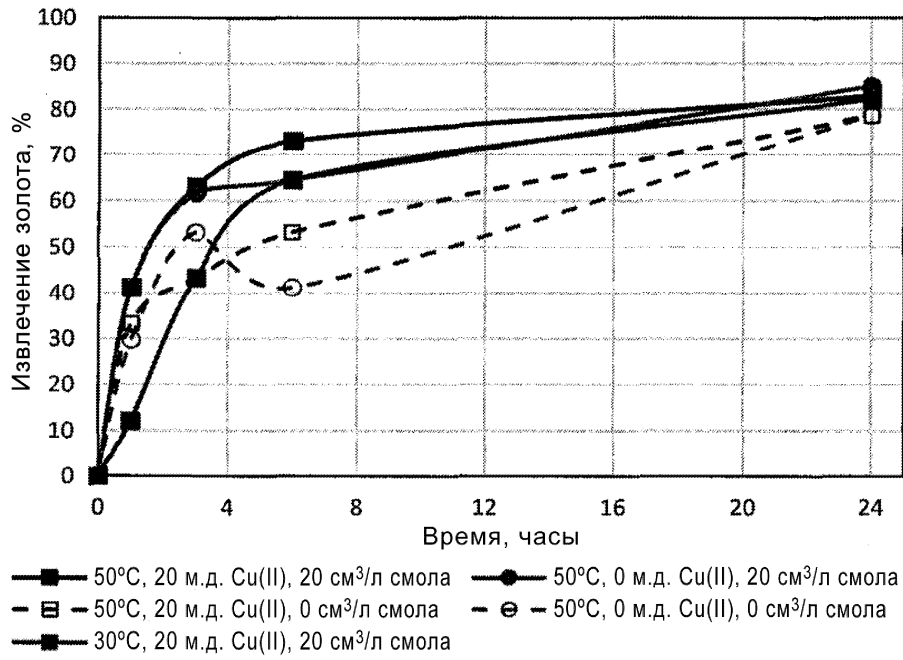
Фиг. 7



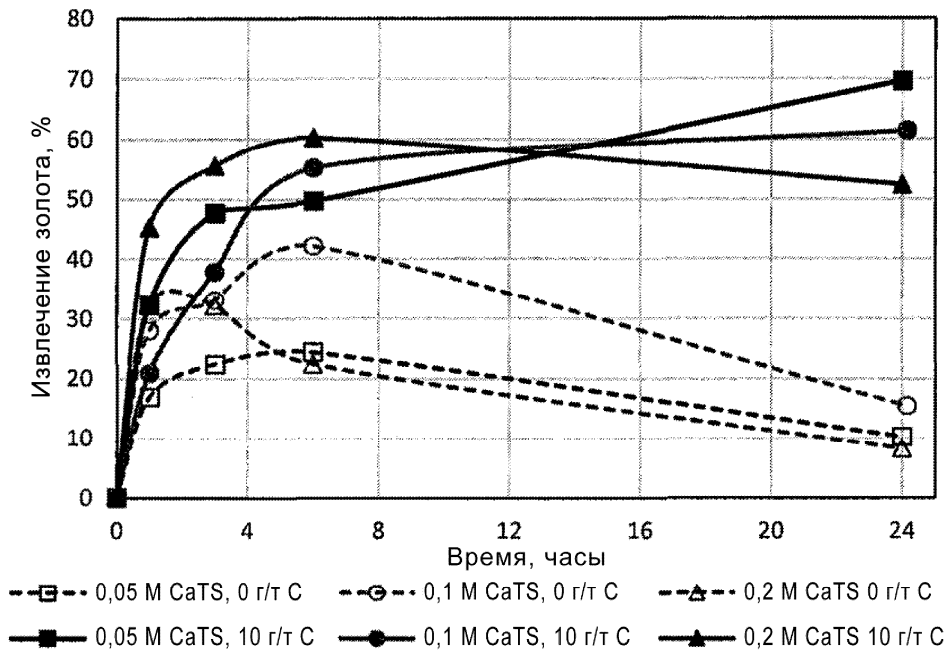
ГАЛЬВАНИЧЕСКИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ МЕЖДУ ЗОЛОТОМ И УГЛЕМ  
Фиг. 8



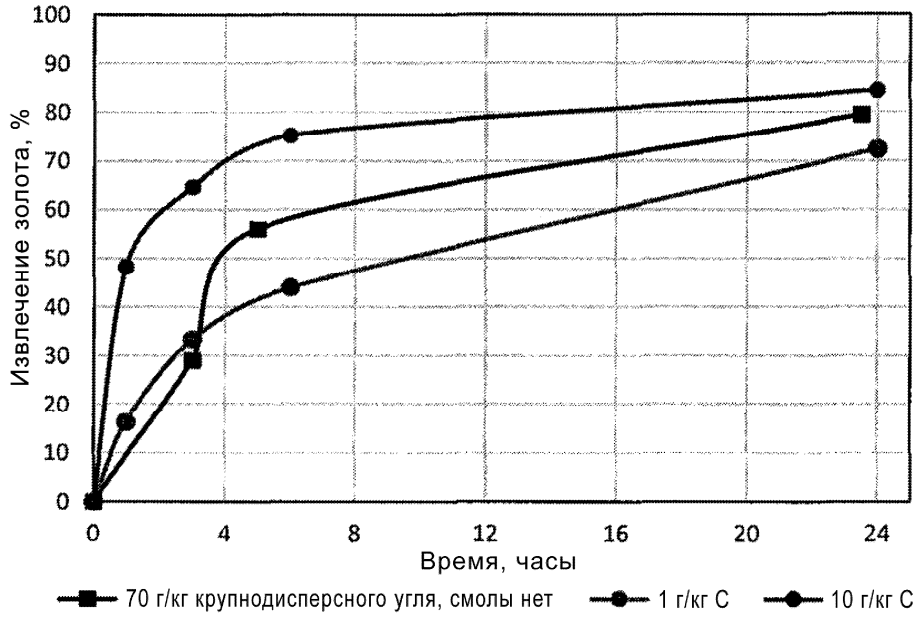
ВЛИЯНИЕ АКТИВИРОВАННОГО УГЛЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА  
ТИОСУЛЬФАТОМ  
Фиг. 9



**ВЛИЯНИЕ МЕДИ, СМОЛЫ И ТЕМПЕРАТУРЫ НА ТИОСУЛЬФАТНОЕ  
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ S1 В ПРИСУТСТВИИ УГЛЯ (10 г/кг)**  
Фиг. 10

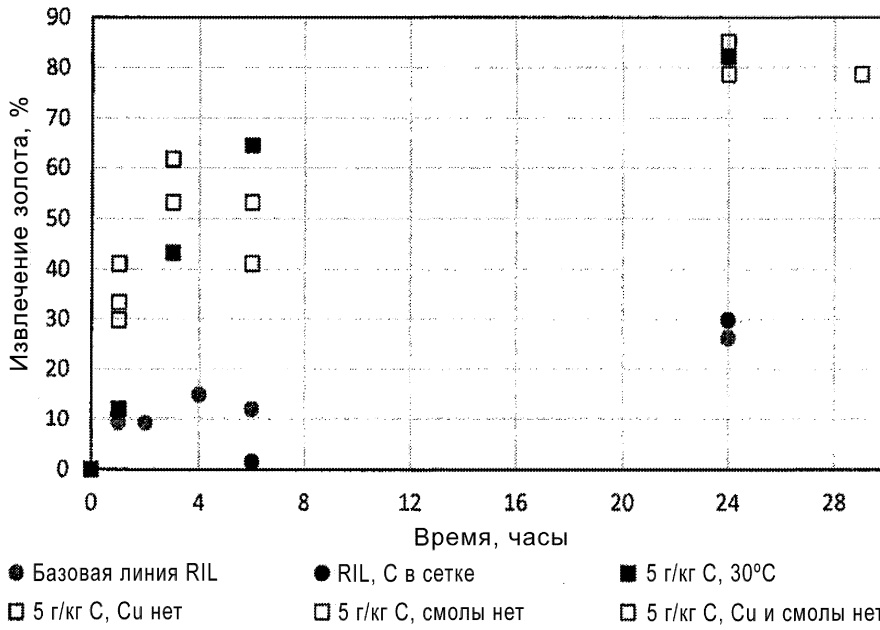


**ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ТИОСУЛЬФАТА НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА  
ИЗ ОБРАЗЦА S2 В ПРИСУТСТВИИ И ОТСУТСТВИИ 10 г/кг УГЛЯ**  
Фиг. 11



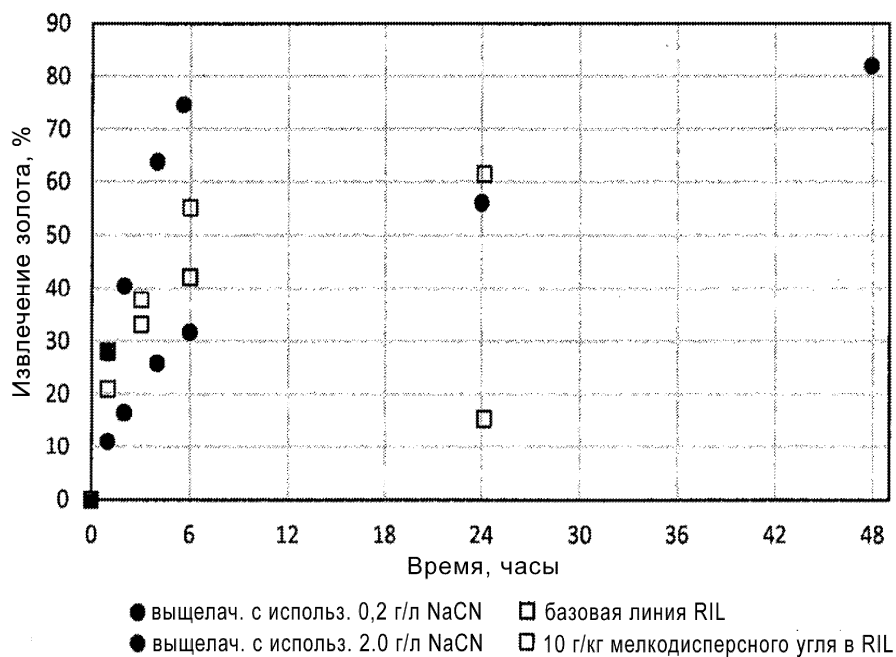
**ВЛИЯНИЕ КРУПНОДИСПЕРСНОГО АКТИВИРОВАННОГО УГЛЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ТИОСУЛЬФАТНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ**

Фиг. 12



**ВЛИЯНИЕ КОНТАКТА УГОЛЬ-ТВЕРДАЯ ФАЗА НА ТИОСУЛЬФАТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА**

Фиг. 13



**ВЛИЯНИЕ КОНТАКТА УГОЛЬ-ТВЕРДАЯ ФАЗА НА ТИОСУЛЬФАТНОЕ  
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА**

Фиг. 14



Евразийская патентная организация, ЕАПВ

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