

TABLA 3. Resultados experimentales de la calcinación-lixiviación

No.	Matriz	Con NaOH	Con KOH
1	abcde	39,1	47,33
2	bc	30,42	24,23
3	ace	51,83	58,99
4	cd	9,12	12,16
5	ab	70,20	80,06
6	bde	14,28	19,66
7	ad	52,96	66,87
8	e	11,04	8,89

DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Los resultados del tratamiento de las cromitas mediante la lixiviación alcalina directa utilizando como agente oxidante el peróxido de hidrógeno (H₂O₂) son poco alentadores, la extracción de cromo no supera el 7,5 % empleando NaOH y KOH respectivamente.

Con el empleo de MnO como agente oxidante el cuadro se muestra un tanto similar, aunque se observa un ligero incremento de la extracción de cromo: 12,36 % para el NaOH y 13,91 % para el KOH.

A juzgar por los resultados de la Tabla 4 las extracciones de cromo por el método calcinación-lixiviación superan notablemente los resultados alcanzados en la lixiviación alcalina directa. Los valores de extracción de cromo para el proceso en cuestión se encuentran en el orden de 70 y 80 % para ambos agentes de tostación (NaOH y KOH).

Los modelos matemático-estadísticos del experimento que definen la influencia de los factores investigados en la extracción de cromo se expresan a continuación:

$$E = 38,47 + 18,65 T_{cal} + 3,63 t_{cal} - 2,25 M_{NaOH} - 6,0 T_{lix} - 5,85 t_{lix} \quad (1)$$

$$E = 39,77 + 23,48 T_{cal} + 3,05 t_{cal} - 4,1 M_{KOH} - 3,71 T_{lix} - 6,06 t_{lix} \quad (2)$$

Los valores del intervalo de confianza (0,86 y 0,99) respectivamente indican que todos los factores influyen de manera significativa en la extracción de cromo. A la temperatura de calcinación corresponde el mayor efecto sobre la extracción, donde un aumento de la primera se refleja en un incremento de esta última. Efecto similar se reporta por Aguaso y Ahumada (1991). Este último elemento corrobora los resultados del análisis termodinámico: la disminución del potencial isobárico-isotérmico en el intervalo de temperatura anteriormente señalado.

La conjugación de estos elementos permite señalar que el aumento de la temperatura trae consigo un incremento de la conversión del Cr (III) en Cr (VI) en forma de cromato de sodio o de potasio, según sea el caso.

El efecto de los reactivos se puede apreciar al comparar las expresiones (1) y (2). A pesar de que la influencia de los factores investigados mantiene la mis-

ma regularidad, los mejores valores de la extracción corresponden al hidróxido de potasio.

Los resultados de las pruebas de optimización muestran que, en efecto, puede lograrse mayor extracción de cromo aumentando la temperatura y el tiempo de calcinación, y disminuyendo el consumo de NaOH o KOH, la temperatura y el tiempo de lixiviación. Para ambos casos las condiciones óptimas del proceso se establecen para temperatura de calcinación igual a 1 300 °C, donde se alcanzan extracciones de 83,5 y 88,5 % respectivamente. Resultados similares han sido reportados por Aguaso y Ahumada (1991).

TABLA 4. Resultados de las pruebas de optimización de la calcinación-lixiviación

Calcinación			Lixiviación			
No.	Tcal	tcal	m(NaOH)	Tlix	tlix	E ^{Cr}
1	900	66	1,94	86	50	69,10
2	1 100	72	1,92	82	40	78,40
3	1 300	78	1,90	78	30	83,50
4	1 500	80	1,88	74	20	79,80
No.	Tcal	tcal	m(KOH)	Tlix	tlix	E ^{Cr}
1	900	64	2,56	88	52	72,30
2	1 100	68	2,53	86	44	83,90
3	1 300	72	2,50	84	36	88,54
4	1 500	78	2,47	82	28	85,10

Finalmente, se puede establecer que la obtención de cromatos a partir de los concentrados de baja ley de la mina de Cayo Guam es tecnológicamente factible mediante el proceso de calcinación-lixiviación, descartándose la lixiviación alcalina directa.

Las extracciones alcanzadas mediante el mencionado proceso dependen del tipo de agente de tostación utilizado. Los mejores resultados se logran cuando se emplea hidróxido de potasio.

La implementación de esta tecnología permitirá lograr extracciones de cromo entre 83 y 88 %.

BIBLIOGRAFÍA

- AGUASO, S. Y J.C. AHUMADA: "Estudio de la fusión alcalina de un mineral de cromita mexicano", *Rev. Metalurgia*, CENIM, 27 (6): 403-407, 1991.
- BARSKI, L. & G. KOZIN: *Sistmii analiz na obogatitelnij fabrikaj*, Nedra, Moskva, 1983.
- CLAY, J.C.; J.F. PEARCE & B.H. THRETTHEWEY: "An acid process for the production of chromite anhydrides from chromite ore", *J. Soc. Chem. Ind.*, 69 :273-281, 1950.
- HUNDLEY, G.J.; D.M. NILSEN & R.E. SIEMENS: USBM. RI8977, 1985.
- HUNDLEY, G.M.; R.E. MUSSLER & R.A. HOLMES: USRB. RI19167, 1988.
- JAN, G.: *Oprobobanie i kontrol obogatitelni protseccov*, Nedra, Moskva, 1979.
- KRESTOVNIKOV, A.N. y V.N. VIDOROVICH: *Termodinámica Química*, Mir, Moscú, 1980.
- STEPHEN, C. THOMSON and F. LAWSON: "Chromite for the production of chromium chemicals", *Proc. Australas Inst. Min. Metall.*, 289 (4) :113-116, 1984.

POSIBILIDAD DE REUTILIZACIÓN DEL LICOR AGOTADO DURANTE LA PRECIPITACIÓN DEL OXALATO DE COBALTO

Ing. María A. Moreno Daudinot
Ing. Roberto Viera Martínez
Ing. Elizabeth García Liranza
Ing. Osdani Soto Cañizares

Centro de Investigaciones de la Laterita. Carretera de Yagrumaje, Moa

RESUMEN:

Se estudia a escala de laboratorio la posibilidad de aprovechar el licor residual generado durante la precipitación del oxalato de cobalto en la reextracción del extracto obtenido en el proceso de extracción por solventes. Se analiza la cinética y las etapas necesarias para la reextracción.

Es conocida la utilización del ácido oxálico (HO₂C.CO₂H.2H₂O) para la precipitación del oxalato de cobalto que se emplea en la obtención del polvo de cobalto metálico de elevada pureza. La ecuación que caracteriza esta reacción es:



En el Centro de Investigaciones de la Laterita se ha trabajado en la precipitación de esta sal a partir de licores concentrados de sulfato de cobalto, con concentraciones de 90 g/L de cobalto, obtenidos en un circuito continuo (mini-planta) para la extracción por solventes de este elemento.

El esquema de extracción por solventes puede ser representado de forma general según la Figura 1.

La mini-planta de extracción por solventes está

ABSTRACT:

At lab scale is studied the possibility to use residual liquor generated during cobalt precipitation with oxalic acid to remove cobalt in stripping stage of solvent extraction process. Kinetic reextraction and required stages are also taken in account.

solvente descargado para su uso repetitivo en las etapas de extracción del cobalto. Este proceso es continuo y requiere del control eficiente de los flujos y el pH en cada una de las etapas.

En la etapa de extracción la solución inicial y el solvente salinificado son suministrados en contracorriente a un mezclador (ver Figura 1), ocurriendo el intercambio de iones entre las fases acuosa y orgánica que son separadas en el sedimentador.

- A las etapas de lavado pasa el solvente cargado donde se eliminan los metales coextraídos en las etapas de extracción y que constituyen impurezas.
- En las etapas de reextracción se extrae el metal de interés por una solución acuosa ácida, obteniéndose una solución del metal con concentración de hasta 100 g/L.

La solución obtenida en la etapa de reextracción es la empleada para la precipitación de la sal oxálica de cobalto.

El trabajo tiene como objetivos, realizar y determinar la isoterma de reextracción y valorar la posibilidad de reutilización del licor residual.

MATERIALES Y MÉTODOS

Todos los experimentos fueron realizados a temperatura ambiente y con agitación mecánica de las fases acuosa y orgánica.

Extrayente: PC 88A al 20 % en turbocombustible de aviación cargado.

Reextracciones con: H₂SO₄ a 150 g/L.

Reextracciones de control: H₂SO₄ a 200 g/L.

1. Se toma un volumen del solvente cargado.
2. Se toma un volumen de ácido, se añade al solvente y se agita.
3. Se separan las fases acuosa y orgánica.
4. Se analiza la composición del reextracto.
5. Se reextrae nuevamente el reextracto con la solución ácida más concentrada y se analiza la composición de elementos metálicos en ésta.



FIGURA 1. Diagrama de flujo de extracción por solventes.

integrada por tres etapas de extracción, dos de lavado, cuatro de reextracción y una etapa de salinificación del

Una vez obtenidos los resultados de las concentraciones de los metales en las fases, se resumen en tablas (expresados en g/L).

La simbología utilizada es:

FO: fase orgánica

FA: fase acuosa

EX: extracto

LC: lavado de control

Isoterma de reextracción

Condiciones experimentales

FO: PC 88A cargado.

FA: solución de ácido sulfúrico a 150 g/L.

FO/FA: 8:1, 4:1, 2:1, 1:1.

Tiempo de contacto: 600 s.

pH reextracto: 1,39 ; 0,97 ; 0,94 ; 0,92.

Para la realización de la isoterma de reextracción se cargó el PC 88A a un pH = 4,5 con solución de sulfatos; el extracto obtenido fue lavado con solución concentrada de sulfato de cobalto, lográndose un extracto lavado con una concentración de 14,95 g/L de cobalto. A este se le efectuó la reextracción con solución de ácido sulfúrico a diferentes relaciones de fases. Los resultados analíticos de las corridas experimentales se muestran en la Tabla 1.

TABLA 1. Isoterma de reextracción. Resultados analíticos y cálculo de los parámetros de reextracción

FO:FA	Elementos	Co
1:1	EX _g -1 (g/L)	14,87
	LC _g -1 (g/L)	0,053
	D	0,005
	PR (%)	99,462

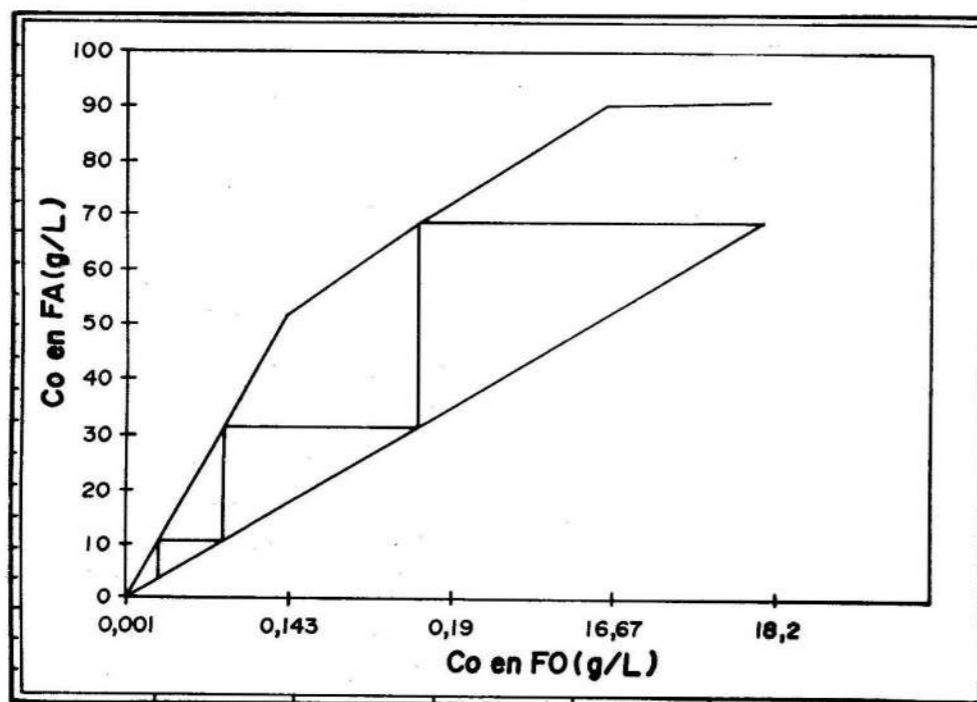


FIGURA 2. Isoterma de reextracción del cobalto.

TABLA 1. (Continuación)

FO:FA	Elementos	Co
2:1	EX _g -2 (g/L)	30,20
	LC _g -2 (g/L)	0,0874
	D	0,003
	PR (%)	99,415
4:1	EX _g -3 (g/L)	51,09
	LC _g -3 (g/L)	0,1418
	D	0,003
	PR (%)	99,052
8:1	EX _g -4 (g/L)	77,75
	LC _g -4 (g/L)	14,87
	D	0,003
	PR (%)	98,368
	SI (g/L)	14,950

Análisis de los resultados

Según los índices cuantitativos calculados, D (coeficiente de distribución) y PR (porcentaje de reextracción), se comprueba que un porcentaje elevado del cobalto cargado en la fase orgánica fue reextraído. Para todas las relaciones de fases evaluadas los porcentajes de reextracción fueron elevados. En las relaciones 1:1, 2:1, 4:1, éstos estuvieron entre 99,44 y 99,05. En la relación de fases FO/FA = 8:1 se nota un ligero descenso en el porcentaje de la reextracción con un valor de 98,36, lo que indica que la relación de fases utilizada es elevada, por lo que la solución de ácido empleada con concentración de 150 g/L no puede reextraer todo el cobalto contenido en la fase orgánica cargada.

De acuerdo a la isoterma de reextracción (Figura 2) para el cobalto se determinó que tres etapas de reextracción son suficientes para separar más del 99,4 % del cobalto de la fase orgánica cargada.

Cinética de reextracción

Condiciones experimentales

FO: PC 88A cargado.

FA: solución de ácido sulfúrico a 150 g/L.

FO/FA: 4:1.

Tiempo de contacto de las fases (s): 60, 180, 300, 420, 600.

El solvente cargado se reextrajo con solución de ácido sulfúrico tomando muestras del extracto a diferentes tiempos.

Análisis de los resultados

Según se aprecia en la Tabla 2 casi todo el níquel fue reextraído de la fase orgánica cargada para todos los tiempos de reextracción, siendo, en todos los casos, el porcentaje de reextracción superior a 99,96. Los coeficientes de distribución y los porcentajes de reextracción indican que un porcentaje elevado del cobalto pasó a la fase acuosa. Los porcentajes de reextracción fueron superiores al 99,36 por lo que se puede concluir que un tiempo de reextracción de cinco minutos es suficiente para reextraer el mayor porcentaje de cobalto de la fase orgánica.

TABLA 2. Cinética de reextracción de la fase orgánica cargada

Tiempo (min)	Elementos	Ni	Co
1	EX _g -1 (g/L)	0,0054	40,55
	LC _g -1	0,004	0,533
	D	0,74	0,013
	FS (Co/Ni)	0,017	1,0
	PR (%)	99,97	96,43
3	EX _g -2 (g/L)	0,00535	43,41
	LC _g -2	0,028	0,193
	D	5,23	0,004
	FS (Co/Ni)	0,00084	-
	PR (%)	99,81	98,7

TABLA 3. Reextracción con licor residual de oxalato de Co (1LF)

Elementos (g/L)	Ni	Co	Fe	Cu	Zn	Mn	Mg	Ca
SI	0,17	15,40	0,001	0,0004	0,001	2,11	1,10	0,85
REI-1	0,074	15,02	0,115	0,0002	0,007	2,11	1,13	0,81
REII-2	0,017	15,52	0,189	0,0005	0,012	2,11	1,13	0,80
REIII-3	0,014	45,1	0,147	0,007	0,145	3,86	1,86	0,81
SL-1	0,002	0,067	0,043	0,0003	0,001	0,006	0,005	0,39
SL-2	0,002	0,597	0,074	0,0006	0,002	0,069	0,037	0,38
SL-3	0,002	1,55	0,078	0,002	0,007	0,123	0,065	0,41
D	7,0	29,09	1,88	3,5	20,7	31,28	28,61	1,97
FS (Co/Me)	4,15	1,0	15,47	8,31	1,40	0,972	1,016	14,76
PR (%)	95,45	98,56	84,94	91,30	98,415	98,95	98,84	85,53

TABLA 2. (Continuación)

Tiempo (min)	Elementos	Ni	Co
5	EX _g -3 (g/L)	0,0067	47,58
	LC _g -3	0,005	0,125
	D	0,75	0,0026
	FS (Co/Ni)	0,0035	-
	PR (%)	99,96	99,36
10	EX _g -4 (g/L)	0,0068	31,35
	LC _g -4	0,004	0,090
	D	0,59	0,0029
	FS (Co/Ni)	0,0049	-
	PR (%)	99,97	99,39

Evaluación de la reextracción de la fase orgánica con solución ácida, residuo de la obtención de la sal de oxalato de cobalto

Condiciones experimentales

FO: PC 88A cargado.

FA: licores residuales de la precipitación del oxalato de cobalto y solución de ácido sulfúrico a 166 g/L de concentración.

Tiempo de contacto (s): 600.

Se realizaron 4 pruebas de reextracción con solución residual de la precipitación del oxalato de cobalto obtenido con diferentes porcentajes de precipitación y evaporación.

- Solución 1LF 63 % de evaporación del licor residual y 84 % de precipitación.
- Solución 2LF 63 % de evaporación del licor residual y 87 % de precipitación.
- Solución LF4A 60 % de evaporación del licor residual y 87 % de precipitación.
- Solución LF4B 55 % de evaporación del licor residual y 87 % de precipitación.

Se desarrollaron 4 corridas experimentales a contracorriente para evaluar el aprovechamiento de este licor residual, así como una corrida experimental con solución ácida (H₂SO₄ a 160 g/L). Se determinaron los índices cuantitativos, los cuales se muestran en las Tablas 3, 4, 5, 6 y 7.

TABLA 4. Reextracción con licor residual de oxalato de Co (2LF)

Elementos (g/L)	Ni	Co	Fe	Cu	Zn	Mn	Mg	Ca
SI	0,22	14,38	0,0006	0,0002	0,0007	1,96	0,954	0,478
REI-4	0,20	14,17	0,018	0,0002	0,001	2,0	0,958	0,478
REII-5	0,18	13,0	0,075	0,0003	0,002	1,83	0,876	0,478
REIII-6	0,20	24,76	0,114	0,002	0,056	2,67	1,40	0,511
SL-4	0,001	0,136	0,003	0,0	0,0004	0,015	0,007	0,004
SL-5	0,003	1,17	0,019	0,0006	0,001	0,134	0,057	0,031
SL-6	0,001	1,33	0,032	0,0007	0,004	0,128	0,060	0,024
D	6,66	18,6	3,56	2,85	14,0	20,85	23,33	21,29
FS (Co/Me)	2,79	1,0	5,22	6,52	1,32	0,892	0,79	0,046
PR (%)	86,95	94,90	78,08	62,62	93,33	95,42	95,89	95,51

TABLA 5. Reextracción con licor residual de oxalato de Co (LF4A)

Elementos (g/L)	Ni	Co	Fe	Cu	Zn	Mn	Mg	Ca
SI	0,004	7,50	0,001	0,00008	0,006	1,55	0,825	0,447
REI-7	0,004	7,40	0,028	0,0001	0,0007	1,55	0,741	0,426
REII-8	0,004	6,94	0,104	0,0004	0,003	1,42	0,745	0,395
REIII-9	0,005	15,12	0,173	0,0005	0,42	2,09	0,973	0,426
SL-7	0,002	0,054	0,004	0,0001	0,0008	0,007	0,004	0,003
SL-8	0,002	0,746	0,018	0,0008	0,002	0,110	0,070	0,034
SL-9	0,002	1,30	0,019	0,001	0,003	0,54	0,024	0,13
D	1,66	11,63	9,105	0,5	14,0	38,70	40,54	32,53
FS (Co/Me)	7,0	1,0	1,27	23,26	0,83	0,30	0,28	0,357
PR (%)	62,5	92,08	30,10	33,33	93,33	97,48	97,59	97,02

TABLA 6. Reextracción con licor residual de oxalato de Co (LF4B)

Elementos (g/L)	Ni	Co	Fe	Cu	Zn	Mn	Mg	Ca
SI	0,002	6,64	0,001	0,0003	0,001	1,37	0,677	0,510
REI-10	0,001	0,449	0,007	0,0004	0,001	0,058	0,029	0,021
REII-11	0,001	0,550	0,031	0,0007	0,002	0,082	0,042	0,028
REIII-12	0,0004	2,86	0,071	0,002	0,011	0,342	0,052	0,077
SL-10	0,002	6,37	0,045	0,0002	0,0002	1,37	0,680	0,584
SL-11	0,0004	5,97	0,104	0,0002	0,003	1,25	0,600	0,458
SL-12	0,001	16,59	0,158	0,0004	0,44	1,96	0,838	0,510
D	0,4	0,17	0,44	5,0	0,25	0,174	0,18	0,15
FS (Co/Me)	0,425	1,0	0,38	0,034	0,68	0,977	0,94	1,13
PR (%)	28,57	14,70	31,0	83,33	20,0	14,85	15,35	13,11

TABLA 7. Reextracción con solución de ácido sulfúrico a 166 g/L

Elementos (g/L)	Ni	Co	Fe	Cu	Zn	Mn	Mg	Ca
REI-13	0,001	0,015	0,019	0,0003	0,008	0,0009	0,0004	0,36
REII-14	0,003	0,169	0,031	0,0005	0,029	0,009	0,003	0,39
REIII-15	0,0075	35,12	0,038	0,023	0,169	2,06	0,68	0,40
SL-13	0,001	0,033	0,016	0,0002	0,0007	0,002	0,001	0,38
SL-14	0,001	0,017	0,027	0,0002	0,0006	0,001	0,0005	0,37
SL-15	0,003	0,162	0,015	0,0003	0,002	0,010	0,003	0,37
D	2,5	216,79	2,53	76,66	84,5	206	226,6	1,08
FS (Co/Me)	86,71	1,0	85,68	2,82	2,56	1,05	0,95	200,73
PR (%)	88,23	99,84	88,37	99,57	99,60	99,83	99,85	76,43

Las corridas se realizaron simulando tres etapas de reextracción a escala de laboratorio con relación FO/FA = 1:1, 3:1.

Análisis de los resultados

Durante el desarrollo de los experimentos de reextracción todas las soluciones evaluadas provocaron la precipitación del oxalato de cobalto durante la reextracción del solvente cargado, esto originó la formación de emulsiones estables, de lenta separación de las fases. Las mayores precipitaciones se originaron durante el tercer contacto de las fases.

En las pruebas realizadas se demuestra que la operación de reextracción del solvente cargado con cualquiera de las soluciones residuales evaluadas es ineficaz, sobre todo porque hace inoperable cualquier circuito de extracción por solventes. La presencia de un precipitado origina serias pérdidas del solvente y lentas separaciones de fases.

La solución LF4B no se tuvo en cuenta aunque el porcentaje de extracción de las impurezas es muy bajo, pues a su vez es también muy bajo el porcentaje de extracción de cobalto (14,70 %).

La solución LF4A aunque tiene un porcentaje de extracción de níquel bajo (62,5 %) no se tuvo en cuenta porque el porcentaje de reextracción del cobalto es más pequeño que en las soluciones 1LF, 2LF y también es más elevado el porcentaje de reextracción del Fe (90,10 %) y del Mn (97,48 %) que en las soluciones antes mencionadas.

Al hacer una valoración de los resultados obtenidos con los licores 1LF y 2LF se observa que el primer licor de reextracción extrae más Ni (95,45 %) que el segundo (86,95 %). La solución 1LF muestra comparativamente mayor reextracción de cobalto (98,56 %) que la solución 2LF (94,90 %), pero negativamente es la solución que mostró los mayores porcentajes de reextracción de impurezas contenidas en la fase orgánica (ver Tabla 7).

Las soluciones evaluadas no muestran condiciones para su utilización directa en la reextracción del cobalto del solvente cargado, La solución 2LF mostró los mejores índices.

Comparativamente pueden verse en la Tabla 7 los resultados obtenidos por la utilización clásica de la solución de ácido sulfúrico para la reextracción de la fase orgánica.

CONCLUSIONES

1. Para el proceso de reextracción del cobalto de la fase orgánica cargada es necesario la implemen-

tación de tres etapas de reextracción con solución de ácido sulfúrico a 150 g/L.

2. La relación de fases (FO/FA) durante la reextracción debe ser 4:1 para obtener un porcentaje de ésta de 99,36 % y concentraciones de cobalto en la solución producto de 50 g/L, por lo que son suficientes cinco minutos de reextracción.
3. Las soluciones residuales del proceso de precipitación del oxalato de cobalto evaluadas como posibles soluciones de reextracción del cobalto en la sección de reextracción, arrojaron resultados negativos por la persistente precipitación del oxalato de cobalto. Esto originó la formación de emulsiones estables de lenta separación de fases y elevadas pérdidas de fase orgánica por formación de crud, por lo que el solvente orgánico cargado y lavado no debe ser tratado directamente en las etapas de reextracción con los licores residuales que presenten características similares a los evaluados en este trabajo, porque bajo estas condiciones cualquier circuito de extracción se hace inoperante.

BIBLIOGRAFÍA

AMER, S.: "Aplicaciones de la extracción con disolventes a la hidrometalurgia, III parte, Níquel, cobalto, manganeso y nódulos oceánicos", *Rev. Metal. CENIM*, vol.17, no.1, 1981.

ANDO, M.; M. TAKAHASHI and T. OGATA: "Separation of cobalt from nickel in N.M.C. process", *Proceeding of the International Solvent Extraction Conference, ISEC'77, CIM Special volume 21, 1977.*

DAIHACHI CHEM. IND. Co. Ltd.: "PC 88-A, a reagent for metal extraction", *Technical Bull.*, 1983.

DANIEL, FARRINGTON y ROBERT ALBERTY: *Físico-Química*, 1963.

LÓPEZ, F. y M.E. MANZANO: "Separación por extracción líquido-líquido de Cu, Ni y Cr", *Ingeniería química*, 1985.

MCCABE, W.L. y JULIÁN C. SMITH: *Operaciones básicas de ingeniería química*, 1981.

MORENO, A. y E. GARCÍA: "Separación de Co de soluciones de Ni+Co con el extrayente chino P-507", *MINEMETAL'91, Habana*, 1991.

PRESTON, J.S.: "Recent development in the separations of nickel and cobalt from sulphate solutions by solvent extraction", *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 1983.

RITCEY, GORDON M.: *Conferencias, CIL*, marzo/1991.

— and A.W. ASHBROOK: *Solvent extraction. Principles and applications to process metallurgy*, ELSEVIER, 1984.

ZELIKMAN, A.N.; M. VOLDMAN y L.V. BELIAEVSKAYA: *Teoría de los procesos hidrometalúrgicos*, METALURGIA, Moscú, 1982

¡SUSCRÍBASE AHORA!