

**Wydruk zbiorczy przeglądu literaturowego
do Umowy z Ministerstwem Środowiska nr 1/BAT/2010 z dnia w 26.01.2010 r.
pt. „Analiza stanu techniki w zakresie Najlepszych Dostępnych Technik dla branży
produkcji i przetwórstwa metali nieżelaznych”
Część 3 z dnia 30.09.2010 r.**

poz.1

Autor: CVETKOVSKI V.; DITTRICH C.; CVETKOVSKA M.

Tytuł oryginału: SX-EW INTEGRATED PROCESS FOR THE RECOVERY OF COPPER FROM MINE WATERS

Tłumaczenie tytułu: WYKORZYSTANIE ZINTEGROWANEGO PROCESU SX-EW DO ODZYSKU MIEDZI Z WÓD KOPALNIANYCH

Źródło: ERZMETALL 2010 V.63 NR 3 S.130-135 RYS.8 TABL.4 BIBL.10

Analiza:

Głównym celem prowadzonych prac było zbadanie procesu usuwania i odzysku miedzi z wód kopalnianych w zakładzie RTB Bor Company w Serbii. W zakładzie straty miedzi z wodami kopalnianymi oszacowano na blisko 450 ton na rok, a z roztworami kwasu z procesów hydrometalurgicznych - na 50 ton na rok.

Badania przeprowadzono dla dwóch rodzajów wód kopalnianych: z kopalni podziemnej w Bor oraz z kopalni odkrywkowej w Cerovo. Pobrano próbkę o objętości 20 m³ wody z kopalni podziemnej zawierającą 0,32 g/l miedzi, 2,2 g/l żelaza przy pH=3,2 oraz próbkę o objętości 8 m³ z kopalni odkrywkowej zawierającą 0,53 g/l miedzi i 0,61 g/l żelaza przy pH=4,5.

Obie próbki zmieszano, otrzymując roztwór o objętości 28 m³, który poddano obróbce chemicznej. Zmieszane wody zawierały 0,38 g/l miedzi i 1,74 g/l żelaza przy pH=3,8. W celu usunięcia żelaza i innych zanieczyszczeń prowadzono wstępną obróbkę przez cementację w instalacji zlokalizowanej w pobliżu obu kopalń miedzi. Pierwsza neutralizacja i wydzielanie wodorotlenków zachodziły w zbiornikach przy instalacji do cementacji. W trakcie neutralizacji przy pH=5.5 za pomocą NaOH otrzymano 141 kg mokrego szlamu wodorotlenkowego.

Suchy szlam, zawierający 17 kg wodorotlenku miedzi, 86 kg wodorotlenku żelaza i 9 kg zanieczyszczeń w postaci wodorotlenków i substancji nierozpuszczalnych, poddawano dalszej obróbce w laboratorium Instytutu Górnictwa i Metalurgii w Borze. Szlam rozpuszczano w kwasie siarkowym, otrzymując 4,3 m³ roztworu o zawartości 2,5 g/l miedzi i 11,3 g/l żelaza oraz zanieczyszczenia rozpuszczalne przy pH=1,5. Powyższy roztwór poddawano obróbce za pomocą H₂O₂ w celu utlenienia żelaza dwuwartościowego do trójwartościowego. Strącenie żelaza i zanieczyszczeń uzyskano poprzez dodanie wodorotlenku sodowego przy pH=3. Przesącz zawierał 2,5 g/l miedzi i 1,5 g/l żelaza przy pH=1,8.

Powyższy roztwór poddawano ekstrakcji rozpuszczalnikowej i elektrolizie. Oba procesy prowadzono w instalacji laboratoryjnej. W czasie operacji ekstrakcji i odpędzania, z poddanej obróbce wstępnej wody kopalnianej, przeprowadzono do procesu elektrolizy około 80,5 g/h miedzi. Proces prowadzono w warunkach podobnych jak podczas elektrolizy przemysłowej. Elektrolit zawierał: 29,5 g/l Cu; 0,1 g/l Fe; 170 g/l H₂SO₄; < 0,01 g/l Se; <001 g/l Te; < 0,01 g/l Bi; 0,07 g/l Zn. Z uwagi na niską zawartość zanieczyszczeń w roztworach otrzymano wysokiej jakości katody miedziane o masie 10 kg.

Słowa kluczowe:

<FIRMA RTB BOR> <SERBIA> <PRZERÓBKA> <WODA KOPALNIANA> <EKSTRAKCJA ROZPUSZCZALNIKOWA> <ELEKTROLIZA> <OSADZANIE ELEKTROLITYCZNE> <ODZYSK> <MIEDŹ> <MIEDŹ KATODOWA> <METAL NIEZELAZNY>

poz. 2

Autor: MEHMET KUT; UMIT CETINKAYA

Tytuł oryginału: RECOVERY OF NICKEL BY SOLVENT EXTRACTION FROM ELECTROPLATING

RINSE BATH SOLUTION

Tłumaczenie tytułu: ZASTOSOWANIE EKSTRAKCJI ROZPUSZCZALNIKOWEJ DO ODZYSKU NIKLU Z ROZTWORÓW KĄPIELI PRZEMYWAJĄCYCH Z POWLEKANIA ELEKTROLITYCZNEGO

Źródło: SOLVENT EXTRACTION AND ION EXCHANGE 2010 V.28 NR 2 S.225-243 RYS.11 TABL.5 BIBL.19

Analiza:

Omówiono sposoby obróbki ścieków generowanych w przemyśle platerowania metali. Dogodnym procesem do redukcji stężeń substancji rozpuszczonych w strumieniach wodnych jest ekstrakcja rozpuszczalnikowa (ang.: SX), która jest rozważana jako atrakcyjna metoda usuwania i odzysku metali z roztworów kąpeli przemysłowych. Zagadnienia te niestety nie są często omawiane w literaturze.

W procesie ekstrakcji rozpuszczalnikowej (SX) otrzymuje się roztwór wodny o wysokim stężeniu metalu, dodawany do zbiornika do platerowania. Przeprowadzono szczegółowe badania nad optymalizacją parametrów odzysku niklu metodą ekstrakcji rozpuszczalnikowej (SX) z kąpeli z drugiego przemysłu podczas niklowania elektrolitycznego (ang.: NESRBS). W procesie zastosowano ekstrahenty m.in. takie jak: DEHPA, Cyanex – 272, LIX 84-I i LIX 984 N-C. Właściwości chemiczne kąpeli przemysłowych z powlekania elektrolitycznego zależą od wielu czynników m.in. od pola powierzchni powlekanej części, wykorzystywanych surowców i ich zawartości w kąpeli oraz od procesu oczyszczania kąpeli przemysłowej.

Przygotowano dziewięć różnych prób roztworów kąpeli przemysłowych, pochodzących z czterech różnych firm. Przebadano ich skład chemiczny i pH. Większość doświadczalnych ekstrakcji przeprowadzono w 30 litrach wody odpadowej z drugiego przemysłu podczas niklowania elektrolitycznego (NESRBS). Podczas przygotowania faz organicznych rozpuszczano ekstrahenty w handlowo dostępnej nafcie bez ich dalszego oczyszczania. I tak LIX 84-I tworzy nierozpuszczalne w wodzie kompleksy z różnymi kationami metali; LIX 984N-C zmieszany w stosunku objętościowym 1:1 z LIX 860N-IC i LIX 84-IC tworzy rozpuszczalne w wodzie kompleksy z różnymi kationami metali i jest bardziej skoncentrowaną postacią LIX 984N.

Na skalę przemysłową do ekstrakcji wielu metali, w tym niklu, używany jest DEHPA. Z kolei CYANEX 272 jest ekstrahentem chelatującym, stosowanym głównie do separacji kobaltu od niklu. Dodając odpowiednie ilości 1,5 M Na₂CO₃ i rozcieńczonego kwasu siarkowego (H₂SO₄) regulowano pH wody odpadowej z drugiego przemysłu podczas niklowania elektrolitycznego.

Każdy z eksperymentów prowadzono przez 15 min., w mechanicznym urządzeniu do wstrząsania, w temperaturze pokojowej, mieszając 25 ml fazy organicznej z 25 ml fazy wodnej w lejku separacyjnym o pojemności 100 ml przy stałej prędkości wstrząsania (300 rpm). Stosunek fazy organicznej do wodnej (O/A) przyjęto za jednostkę. Pod koniec każdego eksperymentu analizowano oddzieloną i przefiltrowaną fazę wodną na zawartość metalu oraz obliczano zawartość metalu w fazie organicznej. Obliczano procentowy udział ekstrakcji i sprawność odpędzania. Pod koniec każdego eksperymentu mierzono również równowagowe pH fazy wodnej po oddzieleniu jej od fazy organicznej i filtracji.

Uzyskane wyniki wskazują na to, że DEHPA jest bardzo efektywnym ekstrahentem, stosowanym przy odzysku niklu z wody odpadowej z drugiego przemysłu podczas niklowania elektrolitycznego (NESRBS).

Z kolei LIX 984N-C nie jest polecany do stosowania w procesie, ponieważ w zależności od zawartości niklu w fazie organicznej i pH fazy wodnej tworzy trwałą emulsję. Graniczne wartości wyznaczono odpowiednio na 7 g/l Ni i pH=6,6.

Wykazano, że w temperaturze pokojowej kinetyka procesu odpędzania jest niska. Elektrolit wody odpadowej z drugiego przemysłu podczas niklowania elektrolitycznego, zawierający 48 g/l Ni, może być zawracany do kąpeli do niklowania elektrolitycznego. Podczas dwuetapowej ekstrakcji przeciwprądowej otrzymano roztwór 0,5 M DEHPA w handlowej nafcie przy stosunku O/A=1,5 i wartości równowagowej pH=5±0,25.

Odpędzanie obciążonej fazy organicznej przeprowadzono wykorzystując roztwór z pierwszej kąpeli przemysłowej z powlekania elektrolitycznego niklem (16 g/l Ni) poprzez dodatek 150 g/l kwasu siarkowego w dwuetapowym procesie przeciwprądowego odpędzania.

Słowa kluczowe:

<HYDROMETALURGIA> <OSADZANIE ELEKTROLITYCZNE> <ELEKTROLIZA> <POWLEKANIE ELEKTROLITYCZNE> <ODZYSK> <NIKIEL> <PRZERÓBKA> <ROZTWÓR> <KĄPIEL PRZEMYWAJĄCA>

poz. 3

Autor: HERRERO D.; ARIAS P.L.; GUEMEZ B.; BARRIO V.L.; CAMBRA J.F.; REQUIES J.

Tytuł oryginału: HYDROMETALLURGICAL PROCESS DEVELOPMENT FOR THE PRODUCTION OF A ZINC HYDROMETALLURGICAL DEVELOPMENT FOR THE PRODUCTION OF A ZINC SULPHATE LIQUOR SUITABLE FOR ELECTROWINNING

Tłumaczenie tytułu: ROZWÓJ PROCESU HYDROMETALURGICZNEGO DO PRODUKCJI ROZTWORU SIARCZANU CYNKOWEGO Z ŁUGOWANIA, DOGODNEGO DO ELEKTROLIZY

Źródło: MINERALS ENGINEERING 2010 V.23 NR 6 S.511-517 RYS.9 TABL.6 BIBL.10

Analiza:

Z uwagi na duże zapotrzebowanie na świecie – produkty zawierające cynk muszą być poddawane recyklingowi. Omówiono piro- i hydrometalurgiczne metody odzysku cynku z tlenku z procesu przewalowego (ang.: WO), w którym przeróbce podawane są pyły z elektrycznych pieców łukowych do otrzymywania stali (ang.: EAF dusts). Przeprowadzono badania nad innowacyjnym procesem hydrometalurgicznego odzysku cynku z pyłów (WO) oraz podwójnie ługowanego pyłu (ang.: DLWO).

Głównym zadaniem jest produkcja roztworu siarczanu cynku, służącego jako nadawa do procesu elektrolizy. Nowy proces obejmuje kilku etapów. Badania etapu ługowania prowadzono w 5 litrowym szklanym reaktorze z systemem mieszania przy stałym pH, kontrolowanym z pomocą specjalnego urządzenia. Na kolejnym etapie oczyszczania wykorzystano ten sam reaktor, mieszadło i urządzenie do kontroli pH. Jako utleniacze zastosowano H₂O₂ o czystości 30% i MnO₂ o czystości 60%. Proces prowadzono przy stałym pH. W stadium cementacji jako czynnik cementujący użyto pył cynkowy o czystości 96%. Po każdym etapie przeprowadzano filtrację na prasie filtracyjnej. Wszystkie eksperymenty prowadzono pod ciśnieniem atmosferycznym w temperaturze pokojowej. Ustalono, że dla etapu ługowania optymalna wartość pH=3,5.

Badano trzy różne procedury ługowania: ługowanie jednostopniowe, ługowanie dwustopniowe i ługowanie pseudo-przeciwprądowe. Po analizie wyników wybrano ługowanie dwustopniowe. Optymalny stosunek S/L (ciało stałe:ciecz) wynosił 75 kg WO/m³; ale najbardziej adekwatny to 150 kg WO/m³. W pierwszym stadium całość cynku wylugowano po 60 min., a w drugim - po 30 min. Podczas oczyszczania zaobserwowano, że w celu maksymalnego usunięcia żelaza należy dodać 1,2 kg MnO₂ i 2 litry H₂O₂ (30% vv) na każdy m³ roztworu z ługowania. Utrzymanie ww. optymalnych warunków umożliwi usunięcie ponad 99% eliminację żelaza. Na etapie cementacji należy usunąć również kadm, miedź lub ołów. Optymalną ilość pyłu cynkowego jako czynnika cementującego określono na 50 kg na tonę pyłu (WO), a czas cementacji – na 90 min.

Na końcowym etapie dokonano porównania składu roztworu z wymaganiami procesu elektrolitycznego. Zawartość cynku w roztworze musi wynosić 50g/l i 70g/l, a otrzymany roztwór zawierał - 63 g/l. Zawartość chlorków musi wynosić 0,05 ppm. Niestety w otrzymanym roztworze zawartość chlorków przekraczała tę wartość. Wyższa niż wymagana była również zawartość kadmu. Podczas ługowania odzysk cynku z pyłów (WO) wyniósł około 88%. Po etapach utleniania i cementacji całkowita zawartość zanieczyszczeń w roztworze była niższa niż 135 ppm, a zawartość cynku w roztworze wyniosła około 99,7%.

Słowa kluczowe:

**<HYDROMETALURGIA> <PRZERÓBKA> <PRODUKCJA> <ROZTWÓR> <SIARCZAN> <CYNK>
<ŁUGOWANIE> <ELEKTROLIZA>**

poz. 4

Autor: BRANDT F.; HAUS R.

Tytuł oryginału: NEW CONCEPTS FOR LITHIUM MIENRALS PROCESSING

Tłumaczenie tytułu: NOWE KONCEPCJE PRZERÓBKII MINERALÓW LITU

Źródło: MINERALS ENGINEERING 2010 V.23 NR 8 S.659-661 RYS.2 TABL.2 BIBL.2

Analiza:

W związku z nowymi zastosowaniami lit i jego związki chemiczne stają się materiałami strategicznymi. W najbliższej przyszłości duże zapotrzebowanie na lit będzie wiązało się opracowaniem nowych urządzeń do

magazynowania energii. Obecnie węglan litu produkowany jest zarówno z solanek litowych jak i z minerałów zawierających lit. Większość obecnie wydobywanych minerałów litowych powstaje z pegmatytów - skał magmowych o dużym ziarnie. Najczęściej wykorzystywanym handlowo minerałem litu jest spodumen ($8\% \text{Li}_2\text{O}$), którego prawie 50% przeprowadzane jest w Li_2CO_3 . Przedstawiono koncepcję dającą nowe możliwości przeróbki minerałów litowych z uwagi na:

- wysoce selektywną separację od skał zwięzłych;
- udoskonaloną zdolność produkcyjną;
- nowe korzyści dla produktów ubocznych;
- redukcję kosztów całkowitych.

Podczas standardowej przeróbki pegmatytów litowych procesy kruszenia i mielenia są bezpośrednią lub pośrednią przyczyną 50% kosztów związanych ze wzbogaceniem spodumenu na produkt handlowy. Nowy proces umożliwi uzyskanie drobno uziarnionego koncentratu minerałów litowych i mieszaninę drobno uziarnionych produktów ubocznych o niskiej wartości.

Przeprowadzono z pomocą analizy chemicznej, optycznej i mineralogicznej badania laboratoryjne i techniczne litowych skał pegmatytowych z Finlandii. Proces fragmentacji elektrodynamicznej pozwala na selektywne uwolnienie minerałów pegmatytu pod działaniem impulsów napięciowych. Podczas fragmentacji elektrodynamicznej fale uderzeniowe przechodzą przez ciało stałe zanurzone w wodzie. Wysoką selektywność fragmentacji osiąga się poprzez duże naprężenie rozciągające w obszarze granic ziaren, wtrąceń lub międzyfazowych powierzchni kompozytowych co powoduje, że materiał przeważnie łamie się przy tych granicach.

Podczas badań wykorzystano system laboratoryjny SelFrag AG (Szwajcaria). Pegmatyt został rozdrobniony do wielkości $<5 \text{ mm}$, a następnie frakcję $2,5-5 \text{ mm}$ sortowano optycznie do oceny selektywności i jakości potencjalnych produktów. Badania optyczne polerowanych przekrojów skał wykazały typową gruboziarnistą teksturę skał pegmatytowych. Spodumen występuje w postaci wydłużonych cząstek o wielkości $2-5 \text{ mm}$. Szary kwarc i kwarc mleczny lub czerwonawe skalenie posiadają wielkość $2-4 \text{ mm}$ i nawet przy małym powiększeniu minerały mogą być rozróżnione i zidentyfikowane w oparciu o kolor i morfologię. Do dokładniejszej separacji wykorzystuje się m.in. gruboziarnistą wielkość ziaren podstawowych; różnice w kolorze i morfologii.

Nowa koncepcja integruje dwie kluczowe technologie: selektywną fragmentację i sortowanie optyczne. W nowym rozwiązaniu selektywna fragmentacja zastępuje mielenie konwencjonalne. Kluczowym czynnikiem do sprawnego sortowania optycznego jest uwolnienie ziaren. W zależności od czystości produktu spodumenu, można nawet uniknąć flotacji, redukując zużycie odczynników flotacyjnych i wody oraz doskonaląc całkowitą opłacalność ekonomiczną projektu, w którym nie są stosowane mokre techniki oddzielania. Elektrodynamiczna fragmentacja umożliwia selektywne uwolnienie spodumenu. Analiza mikroskopowa wskazuje na wysoki stopień uwolnienia. Dla frakcji $2,5-5 \text{ mm}$ około 80% cząstek składa się z jednej fazy mineralnej np. kwarcu, skalenia i spodumenu, a 20% stanowi materiał mieszany. Podczas badań laboratoryjnych można oddzielić około 6% frakcji $2,5-5 \text{ mm}$ jako prawie czyste cząstki spodumenu. Nowe produkty – kwarc i skałki mogą znaleźć zastosowanie w przemyśle szklarskim, ceramicznym i półprzewodników.

Słowa kluczowe:

<PRZERÓBKA> <MINERAŁ> <LIT> <ROZWÓJ> <PROCES NOWY>

poz. 5

Autor: YANG N.; WANG ZH.; CHEN L.; WANG Y.; ZHU Y.B.

Tytuł oryginału: A NEW PROCESS FOR FABRICATING W-15WT.%Cu SHEET BY SINTERING, COLD ROLLING AND RE-SINTERING

Tłumaczenie tytułu: NOWY PROCES PRODUKCJI BLACHY W-15%MAS.Cu, OBEJMUJĄCY SPIEKANIE, WALCOWANIE NA ZIMNO I POWTÓRNE SPIEKANIE

Źródło: INT.JOURNAL OF REFRACTORY METALS&HARD MATERIALS 2010 V.28 NR 2 S.198-200 RYS.5 TABL.1 BIBL.10

Analiza:

Kompozyty z matrycą metalową W-Cu stosowane są w urządzeniach pochłaniających ciepło i jako materiały stykowe, przede wszystkim ze względu na wybitne własności cieplne i elektryczne miedzi oraz dobrą odporność

na korozję wolframu.

Przedstawiono nową trójstopniową technikę produkcji blachy z kompozytu W-15%mas. Cu, obejmującą procesy: spiekania, walcowania na zimno i powtórnego spiekania. Proszki W i Cu o czystości 99,9% mieszano w mikserze przez 24 h przy stosunku masowym W:Cu=17:3. Następnie otrzymany proszek kompozytowy walcowano na surową blachę o grubości 1,4 mm, którą poddawano obróbce w nowym trójstopniowym procesie, obejmującym spiekanie w temperaturze 1450C w piecu, w atmosferze wodoru przez 2 h, walcowanie na zimno z 30% redukcją grubości oraz powtórne spiekanie w temperaturze 1450C przez 2 h.

Obliczano gęstość próbek, mierzono ich twardość, przeprowadzono również analizę faz oraz badania mikrostrukturalne z zastosowaniem elektronowej mikroskopii skaningowej i mikroskopii optycznej. Przygotowano dwa rodzaje próbek - o wymiarach 10mm x 0,8mm, wykorzystywanych przy analizie współczynnika przewodności cieplnej oraz o wymiarach 25mm x 6mm x 0,8mm - do analizy współczynnika rozszerzalności cieplnej i oporności elektrycznej.

Uzyskane wyniki wskazują, że zaproponowany trójstopniowy proces umożliwia otrzymanie kompozytów W-Cu o ciekawych właściwościach i jednorodnej mikrostrukturze. Dla porównania przeprowadzono również badania kompozytu W-Cu, wytworzonego w procesie pojedynczego spiekania.

Analiza uzyskanych wyników wskazuje, że kompozyty wytwarzane z pomocą nowej technologii charakteryzują się wyższą gęstością i twardością, wyższym współczynnikiem przewodności cieplnej, niższym współczynnikiem rozszerzalności cieplnej oraz niższą opornością elektryczną i w związku z powyższym mogą być z powodzeniem stosowane w urządzeniach pochłaniających ciepło i jako materiały stykowe.

Słowa kluczowe:

<PRODUKCJA> <PROCES NOWY> <BLACHA> <STOP W-Cu> <METALURGIA PROSZKÓW>
<SPIEKANIE PROSZKÓW> <PRZERÓBKA PLASTYCZNA> <WALCOWANIE> <WALCOWANIE NA ZIMNO> <ZASTOSOWANIE> <MATERIAŁ STYKOWY>

poz. 6

Autor: ASHRAF IMAM M.; FROES (SAM) F.H.

Tytuł oryginału: LOW COST TITANIUM AND DEVELOPING APPLICATIONS

Tłumaczenie tytułu: TYTAN - JEGO WYTWARZANIE I ZASTOSOWANIA

Źródło: JOM 2010 V.62 NR 5 S.17-20 RYS.8 TABL.3 BIBL.16

Analiza:

Ze względu na duże zainteresowanie tytanem podjęto próbę analizy możliwości redukcji kosztów jego otrzymywania. Ostatnio w tym zakresie obserwuje się dużą aktywność, umożliwiającą opracowanie i rozwój nowych zastosowań takich jak np. broń pancerna i samochody. Obniżenie kosztów jest możliwe zarówno poprzez redukcję kosztów produkcji metalu, jak i dzięki kreatywnym technikom wytwarzania produktów końcowych. Na świecie (według danych z 2005 roku) opracowano ponad 20 nowych procesów otrzymywania tytanu. Jednak największy potencjał posiadają cztery procesy: FFC Cambridge, MER, CSIRO i ITP/Armstrong.

W procesie FFC Cambridge (W.Brytania) tytan metaliczny produkowany jest na katodzie z elektrolitu (generalnie CaCl₂) poprzez usuwanie tlenu z katody. Technika ta pozwala na bezpośrednią produkcję takich stopów jak Ti-6Al-4V przy niższych kosztach niż w konwencjonalnym procesie Krolla.

MER jest metodą elektrolityczną z anodą kompozytową z TiO₂, czynnikiem redukującym i elektrolitem zawierającym mieszaninę stopionych halogenków. Koszty procesu są znacznie niższe niż w procesie Krolla.

W technice CSIRO efektywny pod względem kosztów, handlowo czysty tytan produkowany jest w ciągłej warstwie fluidyzacyjnej, gdzie czterochlorek tytanu reaguje ze stopionym magnezem (proces TIROTM). W skali laboratoryjnej wyprodukowano szeroki zakres stopów, w tym aluminki i stop Ti-6Al-4V. Wyprodukowany proszek został użyty do produkcji wyrobów wyciskanych, cienkich blach zagęszczanych przez ciągłe walcowanie i wyrobów o złożonych kształtach natryskiwanych na zimno, w tym zaworów kulowych i rur bez szwu.

Metoda ITP/Armstrong jest procesem ciągłym, wykorzystującym stopiony sól do redukcji czterochloru tytanu. Otrzymany proszek nie wymaga dalszego oczyszczania i może być od razu użyty do konwencjonalnego odlewania. Stosowany jest też w metalurgii proszków. Powyższa technika umożliwia produkcję szeregu stopów (w tym Ti-6Al-4V), będących jednorodnymi produktami o wysokiej jakości, dogodnymi do wielu zastosowań.

W podejściu ADMA gąbka tytanowa jest chłodzona w atmosferze wodoru. Uwodorniona gąbka jest łatwa do kruszenia i może być zagęszczana do wyższej gęstości niż nisko-wodorowa gąbka konwencjonalna, z kolejnym usuwaniem wodoru, łatwo osiąganym podczas prostego wyżarzania próżniowego. Zawartość pozostałych chlorków w uwodornionej gąbce jest na niskim poziomie.

Topienie plazmowo-łukowe i topienie wiązką elektronową to procesy, w których stosuje się różne tanie materiały wyjściowe, co również prowadzi do redukcji kosztów. Proces pozwala na otrzymanie wlewków w pojedynczym procesie topienia, obecnie wykorzystywanymi przez amerykańskie siły zbrojne i lotnictwo. Z kolei proces odlewania metodą traconego wosku jest efektywną pod względem kosztów metodą produkcji podzespołów o złożonych kształtach bliskich końcowym (ang.: NNS).

Odlewy tytanowe wykonywane metodą odlewania do form metalowych charakteryzują się strukturą drobnoziarnistą i o wiele mniejszymi obszarami powierzchni wzbogaconej w tlen. Powyższą metodą produkowane są łopatki o zmiennej geometrii dla turbin gazowych i zawory dla samochodów Formuły I. Do produkcji części NNS wykorzystuje się metody metalurgii proszków. Podzespoły proszkowe o wysokiej integralności ze stopów konwencjonalnych i międzymetalicznego TiAl wytwarzane są w USA metodą wstępnego stopowania. Metody te nie są jednak jeszcze wykorzystywane na skalę komercyjną.

Zawory do samochodów Toyoty wytwarzane są z wykorzystaniem mieszania pierwiastkowego, a podzespoły o bardzo skomplikowanych kształtach – procesu formowania wtryskowego. Do produkcji podzespołów NNS wykorzystuje się również metodę kształtowania laserowego, a w przyszłości możliwe będzie wykorzystanie procesów półstalej przeróbki i natryskiwania na zimno.

Tytan jest głównie wykorzystywany w lotnictwie, choć ostatnio jego zastosowanie rozszerzyło się na inne branże, w tym m.in. produkcję artykułów gospodarstwa domowego, przemysł motoryzacyjny, architekturę, pojazdy wojskowe czy przemysł wydobywczy ropy i gazu. Rozwój produkcji tytanu powinien prowadzić do uzyskiwania podzespołów tytanowych przy niższych kosztach z wykorzystaniem metod metalurgii proszków.

Słowa kluczowe:

<TYTAN> <STOP Ti> <WYTWARZANIE> <ZASTOSOWANIE> <PRZEMYSŁ LOTNICZY> <PRZEMYSŁ MOTORYZACYJNY> <PRODUKCJA> <TOPIENIE> <ODLEWANIE> <KOSZT> <REDUKCJA>

poz. 7

Autor: ORTIKOV I.S.; NEBERA V.P.

Tytuł oryginału:: IZVLECENIE RENIJA IZ RASTVOROV VYSCELACIVANIJA URANA V KUZYLKUMSKOJ PROVINCI

Tłumaczenie tytułu: ODZYSK RENU Z ROZTWORÓW PO ŁUGOWANIU URANU W PROWINCJI KYZYL KUM

Źródło: CVETNYE METALY 2010 NR 3 S.72-75 RYS.1 TABL.3 BIBL.3

Analiza:

Ren to pierwiastek rzadki, występujący w skorupie ziemskiej w ilości $(6,7-7,1) \times 10^{-8}$ %. Obecnie roczny popyt na ren szacowany jest średnio na 3%. Prognozuje się jednak, że zapotrzebowanie np. do produkcji superstopów może wzrosnąć kilkukrotnie. Ren występuje w nieznacznych ilościach, w rudach polimetalicznych. W związku z powyższym jego odzysk jest możliwy podczas kompleksowej przeróbki rud. W praktyce światowej ren otrzymywany jest jako pierwiastek uboczny podczas kompleksowej przeróbki polimetalicznych rud molibdenowych, miedziowych i uranowych.

W prowincji Kyzyl Kum (Kazachstan) złoża uranu eksploatuje się głównie metodą podziemnego ługowania. W jednym z zakładów przeprowadzono prace doświadczalno-przemysłowe nad sorpcją renu na selektywnym jonicie typu KEP-200 i AMP. Anionity nasycano roztworami z ługowania podziemnego. Zaproponowana technologia charakteryzuje się m.in. wysoką selektywnością i wysokim nasyceniem dla renu. Wykazano, że jej wdrożenie w oparciu o KEP-200 pozwala na otrzymanie desorbatów amoniakalnych, których przeróbka daje wysokie (97 – 99%) wskaźniki odzysku renu na wszystkich kolejnych etapach procesu.

W procesie desorpcji renu z anionitu AMP i KEP-200 otrzymano nadrenian amonu, zawierający powyżej 69,3% renu. Proces odzysku prowadzono według schematu: ekstrakcja – reekstrakcja – odtlenianie – ekstrakcja II stopnia – reekstrakcja fazy stałej – filtracja – powtórna krystalizacja surowego nadrenianu amonowego – oczyszczanie przez elektrodializę – otrzymanie nadrenianu amonowego.

Przeprowadzono również badania skierowane na intensyfikację procesu m.in. w celu zwiększenia zawartości renu w eluatach i zmniejszenia ich objętości. Wyznaczono optymalne warunki prowadzenia ekstrakcji I i II stopnia oraz zbadano proces reekstrakcji z nasyconej renową fazy organicznej. W warunkach laboratoryjnych ustalono, że:

- przy wykorzystaniu dowolnych odczynników i wody z pokładów bez utleniacza, stopień odzysku renu z rud nie przewyższa 20-30%;
- decydującą rolę w ługowaniu renu odgrywa tlen z powietrza podawany do roztworów roboczych w ilości nie mniejszej niż 10 mg/l;
- zastosowanie dodatkowo utleniacza (nadtlenu wodoru) w ilości 100-500 mg/l równoważnej do zawartości tlenu - zwiększa stopień odzysku renu z rud do 70-95%.

Słowa kluczowe:

**<HYDROMETALURGIA> <ŁUGOWANIE> <EKSTRAKCJA> <REESTRAKCJA> <ODZYSK> <REN>
<PRZERÓBKA> <RUDA> <URAN> <KAZACHSTAN>**

poz. 8

Autor: BEKTURGANOV N.S.; NAJMANBAEV M.A.; SURKOVA T.JU.

Tytuł oryginału: PERSPEKTIVY RAZVITIJA PROIZVODSTVA REDKOZEMELNYCH ELEMENTOV V KAZACHSTANE

Tłumaczenie tytułu: PERSPEKTYWY ROZWOJU PRODUKCJI METALI ZIEM RZADKICH W KAZACHSTANIE

Źródło: CVETNYE METALLY 2010 NR 4 S.48-50 TABL.1 BIBL.8

Analiza:

Pierwiastki ziem rzadkich (ros.: RZE) odgrywają kluczową rolę w produkcji materiałów stosowanych w metalurgii, przemyśle szklarskim, ceramice, na magnesy, katalizatory, luminofory.

Głównym źródłem RZE są takie minerały jak bastnezyt, monacyt, loparyt, fosforyt, apatyt. Największe zasoby RZE posiadają Chiny (ponad 40% wszystkich światowych zapasów), Rosja i Stany Zjednoczone.

W artykule przedstawiono dane na temat obecności pierwiastków rzadkich (RZE) w rudach i surowcach technogenicznych Kazachstanu. Zwrócono uwagę na to, że baza surowcowa Kazachstanu zawiera znaczną ilość średnich i ciężkich RZE, na które na światowych rynkach jest największy popyt i które w związku z powyższym mają wysoką cenę.

Analizę oparto na danych na dzień 01.01.2007 po uwzględnieniu 8 złóż RZE, w których średnia zawartość metali ziem rzadkich (RZE) wynosi od 0,009 % do 0,4 %. Wykazane zapasy bilansowe RZE wynoszą ponad 130 tys. ton. W Kazachstanie praktycznie nie ma własnej produkcji koncentratów metali ziem rzadkich (RZE), pomimo że występują wszystkie niezbędne przesłanki do jej powstania i rozwoju, w tym m.in. duże zapasy RZE zarówno w rudach jak i w surowcach technogenicznych oraz dobra baza naukowo-techniczna.

Podczas przeróbki mineralnych surowców Kazachstanu powstaje znaczna ilość odpadów technogenicznych, które mają negatywny wpływ na warunki ekologiczne w strefie ich dyslokacji i zawierają szerokie spektrum cennych pierwiastków.

Uwzględniając to, że w przyrodzie skupienia rud metali nie są odtwarzalne, ostro zarysowuje się problem efektywnego i ekonomicznego wykorzystania nagromadzonych odpadów technogenicznych z przemysłu górniczo-metalurgicznego i chemicznego, charakteryzujących się wysoką zawartością cennych składników podstawowych i towarzyszących. Przykładem może być np. skand, znajdujący się w czerwonym szlamie z ługowania boksytów, metale ziem rzadkich znajdujące się w odpadach z produkcji nawozów sztucznych czy w plackach filtracyjnych z ługowania koncentratów wolframu. Źródłem metali ziem rzadkich są również półprodukty z produkcji uranu.

Odpady technogeniczne będą miały coraz większe znaczenie, szczególnie przy zmianie cen surowców i wdrożeniu nowych technologii wykorzystania RZE, a ich szerokie stosowanie pozwoli na dużą oszczędność zasobów, obniżenie nakładów kapitałowych na poszukiwania i wydobycie surowców mineralnych, częściowe rozwiązanie problemów ekologicznych, jak również na rozwój teoretycznej i eksperymentalnej bazy, pozwalającej na opracowanie efektywnych technologii otrzymywania RZE z rud.

W związku z powyższym w Kazachstanie istnieje konieczność stworzenia możliwości dla własnej produkcji

koncentratów RZE. Podjęto się utworzenia odpowiednich warunków dla powstania podbranży RZE w metalurgii metali nieżelaznych, opracowania technologii otrzymywania koncentratów RZE z rud i surowców technogenicznych (rud polimetalicznych, półproduktów przemysłowych i odpadów z przemysłu nawozów sztucznych). Prowadzone są również prace nad opracowaniem nowych jonitów do rozdzielania RZE oraz nad procesami ekstrakcji i elektrochemicznego rozdzielania RZE w solach stopionych.

Po uwzględnieniu stanu zasobów mineralnych Kazachstanu, jego potencjału naukowego i ekonomicznego, stwierdzono że jest możliwe w krótkim czasie stworzenie warunków do sprawnej i konkurencyjnej produkcji wysokiej jakości metali ziem rzadkich, co w konsekwencji spowoduje wprowadzenie kraju na odpowiednie miejsce wśród producentów RZE.

Słowa kluczowe:

<PRODUKCJA> <ROZWÓJ> <PERSPEKTYWY> <METAL ZIEM RZADKICH> <KAZACHSTAN>

poz. 9

Tytuł oryginału: ALOUETTE ON COURSE TO REDUCE EMISSIONS

Tłumaczenie tytułu: FIRMA ALOUETTE UKIERUNKOWAŁA SWOJE DZIAŁANIA NA REDUKCJĘ EMISJI

Źródło: ALUMINIUM INTERNATIONAL TODAY 2010 V.22 NR 2 (MARCH/APRIL) S.41-42 RYS.4 FOT.2

Analiza:

Założona w 1992 roku huta Aluminerie Alouette (Kanada) jest największą hutą w Ameryce. W 2008 roku w hucie wyprodukowano prawie 573908 ton aluminium. Strategiczne cele zakładu to m.in. redukcja emisji gazów cieplarnianych oraz uzyskanie możliwie wysokiej sprawności energetycznej.

W latach 1995 – 2000, pomimo wzrostu produkcji o prawie 12%, zużycie energii zredukowano o 7%. W procesie produkcji zużywa się prawie 13 kWh/kg aluminium i jest to wśród producentów aluminium jeden z najlepszych wyników na świecie.

W ostatnich latach, dla zachowania bezpieczeństwa i standardów środowiskowych, wprowadzono wiele udoskonaleń. Przykładem może być zmodernizowanie transportu surowców i obsługi linii elektrolizerów poprzez wykorzystanie pojazdów elektrycznych.

Całkowita emisja fluorków spadła w 2008 roku do 0,35 kg na tonę aluminium. Prace nad ich dalszą redukcją są jednak kontynuowane. Obecnie ilość fluorków w otaczającym powietrzu pozostaje na poziomie niższym niż założono. Po wprowadzeniu technologii wstępnie spiekanych anod uzyskano dużą redukcję emisji policyklicznych węglowodorów aromatycznych.

Uzyskano również niższy niż założono poziom emisji dwutlenku siarki, będącego prekursorem drobnych cząstek i kwaśnych deszczy. Przeprowadzony monitoring wykazał, że maksymalna zawartość dwutlenku siarki w otaczającym powietrzu wynosi 110 ppb. W 2008 roku zainstalowano nowe urządzenie, umożliwiające kontrolę średnich zawartości SO₂ co 4 minuty. Zoptymalizowano proces kontroli, wprowadzając np. nowe oprogramowanie do sterowania procesem podawania tlenu glinu.

W hucie Aluminerie Alouette recyklingowi podlegają: ścieki używane w procesie do chłodzenia; aluminium odzyskiwane ze zgarów z odlewni i z młynów do samomielenia; zgary; roztwory po oczyszczeniu anod; zużyte anody i wszystkie zniszczone ich końcówki; zużyte wyłożenie elektrolizera; wszystkie zużyte zapasowe podzespoły aluminiowe; olej odpadowy; żelazo i miedź oraz drewno i papier, a produkty takie jak np. bloki katodowe są odsprzedawane w celu recyklingu.

Część transportu firmy odbywa się na barkach drogą wodną. Priorytetem jest redukcja emisji gazów cieplarnianych. W 2005 roku w ramach drugiej fazy rozwoju uruchomiono dwie nowe linie elektrolizerów. Zamontowano 330 elektrolizerów, zwiększając ich całkowitą ilość do 594. Linie wyposażono we własne piece anodowe, maszyny odlewnicze, zbiorniki na tlenek glinu i węgiel oraz niezależne źródło energii 500 MW. Zainstalowano anody o długości 1550 mm, szerokości 650 mm i głębokości 635 mm. Uzyskano wagę każdego bloku po spiekaniu na poziomie 970 kg. Zmodernizowano dwa istniejące piece do wypalania anod oraz zainstalowano dodatkowe jeszcze dwa nowe.

W wyniku przeprowadzonych działań roczna produkcja anod wzrosła z 149,5 kt w pierwszej fazie rozwoju do 245 kt w fazie drugiej. Każda z dwóch nowych linii elektrolizerów obejmuje 156 elektrolizerów z 20 zestawami

anodowymi na każdy elektrolizer. Przeciętna żywotność anody wynosi od 26 do 26,5 dni. W drugiej fazie rozwoju uzyskano możliwość odlewania wlewków o masie 25 kg i gąsek o masie 691 kg. Produkcja gąsek wzrosła z 97 kt/rok do 390 kt/rok.

Słowa kluczowe:

<FIRMA ALOUETTE> <KANADA> <HUTA> <OCHRONA ŚRODOWISKA> <REDUKCJA> <EMISJA GAZÓW> <ZUŻYCIE ENERGII> <PRODUKCJA> <ALUMINIUM> <METAL NIEŻELAZNY>

poz. 10

Autor: LINDROOS L.; VIRTANEN H.; JARVINEN O.

Tytuł oryginału: HYDROMETALURGICZNY SPOSÓB ROZDZIELANIA METALI SZLACHETNYCH I ZANIECZYSZCZEŃ ZE SZLAMU ANODOWEGO

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 205994 PL

Nr zgłoszenia: 379379

Data zgłoszenia: 31.08.2004

Zgłoszenie ogłoszono: 04.09.2006 BUP 18/06

Udziału patenta ogłoszono: 30.06.2010 WUP 06/10

Pierwszeństwo: 23.09.2003, FI, 20031366

Uprawniony z patentu: OUTOTEC OYJ, EXPOO, FINLANDIA

Analiza:

Celem wynalazku jest urzeczywistnienie nowego układu opartego na procesie hydrometalurgicznym, do obróbki szlamu anodowego i rozdzielania metali szlachetnych i zawartych w nim zanieczyszczeń. Szczególnym celem jest ulepszenie odzysku metali szlachetnych i zwiększenie oddzielania zanieczyszczeń, jak również zmniejszenie kosztów obróbki szlamu anodowego i urzeczywistnienie procesu, który jest bardziej przyjazny dla środowiska naturalnego od innych znanych procesów.

Przedmiotem wynalazku jest zatem hydrometalurgiczny sposób rozdzielania metali szlachetnych i zanieczyszczeń ze szlamu anodowego, uzyskanego z elektrolizy miedzi, w którym to sposobie szlam anodowy ługuje się w celu oddzielenia miedzi, szlam kalcynuje się dla oddzielenia selenu i usiarczenia metali obecnych w szlamie, srebro oddziela się od szlamu przez ługowanie, złoto oddziela się z pozostałości i uzyskanej po ługowaniu srebra, i platynowce oddziela się z pozostałości uzyskanej z oddzielenia złota, polegający na tym, że kalcynację prowadzi się dwuetapowo, usiarczone srebro oddziela się przez ługowanie szlamu obojętnym roztworem wodnym, i wylugowane srebro oddziela się od roztworu wodnego.

Korzystnie, część miedzi ze szlamu anodowego ługuje się, pod normalnym ciśnieniem, roztworem kwasu siarkowego w obecności tlenu, w temperaturze 80-100C, korzystnie 95-100C, przy czym w ługowaniu miedzi jako źródło tlenu stosuje się powietrze, korzystniej gazowy tlen, a po usunięciu miedzi zawartość miedzi w szlamie wynosi ponad 10%.

W korzystnym wariantcie realizacji wynalazku szlam kalcynuje się dwuetapowo, przy czym selen usuwa się w pierwszym etapie, a metale poddaje się usiarczaniu w etapie drugim, przy czym w pierwszym etapie kalcynacji szlam kalcynuje się w temperaturze 450-600C dla utlenienia selenu stosuje się gaz zawierający tlen, zwłaszcza powietrze.

Korzystnie, w pierwszym etapie kalcynacji dla utlenienia selenu stosuje się gaz zawierający tlen i dwutlenek siarki, albo alternatywnie w pierwszym etapie kalcynacji dla utlenienia selenu stosuje się tlen i trójtlenek siarki.

W korzystnym wariantcie realizacji sposobu wynalazku w procesie usiarczenia stosuje się stężony kwas siarkowy, a usiarczanie prowadzi się w piecu do kalcynacji po pierwszym etapie kalcynacji, w temperaturze niższej od temperatury etapu pierwszego, bardziej korzystnie stosuje się temperaturę usiarczenia wynoszącą 300-420C.

Korzystnie, w sposobie według wynalazku stosuje się temperaturę ługowania wodnego wynoszącą 80-100C, a srebro oddziela się z roztworu otrzymanego z procesu ługowania wodnego przez cementację na miedzi, przy czym bardziej korzystnie poddaje się srebro cementowaniu na sztabie albo płytce miedzianej, tak że utrzymuje się wysoki przepływ roztworu na powierzchni miedzi.

Korzystnie, w sposobie według wynalazku srebro oddziela się przez ekstrakcję z roztworu otrzymanego po ługowaniu wodnym, albo alternatywnie srebro oddziela się przez elektrolizę z roztworu otrzymanego po ługowaniu wodnym, przy czym pozostałość po ługowaniu, otrzymaną z ługowania wodnego, poddaje się

ługowaniu kwasem siarkowym dla wypłukania i oddzielenie zanieczyszczeń, takich jak tellur i arsen, a zawartość kwasu siarkowego wynosi korzystnie ponad 400 g/l.

Dzięki układowi według wynalazku uzyskuje się godne uwagi korzyści. W nowym procesie zastosowano takie odczynniki chemiczne np. kwas siarkowy, które są normalnie stosowane w elektrolitycznej rafinacji miedzi. Zastosowanie kwasu siarkowego w obróbce szlamu anodowego umożliwia recykulowanie roztworów do elektrolizy albo do oczyszczania roztworu elektrolitycznego. Za pomocą wynalazku uzyskuje się znaczące zmniejszenie pod względem emisji szkodliwych dla środowiska naturalnego, ponieważ unika się szkodliwych emisji gazów uwalnianych z wytopienia Dore. Całkowite opóźnienie procesowe zmniejsza się z 5-6 dni do 3-4 dni. Recykulacja srebra z powrotem do procesu jest zmniejszona, wynosząc mniej niż 5%. Również odzysk złota jest ulepszony. Dodatkowo, sposób hydrometalurgiczny według wynalazku nie wymaga mielenia szlamu srebronośnego przed etapem ługowania srebra.

Sposób obróbki szlamu anodowego według wynalazku zawiera następujące etapy: ługowania atmosferycznego szlamu anodowego w celu rozdzielania miedzi i zanieczyszczeń, dwuetapowego kalcynowania szlamu w celu oddzielenia selenu, i usiarczenia srebra i pewnych innych metali, ługowania szlamu kalcynowanego obojętnym roztworem wodnym w celu wypłukania siarczanu srebra, i wydzielania srebra z roztworu wodnego. Dalej, pozostałość po ługowaniu, uzyskana z ługowania wodnego, jest korzystnie przetwarzana następująco: pozostałość po ługowaniu, uzyskana z ługowania wodnego, jest ługowana kwasem siarkowym w celu rozdzielania zanieczyszczeń, pozostałość po ługowaniu, uzyskana z ługowania kwasem siarkowym jest ługowanie kwasem solnym w celu wypłukania i rozdzielania metali szlachetnych; złoto i platynowce są wydzielane z roztworu kwasu solnego, pozostałość po ługowaniu kwasem solnym jest traktowana kwasem siarkowym w celu wypłukania pozostałości srebra, i roztwór chlorkowy jest przetwarzany.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 205994> <KLASA C22B 3/00> <KLASA C22B 11/00> <POLSKA> <HYDROMETALURGIA>
<ODZYSK> <SEPARACJA> <METAL SZLACHETNY> <ZANIECZYSZCZENIE> <PRZERÓBKA>
<SZLAM ANODOWY> <OCHRONA ŚRODOWISKA>

poz. 11

Autor: CHAMER R.; ŚMIESZEK Z.; KUREK Z.; ORSKI J.; CZERNECKI J.; PRAJSNAR R.; SOBIERAJSKI S.; ŚNIEŻEWSKI M.; KALINOWSKI R.

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA OŁOWIU Z PRZEMYSŁOWYCH ODPADÓW METALI NIEŻELAZNYCH

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 206042 PL

Nr zgłoszenia: 358940

Data zgłoszenia: 28.02.2003

Zgłoszenie ogłoszono: 06.09.2004 BUP 18/04

Udzieleniu patentu ogłoszono: 30.06.2010 WUP 06/10

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania ołowiu z przemysłowych odpadów metali nieżelaznych, zwłaszcza ze szlamów pochodzących z odpylni mokrej pieców szybowych.

Sposób odzyskiwania ołowiu z przemysłowych odpadów metali nieżelaznych, w którym mieszaninę surowców ołowionośnych zawierającą siarczkowe szlamy z odpylni pieców szybowych, siarczanowe pyły z odpylania gazów z procesu świeżenia kamienia miedziowego, tlenkowe pyły z odpylania gazów z procesu odmiedziowania żuźła zawieszinowego w piecu elektrycznym, oraz dodatki technologiczne w postaci żuźła konwertorowego z procesu świeżenia stopu CuPbFe, złomu żelaza i węglanu sodu, wprowadza się do obrotowo-wahadłowego pieca i poddaje się procesowi topienia w atmosferze utleniającej redukcji, przy czym do przestrzeni gazowej pieca wprowadza się poza palnikiem tlen, znamienny tym, że:

- do mieszaniny surowców ołowionośnych dodaje się tlenkowo-siarczanowe szlamy z odpylania gazów z procesu świeżenia stopu CuPbFe, zawierające 50-62%Pb, w ilości 5-20 części wagowych na 100 części wagowych mieszaniny surowców ołowionośnych, a jako dodatki technologiczne stosuje się mieszaninę żuźła konwertorowego z procesu świeżenia kamienia miedziowego i znanego żuźła konwertorowego z procesu

świeżenia stopu CuPbFe, w której zawartość żelaza do tlenku krzemu kształtuje się w proporcji od 1:1 do 2:1, w ilości 50-95 części wagowych ogólnej ilości dodatków technologicznych, oraz krzemionkę w ilości 1-15 części wagowych ogólnej ilości dodatków technologicznych, przy czym znane tlenkowe pyły z odpylania gazów z procesu odmiedziowania żużła zawieszinowego w piecu elektrycznym wprowadza się w ilości 1-10 części wagowych na 100 części wagowych dodatków technologicznych w przeliczeniu na Na i K, a całkowita ilość dodatków technologicznych wynosi 10-60 części wagowych na 100 części wagowych mieszaniny surowców ołowionośnych.

- ilość żużła konwertorowego z procesu świeżenia kamienia miedziowego do ilości znanego żużła konwertorowego z procesu świeżenia stopu CuPbFe kształtuje się w proporcji od 1:10 do 10:1, zaś uziarnienie żużli konwertorowych jest mniejsza od 50 mm, korzystnie mniejsze od 10 mm;
- stosunek wagowy, zawartych w tlenkowych pyłach z odpylania gazów z procesu odmiedziowania żużła zawieszinowego w piecu elektrycznym, sodu i potasu do krzemionki wynosi od 1:3 do 2:1;
- tlen poddaje się po uzyskaniu przez wsad temperatury powyżej 370K, pod ciśnieniem 1-5 atm, korzystnie 3 atm., w ilości 50-100 części objętościowych na 100 części objętościowych tlenu doprowadzonego palnikiem w czasie 0,5-1 godziny, a następnie w ilości 100- 200 części objętościowych na 100 części objętościowych tlenu doprowadzonego palnikiem w czasie 1 -3 godzin;
- tlen podaje się dyszami umieszczonymi w ścianie bocznej pieca lub w dennicach, korzystnie w dennicy palnikowej.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 206042> <KLASA C22B 7/00> <KLASA B09B 3/00> <KLASA C22B 13/00> <POLSKA>
<PRZERÓBKA> <ODPAD> <SZLAM> <ODZYSK> <OŁÓW> <METAL NIEŻELAZNY>
<TECHNOLOGIA>

poz. 12

Autor: CHAMER R.; ŚMIESZEK Z.; KUREK Z.; ORSKI J.; ŚNIEŻEWSKI M.; KOPEĆ J.; CZECHOWSKI F.

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA OŁOWIU Z PRZEMYSŁOWYCH ODPADÓW METALI NIEŻELAZNYCH

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 206518 PL

Nr zgłoszenia: 380351

Data zgłoszenia: 01.08.2006

Zgłoszenie ogłoszono: 04.02.2008 BUP 03/08

Udzieleniu patentu ogłoszono: 31.08.2010 WUP 08/10

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania ołowiu z przemysłowych odpadów metali nieżelaznych, zwłaszcza ze szlamów pochodzących z odpylni mokrej pieców szybowych, powstających w procesie topienia koncentratów miedzi.

Sposób odzyskiwania ołowiu z przemysłowych odpadów metali nieżelaznych, w którym mieszaninę surowców ołowionośnych zawierającą siarczkowe szlamy z odpylni pieców szybowych, tlenkowe pyły z odpylania gazów z procesu odmiedziowania żużła zawieszinowego w piecu elektrycznym, siarczanowe pyły z odpylania gazów z procesu świeżenia kamienia miedziowego, oraz dodatki technologiczne w postaci złomu żelaza i krzemionki, wprowadza się do nagrzanego pieca i poddaje procesowi topienia i redukcji, przy czym do przestrzeni gazowej pieca wprowadza się dodatkowo tlen, a spalanie lotnych węglowodorów, niedopalonych w piecu, prowadzi się w komorze dopalania przy użyciu medium grzewczo-utleniającego i wyprowadza się z pieca ołów metaliczny i żużel, znamienny tym, że:

- do mieszaniny surowców ołowionośnych dodaje się żużel z procesu odzyskiwania ołowiu z przemysłowych odpadów metali nieżelaznych i/lub żużel z procesu odzyskiwania ołowiu z surowców wtórnych metali nieżelaznych, w ilości 1-30 części wagowych na 100 części wagowych mieszaniny surowców ołowionośnych oraz dodaje się zgary i szlikry z procesu rafinacji ogniowej ołowiu surowego, w ilości 1-20 części wagowych na 100 części wagowych mieszaniny surowców ołowionośnych, a strumień znanego dodatkowego tlenu,

wprowadzanego do przestrzeni gazowej pieca ze znanym medium grzewczym, reguluje się odpowiednio do ilości i intensywności uwalniania lotnych węglowodorów ze wsadu, proporcjonalnie do wzrostu temperatury w przestrzeni gazowej pieca, zaś w komorze dopalania, po włączeniu palnika z medium grzewczo-utleniającym, w którym czynnik utleniający stanowi tlen, ustala się współczynnik nadmiaru tlenu lambda w wysokości 1,1-1,2; i jednocześnie do komory dopalania rozpoczyna się dostarczanie dodatkowego medium utleniającego, a strumienie medium grzewczo-utleniającego i dodatkowego medium utleniającego wprowadza się do komory dopalania wzajemnie prostopadle tak, że strumień medium grzewczo-utleniającego wprowadza się korzystnie przeciwbieżnie do kierunku wypływu gazów spalinowych z pieca, natomiast po włączeniu w piecu palnika z medium grzewczo-utleniającym, do przestrzeni gazowej pieca, ponad palnikiem, rozpoczyna się dostarczanie powietrza w taki sposób, że jego strumień o natężeniu przepływu 100-600 Nm³/godzinę kieruje się na sklepienie pieca, zaś po wypaleniu lotnych węglowodorów ze wsadu wyłącza się dopływ dodatkowego medium utleniającego oraz medium grzewczo-utleniającego w komorze dopalania, a ogrzewanie wsadu prowadzi się dalej. Tak, że przy zachowaniu wielkości strumienia dostarczanego do palnika tlenu zwiększa się strumień gazu do uzyskania współczynnika nadmiaru tlenu lambda o wartości 1,15-1,25, kontynuuje się dostarczanie, do przestrzeni gazowej pieca, strumienia powietrza o natężeniu przepływu 600-1200 Nm³/godzinę;

- jako dodatkowe medium utleniające stosuje się tlen w ilości 50-200 Nm³/godzinę, lub powietrze wzbogacone w tlen lub powietrze, w ilości 240-480 Nm³/godzinę;
- długość płomienia medium grzewczo-utleniającego w komorze dopalania nie przekracza połowy szerokości komory dopalania;
- współczynnik nadmiaru tlenu lambda, wprowadzanego do przestrzeni gazowej pieca, kształtuje się od wartości 1,2 do 3;
- proces prowadzi się w piecu obrotowo-wahadłowym albo piecu obrotowym;
- ołów wyprowadza się z pieca w dwóch etapach, pierwszego spustu ołowiu dokonuje się po upływie 50-80% czasu trwania cyklu wytopu, a drugi spust ołowiu odbywa się w znany sposób po zakończeniu procesu, przed spustem żużła.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 206518> <KLASA C22B 7/00> <KLASA C01G 21/00> <KLASA C22B 13/00> <POLSKA>
<PRZERÓBKA> <ODPAD> <SZLAM> <ODZYSK> <OŁÓW> <METAL NIEŻELAZNY>
<TECHNOLOGIA>

poz. 12

Autor: STYPUŁA B.; STAROWICZ M.; BANAŚ J.

Tytuł oryginału: SPOSÓB OTRZYMYWANIA NANOCZĄSTEK SREBRA

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 205765 PL

Nr zgłoszenia: 377546

Data zgłoszenia: 10.10.2005

Zgłoszenie ogłoszono: 16.04.2007 BUP 08/07

Udzieleniu patentu ogłoszono: 31.05.2010 WUP 05/10

Uprawniony z patentu: AKADEMIA GÓRNICZO-HUTNICZA IM. STANISŁAWA STASZICA, KRAKÓW, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób otrzymywania nanocząstek srebra, znajdujących zastosowanie do produkcji antyseptycznych materiałów, opatrunków medycznych, materiałów o specyficznych właściwościach elektrycznych, optycznych i innych. Sposób otrzymywania nanocząstek srebra wykorzystuje proces elektrochemiczny, znanymi tym, że roztwarza się srebro podczas potencjostatycznej lub galwanostatycznej polaryzacji anodowej w alkoholowych roztworach soli, korzystnie chloranach VII i azotanach V przy stężeniu soli w roztworze 0,01-0,1M. i potencjałach anodowych równych i wyższych od 0,8V względem elektrody NEW lub gęstości prądu anodowego równych lub większych od 0,5 mA/cm² otrzymując roztwór koloidalny nanocząstek srebra w alkoholowym rozpuszczalniku, przy czym rozmiary cząstek reguluje się wartością potencjału i długością czasu anodowej polaryzacji następnie oddziela się je od rozpuszczalnika i suszy w

atmosferze ochronnej otrzymując nanokryształy czystego srebra.

Słowa kluczowe:

**<PATENT NR 205765> <KLASA C25B 1/00> <KLASA C01G 5/00> <POLSKA> <OTRZYMYWANIE>
<TECHNOLOGIA> <ELEKTROCHEMIA> <POLARYZACJA ANODOWA> <ELEKTROLIZA> <SÓL
STOPIONA> <CHLORAN> <AZOTAN> <PROSZEK> <NANOCZĄSTKA> <SREBRO> <METAL
SZLACHETNY>**