



УКРАЇНА

(19) **UA** (11) **79585** (13) **U**
(51) МПК (2013.01)
C22B 11/08 (2006.01)
C01G 7/00
C01G 5/00

ДЕРЖАВНА СЛУЖБА
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ
ВЛАСНОСТІ
УКРАЇНИ

(12) ОПИС ДО ПАТЕНТУ НА КОРИСНУ МОДЕЛЬ

(21) Номер заявки: u 2012 12650	(72) Винахідник(и): Піоваров Олександр Андрійович (UA), Воробйова Маргарита Іванівна (UA)
(22) Дата подання заявки: 05.11.2012	
(24) Дата, з якої є чинними права на корисну модель: 25.04.2013	(73) Власник(и): ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД "УКРАЇНСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ХІМІКО-ТЕХНОЛОГІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ", пр. Гагаріна, 8, м. Дніпропетровськ, 49005 (UA)
(46) Публікація відомостей про видачу патенту: 25.04.2013, Бюл.№ 8	

(54) СПОСІБ ВИЛУЧЕННЯ ЗОЛОТА З УПОРНИХ РУДНИХ КОНЦЕНТРАТІВ

(57) Реферат:

Спосіб вилучення золота з упорних рудних концентратів включає вилуговування металів лужним ціаністим розчином, який вміщує 0,3 % KCN, 0,6 % KOH, виготовлений з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, яка містить 100-300 мг/л перекисних і надперекисних сполук в присутності 0,2-0,5 % комплексоутворюючого агента, з наступним розділенням золото- і срібловмісного розчину і твердого залишку. Перед вилуговуванням рудний концентрат обробляють протягом 30-60 хв. розчином хлориду натрію, який виготовлено з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, що містить 200-500 мг/л перекисних і надперекисних сполук, з наступним окиснювальним випалюванням рудного концентрату при температурі 450-550 °C протягом 1-2 год.

UA 79585 U

Корисна модель належить до галузі металургії дорогоцінних металів, зокрема до гідрометалургійної переробки рудних концентратів (в тому числі упорних) і може бути використана при вилученні золота з промислових рудних концентратів з відносно високим вмістом дисперсного золота, а також для переробки сировини, що характеризується переважно тонкодисперсними вкрапленнями золота.

Відомий спосіб переробки сульфідних золотомісних концентратів, який включає пірогідрометалургійну переробку з використанням окиснювально-сульфатизуючого випалювання, що дозволяє перевести сульфіді міді в водо- та кислоторозчинні сполуки. Після окиснювально-сульфатизуючого випалювання з огарка розчинником (H_2SO_4) вилугуюють мідь, після вилучення міді огарок піддають залуженню з наступним ціануванням [Людейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. - Иркутск: ОАО "Иргиредмет", 1999. - Т.2.].

Недоліками цього способу є тривалість циклу, що складає 24 години до досягнення економічно доцільного ступеня вилучення золота та необхідність очищення та обеззараження великого об'єму обпалювальних газів, що збільшує капітальні та експлуатаційні витрати.

Відомий спосіб переробки золотовмісних рудних концентратів, який включає в себе змішування концентрату з 5-20 % мас. (від маси концентрату) хлористого натрію, випалення в окиснювальній атмосфері при 500-600 °С та ціанування огарку [Маслепечий 11.11., Чугаев Л.В., Борбат В.(І), и др... Металлургия благородных металлов. - VI.: Металлургия, 1987. - С. 280-281].

Недоліки цього способу полягають в тому, що під час випалювання сировини утворюються газоподібний хлор, газові суміші, які містять хлор та кисень, а також хлориди заліза в присутності газоподібного кисню, що здатні хлорувати дисперсні часточки золота.

Відомий спосіб вилугування золота і срібла при розмелюванні золотовмісних концентратів [Пат. 4114514 ФРГ, МКИ⁵ C22B 11/08. Verfahren zur Laugung Gold und Silber / Lorosch Jurgcn, Zieglen Anneye; Degussa Ag. - № 41145143; заявл. 03.05.91; опубл. 05.11.92]. При введенні в пульпу ціаніду і пероксиду водню основна частина золота (Au) і срібла (Ag) переходять в розчин. Пропоновано додавати перекисні сполуки, зокрема пероксидоборати, для підвищення вилучення золота і скорочення втрат ціаніду. Кількість перборату, що додається 10-60 еквівалентів BO_3 на 1 т концентрату, при цьому ступінь вилучення золота складає 65-84 %.

Недоліком відомого способу є його не технологічність, внаслідок використання концентрованого розчину H_2O_2 , що пов'язано з його токсичністю і вибухонебезпечністю; а також низький ступінь вилучення золота.

Найбільш близьким за технічною суттю та результатом, що досягається, до корисної моделі, що заявляється, є спосіб вилучення золота і срібла з рудних концентратів, який включає вилугування золота і срібла лужним ціаністим розчином, який вміщує 0,3 % KCN, 0,6 % KOM, виготовлений з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, яка містить 100-300 мг/л перекисних, надперекисних сполук, активних радикалів і часток, в присутності 0,2-0,5 % комплексоутворюючого агенту, з послідовним розділенням золото- і срібловмісного розчину і твердого залишку. Ступінь вилучення золота і срібла складає 98,7 та 99,0 % відповідно [Пат. 29241 Україна, МПК" C01G 7/00, 5/00. Спосіб вилучення золота і срібла з рудних концентратів / Ситнік СВ., Півоваров О.А., Пололій Н.М., Буря О.І. (Україна). - № 98020952; заявл. 24.02.1998; опубл. 16.10.2000, Бюл. № 5] (прототип).

Недоліком прототипу є недостатній ступінь вилучення золота з рудних концентратів, в яких золото тонко дисперсне та знаходиться у тісному зв'язку з породоформуючими мінералами (упорні рудні концентрати) та значні витрати ціаніду на комплексоутворення з металами, що супутні в промисловому концентраті.

В основу корисної моделі поставлена задача розробити удосконалений спосіб вилучення золота шляхом забезпечення високого ступеня викриття сульфідних золотовмісних мінералів упорного рудного концентрату та зменшення кількісного вмісту "металів-депресорів", супутніх в промисловому концентраті, що взаємодіють з ціаністими розчинами, призводячи до підвищених витрат ціаніду.

Поставлена задача вирішується тим, що в відомому способі вилучення золота та срібла з рудних концентратів, який включає вилугування металів лужним ціаністим розчином, який вміщує 0,3 % KCN, 0,6 % KOH, виготовлений з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, яка містить 100-300 мг/л перекисних і надперекисних сполук в присутності 0,2-0,5 % комплексоутворюючого агенту, з наступним розділенням золото- і срібловмісного розчину і твердого залишку, відповідно до корисної моделі, перед вилугуванням рудний концентрат обробляють протягом 30-60 хв. розчином

хлориду натрію, який виготовлено з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, що містить 200-500 мг/л перекисних і надперекисних сполук, з наступним окиснювальним випалюванням рудного концентрату при температурі 450-550 °C протягом 1-2 год.

Окиснювальне випалювання рудного концентрату, попередньо обробленого розчином хлориду натрію, виготовленого на основі води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, забезпечує підвищення ступеня видалення "елементів-дипресаторів" з концентрату під час випалювання, збільшує ступінь відкриття сульфідних пор, що, в свою чергу, сприяє підвищенню ступеня вилучення золота під час наступної стадії ціанування. Вищезазначений результат досягається внаслідок активності розчинів хлориду натрію, виготовлених на основі плазмохімічно активованої води, та їх підвищеним окиснювальним властивостям. Так при використанні розчинів хлориду натрію, виготовлених на основі плазмохімічно активованої води, завдяки дрібнокластерній структурі отриманої води та її поверховій активності, забезпечується проникнення молекул розчину в мікрощілини і нори рудного концентрату, які зазвичай, під час процесу окиснювального обпалу є недосяжні. Крім цього присутні пероксидні та надпероксидні сполуки у водному розчині хлориду натрію, виготовленого на основі плазмохімічно активованої води, є додатковими окислювачами мінералів рудного концентрату.

Наводимо приклади запропонованої корисної моделі.

Приклад 1.

Сульфідний золотомісний рудний концентрат обробляють протягом 60 хвилин розчином хлориду натрію, що виготовлений на основі плазмохімічно активованої води та містить 100 мг/л пероксидних сполук. Після закінчення процесу рудний концентрат відокремлюють від розчину та підсушують у муфельній печі. Після чого процес окиснювального випалювання ведуть при температурі 550 °C протягом 2 годин. Одразу після завершення випалювання матеріал (огарок) загрузають у скляний реактор діаметром 0,08 м і висотою 0,15 м, який містить 0,2 л плазмохімічно активованого водного розчину з вмістом перекисних і надперекисних сполук - 300 мг/л і загальним відсотковим складом компонентів 0,3 % KCN, 0,6 % KOH та комплексоутворюючий компонент 0,4 % KH_2PO_4 , при постійному перемішуванні і температурі 323K. Після закінчення процесу (через 3 години) твердий залишок відокремлюють від розчину. Ступінь вилучення золота 99,73 %.

Приклад 2.

Обробку вихідного матеріалу здійснюють, згідно з прикладом 1, з тією відзнакою, що як водне середовище при попередній обробці рудного концентрату використовують розчин хлориду натрію, що виготовлений на основі плазмохімічно активованої води, яка містить $\text{C}_{\text{H}_2\text{O}_2}$ =350 мг/л пероксидних сполук. Ступінь вилучення золота 99,91 %.

Приклад 3.

Обробку вихідного матеріалу здійснюють, згідно з прикладом 1, з тією відзнакою, що як водне середовище при попередній обробці рудного концентрату використовують розчин хлориду натрію, що виготовлений на основі плазмохімічно активованої води, яка містить $\text{C}_{\text{H}_2\text{O}_2}$ =600 мг/л. Ступінь вилучення золота 99,96 %, але треба зазначити, обробка води для досягнення таких показників є економічно недоцільною, і тягне за собою підвищені витрати для плазмохімічної активації води.

Приклад 4.

Обробку вихідного матеріалу здійснюють, згідно з прикладом 1, з тією відзнакою, що як водне середовище при попередній обробці рудного концентрату використовують розчин хлориду натрію, що виготовлений на основі плазмохімічно активованої води, яка містить $\text{C}_{\text{H}_2\text{O}_2}$ = -00 мг/л. Ступінь вилучення золота 99,85 %.

Приклад 5.

Обробку вихідного матеріалу здійснюють, згідно з прикладом 1, з тією відзнакою, що як водне середовище при попередній обробці рудного концентрату використовують розчин хлориду натрію, що виготовлений на основі плазмохімічно активованої води, яка містить $\text{C}_{\text{H}_2\text{O}_2}$ =500 мг/л. Ступінь вилучення золота 99,98 %.

Порівняння результатів, наведених у прикладах з прототипом свідчить, що ступінь вилучення золота у корисній моделі (99,73-99,98 %) перевищує ступінь вилучення золота у способі - прототипі (99,30 %)).

Таким чином, в результаті здійснення способу вилучення золота з рудних концентратів по технології, яка пропонується, забезпечується високий ступінь вилучення золота (в тому числі і дисперсного) з упорного рудного концентрату.

Спосіб, що пропонується, при реалізації має наступні переваги:

- забезпечується ефективне вилучення золота (в тому числі і дисперсного) з рудних концентратів;

- досягається значна інтенсифікація процесу вилуговування золота з рудних концентратів;

5 - в результаті зменшення кількості "елементів-дипресаторів", внаслідок попередньої обробки, досягається більш високий ступінь використання ціаніду.

Спосіб може бути використаний при вилученні золота з промислових рудних концентратів з відносно високим вмістом дисперсного золота, а також для переробки сировини, що характеризується переважно тонкодисперсними вкрапленнями золота.

10

ФОРМУЛА КОРИСНОЇ МОДЕЛІ

Спосіб вилучення золота з упорних рудних концентратів, що включає вилуговування металів лужним ціаністим розчином, який містить 0,3 % KCN, 0,6 % KOH, виготовлений з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, яка містить 15 100-300 мг/л перекисних і надперекисних сполук в присутності 0,2-0,5 % комплексоутворюючого агента, з наступним розділенням золото- і срібловмісного розчину і твердого залишку, який **відрізняється** тим, що перед вилуговуванням рудний концентрат обробляють протягом 30-60 хв. розчином хлориду натрію, який виготовлено з використанням води, активованої під дією контактної нерівноважної низькотемпературної плазми, що містить 20 200-500 мг/л перекисних і надперекисних сполук, з наступним окиснювальним випалюванням рудного концентрату при температурі 450-550 °C протягом 1-2 год.

Комп'ютерна верстка Л. Бурлак

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