



ДЕРЖАВНА СЛУЖБА  
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ  
ВЛАСНОСТІ  
УКРАЇНИ

УКРАЇНА

(19) UA

(11) 101780

(13) C2

(51) МПК

C22B 11/08 (2006.01)

## (12) ОПИС ДО ПАТЕНТУ НА ВИНАХІД

(21) Номер заявки:	а 2012 06141	(72) Винахідник(и):	Півоваров Олександр Андрійович (UA), Воробйова Маргарита Іванівна (UA)
(22) Дата подання заявки:	21.05.2012	(73) Власник(и):	Півоваров Олександр Андрійович, вул. Агнії Барто, 19, кв. 14, м. Дніпропетровськ, 49127 (UA), Воробйова Маргарита Іванівна, вул. Сурська, 135, м. Дніпропетровськ, 49066 (UA)
(24) Дата, з якої є чинними права на винахід:	25.04.2013	(56) Перелік документів, взятих до уваги експертизою:	RU 2282670 C1; 27.08.2006 RU 2418082 C1; 10.05.2011 UA 72240 C2; 15.02.2005 GB 901573; 18.07.1959 US 5250272; 05.10.1993 RU 2428493 C1; 10.09.2011 US 4587110; 06.05.1986 Muir D.M., La Brooy S.R. and C a.o. Recovery of Gold from copper-bearing ores // Gold forum on Technology and Practices: World Gold 1989. - Littleton. Colorado, USA. - 1989. - P. 363-374 реферат Hayes G.A. Corrans I.J. Leaching of gold cooper ores using ammonical cyanide// Extract. Met. and Base Metals. - Melbourne. 1992. - P. 349-353 реферат
(41) Публікація відомостей про заяву:	25.10.2012, Бюл.№ 20		
(46) Публікація відомостей про видачу патенту:	25.04.2013, Бюл.№ 8		

## (54) СПОСІБ ВИЛУЧЕННЯ ЗОЛОТА З МІДЬВМІСНИХ СУЛЬФІДНИХ КОНЦЕНТРАТІВ

### (57) Реферат:

Винахід належить до галузі металургії дорогоцінних металів, зокрема до гідрометалургійної переробки концентратів. Спосіб вилучення золота з мідьвмісних сульфідних концентратів, який включає ціанідне вилуговування при додаванні аміачних сполук при мольному співвідношенні  $\text{NH}_3:\text{CN}=1:1,5$ . Вилуговування проводять розчинами, приготовленими з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, яка містить 200-400 мг/л перекисних і падперекисних сполук, активних радикалів і часток та  $\text{pH}=9-11$ , в присутності комплексоутворюючого компонента  $\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$  або  $\text{Na}_3\text{PO}_4$  в кількості 0,2-0,4 % для інгібування розкладу активних часток розчину. В результаті використання винаходу забезпечуються сприятливі умови для ціанування, що збільшує ступінь вилучення золота.

UA 101780 C2



Винахід належить до області металургії дорогоцінних металів, зокрема до гідрометалургійної переробки концентратів, які містять у своєму складі дорогоцінні, метали та сульфідні.

Цільовим продуктом збагачувальної переробки мідистих руд, що містять золото, є концентрати, які представлені сульфідами заліза та кольорових металів (пірит, піротин, тенентин, халькопірит та ін.). Однак присутність мінералів міді ускладнює процес їх переробки, підвищуючи витрати на ціанід та знижуючи ступінь вилучення золота.

Відомий спосіб переробки сульфідних золото мідних концентратів, який полягає в пірогідрометалургійній переробці на місці із використанням окислювально-сульфатизуючого випалювання, що дозволяє перевести сульфідні міді в водокислоторозчинні сполуки. Після окислювально-сульфатизуючого випалювання із недогарка вилугують мідь (розчинник  $H_2SO_4$ ), після вилучення міді недогарок піддають залуженню з наступним ціануванням [1].

Недоліками цього винаходу є капітальні та експлуатаційні витрати, які обумовлені тривалістю циклу, очищенням та обеззараженням великого об'єму випалювальних газів.

Відомий спосіб ціанідного вилугування в присутності аміаку лежалих хвостів флотації фабрики Періс (Австралія 1998 р.), які містять 1,2 % Cu і 6,0 г/т Au. Встановлено, що додавання аміаку в кількості 5,0 кг на 1 т хвостів зменшує витрати ціаніду з 20 до 2,5 кг/т. При цьому в розчин вилучається близько 70 % золота і 35 % міді. (Muir D.M., La Brooy S.R. and C a.o. Recovery of Gold from copper-bearing ores // Gold forum on Technology and Practices: World Gold 1989. - Littleton. Colorado, USA.-1989. - P. 363-374).

Недоліками цього способу є високі витрати ціаніду, низький ступінь вилучення золота і тривалість процесу, що триває приблизно 24 год.

Найбільш близьким за технічною суттю та досягнутим результатом до винаходу, що заявляється є спосіб аміачно-ціаністого вилугування на заводі IORCO (Мавританія) для вилучення золота із хвостів флотаційного процесу, які містять 3,1 г/т золота і 0,8-1,0 % міді. Додаткове введення в пульпу 1,5 кг аміаку знизило витрати ціаністого натрію з 4,0 до 1,5 кг на 1 тону при вилученні золота в розчин 90 %. (Hayes G.A. Corrans I.J. Leaching of gold cooper ores using ammonical cyanide// Extract. Met. and Base Metals. - Melbourne. 1992. - P. 349-353). (прототип). Однак, як свідчать дані при подальшому застосування даного способу при переробці більш високосортної сировини, яка характеризується присутністю окислених мінералів ступінь вилучення золота склав 75,9 %. Показники вилучення золота підвищили за рахунок введення  $O_2$  на різних стадіях ціанування до 87,6 %.

Недоліком прототипу є недостатній ступінь вилучення золота при значних експлуатаційних втратах, а також нетехнологічність процесу, внаслідок значних витрат при використанні газоподібного кисню.

В основу винаходу поставлено задачу збільшення ступеня вилучення золота з мідьмісних сульфідних концентратів при зменшенні витрат реагента - окислювача при ціануванні.

Поставлена задача вирішується тим, що в відомому способі переробки сульфідних золото мідних концентратів із вилученням золота, який включає ціанідне вилугування з додаванням аміачних сполук при мольному співвідношенні  $NH_3:CN=1:1.5$ , згідно з винаходом, вилугування проводять з використанням розчинів активованих, під дією контактної нерівноважної плазми (КНП), з додаванням комплексоутворюючого агента для інгібування розкладу активних часток плазмохімічно активованого розчину.

Суть способу полягає в тому, що процес вилугування відбувається в більш високому окислювальному середовищі, що забезпечує сприятливі умови для процесу ціанування. Високі окислювальні характеристики системи вилугування забезпечуються за рахунок використання води, активованої під дією КНП, що в залежності від способу обробки містить 200-500 мг/л перекисних та надперекисних сполук та  $pH=9-11$ , гідратовані радикали та частки, які під час ціанування виступають як окислювальні компоненти та створюють комплексний окислювальний ефект. До того ж, слід відзначити, що комплексна дія окислювальних компонентів посилюється дрібнокластерною структурою отриманої води, що забезпечує більш інтенсивне проникнення молекул води і реагентів, розчинених в ній, у мікросілини і пори рудного концентрату, які, зазвичай, не досяжні для структурних складових технологічної води.

З метою попередження розкладу перекисних і надперекисних сполук плазмохімічно активованого розчину іонами важких металів, які присутні у флотаційних концентратах, необхідне введення комплексоутворюючого агента (КУА). В якості комплексоутворюючого компоненту для інгібування розкладу активуючих компонентів, під час ціанування використовують натрій триполіфосфат ( $Na_5P_3O_{10}$ ) або натрій фосфорнокислий (орто) 2-х заміщений ( $Na_3PO_4$ ). Вище зазначений результат досягається внаслідок здатності комплексоутворюючих агентів (КУА) до зв'язування іонів важких металів, присутніх в рудному

концентраті, в комплексні іони. Внаслідок чого забезпечується доцільна концентрація перекисних сполук для здійснення ефективного процесу ціанування.

Для експериментальної перевірки способу, що заявляється, використовували флотаційний концентрат, хімічний склад якого наведений в табл. 1.

5 Суть винаходу пояснюють приклади.

#### Приклад 1

10 Вихідний матеріал у вигляді рудного концентрату завантажували в скляний реактор діаметром 0,08 м і висотою 0,15 м, в який додавали плазмохімічно активований водний розчин із вмістом перекисних і надперекисних сполук -  $C_{H_2O_2}=100$  мг/л та  $pH=8,0$  в пропорції тверде:розчин - 1:5. Потім у пульпу роздільно додавали ціанід калію та гідрооксид амонію до заданої концентрації, в пропорції  $KCN:NH_4OH=1:1,5$ , з наступним додаванням в реагуючу систему комплексоутворюючого компонента  $Na_5P_3O_{10}$  в кількості 0,4 %, при постійному перемішуванні і температурі 323 К. Після закінчення процесу (через 6 години) твердий залишок відокремлюють від розчину. Ступінь вилучення золота 89,5 %.

15 Приклад 2

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 1, з тією різницею, що як водне середовище при вилуговуванні рудного концентрату використовували плазмохімічно активовану воду, яка містить  $C_{H_2O_2}=350$  мг/л та  $pH=9,5$ . Ступінь вилучення золота 98,85 %.

20 Приклад 3

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 1, з тією різницею, що як водне середовище при вилуговуванні рудного концентрату використовували плазмохімічно активовану воду, яка містить  $C_{H_2O_2}=600$  мг/л та  $pH>11$ . Ступінь вилучення золота 99,87 %, але треба зазначити, обробка води для досягнення таких показників є економічно нецільною і тягне за собою підвищені витрати для активації води.

25 Приклад 4

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 1, з тією різницею, що як водне середовище при ціануванні рудного концентрату використовували плазмохімічно активовану воду, яка містить  $C_{H_2O_2}=200$  мг/л та  $pH=9,0$ . Ступінь вилучення золота 92,61 %.

30 Приклад 5

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 1, з тією різницею, що як водне середовище при ціануванні рудного концентрату використовували плазмохімічно активовану воду, яка містить  $C_{H_2O_2}=400$  мг/л та  $pH=11$ , Ступінь вилучення золота 99,86 %. Такі показники плазмохімічно активованої води при доціануванні рудного концентрату є раціонально типово, для отримання ступеня вилуговування золота на високому рівні.

35 Приклад 6

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексоутворюючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $Na_5P_3O_{10}$  в концентрації 0,1 %. Ступінь вилучення золота 90,5 %. Слід зазначити, що така концентрація комплексоутворюючого компонента не є достатньою для стабілізації перекисних сполук плазмохімічно активованого розчину.

40 Приклад 7

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексоутворюючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $Na_5P_3O_{10}$  в концентрації 0,2 %. Ступінь вилучення золота 94,63 %. Слід зазначити, що така концентрація комплексоутворюючого компонента не є оптимальною для стабілізації перекисних сполук плазмохімічно активованого розчину.

#### Приклад 8

50 Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексоутворюючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $Na_5P_3O_{10}$  в концентрації 0,6 %. Ступінь вилучення золота 97,71 %.

#### Приклад 9 (аналогічний прикладу 5)

#### Приклад 10

55 Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексоутворюючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $Na_3PO_4$  в концентрації 0,1 %. Ступінь вилучення золота 91,35 %.

#### Приклад 11

60 Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексоутворюючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $Na_3PO_4$  із концентрації 0,2 %. Ступінь вилучення золота 95,88 %. Слід

зазначити, що така концентрація комплексоутворюючого компонента також не є оптимальною для достатньої стабілізації перекисних сполук плазмохімічно активованого розчину.

Приклад 12

Процес ціанування матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексуючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $\text{Na}_3\text{PO}_4$  в концентрації 0,6 %. Ступінь вилучення золота 96,69 %.

Приклад 13

Процес ціанування вихідного матеріалу здійснювали згідно з прикладом 5, з тією різницею, що як комплексуючий агент для зв'язування іонів важких металів в комплексні з'єднання використовували  $\text{Na}_3\text{PO}_4$  в концентрації 0,4 %. Ступінь вилучення золота 09,89 %.

З порівняння результатів, наведених у прикладах, а також способу – найближчого аналога слідує, що ступінь вилучення золота у цьому винаході (89,5-99,89 %) перевищує ступінь вилучення золота у способі - найближчому аналізі (87,6 %).

Таким чином, в результаті здійснення способу вилучення золота з рудних мідьмісних сульфідних концентратів по способу, який пропонується, забезпечується високий ступінь вилучення золота з рудного концентрату при зменшенні необхідної кількості реагенту окислювача. Спосіб, що пропонується, при реалізації має наступні переваги:

забезпечується ефективне вилучення золота із мідьмісних сульфідних концентратів;

досягається значне зниження необхідної кількості реагенту-окислювача;

досягаються високі показники вилучування золота з рудних концентратів.

Таблиця 1

Хімічний склад флотаційного концентрату

Вміст елементів, % $10^{-3}$							
Cu	Fe <sub>общ</sub>	S <sub>общ</sub>	As	Zn	Mn	Ag <sup>-6</sup>	Au
50	51	7,34	>1	50	150	6000	2

Результати досліджень представлені в табл. 2.

Таблиця 2

Показники вилучення золота при ціануванні рудного концентрату з використанням плазми хімічно активованих розчинів

№ прикладу	Умови ціанування			Вилучення Au в розчин. %	Витрати реагенту (кг/т)			Примітки	
	Характеристика водного середовища				KCN	NH <sub>4</sub> OH	Окислювач (O <sub>2</sub> )		
0	Технологічна вода			87,6	0,98	1,49	1,16	З використанням як окислювача кисню (прототип)	
Параметри плазмохімічно активованого розчину, в залежності від умов обробки			Комплексо-утворюючий агент (КУА)	Концентрація комплексо-утворюючого агента, мг/л				Окислювач (H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> )	
СН <sub>2</sub> O <sub>2</sub> мг/л		pH							
1	100	8	Na <sub>5</sub> P <sub>3</sub> O <sub>10</sub>	0,4	89,5	0,98	1,49	0,16	Результати близькі до прототипу, внаслідок недостатньої кількості кисню в розчині
2	350	9,5	Na <sub>5</sub> P <sub>3</sub> O <sub>10</sub>	0,4	98,85	0,98	1,49	0,58	

Продовження таблиця 2

3	600	>11	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,4	99,87	0,98	1,49	1,0	Економічно недоцільно, т.я. тягне за собою і підвищені витрати на активацію води
4	200	9	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,4	92,61	0,98	1,49	0,33	
5	400	>11	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,4	99,86	0,98	1,49	0,66	
6	400	11	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,1	90,5	0,98	1,49	0,66	Не достатня кількість комплексоутворюючого компонента для стабілізації перекисних сполук активованого розчину
7	400	11	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,2	94,63	0,98	1,49	0,66	
8	400	11	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,6	97,71	0,98	1,49	0,66	Введення в розчин більше 0,6 % технічно недоцільно
9	400	11	$\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$	0,4	99,86	0,98	1,49	0,66	
10	400	11	$\text{Na}_3\text{PO}_4$	0,1	91,35	0,98	1,49	0,66	
11	400	11	$\text{Na}_3\text{PO}_4$	0,2	95,88	0,98	1,49	0,66	
12	400	11	$\text{Na}_3\text{PO}_4$	0,6	96,69	0,98	1,49	0,66	
13	400	11	$\text{Na}_3\text{PO}_4$	0,4	99,89	0,98	1,49	0,66	

## ФОРМУЛА ВИНАХОДУ

- 5 Спосіб вилучення золота з мідьвмісних сульфідних концентратів, який включає ціанідне вилуговування при додаванні аміачних сполук при мольному співвідношенні  $\text{NH}_3:\text{CN}=1:1,5$ , який **відрізняється** тим, що вилуговування проводять розчинами, приготовленими з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, яка містить 200-400 мг/л перекисних і надперекисних сполук, активних радикалів і часток та  $\text{pH}=9-11$ , в
- 10 присутності комплексоутворюючого компонента  $\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$  або  $\text{Na}_3\text{PO}_4$  в кількості 0,2-0,4 % для інгібування розкладу активних часток плазмохімічно активованого розчину.

Комп'ютерна верстка С. Чулій

Державна служба інтелектуальної власності України, вул. Урицького, 45, м. Київ, МСП, 03680, Україна

ДП "Український інститут промислової власності", вул. Глазунова, 1, м. Київ – 42, 01601