



ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ

(52) СПК
B03D 1/02 (2024.01)

(21)(22) Заявка: 2023129369, 13.11.2023

(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
13.11.2023

Дата регистрации:
03.05.2024

Приоритет(ы):

(22) Дата подачи заявки: 13.11.2023

(45) Опубликовано: 03.05.2024 Бюл. № 13

Адрес для переписки:

362021, РСО-Алания, г. Владикавказ, ул.
Николаева, 44, ФГБОУ ВО "Северо-
Кавказский горно-металлургический институт
государственный технологический
университет", Герасименко Татьяна Евгеньевна

(72) Автор(ы):

Евдокимов Сергей Иванович (RU),
Герасименко Татьяна Евгеньевна (RU),
Габараев Олег Знаурович (RU),
Хетагуров Валерий Николаевич (RU),
Максимов Руслан Николаевич (RU),
Клыккова Карина Юрьевна (RU)

(73) Патентообладатель(и):

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего
образования "Северо-Кавказский
горно-металлургический институт
государственный технологический
университет" (RU)

(56) Список документов, цитированных в отчете
о поиске: RU 2600135 C1, 20.10.2016. SU
1005919 A1, 23.03.1983. RU 2220781 C1,
10.01.2004. ЕВДОКИМОВ С.И. и др.
"Определение рационального расхода пара
при флотации апатит-нефелиновых руд
паровоздушной смесью", "Записки Горного
института", 2022, т. 256, с. 567-578.
ЕВДОКИМОВ С.И. "Извлечение золота из
руд флотацией в условиях теплообмена
между (см. прод.)

(54) Способ флотации золотосодержащих руд

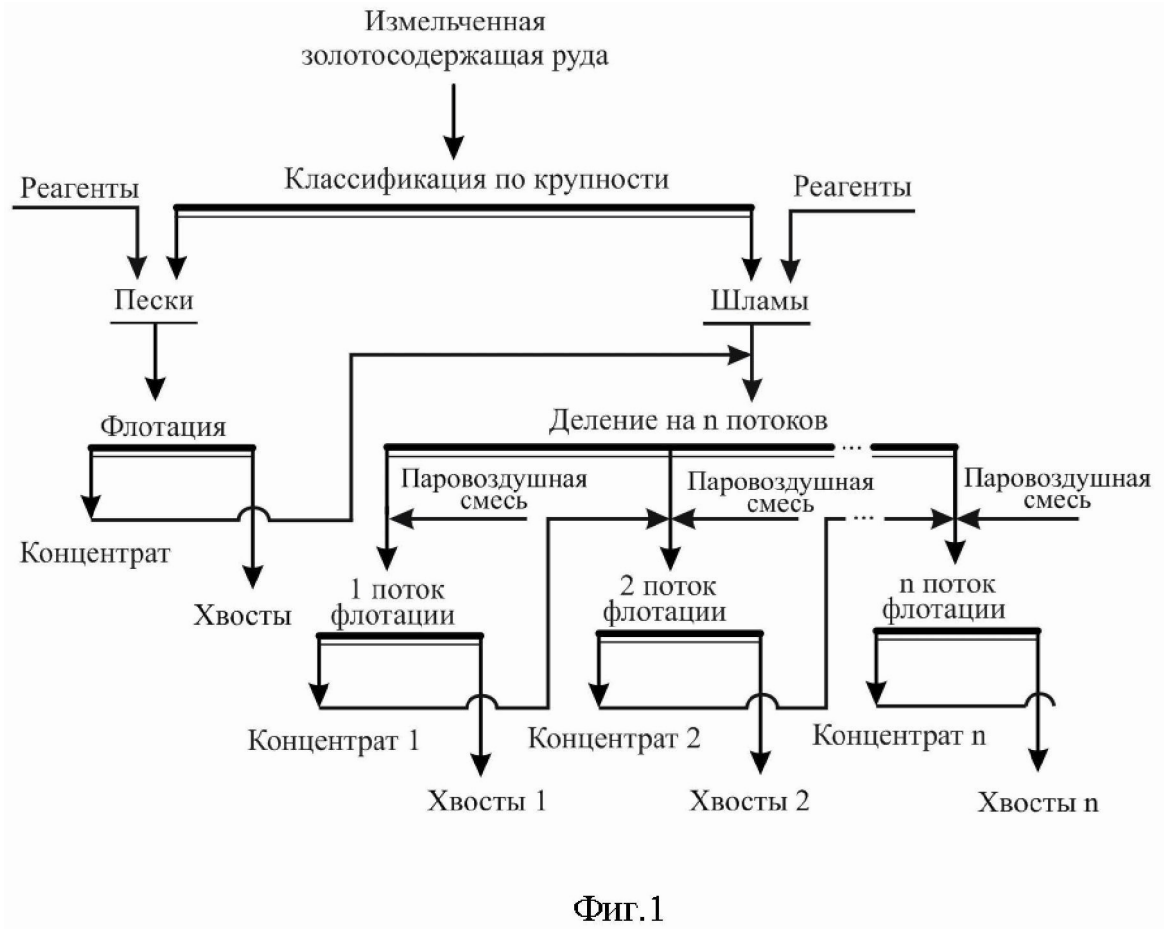
(57) Реферат:

Предложенное изобретение относится к обогащению полезных ископаемых, в частности к обогащению пенной флотацией. Способ флотации золотосодержащих руд включает измельчение исходной руды, обработку сырья реагентами, введение пересыщенного водяного пара и воздуха в пульпу в виде струи аэрозоля, образованной турбулентным смешением их разнотемпературных спутных потоков, флотацию и удаление продуктов разделения. Перед флотацией производят классификацию измельченной руды на песковую и шламовую

фракции. Затем проводят обработку песковой фракции реагентами – раствором медного купороса, бутиловым ксантогенатом калия и пенообразователем с последующей ее флотацией и выделением концентрата, который смешивают со шламовой фракцией, обработанной раствором медного купороса. Далее смесь делят, по крайней мере, на два равных по массе твердой фракции потока и проводят их флотацию. Указанные потоки флотируют последовательно, направляя концентрат предыдущего потока в последующий поток для совместной флотации с применением

разнотемпературных спутных потоков пересыщенного водяного пара и воздуха. Воздух предварительно пропускают через раствор гидрохлоридлауриламида концентрацией 25 мг/

л. Технический результат - повышение степени извлечения и селективности разделения минералов. 8 ил., 2 табл., 2 пр.



(56) (продолжение):
фазами", "Вестник МГТУ им. Г.И. Носова", 2017, т.15, N 4, с.10-18.

RU 2818755 C1

RU 2818755 C1



FEDERAL SERVICE
FOR INTELLECTUAL PROPERTY

(12) **ABSTRACT OF INVENTION**

(52) CPC
B03D 1/02 (2024.01)

(21)(22) Application: **2023129369**, 13.11.2023

(24) Effective date for property rights:
13.11.2023

Registration date:
03.05.2024

Priority:

(22) Date of filing: 13.11.2023

(45) Date of publication: 03.05.2024 Bull. № 13

Mail address:

362021, RSO-Alaniya, g. Vladikavkaz, ul.
Nikolaeva, 44, FGBOU VO "Severo-Kavkazskij
gorno-metallurgicheskij institut gosudarstvennyj
tehnologicheskij universitet", Gerasimenko
Tatyana Evgenevna

(72) Inventor(s):

Evdokimov Sergej Ivanovich (RU),
Gerasimenko Tatyana Evgenevna (RU),
Gabaraev Oleg Znaurovich (RU),
Khetagurov Valerij Nikolaevich (RU),
Maksimov Ruslan Nikolaevich (RU),
Klykova Karina Yurevna (RU)

(73) Proprietor(s):

Federalnoe gosudarstvennoe byudzhethnoe
obrazovatelnoe uchrezhdenie vysshego
obrazovaniya "Severo-Kavkazskij
gorno-metallurgicheskij institut gosudarstvennyj
tehnologicheskij universitet" (RU)

(54) **METHOD OF FLOTATION OF GOLD-BEARING ORES**

(57) Abstract:

FIELD: various technological processes.

SUBSTANCE: proposed invention relates to concentration of minerals, in particular, to concentration by foam flotation. Method of flotation of gold-bearing ores includes grinding of initial ore, treatment of raw materials with reagents, introduction of supersaturated water vapor and air into the pulp in the form of an aerosol jet formed by turbulent mixing of their different-temperature cocurrent flows, flotation and removal of separation products. Prior to flotation, crushed ore is classified into sand and slurry fractions. Sand fraction is then treated with reagents – copper sulphate solution, potassium butyl xanthogenate and a foaming agent, followed by its flotation and extraction of a concentrate

which is mixed with a slurry fraction treated with a copper sulphate solution. Further, the mixture is divided into at least two flows of equal weight of the solid fraction and flotation is carried out. Said flows are floated sequentially, directing concentrate of previous flow into next flow for combined flotation using different-temperature cocurrent flows of supersaturated water vapor and air. Air is preliminarily passed through a solution of laurylamine hydrochloride with concentration of 25 mg/l.

EFFECT: high degree of extraction and selectivity of separating minerals.

1 cl, 8 dwg, 2 tbl, 2 ex



Фиг.1

RU 2818755 C1

RU 2818755 C1

Изобретение относится к обогащению полезных ископаемых, в частности к обогащению пенной флотацией.

Известен способ флотационного обогащения полезных ископаемых, включающий обработку сырья реагентами, введение пересыщенного водяного пара и воздуха в пульпу в виде струи аэрозоля, образованной турбулентным смешением их разнотемпературных спутных потоков и удаление продуктов разделения (см. авторское свидетельство СССР №1005919, МПК В03D 1/00, опубл. 23.03.1983 г., бюл. №11).

Недостатком аналога является низкая степень извлечения золота, прежде всего мелкодисперсной фракции.

Наиболее близким к заявляемому техническому решению является способ флотации, включающий обработку сырья реагентами, введение пересыщенного водяного пара и воздуха в пульпу в виде струи аэрозоля, образованной турбулентным смешением их разнотемпературных спутных потоков и удаление продуктов разделения (см. патент РФ №2600135, МПК (2006.01) В03D 1/02, опубл. 2020.10.2016, бюл. №29).

Недостатками прототипа являются низкая степень извлечения и селективность разделения минералов, связанные, во-первых, с низкой степенью дробления пузырьков за счет высокого поверхностного натяжения на границе раздела фаз «газ-жидкость». Во-вторых, за счет одноименных отрицательных зарядов на поверхности пузырька и минерала, В-третьих, за счет низкого извлечения наиболее трудноизвлекаемой мелкодисперсной фракции золота.

Техническим результатом заявленного изобретения является повышение степени извлечения и селективности разделения минералов.

Технический результат достигается тем, что способ флотации золотосодержащих руд, включающий измельчение исходной руды, обработку сырья реагентами, введение пересыщенного водяного пара и воздуха в пульпу в виде струи аэрозоля, образованной турбулентным смешением их разнотемпературных спутных потоков, флотацию и удаление продуктов разделения, согласно изобретению перед флотацией производят классификацию измельченной руды на песковую и шламовую фракции, затем проводят обработку песковой фракции реагентами – раствором медного купороса, бутиловым ксантогенатом калия и пенообразователем с последующей ее флотацией и выделением концентрата, который смешивают со шламовой фракцией, обработанной раствором медного купороса, далее смесь делят, по крайней мере, на два, равных по массе твердой фракции потока и проводят их флотацию, причем эти потоки флотируют последовательно, направляя концентрат предыдущего потока в последующий поток для совместной флотации с применением разнотемпературных спутных потоков пересыщенного водяного пара и воздуха, при этом воздух предварительно пропускают через раствор гидрохлоридлауриламины концентратией 25 мг/л.

Данный способ флотации позволит повысить степень извлечения и селективность разделения минералов, во-первых, за счет увеличения содержания золота в исходном питании операции флотации, приводящего к увеличению полноты извлечения золота труднофлотируемой мелкодисперсной фракции, обычно теряемой с хвостами, во-вторых, за счет физической адсорбции катионоактивного поверхностно-активного вещества – раствора гидрохлоридлауриламины на поверхности пузырька происходит понижение поверхностного натяжения, обеспечивающее дробление потока пересыщенного водяного пара и воздуха на мелкие пузырьки, в-третьих, за счет перезарядки поверхности пузырька адсорбцией катионоактивного поверхностно-активного вещества – раствора гидрохлоридлауриламины и появления сил электростатического притяжения между положительно заряженным пузырьком и отрицательно заряженным минералом.

Способ флотации поясняется чертежами, где на фиг.1 изображена технологическая схема процесса флотации золотосодержащих руд, на фиг.2 – качественно-количественная схема флотации потоков по примеру 1, на фиг.3 – зависимость извлечения золота и степени концентрации золота в концентрате от числа потоков флотации, на фиг.4 –
 5 качественно-количественная схема флотации потоков по примеру 2, на фиг.5 – зависимость содержания золота в исходном питании флотации от числа потоков флотации золотосодержащих руд по примеру 1 и 2, на фиг.6 – сравнение функций дифференциального распределения пузырьков по крупности при флотации заявляемым способом и прототипом, на фиг.7 – зависимость знака заряда поверхности пузырька
 10 от количества катионоактивного поверхностно-активного вещества – раствора гидрохлоридлауриламида, на фиг.8 – функция дифференциального распределения зерен золота по крупности в концентрате по прототипу и заявленному способу. Способ флотации поясняется таблицами, где в таблице 1 (см. в графич. части) представлено сравнение показателей степени извлечения и селективности разделения минералов
 15 прототипа и заявляемого способа по примеру 1, в таблице 2 (см. в графич. части) – сравнение показателей степени извлечения и селективности разделения минералов прототипа и заявляемого способа по примеру 2.

Способ осуществляют следующим образом.

Измельченную руду классифицируют на песковую и шламовую фракции (фиг.1).
 20 Песковую фракцию обрабатывают реагентами – раствором медного купороса, бутиловым ксантогенатом калия и пенообразователем для подавления флотации минералов пустой породы, активации и гидрофобизации золотосодержащих минералов, создания устойчивой пены и проводят флотацию с выделением золотосодержащего концентрата и хвостов, направляемых на дальнейшую обработку. Выделенный из
 25 песковой фракции концентрат, смешивают со шламовой фракцией, предварительно обработанной раствором медного купороса, подавляющим флотацию минералов пустой породы и активирующими флотацию золотосодержащих минералов. Далее смесь делят на равные по массе твердой фракции потоки. Так как для процессов флотации характерно монотонное убывание извлечения (ϵ) при увеличении степени
 30 концентрации золота (i), которое определяется отношением содержания золота в черновом концентрате к содержанию золота в исходном питании, то число потоков определяется в соответствии с компромиссным критерием:

$$35 \quad \begin{cases} \epsilon \rightarrow \max \\ i \geq i_{зад} \end{cases}$$

Первый поток флотируют паровоздушной смесью, образованной разнотемпературными спутными потоками пересыщенного водяного пара и, предварительно пропущенного через раствор гидрохлоридлауриламида концентрацией
 40 25 мг/л, воздуха. Затем, полученный концентрат смешивают со вторым потоком и проводят флотацию аналогичным способом и так далее пока степень концентрации золота в черновом концентрате не станет ниже заданной ($i_{зад}$), определяемой требованиями дальнейшей металлургической переработки золотосодержащего концентрата.

45 Пример 1. Навеску руды Березняковского месторождения крупностью 3 мм и массой 1 кг, содержащую кварц и пирит, с которым преимущественно связано золото, измельчали в лабораторной мельнице при отношении Т:Ж = 1:1 до крупности 80% класса 71 мкм в присутствии сернистого натрия (расход 112 г/т). Мельницу разгрузили

на лабораторный вибрационный грохот с размером отверстия просеивающей поверхности 25 мкм. В результате классификации материала по крупности получали две фракции – пески и шламы. Песковую фракцию обрабатывали раствором медного купороса (расход 15 г/т твердого), а затем подавали раствор бутилового ксантогената калия (расход 85 г/т твердого) для гидрофобизации золотосодержащих минералов и в присутствии пенообразователя Т-92 (расход 35 г/т твердого) при pH=8,6 в течение 20 минут проводили флотацию в противоточной флотомашине колонного типа Ø 64 мм и высотой 1,7 м с подачей исходного питания под зону очистки на глубину 0,46 м с выделением золотосодержащего концентрата и хвостов, направляемых далее на дальнейшую обработку. Производительность колонны по исходному питанию составляла $1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 м^2 сечения камеры. Шламы обрабатывали раствором жидкого стекла (расход 50 г/т твердого) и раствором медного купороса (расход 70 г/т твердого).

Выделенный из песковой фракции концентрат, смешивали со шламовой фракцией, принимая массу полученной смеси при последующих расчетах технологических показателей ее флотации за 100%. Далее смесь делили на семь равных по массе твердой фракции потоков (фиг.2). Первый поток обрабатывали раствором бутилового ксантогената калия (расход 80 г/т твердого) для гидрофобизации золотосодержащих минералов и в присутствии пенообразователя Т-92 (расход 50 г/т твердого) и в течение 20 минут флотировали его в той же флотомашине паровоздушной смесью, образованной разнотемпературными спутными потоками пересыщенного водяного пара (расход $1,07 \cdot 10^{-2} \text{ кг} \cdot \text{с}^{-1}$ на 1 м^2 поверхности рабочей зоны флотомашин) и предварительно пропущенного через раствор гидрохлоридлаурилами́на (концентрацией 25 мг/л) воздуха (расход $2,61 \cdot 10^{-2} \text{ кг} \cdot \text{с}^{-1}$ на 1 м^2 поверхности рабочей зоны флотомашин), так как в этих условиях поверхность пузырьков за счет адсорбции гидрохлоридлаурилами́на приобретает положительный заряд, размер пузырьков за счет понижения поверхностного натяжения стремится к минимуму, а тепломассопередача от конденсирующегося пара, наоборот, к максимуму. Затем, полученный концентрат смешивали со вторым потоком и проводили флотацию аналогичным способом, уменьшая расход собирателя пропорционально количеству твердого в концентрате, а расход пенообразователя сокращали пропорционально количеству жидкого в концентрате. Операцию флотации в аналогичных технологических условиях повторяли семь раз.

Из данных, приведенных на фиг. 2 и 3, следует, что заданная степень концентрации золота в черновом концентрате $i = i_{\text{зад}}$ достигается при флотации в три потока смеси концентрата со шламами при одновременной стабилизации содержания золота в хвостах третьего потока флотации, что свидетельствует о достижении компромиссного максимума между извлечением золота и степенью концентрации золота и нецелесообразности дальнейшего увеличения числа потока флотации. Если деление произвести менее, чем на три потока, то заданная степень концентрации будет достигнута при меньшем извлечении золота в концентрат, являющимся одним из основных технологических показателей флотации руд. Прирост показателей степени извлечения золота по сравнению с прототипом представлены в табл.1 (см. в графич. части).

Пример 2. Навеску руды Олимпиадинского месторождения крупностью 3 мм и массой 1 кг, после выделения золота методом гравитации, содержащую 2,65 г/т золота измельчали в лабораторной мельнице при отношении Т:Ж = 1:0,75 до крупности 86% класса 71 мкм. Мельницу разгружали на лабораторный вибрационный грохот с размером

отверстия просеивающей поверхности 25 мкм. В результате классификации материала по крупности получали две фракции – пески и шламы. Песковую фракцию обрабатывали раствором медного купороса (расход 90 г/т твердого), затем подавали бутиловый ксантогенат калия (расход 170 г/т твердого) для гидрофобизации золотосодержащих минералов и в присутствии пенообразователя Т-80 (расход 140 г/т твердого) и проводили флотацию в трехлитровой флотационной машине механического типа при рН=8,5-8,7, создаваемым содой, в течение 15 минут с выделением золотосодержащего концентрата и хвостов, направляемых далее на дальнейшую обработку. Шламы обрабатывали раствором медного купороса (расход 90 г/т твердого).

Выделенный из песковой фракции концентрат смешивали со шламовой фракцией, принимая массу полученной смеси при последующих расчетах технологических показателей ее флотации за 100%. Далее смесь делили на три равных по массе твердой фракции потока (фиг.4). Первый поток обрабатывали раствором бутилового ксантогената калия (расход 170 г/т твердого) для гидрофобизации золотосодержащих минералов и в присутствии пенообразователя Т-92 (расход 40 г/т твердого) и при рН=8,5-8,7, создаваемым добавлением соды, в течение 15 минут флотировали его смесью, образованной разнотемпературными спутными потоками пересыщенного водяного пара (расход $1,07 \cdot 10^{-2} \text{ кг} \cdot \text{с}^{-1}$ на 1 м^2 поверхности рабочей зоны флотомашин) и предварительно пропущенного через раствор гидрохлоридлауриламины (концентрацией 25 мг/л) воздуха (расход $2,61 \cdot 10^{-2} \text{ кг} \cdot \text{с}^{-1}$ на 1 м^2 поверхности рабочей зоны флотомашин). Затем полученный концентрат смешивали со вторым потоком и проводили флотацию аналогичным способом, уменьшая расход собирателя пропорционально количеству твердого в концентрате, а расход пенообразователя сокращали пропорционально количеству жидкого в концентрате. Операцию флотации в аналогичных технологических условиях повторяли три раза. Далее полученный черновой концентрат подвергали двум перемывкам с получением товарного золотосодержащего концентрата, направляемого на металлургическую переработку. Хвосты трех потоков флотации объединяли и после двух контрольных операций флотации и дофлотации золота направляли в отвал. Прирост показателей степени извлечения золота по сравнению с прототипом представлены в табл.2 (см. в графич. части).

Увеличение степени извлечения золота, в том числе, труднофлотируемой мелкодисперсной фракции, обычно теряемой с хвостами, связано с увеличением содержания золота в каждом последующем потоке флотации за счет направления в него концентрата из предыдущего потока флотации (фиг.5).

Увеличение степени извлечения золота происходит в результате уменьшения размера пузырьков (фиг.6) за счет снижения поверхностного натяжения при физической адсорбции катионоактивного поверхностно-активного вещества – раствора гидрохлоридлауриламины на границе раздела фаз «газ-жидкость». При флотации по прототипу размер пузырька воздуха ($d_{\text{п}}$), как видно из функции дифференциального распределения пузырьков по размерам, равен 3-3,75 мм, в то время, как при флотации заявляемым способом размер пузырька существенно меньше и равен 0,75-1 мм.

Увеличение степени извлечения золота происходит в результате перезарядки поверхности пузырька адсорбцией катионоактивного поверхностно-активного вещества – раствора гидрохлоридлауриламины и появления сил электростатического притяжения между положительно заряженным пузырьком и отрицательно заряженным минералом (фиг.7).

Из функции радиального распределения зерен золота по крупности в концентрате

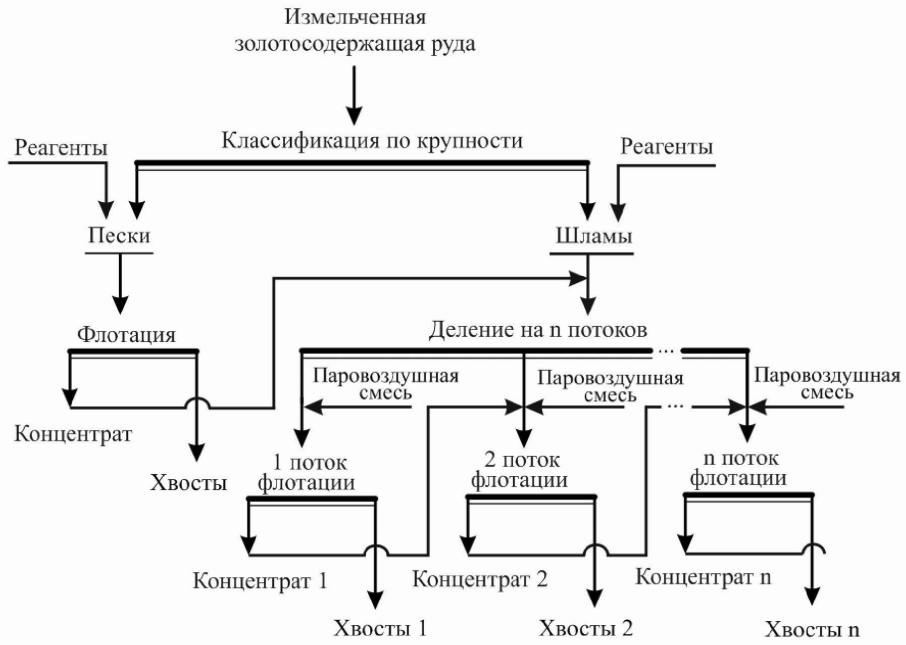
$f(R_p)$ следует, что при флотации по прототипу в концентрат извлекаются зерна золота в основном крупностью R_p от 20 до 30 мкм, а при флотации по заявленному способу в концентрат извлекаются зерна золота в основном крупностью до 10 мкм, что свидетельствует о повышении извлечении мелкодисперсных фракций золота, теряемых при флотации по прототипу (фиг.8).

Одновременно с техническим результатом заявленный способ позволяет получить и экономический результат (табл.1 и 2, см. в графич. части). То есть выход концентрата при флотации по заявляемому способу по сравнению с прототипом для руд Березняковского месторождения уменьшается на 13,14% отн. при одновременном приросте содержания золота в концентрате на 37,47% отн., за счет повышения селективности разделения и извлечения в него золота на 19,19% отн. А для руд Олимпиадинского месторождения выход концентрата при флотации уменьшается на 20,0% отн. при одновременном приросте содержания золота в концентрате на 37,91% отн. за счет повышения селективности разделения и извлечения в него золота на 10,34% отн. по сравнению с прототипом. Это позволяет получить при металлургической переработке концентрата экономический эффект в размере 817,5 руб/т концентрата при себестоимости переработки 49886,9 руб/т.

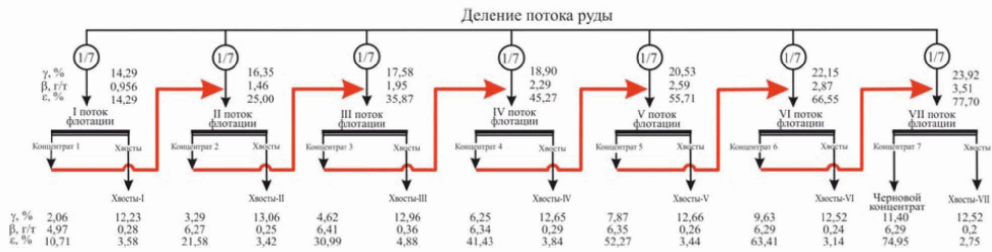
Данный способ флотации позволит по сравнению с прототипом повысить степень извлечения и селективность разделения минералов.

(57) Формула изобретения

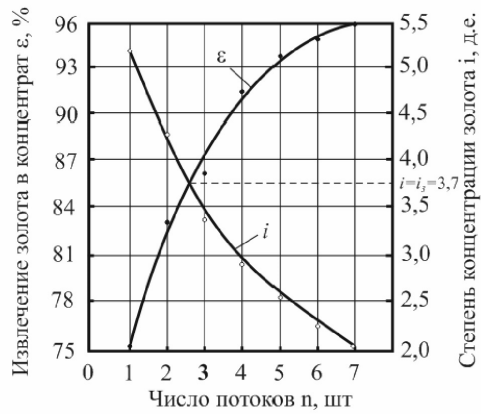
Способ флотации золотосодержащих руд, включающий измельчение исходной руды, обработку сырья реагентами, введение пересыщенного водяного пара и воздуха в пульпу в виде струи аэрозоля, образованной турбулентным смешением их разнотемпературных спутных потоков, флотацию и удаление продуктов разделения, отличающийся тем, что перед флотацией производят классификацию измельченной руды на песковую и шламовую фракции, затем проводят обработку песковой фракции реагентами – раствором медного купороса, бутиловым ксантогенатом калия и пенообразователем с последующей ее флотацией и выделением концентрата, который смешивают со шламовой фракцией, обработанной раствором медного купороса, далее смесь делят, по крайней мере, на два равных по массе твердой фракции потока и проводят их флотацию, причем эти потоки флотируют последовательно, направляя концентрат предыдущего потока в последующий поток для совместной флотации с применением разнотемпературных спутных потоков пересыщенного водяного пара и воздуха, при этом воздух предварительно пропускают через раствор гидрохлорида уриламины концентрацией 25 мг/л.



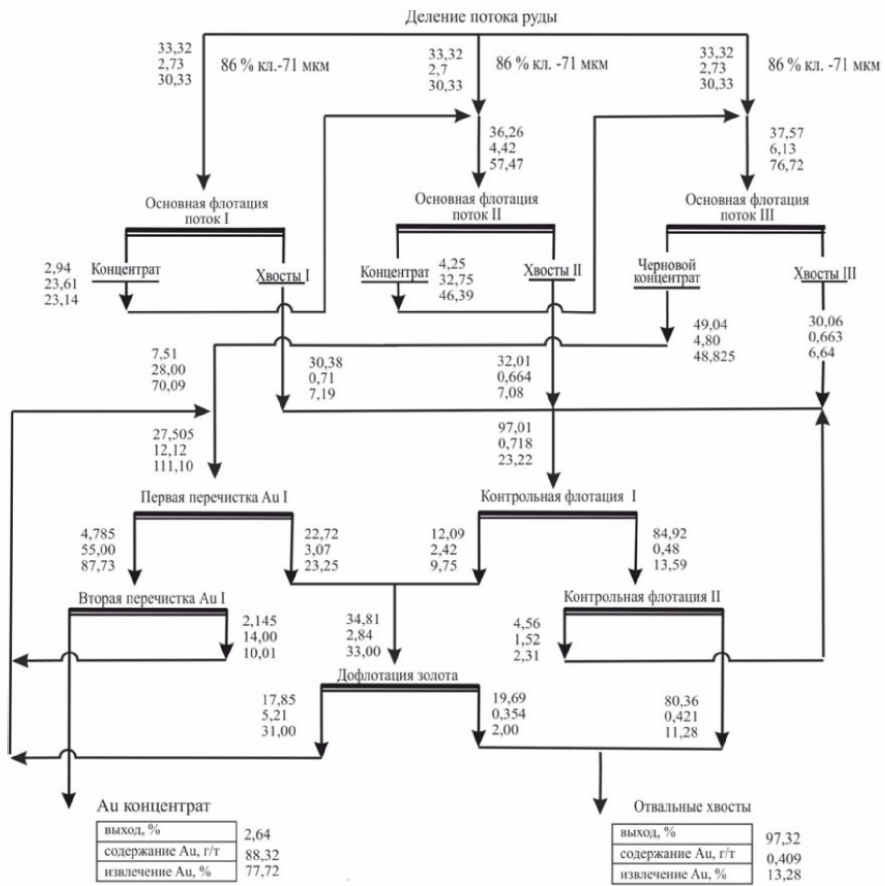
Фиг. 1



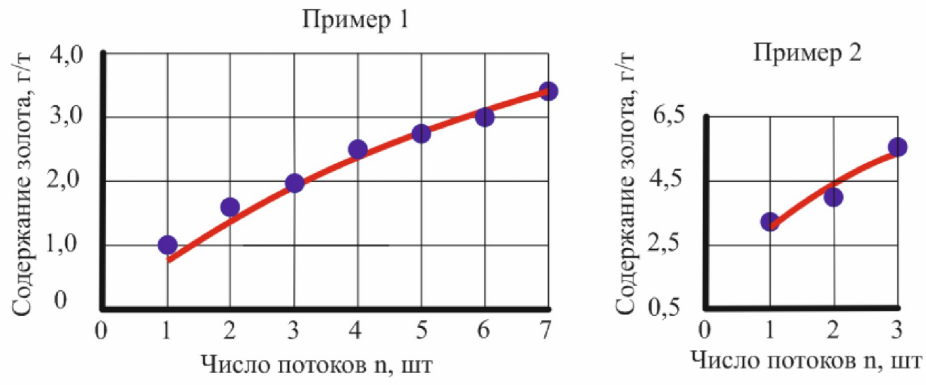
Фиг. 2



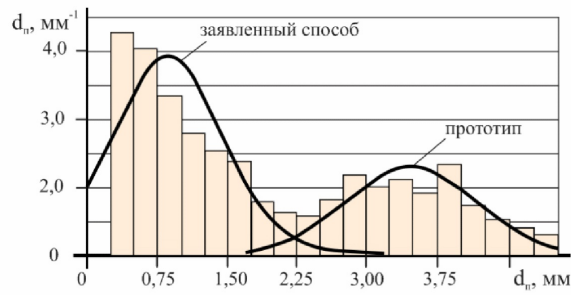
Фиг.3



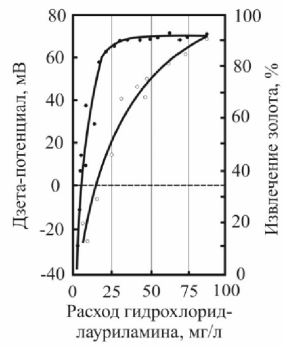
Фиг.4



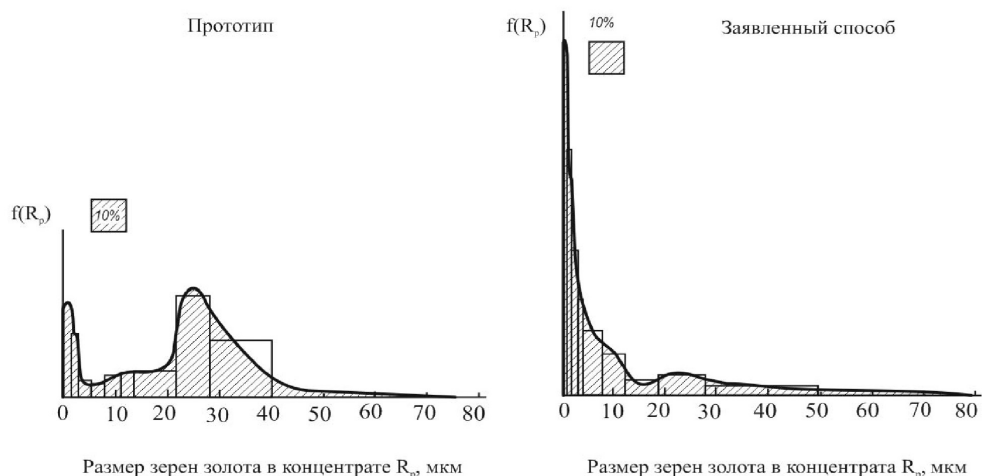
Фиг. 5



Фиг. 6



Фиг. 7



Фиг. 8

Таблица 1
Сравнение показателей степени извлечения и селективности разделения минералов прототипа и заявленного способа по примеру 1

Наименование показателя флотации	Прототип	Заявленный способ	Прирост показателя, % отн.	Уменьшение показателя, % отн.
Выход концентрата основной флотации, γ , %	14,84	12,89	-	13,14
Содержание золота в концентрате основной флотации, β , г/т	4,67	6,42	37,47	-
Извлечение золота в концентрат основной флотации, ϵ , %	72,49	86,40	19,19	-
Содержание золота в исходной руде, α , г/т	0,956	0,956	-	-

Таблица 2
Сравнение показателей степени извлечения и селективности разделения минералов прототипа и заявленного способа по примеру 2

Наименование показателя флотации	Прототип	Заявленный способ	Прирост показателя, % отн.	Уменьшение показателя, % отн.
Выход готового концентрата флотации, γ , %	3,30	2,64	-	20,00
Содержание золота в готовом концентрате флотации, β , г/т	64,04	88,32	37,91	-
Извлечение золота в готовый концентрат флотации, ϵ , %	70,44	77,72	10,34	-
Содержание золота в исходной руде, α , г/т	3,00	3,00	-	-