



(19) RU⁽¹¹⁾ 2 113 522⁽¹³⁾ C1
(51) МПК⁶ C 22 B 11/00

РОССИЙСКОЕ АГЕНТСТВО
ПО ПАТЕНТАМ И ТОВАРНЫМ ЗНАКАМ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

(21), (22) Заявка: 96114901/02, 02.12.1994

(30) Приоритет: 03.12.1993 US 08/161,742
16.11.1994 US 08/343,888

(46) Дата публикации: 20.06.1998

(56) Ссылки: US, патент, 5127942, C 22 B 11/00, 1992.

(86) Заявка PCT:
US 94/13794 (02.12.94)

(71) Заявитель:

Джеобиотикс, Инк. (US)

(72) Изобретатель: Уильям Дж.Кор (US)

(73) Патентообладатель:

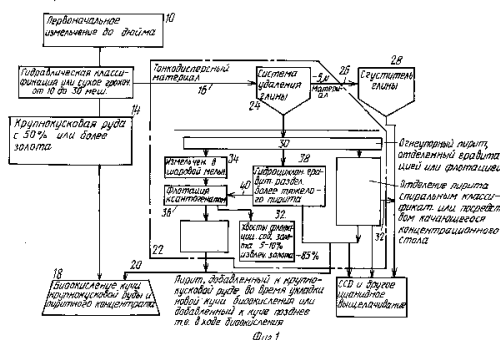
Джеобиотикс, Инк. (US)

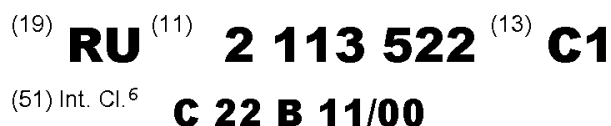
(54) СПОСОБ БИООКИСЛЕНИЯ ОГНЕУПОРНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД

(57) Реферат:

Способ может быть использован для извлечения благородных металлов из огнеупорных сульфидных руд. Осуществляют стадии отделения глины и мелких фракций от измельченной огнеупорной сульфидной руды, образование массы из огнеупорной сульфидной руды, биовыщелачивание кучи для окисления содержащихся в ней сульфидов железа и гидрометаллургическую обработку биовыщелоченной руды для извлечения благородных металлов. В том случае, если в отделенных глинах и мелких фракциях содержится достаточное количество благородных металлов, эти материалы можно дополнительно обработать,

чтобы извлечь содержащиеся в них благородные металлы. 3 с. и 21 з.п. ф-лы, 1 табл, 7 ил.



(12) **ABSTRACT OF INVENTION**

(71) Applicant:
Dzheobiotiks, Ink. (US)

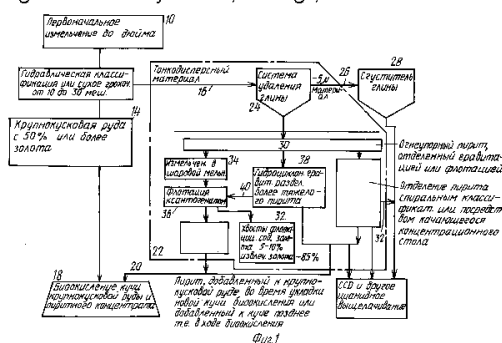
(72) Inventor: Uil'jam Dzh.Kor (US)

(73) Proprietor:
Dzheobiotiks, Ink. (US)

(86) PCT application:
US 94/13794 (02.12.94)

higher efficiency. 24 cl, 7 dwg , 1 tbl

FIELD: recovery of noble metals from refractory sulfide ores. SUBSTANCE: method includes stages of separation of clays and fine fractions from ground refractory sulfide ore, formation of paste of refractory sulfide ore, bioleaching of heap for oxidation of iron sulfides and hydrometallurgical treatment of ore after biological leaching for recovery of noble metals. Should separated clays and fine fractions contain reasonable amount of noble metals, these materials may be additionally treated to recover noble metals. EFFECT:



Изобретение относится к извлечению металлов из огнеупорных сульфидных и огнеупорных углеродсодержащих сульфидных руд.

Золото является одним из самых редких металлов на земле. Золотосодержащие руды можно разделить на два типа: легкообогащаемые и огнеупорные.

Легкообогащаемыми рудами являются такие, которые можно переработать простыми гравиметрическими способами или прямым цианированием. С другой стороны, огнеупорные руды не поддаются традиционной обработке цианированием. Такие руды часто являются огнеупорными из-за чрезмерного содержания в них сульфидов металлов (например, пирита) и/или органического углеродсодержащего вещества.

Большое количество огнеупорных руд состоит из руд, содержащих благородные металлы, например золото, включенное в частицы сульфида железа. Частицы сульфида железа состоят преимущественно из пирита и арсенопирита. Благородные металлы обычно включены в сульфидный материал. Золото часто встречается, например, в виде вкрапленных субмикроскопических частиц внутри огнеупорного сульфида: пирита или арсенопирита. Если золото остается включенным в сульфид даже после измельчения, тогда сульфиды следует окислить, чтобы освободить заключенные в капсулу благородные металлы и сделать их податливыми к действию выщелачивающего агента (или выщелачивателя).

В данной области хорошо известен ряд способов окисления сульфидных минералов, направленных на освобождение благородного металла. Одним известным способом окисления сульфидов металлов в руде является способ с использованием бактерий, например *Thiobacillus ferrooxidans*, *Sulfolobus*, разновидностей *Acidianus* и факультативно-термофильных бактерий. Упомянутые выше микроорганизмы окисляют частицы железа, вызывая растворение железа в виде иона трехвалентного железа и сульфида в виде сульфат-иона.

Если обрабатываемая огнеупорная руда является углеродсодержащей сульфидной рудой, тогда могут стать необходимыми дополнительные стадии способа, которые следуют за бактериальной предварительной обработкой, чтобы предотвратить предварительное "хищение" золотоцианидного комплекса или других комплексов выщелачивающего агента с благородным металлом посредством природного углеродсодержащего вещества при обработке выщелачивающим агентом.

Как используется здесь, сульфидная руда или огнеупорная сульфидная руда охватывает также огнеупорные углеродсодержащие сульфидные руды.

Известный способ биовыщелачивания углеродсодержащих сульфидных руд, представленный в патенте США N 4729788, опубликованном 8 марта 1988. В соответствии с представленным способом для окисления сульфидных составляющих руды используют термофильные бактерии, например *Sulfolobus* и факультативно-термофильные бактерии. Затем подвергнутую биовыщелачиванию руду

обрабатывают целевым агентом для ингибирования склонности углеродсодержащего компонента руды к предварительному "хищению". Затем из руды при использовании традиционного выщелачивающего агента цианида или тиомочевины экстрагируют благородные металлы.

Другой хорошо известный способ биовыщелачивания углеродсодержащих сульфидных руд представлен в патенте США N 5127942, опубликованном 7 июля 1992. В соответствии с этим способом руду подвергают окислительному биовыщелачиванию, чтобы окислить сульфидный компонент руды и освободить благородный металл. Затем руду инокулируют бактериальной консорцией в присутствии питательных веществ, чтобы ускорить рост бактериальной консорции, при этом бактериальная консорция характеризуется способностью дезактивировать "хищническую" склонность углеродсодержащего вещества в руде. Другими словами, бактериальная консорция функционирует как биологический целевой агент. После обработки бактериальной консорцией, способной к дезактивации углерода, поглощающего благородный металл, руду выщелачивают соответствующим выщелачивающим агентом, чтобы вызвать растворение благородного металла в руде.

Однако при применении процессов биовыщелачивания в среде кучного выщелачивания существуют проблемы. Они включают проход питательных веществ, доступ воздуха и проход диоксида углерода для того, чтобы сделать процесс более эффективным и, таким образом, более привлекательной выбранную обработку. Более того, для биоокисления время индукции, касающееся биоокислителей, циклы роста, жизнеспособность бактерий и т.п. являются важными вопросами, потому что переменные величины, например доступность, размер частиц, осаждение, уплотнение и т.п. являются экономически необратимыми, сразу же после того, как масса образована. В результате масса может быть изменена после того, как они образованы, за исключением лишь некоторых случаев.

Руды, которые имеют высокое содержание глины и/или мелких фракций, вызывают в особенности много проблем, когда их обрабатывают способом кучного выщелачивания или способом кучного биоокисления.

Причина состоит в том, что глина и/или мелкие фракции могут мигрировать в кучу и закупорить каналы для доступа воздуха и потока жидкости, что приводит к пудлингованию, образованию каналов; истощению запасов питательных веществ, диоксида углерода или кислорода; неоднородному распределению биоокислителя и т.п. В результате большие площади кучи могут быть выщелочены неэффективно. Это является общеизвестной проблемой при цианидном выщелачивании и приводит к процессам агломерации частиц цементом в цианидном выщелачивании при высоком значении pH и полимерами в биовыщелачивании при низком значении pH.

Полимерные агломераты можно использовать также в средах с высоким значением pH, которые обычно используют для выщелачивания благородных металлов, последующего окислительного биовыщелачивания сульфидов железа в руде.

Биоокисление огнеупорных сульфидных руд является особенно чувствительным к блокированным перколяционным каналам, полученным посредством разрыхления глины и освобождения мелкозернистого материала, потому что бактериям для роста и биоокисления частиц сульфида железа в руде необходимы большие количества воздуха или кислорода.

Поток воздуха также представляет большую важность для рассеяния тепла, генерированного экзотермической реакцией биоокисления, потому что чрезмерное количество тепла может способствовать гибели бактерий в большой плохо вентилируемой массе.

Руды с низким содержанием сульфида или пирита или руды, содержащие материалы с высоким потреблением кислоты, например, карбонат кальция, могут также вызывать проблемы при обработке биоокислением. Причина этого состоит в том, что кислота, генерируемая этими рудами с низким содержанием пирита, является недостаточной для поддержания низкого значения pH, необходимого для роста бактерий.

Целью настоящего изобретения является обеспечение способа кучного биовыщелачивания описанного выше типа, в котором огнеупорную сульфидную руду делают более восприимчивой к биоокислению, вследствие чего обеспечивается усовершенствованное извлечение благородного металла, содержащегося в руде. В способе настоящего изобретения можно достигнуть этой цели посредством удаления глины и/или мелких фракций из огнеупорной сульфидной руды после ее измельчения до размера, подходящего для процесса кучного выщелачивания. Массу можно образовать не беспокоясь о воздухе и о том, что каналы для жидкого потока в массе могут закупориться. Кроме того, если отделенная глина и/или мелкодисперсный материал имеют достаточно высокое содержание благородного металла, их можно отдельно обработать, чтобы извлечь содержащийся в них благородный металл.

Вышеприведенные и другие цели, особенности и преимущества станут очевидными для специалистов в данной области из последующего описания предпочтительных вариантов.

На фиг. 1 представлено схематическое изображение карты технологического процесса в соответствии с предпочтительным вариантом настоящего изобретения; фиг. 2 представляет график, иллюстрирующий процентное содержание железа, выщелоченного в течение времени, для различных классов крупности руды; фиг. 3 представляет график, иллюстрирующий процентное содержание железа, выщелоченного за день, в виде функции времени для различных классов крупности руды; фиг. 4 представляет график, иллюстрирующий процентное содержание

золота, извлеченного из пиритного концентрата, измельченного до -200 меш, в виде функции процента его биоокисления; фиг. 5 представляет график, иллюстрирующий изменение Eh слоя размером +1/4 дюйма (0,635 см) в виде функции времени; фиг. 6 представляет график, иллюстрирующий изменение pH в виде функции времени для слоя руды размером +1/4 дюйма; фиг. 7 представляет график, иллюстрирующий изменение концентрации железа в потоке, выходящем из слоя руды размером +1/4 дюйма, в виде функции времени.

Описание предпочтительных вариантов.

В соответствии со способом согласно настоящему варианту изобретения огнеупорную сульфидную руду можно сделать более восприимчивой к биоокислению в процессе кучного выщелачивания. Это осуществляют путем отделения глины и/или тонкодисперсных материалов от огнеупорной сульфидной руды после ее измельчения до размера, подходящего для кучного выщелачивания.

В настоящем варианте способ удаления представляет гидравлическую классификацию по классам крупности. Однако специалисты в данной области легко поймут, что для отделения глины и/или тонкодисперсного материала от огнеупорной руды может быть использован любой другой метод. Специалистам в данной области известны, например, такие методы, как сухое грохочение и циклонная сортировка.

При удалении тонкодисперсных материалов и глины из огнеупорной сульфидной руды поток воздуха и жидкости, проходящей через массу, совершенствуется. Это приведет к уменьшению количества времени, необходимого для достаточного биоокисления частиц сульфида железа в руде, чтобы освободить благородный металл и сделать его более податливым к последующему выщелачиванию цианидом или тиомочевинной, предпочтительно цианидом. Кроме более быстрого биоокисления в хорошо вентилируемой массе, имеющей хороший приток воздуха, становится более легко выполнимым изменение pH от кислого значения, равного от 1,0 до 2,0, что является наиболее подходящим для биоокисления, до основного значения pH, равного 10, или более необходимым для цианидного выщелачивания, при этом без наблюдения за кучей и необходимости ее повторной укладки.

Огнеупорную сульфидную руду измельчают предпочтительно до максимального размера в диапазоне от приблизительно 1/4 до 1 дюйма (от 0,635 см до 2,54 см). Подходящие максимальные размеры частиц включают 1/4 дюйма (0,635 см), 3/8 дюйма (0,952 см), 1/2 дюйма (1,27 см) и 1 дюйм (2,54 см). Если руда будет удовлетворять любому из этих размеров частиц, она будет восприимчива к кучному выщелачиванию. Однако, чем меньше размер частиц, тем больше площадь поверхности частиц сульфида в руде и, конечно, тем быстрее будут подвергаться биоокислению частицы сульфида. Указанное также приводит к повышенному извлечению благородных металлов. Однако следует учитывать дополнительные затраты, связанные с

измельчением руды до более маленького размера частиц. В таком случае дополнительное количество извлеченного благородного металла может стать неудовлетворительным из-за дополнительных затрат.

Конечно, если тело огнеупорной сульфидной руды, подвергаемой обработке, сразу имеет размер, подходящий для кучного выщелачивания, дополнительное измельчение не требуется.

Во время процесса измельчения естественно получают мелкие фракции. Размер мелких фракций и глин, удаляемых из измельченной руды, должен составлять от около 60 меш в качестве минимального верхнего предела до около -1/8 дюйма (0,317 см) в качестве максимального верхнего предела. После того, как глина и мелкие фракции отделены от массы руды, из руды образуют кучу. Затем кучу можно обработать стандартным способом биовыщелачивания, чтобы окислить частицы сульфида железа в руде и освободить включенный благородный металл, которым предпочтительно является золото. Так как основная часть глины и тонкодисперсного материала удалена, закупорка каналов для воздуха и жидкого потока, которая могла бы быть за счет этих материалов, уже больше не является предметом заботы, вследствие чего перколяционное выщелачивание руды улучшается.

После биоокисления благородный металл, находящийся в предварительно обработанной руде, можно экстрагировать при использовании общепринятого выщелачивающего агента, например цианида или тиомочевина, предпочтительно цианида. Однако специалисты в данной области, конечно, понимают, что, если огнеупорная сульфидная руда является огнеупорной также из-за углеродсодержащего вещества, содержащегося в руде, перед выщелачиванием для уменьшения "хищнической" склонности углеродсодержащего вещества в руде должны быть использованы дополнительные стадии обработки. Ряд таких способов хорошо известен в данной области.

Можно использовать, например, способы, применяемые в патенте США N 4729788 и патенте США N 5127942, на оба из которых здесь уже приводились ссылки. Способ обработки углеродсодержащих руд с использованием микроорганизмов представлен также в патенте США N 5162105, опублик. 10 ноября 1992.

Отделенный тонкодисперсный материал может содержать большие количества благородного металла. В самом деле, экономическое значение этого металла может быть достаточно высоким, чтобы оправдать дальнейшую обработку этих материалов для извлечения дополнительных количеств металла. В особо предпочтительном варианте настоящего изобретения отделенный тонкодисперсный материал подвергают дальнейшей обработке для извлечения по крайней мере части количеств благородных металлов, содержащихся в нем.

Для извлечения благородного металла из тонкодисперсного материала тонкодисперсный материал обрабатывают предпочтительно измельчением для удаления

из глины и частиц песка частиц сульфида железа. Причина этого, как обсуждалось выше, состоит в том, что благородные металлы, особенно золото, часто встречаются в виде вкрапленных микроскопических частиц в частицах сульфида железа. Поэтому эти тонкие частицы сульфида обычно содержат значительную долю от общего количества благородного металла. Кроме того, поскольку относительно высокое процентное содержание благородного металла в руде связано с этой фракцией руды, она может быть экономично обработана измельчением.

Как будет признано специалистами в этой области, для отделения частиц сульфида железа от остатка мелких фракций может быть использовано множество методов. Эти методы, только в качестве примера, включают гравитационное разделение и флотацию. По желанию частицы сульфида железа можно перед флотацией подвергнуть дополнительному измельчению. Методами гравитационного разделения, которые можно использовать, могут быть методы с применением качающихся концентрационных столов, гидроциклонов и спиральных классификаторов.

Концентрат сульфида железа, если он является огнеупорным, подвергают биовыщелачиванию бактериями в емкости или процессу измельчения для освобождения включенного благородного металла. Альтернативно сульфидный концентрат можно присоединить опять к массе, чтобы обеспечить более медленный процесс биоокисления кучи. Однако, так как эти частицы обычно больше и являются более гидрофобными, чем частицы глины, они имеют склонность к более легкому слипанию в куче в частицы большего размера и, вследствие этого, проблемы закупоренных перколяционных каналов уже не существует. Концентрат сульфида железа можно обработать также множеством других способов, хорошо известных в данной области, например обжигом, окислением под давлением и химическим окислением. Поскольку концентрация золота или других благородных металлов в этой фракции руды является относительно высокой, а ее общий объем мал, все из этих способов обогащения могут быть экономично использованы.

Если концентрат сульфида железа является лишь частично огнеупорным, тогда его можно непосредственно выщелачивать выщелачивающим агентом, например цианидом, чтобы удалить неогнеупорное золото. Хвосты от процесса выщелачивания можно затем промыть веществом, не содержащим цианид, и добавить к массе для биоокисления, чтобы выделить оставшееся огнеупорное золото или другие благородные металлы.

Тонкодисперсный материал, удаленный из огнеупорной сульфидной руды классификацией, который имеет также частицы сульфида железа, удаленные из нее, может все же содержать экономически значимые количества золота или других благородных металлов. Кроме того, этот тонкодисперсный материал, вероятно, является менее огнеупорным, чем другой железосульфидный материал, если классификация приводит к окислению. Следовательно, агломерация этого

материала цементом или другими агломерационными вспомогательными средствами, которая может быть применена при высоком значении pH, может обеспечить хорошее извлечение, если осуществлять непосредственное выщелачивание цианидом.

Тонкодисперсный материал может иметь содержание золота в случае высокосортной руды, достаточное для проведения процесса цианидного выщелачивания в мельнице, например противоточной декантацией или углеродом в пульпе.

Наиболее предпочтительный вариант настоящего изобретения будет описан теперь со ссылкой на схему технологического процесса, представленного на фиг.1.

Как можно видеть из фиг.1, огнеупорную сульфидную руду, содержащую благородный металл, измельчают предпочтительно до планового максимального размера в диапазоне приблизительно от 1/4 дюйма до 1 дюйма (от 0,635 см до 2,54 см) на участке измельчения 10. Руду предпочтительно измельчают до планового максимального размера частицы, равного 1/4 дюйма (0,635 см), 3/8 дюйма (0,952 см), 1/2 дюйма (1,27 см) или 3/4 дюйма (1,90 см). Конечно, если подвергаемая обработке огнеупорная сульфидная руда уже имеет размер, подходящий для кучного выщелачивания, тогда дополнительное измельчение не требуется.

Как это представлено в настоящем варианте, благородным металлом, извлекаемым из руды, является обычно золото. Однако, как легко могут понять специалисты в данной области, способ в соответствии с настоящим изобретением в равной степени применим к извлечению других благородных металлов, включая серебро и платину, из огнеупорных сульфидных руд.

После того, как золотосодержащую огнеупорную сульфидную руду измельчили до соответствующего размера, мелкие фракции руды отделили от измельченной руды на участке разделения 12. Предпочтительно мелкие фракции отделяли с использованием метода гидравлической классификации или сухого грохочения. Для обеспечения получения хорошего поступления в массу воздуха и жидкого потока, тонкоизмельченные частицы размером менее, чем от около 10 до 30 меш (серия меш Тайлера) следует выделить на участке разделения 12.

Крупная фракция руды 14, которая представляет руду с частицами более, чем от около 10 до 30 меш, будет обычно содержать приблизительно 50% золота или более относительно всей руды и включать от около 50 до 75% веса руды.

Мелкие выделенные фракции руды 16 будут обычно содержать приблизительно от 30 до 50% золота и включать приблизительно от 25% до 50% от веса исходной руды.

Из-за значительного количества золота, обычно содержащегося в мелких фракциях руды 16, мелкие фракции затем подвергают обработке для извлечения, по крайней мере, части благородных металлов, содержащихся в них. Указанное предпочтительно осуществляют путем получения концентрата огнеупорных пиритных минералов 20 из мелких фракций 16 в схеме обогащения пирита 22.

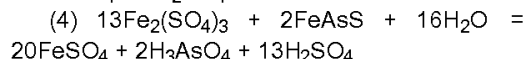
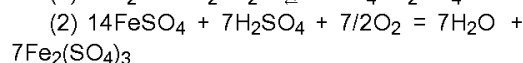
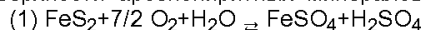
Пиритный концентрат 20 будет обычно включать от около 5 до 10% от первоначального веса руды и от около 15 до 30% золота.

Если руда содержит огнеупорные арсенопиритные минералы, тогда огнеупорный пиритный концентрат 20 будет содержать эти минералы.

Поскольку, как правило, частицы в пиритном концентрате 20 больше по размеру и являются более гидрофобными, чем частицы глины, найденные в мелких фракциях 16, пиритный концентрат 20 можно соединить во время укладки кучи с крупной фракцией руды 14 без значительной задержки жидкости и потока воздуха внутри кучи во время биовыщелачивания. Это происходит потому, что частицы пирита в пиритном концентрате 20 имеют скорее склонность слипаться в крупной фракции руды в частицы большего размера, чем мигрировать через массу и вызывать блокирование каналов для жидкости. Пиритный концентрат 20 можно добавить также перед началом или после начала процесса биовыщелачивания в верхнюю часть массы.

Бактериальное окисление пирита генерирует сульфат железа (11) и серную кислоту по суммарной реакции, представленной уравнением (1). Эта суммарная реакция может быть разделена на две различные реакции, представленные уравнениями (2) и (3), где уравнение (2) представляет аэробную реакцию, катализируемую бактериальной активностью, и уравнение (3) представляет анаэробную реакцию, происходящую на поверхности сульфидного минерала.

Уравнение (4) представляет подобную анаэробную реакцию, происходящую на поверхности арсенопиритных минералов.



Выгода от добавления пиритного концентрата 20 к куче 18 состоит в том, что тонкоизмельченный пирит более легко окисляется, чем частицы пиритного минерала, найденные в крупной фракции руды 14; таким образом, кислота, полученная при окислении пиритного концентрата, может быть использована для более быстрого понижения pH руды в массе. Это особенно ценно, когда имеют дело с рудами, которые представляют материалы, потребляющие значительное количество кислоты, например карбонат кальция или другие карбонаты. Кроме того, при добавлении пиритного концентрата на вершину кучи 18, ионы Fe(III), полученные во время биоокисления, будут мигрировать в нижнюю часть кучи, где рост бактерий может подавляться из-за токсинов, которые не могут быть своевременно вымыты в процессе биоокисления, или из-за недостатка кислорода. В результате биоокисление пиритных минералов в нижней части массы будет происходить, даже если в этой области не поддерживается рост бактерий.

Еще одно преимущество в добавлении пиритного концентрата 20 к куче 18 состоит в

том, что биоокисление происходит в течение длительного периода времени. На последних стадиях биоокисления большинство реакционноспособных сульфидов будет уже окислено, что приведет к замедлению скорости биоокисления. Это замедление скорости биоокисления может привести к снижению содержания железа и к увеличению pH внутри кучи 18. Добавление химически активного сульфидного концентрата может привести к началу повторного активного процесса биоокисления, который может усилить непрямо химическое выщелачивание вкрапленных сульфидных минералов, благодаря высоким уровням трехвалентного железа, полученным в результате биоокисления сульфидного концентрата.

Предпочтительные способы получения пиритного концентрата 20 объяснены более подробно со ссылкой на схему обогащения пирита 22.

После укладки массы 18 ее можно предварительно обработать с использованием стандартного процесса кучного биоокисления, чтобы окислить частицы сульфида железа в руде и освободить включенный благородный металл. И вследствие того, что большая часть глины и тонкодисперсных материалов удалена, закупорка каналов для воздуха и жидкого потока посредством этих материалов значительно снижается, что приводит к улучшенному перколяционному выщелачиванию руды.

Если во время процесса биоокисления раствор от биовыщелачивания рециркулируют, скорость биоокисления может быть усовершенствована путем использования способа управления раствором, представленного в заявке на патент США N 08/ 329002, названной "Способ усовершенствования скорости кучного биоокисления частиц огнеупорной сульфидной руды, подвергаемой биоокислению с использованием рециркулированного раствора от биовыщелачивания", которая подана 25 октября 1994 г. William J. Kohr, Chris Johansson, John Shield и Vandy Shrader, на описание которой здесь приводится ссылка.

При обращении опять к фиг. 1 теперь будет описана схема обогащения пирита 22. В схеме обогащения пирита 22 проиллюстрированы три способа получения пиритного концентрата. Эти способы могут быть использованы в сочетании или альтернативно.

Мелкие фракции 16 будут обычно содержать очень тонкодисперсные частицы глины, размер которых обычно составляет менее чем от 5 до 20 μm ; частицы песка; и частицы огнеупорного сульфида, что делает их в особенности вредными для процессов кучного биовыщелачивания, потому что они имеют склонность мигрировать через массу и закупоривать каналы для жидкости, когда они набухают в результате поглощения воды. Поэтому частицы глины предпочтительно удаляют из мелких фракций 16 для того, чтобы можно было получить концентрат из частиц огнеупорного сульфида, который можно безопасно добавить к куче 18 при минимальной закупорке каналов для жидкости в массе. Таким образом, как

проиллюстрировано на фиг.1, первая стадия в каждом из предпочтительных способов получения пиритного концентрата 20 представляет удаление частиц из мелких фракций с использованием системы удаления глины 24, которой предпочтительно является гидроциклон или отстойник. Однако, конечно, если руда представляет руду с низким содержанием глины, эту стадию можно не включать.

Исходная точка для частиц с максимальным размером, удаляемых в системе удаления глины 24, будет зависеть от распределения крупности частиц глины внутри мелких фракций 16. Если исходная точка для системы удаления глины расположена менее, чем при около 10 μm , предпочтительным способом разделения является отстойник, потому что при использовании гидроциклонов нельзя осуществить эффективное разделение частиц между частицами крупностью менее, чем около 10 μm .

В руде с высоким содержанием глины глинистый материал 26, отделенный от мелких фракций 16, будет обычно включать около 10% от первоначального веса руды и от около 5 до 10% золота. Кроме того, из-за низкой огнеупорности глинистый материал 26 можно обработать дальше, чтобы извлечь золото, которое он содержит, с использованием традиционного процесса цианидного выщелачивания в мельнице, например, противоточной декантации или углерода в пульпе. Однако перед обработкой глинистого материала 26 в одном из этих традиционных способов цианидного выщелачивания, плотность пульпы глинистого материала следует увеличивать при использовании сгустителя 28 до тех пор, пока будет достигнута плотность пульпы от около 30% до 40%.

После того, как из мелких фракций 16 глина удалена, выделяют также частицы огнеупорного пирита для образования огнеупорного пиритного концентрата 20, который, как объяснялось выше, можно добавить к массе 18. Частицы огнеупорного пирита выделяют предпочтительно из обедненных глиной мелких фракций 30 с использованием метода флотации или гравитационного разделения.

Теперь будут описаны три предпочтительных метода отделения частиц огнеупорного сульфида от обедненных глиной мелких фракций 30. Первый метод включает тонкое измельчение обедненных глиной мелких фракций до тех пор, пока будет достигнута крупность частиц менее чем -200 меш.

Указанное предпочтительно осуществляют в шаровой мельнице 34. Затем огнеупорные пиритные материалы удаляют из материала 30 с использованием флотационной ячейки 36 с ксантогенатным коллектором. Флотированный пиритный материал из флотационной ячейки 36 образует пиритный концентрат 20.

Второй метод получения пиритного концентрата 20 из материала 30 включает разделение материала 30 на две фракции с использованием гидроциклона 38: первую, включающую материал 40 с размером -200 меш, и вторую, включающую крупные частицы песка с размером более, чем около 200 меш и более тяжелые частицы пирита. Материал,

размер которого составляет менее, чем 200 меш, обрабатывают затем во флотационной ячейке с ксантогенатным коллектором 36 для удаления огнеупорных сульфидов. Затем флотированные огнеупорные сульфиды, крупные частицы песка и более тяжелые частицы пирита соединяют для образования пиритного концентрата 20. Этот способ отличается от первого способа обогащения пирита тем, что вместо измельчения всего материала 30 до размера менее, чем -200 меш, частицы песка размером более, чем 200 меш, и более тяжелые пиритные минералы в материале 30, просто отделяют от материала 30 и затем добавляют к флотированному пириту из материала 40 размером -200 меш.

Третий метод получения пиритного концентрата 20 из обедненных глиной мелких фракций 30 включает использование гравитационного разделения, например, с применением спирального классификатора или качающегося концентрационного стола, чтобы удалить более тяжелые сульфидные минералы из остатка материала 30.

Хвостовой материал 32, который остается после фракции огнеупорного сульфида, удаляют из обедненных глиной мелких фракций 30, включает приблизительно от 20 до 30% от начального веса руды и от около 5 до 10% золота, приблизительно 85% которого извлекают традиционным способом цианидного выщелачивания, например противоточной декантацией или углеродом пульпы. Таким образом, хвостовой материал 32 не является очень огнеупорным и может быть обработан глинистым материалом 26 в традиционном способе цианидного выщелачивания, чтобы повысить общее извлечение в способе.

После биоокисления кучи 18 благородный металл в предварительно обработанной руде можно экстрагировать с использованием традиционных выщелачивающих агентов, например цианида или тиомочевины, предпочтительно цианида. Однако, конечно, как будет признано специалистами в данной области, если огнеупорная сульфидная руда является огнеупорной также из-за углеродсодержащего вещества, содержащегося в руде, для уменьшения "хищнической" склонности углеродсодержащего вещества руды, перед выщелачиванием, как объяснялось выше, могут быть использованы дополнительные стадии обработки.

Пример 1. Пробу из 16 кг огнеупорной сульфидной руды, содержащей приблизительно 0,04 унций золота/тонну и 3,5% сульфидной серы измельчили до -1/4 дюйма (-0,635 см). Затем пробу разделили гидравлической классификацией на фракции материала крупностью от +1/8 до -1/4 дюйма (от +0,317 см до -0,635 см), от +30 меш до -1/8 дюйма (от +30 меш до -0,317 см) и -30 меш. Материал крупностью -30 меш затем выделили в пиритную фракцию, песковую фракцию и фракцию глины путем гравитационного разделения. Песковую фракцию затем обработали тонким измельчением в шаровой мельнице в течение около одного часа. Затем этот материал флотировали ксантогенатом, используемым в качестве коллектора.

После этого каждую фракцию сушили, взвешивали и анализировали на содержание

золота. Материал размером от +1/8 до -1/4 дюйма (от +0,317 см до -0,635 см) представлял 51% веса и 18% золота при его содержании 0,48 ppm (част. на миллион). Материал размером от +30 меш до -1/8 дюйма (от +30 меш до -0,317 см) представлял 28% от веса и 32% золота при его содержании 1,47 ppm (част. на миллион). Общее содержание пирита, который включал как пирит, отделенный гравитационным разделением, так и пиритный концентрат от флотации песка, представлял 4,7% веса и 35% золота при его содержании 9,8 ppm (част. на миллион). Оставшиеся хвосты флотации песка и глинистый материал представляли 16% веса и 14,6% золота при его содержании около 1,2 ppm (част.на миллион).

Материал размером от +1/8 до -1/4 дюйма (от +0,317 см до -0,635 см) и материал размером от +30 меш до -1/8 дюйма (от +30 меш до -0,317 см) соединили в соответствии с их весовым процентным содержанием. Установили pH смешанного материала до значения, равного 2, посредством 10% серной кислоты при расходе 30 мл/кг. Эту смесь затем влили в массу руды и аэрировали со дна, по крайней мере, 15 л воздуха/мин/м², и на вершину со скоростью около 15 мл/час добавили жидкие разбавленные основные растворы (NH₄)₂SO₄, 0,04 г/л MgSO₄•7H₂O при концентрации 0,04 г/л и KН₂РO₄ при концентрации 0,004 г/л. На вершину кучи добавили бактерии Thiobacillus ferrooxidans и смыли массу с помощью жидкого потока. Эта процедура обеспечила хорошее поступление потока воздуха и потока жидкости, а также миграцию бактерий сквозь массу. Через месяц поток, вытекающий из массы, показал хорошее биовыщелачивание железа, приблизительно 0,1% в день.

Пример 2. Вторую пробу руды с того же самого месторождения, что в примере 1, измельчили до размера -3/8 дюйма (-0,952 см). Смешали четыре 23 кг порции этой пробы и подвергли их гидравлической классификации на фракции размером +1/4 дюйма (+0,635 см), от +1/8 до -1/4 дюйма (от +0,317 см до -0,635 см), от +10 меш до -1/8 дюйма (до -0,317 см), от +16 меш до -10 меш, от +30 до -16 меш, от +60 до -30 меш и -60 меш. Фракции от +60 до -30 меш и фракцию с размером -60 меш использовали для оценки количества гравитационных разделений, необходимых для получения пиритной фракции, песковой фракции и фракции глины. Массы каждого класса крупности в сухом состоянии использовали для вычисления весового процентного содержания класса крупности. Каждый класс крупности анализировали также на количество золота, железа и экстракцию золота посредством традиционного цианидного выщелачивания (смотри таблицу).

Пять классов крупности размером более 30 меш поместили в отдельные массы для биоокисления. Добавили бактерии и питательные вещества, как в примере 1, и со дна или вершины массы продули воздух. Ход биоокисления контролировали путем измерения количества железа, выщелоченного из руды, при использовании атомного абсорбционного анализа питательного раствора, проходящего через массу. Приблизительное общее количество железа в каждом классе крупности руды

вычислили, исходя из массы класса крупности и анализа железа характерной пробы руды. Процент выщелоченного железа и средний процент железа, выщелоченного в течение дня, изображены соответственно на фиг.2 и 3 в виде функции времени для всех пяти классов крупности.

После нескольких месяцев биоокисления из каждой кучи извлекли пробы и записали процент выщелоченного железа. Затем частично биоокисленную руду выщелочили цианидом тем же самым способом, которым выщелочили исходные неокисленные пробы. В таблице сравнили извлечение золота из неокисленной пробы и биоокисленной пробы. Процент биоокисления для каждого класса крупности представлен в таблице 1 в круглых скобках. Из этих данных можно видеть, что меньшие классы крупности подвергались биоокислению с более высокой скоростью.

После биоокисления во всех классах крупности также наблюдалось увеличение извлечения золота. Классы крупности размером от +60 до -30 меш и -60 меш также анализировали на извлечение золота. Хвосты обогащения песка с качающегося концентрационного стола, используемого для выделения огнеупорного пирита из фракции от +60 до -30 меш, имели, безусловно, низкое содержание золота, но золото подвергалось извлечению цианидом без биоокисления (75%). Очень мелкий песок и глина из фракции -60 меш имели более высокое содержание золота и более высокое его извлечение (86%). Это указывало на то, что дальнейшее окисление очень мелкого песка и глины не являлось необходимым.

Удаление мелких классов крупности (т.е. классов крупности, имеющих величину частиц менее 30 меш), включающих фракцию глины, обеспечило превосходный поток воздуха во все массы. Массы, образованные из всей руды, или всей руды при агломерации, часто становились закупоренными, что препятствовало потоку воздуха. Таким образом, при отделении мелких фракций и глин можно образовать массы большого размера без использования частиц большой крупности (т. е. 3/4 дюйма (1,905 см) или больше) для достижения хорошего потока воздуха.

Пиритные фракции размером -30 и -60 меш имели высокое содержание золота и были упорными для цианидного выщелачивания. Эти пиритные фракции соединили и затем измельчили в шаровой мельнице до размера -200 меш. Пиритный концентрат размером -200 меш использовали в экспериментах, в которых применяли качающуюся колбу для определения количества извлеченного золота в виде функции процента биоокисления (фиг. 4). При проведении этих опытов 75 мл цианидного раствора с содержанием цианида 500 ppm (част. на миллион) добавили к 30 г пиритного концентрата. Затем руду и раствор, перед испытанием цианидного раствора для определения количества извлеченного золота, вращали со скоростью 10 оборотов в минуту в течение 96 часов.

Часть пирита от гравитационного разделения мелких фракций затем обрабатывали путем измельчения до -200 меш и флотировали ксантогенатом для образования концентрата с содержанием

пирита выше 50%. Пробу этого концентрата весом 500 г затем смешали с 500 мл раствора, содержащего железозакисляющие бактерии при концентрации более, чем 10^8 клеток на мл и 3000 ppm (част. на миллион) сульфата железа (III). Через 1 час 500 г пробу пиритного концентрата, суспендированного в 500 мл раствора, содержащего бактерии и трехвалентное железо, влили непосредственно на вершину массы, содержащей около 15 кг руды.

Указанное осуществили после того, как биоокисление кучи руды продолжалось в течение 300 дней. Черная жидкость быстро прошла вниз через кучу, при этом большая часть пиритного концентрата удержалась массой. Незначительное количество пиритного концентрата, которое прошло через массу, влили обратно на вершину массы и удержали массой при втором пропускании. Появившийся пирит равномерно распределился по всей массе и не препятствовал потоку воздуха.

Жидкость с pH 1,8 подали по каплям на вершину массы, так как это делали на протяжении всего опыта. Скорость потока составила около 200 мл в день. Жидкость, собранная через 3 дня, имела понижение величины Eh от 650 мВ до 560 мВ. pH остался равным около 1,8. Концентрация железа в жидкости была равна 2800 ppm (част. на миллион), т.е. она была чуть ниже концентрации железа в растворе, содержащем бактерии. Через два дня после добавления к массе пиритного концентрата концентрация железа в выходящем растворе увеличилась до 4000 ppm (част. на миллион) и pH упал до 1,6, что указывало на то, что началось биоокисление пирита. Фиг. 5, 6 и 7 иллюстрируют соответственно изменение со временем величин Eh, pH и концентрации железа в потоке, выходящем из массы.

Хотя изобретение было описано со ссылкой на предпочтительные варианты и конкретные примеры, специалистам в данной области понятно, что возможны многие модификации и переделки изобретения без отклонения от области и сущности изобретения, которая в дальнейшем представлена в формуле изобретения. Например, хотя способы в соответствии с настоящим изобретением описаны с точки зрения извлечения золота из огнеупорных сульфидных или огнеупорных углеродсодержащих сульфидных руд, эти способы в равной степени применимы к другим благородным металлам, найденным в этих рудах, например к серебру и платине.

Формула изобретения:

1. Способ извлечения благородных металлов из измельченной огнеупорной сульфидной руды, содержащей благородные металлы, включающий биовыщелачивание для окисления сульфида железа и гидрометаллургическую обработку для извлечения благородных металлов, отличающийся тем, что перед биовыщелачиванием проводят разделение измельченной огнеупорной сульфидной руды на мелкие фракции и крупную фракцию, осуществляют образование массы из крупной фракции, биовыщелачиванию подвергают полученную массу, а гидрометаллургической обработке для извлечения благородных металлов подвергают биовыщелоченную

руды, проводят обработку мелких фракций для извлечения содержащихся в них благородных металлов.

2. Способ по п.1, отличающийся тем, что обработка мелких фракций включает отделение частиц сульфида железа, содержащих благородный металл, от мелких фракций, окисление частиц сульфида железа и гидрометаллургическую обработку окисленных частиц сульфида железа, содержащих благородный металл, для извлечения благородного металла.

3. Способ по п.1, отличающийся тем, что обработка мелких фракций включает отделение частиц сульфида железа, содержащих благородный металл, от мелких фракций, гидрометаллургическую обработку частиц сульфида железа для извлечения неогнеупорного благородного металла, окисление частиц железа и гидрометаллургическую обработку окисленных частиц сульфида железа для извлечения дополнительного количества благородного металла.

4. Способ по п.2, отличающийся тем, что после отделения частиц сульфида железа проводят агломерацию мелких фракций и подвергают гидрометаллургической обработке агломерированные мелкие фракции для извлечения благородного металла.

5. Способ по п.3, отличающийся тем, что после отделения частиц сульфида железа проводят агломерацию мелких фракций и подвергают гидрометаллургической обработке агломерированные мелкие фракции для извлечения благородных металлов.

6. Способ по п.1, отличающийся тем, что гидрометаллургическая обработка включает выщелачивание массы выщелачивающим агентом, выбранным из группы, состоящей из цианида и тиомочевины.

7. Способ по п.1, отличающийся тем, что измельченная огнеупорная сульфидная руда имеет максимальный размер частиц в диапазоне приблизительно 0,635 - 2,54 см, мелкие фракции имеют максимальный размер частиц от около -60 меш до -0,317 см.

8. Способ по п.1, отличающийся тем, что извлеченный благородный металл представляет по крайней мере один металл, выбранный из группы, состоящей из золота, серебра и платины.

9. Способ по п.1, отличающийся тем, что извлеченным благородным металлом является золото.

10. Способ по п. 2, отличающийся тем, что отделенные частицы сульфида железа окисляют биоокислением.

11. Способ по п. 3, отличающийся тем, что отделенные частицы сульфида железа окисляют биоокислением.

12. Способ извлечения благородных металлов из измельченной огнеупорной сульфидной руды, содержащей благородные металлы, включающий биоокисление и гидрометаллургическую обработку для извлечения благородных металлов, отличающийся тем, что перед биоокислением проводят разделение измельченной огнеупорной сульфидной руды на мелкие фракции и крупную фракцию, осуществляют образование массы из крупной фракции огнеупорной сульфидной руды, проводят

получение концентрата огнеупорных сульфидных минералов из мелких фракций с добавлением полученного концентрата огнеупорных сульфидных минералов к массе, биоокислению подвергают руду в массе, содержащую концентрат огнеупорных сульфидных минералов, и ведут гидрометаллургическую обработку для извлечения благородных металлов биоокисленной руды.

13. Способ по п.12, отличающийся тем, что гидрометаллургическая обработка включает выщелачивание массы выщелачивающим агентом, выбранным из группы, состоящей из цианида и тиомочевины.

14. Способ по п.12, отличающийся тем, что извлеченный благородный металл представляет собой по крайней мере один, выбранный из группы, состоящей из золота, серебра и платины.

15. Способ по п.12, отличающийся тем, что извлеченным благородным металлом является золото.

16. Способ по п.12, отличающийся тем, что измельченную руду разделяют на мелкие фракции и крупную фракцию методом, выбранным из группы, состоящей из гидравлической классификации и сухого грохочения.

17. Способ извлечения благородных металлов из измельченной огнеупорной сульфидной руды, содержащей благородные металлы, включающий биоокисление и гидрометаллургическую обработку для извлечения благородных металлов, отличающийся тем, что перед биоокислением проводят разделение измельченной огнеупорной сульфидной руды на мелкие фракции и крупную фракцию, при этом мелкие фракции включают частицы глины, осуществляют образование массы из крупной фракции огнеупорной сульфидной руды, проводят удаление частиц глины и отделенных мелких фракций, ведут получение концентрата огнеупорных сульфидных минералов и хвостов из обедненных глиной мелких фракций, проводят гидрометаллургическую обработку частиц глины и хвостов для извлечения содержащихся в них благородных металлов, осуществляют добавление к массе концентрата огнеупорных сульфидных минералов, биоокислению подвергают руду в массе, содержащей концентрат огнеупорных сульфидных минералов, и гидрометаллургической обработке для извлечения благородных металлов подвергают биоокисленную руду.

18. Способ по п.17, отличающийся тем, что гидрометаллургическая обработка биоокисленной руды включает выщелачивание массы выщелачивающим агентом, выбранным из группы, состоящей из цианида и тиомочевины.

19. Способ по п.17, отличающийся тем, что гидрометаллургическая обработка частиц глины и хвостов включает процесс цианидного выщелачивания в мельнице путем противоточной декантации или в присутствии углерода в пульпе.

20. Способ по п.17, отличающийся тем, что извлеченный благородный металл представляет по крайней мере один, выбранный из группы, состоящей из золота, серебра и платины.

21. Способ по п.17, отличающийся тем, что извлеченным благородным металлом является золото.

22. Способ по п.17, отличающийся тем, что измельченную руду разделяют на мелкие фракции и крупную фракцию методом, выбранным из группы, состоящей из гидравлической классификации и сухого грохочения.

23. Способ по п.17, отличающийся тем, что концентрат огнеупорных сульфидных

минералов получают из обедненных глиной мелких фракций путем флотации.

24. Способ по п.17, отличающийся тем, что концентрат огнеупорных сульфидных минералов получают из обедненных глиной мелких фракций путем гравитационного разделения.

Приоритет по пунктам:
03.12.93 - по пп. 1 - 16;
16.11.94 - по пп. 17 - 24.

5

10

15

20

25

30

35

40

45

50

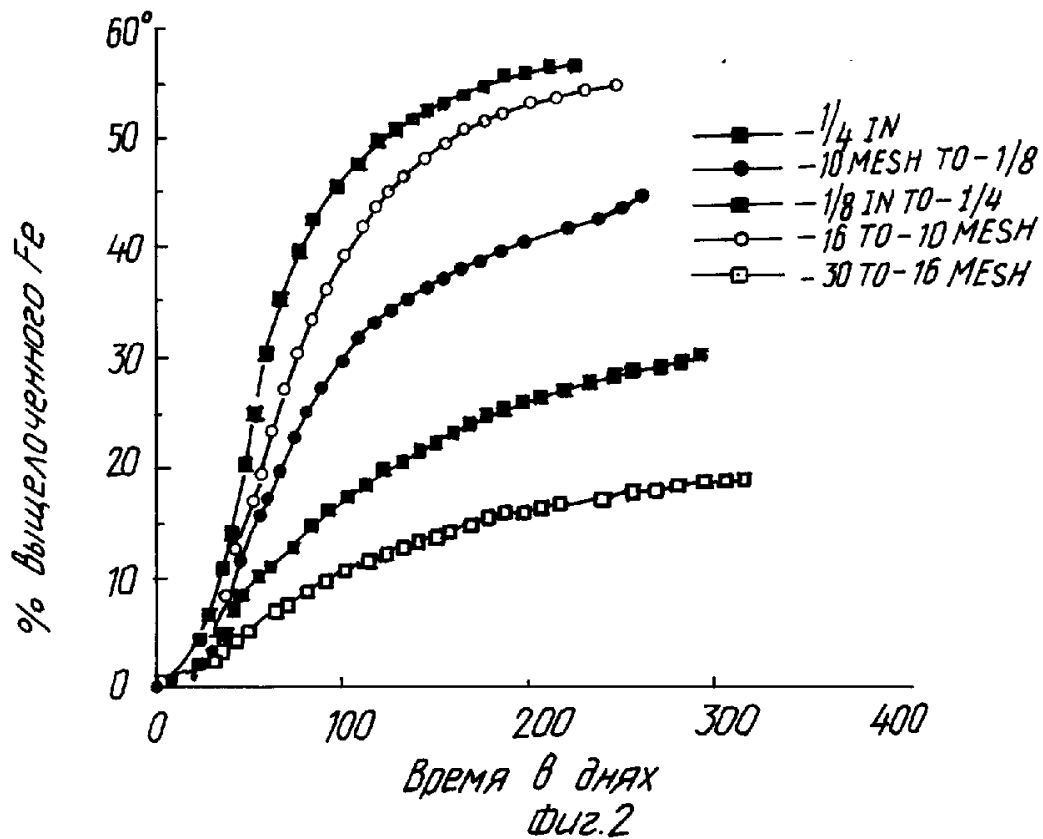
55

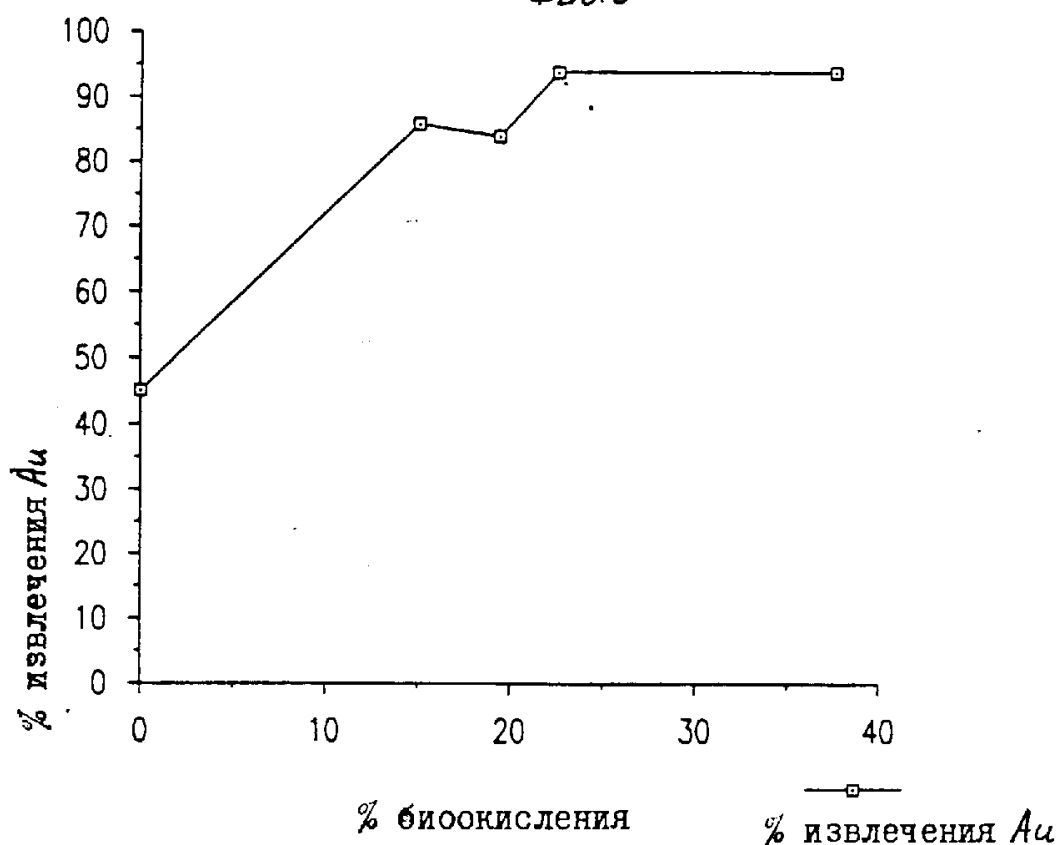
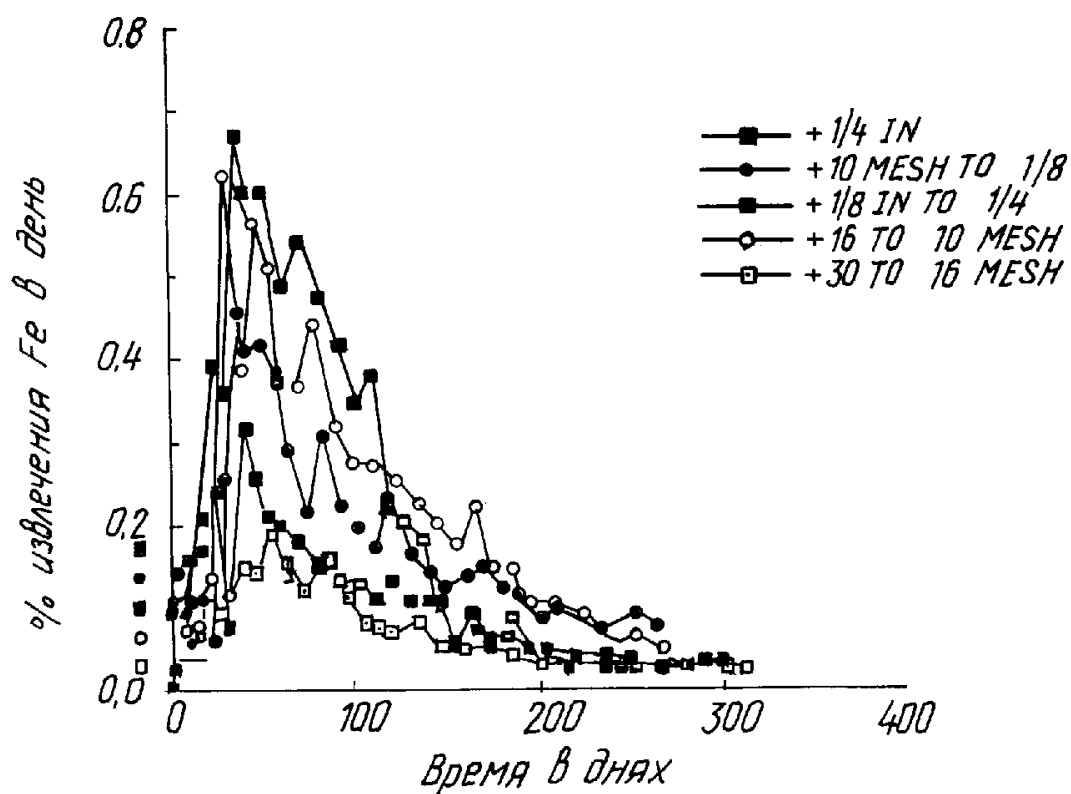
60

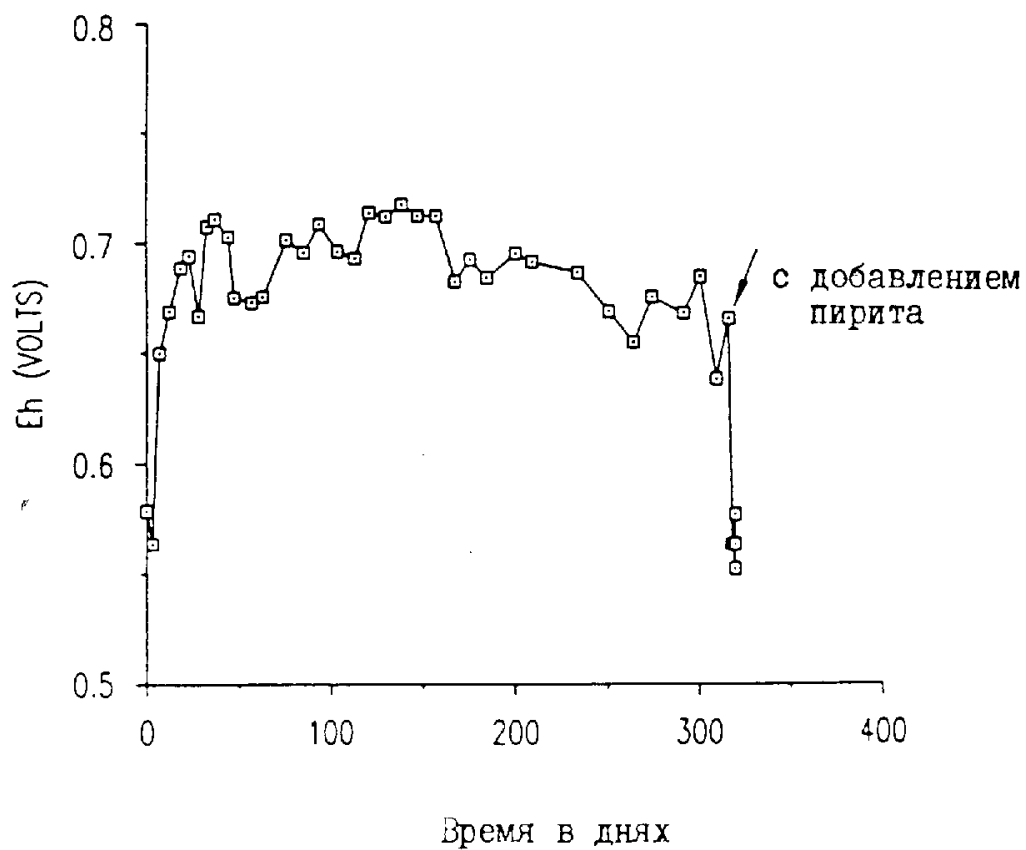
Анализ классов крупности руды

Размер	Вес. %	Гравитац. разделение (вес. %)	Au (част. на млн.)	Fe, %	% извл. Au	% извлеч. с примен. био-окисления
+1/4	20,9		0,57	2,4	24,3	50,6 (15)
1/8-1/4	32,3		0,78	2,6	38,8	62,7 (24)
10-1/8	4,89		0,525	3,8	47,3	76,1 (40)
16-10	8,49		1,22	3,8	44,3	74,7 (46)
30-16	9,36		1,92	5,8	37,3	84,4 (53)
60-30	6,65	пирит	13,56		47,1	
		1,6%	0,43		75,3	
		песок 5,02%				
-60	17,3	пирит 2,68%	7,81		69,9	
		глина 14,62%	1,48		86,5	

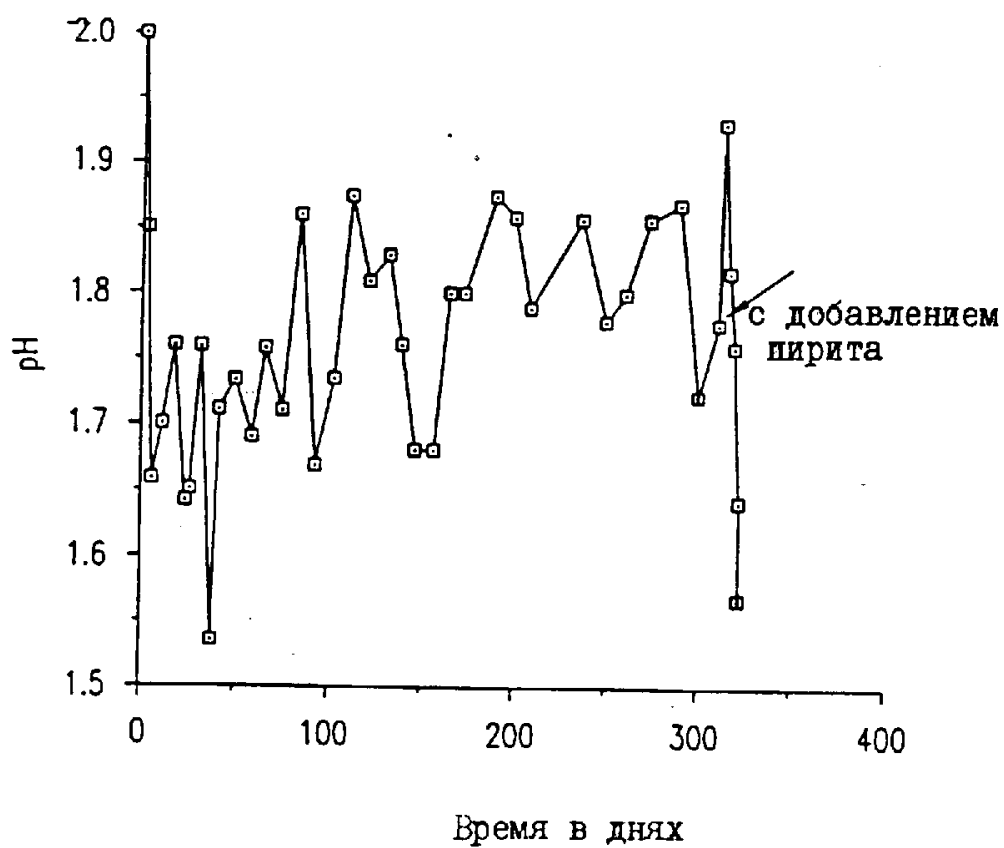
Au(ppm) = концентрация золота в классе крупности,
 Fe% = концентрация железа в классе крупности, выраженная в вес. процентах.
 % извлеч. Au = процент золота, извлеченного из класса крупности посредством осуществления традиционного цианистого выщелачивания без первоначального биоокисления руды.
 % извлеч. золота = процент золота, извлеченного при биоокислении цианидным выщелачиванием после биоокисления. Процент биоокисления для каждой пробы представлен в круглых скобках.



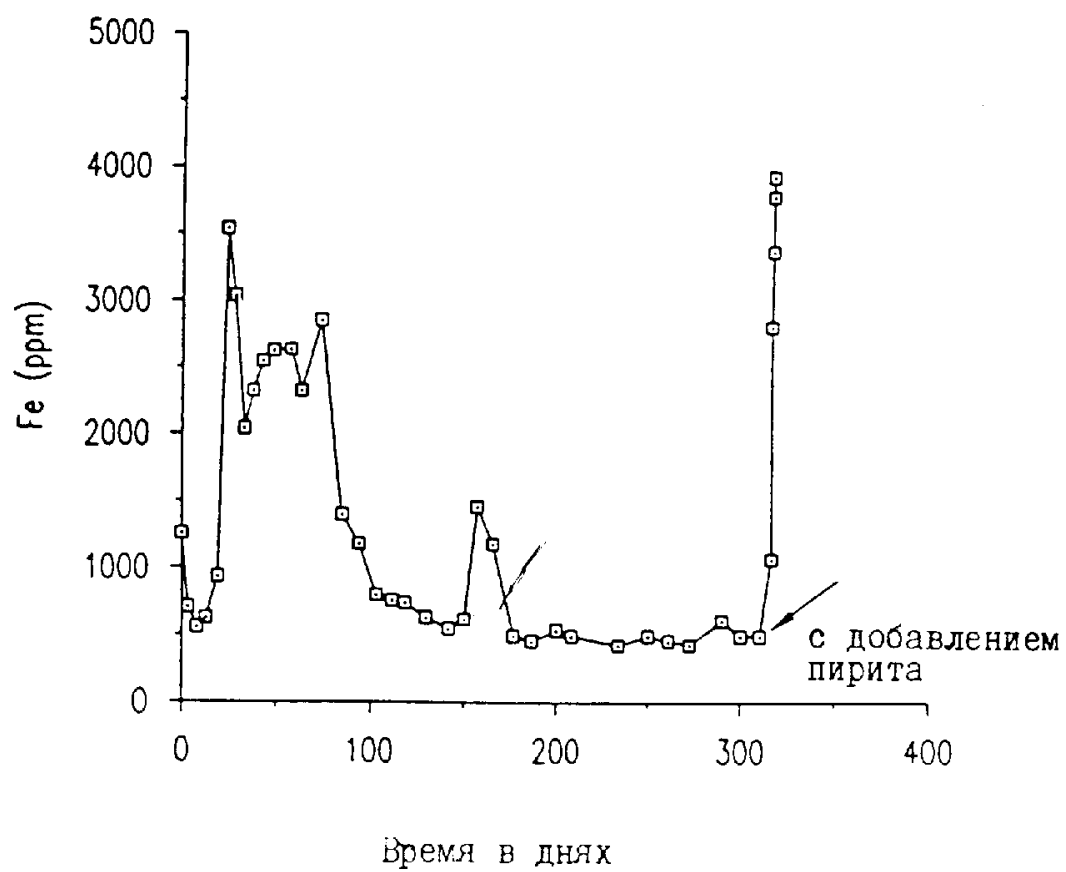




Фиг.5



Фиг.6



Фиг.7