

**Wydruk zbiorczy przeglądu literaturowego
do Umowy z Ministerstwem Środowiska nr 3/BAT/2011 z dnia w 17.08.2011 r.
pt. „Analiza stanu techniki w zakresie Najlepszych Dostępnych Technik dla branży
produkcji i przetwórstwa metali nieżelaznych”
Część 1 z dnia 30.09.2011 r.**

poz. 1

Autor: HAMERS C

Tytuł oryginału: RUSSIA'S MOST MODERN FURNACE LINE GOES INTO OPERATION

Tłumaczenie tytułu: NAJNOWOCZEŚNIEJSZA LINIA ROSYJSKICH PIECÓW ROZPOCZYNA PRACĘ

Źródło: ALUMINIUM 2010 VOL.86 NR 9 S.86-87 FOT.4

Analiza:

W zakładzie Kamensk Uralski Metallurgical Works – KUMZ (Rosja) zainstalowano prawdopodobnie najnowocześniejszy piec do topienia i odlewania. KUMZ jest jednym z wiodących zakładów produkcji stopów aluminiowych dla lotnictwa, nie tylko w Rosji, ale i na świecie. Obecnie w zakładzie wprowadzony jest kompleksowy program modernizacji. W ramach tego programu w 2007 roku podpisano kontrakt z niemiecką firmą IST Industrieofen + Stranggiess Technik GmbH na zaprojektowanie i budowę instalacji, spełniającej wymagania aktualnego stanu rozwoju techniki, bazującej na najnowszej technologii i najnowocześniejszych rozwiązaniach innowacyjnych. Obejmuje ona:

- 65 - tonowy przechyłny piec do topienia, wyposażony w energooszczędny system palników i najnowszy system kontroli;
- 65 – tonowy przechyłny piec do odlewania, wyposażony w system palników na zimne powietrze i w najnowszy system kontroli;
- mieszadło elektromagnetyczne (EMS), wykorzystywane w obu piecach.

Obydwa piece są ustawione obok siebie z osiami przechyłu w linii i torze ruchu EMS. Piece są połączone rynną spustową o tej samej wysokości co rynny spustowe kadzi obu pieców. W instalacji zastosowano specjalne zawory, systemy kontroli np. ciśnienia i monitoringu, precyzyjny system zamykania drzwi, system chłodzenia (powietrzem lub wodą). Uzyskano znaczne wydłużenie czasu bezawaryjnej pracy, zmniejszenie nakładów na konserwację i oszczędność energii.

Obecnie priorytetem jest budowa nowoczesnych, sprawnych pieców – zarówno przechyłnych jak i ładowanych od przodu z dobrze uszczelnionymi drzwiami, wyposażonych w nowoczesne palniki. Ważnym zagadnieniem jest konieczność spełnienia coraz wyższych wymagań klientów dotyczących modernizacji i optymalizacji już istniejących pieców przy dostępnych zasobach i stosunkowo niskim budżecie, ale w tej kwestii firma IST jest godnym zaufania, kompetentnym i doświadczonym partnerem.

Słowa kluczowe:

**<FIRMA KAMENSK URALSKI METALLURGICAL WORKS> <FIRMA KUMZ> <ROSJA> <TOPIENIE>
<ODLEWANIE> <MODERNIZACJA> <PROJEKTOWANIE> <KONSTRUKCJA> <INSTALACJA>
<LINIA TECHNOLOGICZNA> <PIEC> <URZĄDZENIE> <METAL NIEŻELAZNY><ALUMINIUM>
<FIRMA IST INDUSTRIEOFEN + STRANGGIESS TECHNIK GmbH> <NIEMCY>**

poz. 2

Tytuł oryginału: MULTIFUNCTIONAL LINE FOR ALUMINIUM STRIP

Tłumaczenie tytułu: WIELOFUNKCYJNA LINIA DO PRODUKCJI TAŚMY ALUMINIOWEJ

Źródło: ALUMINIUM 2010 VOL. 86 NR 10 S.38-39 RYS.1 FOT.1 TABL.1

Analiza:

Grupa Sundwig GmbH (Niemcy) dostarczyła do greckiej firmy Elval S.A. Hellenic Aluminium Industry nową linię do produkcji taśmy aluminiowej. Wielofunkcyjna linia do przewijania, obcinania krawędzi, prostowania przez rozciąganie, kontroli i nadcinania spełnia wymagania rynkowe.

Inteligentne rozmieszczenie poszczególnych ciągów funkcyjnych w ogólnym układzie linii pozwala na uzyskanie wysokich osiągnięć. Linia, zaprojektowana dla prędkości taśmy do 1000 m/min, jest w pełni zautomatyzowana. Umożliwia ona automatyczny załadunek zwojów, wyposażona jest w szpulkarkę i dwugłowicową rozwijarkę oraz nożyce wibrujące pracujące ze stałą prędkością.

Sekcja kontrolna umożliwia wizualną oraz automatyczną kontrolę powierzchni taśmy. Urządzenie do cięcia zaprojektowano tak, aby w przyszłości możliwa była jego wymiana na nożyce wielokrążkowe do wzdłużnego cięcia taśm na siedem pasm.

Złom końcówek taśmy, pochodzący z wyrównywania brzegów, jest zwijany z pomocą zwijarki. Specjalnie opracowane stanowisko do odginania pozwala na przewijanie taśm w obu kierunkach nawijania. Przewijarka wyposażona jest w kilka bębnow o różnych średnicach. Rozładowywanie zwojów odbywa się za pomocą wózka (typ L) na kołowrocie. Zważone zwoje mogą być automatycznie wiązane, a następnie pakowane.

Słowa kluczowe:

<FIRMA ELVAL S.A. HELLENIC ALUMINIUM INDUSTRY> <GRECJA> <LINIA TECHNOLOGICZNA> <DOSTAWCA> <FIRMA SUNDWIG GmbH> <NIEMCY> <PRZETWÓRSTWO> <PRZEWIJANIE> <OBCINANIE> <CIĘCIE> <PROSTOWANIE> <<TAŚMA> <ALUMINIUM>

poz. 3

Autor: KEVORKIJAN V.:

Tytuł oryginału: COST-EFFECTIVE ALUMINIUM FOAMING BY CaCO₃ PARTICULATES

Tłumaczenie tytułu: EFEKTYWNE POD WZGLĘDEM KOSZTÓW SPIENIANIE ALUMINIUM ZA POMOCĄ CZĄSTEK CaCO₃

Źródło: ALUMINIUM 2010 VOL.86 NR 12 S.59-65 RYS.7 TABL.6 BIBL.7

Analiza:

Piankowe aluminium o zamkniętych komórkach jest materiałem makrokompozytowym składającym się z matrycy stopu aluminium, zwykle nieciągle umocnionej różnymi cząstkami ceramicznymi i rozprzestrzenionych w matrycy o zamkniętych porów napelnionych gazem. Proces produkcji pianek metalowych obejmuje:

- (procedury odlewania) - tworzenie pianki z ciekłego metalu, oraz
- (procedury metalurgii proszków) - tworzenie pianki z pomocą prekursorów metalicznych.

W obu procesach jako czynnik porotwórczy wykorzystywano wodorek tytanu TiH₂, który niestety ma pewne ograniczenia. Efektywną pod względem kosztów i obiecującą alternatywą dla TiH₂ jest węglan wapnia CaCO₃, marmurkowy proszek syntetycznego węgla wapnia. Jest on znacznie tańszy niż aluminium, ma gęstość porównywalną z gęstością ciekłego aluminium i temperaturę rozkładu wyższą niż temperatura topnienia aluminium.

Przebadano osiągi syntetycznego węgla wapnia w procesach przygotowania pianek metodami metalurgii proszków oraz topienia. Monitorowano wpływ morfologii cząstek CaCO₃ i frakcji objętościowej na zachowanie i rozwój mikrostruktury pianek. Cząstki CaCO₃ o wielkościach 38, 72 i 120 μm stanowiły czynnik porotwórczy. Przebadano prekursor spieniania na bazie cząstek proszku CaCO₃, dodawane w ilości od 3 do 10%, przygotowane zarówno na drodze metalurgii proszków jak i topienia. Charakteryzowały się one doskonałą jednorodnością i gęstością wyższą niż 98% teoretycznej. I tak np. dla prekursorów otrzymanych metodami metalurgii proszków, zawierających od 3 do 7% obj. CaCO₃ o średniej wielkości cząstek 38 μm otrzymano gęstości wyższe niż 99% teoretycznej. Przy większym dodatku cząstek CaCO₃ i większych cząstkach (76 i 97 μm), nie można było uzyskać gęstości wyższej niż 99% teoretycznej. Sprawność spieniania prekursorów oceniano w oparciu o gęstość względną otrzymanych pianek.

Zebrane dane doświadczalne wykazały, że gęstość pozorna próbek materiału piankowego jest odwrotnie proporcjonalna do gęstości prekursora spieniania. Tak więc w wyniku zastosowania prekursorów o wyższej gęstości otrzymuje się próbki pianek o niższej gęstości pozornej i wyższej sprawności spieniania. Sprawność spieniania i średnia wielkość porów próbek materiałów piankowych zależą nawzajem od siebie. Przy wyższej sprawności spieniania otrzymano pianki o drobniejszych porach.

Sprawność spieniania ma również wpływ na własności mechaniczne np. wytrzymałość na ściskanie i zdolność absorbowania energii materiałów piankowych. Wytrzymałość na ściskanie jest wyższa w próbkach o rosnącej gęstości ($0,55 \text{ g/cm}^3$) i niższej sprawności spieniania. Maksymalną zdolność absorbowania energii uzyskuje się w piankach o najwyższej sprawności spieniania.

Zebrałe dane doświadczalne potwierdzają, że mikrostruktura, wytrzymałość na ściskanie i zdolność absorbowania energii pianek aluminiowych, otrzymanych z użyciem proszku CaCO_3 jako czynnika spieniającego są całkowicie porównywalne z własnościami pianek otrzymanych z zastosowaniem TiH_2 .

Słowa kluczowe:

<PIANKA METALOWA> <ALUMINIUM> <SPIENIANIE> <EFEKTYWNOŚĆ> <KOSZT>
<WŁASNOŚCI> <WYTWARZANIE> <ODLEWANIE> <METALURGIA PROSZKÓW> <TECHNOLOGIA>

poz. 4

Autor: FEIST E.M.;

Tytuł oryginalny: NEW PROCESS PROPOSED FOR THE PRODUCTION OF TITANIUM METAL FROM ILMENITE

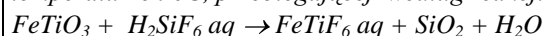
Tłumaczenie tytułu: NOWY PROCES PRODUKCJI METALICZNEGO TYTANU Z ILMENITU

Źródło: LIGHT METAL AGE 2010 V.68 NR 5 S. 25-26 RYS.1 BIBL.3

Analiza:

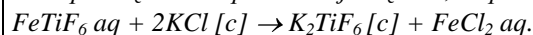
Opisano proces otrzymywania tytanu z ilmenitu z zastosowaniem kwasu fluorokrzemowego poprzez produkt pośredni K_2TiF_6 . Proces przebiega w trzech etapach:

1. mielony ilmenit (<600 mesh) poddawano obróbce za pomocą 25% roztworu H_2SiF_6 (słaby nadmiar) w temperaturze 90C, przebiegającej według reakcji:



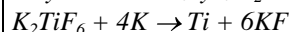
Osad krzemionki, zawierający nieprzereagowany surowiec i prawdopodobnie też chrom/wanad z nadawy ilmenitowej jest filtrowany, a przesącz przechodzi do etapu 2.

2. do przesącza z etapu 1 dodaje się KCl, co prowadzi do reakcji:



KCl rozpuszcza się i niezwłocznie reaguje - tworząc osad K_2TiF_6 . Przesącz to kwaśny roztwór chlorków - głównie $\text{FeCl}_2/\text{FeCl}_3$. Z zastosowaniem izooktyloaminy, jako ciekłego wymiennika jonowego, otrzymano również anionowe kompleksy chlorkowe. Rozkład cieplny roztworu chlorkowego następuje w temperaturze 200-250C - z wytworzeniem Fe_2O_3 , nadającego się do sprzedaży, a po adsorpcji w wodzie - kwasu solnego, który może być używany do zakwaszania skały fosforanowej lub do produkcji PCV poprzez oksychlorowanie HCl.

3. tytan metaliczny z K_2TiF_6 wytwarza się przez redukcję potasem w reakcji:



Po ochłodzeniu mieszaniny, sole fluorkowe są lutowane wodą; roztwór KF traktowany jest kwasem siarkowym lub azotowym do wytworzenia K_2SO_4 lub KNO_3 i gazowego HF. Zaletą proponowanego procesu jest możliwość wytwarzania czystego tytanu z pominięciem etapu wytwarzania TiO_2 .

Słowa kluczowe:

<TECHNOLOGIA> <PRODUKCJA> <TYTAN> <IMENIT> <PROCES NOWY>

poz. 5

Autor: KEVORKIJAN V.

Tytuł oryginalny: ADVANCED RECYCLING OF WROUGHT ALUMINIUM ALLOYS

Tłumaczenie tytułu: ZAAWANSOWANY RECYKLING STOPÓW ALUMINIUM DO PRZEROBKI PLASTYCZNEJ

Źródło: METALL 2010 V.64 NR 9 S.414-418 TABL.2 BIBL.19

Analiza:

W przyszłości produkcja aluminium o standardowej jakości poprzez recykling najtańszych źródeł surowców wtórnych będzie odgrywać znaczącą rolę w przemyśle aluminiowym Europy.

Przewiduje się, że do 2012 roku w krajach Unii Europejskiej zużycie aluminium pierwotnego stopniowo zmniejszy się do poziomu 8 mln ton, a jego produkcja w tym samym okresie spadnie do 2,86 mln ton. Różnicę pomiędzy produkcją, a konsumpcją pokryje import i recykling.

Złom wykorzystywany do produkcji stopów do przeróbki plastycznej powinien być dokładnie sortowany ze względu na zawartość pierwiastków stopowych. Umożliwi to uzyskanie przepisowych tolerancji składu i jego efektywne przetopienie na stop do przeróbki plastycznej o tym samym składzie.

Stopy aluminium (szczególnie do przeróbki plastycznej) charakteryzuje, wymagająca dużej wiedzy, praktyczna „granica tolerancji składu”. Jednak w wielu przypadkach wpływ granic tolerancji dla różnych pierwiastków i ich połączeń na wybrane własności stopów nie jest dobrze zbadany. W procesie produkcji wtórnych stopów aluminium do przeróbki plastycznej główną trudność stanowi osiągnięcie właściwego składu chemicznego kąpieli przy minimalnym dodatku aluminium pierwotnego i pierwiastków stopowych. Jest to bardzo ważny problem techniczny wynikający z braku technologii redukcji zawartości krytycznych pierwiastków takich jak: miedź, żelazo, mangan, krzem i cynk w partii stopionych różnych gatunków złomu. W przypadku, gdy zawartość pierwiastków krytycznych w kąpeli jest wyższa niż granica tolerancji jedynym praktycznym rozwiązaniem powinno być ich rozcieńczenie przez metal pierwotny. Możliwe są również inne rozwiązania np.: unikanie niewłaściwego składu kąpieli poprzez uważne jego przewidywanie, zabezpieczenie odpowiedniego składu chemicznego partii na etapie wstępnego topienia przed odlewaniem lub też przekonanie nabywcy do „stopów przyjaznych recyklingowi” tzn. o szerokiej granicy tolerancji składu, co jednak wpływa na „rozszerzenie” stosunku jakości do kosztów. Przewiduje się, że w przyszłości będzie to bardzo ważny trend przy opracowywaniu nowych stopów, wymagający jednak ścisłej współpracy pomiędzy producentem i odbiorcą.

W wielu współczesnych instalacjach o przebiegu recyklingu, obejmującego dokładniejsze mieszanie złomu lub bardzo dokładne rozcieńczanie kąpieli, decydują ściśle zależności pomiędzy metalem poddawanym recyklingowi i pierwotnym aluminium. W procesie produkcji nowych stopów do przeróbki plastycznej nie można użyć złomu, jeżeli nie jest on bardzo dokładnie skontrolowany, posegregowany albo nie jest odpowiednio rozcieńczony przez metal pierwotny. Dopuszcza się wykorzystanie nowego lub starego złomu o wyższym poziomie zanieczyszczeń organicznych przede wszystkim ze względu na jego niższy koszt.

Generalnie, jeżeli chodzi o poziom zanieczyszczeń organicznych, praktykuje się dwa podejścia do topienia złomu, czyli z dodatkiem topników lub też bez. W piecach dwukomorowych lub wielokomorowych bez topników przetapia się czysty złom, zawierający mniej niż 2-3% zanieczyszczeń organicznych i złom zanieczyszczony, zawierający poniżej 10% zanieczyszczeń organicznych. Złom o wyższej ilości zanieczyszczeń powinien być topiony z dodatkami, zwykle z mieszaniną soli NaCl i KCl, w obrotowym piecu bębnowym, który jest uniwersalnym urządzeniem do topienia każdego rodzaju wysoko zanieczyszczonego złomu, w tym również zgarów aluminiowych i prasowanych wiórów. Jednakże bardziej zaawansowanym i ekonomicznym sposobem recyklingu aluminium ze zgarów i prasowanych wiórów jest topienie w przechyłowym piecu obrotowym przy użyciu znacznie mniejszej ilości soli. Wykorzystanie soli jest konieczne i nie podlega dyskusji ze względu na konieczność uzyskania maksymalnej jakości wtórnego aluminium. Należy jednak zwrócić uwagę na to, że sole są dodatkami kosztownymi, a przeróbka powstającego w procesie osadu solnego, będącego produktem ubocznym, generuje jeszcze dodatkowe koszty. Do topienia zanieczyszczonego złomu bez dodatków wykorzystuje się piec wielokomorowy. Tradycyjne stopy aluminium do przeróbki plastycznej mają ograniczoną możliwość bezpośredniego, powtórnego użycia złomu bez ścisłej kontroli składu. Precyzyjnie rozdzielony złom w dużo większym stopniu umożliwia zastępowanie złodem pierwotnego aluminium - bez wpływu na jakość stopu końcowego. W praktyce należy zawsze określić ekonomiczne korzyści takiego postępowania, uwzględniając zarówno koszt separacji jak i wartość rynkową wybranego stopu.

Podstawową rolą pierwotnego aluminium jest rozcieńczenie zanieczyszczeń. Technika tworzenia nowej wartości dodanej poprzez recykling złomu powinna prowadzić do tworzenia nowych, przyjaznych dla recyklingu stopów do przeróbki plastycznej, których jakość byłaby akceptowana przez nabywców wyrobów końcowych.

Istnieją pewne fundamentalne pytania, dotyczące przyszłego rozwoju nowych stopów do przeróbki plastycznej, o szerokich tolerancjach składu i wynikających stąd większych możliwościach wykorzystania złomu. Jednak najważniejszym obecnie zagadnieniem jest uzyskanie odpowiedzi na pytanie, czy te nowe stopy mogłyby być produkowane bez istotnego obniżenia ich właściwości. Osiągnięcie tego celu i wdrożenie go w przemyśle wymaga znacznego wysiłku badawczego, technicznego i finansowego. Nowe stopy do przeróbki plastycznej powinny zapewnić składy o względnie szerokich granicach wymagań dla głównych pierwiastków stopowych i szerszych granicach tolerancji dla zanieczyszczeń, oczywiście bez ograniczania osiągnięć dla zastosowań końcowych.

Całkowity rozwój i wdrożenie stopów nie jest zadaniem łatwym i pozostaje wyzwaniem na przyszłość. Krytycznym zagadnieniem jest jakość stopionego metalu, szczególnie jeżeli dominującym surowcem będzie złom niskogatunkowy. Wzrost zużycia niższych gatunków złomu w produkcji stopów do przeróbki plastycznej stawia wyzwania dla standardowej jakości produktów końcowych.

Niezbędne jest sortowanie złomu, właściwe mieszanie różnych złomów w celu uzyskania wymaganego składu chemicznego surowca przed topieniem, minimalne zużycie wlewków i pierwiastków stopowych, stosowanie w procesie topienia zaawansowanych technologii dla uzyskania wysokiej wydajności i wysokich standardów środowiskowych, jak również rafinacja i filtracja dla uzyskania standardowej jakości stopu.

Rozwój nowych stopów o wymaganych własnościach i bardziej elastycznych granicach składu, zapewni opracowanie ekologicznego procesu produkcji stopów do przeróbki plastycznej ze złomu m.in. poprzez takie działania jak:

- *rozwój i projektowanie pieców o minimalnych stratach topienia i minimalnym zużyciu dodatków,*
- *doskonalenie wydajności i efektywności kosztów,*
- *wzrost bezpieczeństwa i redukcja emisji;*
- *rozwój i obniżanie kosztów procesów oczyszczania metalu celem umożliwienia produkcji stopów pierwotnych ze złomu oraz*
- *rozwój nowych stopów do przeróbki plastycznej i efektywnych procesów ich wytwarzania.*

Słowa kluczowe:

**<TECHNOLOGIA> <RECYKLING> <STOP DO PRZERÓBKI PLASTYCZNEJ> <PRZERÓBKA>
<SORTOWANIE> <ZŁOM> <WYDAJNOŚĆ> <EFEKTYWNOŚĆ> <KOSZT>**

poz. 6

Tytuł oryginału: AUTOMATED BATCHPILOT HELPS INCREASE FURNACE PRODUCTIVITY

Tłumaczenie tytułu: ZAUTOMATYZOWANY SYSTEM BATCHPILOT POMAGA ZWIĘKSZYĆ WYDAJNOŚĆ PIECA

Źródło: ALUMINIUM INTERNATIONAL TODAY 2010 NR 4 S.36 RYS.1 FOT.1

Analiza:

System ważenia pomaga w optymalizacji operacji piecowych i zwiększa zdolność produkcyjną bez instalowania nowej pojemności. Opracowany w firmie MQP (W. Brytania) system ważenia Batchpilot zastosowano w zakładzie Aluminium Norf (Niemcy) w 11 halach odlewniczych. Ma on za zadanie optymalizację ilości i wielkości wlewków, a w konsekwencji zwiększenie zdolności produkcyjnej. Stosuje się go w celu uzyskania lepszej kontroli masy przeniesionego metalu i masy metalu w piecu.

System Batchpilot, jako jedyny w pełni zautomatyzowany system, zainstalowany jest w ponad 20 odlewniach na świecie. Jest on niezależny od operatora, eliminuje błędy, które mogą być spowodowane podczas ręcznego wprowadzania danych i upraszcza obsługę danych, zintegrowanych z graficznym interfejsem, podczas ich gromadzenia i przechowywania. Ułatwia również analizę informacji archiwalnych. System bazuje na rejestracji i analizie zmian ciśnienia od kąta przechyłu pieca.

Od 2005 roku w odlewniach zainstalowano już ponad 50 systemów Batchpilot i potwierdzono ich efektywny wpływ na zwiększenie zdolności produkcyjnej i redukcję kosztów. W nowej wersji systemu zainstalowano oprogramowanie umożliwiające zdalne rozpoczęcie pomiarów oraz pełną ich automatyzację. Wprowadzono również zmiany sposobu przechowywania i gromadzenia danych. W pełni zintegrowany serwis oprogramowania zapewniają inżynierowie utrzymania danych z firmy MQP. Odczyt, generowanych przez system Batchpilot zintegrowanych danych w postaci pliku, umożliwia Plant Batching System (PBS).

System ułatwia współpracę inżynierów z firmy MQP z personelem odlewni, umożliwiając szybkie przeglądanie, analizę i magazynowanie danych archiwalnych. System Batchpilot zaprojektowano z wykorzystaniem najnowszych technologii informatycznych, dopasowując rozwiązania do indywidualnych wymagań i potrzeb użytkowników.

Słowa kluczowe:

<PRZETWÓRSTWO> <TOPIENIE> <ODLEWANIE> <AUTOMATYZACJA> <PIEC> <SYSTEM

BATCHPILOT> <INSTALACJA> <FIRMA ALUMINIUM NORF> <NIEMCY>

poz. 7

Autor: MARKS J., BAYLISS C.

Tytuł oryginału:: IAI SURVEY: ALUMINIUM INDUSTRY CONTINUES TO REDUCE EMISSIONS

Tłumaczenie tytułu: PRZEGLĄD IAI: PRZEMYSŁ ALUMINIOWY KONTYNUUJE REDUKCJĘ EMISJI

Źródło: ALUMINIUM INTERNATIONAL TODAY 2010 NR 5 S.33-35 RYS.3

Analiza:

Brytyjski Instytut International Aluminium Institute (IAI) dokonał przeglądu danych w latach 1998 – 2008 dotyczących efektu anodowego i emisji tetrafluorku węgla (ang.: PFC). Uzyskane wyniki wskazują na to, że przemysł zredukował emisje PFC o 86% z 4,93 ton ekwiwalentu dwutlenku węgla CO₂e/t Al w 1990 roku do 0,70 ton CO₂e/t Al w roku 2008.

Całkowite bezpośrednie emisje 200 Mt CO₂e z produkcji 40Mt aluminium pierwotnego w roku 2008 są równoważne 200 Mt całkowitych emisji CO₂e z produkcji 20 Mt aluminium pierwotnego w 1990 roku. Redukcja o połowę intensywności emisji gazów cieplarnianych przy produkcji aluminium to bardzo dobry rezultat, ściśle związany z prowadzeniem intensywnych działań ukierunkowanych na redukcję emisji PFC, w tym inwestycje w nową technologię produkcji i poprawę efektów anodowych.

Przegląd IAI wspomaga proces badania rozwoju przemysłowej redukcji emisji, wyznaczając kierunki rozwoju technologie wytopiania z uwzględnieniem pięciu kategorii w zależności od rodzaju elektrolizera (CWPB, PFPB, SWPB, VSS, HSS), co pozwala m.in. na:

- obliczanie osiągnięć emisji dla poszczególnych technologii;
- szacowanie osiągnięć efektu anodowego;
- uzyskanie informacji wzorcowych, pozwalających na ocenę możliwości udoskonalenia osiągnięć poprzez rozwój technologii;
- ilościowe ujęcie udoskonalenia osiągnięć poprzez inwestycje w modyfikacje wprowadzające nowsze rozwiązania, nowe wydajności i „miękkie” technologie takie jak np. algorytmy kontrolne, szkolenie operatorów;
- rozwój właściwych rozwiązań technologicznych dla poprawy osiągnięć efektu anodowego.

Podwojenie produkcji pierwotnej od 1990 roku wiązało się głównie z poprawą wydajności i wykorzystaniem technologii PFPB. Wzrost nowej wydajności wytopiania w ciągu ubiegłego dwudziestolecia jest jednym z najważniejszych czynników w światowym udoskonaleniu osiągnięć efektu anodowego. PFPB tworzy ponad 75% światowej wydajności produkcyjnej. Emisje z zakładów, w których jest stosowana stanowią poniżej 50% wszystkich przemysłowych emisji PFC. Technologie SWPB, VSS i HSS wytwarzają więcej emisji na tonę aluminium niż technologie - CWPB i PFPB. Przeglądem objęto m.in. takie dane z zakładów jak:

- roczna produkcja aluminium pierwotnego w tonach metrycznych;
- częstotliwość efektu anodowego (AEF) (średnia liczba efektów anodowych na elektrolizer, na dzień);
- czas trwania efektu anodowego (AED) (średni czas efektu anodowego w minutach);
- nad napięcie efektu anodowego (średnie napięcie elektrolizera w mV ponad celowe napięcie operacyjne w czasie efektu anodowego).

Analiza powyższych danych pozwoliła z pomocą zdefiniowanych metodologii Panelu Zmian Klimatycznych (IPCC) na obliczenie całkowitych rocznych emisji PFC zakładów oraz ekwiwalent CO₂ emitowanego na tonę wyprodukowanego aluminium. Wykazano, że prędkości emisji PFC są proporcjonalne do współczynnika nad napięcia (OVC) lub do częstotliwości efektu anodowego (AEF) i czasu trwania efektu anodowego (AED) ze stałymi współczynnikami, charakterystycznymi zarówno dla zakładu jak i dla technologii.

IAI opracował i przedstawił ocenę globalnych emisji PFC z całego przemysłu, zarówno respondentów przeglądu jak i jednostek nie ujętych przeglądem. W każdej z pięciu technologii emisje uczestników przeglądu z roku 2008 poddano rankingowi osiągnięć.

Obliczono całkowite emisje CO₂e z zakładów nie uczestniczących w przeglądzie na podstawie średnich wielkości emisji i ich wielkości produkcji. Przeprowadzono również pomiary PFC w chińskich hutach. Całkowite globalne emisje CO₂e obliczono sumując emisje zarówno uczestników przeglądu jak i zakładów nie uczestniczących w przeglądzie. Obliczono również średnią globalną jednostkową prędkość emisji. W 2006 roku przemysł osiągnął 83% redukcję emisji w porównaniu z 1990 rokiem, a w 2008 roku – już 86%.

Udoskonalenie osiągnięć PFC, sterowane przez inwestycje przemysłu w nowe technologie i modernizację,

przyczyniło się do wyrównania całkowitego procesu emisji gazów cieplarnianych do około 200 Mt CO₂e/rok. Przemysł zaangażował się w działania mające na celu redukcję emisji na tonę produkcji o dalsze 50% w latach 2006-2020, co jest równoważne z 93% redukcją w porównaniu z rokiem 1990.

Słowa kluczowe:

<INSTYTUT INTERNATIONAL ALUMINIUM INSTITUTE> <IAI> <WIELKA BRYTANIA>
<PRZEGLĄD> <OCHRONA ŚRODOWISKA> <PRZEMYSŁ> <ALUMINIUM> <REDUKCJA EMISJI>

poz. 8

Autor: VENANCIO L.C.A., SOUZA J.A.S., MACEDO E.N., QUARESMA J.N.N., PAIVA A.E.M.:
Tytuł oryginału: RESIDUES RECYCLING: REDUCING COSTS AND HELPING THE ENVIRONMENT
Tłumaczenie tytułu: RECYKLING POZOSTAŁOŚCI: REDUKCJA KOSZTÓW I KORZYŚCI DLA ŚRODOWISKA
Źródło: JOM 2010 V.62 NR 9 RYS.5 TABL.4 BIBL.9

Analiza:

Zużyte wyłożenie elektrolizerów do produkcji aluminium w procesie Halla-Heroult'a i szlam czerwony (ang.: RM) z przeróbki boksytów to główne pozostałości z produkcji aluminium pierwotnego.

Zakład Alumiar wspólnie z cementownią Cimento Poty (Brazylia) poddaje przeróbce zużyte wyłożenie elektrolizerów, które jest materiałem niebezpiecznym, magazynowanym w betonowanych budynkach. Zużyte wyłożenie zawiera niewielkie ilości cyjanków, ołowiu i chromu oraz duże ilości sodu, fluorków, krzemionki, tlenku glinu i węgla.

Jego przeróbka prowadzona jest już od dziesięciu lat. Uzyskano interesujące wyniki zarówno dla środowiska jak i ekonomiczne. Zużyte wyłożenie o składzie (w % mas.): 19 F-18,5 C-17,9 Na-14,6 Al-2,5 Fe-1,7 Ca-0,6 Mg-0,39 P i 0,2% cyjanku poddawane jest rozdrobnieniu, mieleniu, a następnie obróbce w piecu, aż do utworzenia klinkieru, który jest następnie rozdrabniany i mielony z gipsem i innymi dodatkami celem uzyskania cementu. Temperaturę obróbki w piecu zmniejszono o 80C, obniżono zużycie paliwa (koku naftowego) o 111 ton na miesiąc, co w konsekwencji dało proporcjonalną redukcję emisji CO₂ i NO_x. W procesie jest usuwany fluor i węgiel. Ciągły analizator gazu umożliwia kontrolę O₂, CO, NO_x. Proces jest energooszczędny. Z uwagi na niższą temperaturę procesu zredukowano ilość emitowanego CO₂ do 300 ton na miesiąc oraz NO_x w gazach odlotowych z 850 do 550 ppm. Proces kalcynacji zużytego wyłożenia elektrolizerów wymaga do rozłożenia cyjanku przynajmniej 500 kcal/kg. Tańszy koks charakteryzuje się wyższą zawartością siarki, która wprowadzona do klinkieru poprawia jego własności bez negatywnego oddziaływania na środowisko.

Podejmowane są też wysiłki dla opracowania technologii, która umożliwiałaby obniżenie reaktywności szlamu czerwonego (RM) i jego wykorzystanie w innych gałęziach przemysłu. Szlam to pozostałość bogata w krzemogliniany i tlenki np. żelaza i sodu oraz tytanu. I tak np. szlam czerwony (RM) z jednej z hut brazylijskich zawierał: 34,9 Fe₂O₃-22,6 Al₂O₃-18,3 SiO₂-9,31 Na₂O-7,56 PF-5,56 TiO₂-1,32 CaO-0,28 V₂O₅-0,13 K₂O-0,04 MgO oraz śladowe ilości V, Ga, P, Mn, Mg, Zn, Zr, Th, Cr i Nb. Materiał ten spiekano w temperaturach 1200, 1250 i 1300C i wytwarzano z niego syntetyczne kruszywo M-20 (20% krzemionki, 80% RM). Jego własności porównano z własnościami konwencjonalnego kruszywa stosowanego w budownictwie. Badano również własności wytrzymałościowe kruszyw M-10 i M-30, które charakteryzowały się wyższą wytrzymałością mechaniczną niż kruszywo konwencjonalne. Szlam czerwony (RM) może łatwo zastąpić część gliny, kruszyw stosowanych do utwardzania dróg, oraz wszystkie materiały do produkcji kruszyw syntetycznych, których stosowanie pozwoli na redukcję wydobycia tych materiałów z zasobów naturalnych. Wykorzystanie gazów odlotowych z rafinerii do zobojętniania tego odpadu może przynieść korzyści, w tym m.in. rozwój szeregu nowych zastosowań dla RM, redukcję jego reaktywności oraz zmniejszenie ilości wytwarzanego CO₂ oraz innych gazów takich jak np. SO₂ i NO_x.

Słowa kluczowe:

<PRZERÓBKA> <ODPAD> <WYŁOŻENIE ZUŻYTE> <ELEKTROLIZER> <ALUMINIUM>
<TECHNOLOGIA> <ZAKŁAD ALUMAR> <BRAZYLIA> <OCHRONA ŚRODOWISKA>

poz. 9

Autor: KOZLOV P.A., ZATONSKIJ A.V., RESETRNIKOV JU., V., GIRSENGORN A.P., IVAKIN D.A.
Tytuł oryginału: ISSLEDOVANIE I RAZRABOTKA TECHNOLOGII GIDROMETALLURGICESKOJ PERERABOTKI PROKALENNOGO VELC-OKSIDA S IZVLECENIEM INDIJA

Tłumaczenie tytułu: BADANIE I OPRACOWANIE HYDROMETALURGICZNEJ TECHNOLOGII PRZERÓBKII PRAŻONEGO TLENKU Z PROCESU PRZEWALOWEGO Z OTRZYMANIEM INDU

Źródło: CVETNYE METALY 2010 NR 5 S.49-51 RYS.2 TABL.2

Analiza:

W Czelabińskim Zakładzie Cynkowym (Rosja) przeprowadzono badania ukierunkowane na określenie optymalnych warunków ługowania prażonego tlenku z procesu przewalowego, które pozwoliłyby na jego przeróbkę i otrzymanie indu w istniejących urządzeniach oddziału ługowania.

Ustalono, że dla efektywnego ługowania wymagane jest rozdrobnienie materiału do wielkości cząstek nie większej niż 0,1-0,2 mm. Dla porównania przeprowadzono ługowanie tlenku niewyprażonego i wyprażonego (w temperaturze 650C), obejmujące:

- ługowanie obojętne (wstępne mieszanie suchego tlenku z wodą w stosunku masowym 1:1, w temperaturze 60C, w ciągu 1 h, przy stopniowym wprowadzaniu obliczonej ilości zużytego elektrolitu);
- ługowanie kwaśne (zagęszczona pulpa z ługowania obojętne w stosunku objętościowym 1:1, w temperaturze 60C, w czasie 3 h, przy końcowej kwasowości 30 g/dm³);
- wysokotemperaturowe ługowanie utleniające (dodatek do wilgotnego placka filtracyjnego zużytego elektrolitu o zawartości kwasu siarkowego 170 g/dm³, w temperaturze 75-80C, w ciągu 5 h);
- zawrótzenie roztworu z wysokotemperaturowego ługowania do stadium ługowania obojętne;
- prowadzenie wstępnej redukcji żelaza (Fe⁺³) w roztworach z ługowania kwaśne do żelaza (Fe⁺²) za pomocą miedziowego placka filtracyjnego celem zapobieżenia nagromadzenia żelaza (Fe⁺³).

Wykazano, że podczas bezpośredniego, trój etapowego ługowania prażonego tlenku w ołowiowym placku filtracyjnym pozostaje 46% żelaza, a w nieprażonym tlenku – 24%. Jednakże praktykowane, w celu zwiększenia uzysku indu, zwracanie roztworu z ługowania wysokotemperaturowego do stadium obojętne prowadzi do istotnego zwiększenia zawartości żelaza (Fe⁺³) w roztworze, wykorzystywanym do ekstrakcji (po ługowaniu kwaśnym). Przy ługowaniu wysokotemperaturowym prażonego tlenku z procesu przewalowego zawartość żelaza (Fe⁺³) w roztworze jest prawie 3,0-3,5 razy wyższa niż dla tlenku nieprażonego. W związku z powyższym redukcja żelaza jest wymagana nie tylko w roztworze przed ekstrakcją indu, ale też i dla zwracanego do stadium obojętne. Wiąże się to z wysokim zużyciem reduktorów (placki filtracyjny miedziowy, proszek żelaza) i koniecznością stosowania dodatkowej aparatury. Dlatego też dla prażonego tlenku rozważano możliwość ługowania w dwóch stadiach - ługowania obojętne i ługowania kwaśne. W procesie wymaga się zachowania rygorystycznych warunków na etapie ługowania kwaśne, w tym przede wszystkim zwiększenia kwasowości i czasu trwania procesu. W celu zmniejszenia strat cynku i indu prowadzone jest dokładne oczyszczanie osadu, zawierającego ołów. Dla ługowania obojętne zalecane są następujące warunki:

- temperatura – 60C;
- końcowe pH = 3,8-4,6;
- czas ługowania – nie mniej niż 2 h.

Dla ługowania kwaśne:

- temperatura – 70-80C;
- kwasowość początkowa – 100-90 g/l;
- kwasowość końcowa – 40-50 g/l;
- czas ługowania – nie mniej niż 4-5 h.

Oczekiwano uzysku cynku do roztworu na poziomie – 95%, indu w roztworze – 85%, ołowiu, srebra, złota w placku ołowiowym – 99,8%.

Słowa kluczowe:

<METALURGIA METALI NIEŻELAZNYCH> <HYDROMETALURGIA> <TECHNOLOGIA>
<PRZERÓBKII> <ŁUGOWANIE> <ODPAD> <PRODUKCJA> <IND> <FIRMA CZELABIŃSKI
ZAKŁAD CYNKOWY> <ROSJA>

poz. 10

Autor: CEREGIN P.S., POPOV V.A., CEMECHMAN L.SZ.

Tytuł oryginału: NOVYE METODY PERERABOTKI MATERIALOV, SODERZASCICH CINK, OLOVO I SVINEC

Tłumaczenie tytułu: NOWE METODY PRZERÓBKI MATERIAŁÓW, ZAWIERAJĄCYCH CYNK, CYNĘ I OŁÓW

Źródło: CVETNYE METALLY 2010 NR 10 S. 27-33 RYS.12 TABL.1

Analiza:

Przeróbce poddawano materiały wtórne i pochodzące z procesów technologicznych takie jak: np. żużle, klinkier, odpady z zakładów wzbogacania, zawierające cynk, cynę i ołów. Sytuacja wymusza coraz częściej konieczność odzysku cennych składników z materiałów o coraz niższej ich zawartości.

Jednym z bardziej znanych sposobów przeróbki surowców zawierających cynk, cynę i ołów jest proces fumingowania, w którym odzyskuje się powyżej 75-85% cennych składników. Z kolei w procesie przewalowym odzyskuje się 90% cynku.

W Instytucie Gipronikel (Rosja) przeprowadzono kompleksowe prace nad opracowaniem nowych metod odzysku cennych składników (cynku, ołowiu, cyny) z fazy stopionej na bazie procesów pirometalurgicznych poprzez odpędzanie. Proces odbywa się w temperaturze 1450-1500C, a przeróbce poddano niskogatunkowe surowce takie jak:

- żużel z hutny miedzi, zawierający (w % mas.): 6-8 Zn; 0,5-0,7 Cu; 0,9-1,2 Pb; 30-35 Fe; 32-35 SiO₂;
- koncentrat cyny, zawierający (w % mas.): 3,6-7,7 Sn; 0,1-0,3 Cu; 0,9-2,5 Pb; 34-36 Fe; 4-10 SiO₂; 4,5-11 TiO₂;
- placek filtracyjny cynkowy, zawierający (w % mas.): 22,2 Zn; 1,5 Pb; 1,94 Cu; 29,0 Fe; 5,1 SiO₂; 2,0 CaO; 5,0 g/t Au; 256 g/t Ag.

Do przeróbki miedziowego żużla hutniczego można zastosować metodę:

- odpędzania cynku podczas przedmuchiwania fazy stopionej np. piecu fumingowym;
- przedmuchiwanie fazy stopionej w piecu elektrycznym na prąd zmienny;
- odpędzanie cynku w piecach elektrycznych na prąd stały.

Na etapie badań laboratoryjnych ustalono podstawowe warunki umożliwiające głębokie usunięcie cynku z fazy stopionej przy jej przedmuchiwaniu gazem redukującym (tlenek węgla, wodór, metan i ich mieszaniny).

Możliwe jest uzyskanie końcowej zawartości cynku na poziomie do 0,05% mas. Przebieg procesu odpędzenia cynku przewidywany jest w oparciu o model termodynamiczny. Obliczone wyniki potwierdzono laboratoryjnie, przeprowadzając badania procesu odpędzania cynku z żużla miedziowego w piecu elektrycznym o mocy 225 kV·A, dla żużla o objętości 450-500 kg, przy wysokości kąpieli 350-400 mm.

Opracowano warunki procesu dla różnych intensywności przedmuchiwania fazy stopionej gazem ziemnym, dla różnych temperatur żużla i parametrów pieca elektrycznego. Wykazano, że produkty odpędzania zawierają ok. 65-70% Zn i 7-12% Pb w postaci tlenku.

Z kolei koncentrat cynowy poddawano fumingowaniu w wysokiej temperaturze, w warunkach laboratoryjnych. Masa naważki wynosiła 100-150 g, współczynnik nadmiaru powietrza zmieniał się od 0,7 do 0,9, a przedmuchiwanie prowadzono za pomocą mieszaniny gazowej CO-CO₂ z dodatkiem sulfidyzatora (pirytu) w zakresie temperatur od 1450 do 1550C.

W wyniku przeprowadzonych doświadczeń laboratoryjnych ustalono warunki technologiczne procesu fumingowania, sprzyjające obniżeniu zawartości cyny w żużlu do poniżej 0,02% mas. Przebieg reakcji sulfidyzacji to warunek konieczny do osiągnięcia wysokich wskaźników technologicznych fumingowania. W związku z powyższym przebadano możliwość zastosowania siarki w charakterze sulfidyzatora - zamiast pirytu. Cynkowy placek filtracyjny wraz z topnikami i stałym reduktorem brykietowano. Brykiety poddawano przeróbce w piecach elektrycznych na prąd stały i zmienny z otrzymaniem produktów odpędzania zawierających cynk i ołów oraz stop o niskiej zawartości siarki, zawierający miedź, złoto i srebro oraz żużel odpadowy o niskiej zawartości cennych składników. W trakcie prowadzonych badań laboratoryjnych ustalono, że wsad powinien zawierać nie mniej niż 5% stałego reduktora i 10% tlenku wapnia.

Eksperyment przeprowadzony w większej skali, w piecu elektrycznym na prąd stały pokazał, że po 4 h zubożenia żużla otrzymanego ze wsadu zawierającego cynkowy placek filtracyjny, stały reduktor (10-20%) i topnik (wapien i kwarcyt) można uzyskać w produktach odpędzania od 94 do 99% Zn przy jego zawartości w żużlu od 0,2 do 0,5% mas. W piecu na prąd zmienny uzysk cynku w produktach odpędzania osiągnął poziom

84,5% przy zawartości cynku w żużlu – 3,36%. W trakcie badań laboratoryjnych i w większej skali stosowano następujące metody odpędzania:

- odpędzanie składników lotnych w urządzeniu barbotażowym (fumigowanie, piec Waniukowa);
- odpędzanie lotnych składników przy przedmuchiwaniu fazy stopionej w piecu elektrycznym na prąd zmienny (zubożanie żużla z wysoką intensywnością);
- odpędzanie lotnych składników w piecu elektrycznym na prąd stały.

Uzyskane wyniki potwierdzają, że w zależności od składu i własności przerabianego materiału, a także po uwzględnieniu dostępnych w regionie zasobów energetycznych, można zaproponować optymalną metodę otrzymania cynku, cyny i ołowiu w produktach odpędzania z otrzymaniem żużla odpadowego i fazy dennej, w której gromadzą się miedź, nikiel, złoto i srebro.

Słowa kluczowe:

<TECHNOLOGIA> <METODA NOWA> <PRZERÓBKA> <KLINKIER> <ODPAD> <ŻUŻEL>
<MATERIAŁ> <CYNK> <CYNA> <OŁÓW> <PRZEGLĄD>

poz. 11

Autor: DIXON D.G.; TSHILOMBO A.F.

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA MIEDZI Z KONCENTRATÓW CHALKOPIRYTU

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 205727 PL

Nr zgłoszenia: 381235

Data zgłoszenia: 27.05.2005

Zgłoszenie ogłoszono: 14.05.2007 BUP 10/07

Udzieleniu patentu ogłoszono: 31.05.2010 WUP 05/10

Pierwszeństwo: 03.06.2004, USA, 60/576301

Uprawniony z patentu: THE UNIVERSITY OF BRITISH COLUMBIA, VANCOUVER, KANADA

Analiza:

Wynalazek dotyczy sposobu odzyskiwania miedzi z koncentratu chalkopirytu, w szczególności hydrometalurgicznego sposobu ekstrakcji miedzi z koncentratów zawierających siarczki miedzi, obejmujących koncentraty mieszanych siarczków, w szczególności z koncentratów zawierających chalkopiryt.

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania miedzi z koncentratu chalkopirytu, w którym wytwarza się roztwór zawierający jony miedzi i odzyskuje się tego roztworu wylugowaną miedź, polegający na tym, że obejmuje etapy:

- przygotowania mieszaniny zawierającej pył koncentratu chalkopirytu oraz pył pirytu, w której stosunek wagowy chalkopirytu do pirytu mieści się w zakresie mniejszym niż od 3:1 do 1:20;
- lugowania chemicznego miedzi z mieszaniny w kwaśnym lugującym roztworze siarczanów, w obecności gazu zawierającego tlen, w warunkach, w których piryt nie jest znaczącym stopniu utleniony, uzyskując roztwór zawierający jony miedzi.

W szerokim rozumieniu sposób według wynalazku obejmuje etapy zapewnienia katalizatora do procesu lugowania np. pirytu (FeSO_2) oraz lugowania miedzi z zawierających siarczki miedzi koncentratów w obecności katalizatora. Etap lugowania wykonuje się w kwaśnym siarczanowym roztworze lugującym np. w roztworze lugującym siarczanu żelaza (III), w warunkach w których piryt nie jest w istotnym stopniu utleniany. Sposób obejmuje zastosowanie czynnika utleniającego np. tlenu w postaci powietrza lub gazowego O_2 .

Po etapie wylugowania miedzi z koncentratu pożądane jest odzyskanie miedzi z roztworu lugującego. Korzystnie, najpierw przeprowadza się etap rozdzielania ciała stałe-ciecz i oddziela się ciekły roztwór zawierający miedź od stałych pozostałości. Następnie miedź odzyskuje się z ciekłego roztworu za pomocą konwencjonalnych metod, takich jak ekstrakcja rozpuszczalnikowa i elektrolityczne otrzymywanie metali (SX-EW), lub poprzez redukcję gazowym wodorem.

W sposobie znaczne ilości (w procentach wagowych) pirytu obecne są obok koncentratu podczas lugowania. W odpowiednich warunkach, zgodnie ze sposobem/ uzyskuje się niemal całkowitą ekstrakcję miedzi w czasie tak krótkim jak cztery godziny. Jest to prawdopodobnie najkrótszy czas, w którym komukolwiek udało się wykonać kompletne lugowanie chalkopirytu w warunkach ciśnienia atmosferycznego, w środowisku siarczanów, bez zastosowania ultradrobnoziarnistego mialu.

W sposobie według wynalazku piryt jest efektywnym i dogodnym źródłem alternatywnej powierzchni do redukcji

żelaza (III). Efektywność wynika z faktu, że dodatki pirytu w ilości stanowiącej dwu- oraz czterokrotność masy chalkopirytu dają w rezultacie końcowy odzysk miedzi dwu- oraz czterokrotnie wyższy niż bez użycia pirytu. Ponadto piryt jest dogodny ze względu na fakt, że taki poziom zawartości pirytu bardzo często występuje w rudach chalkopirytu. W związku z tym wymagany poziom zawartości pirytu w reaktorze uzyskuje się w wielu przypadkach poprzez flotację masy koncentratu pirytu/chalkopirytu i dostarczenie jej bezpośrednio do układu ługującego. Takie postępowanie ma dodatkową zaletę, ponieważ minimalizuje się straty miedzi w układzie flotacji. Jeśli poziom zawartości pirytu w rudzie jest nieodpowiedni, piryt dodaje się do koncentratu chalkopirytu i/lub wprowadza się piryt ze strumienia powtórnego obiegu. Sposób ługowania według wynalazku wykonuje się z zastosowaniem mieszaniny zawierającej pył koncentratu chalkopirytu oraz pył pirytu, przy czym termin mieszanina obejmuje kompozycje, w których piryt dodaje się osobno do koncentratu, jak i te gdzie jest on od razu obecny w koncentracie w wystarczających ilościach i co za tym idzie nie musi być dodawana dodatkowa ilość pirytu.

Piryt jest najbardziej efektywny jako katalizator galwaniczny wówczas, gdy zachowuje się ściśle jak katoda. W związku z tym sposób ługowania wykonuje się w warunkach, w których piryt nie jest utleniany w jakimkolwiek znaczącym stopniu tj. nie jest utleniany w ilościach, które są znaczące dla efektywności procesu, korzystnie nie jest on utleniony wcale. Aby spełnić ten warunek potencjał roztworu utrzymuje się poniżej pewnego określonego poziomu. Maksymalny potencjał roztworu tj. potencjał, przy którym zachodzi proces, zwykle jest niższy niż około 500 mV względem Ag/AgCl. Korzystnie, potencjał roztworu jest w zakresie od około 350 mV do 520 mV, bardziej korzystnie w zakresie 380 mV do 480 mV. Jeśli potencjał roztworu przekracza te wartości, szybkość ługowania chalkopirytu zmniejsza się znacząco. Sposób według wynalazku realizuje się jako proces okresowy lub ciągły przy czym ten drugi jest korzystny. W trybie okresowym w związku z tym, że zawartość chalkopirytu w reaktorze ługującym zmniejsza się w czasie, reguluje się przepływ tlenu do reaktora, co zapobiega wzrostowi potencjału roztworu powyżej wymaganego maksimum, w szczególności gdy stosuje się gazowy tlen zamiast powietrza. Alternatywnie w trybie ciągłym gdzie ługowanie przebiega w kilku zbiornikach połączonych szeregowo, tlen dostarcza się do każdego ze zbiorników przy odpowiedniej szybkości. W praktyce czynność tę można usprawnić następująco; czysty tlen lub wzbogacanie tlenem powietrze doprowadza się do pierwszego lub pierwszych dwóch zbiorników, natomiast do pozostałych zbiorników dostarcza się powietrze, lub możliwie ostatni zbiornik działa bez tlenu. Ponadto w trybie okresowym, korzystnie do zainicjowania ługowania, roztwór ługujący zawiera żelazo w ilości przynajmniej 1 gram na litr. Niemniej jednak nie ma to znaczenia dla trybu ciągłego, gdzie generuje się wystarczającą ilość żelaza w stanie stacjonarnym w wyniku rozkładu chalkopirytu. Schemat sposobu ługowania oparty na trybie ciągłym obejmuje trzy podstawowe etapy tj. ługowanie, odzysk miedzi (poprzez SX-EW) oraz usunięcie żelaza oraz opcjonalne uzupełnienie kwasu (poprzez oksyhydrolizę).

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 205727> <KLASA C22B 3/08> <KLASA C22B 15/00> <POLSKA> <HYDROMETALURGIA>
<ŁUGOWANIE> <EKSTRAKCJA ROZPUSZCZALNIKOWA> <ELEKTROLIZA> <ODZYSK> <MIEDŹ>
<PRZERÓBKA> <KONCENTRAT> <CHALKOPIRYT> <ROZTWÓR> <METALURGIA METALI
NIEŻELAZNYCH>

poz. 12

Autor: SMITH B.J.; ASENSIO L.E.; BOSSCHER J.

Tytuł oryginału: URZĄDZENIE DO ŚCIĄGANIA ARKUSZY CYNKU Z KATOD

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 207124 PL

Nr zgłoszenia: 364393

Data zgłoszenia: 29.05.2002

Zgłoszenie ogłoszono: 13.12.2004 BUP 25/04

Udzieleniu patentu ogłoszono: 30.11.2010 WUP 11/10

Pierwszeństwo: 30.05.2001, KANADA, 2.349.394

Uprawniony z patentu: OUTOTEC LTD., BURLIGTON, KANADA; ASTURIANA DE ZINC S.A. AVILES, HISZPANIA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest urządzenie do ściągania arkuszy cynku z katod, zawierające ruchomą ramę podstawową przemieszczającą urządzenie po podłożu, ramę podtrzymującą katody podczas ściągania z nich

cynku, połączoną z ruchomą ramą podstawową, zespół ściągający do ściągania arkuszy cynku z katod, ruchomo połączony z ramą podstawową przynajmniej jedno urządzenie napędzające połączone z ramą podstawową i połączone czynnie z zespołem ściągającym, charakteryzujące się tym, że zespół ściągający jest ruchomy względem ramy podtrzymującej katody między położeniami sąsiadującymi z każdą z katod podtrzymywanych przez ramę podtrzymującą, dla ściągania cynku z każdej katody podtrzymywanej przez ramę podtrzymującą, przy czym zespół ściągający zawiera zbijak poprzeczny, przemieszczający się w poprzek katod umieszczonych w ramie podtrzymującej katody, oddzielający górną krawędź arkusza cynku od każdej katody i odchylający się od katody bezpośrednio po wejściu między arkusz cynku i katodę, a także zgarniacz całkowicie usuwający arkusze cynku z każdej katody, zamontowany ruchomo w kierunku zasadniczo prostopadłym do ruchu zbijaka poprzecznego. Ruchoma rama zawiera zestaw kół utrzymujących ramę podstawową na podłożu.

Zestaw kół zawiera przynajmniej dwa koła podłączone do urządzenia napędzającego, zasilającego te dwa koła. Zespół ściągający zawiera również zespół wózków przenoszący zbijak poprzeczny i zgarniacz, połączony ruchomo z ramą podstawową, ruchomy względem ramy podtrzymującej i podłoża, umożliwiający zbijkowi poprzecznemu i zgraniaczowi ściąganie cynku z katod, znajdujących się na ramie podtrzymującej. Urządzenie zawiera ponadto zespół układający sposobem „pod spód” połączony z ramą podstawową oraz wózek na arkusze transportujący arkusze cynku do zespołu układającego, przy czym wózek na arkusze odbiera ściągnięte arkusze cynku, zespół układający sposobem „pod spód” układa w stertę arkusze cynku przewożone przez wózek na arkusze, a przynajmniej jedno urządzenie napędzające jest czynnie połączone z zespołem układającym sposobem „pod spód” i wózkiem na arkusze. Zespół układający ma chwytak zawierający parę ramion chwytających stertę oraz podnośnik połączony z ramą podstawową i parę ramion, podnoszący stertę i umieszczający ją na dodatkowym arkuszu cynku.

Przedmiotem wynalazku jest także urządzenie do ściągania arkuszy cynku z katod, zawierające ruchomą ramę podstawową przemieszczającą urządzenie po podłożu, ramę podtrzymującą katody, połączoną z ramą podstawową, zespół ściągający do ściągania arkuszy cynku z katod, ruchomo połączony z ramą podstawową i ruchomy względem ramy podtrzymującej katody, ściągający cynk z każdej katody podtrzymywanej przez ramę podtrzymującą, wózek na arkusze przewożący arkusze cynku do zespołu układającego, gdzie wózek na arkusze odbiera ściągnięte arkusze cynku, a zespół układający układa w stertę arkusze cynku przewożone przez wózek na arkusze oraz przynajmniej jedno urządzenie napędzające połączone z ramą podstawową i połączone czynnie z zespołem ściągającym, wózkiem na arkusze i zespołem układającym, charakteryzujące się tym, że zespół układający zawiera zespół układający sposobem „pod spód”.

Zespół układający zawiera chwytak sterty i podnośnik połączony z ramą podstawową i chwytakiem sterty, podnoszący stertę i umieszczający ją na dodatkowym arkuszu cynku przywiezionym do zespołu układającego sposobem „pod spód”.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 207124> <KLASA C22C 7/08> <POLSKA> <IMN> <URZADZENIE> <OPIS>
<KONSTRUKCJA> <ZDEJMOWANIE> <CYNK> <ARKUSZ> <KATODA>

poz. 13

Autor: ANYSZKIEWICZ K.; BENKE G.; BYSZYŃSKI L.; CHAMER R.; CHMIELARZ A.; DOBRZAŃSKI J.; HAC D.; KACZMAREK J.; KALINOWSKI R.; KUBACKI G.; KULEBA B.; KUREK Z.; LESZCZYŃSKA-SEJDA K.; LITWINIONEK K.; PAKULSKI S.; SERAFIN M.; ŚMIESZEK Z.; STASZAK J.; SZOŁOMICKI Z.; SZWANCYBER G.

Tytuł oryginału: SPOSÓB WYDZIELANIA NADRENIANU AMONU Z KWAŚNYCH ROZTWORÓW ZAWIERAJĄCYCH REN

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 208719 PL

Nr zgłoszenia: 378949

Data zgłoszenia: 10.02.2006

Zgłoszenie ogłoszono: 20.08.2007 BUP 17/07

Udzieleniu patentu ogłoszono: 30.06.2011 WUP 06/10

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA; KGHM ECOREN SPÓŁKA AKCYJNA, LUBIN, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób wydzielenia renu w postaci nadrenianu amonu z kwaśnych roztworów zawierających ren, zwłaszcza z półproduktów przemysłu miedziowego, w których następuje koncentracja tego metalu.

W polskich koncentratkach miedziowych zawartość renu jest niska i wynosi od 5 do 20 mg/tonę. W trakcie przeróbki koncentratów miedziowych następuje koncentracja renu w następujących materiałach:

- kwasy płuczające gazy z pieca zawieszinowego;
- kwasy płuczające gazy z konwertorów;
- pyły wtórne, powstające przy produkcji ołowiu w piecach wahadłowo-obrotowych.

Zawartość renu w tych materiałach jest nadal niska od 0,01 do 0,1% wagowych, nie mniej jednak znanych jest wiele sposobów wydzielenia z nich renu.

Sposób według wynalazku polega na tym, że kwaśny roztwór zawierający ren korzystnie w ilości od 0,01 do 5 g/dm³, poddaje się głównej sorpcji renu przepuszczając roztwór przez złożę anionitu zawierającego czwartorzędowe sole amonowe, korzystnie osadzone na polistyrenie usieciowanym dwuwinylobenzenem. Następnie nasycony renem anionit płucze się wodą zdemineralizowaną. Po wypłukaniu z anionitu kwasu, eluuje się ren eluentem w postaci wodnego roztworu amoniaku o stężeniu 3-25%. W celu uzyskaniu maksymalnego uzysku sorpcji, proces można prowadzić w kilku kolumnach jonitowych wypełnionych anionitem i połączonych szeregowo. Elucję prowadzi się kontrolując pH uzyskiwanego eluatu amoniakalnego. Pierwszą część eluatu o pH nie większym niż 5,5 i objętości równej 1-3 objętości złoża anionitu, nie zawierająca renu, wyprowadza się procesu i kieruje do zakładowej oczyszczalni ścieków. Objętość tej partii eluatu zależy od stopnia odmycia anionitu wodą po procesie sorpcji i przy dokładnym wypłukaniu kwasu z anionitu wynosi 1 do 2 objętości złoża. Drugą zasadniczą część eluatu o objętości równej 1-2 objętości złoża anionitu i o pH powyżej 5,5, z tym że średnie pH korzystnie powinno wynosić 10-11, zawiera ponad 95% renu zatrzymanego na anionicie w trakcie sorpcji i jest kierowana do dalszego przerobu w celu wydzielenia z niej nadrenianu amonu (NH₄ReO₄). Pozostała ilość zatrzymanego na anionicie renu przechodzi do trzeciej części eluatu o korzystnym średnim pH=7-12, najlepiej około 10 i o objętości równej 1-3 objętości złoża anionitu, która po dodaniu do niej świeżej 25% wody amoniakalnej zawraca się jako eluent do etapu następnej elucji renu z anionitu. Po zakończeniu elucji renu, złożę anionitu jest płukane wodą a następnie kolumna z anionitem jest podłączana na koniec szeregu kolumn pracujących w trybie sorpcji.

Drugą zasadniczą część eluatu amoniakalnego, zawierającą zazwyczaj od 1 do 40 g/dm³ Re, zagęszcza się 1-10-krotnie przez odparowanie otrzymując surowy nadrenian amonu i ługi macierzyste zawierające 0,5-5 g/dm³. Surowy nadrenian amonu ewentualnie oczyszcza się, korzystnie przez krystalizację z wody, otrzymując krystaliczny nadrenian amonu oraz ługi pokryształizacyjne.

Korzystnym jest, aby ługi macierzyste poddać dalszej przeróbce w kierunku odzysku renu. W tym celu ługi macierzyste zakwasza się do pH=1-2, najlepiej kwasem siarkowym i poddaje je najpierw sorpcji renu na anionicie, identycznym jak stosowany do sorpcji głównej, zawierającym czwartorzędowe sole amoniowe, a potem wodnym roztworem amoniaku o stężeniu 3-25% eluuje się ren zatrzymany na anionicie, stosując procedurę analogiczną jak przy sorpcji głównej. Uzyskany eluat wtórny dodaje się do drugiej zasadniczej części eluatu pochodzącego z sorpcji głównej i razem z nim przerabia aż do uzyskania krystalicznego nadrenianu amonu.

Ługi pokryształizacyjne powstające w trakcie oczyszczania przez krystalizację z wody surowego nadrenianu amonu wraz z ewentualnym dodatkiem eluatu wtórnego, dodaje się do drugiej zasadniczej części eluatu, po czym w otrzymanym roztworze, kwasem siarkowym lub azotowym lub mieszaniną tych kwasów, neutralizuje się nadmiar amoniaku do pH=6-9, najlepiej do osiągnięcia pH=8. Następnie zneutralizowany roztwór, bez dodatkowych operacji oczyszczania, zagęszcza się przez 1-10-krotne odparowanie, a następnie studzi do temperatury 20-25C i oddziela krystaliczny nadrenian amonu od ługów.

Sposób według wynalazku pozwala odzyskiwać ren ze wszystkich półproduktów przemysłu miedziowego, w których występuje koncentracja renu oraz z innych materiałów renonośnych, z których ren można wylugować kwasami mineralnymi. Sposób pozwala na wydzielenie renu w formie nadrenianu amonu z dowolnego kwaśnego roztworu. Można go zatem stosować zarówno do wydzielenia renu z kwasów płuczających gazy z pieca zawieszinowego, jak i z kwasów płuczających gazy konwertorowe oraz z kwaśnych roztworów uzyskanych w wyniku ługowania pyłów wtórnych lub innych materiałów stałych np. ze zużytych katalizatorów zawierających ren.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 208718> <KLASA C01G 47/00> <POLSKA> <IMN> <METALURGIA METALI

**NIEŻELAZNYCH> <HYDROMETALURGIA> <PRZERÓBKA> <ODPAD> <ROZTWÓR KWAŚNY>
<ODZYSK> <REN> <NADRENIAN AMONU> <ELUACJA> <TECHNOLOGIA>**

poz. 14

Autor: CHAMER R.; ŚMIESZEK Z.; KUREK Z.; SZYDŁOWSKA E.; KALINOWSKI R.; KOPEĆ J.; DRABIK I.

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA RENIANU (VII) AMONU Z KWAŚNYCH ROZTWORÓW ZAWIERAJĄCYCH REN

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 208779 PL

Nr zgłoszenia: 380431

Data zgłoszenia: 16.08.2006

Zgłoszenie ogłoszono: 18.02.2008 BUP 04/08

Udziału patenta ogłoszono: 30.06.2011 WUP 06/11

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania renianu (VII) amonu z kwaśnych roztworów zawierających ren, zwłaszcza z kwasów płuczających gazy z pieca zawieszinowego i z kwasów płuczających gazy z konwertorów kamienia miedziowego. Celem wynalazku jest poprawienie efektywności procesu odzyskiwania renianu (VII) amonu z kwaśnych roztworów zawierających ren oraz zwiększenie skuteczności usuwania zanieczyszczeń. Sposób charakteryzuje się tym, że w trakcie zakwaszania, przed procesem powtórnej sorpcji w kolumnach jonowymiennych na złożu anionitu, do drugiej zasadniczej części eluatu, zawierającej 2-20 g/dm³ renu i 0,1-8 g/dm³ metali ciężkich, głównie miedzi i/lub roztworów powstających w procesie odzyskiwania renianu (VII) amonu zakwaszonych do pH nie większego niż 2, po osiągnięciu temperatury nie mniejszej niż 30C i przy równoczesnym mieszaniu strumieniem sprężonego powietrza, rozpoczyna się wprowadzanie, korzystnie porcjami, reagentu. Reagent stanowi znany pięciowodny tiosiarczan sodu. Ilość reagentu wynosi 2-8 części wagowych na 1 część wagową miedzi zawartej w drugiej zasadniczej części eluatu i/lub w roztworach powstających w procesie odzyskiwania renianu (VII) amonu. Wprowadzenie do drugiej zasadniczej części eluatu i do roztworów powstających w procesie odzyskiwania renianu (VII) amonu reagentu zawierającego aktywna siarkę, powoduje tworzenie nierozpuszczalnych związków metali ciężkich w postaci siarczków, przede wszystkim siarczku miedzi, wydzielających się w formie osadu. Ren występujący w bardzo trwałym związku chemicznym w postaci renianu (VII) amonu, nie ulega redukcji i pozostaje w eluacie i w roztworach. Po zakończeniu operacji sorpcji, złożo anionitu przemywa się najpierw 1-10% roztworem kwasu siarkowego, co pozwala usunąć ze złoża amonitowego ewentualne pozostałości metali ciężkich, zwłaszcza miedzi, przed operacją elucji.

Reagent dodaje się również do roztworu renianu (VII) amonu, otrzymanego w procesie sorpcji i elucji, o pH poniżej 9, przed operacją zateżenia. Ilość reagentu, który stanowi znany pięciowodny tiosiarczan sodu, wynosi 2-8 części wagowych na 1 część wagową miedzi zawartej w roztworze. Po operacji zateżenia, która prowadzi się w wyparkach próżniowych, roztwór schładza się w sposób wymuszony z prędkością 5-20C na godzinę, korzystnie w urządzeniu chłodniczym, co wpływa na skrócenie operacji i dzięki uzyskaniu temperatury roztworu niższej od temperatury otoczenia, zwiększa uzysk renianu (VII) amonu surowego.

Dla przyspieszenia krystalizacji końcowej renianu (VII) amonu i zwiększenia uzysku renu, również operację krystalizacji prowadzi się w sposób wymuszony, korzystnie w urządzeniu chłodniczym, zapewniającym szybkość chłodzenia co najmniej 5C na godzinę.

Jako roztwory powstające w trakcie procesu odzyskiwania renianu (VII) amonu stosuje się korzystnie roztwory po krystalizacji renianu (VII) amonu surowego i roztwory po oczyszczeniu renianu (VII) amonu surowego przez rekrystalizację.

Opisany zestaw środków technicznych zapewnia wzrost efektywności uzysku renianu (VII) amonu, wynikający z uzyskania w poszczególnych operacjach technologicznych, wysokiej stabilizacji w zakresie ilości i jakości, niezależnie od poziomu i wahań zawartości zanieczyszczeń metalami ciężkimi w surowcu wyjściowym i w roztworach powstających w trakcie prowadzenia procesu, ze zwiększenia międzyoperacyjnego uzysku renu a tym samym uzysku całkowitego oraz poprawy efektywności pracy złoża anionitu i wydłużenia jego żywotności, dzięki kierowaniu do procesu sorpcji czystszych roztworów.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 208779> <KLASA C01G 47/00> <POLSKA> <IMN> <METALURGIA METALI NIEŻELAZNYCH> <HYDROMETALURGIA> <PRZERÓBKA> <ODPAD> <ROZTWÓR KWAŚNY> <ODZYSK> <REN> <NADRENIAN AMONU> <ELUACJA> <TECHNOLOGIA>

poz. 15

Autor: CHAMER R.; ŚMIESZEK Z.; KUREK Z.; CHMIELARZ A.; BENKE G.; ANYSZKIEWICZ K.; SZYDŁOWSKA E.; KALINOWSKI R.; KOPEĆ J..

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA RENIANU (VII) AMONU Z KWAŚNYCH ROZTWORÓW ZAWIERAJĄCYCH REN

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 208785 PL

Nr zgłoszenia: 379930

Data zgłoszenia: 13.06.2006

Zgłoszenie ogłoszono: 24.12.2007 BUP 26/07

Udzieleniu patentu ogłoszono: 30.06.2011 WUP 06/11

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania renianu (VII) amonu z kwaśnych roztworów zawierających. Celem wynalazku jest poprawienie parametrów ilościowych i jakościowych pozyskiwanego renianu (VII) amonu poprzez zmniejszenie zawartości zanieczyszczeń chemicznych, szczególnie potasu, miedzi, ołowiu i molibdenu oraz poprawienie jakości produktu końcowego, otrzymywanego z kwaśnych roztworów zawierających ren, zwłaszcza z kwasów płuczących gazy z procesu topienia koncentratów miedzi w piecu zawieszinowym i z kwasów płuczających gazy z procesu świeżenia kamienia miedzianego, charakteryzujących się zawartością renu poniżej $0,08 \text{ g/dm}^3$. Sposób odzyskiwania renianu (VII) amonu z kwaśnych roztworów zawierających ren według wynalazku charakteryzuje się tym, że drugą zasadniczą część eluatu, przed zateżeniem, zakwasza się kwasem siarkowym lub kwasem azotowym, lub kwasami płuczającymi gazy z pieca zawieszinowego lub kwasami płuczającymi gazy z konwertyzacji kamienia miedzianego albo mieszaniną tych kwasów, do $\text{pH}=1,7-2$, po czym poddaje się powtórnej sorpcji w oddzielnych kolumnach jonowymiennych na znanym złożu anionitu z natężeniem przepływu kwaśnego roztworu przez kolumny jonowymiennie $0,5-1 \text{ m}^3/\text{godzinę}$, zaś czas kontaktu kwaśnego roztworu ze złożem anionitu wynosi powyżej 5 minut, co zwiększa skuteczność procesu sorpcji i maksymalnego nasycenia złoża anionitu renem, wynikającego z jego znamionowej zdolności sorpcyjnej, szczególnie w odniesieniu do kwaśnych roztworów o zawartości kwasu siarkowego poniżej 8% i zawartości renu poniżej $0,08 \text{ g/dm}^3$.

W celu zwiększenia szybkości i skuteczności wypłukiwania pozostałości kwasu siarkowego oraz rozpuszczalnych substancji zawierających zanieczyszczenia, zwłaszcza potas i miedź, ujemnie wpływających na czystość produktu końcowego, po zakończeniu procesu powtórnej sorpcji, złożo anionitu w znany sposób przemywa się wodą demineralizowaną, przy czym wodę demineralizowaną podgrzewa się do temperatury 20-40C.

Proces elucji prowadzi się w taki sposób, że znany eluent, przed wprowadzeniem do kolumn jonowymiennych, korzystnie podgrzewa się do temperatury 20-50C w celu zwiększenia rozpuszczalności powstającego renianu (VII) amonu na anionicie oraz pozwala na otrzymanie eluatu o najwyższym, możliwym do uzyskania, stężeniu renu.

Otrzymany euat, zawierający ren w postaci renianu (VII) amonu oraz nadmiarowe jony amonowe NH_4^+ , oddzielnie lub po połączeniu z wtórnymi eluatami pochodzącymi z procesu sorpcji i elucji znanych roztworów zawrotowych, zawierającymi również ren w postaci renianu (VII) amonu oraz nadmiarowe jony NH_4^+ , uzyskanymi w trakcie prowadzenia procesu, neutralizuje się kwasem siarkowym do $\text{pH}=8-10$ celem utworzenia siarczanu amonowego o stężeniu 14-22%, który znacząco zwiększa ilość uzyskanego surowego renianu (VII) amonu z eluatu.

Proces zateżenia eluatu lub mieszaniny eluatów prowadzi się w dwóch etapach. Najpierw zateża się zmniejszając jego początkową objętość do 0,7-0,8 i filtruje się. Przefiltrowany roztwór ponownie zateża się do 0,4 - 0,6 jego objętości, korzystnie do pojawienia się kryształków renianu (VII) amonu, co zapewnia uzyskanie bardzo dobrze oczyszczonego, od zanieczyszczeń stałych, roztworu o co najmniej dwukrotnie wyższym stężeniu renu, a także znaczne zwiększenie wydajności i uzysku renu w procesie wykrystalizowanego surowego renianu (VII) amonu oraz w dalszym etapach procesu otrzymywania produktu końcowego, to jest oczyszczania kryształów surowego renianu (VII) amonu i krystalizacji czystego renianu (VII) amonu. Eluat lub mieszaninę eluatów zakwasza się do

pH=4-6.

Oczyszczanie kryształów surowego renianu (VII) amonu prowadzi się w znany sposób przez rekrytalizację z wody demineralizowanej lub według wynalazku przez rekrytalizację z wodnych roztworów soli zawierających jony amonu NH_4^+ , korzystnie z wodnego roztworu siarczanu amonowego o stężeniu 14-22% lub wodnego roztworu azotanu amonu o stężeniu 18-26%, utrzymując pH=6,5-8, korzystnie pH=7-7,5. Zastosowanie wodnego roztworu siarczanu amonowego lub wodnego roztworu azotanu amonu w procesie oczyszczania umożliwia dalsze obniżenie w renianie (VII) amonu zawartości zanieczyszczeń, przede wszystkim potasu, występującego w postaci nadrenianu potasu, poprzez jego przeprowadzenie do roztworu w formie siarczanu potasu lub azotanu potasu, charakteryzujących się znacznie wyższą rozpuszczalnością od renianu (VII) amonu.

Oczyszczanie kryształów surowego renianu (VII) amonu prowadzi się przy pH poniżej 5,5, korzystnie przy pH=3-4.

Kondensat zawierający amoniak, powstający w procesie zateżenia eluatów, wykorzystuje się jako eluent w procesie elucji renu z drugiej zasadniczej części eluatu, przy czym ilość kondensatu o zawartości 5% amoniaku do ilości 25% wody amoniakalnej kształtuje się w proporcji 3:2.

Opisany zestaw środków technicznych zapewnia wzrost efektywności uzysku renianu (VII) amonu o wysokiej czystości, niezależnie od jakości surowców renonośnych. Sposób według wynalazku pozwala na odzyskiwanie renianu (VII) amonu ze wszystkich kwaśnych roztworów powstających w ciągach technologicznych wytwarzania miedzi, jak również z roztworów otrzymanych z hydrometalurgicznego przetwarzania materiałów wtórnych oraz z roztworów z ługowania renu z katalizatorów.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 208785> <KLASA C01G 47/00> <POLSKA> <IMN> <METALURGIA METALI NIEŻELAZNYCH> <HYDROMETALURGIA> <PRZERÓBKA> <ODPAD> <ROZTWÓR KWAŚNY> <ODZYSK> <REN> <NADRENIAN AMONU> <ELUACJA> <TECHNOLOGIA>

poz. 16

Autor: KRUPKA D.; OCHAB B.; STENCEL L.; FATYGA M.; CURYŁO Z.; INDYKA M..

Tytuł oryginału: SPOSÓB PRZYGOTOWANIA HUTNICZEGO TLENKU CYNKU DO HYDROMETALURGICZNEGO PRZEROBU

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 209048 PL

Nr zgłoszenia: 382058

Data zgłoszenia: 26.03.2007

Zgłoszenie ogłoszono: 29.09.2008 BUP 204/08

Udzieleniu patentu ogłoszono: 29.07.2011 WUP 07/11

Uprawniony z patentu: POLITECHNIKA ŚLĄSKA, GLIWICE, POLSKA; ZAKŁADY GÓRNICZO-HUTNICZE BOLESŁAW SPÓŁKA AKCYJNA, BUKOWNO, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób przygotowania hutniczego tlenku cynku do hydrometalurgicznego przerobu, zwłaszcza przy produkcji cynku elektrolitycznego.

Hutniczy tlenek cynku jest produktem pirometalurgicznego wzbogacania w piecach przewalowych, różnorodnych surowców cynkonośnych, w tym surowców wtórnych charakteryzujących się podwyższoną zawartością halogenków. Przerób zanieczyszczonych surowców np. szlamów i pyłów hutniczych, w tym pyłów stalowniczych (zwanych EAFf prowadzi do otrzymania hutniczego tlenku cynku o podwyższonej zawartości chloru i fluoru. Podczas operacji ługowania hutniczego tlenku cynku, halogenki łatwo przechodzą do roztworu i stopniowo nagromadzają się w elektrolicie obiegowym. Obecność chlorków i fluorków w elektrolicie cynkowym nagromadzają się w elektrolicie obiegowym. Obecność chlorków i fluorków w elektrolicie cynkowym powoduje wzmożoną korozję anod i katod, utrudnia zdejmowanie cynku katodowego, pogarsza jakość cynku, obniża wydajność prądu, wpływa niekorzystnie na zdrowotne warunki pracy w hali elektrolizerów. Stężenie jonów chlorkowych w elektrolicie cynkowym nie powinno przekraczać 100 mg/dm³.

Celem wynalazku jest skuteczne usuwanie halogenków z hutniczego tlenku cynku, tak aby zawartość chloru w oczyszczonym materiale kierowanym do ługowania kształtowała się na poziomie około 0,003% Cl, fluoru poniżej 0,001%.

Cel ten został osiągnięty przez zastosowanie kolejno następujących po sobie operacji technologicznych: płukanie hutniczego tlenku cynku w roztworach wodnych, homogenizacja wypłukanego tlenku cynku z siarką elementarną; przygotowanie nadawy do prażenia w piecu fluidyzacyjnym sposobem mieszania produktu homogenizacji z koncentratem blendowym i wodą, prażenie mieszaniny koncentratu blendowego, hutniczego tlenku cynku i siarki w piecu fluidyzacyjnym przy temperaturze około 950C

Płukanie hutniczego tlenku cynku prowadzi się sposobem dwustopniowym przeciwwątkowo w roztworze węglanu sodu i w wodzie przy podwyższonej temperaturze, korzystnie 60-85C.

Wypłukany hutniczy tlenek cynku w postaci zagęszczonego szlamu (po oddzieleniu popłuczyn) miesza się z siarką w postaci proszku, przy czym masa siarki w odniesieniu do suchej masy tlenku cynku wynosi 5 do 15%.

Zhomogenizowaną mieszaninę hutniczego tlenku cynku z siarką i wodę dozuje się równomiernie do mieszalnika z koncentratem blendowym, gdzie przygotowywana jest nadawa do prażenia w piecu fluidyzacyjnym. Udział hutniczego tlenku cynku w nadawie wynosi około 5 do 25% w odniesieniu do koncentratu blendowego.

Nadawa do pieca ma postać pulpy o zawartości 20-25% H₂O korzystnie 23% H₂O. Prażenie prowadzi się w piecu fluidyzacyjnym w warunkach podobnych jak prażenie koncentratów blendowych przy produkcji cynku elektrolitycznego.

Uzyskano wysoką wydajność usuwania halogenków z koncentratów cynku do zawartości chloru około 0,003%, fluoru 0,001% oraz możliwość osiągania takich rezultatów z wykorzystaniem urządzeń przemysłowych służących do przerobu koncentratów blendowych przy produkcji cynku elektrolitycznego.

Zaletą sposobu według wynalazku jest przygotowanie do hydrometalurgicznego przerobu uśrednionego materiału złożonego z dwóch bardzo różnych koncentratów cynku jakimi są hutnicze tlenki cynku i koncentraty blendowe.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 209048> <KLASA C01G 9/02> <KLASA C22B 19/02> <POLSKA> <METALURGIA METALI NIEŻELAZNYCH> <PIROMETALURGIA> <PRZYGOTOWANIE> <<PRZERÓBKA> <TLENEK CYNKU> <PŁUKANIE> <TECHNOLOGIA>

poz. 17

Autor: CHAMER R.; ŚMIESZEK Z.; KUREK Z.; SZYDŁOWSKA E.; KALINOWSKI R.; GOROSZKIEWICZ Z.; KOPEĆ J.

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA RENIANU (VII) AMONU Z ROZTWORÓW O WYSOKIM STĘŻENIU KWASU SIARKOWEGO

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 209065 PL

Nr zgłoszenia: 381568

Data zgłoszenia: 22.01 2007

Zgłoszenie ogłoszono: 04.08..2008 BUP 16/08

Udzieleniu patentu ogłoszono: 29.07..2011 WUP 07/11

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania renianu (VII) amonu z roztworów o wysokim stężeniu kwasu siarkowego, zwłaszcza z kwaśnych roztworów płuczących gazy z konwertorów w procesie świeżenia kamienia miedziowego.

Celem wynalazku jest poprawienie efektywności procesu odzyskiwania renianu (VII) amonu z roztworów o wysokim stężeniu kwasu siarkowego, szczególnie z kwaśnych roztworów płuczących gazy z konwertorów kamienia miedziowego.

Sposób charakteryzuje się tym, że roztwory o wysokim stężeniu kwasu siarkowego, przed skierowaniem ich do operacji głównej sorpcji, poddaje się częściowemu zobojętnianiu znanymi węglanem wapnia lub węglanem wapniowo-magnezowym, lub tlenkiem wapnia, lub wodorotlenkiem wapnia albo mieszaniną tych związków, do uzyskania stężenia kwasu siarkowego poniżej 20% wagowych, korzystnie 15-3% wagowych i roztwory oczyszcza się od zawiesiny. Operację częściowego zobojętnienia prowadzi się w instalacji utylizacji odpadowego kwasu siarkowego. Opisany zestaw środków technicznych, zastosowany w procesie odzyskiwania renianu (VII) amonu z roztworów o wysokim stężeniu kwasu siarkowego, ułatwia przebieg reakcji wymiany jonowej w operacji sorpcji,

co zwiększa efektywność odzyskiwania renu z tych roztworów, charakteryzujących się zawartością renu w ilości 0,03-0,08 g/dm³.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 209065> <KLASA C01G 47/00> <POLSKA> <IMN> <METALURGIA METALI NIEŻELAZNYCH> <HYDROMETALURGIA> <PRZERÓBKA> <ODPAD> <ROZTWÓR KWAŚNY> <ODZYSK> <REN> <NADRENIAN AMONU> <ELUACJA> <TECHNOLOGIA>

poz. 18

Autor: CHAMER R.; KUREK Z.; ŚMIESZEK Z.; SZYDŁOWSKA E.; KOPEĆ J.; KALINOWSKI R.;

Tytuł oryginału: SPOSÓB ODZYSKIWANIA METALI, ZWŁASZCZA RENU ZE ZUŻYTYCH JONITÓW

Źródło: URZĄD PATENTOWY RP PATENT NR 209146 PL

Nr zgłoszenia: 382046

Data zgłoszenia: 23.03.2007

Zgłoszenie ogłoszono: 28.04.2008 BUP 09/08

Udzieleniu patentu ogłoszono: 29.07.2011 WUP 07/11

Uprawniony z patentu: INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH, GLIWICE, POLSKA

Analiza:

Przedmiotem wynalazku jest sposób odzyskiwania metali, zwłaszcza renu ze zużytych jonitów, stosowanych w procesie otrzymywania metali metodami jonowymiennymi.

Jonit w postaci węgla aktywnego, stosowany szczególnie w operacji sorpcji renu z kwasów płuczących gazy z pieca zawieszinowego, powstających w procesie produkcji miedzi, po zużyciu zawierający około 8% wagowych renu oraz jonit w postaci słabo zasadowej żywicy, stosowany szczególnie w operacji sorpcji renu z kwasów płuczących gazy z pieca zawieszinowego i z kwasów płuczących gazy z konwertorów kamienia miedzianego, po zużyciu zawierający około 6,5% wagowego renu, po utraceniu sprawności eksploatacyjnej i możliwości regeneracji, nie nadając się do dalszego użytkowania są wycofane z procesu i magazynowane

Celem jest umożliwienie odzyskiwania renu i innych metali z wyeksploatowanych jonitów oraz zagospodarowanie, pozostalego po odzyskaniu renu, materiału odpadowego.

Sposób odzyskiwania metali, zwłaszcza renu ze zużytych jonitów charakteryzuje się tym, że zużyty jonit wprowadza się do wody zdemineralizowanej w proporcji 1 części wagowej zużytego jonitu w wadze suchej na 1-4 części wagowych wody zdemineralizowanej. Mieszaninę zużytego jonitu i wody zdemineralizowanej nagrzewa się do temperatury 30-90C i dodaje się mieszaninę środków o własnościach myjących, korzystnie mieszaninę uwodnionego fosforanu sodu 3-zas. wodorotlenku sodu i węglanu sodu. Wzajemne proporcje przedstawionych środków myjących kształtują się odpowiednio 1:3 do 0,5:1,5 do 0,5:1,5. Stężenie mieszaniny środków o własnościach myjących wynosi 20-80 g/dm³ mieszaniny zużytego jonitu i wody demineralizowanej, korzystnie 40 g/dm³. Mieszaninę zużytego jonitu, wody zdemineralizowanej i środków o własnościach myjących utrzymuje się mieszając w temperaturze 30-60C przez 8-24 godziny, po czym dekantuje się roztwór z nad osadu jonitowego i filtruje. Opisany zestaw środków technicznych powoduje oczyszczanie zużytego jonitu z substancji stałych, prowadzące do zwiększenia czynnej powierzchni oraz odsłonięcie porów w cząstkach jonitu, co korzystnie wpływa na przyspieszenie i wydajność reakcji w dalszych etapach procesu. Osad jonitowy przemywa się wodą demineralizowaną w ilości 0,1-1 części wagowej na 1 część wagowa osadu jonitowego i filtruje, a następnie nagrzewa się i praży. Prażenie prowadzi się w warunkach lekko utleniających, w temperaturze 150-400C, najlepiej poniżej temperatury parowania siedmiotlenku renu wynoszącej 363C, w czasie 4-8 godzin. Podczas nagrzewania i prażenia osadu jonitowego następuje odparowanie wilgoci, a potem wypalają się substancje organiczne, co powoduje przemiany fizyczne i chemiczne prowadzące do zniszczenia struktury i wiązań jonitu oraz uwolnienie renu w postaci dwutlenku renu, trójtlenku renu i siedmiotlenku renu, a także zwiększenie koncentracji renu przez zmniejszenie masy jonitu. W celu rozwinięcia powierzchni właściwej jonitu, ułatwiającej kontakt związków renu z czynnikiem ługującym o właściwościach utleniających, wyprażony jonit miele się do uziarnienia korzystnie poniżej 0,1 mm. Przygotowuje się roztwór wody zdemineralizowanej i kwasu siarkowego, w którym stężenie kwasu siarkowego wynosi 1-5% wagowych i wprowadza się do niego utleniacz. Utleniacz stanowią najlepiej kwas azotowy albo woda utleniona przy czym na 1 kg renu, zawartego w zmielonym jonicie przygotowanym do wprowadzenia do roztworu w dalszej części procesu, dodaje się 0,5-2 dm³ - 52%

kwasu azotowego albo 1-4 dm³ 25%.wody utlenionej

Do nagrzanego, do temperatury 30-90C na skutek wydzielania się ciepła hydratacji, roztworu wody demineralizowanej, kwasu siarkowego i utleniacza, mieszając, dodaje się porcjami korzystnie o wielkości 5-25 kg, zmielony jonit, przy czym każdą następną porcję zmielonego jonitu wprowadza się do roztworu po ustaniu, w całej jego objętości, reakcji chemicznych spowodowanych wprowadzeniem poprzedniej porcji jonitu. Łączna ilość dodanego zmielonego jonitu kształtuje się w proporcji 1 części wagowej na 1-4 części wagowych roztworu wody demineralizowanej i kwasu siarkowego. Po dodaniu ostatniej porcji zmielonego jonitu otrzymaną mieszaninę wody demineralizowanej, kwasu siarkowego, utleniacza i zmielonego jonitu miesza się i przetrzymuje przez 4-48 godzin w temperaturze 30-90C. Opisane operacje umożliwiają ługowanie ze zmielonego jonitu związków renu w postaci dwutlenku renu, trójtlenku renu i siedmiotlenku renu, zaś dodanie utleniacza pozwala na przekształcenie dwutlenku renu i trójtlenku renu w siedmiotlenek renu, który jako jedyny z tlenków renu rozpuszcza się w wodzie, tworząc kwas nadrenowy. Wprowadzenie zmielonego jonitu w podanej kolejności, porcjami, do roztworu wody demineralizowanej, kwasu siarkowego i utleniacza, zapewnia kontrolowany przebieg reakcji chemicznych zachodzących pomiędzy jonitem a utleniaczem. Przetrzymanie mieszaniny wody demineralizowanej, kwasu siarkowego, utleniacza i zmielonego jonitu, w podanym czasie i temperaturze, umożliwia pełniejsze przeniknięcie roztworu wody demineralizowanej, kwasu siarkowego i utleniacza do cząstek jonitu i zwiększenie jego kontaktu ze związkami renu, co zwiększa ilość renu przechodzącego do roztworu.

Do mieszaniny wody demineralizowanej, kwasu siarkowego, utleniacza i zmielonego jonitu, o temperaturze 30-7-C, dodaje się roztwory z operacji przemywania zużytego jonitu środkami o własnościach myjących i roztwory z przemywania osadu jonitowego wodą demineralizowaną. Do tak otrzymanej mieszaniny dodaje się porcjami 25% wodę amoniakalną do uzyskania pH=8-12, co pozwala na przekształcenie, zawartego w osadzie jonitowym renu, występującego w postaci kwasu nadrenowego, w ren występujący w formie renianu (VII) amonu.

Mieszaninę wody zdemineralizowanej, kwasu siarkowego, utleniacza, zmielonego jonitu i wody amoniakalnej filtruje się. Po dodaniu do filtratu pięciowodnego tiosiarczanu sodu odzyskuje się, poprzez wytrącanie, metale ciężkie w postaci nierozpuszczalnych związków, które odzyskuje się w odrębnych procesach, zaś ren w formie renianu (VII) amonu pozostaje w roztworze. Osad jonitu przemywa się wodą demineralizowaną i wyprowadza z procesu.

Osad jonitu, zawierający 2-3% renu, dodaje się, jako reduktor, do procesu odzyskiwania ołowiu i innych metali nieżelaznych w hutnictwie, a otrzymane w tym procesie pyły zwrotne zawierające ren, kieruje się do przetwarzania metodami hydrometalurgicznymi, w których otrzymuje się koncentrat ołowiu, koncentrat cynku i roztwór zawierający ren. Ren odzyskuje się znanym procesie wymiany jonowej.

Całkowity uzysk renu ze zużytego jonitu węglowego do renianu (VII) amonu wynosi 80,1%, zaś ze zużytego jonitu w postaci słabo zasadowej żywicy wynosi 73,6%.

Słowa kluczowe:

<PATENT NR 209146> <KLASA C01G 47/00> <POLSKA> <IMN> <METALURGIA METALI NIEŻELAZNYCH> <HYDROMETALURGIA> <PRZERÓBKA> <ODPAD> <JONIT> <ODZYSK> <REN> <ŁUGOWANIE> <TECHNOLOGIA>