



УКРАЇНА

(19) **UA** (11) **70605** (13) **C2**
(51) **МПК (2006)**
B03D 1/00
B03D 1/018

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ
І НАУКИ УКРАЇНИ

ДЕРЖАВНИЙ ДЕПАРТАМЕНТ
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ
ВЛАСНОСТІ

ОПИС ДО ПАТЕНТУ НА ВИНАХІД

(54) СПОСІБ ВИЛУЧЕННЯ ЗОЛОТА ІЗ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

1

(21) 20031211708
(22) 16.12.2003
(24) 15.08.2006
(46) 15.08.2006, Бюл. № 8, 2006 р.
(72) Ващенко Олександр Олексійович, Пінчук Алла Олексіївна, Перцов Микола Валерієвич
(73) ІНСТИТУТ БІОКОЛОЇДНОЇ ХІМІЇ ІМЕНІ Ф.Д.ОВЧАРЕНКА НАЦІОНАЛЬНОЇ АКАДЕМІЇ НАУК УКРАЇНИ
(56) SU 1837988, АЗ, 30.08.1993
SU 1447412, А1, 30.12.1988
RU 1478451, С, 30.11.1994
RU 2002511, С1, 15.11.1993

Винахід відноситься до області збагачення золотомісної мінеральної сировини, а конкретно - до флотаційного вилучення золота з руд і може бути використаний при переробці золото-кварцевих, золото-сульфідно-кварцевих типів руд з вмістом сульфідів від 5 до 50%, проміжних продуктів переробки золотомісних руд з вмістом золота в широких межах, а також відходів ювелірної промисловості (креців). Відомі способи флотаційного вилучення золота з руд, причому вибір режиму, підбір реагентів і наявність цього процесу найчастіше розглядається в складі комплексної технології переробки золотомісних руд.

Для виділення з руд цінних компонентів, у тому числі і золота, широко використовується метод пінної флотації. Пінна флотація являє собою процес розділення тонко подрібнених та змішаних з водою твердих мінералів (пульпа) шляхом пропускання газу (чи забезпечення виділення газу *in situ*) через пульпу з одержанням спіненої маси (пінного продукту). У пінному продукті, як правило, збираються цінні компоненти, у тому числі і золото, у той час як інші тверді компоненти (пуста порода) залишаються в об'ємі рідини (камерний продукт).

Сучасні методи пінної флотації звичайно передбачають використання різного роду флотагентів - речовин, що забезпечують більш ефективний перебіг процесу. Це в першу чергу колектори - реагенти, що підвищують гідрофобність і тим самим флотовають тих

2

US 4424122, А, 03.01.1984
US 4929344, А, 29.05.1990

(57) Спосіб вилучення золота з мінеральної сировини, що включає обробку пульпи подрібненої руди послідовним введенням депресора і колектора, пінну флотацію і відокремлення пінного продукту від камерного продукту, який **відрізняється** тим, що у пінному продукті збирають пусту породу з використанням як колектора ефіродіамінів або хлорогідратів амінів, а самородне золото та золотомісні сульфідні мінерали переводять в камерний продукт з використанням як депресора хлористого кальцію.

компонентів суміші мінералів, що утворюють піну. Для збільшення чи посилення гідрофільності і перешкоджання таким чином флотації компонентів оброблюваної суміші, що прагнуть накопичити в камерному продукті, використовують хімічні реагенти, називані депресорами. Крім того, додатково можуть застосовуватися й інші реагенти - спінювачі, регулятори рН, диспергатори, різні промотори, активатори [О. С. Богданов и др. «Теория и технология флотации руд», М.: «Недра», 1990, с.27-49].

Хоча відома велика кількість хімічних реагентів, придатних для проведення флотації, їхня ефективність сильно змінюється в залежності від природи руди, що піддається флотації, і типу мінералу, що вилучається, а також залежить від умов проведення процесу. Тому дотепер розробка способів флотаційного поділу рудних мінералів із забезпеченням необхідного ступеня селективності флотування потрібних компонентів є актуальною задачею.

Традиційна технологія флотаційного вилучення золота з руд різного складу передбачає звичайне виділення цінного компонента, що містить золото (найчастіше це сульфідні мінерали), у вигляді пінного продукту, який відокремлюють від пустої породи, що збирається в камерному продукті, тобто використовується принцип так називаної прямої флотації [В. И. Зеленев «Методика исследования золото- и серебросодержащих руд», М.: «Недра», 1989, с.121-122].

(19) **UA** (11) **70605** (13) **C2**

Для флотування золотовмісних компонентів використовують ряд відомих колекторів, особливо ефективних при обробці сульфідних руд: ксантогенати, алкілсульфати, карбонові кислоти й ін. Пуста порода залишається в камерному продукті і для перешкодження її флотації в разі потреби використовують депресори, що підбирають в залежності від особливості складу мінералів, що містяться в породі, такі, наприклад як рідке скло, кремньфтористий натрій, солі лужних і лужно-земельних металів і ін. В останні роки запропоновані і специфічні збирачі (колектори) на самородне золото, наприклад дітіофосфати, застосовувані при підвищеному рН [М. А. Меретуков, А. И. Орлов «Металлургия благородных металлов», М.: «Металлургия», 1991, с.76-81].

При використанні принципу прямої флотації для ефективного вилучення золота й цінних мінералів які його вміщують, необхідно застосовувати реагенти, які мають високу селективність та досить успішно працюють тільки у випадку однорідності складу мінеральної сировини і формі золота, що міститься в ній. Так, у [патенті США №4424122 МКл В03D01/14, 1984р.] описано спосіб вилучення золота прямою флотацією мінеральної сировини досить однорідного складу, переважно руд типу силіваніту і калавериту, у якому золото міститься у металевому стані. Спосіб включає подрібнювання мінерального матеріалу, змішування з водою до одержання пульпи зі вмістом твердих частинок 32 %, введення флотореагентів, аерацію пульпи, розділення піни та хвостів і вилучення з них корисних мінералів, при цьому в якості флотагентів запропоновано використовувати синергетичну суміш, що включає відомі колектори меркаптан і імідазолін та піноутворювач — поліоксисалкінінгліколь М.м 400-1000. Як і у випадку описаної вище традиційної технології флотаційного вилучення золота, у відомому способі корисні мінерали концентрують в основному в пінному продукті і, хоча використання запропонованої синергетичної суміші флотагентів дозволяє підвищити ефективність процесу, ступінь вилучення золота все-таки не перевищує 83 %.

Найбільш близьким за технічною сутністю до способу, що заявляється, є спосіб вилучення цінних мінералів з подрібнених змішаних силікатних руд (оксидних і/чи сульфідних), що включає обробку пульпи подрібненої руди спочатку депресором силікатних мінералів, а потім колектором, пінну флотацію цінних мінералів з використанням у якості депресора нижчого алканоламіну: етаноламіну, пропандіаміну, діетаноламіну, триетаноламіну чи їх суміші і відокремлення пінного продукту від камерного продукту. В якості колектора вводять представника широкого кола речовин: карбонові кислоти, алкілсульфофосфати, алкіл-арилсульфофосфати і їх солі, а також тіолові колектори, що відзначають як особливо ефективні [Патент СССР №1837988, МКл В03D1/01, Бюл. №32 от 30.08.93.].

Відомий спосіб, заснований, як і описані вище, на принципі прямої флотації, недостатньо ефективний у випадку вилучення золота. Так, при обробці змішаної мідної сульфідної руди, що містить 4 г/т золота, незважаючи на використання

крім зазначених вище основних флотагентів (депресора - алканоламіну і колектора - ізопропілксантогенату натрію) додаткових реагентів: спінювача - простого ефіру полігліколя і регулятора рН - вапна, ступінь вилучення золота не перевищує 53-58% [Там же, приклад 14, табл.15].

Проблема вилучення золота особливо ускладнюється при переробці багатоскладової сировини, яка складається з декількох типів руд, що найчастіше характерно для родовищ України. У цьому випадку використовують комплексний підхід, що припускає створення складних технологічних схем, у яких флотаційне збагачення чи вилучення складає лише невелику частину, а одержання якісного цільового продукту пов'язано з великими витратами.

Задачею винаходу є розробка ефективного способу флотаційного вилучення золота з руд багатоконпонентного мінералогічного складу, що забезпечує спрощення технології і підвищення ступеня вилучення золота, а також поліпшення якості кінцевого золотовмісного продукту (концентрату).

Поставлена задача вирішена в запропонованому способі вилучення золота з мінеральної сировини, що включає обробку пульпи подрібненої руди послідовним введенням депресора і колектора, пінну флотацію і відокремлення пінного продукту від камерного продукту, що відрізняється тим, що в пінному продукті збирають пусту породу з використанням, як колектора ефіродіамінів чи хлорогідратів амінів, а самородне золото й золото вмісні сульфідні мінерали переводять у камерний продукт із використанням в якості депресора хлористого кальцію.

Використання принципу зворотної флотації, що раніше не застосовувався в технології вилучення золота, коли за допомогою спеціально підібраного колектора збирають у піну не цінні мінерали, а пусту породу, а золото і сульфідні мінерали концентрують у камерному продукті, перешкоджаючи їх флотації придатним депресором, дозволяє знизити вимоги до селективності застосовуваних флотагентів і тим самим спростити процес переробки сировини, особливо багатоконпонентного мінералогічного складу. Нижче на конкретних прикладах здійснення винаходу показано, що такий підхід і застосування флотагентів, зазначених у формулі винаходу, забезпечує підвищення ступеня вилучення золота і поліпшення якості одержуваного концентрату (див. Табл. №1-6). Причому ефективне вилучення золота досягається вже при одностадійній флотації, тобто забезпечується значне спрощення технології процесу.

Таким чином, задача винаходу вирішена з досягненням необхідного технічного результату.

У запропонованому способі використовуються реагенти відомі в технології пінної флотації, які виробляються промисловістю. Колектор на основі ефіродіамінів загальної формули $R-O(CH_2)_3NH(CH_2)_3-NH_2$ випускається фірмою «Ciba» (Великобританія) під маркою PROCOL CK921.

Колектор на основі хлоргидрату первинних амінів з радикалами $C_{12}-C_{16}$ випускається в Україні під маркою АНП-2.

Депресор - хлористий кальцій також є доступним продуктом, що виробляється промисловістю України.

Нижче наведені конкретні приклади здійснення винаходу.

Приклад 1

Процес флотації проводили в лабораторних умовах з використанням однокамерної флотаційної машини механічного (імперного) типу (НДГРІ-золото), з камерою об'ємом 13мл. Аерацію пульпи здійснювали повітрям, що захоплюється безпосередньо з атмосфери при обертанні імперера.

Проводили вилучення золота зі спеціально приготованої модельної суміші мономінеральних фракцій золота (10%), кварцу (70%) і галеніту (20%) з крупністю частинок кварцу що дорівнює -

0,1+0,063мм, галеніту -0,063+0,05мм, золота - 0,05+0мм.

Наважку суміші (1г) завантажували в камеру флотаційної машини і додавали воду, заповнюючи камеру на 1/3 її об'єму. Вводили депресор хлористий кальцій у вигляді 0,5% водного розчину в кількості 0,5кг/т і перемішували пульпу протягом 3 хвилин. Потім вводили колектор кварцу PROCOL СК921 у вигляді 0,5% водного розчину в кількості 120г/т і перемішували протягом 3 хвилин, після чого в камеру додавали воду для доведення об'єму пульпи до необхідного рівня. Далі проводили флотацію пульпи протягом 3 хвилин. В міру накопичення піни знімали пінний продукт, а в камеру додавали свіжу воду для підтримки необхідного рівня пульпи. Отриманий пінний продукт і камерний продукт висушували й аналізували для визначення вмісту компонентів суміші в кожному з них. Результати аналізів представлені в таблиці

Таблиця 1

Продукти	Вихід, %	Вміст, %			Вилучення золота, %
		кварц	галеніт	золото	
Пінний	59	84,75	14,86	0,34	2,31
Камерний	41	48,78	27,39	23,90	97,69
Вихідний	100	70	20	10	100

Приклад 2

Проводили вилучення золота зі спеціально приготованої модельної суміші, склад якої представлений у прикладі 1. Процес флотації здійснювали так само, як описано в прикладі 1, однак як колектор використовували колектор АНП-2 у вигляді 0,5% водного розчину в кількості 120г/т. Результати аналізу отриманих продуктів представлені в таблиці 2.

Таблиця 2

Продукти	Вихід, %	Вміст, %			Вилучення золота, %
		кварц	галеніт	золото	
Пінний	28	92,86	5,91	1,23	3,43
Камерний	72	61,11	25,48	13,41	96,57
Вихідний	100	70	20	10	100

Приклад 3

Процес флотації проводили в лабораторних умовах з використанням флотаційної машини імперного типу з об'ємом камери 0,5л. Обробці піддавали золото-кварцеву руду такого мінерального складу: кварц - 31,1%; польовий шпат - 10,45%; слюда, біотит, хлорит - 13,2%; доломіт, кальцит, сидерит - 24,9%; магнетит - 6,8%; пірит - 14,41%; піротин - 3,04%; вміст золота - 2,43г/т. Наважку руди (100г) попередньо подрібнювали в кульовому млині до крупності 100% класу мінус 0,1мм і завантажували в камеру флотаційної машини, куди вводили депресор - хлористий кальцій у вигляді 0,5% водного розчину

в кількості 0,5кг/т. Пульпу перемішували протягом 3 хвилин. Потім вводили колектор PROCOL СК921 у вигляді 0,5% водного розчину в кількості 120г/т і знову перемішували протягом 3 хвилин. Після чого в камеру додавали воду для доведення об'єму пульпи до необхідного рівня. Далі проводили флотацію пульпи протягом 5 хвилин. В міру накопичення піни знімали пінний продукт, а в камеру додавали свіжу воду для підтримки необхідного рівня пульпи. Отриманий пінний продукт і камерний продукт висушували й аналізували для визначення вмісту основних мінералів у кожному з них. Результати аналізу представлені в таблиці 3.

Таблиця 3

Продукти	Вихід, %	Вміст, %			Вилучення золота, %
		кварц, польовий шпат	пірит, піротин	золото	
Пінний	63	61,16	16,21	0,000016	4,12
Камерний	37	8,16	19,57	0,000630	95,88
Вихідний	100	41,55	17,45	0,000243	100

Приклад 4

Обробці піддавали руду, склад якої представлений у прикладі 3, і процес флотації проводили так само, як описано в прикладі 3. Однак в якості колектора вводили колектор АНП-2 у вигляді 0,5% водного розчину в кількості 120г/т. Отриманий пінний продукт і камерний продукт висушували й аналізували для визначення вмісту основних мінералів у кожному з них. Результати аналізу представлені в таблиці 4.

Таблиця 4

Продукти	Вихід, %	Вміст, %			Вилучення золота, %
		кварц, польовий шпат	пірит, піротин	золото	
пінний	57	56,89	10,19	0,000028	6,58
камерний	43	21,21	27,07	0,000528	93,42
вихідний	100	41,55	17,45	0,000243	100

Приклад 5

Процес флотації проводили з використанням флотаційної машини, описаної в прикладі 3. Обробці піддавали золото-кварцеву руду такого мінерального складу: кварц - 14,5%; польовий шпат - 24,73%; слюда, біотит, хлорит - 18,87%; доломіт, кальцит, сидерит - 25,54%; магнетит - 0,6%; пірит - 3,8%; вміст золота - 1г/т. Підготовку руди і процес флотації проводили так само, як у прикладі 3, однак розчин колектора вводили в кількості 140г/т. Отриманий пінний продукт і камерний продукт висушували й аналізували. Результати аналізу представлені в таблиці 5.

Таблиця 5

Продукти	Вихід, %	Вміст, %			Вилучення золота, %
		кварц, польовий шпат	пірит	золото	
пінний	66	49,11	2,3	0,000006	4,23
камерний	34	20,06	6,7	0,000282	95,77
вихідний	100	39,23	3,8	0,0001	100

Приклад 6

Обробці піддавали руду, склад якої представлений у прикладі 5. Процес флотації проводили, як описано в прикладі 5, однак використовували колектор АНП-2 у вигляді 0,5% водного розчину в кількості 140г/т. Результати аналізу отриманих пінного продукту і камерного продукту представлені в таблиці 6.

Таблиця 6

Продукти	Вихід, %	Вміст, %			Вилучення золота, %
		кварц, польовий шпат	пірит	золото	
пінний	59	48,15	1,9	0,000011	6,63
камерний	41	26,39	6,5	0,000228	93,37
вихідний	100	39,23	3,8	0,0001	100

Наведені в табл.1-6 результати аналізу продуктів флотації і дані про ступінь вилучення золота свідчать про підвищення ступеня вилучення в концентрат і поліпшення якості останнього в порівнянні зі способами-аналогами. Підвищення ефективності процесу спостерігається при здійсненні його в одну стадію (тобто досягається спрощення технології) і з використанням екологічно менш небезпечних колекторів катіонного типу.

