

Barbara KOŁODZIEJ*, Zbigniew ADAMSKI*

ŁUGOWANIE METALI SZLACHETNYCH ZAWARTYCH W RUDACH Z ZASTOSOWANIEM TIOMOCZNIKA

Celem pracy było zbadanie podatności na ługowanie tiomocznikiem rudy węglanowej, w której stwierdzono zawartość złota w ilości 5 g/tonę, oraz koncentratu, w którym złoto w ilości około 100 g/tonę osadzone jest w matrycach siarczkowych i arsenopirytowych. Wykazano, że zastosowanie tiomocznika do ługowania rudy węglanowej jest bardzo skuteczne. Po 3 godzinach ługowania w temperaturze 18 °C uzyskano odpowiednio 92%, 92,5% i 92% wylugowania złota, platyny i palladu. W przypadku koncentratu złota pochodzącego z rud typu *refractory* zastosowano wstępne ługowanie redukcyjne. Dzięki temu w procesie właściwego ługowania tiomocznikiem wylugowanie złota wzrosło o 17% i wynosiło 68%, a wylugowanie platyny i palladu osiągnęło wartość 98–99%.

WPROWADZENIE

Intensywne badania tiomocznika jako alternatywnego do cyjanków czynnika ługującego rudy złota były prowadzone już w latach czterdziestych przez badaczy rosyjskich Plaskina i Koshukhową (Plaksin, Koshukhova 1941). Późniejsze ich prace (Plaksin, Koshukhova 1960), jak również badania Biangardiego i Berezowskiego (Biangardi 19, Berezowsky 1979), a także Kakovskiego i Tartaru (Kakovskii 1982, Tartaru 1968) wykazały, że związek ten jest bardzo obiecującym czynnikiem ługującym złoto, a w porównaniu do roztworów cyjanków ma poważne zalety. Tiomocznik charakteryzuje się nieznaczną reaktywnością z Pb, Cu, Zn, As, Sb – pierwiastkami obecnymi w minerałach, które często towarzyszą rudom złota. Roztworzenie w tiomoczniku koncentratów pirytowych i chalkopirytowych zawierających złoto pozwala na przeprowadzenie Au do roztworu w 98% (Van Lirde 1982, Bodson 1982, Moussoulos 1984, Wen 1982). Dotyczy to również odzysku złota z ubogich, trudno ługowalnych rud (tzw. rud *refractory*). Podstawową zaletą tiomocznika jest jego nietoksyczność.

Ługowanie złota tiomocznikiem przebiega w środowisku kwaśnym w obecności utleniacza, np. jonów Fe(III), wody utlenionej. Złoto przechodzi do roztworu

* Instytut Chemii Nieorganicznej i Metalurgii Pierwiastków Rzadkich Politechniki Wrocławskiej,
Wybrzeże Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław.

ługującego w postaci kationowego kompleksu z tiomocznikiem. Tartaru badał wpływ kwasu solnego, siarkowego i azotowego na roztwarzanie złota w roztworach tiomocznika (Tartaru 1968). Wykazał, że najlepsze rezultaty osiągane są w roztworach kwasu solnego. I tak, stosując do roztwarzania złota roztwór zawierający 20 g/dm³ HCl, 20 g/dm³ H₂O₂ i 100 g/dm³ tiomocznika uzyskał 98% wyługowanie Au.

W wielu pracach są prezentowane badania ługowania złota w tiomoczniku w środowisku kwasu siarkowego. Lodeischikov z Irkuckiego Instytutu Naukowego wykazał, że gdy ługuje się rudę złota w roztworze zawierającym 4 g/dm³ tiomocznika, 5 g/dm³ H₂SO₄ i 3 g/dm³ Fe₂(SO₄)₃, po 8 godzinach uzyskuje się 93–98% ekstrakcji Au do roztworu (Lodeischikov 1968).

Groenewald z Południowej Afryki (Groenewald 1977) i Gabra z CIMM w Quebec (Kanada) (Gabra 1984) badali wpływ różnych utleniaczy na rozpuszczalność złota i mechanizm tej reakcji. Wykazali, że jony Fe(III) zwiększają szybkość rozpuszczania złota, a reakcja kontrolowana jest dyfuzyjnie. Badania Gabry (Gabra 1983) i Chtyana (Chtyan 1976) wykazały, że zastosowanie ozonu jako utleniacza pozwala znacznie przyspieszyć szybkość ługowania. Przyspieszenie reakcji rozpuszczania złota powoduje też nadtlenek wodoru.

Wysoki stopień wyługowania złota, aż 99%, osiągnęto ługując tiomocznikiem piryt i arsenopiryt, który uprzednio poddawano spiekaniu. W tym przypadku stężenie tiomocznika wynosiło 2–4%, a czas ługowania był krótki i nie przekraczał 30 min (Van Lirde 1982, Bodson 1982, Moussoulos 1984, Wen 1982).

W Nowej Południowej Walii ługowanie tiomocznikiem zastosowano na skalę przemysłową. Ługowaniu poddawano koncentrat antymonowy. Czas ługowania był krótszy niż 15 min, a złoto wydzielano na węglu aktywnym. Zużycie tiomocznika było stosunkowo niskie, wynosiło 2 kg/t koncentratu przy odzysku złota około 85% (Hisshion 1984).

Bilston, LaBrooy i Woodcock (Bilston, LaBrooy, Woodcock 1984) badając proces ługowania tiomocznikiem ubogiej, utlenionej rudy złota zawierającej 6.1 g/t Au kontrolowali wpływ pH, potencjału ox-red i stężenia tiomocznika na stopień wyługowania złota. Wykazali, że zarówno wzrost stężenia tiomocznika, jak i wzrost potencjału ox-red powoduje wzrost szybkości wyługowania złota. Niestety, w tych warunkach na skutek utleniania tiomocznika wzrasta jego zużycie. Dużym sukcesem w ograniczeniu zużycia tiomocznika w procesie ługowania było wprowadzenie SO₂ do roztworu ługującego. Dwutlenek siarki jako łagodny reduktor zapobiega procesowi utleniania tiomocznika (Schulze 1984).

CHEMICZNE PODSTAWY PROCESU ŁUGOWANIA TIOMOCZNIKIEM

W kwaśnych roztworach tiomocznika rozpuszczanie złota przebiega z utworzeniem prostego kationu kompleksowego:



Jest to reakcja, dla której potencjał elektrodowy na świeżej powierzchni złota wynosi $-0,352$ V w temperaturze $25\text{ }^{\circ}\text{C}$, a $-0,410$ V na powierzchni spasywowanej.

Ze względów kinetycznych ługowanie złota tiomocznikiem wymaga obecności utleniacza w roztworze ługującym. Najczęściej stosowanym utleniaczem są jony Fe(III) . Szybkość ługowania złota jest funkcją stężenia zarówno tiomocznika jak i utleniacza. Przy anodowym potencjale wyższym od $0,30$ V, tiomocznik utlenia się do dwusiarczku formamidu zgodnie z reakcją (Groenewald 1977):



Dwusiarczek formamidu jest bardzo aktywnym utleniaczem, dzięki czemu ułatwia roztrawianie złota. Kombinacja równań (1) i (2) pozwala podać następujące równanie reakcji roztrawiania złota:



Łatwość, z jaką przebiega reakcja (2) utleniania tiomocznika powoduje, że jego zużycie w procesie roztrawiania złota jest stosunkowo duże. Zużycie tiomocznika można określić jedynie doświadczalnie, bowiem ługowanie ze względów kinetycznych prowadzi się w obecności jonów Fe(III) . Wówczas reakcję roztrawiania złota przedstawia równanie:



Jony Fe(III) wprawdzie spowalniają proces utleniania tiomocznika, lecz na skutek tworzenia trwałych połączeń kompleksowych żelazo–tiomocznik powodują spadek jego stężenia w roztworze ługującym. Szybkość reakcji ługowania złota zależy od stężenia tiomocznika, stężenia utleniacza (Fe(III)) oraz bardzo silnie od pH. Wartość pH w procesie ługowania nie powinna przekroczyć 1,2. Z procesem utleniania tiomocznika, a ściślej rozkładu dwusiarczku formamidu, związane jest jeszcze jedno niekorzystne zjawisko, polegające na tworzeniu się siarki elementarnej. Siarka w postaci ultradrobnej adhezyjnej, zawiesiny może powodować pasywację powierzchni ziaren złota, zmniejszając w ten sposób jego ługowalność. Rozkładowi dwusiarczku formamidu zapobiega się stosując barbotaż SO_2 poprzez ługujący roztwór tiomocznika (Schulze 1984).

BADANIA WŁASNE

Cel pracy

Celem pracy jest zbadanie podatności na ługowanie tiomocznikiem:

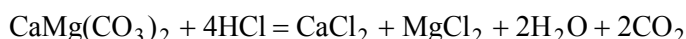
- rudy ze złóż LGOM zawierającej między innymi hematyt, piryt, chalkopiryt, w których stwierdzono zawartość złota w ilości $4\text{--}5$ g/tonę, platyny $1,1$ g/tonę i palladu $0,6$ g/tonę;

- koncentratu, w którym złoto (około 100 g/tonę), platyna (2,8 g/tonę) i pallad (3,4 g/tonę) osadzone są w matrycach pirytowych i arsenopirytowych.

Charakterystyka surowca

Ruda węglanowa. Rudę łupkową pochodzącą ze złóż LGOM poddawano mieleniu i analizie sitowej. Do ługowania używano frakcji o uziarnieniu mniejszym od 300 μm . Przed poddaniem rudy ługowaniu tiomocznikiem traktowano ją roztworem kwasu solnego. W wyniku kontaktu rudy z kwasem solnym następuje:

- rozkład dolomitów zgodnie z reakcją



- uwolnienie drobnych ziaren minerałów metalonośnych ze zrostów z minerałami płonnymi

- redukcja masy rudy.

Stwierdzono, że na zobojętnienie 1kg rudy zużywa się 61,3 g HCl w przeliczeniu na kwas 100%. W trakcie zobojętniania następuje redukcja masy rudy o 12,8%. Zobojętnioną rudę oddzielano od roztworu na nuczyci filtracyjnej i oznaczano wilgotność uzyskanego placka filtracyjnego. Tak przygotowany surowiec poddawano ługowaniu tiomocznikiem. Półilościową analizę spektralną oraz zawartość metali szlachetnych (ppm) w zobojętnionej rudzie przedstawiono w tabeli 1. Analiza rentgenowska potwierdza nieobecność minerałów węglanowych w zobojętnionej rudzie.

Tabela 1. Półmikroanaliza spektralna rudy węglanowej oraz zawartość metali szlachetnych (ppm)

Pierwiastek	Zawartość	Pierwiastek	Zawartość
B	10^{-2}	Ti	10^{-2-1}
Si	10^1	Na	10^0
Al	10^1	Cu	10^{-2}
Mg	10^{-2}	Cr	10^{-2}
Mn	10^{-2}	Ni	10^{-2}
Pb	10^{-3}	Ag	10^{-3}
Fe	10^1	Mo	10^{-4}
Ca	10^{-2}	V	10^{-2}
Co	10^{-3}	K	10^0
Au	6,705	Pd	1,032
Pt	1,481		

Koncentrat złota. Zawartość procentową głównych składników koncentratu złota oraz metali szlachetnych przedstawiono w tabeli 2.

Ługowaniu w tiomoczniku poddawano zarówno pierwotny koncentrat złota, jak i koncentrat po wstępnym ługowaniu w warunkach redukcyjnych. Celem wstępnego ługowania w warunkach redukcyjnych jest rozłożenie matryc siarczkowych i maksymalne odsłonięcie ziaren zawierających złoto i platynowce.

Tabela 2. Zawartość głównych składników koncentratu (%) oraz zawartość metali szlachetnych (ppm)

Składnik	Zawartość
FeS ₂	34,7
FeAsS	13,3
FeS	5,1
C _(org)	0,3
Krzemiany	do 100%
Au	102,7
Pt	2,792
Pd	3,350

Ługowanie tiomocznikiem rudy węglanowej zobojętnionej kwasem solnym

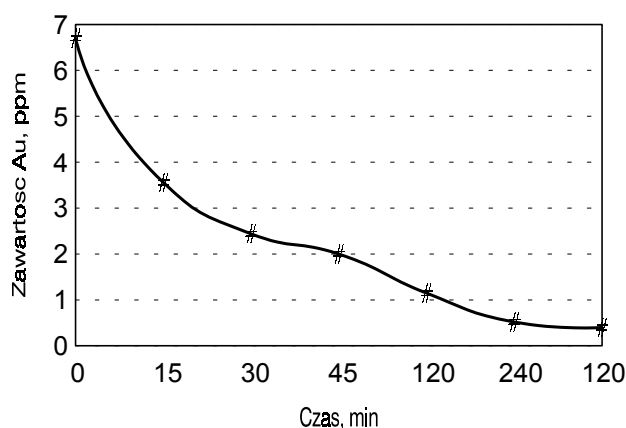
Zobojętnioną kwasem solnym rudę węglanową poddawano ługowaniu roztworem zawierającym: 10 g/dm³ tiomocznika, 14,4 g/dm³ chlorku żelaza(III) i tyle kwasu solnego, by pH roztworu było w granicach 1–1,1. Stosunek faz (faza stała/faza ciekła) wynosił 1:10. Ługowanie prowadzono w temperaturze 18 °C. W próbach testowych czas ługowania wynosił 20 godzin. Powyższe parametry ustalono na podstawie danych literaturowych na temat ługowania surowców o właściwościach zbliżonych do właściwości rudy węglanowej. Rezultaty badań przedstawiono w tabeli 3. W tabeli podano masy rudy pierwotnej, rudy po zobojętnieniu kwasem solnym oraz rudy po ługowaniu tiomocznikiem, jak również masę określonego metalu w rudzie pierwotnej i w rudzie po ługowaniu oraz stopień wyługowania złota i sumy platynowców.

Tabela 3. Bilans złota i platynowców w ługowanej tiomocznikiem rudy węglanowej zobojętnionej kwasem solnym

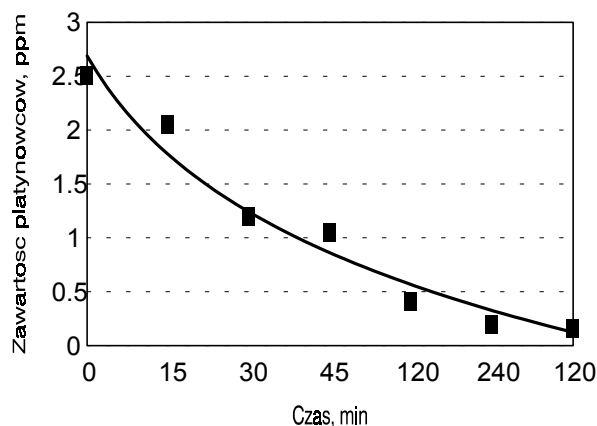
Nr	Masa rudy surowej [g]	Masa rudy zobojętnionej [g]	Masa rudy po ługowaniu [g]	Masa metalu w rudzie przed ługowaniem [mg]	Masa metalu w rudzie po ługowaniu [mg]	Stopień wyługowania metali szlachetnych [%]
Złoto						
1	30,14	26,28	25,03	0,140	0,0158	88,7
2	26,79	23,36	23,11	0,124	0,0163	88,8
3	41,3	30,6	28,66	0,191	0,0116	93,9
4	28,67	25,00	22,51	0,133	0,0088	93,3

Złoto						
1	30,14	26,28	25,03	0,0815	0,0065	92,0
2	26,79	23,36	23,11	0,0724	0,0066	90,1
3	41,3	30,6	28,66	0,112	0,00475	95,8
4	28,67	25,0	22,51	0,0775	0,00339	95,6

Uzyskane wysokie stopnie wyługowania zarówno złota, jak i platynowców dowodzą, że zastosowanie tiomocznika do rudy węglanowej zawierającej metale szlachetne jest bardzo skuteczne. Dlatego też w następnym etapie badań sprawdzono, jak stopień wyługowania złota i platynowców zależy od czasu ługowania. Wyniki badań przedstawiono na rys. 1 i 2. Po trzech godzinach ługowania uzyskano 92, 92,5, 92 % wyługowania złota, platyny i palladu. Przedłużenie ługowania do 20 godzin poprawiło wyługowanie złota o 2%, platyny o 1%, a palladu jedynie o 0,5%. W roztworach po ługowaniu stężenie tiomocznika oznaczano metodą jodanometryczną. Z różnicy zawartości tiomocznika w roztworze przed i po ługowaniu wyznaczono, jakie jest zużycie tiomocznika na 1 kg ługowanej rudy. Wynosi ono średnio 30 g na tonę rudy.



Rys. 1. Wpływ czasu ługowania na zawartość złota w pozostałości po ługowaniu tiomocznikiem zobojętnionej rudy węglanowej



Rys. 2. Wpływ czasu ługowania na zawartość platynowców w pozostałości po ługowaniu tiomocznikiem zobojętnionej rudy węglanowej

Ługowanie tiomocznikiem koncentratu złota

Koncentrat złota o składzie podanym w tabeli 2 poddawano ługowaniu roztworem tiomocznika o takim samym składzie jak w przypadku rudy węglanowej, w temperaturze 18 °C. Czas ługowania wynosił 20 godzin.

W koncentracie poddawanym ługowaniu, jak zaznaczono wcześniej, złoto i platynowce osadzone są w matrycy pirytovej i arsenopirytovej. Takie surowce metali szlachetnych przed typową przeróbką hyrometalurgiczną poddaje wstępnej obróbce mającej na celu rozkład matrycy siarczkovej.

W przedstawionej pracy do rozkładu pirytu i arsenopirytu zawartego w koncentracie zastosowano nową, zaproponowaną przez autorów metodę ługowania koncentratu w warunkach redukcyjnych. Metoda ługowania redukcyjnego dokładnie opisana w pracach Kołodziej i Adamskiego (1988, 1990), polega na poddawaniu koncentratu złota działaniu roztworu kwasu solnego w obecności substancji powodujących obniżenie potencjału utleniająco-redukcyjnego roztworu do wartości około –600 mV względem nasyconej elektrody kalomelowej. W tych warunkach pirit i arsenopirit ulegają rozтворzeniu, a złoto i inne metale szlachetne pozostają w fazie stałej. Faza stała stanowi wzbogacony metodą chemiczną koncentrat metali szlachetnych.

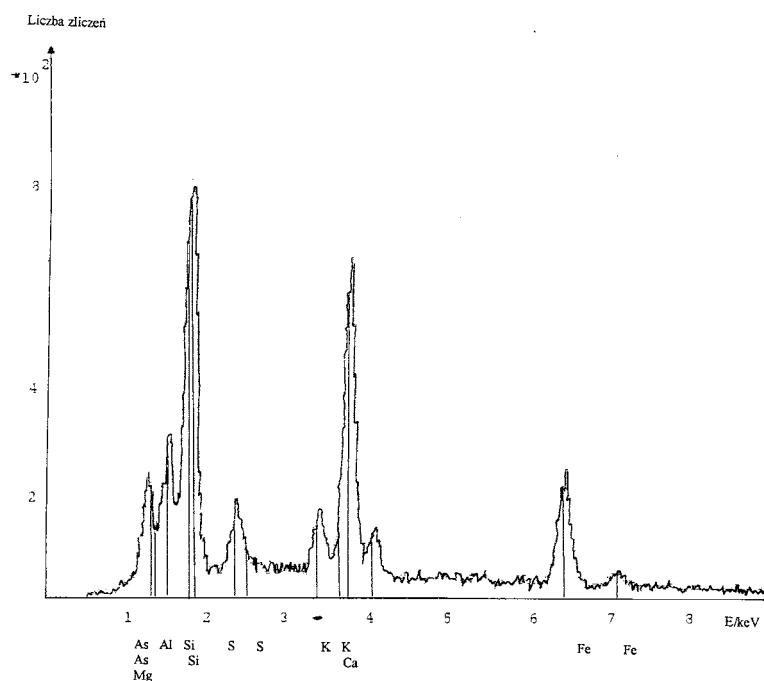
Wynik analizy rentgenowskiej koncentratu metali szlachetnych potwierdza przewidywany efekt ługowania redukcyjnego. Na zarejestrowanym widmie rentgenowskim koncentratu złota przed ługowaniem redukcyjnym (rys. 3) występują wyraźne maksima wskazujące na obecność związków żelaza, siarki i arsenu. Na widmie rentgenowskim fazy stałej uzyskanej po ługowaniu redukcyjnym (rys. 4), maksima świadczące o obecności związków żelaza, siarki i arsenu zanikają. Pojawiają się natomiast inne, odpowiadające metalom szlachetnym, takim jak złoto i platyna.

Świadczy to o tym, że cel ługowania redukcyjnego osiągnięto, ziarna metali szlachetnych zostały uwolnione z matrycy siarczkowej. Zawartość złota i platynowców w fazie stałej uzyskanej po ługowaniu redukcyjnym koncentratu złota podano w tabeli 4. Tę fazę stałą nazywa się dalej wzbogaconym koncentratem metali szlachetnych.

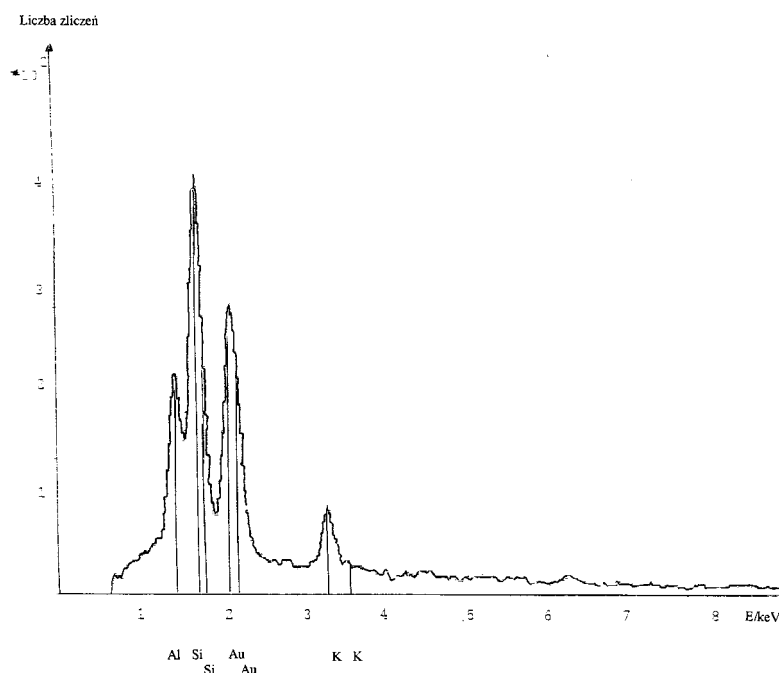
Tabela 4. Zawartość (w ppm) złota, platyny i palladu w fazie stałej po ługowaniu redukcyjnym koncentratu złota

Pierwiastek	Zawartość
Au	205,0
Pt	5,60
Pd	6,72

W następnym etapie badań wzbogacony koncentrat metali szlachetnych został poddany ługowaniu roztworem tiomocznika. Skład roztworu ługującego był następujący: 10 g/dm³ tiomocznika, 5 g/dm³ Fe(III), pH roztworu zaś regulowano kwasem solnym, tak by pH = 1. Czas ługowania przebiegającego w temperaturze 18 °C wynosił 20 godzin (skład roztworu i parametry ługowania były takie same jak w przypadku ługowania koncentratu złota). Po ługowaniu fazę stałą oddzielono od roztworu, do-



Rys. 3. Widmo rentgenowskie koncentratu złota przed ługowaniem redukcyjnym



Rys. 4. Widmo rentgenowskie koncentratu złota po ługowaniu redukcyjnym

kładnie przemyto, wysuszono i poddano analizie, oznaczając zawartość złota i platyny. Wyniki analiz przedstawiono w tabeli 5.

Tabela 5. Zawartość (w ppm) złota, platyny i palladu w fazie stałej po ługowaniu wzbogaconego koncentratu złota roztworem tiomocznika

Pierwiastek	Zawartość
Au	67,65
Pt	0,11
Pd	0,10

Uzyskano 67% wyługowanie złota w porównaniu do 50%, jakie osiągnięto w procesie ługowania tiomocznikiem pierwotnego koncentratu złota (nie poddawanego ługowaniu redukcyjnemu). Dzięki ługowaniu redukcyjnemu wyługowanie złota wzrosło o 17%. Prawdopodobnie pozostałe 33% Au pozostaje w fazie stałej w postaci bardzo trudno ługowalnych związków złota, np. tellurku złota. Nadzwyczaj zadowalające rezultaty osiągnięto dla procesu ługowania platyny. Analiza zawartości platyny i palladu w fazie stałej po ługowaniu tiomocznikiem wzbogaconego koncentratu metali szlachetnych wskazuje, że osiągnięto wyługowanie tych metali w ilości 98–99%.

PODSUMOWANIE

W wyniku przeprowadzonych badań nad ługowaniem różnych surowców metali szlachetnych tiomocznikiem wykazano, że:

- Zastosowanie tiomocznika do ługowania rudy węglanowej zawierającej metale szlachetne jest bardzo skuteczne. Po 3 godzinach ługowania prowadzonego w temperaturze 18 °C uzyskano odpowiednio 92, 92,5 i 92 % wyługowania złota, platyny i palladu. Przedłużenie czasu ługowania do 20 godzin poprawia wyługowanie złota o 2%, platyny o 1% a palladu o 0,5%.

- Zastosowanie ługowania tiomocznikiem do typowych koncentratów złota pochodzących z rud *refractory*, w których metale szlachetne są zamknięte w matrycach siarczkowych pirytów, arsenopirytów i innych minerałów wymaga wstępnej przeróbki koncentratu. W tym celu zaproponowano metodę ługowania redukcyjnego.

- Wstępne ługowanie koncentratu metali szlachetnych w warunkach redukcyjnych pozwala na rozłożenie matryc siarczkowych i uwolnienie metali szlachetnych – złota i platynowców. Dzięki wstępnemu ługowaniu redukcyjnemu koncentratu ekstrakcja złota do roztworu w procesie właściwego ługowania tiomocznikiem wzrasta o 17% w porównaniu z wydajnością ekstrakcji Au z pierwotnego koncentratu złota, nie poddawanego obróbce wstępnej. Wyługowanie platyny i palladu osiąga wartość 98–99% w porównaniu do 26% Pt i 57% Pd, jakie uzyskiwano w wyniku ługowania koncentratu złota nie poddawanego wstępnemu ługowaniu redukcyjnemu.

Autorzy pracy dziękują Panu Profesorowi doktorowi habilitowanemu Wiesławowi Żyrnickiemu, kierownikowi Zakładu Chemii Analitycznej Instytutu Chemii Nieorganicznej i Metalurgii Pierwiastków Rzadkich, za bezinteresowne wykonanie trudnych analiz zawartości złota w koncentracie siarczkowym i roztworach po ługowaniach.

LITERATURA

- BEREZOWSKY R.M.G.S., SEFTON V.B., 1979, *Recovery of gold and silver from oxidation leach residues by ammoniacal thiosulphate leaching*, 108th AIME Annual Meeting, New Orleans, Louisiana, February 18–22.
- BIANGARDI K.A., *The treatment of sulphide copper ores by the LM process*, Company phamplet, Germany.
- BILSTON D.W., LABROOY S.R., WOODCOCK, J.T., 1984, *Gold and silver leaching from an oxidized gold ore with thiourea controlled conditions*, Extr. Metall. Symp., Melbourne, November 1984, 12–14.
- BODSON F.J.J., 1982, *Traitement de matiers sulfureuses en vue de recuperer les metaux contenus*, French Patent No. 2476137.
- CHTYAN G.S., 1976, *Possibility of extracting gold using an acid solution of thiourea in the presence of ozone*, Arm. Khim. Sh., 29(3) 225–229.

- GABRA G., 1983, *Etude de la cinetique de dissolution de l'or du concentre de pyrite par une dissolution acide de thiouree*, Report of the Centre de Recherches Minerales, Quebec, July.
- GABRA G., 1984, *Leaching of gold from pyrite and chalcopyrite concentrate using acidified thiourea*, 23rd Annual Conference Meeting, CIMM, Quebec, Canada, August.
- GROENWALD T., 1977, *Potential application of thiourea in the processing of gold*, J. S. Afr. Inst. Min. Metall., 217–224.
- HISSEON R.J., WALLER C.G., 1984, *Recovery of gold and thiourea*, Mining Mag., September 237–242.
- KAKOVSKII I.A., KHMIELNITSKAYA O.D., PANCHENKO A.F. AND LODISHEKIKOV V.V., 1982, *Thiocarbamide – solvent for gold and silver*, Fiziko Khimich. Osnovy Pererabot. Miner. Syr'ya, 148–155.
- KOŁODZIEJ B., ADAMSKI Z., 1988, *Roztworzenie pirytu w roztworach kwasu solnego w obecności tytanu*, Fizykochem. Probl. Miner., 20, 239–250.
- KOŁODZIEJ B., ADAMSKI Z., 1990, *Wzbogacanie polimetalicznych surowców siarczkowych metodą lugowania w warunkach redukcyjnych*, Fizykochem. Probl. Miner., 22, 161–171.
- LODEISCHIKOV V., PALCHENKO A., BRYANTSEVA H., 1968, *Use of thiourea as a solvent for gold*, Nach. Tr. Irk. Go. N.I.I.R.M., 72–84.
- MOUSSOULOS L., POTAMIANOS N., KONTOPOULOS A., 1984, *Recovery of gold and silver from arseniferous pyrite cinders by acidic thiourea leaching*, Proc. TMS–AIME Int. Symp. Los Angeles, Ca., February 1984, 27–29.
- PLAKSIN N., KOSHUKHOVA M.A., 1960, *Dissolution of gold and silver in solutions of thiourea*, Sb. Naucz. Trud. Inst. Isvet. Metal., 33, 107–109.
- PLAKSIN N., KOSHUKHOVA M.A., 1941, *The solubility of gold and silver in thiourea*, Dok. Akad. Nauk SSSR, 31, 671–674.
- SCHULZE R.G., 1984, *New aspect in thiourea leaching of precious metals*, J. Met., 62–65.
- TARTARU S., 1968, *Dissolution of gold in thiourea solution*, Rev. Roum. Chim., 13 (7), 891–897.
- VAN LIRDE A., OLLIVER P., LESOILLE M., *Development du nouveau procede de traitement pour le mineral de Salsigne*, 1982, Ind. Min. Les Tech., 10, 399–410.
- WEN C.D., 1982, *Studies and prospects of gold extraction from carbon bearing clay gold ore by the thiourea process*, Paper No. II-8, Proc. XIV Int. Min. Process. Congr., Toronto, Oct. 1982, 17–23, CIMM, Canada.

Kołodziej B., Adamski Z., Leaching of noble metals from ores by thiourea., *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 31, 145–155 (in Polish)

The aim of the present work was to investigate the properties of leaching by means of thiourea for:

- the carbonate ore, in which the concentration of gold of 5g/ton was found,
- the gold concentrate, which contains 100 g of gold per ton, encapsulated in pyrites and arsenopyrites matrix.

It was found that the application of thiourea to the leaching of carbonate ore is very efficient. After 3 hours of leaching at 18 °C the 92.5% and 92% of gold, platinum and palladium, respectively, was extracted. In the case of gold concentrate originating from refractory ores the preliminary reductive leaching was used. In the essential leaching by thiourea the 47% increase of leaching of gold was observed. After 20 hours of leaching at 18 °C the 68%, 98% and 99% gold, platinum and palladium was leached.