

REPUBLICA DE CUBA  
MINISTERIO DE EDUCACION SUPERIOR  
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALURGICO  
DOCTOR ANTONIO NUÑEZ JIMENEZ  
FACULTAD DE METALURGIA Y ELECTROMECHANICA  
DEPARTAMENTO DE METALURGIA

**RECUPERACION DE COBALTO POR MEDIO  
DE LA LIXIVIACION ACIDA DE  
LOS ESCOMBROS LATERITICOS.**

**RESUMEN DE LA TESIS EN OPCION AL GRADO  
CIENTIFICO DE DOCTOR EN CIENCIAS TECNICAS.**

**AUTOR: M. Sc. Ing. AMAURY PALACIOS RODRIGUEZ**

**TUTOR: Dr. C. JUAN RODRIGUEZ GAMBOA**

Departamento de Metalurgia

Facultad de Metalurgia y Electromecánica

Instituto Superior Minero Metalúrgico

**Año de la Revolución Victoriosa en el Nuevo Milenio**

## INTRODUCCIÓN

Las menas lateríticas ferro – níquelíferas internacionalmente son tratadas tanto por tecnologías pirometalúrgicas como hidrometalúrgicas. Las primeras recuperan aproximadamente el 70% del níquel y la mayor parte del cobalto se pierde con la escoria, a no ser que estas escorias sean tratadas para extraer el 40% del cobalto contenido en la materia prima, las formas de obtener estos productos son: ferro - níquel y matas de níquel. Por vía hidrometalúrgica se recupera el 95% de níquel y algo más del 90% de cobalto, cuando se utiliza la tecnología de lixiviación ácida. En la tecnología hidrometalúrgica de lixiviación carbonato - amoniacal se logran extracciones de níquel menores o iguales al 78% y hasta un 40 – 45% de cobalto.

Las recuperaciones relativamente bajas del cobalto por las diferentes vías expresada en el párrafo anterior, al parecer están relacionadas con el hecho de que en todas ellas este metal ha sido contemplado como elemento satélite del níquel y las condiciones tecnológicas establecidas han respondido, siempre a la máxima extracción de níquel como elemento primario.

En Cuba, poseedora de grandes reservas de menas lateríticas, se utiliza para la extracción de níquel y cobalto la vía hidrometalúrgica, representada por la tecnología carbonato amoniacal de las empresas René Ramos Latour y Ernesto Che Guevara y la tecnología ácida de la empresa Pedro Soto Alba (Moa Nickel SA.). Los productos que se obtienen por estas tecnologías son: sínter de níquel y sulfuros de níquel y cobalto, respectivamente.

En la actualidad una de las mayores reservas conocidas de cobalto es la que se localiza en el norte oriental de Cuba (Tabla 1), a partir de la cual, la extracción de éste es baja, influyendo en ello el hecho de que no existe una tecnología de recuperación del cobalto como elemento primario. En otras regiones del planeta sucede algo similar.

**Tabla 1:** Principales reservas de cobalto ( $\times 10^3$  t)

<b>Países</b>	<b>En explotación</b>	<b>Sin explotar</b>	<b>Total</b>
<b>Canadá</b>	<b>97</b>	<b>-</b>	<b>97</b>
<b>Cuba</b>	<b>110</b>	<b>950</b>	<b>1060</b>
<b>Indonesia</b>	<b>6</b>	<b>109</b>	<b>115</b>
<b>Filipinas</b>	<b>-</b>	<b>176</b>	<b>176</b>
<b>EE.UU.</b>	<b>-</b>	<b>74</b>	<b>74</b>
<b>CEI</b>	<b>200</b>	<b>20</b>	<b>220</b>
<b>Zaire</b>	<b>470</b>	<b>77</b>	<b>547</b>
<b>Zambia</b>	<b>145</b>	<b>No disponible</b>	<b>145</b>
<b>TOTAL</b>	<b>1028</b>	<b>1406</b>	<b>2434</b>

Fuente: INCO, World Nickel Outlook: 5 and 10 years

Las principales reservas de lateritas ferro – niquelíferas se encuentran localizadas en las regiones siguientes: (Tabla 2)

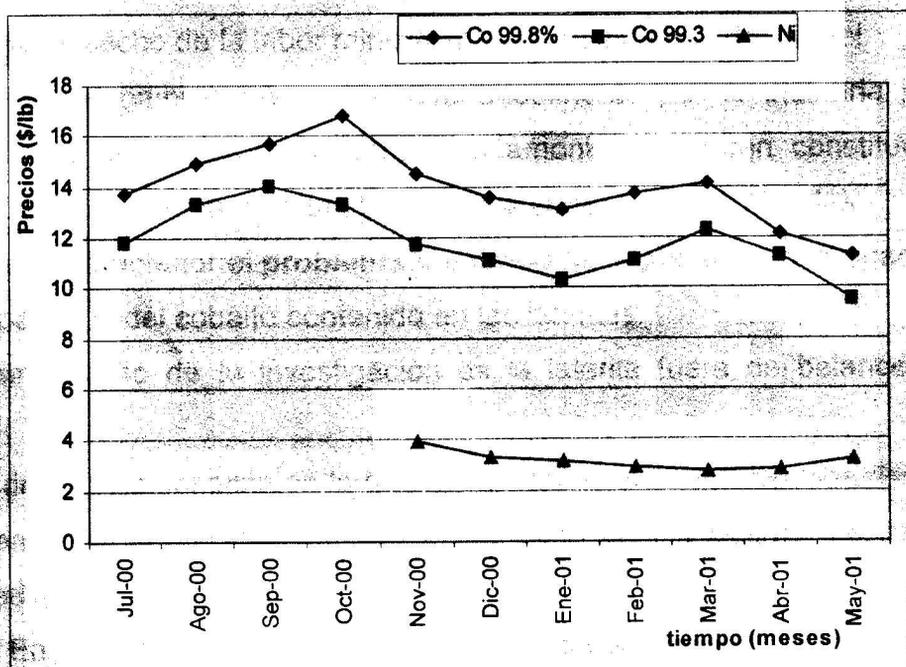
**Tabla 2:** Principales zonas con reservas de lateritas ferro – niquelífera.

Zonas	MMt de recursos	%
Caribe	2785	26.8
Nueva Caledonia	1890	18.3
Indonesia	1401	13.4
Filipinas	1162	11.2
Australia	1144	11.0
Africa	800	7.8
América Sur / Centro	661	6.3
Otros	539	5.2
<b>TOTAL</b>	<b>10383</b>	<b>100.0</b>

Fuente: INCO, World Nickel Outlook: 5 and 10 years

La diversidad de las aplicaciones del cobalto lo colocan como un metal estratégico en la industria metalúrgica contemporánea de ahí la gran importancia de obtener este valioso elemento. (Bie 1989)

Los precios del cobalto y el níquel en el mercado mundial actual se comportan de manera muy diferentes, siendo el precio del primero aproximadamente cuatro veces mayor al del segundo (Figura 1).



**Figura 1.-** Precios mensuales del níquel y el cobalto en la Bolsa de Metales de Londres. Fuente: Datos de Reuters. (Junio del 2001)

La minería cubana se realiza para garantizar un contenido mínimo de 0,9% de níquel en la mena alimentada sin tomar en consideración los contenidos de cobalto el cual puede alcanzar contenidos de hasta 0,12%. Las menas con cantidades de níquel inferiores a la

prefijada son consideradas escombros (desechos o residuos) y constituyen desde el punto de vista geológico las capas lateríticas fuera de balance u ocre inestructurales y estas son almacenadas en las llamadas escombreras. (Fisher 1959; Carballo 1998)

Las acumulaciones de menas fuera de balance o escombros como también se les llama, constituyen además un foco de polución ambiental que ocasiona un serio desequilibrio en el ecosistema de la región, generando la contaminación de ríos y del mar por arrastres de los mismos. Lo anterior justifica la necesidad de establecer vías para el tratamiento de estos materiales, cuyos volúmenes alcanzan en la actualidad más de  $90 \times 10^6$  t desde el surgimiento de la explotación minera y contienen además otros elementos valiosos.

En la tecnología carbonato amoniacal se procesa la mena limonítica y la serpentinitica en una relación 3:1, pero no se recupera más del 40 % del cobalto presente en dicha materia prima. La tecnología ácida a elevadas temperaturas logra extraer el 90 % del cobalto, pero solo es factible para las limonitas. Las tecnologías pirometalúrgicas que tratan las menas serpentiniticas o silicatadas se caracterizan también por una baja extracción del cobalto (hasta un 40 %).

Smirnov considera el horizonte superior del perfil lateríticos de las cortezas de intemperismo desarrolladas sobre rocas ultrabásicas como rocas de hierro y denomina a este como hematitas, rico en ocasiones en cobalto, que en la actualidad no se aprovecha y constituye un desecho de la labor minera en nuestra industria del níquel.

La cantidad de escombros que se genera anualmente por la industria junto con los desechos sólidos de la lixiviación carbonato amoniacal pueden constituir una fuente importante de materia prima para la obtención de cobalto y otros metales.

Relacionado con lo anterior el **problema científico** de la presente investigación radica en la baja recuperación del cobalto contenido en las lateritas.

El **objeto de estudio** de la investigación es la laterita fuera de balance o escombros laterítico.

El **objetivo** del trabajo consiste en la determinación de las regularidades físico - químicas que permitan la recuperación selectiva del cobalto de las menas lateríticas fuera de balance, mediante la lixiviación ácida.

**Hipótesis:** En las menas lateríticas un 80 -90% del cobalto se encuentra asociado a los minerales de manganeso (asbolanas) y un 5 – 6% se encuentra absorbido en los geles de hierro (goethita), mientras que el níquel tiene un comportamiento inverso. Las tecnologías existentes fueron diseñadas a partir de las condiciones óptimas para extraer níquel, otorgándosele al cobalto un rol secundario, por lo que la determinación de las regularidades físico – químicas durante la lixiviación ácida permitirá la recuperación selectiva de este metal a partir de las lateritas fuera de balance.

**Campo de acción:** Está vinculado estrechamente con las transformaciones físico químicas que transcurren durante la lixiviación ácida.

**Método de investigación** Obtenida la información bibliográfica previa, respecto a los antecedentes y actualidad del tema a investigar, se aplicó el método factorial completo de las principales variables que intervienen en el proceso, así como el análisis estadístico de correlación y regresión, auxiliados por métodos computacionales para determinar la influencia de los principales parámetros del proceso. Se aplicó una metodología avanzada para el análisis y modelación cinética de la lixiviación de cobalto. Se realizó en la última etapa del trabajo una valoración económica de las posibles tecnologías a emplear durante el tratamiento de esta materia prima.

Los aportes que se esperan obtener del presente trabajo son:

**En lo científico:**

- Modelo cinético del proceso de lixiviación del cobalto.
- Regularidades físico – químicas de la lixiviación del cobalto a partir de las lateritas fuera de balance.
- Condiciones tecnológicas de lixiviación del cobalto a partir de las lateritas fuera de balance.

**En lo económico:**

- Proponer una vía que permita el incremento de la producción de cobalto, aprovechando para ello laterita fuera de balance a través de una tecnología económicamente factible que deriva en el aumento de ingresos económicos y financieros para el país.
- Incremento de las reservas de menas cobaltíferas en los yacimientos cubanos.

**En lo social:**

- Disminución de la contaminación del medio ambiente y el hombre.
- Aprovechamiento más racional de los recursos naturales no renovables.

Los **aspectos novedosos** que se muestran en el presente trabajo son:

- Aprovechamiento de la laterita fuera de balance para la recuperación de cobalto.
- Establecimiento de las regularidades físico – químicas de la lixiviación del cobalto de las lateritas fuera de balance, como elemento primario.
- Establecimiento de las condiciones tecnológicas de lixiviación del cobalto a partir de las lateritas fuera de balance, como elemento primario.

La memoria escrita de esta investigación está dividida en cinco capítulos con los contenidos necesarios que facilitarían la comprensión de la misma :

La introducción se hace en función de que se conozca cuales son los fundamentos que dieron lugar a la investigación, se expresan los aspectos metodológicos, así como los principales resultados económico, científico y social que brinda esta investigación.

## CAPITULO 1

### **ANTECEDENTES Y SITUACIÓN ACTUAL DE LA RECUPERACIÓN DE COBALTO A PARTIR DE LAS LATERITAS.**

En el mundo contemporáneo la recuperación de cobalto es realizada a partir de diversas materias primas y por flujos tecnológicos diversos. (Sobol 1966, 1968, 1969, 1974; Horst 1969; Simons 1974; Siemens 1975; Borbat 1976; Kokoev 1978; Glinka 1981; Granda 1992, 1993; Heredia 1997; Hellsten 1998, 1998; Brugueras 1999; Pelegrin 1999)

La materia prima sulfurosa de níquel y cobalto es tratada por vía pirometalúrgicas fundamentalmente. Estas han sido diseñadas desde su inicio para recuperar el máximo de níquel, y generalmente una baja recuperación de cobalto (40%). (Beregovski 1967; Robert 1991)

Las tecnologías hidrometalúrgicas de obtención de níquel y cobalto se aplican actualmente tanto a materias primas sulfurosas como oxidadas, aunque en estas últimas puede considerarse como una de las vías principales. El tratamiento hidrometalúrgico de materias primas sulfurosas para la obtención de cobalto se aplica en gran escala en Africa (Zaire y Zambia principalmente), donde el interés principal está dirigido a la producción de cobre y la recuperación de cobalto. (Chadwick 1979)

Las materias primas oxidadas en la actualidad son tratadas por vías pirometalúrgicas e hidrometalúrgicas. En las pirometalúrgicas los principales productos son: ferro – níquel y la mata de níquel. En el primero se recupera la mayor parte del cobalto pero no de forma independiente, mientras que en la producción de matas la recuperación de cobalto es baja. (Beregovski 1967; Smirnov 1969)

La recuperación de níquel y cobalto a partir de materias primas oxidadas por vía hidrometalúrgica es la que mayor desarrollo presenta en los últimos años debido principalmente a las grandes reservas de estas materias primas, las altas recuperaciones alcanzables de níquel y cobalto y los relativamente bajos costos de producción. Como característica común a todas las variantes hidrometalúrgicas es que fueron diseñadas para la máxima recuperación de níquel considerándose al cobalto como un elemento satélite o secundario.

Entre las variantes hidrometalúrgicas la tecnología carbonato amoniacal (Proceso Caron) es la más antigua, puesta en marcha a nivel industrial en 1942 en Nicaro, Cuba; en la actualidad existen varias fábricas que laboran bajo esta tecnología: Nicaro, Cuba;

Queensland Níquel, Australia; Tocantins, Brasil; Nonoc, Filipinas; Punta Gorda, Cuba. Esta tecnología se basa en la lixiviación con soluciones carbonato amoniacales de la mena limonítica / serpentinitica previamente reducida. La recuperación de níquel no supera el 80%, la de cobalto no es mayor del 45%. El proceso Caron, posee como desventaja relativa el alto consumo de energía y combustible, involucrado mayoritariamente en el secado, reducción, sinterización, electrólisis. (Robert 1991; O'Kane 1979)

La tecnología de lixiviación ácida ha resultado ser la de mayor eficiencia metalúrgica de todas las tecnologías analizadas ya que es posible recuperar el 95% de níquel y el 90% de cobalto.

Esta tecnología puesta en marcha por primera vez en 1961 en Moa, Cuba. En la década del 90 se investigan y ponen en marcha varios proyectos en el oeste australiano (Murrin Murrin, Bulong, Cawse) y al noreste de Australia el proyecto Calliope para menas oxidadas procedentes de Nueva Caledonia, las cuales en su esencia son variantes de la tecnología ácida. (Carlson and Simons 1961; Hellsten 1996; Minproc 1996; Foris 1997; Cairns 1998; Chalkley 1998; ) Mediante esta tecnología el níquel y el cobalto se disuelven con soluciones de ácido sulfúrico junto con otros metales presentes en la materia prima. Luego de purificada la solución se obtienen el níquel y el cobalto en forma metálica u otras, a través de la reducción con hidrógeno, la electrólisis o la precipitación en forma de sales.

En investigaciones realizadas por Ammou-Chokroum Mustaphá a finales de la década del 70 (Mustaphá 1977) se demostró que el níquel y el cobalto se asocian frecuentemente en sus yacimientos, sin embargo durante el proceso de alteración su comportamiento es diferente, mientras el níquel asociado a los minerales de hierro es arrastrado hacia las horizontes inferiores del perfil, el cobalto asociado a los hidróxidos impuros de manganeso (asbolanas), presenta sus mayores concentraciones en los horizontes superiores. La composición química promedio de las diferentes capas del yacimiento se muestran a continuación (Tabla 1.2)

**Tabla 1.2:** Composición química de las capas en el yacimiento

Capas del yacimiento	Composición química									
	Ni	Co	Fe	Al	Cr	Mg	Mn	Cu	Zn	SiO
<b>Capas inestructurales (Laterita fuera de balance)</b>	<b>0.6</b>	<b>0.08</b>	<b>45.5</b>	<b>7.6</b>	<b>1.93</b>	<b>0.55</b>	<b>0.77</b>	<b>0.06</b>	<b>0.02</b>	<b>3.3</b>
<b>Capas estructurales finales (Laterita de balance)</b>	<b>1.3</b>	<b>0.12</b>	<b>47.5</b>	<b>4.2</b>	<b>1.97</b>	<b>0.62</b>	<b>0.74</b>	<b>0.07</b>	<b>0.02</b>	<b>1.2</b>
<b>Capas estructurales iniciales (Serpentina alterada)</b>	<b>1.5</b>	<b>0.04</b>	<b>24.0</b>	<b>3.1</b>	<b>1.41</b>	<b>14.6</b>	<b>0.44</b>	-	-	<b>25.</b>
<b>Roca madre (Serpentina dura)</b>	<b>0.6</b>	<b>0.02</b>	<b>23.0</b>	<b>2.3</b>	<b>0.8</b>	<b>16.3</b>	<b>0.42</b>	-	-	<b>27.</b>

El comportamiento de los minerales de níquel y cobalto ante determinados reactivos es diferente, lo que motiva a plantear que el origen de los minerales portadores de níquel es totalmente diferente a los minerales contenedores de cobalto, (Mustaphá 1977), esto no significa que en las ferralitas neo caledonianas, dichos minerales se presentan de igual

manera a las menas lateríticas cubanas, donde el níquel y el cobalto están distribuidos en estos minerales.

Varios investigadores del tema (Sinneker – 1969; Chukhrov; Gorsk y Sivtsov - 1989; Llorca y Mondeaux – 1991; Almaguer y Zanarzy – 1993; Rojas Puro – 1994; Lavaout - 1998) han llegado a la conclusión de que entre el 80 – 90% de cobalto y entre el 10 – 20% de níquel está asociado a los minerales oxidados de manganeso (asbolanas) de las menas lateríticas. De manera simultánea (Sobol - 1968; Aleojin y colaboradores - 1969; Cordeiro y colaboradores – 1987; Almaguer y Zanarzy - 1993; Rojas Puro – 1994; Lavaout – 1998, Rodríguez Vega A - 2000 (información verbal) ) plantean que entre el 58 – 90% de níquel y el 5 – 6% de cobalto se encuentran absorbidos en los geles de hierro (goethita y hematita principalmente) de estas menas.

El níquel resulta ser un elemento móvil en el perfil, aunque su movilidad es inferior a la de la sílice y el magnesio, en cambio, es mayor que la denotada para el hierro, el aluminio, el cromo, el cobalto y el manganeso. Esta movilidad del níquel en la corteza de intemperismo provoca que éste pueda llegar a no estar presente al menos en los niveles superiores de los yacimientos lateríticos, después de una exposición geológicamente larga al ataque de los agentes de intemperismo.

El cobalto también sufre un proceso migratorio parecido al del níquel, aunque tiende a concentrarse en los niveles superiores

En estudios realizados se ha comprobado que las principales fracciones granulométricas contenedoras de cobalto son  $-1.2+0.6$ .(Almaguer 1993; Falcón 1993; Coello 1999)

La composición mineralógica y química de las menas lateríticas cubanas han sido estudiadas en lo esencial para los portadores de níquel (Rojas 1983, 1995, 1997), lo que caracteriza de una manera integral estos depósitos como yacimientos ferruginosos de níquel. No obstante han sido insuficientes las investigaciones realizadas para el conocimiento integral de los minerales portadores de cobalto (hasta el momento no es el elemento de mayor interés para los metalurgistas en las tecnologías de la isla), sin embargo somos del criterio que podrían ser consideradas estas reservas como menas ferruginosas de cobalto, ya que los contenidos de este metal sobrepasa los índices a nivel mundial que llegan a ser de 0,1%.

Partiendo de las dificultades existentes en la tecnología ácida, uno de los principales resultados de Sobol S. I. estuvo dirigido a la introducción de azufre elemental (que pudiera ser  $SO_2$ ) al proceso de lixiviación donde este tuviera la función de agente reductor en el sistema y que a su vez permitiera el aumento de la recuperación de cobalto y la reducción de otros reactivos ( $H_2S$ ) durante el proceso metalúrgico.(Rodríguez 1988). Así mismo valora la posibilidad del beneficio físico de la materia prima antes de ser sometida

a la lixiviación para que esta sea enriquecida en cobalto fundamentalmente por medio de la separación magnética, y demostró la lixivabilidad de esta fracción beneficiada, con respecto a la fracción no magnética. (Sobol 1968)

En otras investigaciones (Horst 1969) se comprobó que una de las variantes de lixiviación de los minerales de cobalto es mediante el empleo del sulfato de hierro II ( $\text{FeSO}_4$ ) como agente lixivante, obteniéndose resultados de extracción de cobalto muy atractivos. Se comprobó posteriormente por un grupo de especialistas alemanes en la Academia de Ciencias de Cuba, la obtención de altas recuperaciones de cobalto (mayores al 95%) en corto tiempo y con pequeñas cantidades de reactivo lixivante (Horst 1969). Desde la década del 70 se habían realizado algunos trabajos respecto a la lixiviación de las lateritas con soluciones residuales de sulfato de hierro II en condiciones de autoclaves a elevadas temperaturas y la inyección de oxígeno. (Michal 1970). Demostrándose posteriormente por un grupo de especialistas cubanos y alemanes de la Academia de Ciencia la posibilidad de tratamiento y las posibles formas en que se pueden encontrar las combinaciones de manganeso, níquel y cobalto. (Grupo de autores 1968)

Varios especialistas han dedicado sus estudios al esclarecimiento del proceso de formación de costras en las autoclaves de lixiviación (Sobol y Acosta 1966, 1988; Rodríguez 1988), y la influencia de estas sobre la cinética de la lixiviación del níquel, así como el mecanismo de su formación.

El estudio de la lixiviación alcalina de las menas lateríticas reflejado en el trabajo (Fernández 1990, 1992) muestra una variante para recuperar aluminio y cromo a partir de las lateritas a la vez que incrementa las extracciones de níquel y cobalto durante la *lixiviación ácida de residuos sólidos de la primera etapa*. Los resultados obtenidos carecen de una evaluación técnico – económica y de factibilidad que permita obtener un criterio práctico acerca de esta interesante variante.

Del análisis antes realizado se ha llegado a las conclusiones siguientes:

1. La práctica industrial e investigativa desarrollada con vista a la extracción del cobalto, han sido diseñadas a partir del criterio de alcanzar la máxima recuperación de níquel como elemento primario y no el cobalto, el cual ha sido considerado un elemento secundario o satélite. Esto está dado entre otros aspectos por el contenido de níquel en la materia prima inicial y la concepción del yacimiento.
2. Los resultados del análisis de los trabajos dedicados al estudio mineralógico demuestran que el cobalto se encuentra fuertemente asociado a los minerales de manganeso con comportamiento muy diferente a los minerales portadores de níquel, por lo que la recuperación del primero puede realizarse también de manera diferente al segundo.

3. Las pérdidas de cobalto durante el tratamiento de las lateritas por las tecnologías existentes actualmente son significativas.
4. Las experiencias investigativas muestran entre las vías de mayores perspectivas para la extracción de cobalto desde los minerales lateríticos la lixiviación ácida con el empleo como agente lixivante el sulfato de hierro II ( $\text{FeSO}_4$ ), o con aditivos al proceso como el azufre elemental (S) y el dióxido de azufre ( $\text{SO}_2$ ).

## CAPITULO 2

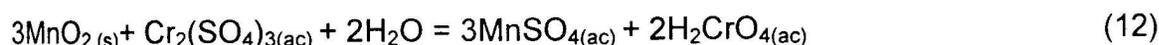
### **CARACTERISTICAS DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN ÁCIDA**

La lixiviación ácida es un proceso heterogéneo de extracción sólido – líquido mediante el cual pasan a la solución de forma selectiva uno o varios elementos, en presencia de un agente lixivante bajo determinadas condiciones.

El análisis termodinámico del proceso de lixiviación ácida nos permitió evaluar la espontaneidad de las posibles reacciones químicas, la magnitud en que estas puedan desarrollarse y las condiciones de temperaturas más propicias.

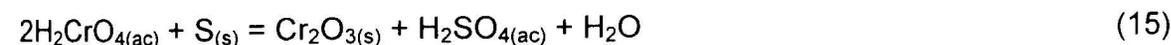
Durante el proceso pueden existir reacciones colaterales de lixiviación que influyen en la recuperación de cobalto:

Considerando que las principales transformaciones físico químicas que se originan en las espinelas cromíferas, es en primer orden la ecuación (7), el sulfato de cromo III [ $\text{Cr}_2(\text{SO}_4)_3$ ] obtenido de la reacción puede interactuar con los óxidos superiores de manganeso, cobalto e hierro, produciéndose el cromo hexavalente por las transformaciones 12, 13 y 14.



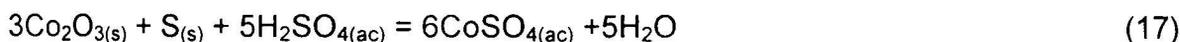
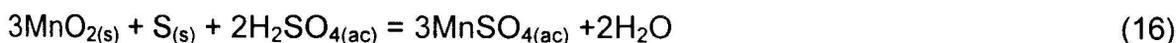
Se determinó termodinámicamente que la reacción de la pirolusita ( $\text{MnO}_2$ ) con el sulfato trivalente de cromo es poco probable, mientras que las reacciones de reducción del óxido de cobalto III ( $\text{Co}_2\text{O}_3$ ) y el óxido de hierro III ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) poseen una alta posibilidad de ocurrencia en el orden dispuesto. Es de considerar positivamente la producción de sulfato de hierro II ( $\text{FeSO}_4$ ) que posteriormente tendría la función de agente lixivante del cobalto (ecuación 14).

Con la presencia de azufre elemental en el proceso de lixiviación se evita la presencia del complejo de cromo hexavalente o al menos la disminuye, verificado por la ecuación química siguiente:

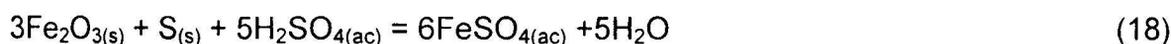


Limitando el paso de este a la solución, de ahí las bajas concentraciones de cromo en los experimentos realizados, aportando además  $H_2SO_{4(ac)}$  al proceso.

La interacción del azufre elemental con los óxidos superiores de manganeso y cobalto contribuye a la lixiviación de estos último con un bajo consumo de reactivo lixiviante, tales transformaciones se logran por medio de las ecuaciones (16 y 17)

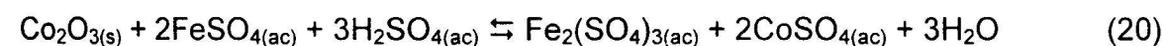
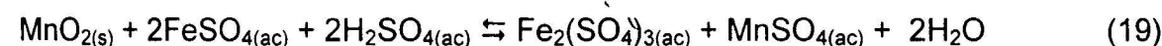


Los productos de la hidrólisis del azufre elemental interactúan con los óxidos de hierro que se encuentran en grandes cantidades en la materia prima, formándose cantidades considerables de óxido de hierro II, producto de la reducción de la hematita (ecuación 18):



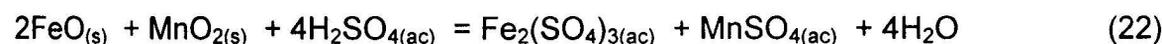
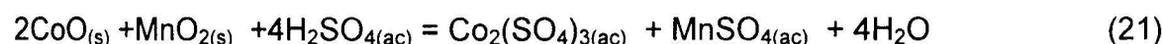
Como resultado se incrementa el sulfato de hierro II en el proceso de lixiviación del cobalto.

Las transformaciones físico químicas de interacción de los óxidos superiores de cobalto y manganeso se pueden representar por las reacciones siguientes:



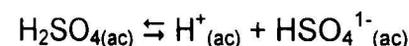
Teniendo el cobalto las mayores probabilidades termodinámicas de ocurrencia, lo que resulta esencial para la selectividad del proceso de lixiviación.

Valorando la interacción del óxido de manganeso IV ( $MnO_2$ ), que es un oxidante fuerte con los óxidos bivalente de cobalto y hierro según las reacciones 21 y 22

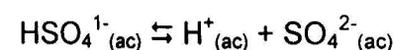


Se muestra la alta probabilidad de transformación del hierro a sulfato trivalente, mientras que el cobalto presenta un comportamiento más ligero en cuanto a su probabilidad de ocurrencia

Partiendo del proceso de lixiviación y teniendo en cuenta que el ácido sulfúrico se disocia según la reacción siguiente :

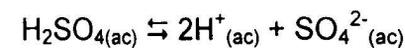


$$K_{e_1} = \frac{c(HSO_4^-) * c(H^+)}{c(H_2SO_4)} \quad (2.11)$$



$$K_{e_2} = \frac{c(SO_4^{2-}) * c(H^+)}{c(HSO_4^-)} \quad (2.12)$$

Y la reacción resultante sería:

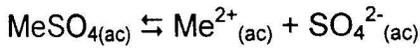


$$K_{e_3} = \frac{c(SO_4^{2-}) * c^2(H^+)}{H_2SO_4} \quad (2.13)$$

Despejando en 2.13

$$c(SO_4^{2-}) = \frac{K_3 * c(H_2SO_4)}{c^2(H^+)}$$

Y la combinación metálica disuelta se disocia según:



$$K_e = \frac{c(Me^{2+}) * c(SO_4^{2-})}{c(MeSO_4)} \quad (2.14)$$

Sustituyendo 2.13 en 2.14 se obtiene:

$$K_e = \frac{c(Me^{2+}) * c(H_2SO_4) * K_{e_3}}{c(MeSO_4) * c(H^+)^2} \quad (2.15)$$

Es posible llegar a la expresión siguiente:

$$\Delta G = -2,3 * RT \log \left[ \frac{c(Me^{2+})}{c^2(H^+)} \right] \quad (2.17.1)$$

$$\Delta G = -2,3 * RT \log \left[ \frac{c^2(Me^{3+})}{c^6(H^+)} \right] \quad (2.17.2)$$

por lo que se puede determinar en función del reactivo lixivante y la temperatura la cantidad de elemento metálico en equilibrio en la solución a través de:

$$c(Me^{2+}) = 10^{\frac{-\Delta G}{2,3 * RT} - 2pH} \quad (2.18.1)$$

de manera detallada sería:

$$c(Me^{2+}) = 10^{\frac{-(\Delta H^0 - T\Delta S^0 + \int C_p dT - T \int \frac{C_p}{T} dT + RT \ln \frac{P}{P_0})}{2,3 * RT} - 2pH} \quad (2.18.2)$$

### Método cinético de investigación

Teniendo en cuenta que estamos en presencia de un proceso heterogéneo y complejo, se partió de la expresión cinética general siguiente:

$$-\frac{dc(Me)}{d\tau} = k \cdot C_1^a \cdot C_2^b \dots C_n^f \cdot e^{\frac{-E}{RT}} \cdot S^q \cdot sol^m \cdot Re^p$$

Donde:

$c(Me)$  .- concentración del metal en solución (mole/L).

$k$  .- Constante de velocidad.

$C_{1,2, \dots, n}$ .- Concentración de los reactivos 1, 2 - n (mole/L).

E .- Energía de activación (kJ/mole).

R .- Constante universal de los gases (kJ/mole.K).

T .- Temperatura (K).

S .- Superficie (mm<sup>2</sup>).

Sol .- Contenido de sólido (%).

Re .- Número de Reynolds.

a, b, f, q, m, p .- Coeficientes empíricos.

Donde a partir de los resultados experimentales, según el diseño empleado, se realiza el análisis individual de cada factor según la metodología recomendada por Dobrojtov 1980, 1988; Sobol 1969; Zelitman 1975.

El análisis realizado permitió establecer que:

1. Termodinámicamente es posible la lixiviación de los óxidos superiores de cobalto, con preferencia de este sobre los óxidos superiores de manganeso y hierro.
2. El azufre elemental añadido participa como agente reductor en el proceso de lixiviación de los minerales de manganeso contenedores de cobalto.
3. El sulfato de hierro II que se forma durante el proceso es un agente lixivante y a la vez un agente reductor de los óxidos superiores de cobalto y manganeso.

### CAPITULO 3

#### **METODOLOGÍA DE EXPERIMENTACIÓN.**

Las investigaciones precedentes sobre el proceso de lixiviación ácida de las menas lateríticas han estado dirigidas a estudiar los factores que influyen en el proceso de manera independiente o la combinación de algunos de ellos, sin establecer relaciones que permitan indicar el comportamiento de estas menas durante la lixiviación. Mucho menos se ha realizado un estudio integrador y exhaustivo para la recuperación del cobalto como elemento de primer orden, desde los escombros lateríticos.

Los rangos experimentales de los parámetros de estudio estuvieron tomados a partir de las experiencias prácticas de la industria e investigaciones preliminares realizadas al respecto

El estudio integral cinético del proceso de lixiviación con ácido sulfúrico, debe su importancia a que no existen antecedentes sobre el tratamiento de las menas con baja ley de níquel.

Además de los parámetros de temperatura y composición química de la solución referidas en el capítulo anterior, para el estudio de la cinética es necesario determinar la influencia de las variables que intervienen directamente en el proceso de lixiviación. (Zelitman 1975)

Los parámetros de estudio son:

- Temperatura del proceso.
- Granulometría de las partículas.
- Contenido de sólido en la pulpa alimentada al proceso.
- Adición de agentes reductores.
- Agitación del sistema para la lixiviación.
- Relación ácido : mineral.

Además se tuvo en cuenta las características del horizonte superior de la corteza de intemperismo ferro – niquelífera (escombro), las posibles transformaciones de fases durante el proceso y las características de los productos de la lixiviación.

Se utilizaron muestras de escombro en cantidades suficientes (6t) para la investigación, realizándose un muestreo en diversas secciones del yacimiento, para así conocer las regularidades de las mismas y su comportamiento durante la lixiviación.

Se diseñó una metodología para el tratamiento de la materia prima por lixiviación.

Cada una de las pruebas diseñadas se repitió tres veces, y en las Tablas y Figuras se expresa el valor medio, con su previa limpieza de datos en los casos necesarios.

Los cálculos de extracción fueron realizados según la expresión:

$$\xi_{Me} = \frac{\%Me_{\text{mineral}} - \%Me_{\text{cola}} * f}{\%Me_{\text{mineral}}} * 100$$

$\xi_{Me}$ : Extracción del metal hacia la solución (%)

$\%Me_{\text{mineral}}$ : Contenido de metal en la mena inicial (%)

$\%Me_{\text{cola}}$ : Contenido de metal en la mena lixiviada (%)

f: Factor de variación del elemento trazador.

Con el fin de lograr los objetivos propuestos, la parte experimental estuvo dirigida a simular a escala de laboratorio el proceso de lixiviación ácida a elevadas temperaturas, pero con la materia prima antes mencionada (laterita fuera de balance).

Llevadas a cabo en cápsulas - reactores ó autoclaves con una capacidad de 60cm<sup>3</sup>, construidas de titanio como material resistente a la abrasividad del ácido, y reactores estáticos de 1.5 L.

La principales técnicas de análisis empleadas durante la investigación fueron:

- . Análisis mineralógico por el método de difracción de rayos X
- . Análisis térmico
- . Análisis químico por el método de fluorescencia de rayos X.
- . Análisis químico por el método fotométrico (absorción atómica):
- . Análisis químico por el método de Plasma Inductivamente Acoplado (ICP)

## CAPITULO 4

## ANÁLISIS DE RESULTADOS

A partir de la información experimental obtenida se realizó un análisis estadístico, con el fin de lograr un modelo de regresión que se adecuara a los parámetros de estudio (Murray 1966; Dobrojtov 1988), pero que a la vez contribuyera a comprobar los resultados obtenidos posteriormente en el modelo cinético. El modelo estadístico obtenido

$$\xi_{\text{Cobalto}} = 90,93 + 1,58 T + 0,13 S + 0,14 \text{ sól} + 0,49 \text{ a:m} - 0,19 \text{ d} + 0,04 \text{ Re}$$

Se demostró que el modelo es adecuado al objeto investigado en los parámetros tomados. Lo anterior se corrobora con el valor del coeficiente de correlación  $R = 0,9993$ , entre la extracción de cobalto y las demás variables independientes.

Del análisis realizado se concluye que:

Existe una influencia significativa de las variables estudiadas sobre la extracción del cobalto durante el proceso de lixiviación de los escombros lateríticos con ácido sulfúrico. Donde se puede plantear que el grado de influencia de estas sobre el proceso, en orden descendente es el siguiente: Temperatura, relación ácido mineral, contenido de sólido, cantidad de azufre añadido, agitación y granulometría de las partículas.

Los resultados del estudio termodinámico (Capítulo 2) y estadístico experimental del proceso de lixiviación del cobalto a partir del escombros con ácido sulfúrico señalan a la temperatura como uno de los factores principales que determinan la extracción del cobalto.

Los resultados de las pruebas experimentales realizadas se reflejan en la Figura 4.2.3

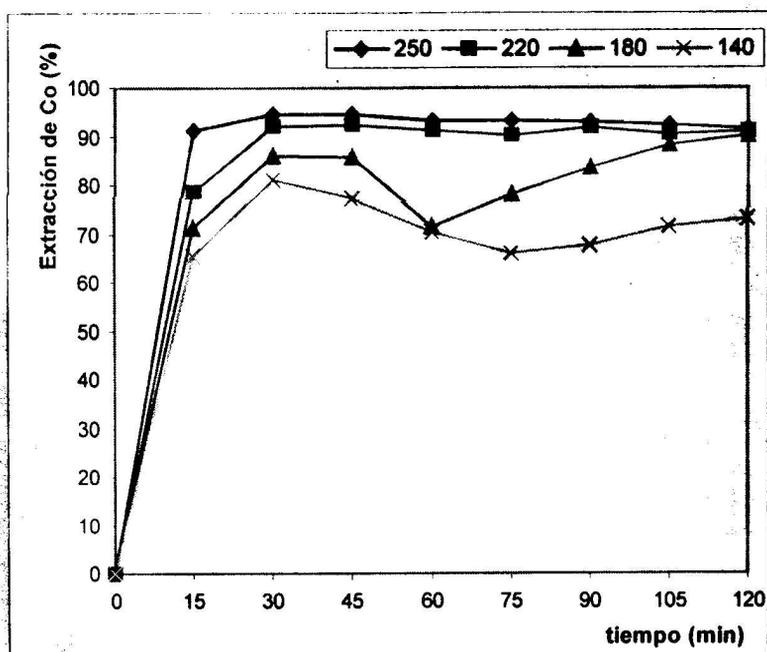


Figura 4.2.3.- Comportamiento de las extracciones de cobalto en el tiempo para diferentes temperaturas.

Las curvas reflejadas en la Figura 4.2.3 corroboran lo expresado anteriormente respecto al comportamiento de la extracción de cobalto en función de la temperatura y el tiempo.

A partir de la información obtenida y empleando la ecuación de Arrhenius se determina la energía aparente de activación del proceso, tomando como referencia el comportamiento de la recuperación de cobalto de dos de las temperaturas de estudio.

La energía aparente de activación resultante es:  $E = 7733.48 \text{ J/mole}$ .

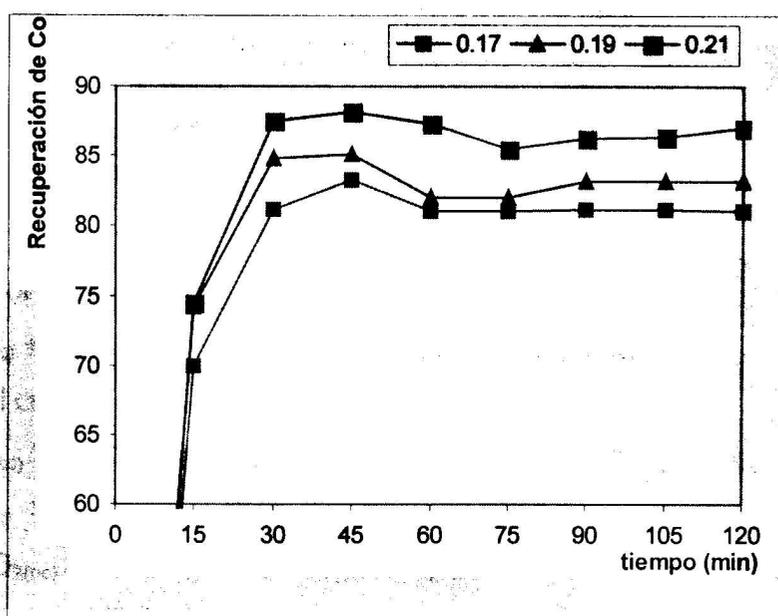
El valor obtenido para la energía de activación demuestra que el proceso ocurre en un régimen difusivo. Esto indica que las temperaturas experimentadas son suficientes y su incremento no determina la velocidad del proceso. En estos casos la reacción fundamental se puede acelerar influyendo sobre las etapas de difusión que participan en el proceso, con las cuales están relacionados otros parámetros como son: Agitación, granulometría del escombro, concentración de agente lixivante y la presencia de aditivos con características reductoras (Azufre elemental;  $\text{SO}_2$  y otros).

La concentración inicial del agente lixivante (ácido sulfúrico) juega un papel fundamental en la cinética durante la extracción del cobalto del escombro laterítico. En la práctica industrial como parámetro que refleja el contenido de ácido en la pulpa de lixiviación se utiliza la relación ácido : mineral.

La regulación de la relación ácido : mineral en el proceso de lixiviación depende de:

- Velocidad de sedimentación de la pulpa lixiviada.      Porcentaje de sólido.
- Cálculos estequiométricos      Eficiencia del proceso
- Tiempo de retención de la pulpa.      Ácido libre

Los resultados de las pruebas experimentales se muestran en la Figura 4.3.1:



**Figura 4.3.1:** Variación de la recuperación de cobalto en función del tiempo y el contenido de ácido inicial.

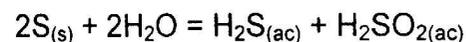
En la misma se refleja la variación de la recuperación de cobalto en dependencia de la relación ácido : mineral y el tiempo, pudiéndose apreciar la tendencia positiva que ejerce el incremento de la relación ácido : mineral sobre la extracción de cobalto.

La posible influencia positiva del azufre elemental sobre la recuperación de níquel y cobalto durante la lixiviación de menas lateríticas ha sido señalada en diferentes trabajos.

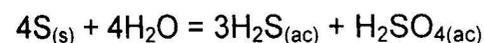
El azufre elemental presente en el proceso de lixiviación ejerce la función de agente reductor y evita la formación de cromo VI, disminuyendo la presencia de este en la solución; producto de la interacción del azufre con los óxidos superiores de manganeso y cobalto.

En soluciones acuosas ácidas y a temperaturas relativamente altas el azufre elemental puede hidrolizarse a través de las siguientes reacciones. ( Maslenivski 1969)

Para temperaturas mayores de 150 °C

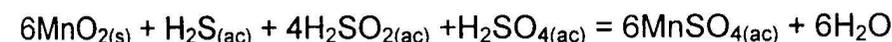
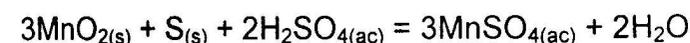


Para temperaturas mayores de 250 °C

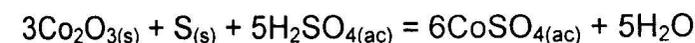


En el caso de esta investigación que se lleva a cabo a temperatura de hasta 220 °C, la ecuación adecuada es la primera, donde los dos productos obtenidos pueden tener el rol de agentes reductores por lo que la interacción con los elementos de la materia prima podrían ser:

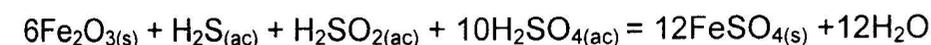
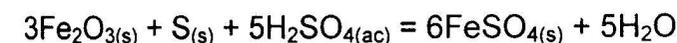
Para el manganeso:



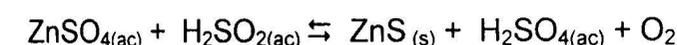
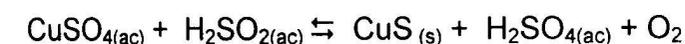
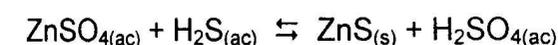
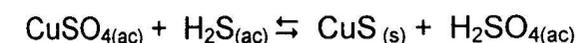
Para el cobalto:



Para el hierro:



Para el cobre y el cinc

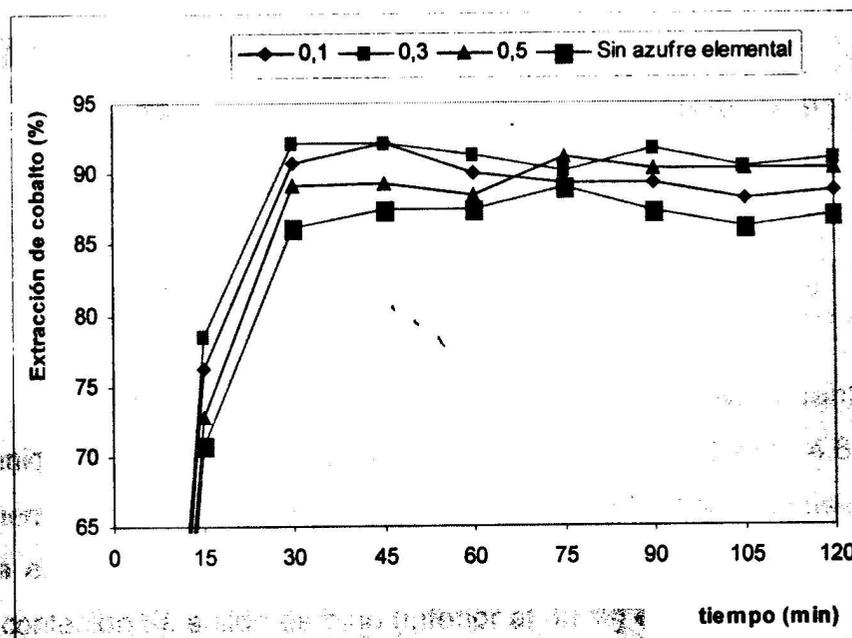


Llevándose a cabo una simultaneidad de reacciones, insuficientemente estudiadas en la actualidad.

Los resultados de las pruebas experimentales se muestran en la Figura 4.4.1:

Se puede observar que la presencia de azufre elemental durante la lixiviación ácida del escombro laterítico favorece la extracción de cobalto en todas las pruebas realizadas. La comparación de las extracciones en función de las cantidades de azufre elemental permite afirmar la existencia de una tendencia general al incremento de la extracción de cobalto con el incremento del contenido de azufre elemental de 0.1 a 0.3%. El aumento del contenido de azufre por encima de 0.3 favorece a la extracción de cobalto después de los 60 minutos de lixiviación y no antes.

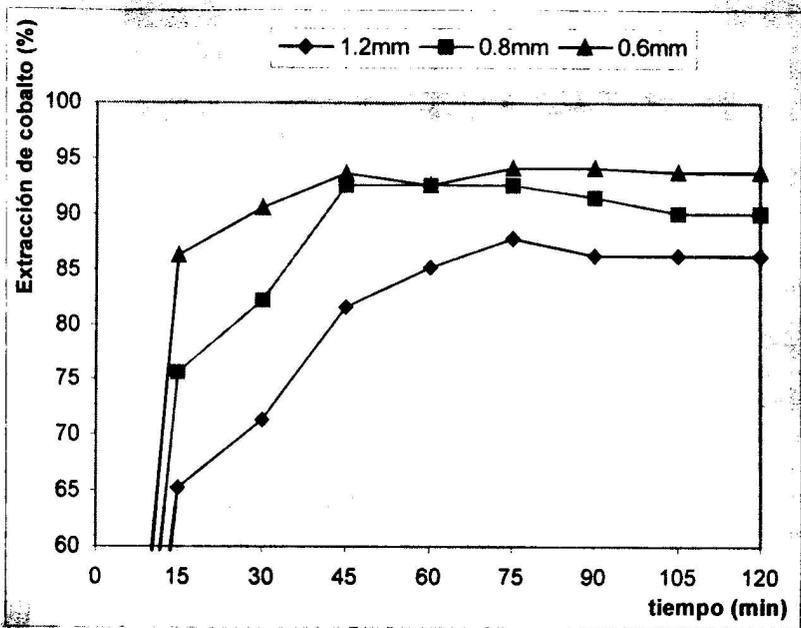
Como se conoce una de las etapas principales en la cinética de la lixiviación del escombro laterítico es el acto de la reacción química que ocurre en la superficie del óxido lixiviable.



**Figura 4.4.1.-** Comportamiento de la extracción de cobalto en función del tiempo y el contenido de azufre elemental a temperatura de 220 °C .

La magnitud de esta superficie es determinante en la velocidad de la reacción química y la misma depende en gran medida de la granulometría del escombro que se alimenta a lixiviación.

Las extracciones de cobalto en función de la granulometría se muestran en la Figura 4.5.1, en la cual se observa la tendencia de la recuperación de cobalto con respecto al tamaño de las partículas, en ellas se observa que a mayores tamaño de las partículas, la recuperación del metal es menor debido a que se dificulta la penetración del reactivo lixivante hasta el centro de las partículas, limitando el contacto con los elementos principales a lixiviar, mientras que con la disminución de la granulometría se incrementa la interfase de contacto, lo que conlleva a un aumento de la recuperación del cobalto durante el proceso.



**Figura 4.5.1.** Comportamiento de las extracciones de cobalto en el tiempo para diferentes fracciones granulométricas.

La influencia del contenido de sólido inicial puede ser significativa durante la lixiviación. Un alto contenido de sólido en la pulpa (mayor del 50 %) Figura.4.6.1(a), aumenta considerablemente la viscosidad de esta y a la vez dificulta la difusión del reactivo lixivante hasta el sólido, además de hacerse más difícil el proceso de agitación. Por el contrario si el contenido de sólido es bajo (inferior al 30 %) existe una elevada dilución del reactivo lixivante, lo que disminuye la concentración necesaria del reactivo para lixiviar el producto sólido. Debe existir entonces una variante para la cual la relación entre el líquido y el sólido es la adecuada desde el punto de vista de la difusión del reactivo lixivante, de su concentración y desde el punto de vista hidrodinámico.

Los resultados de las pruebas experimentales realizadas para diferentes contenidos de sólido se reflejan en la Figura 4.6.2.

El incremento del sólido hasta 48% no favorece la recuperación de cobalto, lo que puede estar dado por un déficit de reactivo lixivante o un empeoramiento de las condiciones hidrodinámica de la pulpa.

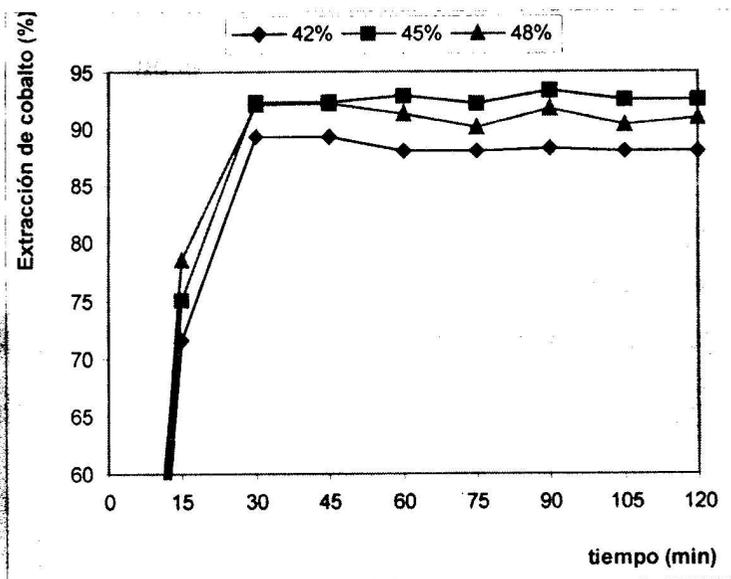


Figura 4.6.2.- Comportamiento de las extracciones de cobalto en el tiempo para diferentes contenidos de sólido en la pulpa.

De acuerdo a los resultados reflejados en la Figura 4.6.2 se puede establecer que la cantidad de sólido adecuada para garantizar elevadas extracciones de cobalto durante la lixiviación del escombros laterítico es de 45% de la masa de pulpa.

La función principal de la agitación durante el proceso de lixiviación es homogenizar la pulpa alimentada en el reactor con los reactivos añadidos al mismo, para evitar las sobresaturaciones de reactivos en determinadas zonas, así como la uniformidad de la temperatura en el sistema y la no sedimentación del sólido en el fondo del reactor.

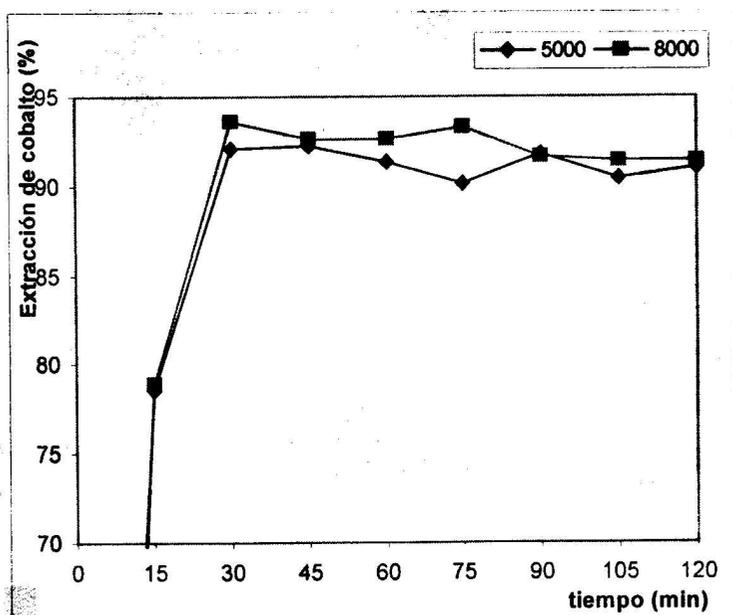


Figura 4.7.1.- Comportamiento de las extracciones de cobalto en el tiempo para diferentes valores de Re.

Como se puede ver en la Figura 4.7.1 no se aprecia una influencia significativa de la agitación sobre la recuperación de cobalto durante la lixiviación de los escombros lateríticos en el rango de Re estudiado. Esto puede estar dado en el hecho de que los valores del criterio de Reynolds alcanzados en la instalación investigativa se mantenían en el rango pequeño de un régimen hidrodinámico de transición.

Procesada la información experimental en los anteriores epígrafes se obtiene la ecuación cinética del proceso de lixiviación ácida de los minerales con baja ley de níquel, con el fin de obtener cobalto con las características siguientes:

$$-\frac{dc(\text{Co})}{d\tau} = 0.019 \cdot (c(\text{Co})_e - c(\text{Co})_\tau) \cdot C_{\text{H}_2\text{SO}_4}^{0.3918} \cdot Q_S^{0.0224} \cdot e^{\frac{7733.48}{RT}} \cdot \text{sol}^{0.3535} \cdot s^{-0.056} \cdot \text{Re}^{0.01514} \quad (4.8.1)$$

Integrando la ecuación se obtiene:

$$\int_{c_0}^{c_\tau} \frac{dc(\text{Co})}{(c(\text{Co})_e - c(\text{Co})_\tau)} = -0.019 \cdot C_{\text{H}_2\text{SO}_4}^{0.3918} \cdot Q_S^{0.0224} \cdot e^{\frac{7733.48}{RT}} \cdot \text{sol}^{0.3535} \cdot s^{-0.056} \cdot \text{Re}^{0.01514} \int_{\tau_0}^{\tau} d\tau \quad (4.8.2)$$

Como resultado la expresión final para la determinación de la concentración de cobalto en función del tiempo:

$$c(\text{Co})_\tau - c(\text{Co})_{\tau_2} = c(\text{Co})_e * e^{-0.019 \cdot C_{\text{H}_2\text{SO}_4}^{0.3918} \cdot Q_S^{0.0224} \cdot e^{\frac{7733.48}{RT}} \cdot \text{sol}^{0.3535} \cdot s^{-0.056} \cdot \text{Re}^{0.01514} \cdot \tau_2} \quad (4.8.4)$$

Para el cálculo de la extracción de cobalto se puede utilizar también la expresión siguiente:

$$\zeta_{\text{Co}} = \frac{m\text{Co}_{\text{esc}} - m\text{Co}_{\text{cola}}}{m\text{Co}_{\text{esc}}} \cdot 100 \quad (4.8.5)$$

$$m\text{Co}_{\text{soluc.}} = c(\text{Co})_{\tau_2} V_{\text{soluc.}} = m\text{Co}_{\text{esc}} - m\text{Co}_{\text{cola}} \quad (4.8.10)$$

Entonces:

$$\zeta_{\text{Co}_{\tau_2}} = \frac{c(\text{Co})_{\text{soluc.}} \cdot V_{\text{soluc.}}}{m\text{Co}_{\text{esc}}} \cdot 100 \quad (4.8.11)$$

o

$$\zeta_{\text{Co}_{\tau_2}} = \left[ c(\text{Co})_e (1 - e^{-0.019 \cdot C_{\text{H}_2\text{SO}_4}^{0.3918} \cdot Q_S^{0.0224} \cdot e^{\frac{7733.48}{RT}} \cdot \text{sol}^{0.3535} \cdot s^{-0.056} \cdot \text{Re}^{0.01514} \cdot \tau_2}) \right] \frac{V_{\text{soluc.}}}{m\text{Co}_{\text{esc}}} \cdot 100 \quad (4.8.12)$$

Del análisis realizado se concluye que, el modelo cinético del proceso se describe mediante la ecuación (4.8.4) cuando se expresa a través de la concentración o mediante la ecuación 4.8.12 cuando se expresa a través de la extracción.

CAPITULO 5**ANÁLISIS ECONOMICO Y FINANCIERO.**

En las investigaciones realizadas se propone una tecnología rentable económicamente para la lixiviación de los escombros lateríticos. A tal efecto se proponen dos variantes para el tratamiento de esta materia prima, y se realiza una preestimación de los costos, para demostrar la rentabilidad de las mismas comparándola con la tecnología de la empresa Pedro Sotto Alba.

Las tecnologías para el tratamiento de los escombros son:

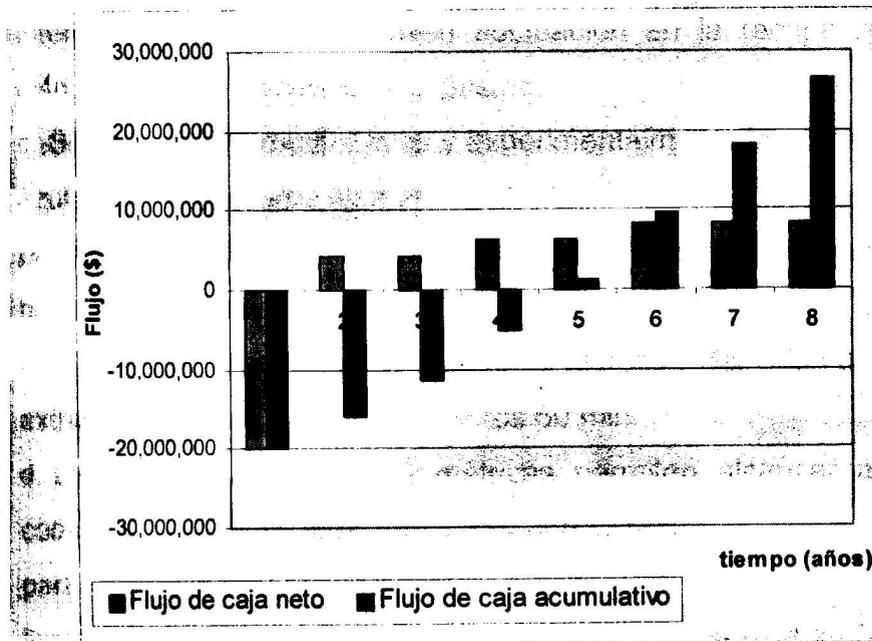
Variante A

Utilizando las instalaciones existentes en la planta de lixiviación de la empresa Pedro Sotto Alba con los dispositivos adicionales para suministrarla adición de los reactivos.

Variante B

Construcción y montaje de un nuevo tren de lixiviación en la planta con los dispositivos adicionales para la adición de los reactivos.

Luego del procesamiento de la información se obtiene en la Figura 5.1 el flujo de caja respectivo de la variante B, durante la inversión.



**Figura 5.8:** Flujos de cajas neto y acumulativo

Del análisis económico realizado se llega a las conclusiones siguientes:

Las variantes tecnológicas propuestas para la extracción de cobalto desde los escombros lateríticos son factibles económicamente, el esquema tecnológico que utiliza las instalaciones existentes es un proyecto a corto plazo y el segundo esquema tecnológico para largo plazo, con tiempo de amortización de las inversiones pequeños.

## CONCLUSIONES

1. Se establecen las regularidades físico – químicas de las variables estudiadas del proceso de lixiviación ácida de los escombros lateríticos para la recuperación del cobalto mediante el estudio cinético del mismo:
  - a.- Se comprobó experimental y estadísticamente la influencia significativa que ejercen las variables estudiadas sobre la extracción del cobalto durante el proceso de lixiviación de los escombros lateríticos con ácido sulfúrico. La ecuación de regresión obtenida se adecua a los parámetros de estudio, y el grado de influencia de cada una de las variables sobre la lixiviación ácida del escombros laterítico o laterita fuera de balance para la recuperación de cobalto en orden descendente es el siguiente: temperatura, concentración inicial del ácido sulfúrico, contenido de sólido, cantidad de azufre elemental añadido, agitación y granulometría de las partículas.
  - b.- La temperatura influye positivamente en el proceso de recuperación de cobalto mediante la lixiviación de los escombros lateríticos. No deben emplearse temperaturas superiores a los 220°C ya que podrían disolverse otros elementos presentes en la materia prima y por consiguiente una contaminación de la solución. A temperaturas inferiores a 180°C, transcurren fluctuación en la recuperación del metal principal, disminuyendo la extracción del mismo.
  - c.-Se demostró termodinámica y experimentalmente la influencia positiva que ejerce el azufre elemental como elemento reductor en el sistema, donde además puede sustituir parte del ácido sulfúrico que se utiliza para lixiviar. La influencia del azufre es creciente hasta valores de relación de 0,3; a cantidades superiores comienzan a existir otras interacciones con los productos de la hidrólisis del mismo, por lo que disminuye la extracción de cobalto en los primeros 60 min.
  - d.-Las características granulométricas permiten alcanzar altas concentraciones de cobalto en solución, para partículas con tamaños menores de 0,6 mm; mientras que para partículas con granulometrías mayores de 0,83 se dificulta la difusión del reactivo lixivante hacia el centro del grano, lo que se lixivia más lentamente y la recuperación del cobalto no es mayor del 85%. Esto demuestra que la recuperación del metal principal es inversamente proporcional a la granulometría de las partículas.
  - e.-Se comprueba que el contenido de sólido en el proceso de lixiviación debe estar en un rango de 45 – 48%, para lograr extracciones de 93% de cobalto, A contenidos de sólidos inferiores a 45%, las recuperaciones de cobalto no superan el 89%, y a contenidos de sólidos superiores a 48%.

f.-La agitación mejora las características hidrodinámicas del proceso de lixiviación ácida de los escombros lateríticos, influyendo positivamente en la recuperación de cobalto, logrando extracciones del 90% para valores de Re de 5000 y 8000, aunque la diferencia de extracción de cobalto para ambos valores de Re no es significativa.

- Se obtiene por primera vez el modelo cinético del proceso de extracción de cobalto mediante la lixiviación ácida de los escombros lateríticos y se describe por la ecuación siguiente:

$$\xi_{Co,2} = \left[ c(Co)_e (1 - e^{-0.019 \cdot C_{H_2SO_4}^{0.3918} \cdot Q_S^{0.0224} \cdot e^{\frac{7733.48}{RT}} \cdot sol^{0.3535} \cdot s^{-0.056} \cdot Re^{0.01514} \cdot \tau_2}) \right] \frac{V_{soluc}}{mCo_{esc}} \cdot 100 \quad (4.8.12)$$

- Se comprobó que a temperatura de 200 - 220 °C, la concentración inicial de ácido sulfúrico es de 90 - 100 g/L; la relación azufre:mineral, de 0.1 - 0.3, y el contenido de sólido de 45-48% se puede extraer más del 90 % del cobalto contenido en el escombros laterítico.
- Las variantes tecnológicas propuestas para la extracción de cobalto desde los escombros lateríticos son factibles económicamente, el esquema tecnológico que utiliza las instalaciones existentes es un proyecto a corto plazo y el segundo esquema tecnológico para largo plazo, con pequeños tiempo de amortización de las inversiones.
- Se logra aprovechar la laterita ferro - niquelífera fuera de balance (escombros); que conlleva a la disminución de las escombreras en el yacimiento, por tanto se evita el arrastre de estos sólidos disminuyendo consigo la contaminación del medio ambiente (rios y mares).

## RECOMENDACIONES

- Debe desarrollarse un estudio de factibilidad económica y financiera que de basamento a un proyecto de inversión para la recuperación de cobalto mediante la lixiviación ácida de los escombros lateríticos.
- Partiendo del modelo cinético obtenido, realizar pruebas experimentales a escalas mayores - pilotaje, miniplanta o semindustrial -; así como diseñar el equipamiento e instalaciones más adecuadas para la tecnología propuesta.

**REFERENCIAS DEL AUTOR**

1. Palacios R. A Hernández F. Osoris.,. Estudio de la influencia de varios parámetros durante la recuperación de Cobalto a través de la lixiviación ácida de concentrados de escombros de los depósitos lateríticos. Informe técnico ISMM 1997
2. Palacios R. A, Adames D., Mineralogía del proceso de lixiviación ácida a elevadas temperaturas y presiones de los escombros lateríticos. Informe técnico. ISMM. Moa.1999
3. Palacios R. A. Estudio de parámetros tecnológicos que influyen en la lixiviación ácida de los escombros lateríticos para la recuperación de cobalto. Tesis en opción al título de master en ciencias. ISMM. 2000
4. Palacios R. A. García H Edel., Estudio de la lixiviación ácida a presión en las colas de la lixiviación alcalina de los escombros del yacimiento Moa. Informe técnico. ISMM 1995
5. Palacios R. A. Guergé J Yarenys, Lixiviación ácida a presión del escombros del yacimiento Moa. Informe técnico. ISMM 1995
6. Palacios R. A. López I., Influencia de los principales parámetros tecnológicos del proceso de lixiviación ácida a presión de los escombros lateríticos. Informe técnico. ISMM. Moa. 1999.
7. Palacios R. A. Pupo H Nelsy., Recuperación de Cobalto de los escombros, en lixiviación ácida, con añadidura de azufre elemental. Informe técnico. ISMM 1994.
8. Rodríguez G. J. Palacios R. A., Tratamiento de concentrados escombros por vía de lixiviación ácida a presión. Revista Minería y Geología. Vol. XIV N° 2. 1997.

**BIBLIOGRAFÍA**

1. Abramov, A. A. Tecnología de enriquecimiento de minerales oxidados y mezclas de metales no ferrosos. Editorial Nedra. Moscú. 1986. 304p
2. Acosta R. y Sobolev B. y otros. Investigación de la escuela de Química. Universidad de Oriente. Santiago de Cuba. 1966.
3. Acosta Raquel. Comportamiento de las costras de Aluminio en los reactores de lixiviación de la empresa Comandante Pedro Soto Alba. Tesis en opción al título de doctor en ciencias técnicas. Universidad de Oriente Santiago de Cuba. 1988
4. Almaguer A. Vitezslav Z. Estudio de la distribución de hierro, níquel y cobalto en los tamaños de los granos que componen el perfil de la corteza de intemperismo de las rocas ultramáficas hasta su desarrollo laterítico y su relación con la mineralogía. . Revista Minería y Geología. Vol. 2. N° 2 .1993.
5. Beregovski y Kistiakovski. Metalurgia del cobre y el níquel. Editorial MIR. Moscú. 1967

6. Beyris M. Enrique. Mejoramiento del proceso de sedimentación de la pulpa de mineral laterítico de la empresa Comandante Pedro Soto Alba (Moa Nickel S. A.). Tesis en opción al título de doctor en ciencias técnicas. ISMM 1998. p118.
7. Bie E. De and Doyen P. Cobalt oxides and salts.
8. Bie E. De and Doyen P. Production and utilization of cobalt powders.
9. Borbat F. V, Lech Y. I. Nuevos procesos en la Metalurgia del níquel y el cobalto. Moscú, Metalurgia. 1976.
10. Brugueras A. N. Y otros. Estudio de la lixiviación de la serpentina niquelífera con ácidos orgánicos. Revista Minería y Geología. Vol. XVI. N° 3.1999.
11. Cairns D.T. Bulong Nickel laterite project. Cobalt Development Paper. May 1998
12. Carballo A. Análisis evaluativo de las variantes técnico económicas para la minería conjunta de los yacimientos ferro niquelíferos del este del río Moa . Revista Minería y Geología. Vol.1 N°1. 1998
13. Carlson E.T. and Simons C.S. Pressure leaching of nickeliferous laterites with sulphuric acid. Extractive Metallurgy of nickel and cobalt (ed. P. Queneau) Interscience. N. York 1961.p 363-397
14. Chadwick, John R. El cobalto en Zambia gana importancia como fuente mundial de suministro. World Mining. 1979, 32, N° 10, 101 – 106.
15. Chalkley M, López I. El proceso de lixiviación ácida a presión para las lateritas de níquel y cobalto, parte 1, Revisión de las operaciones en Moa. 1998.
16. Coello V. A, Beyris M. P, Hernández F. A. Distribución fraccional de los valores metálicos en el escombros laterítico. Revista Minería y Geología. Vol. XVI. N° 3.1999.
17. D. Robert, Alemany J. Economics factors in processing of laterites deposits. International Conference on acid leaching of laterities at Moa, Cuba, 1991
18. D.G.E Kerfoot. Ullman's Encyclopaedia of Industrial Chemistry, Vol A17.
19. Dobrojtov G. N. Cálculos hidrometalúrgicos. Leningrado. 1980.
20. Dobrojtov G. N. Representación gráfica de los resultados investigativos experimentales. Informe. ISMM. Moa. 1988.
21. Falcón, J. y Hernández, A. Preparación y beneficio de minerales lateríticos en el proceso de lixiviación ácida a presión. . Revista Minería y Geología. Vol. 2. N° 2 .1993.
22. Fernández M. E, y Mora C. L. Estudio preliminar de la lixiviación ácida de los residuos sólidos de la lixiviación alcalina de las lateritas. Revista Minería y Geología. Vol 1. N° 1.1992.

23. Fernández M. Eulicer. Perfeccionamiento de la tecnología de lixiviación ácida del tratamiento complejo de los minerales oxidados de níquel de la empresa Comandante Pedro Soto Alba. Tesis en opción al título de doctor en ciencias técnicas. Leningrado 1990.
24. Fisher R. B and Dressel W. M. Report of investigations 5496. United State Department of the Interior . Bureau of Mines. 1959.
25. Foris M. D, Collins M. J, Becker G.S., Matheson P. I., Leonard G. A.. The Calliope project: Pressure acid leaching nickel laterites ore from New Caledonia. Hydrometallurgy and Refining of nickel and cobalt .1997.pag 409.-424
26. Glinka N. L. General Chemistry. Volumen 2. Mir. Moscú. 3ª Edición. 1981.
27. Gordon R Wicker, Mahesh C, Jha, Development in the AMAX- COFREMMI acid leaching process for nickel laterites.25<sup>th</sup> Annual Conference of metallurgist .1986.
28. Granda O. , Astorga J y otros . Aprovechamiento de la serpentina niquelífera en la neutralización de los licores de desecho de la Empresa Comandante Pedro Soto Alba. II Parte. Revista Minería y Geología. Vol 2. N° 2.1993
29. Granda O. y Astorga J. Aprovechamiento de la serpentina niquelífera en la neutralización de los licores de desecho de la Empresa Comandante Pedro Soto Alba. I Parte. Revista Minería y Geología. Vol 1. N° 1.1992.
30. Grupo de autores. Sobre el componente de manganeso – cobalto – níquel en las lateritas. Serie laterita 1. Academia de Ciencias de Cuba. La Habana. 1968.
31. Hellsten K.J, and Lewis C. R. The Cawse nickel laterite deposit, presented at “Austalian Nickel Conference 1996”.
32. Hellsten K.J, Napier A.C. The Cawse nickel/cobalt project. The cobalt Conference. Development Institute.1998
33. Hellsten K.J. Summary report for the Cawse nickel project. Centaur Mining and exploration Limited: Melbourne. .1996
34. Heredia K María. Tratamiento de minerales serpentiniticos por vía de lixiviación ácida. Tesis en opción al titulo de master en ciencias. Moa. 1999 .
35. Heredia K. M. Lixiviación ácida a presión de los minerales limoníticos. Revista Minería y Geología. Vol. XIV. N° 1.1997.
36. Hernández F A. Preparación por vía húmeda de las menas lateríticas. Tesis en opción al titulo de doctor en ciencias técnicas. ISMM 1998. p118
37. Horst Sinnecker. Sobre algunas posibilidades del desarrollo de la producción de Ni - Co en Cuba y las tareas resultantes de esta para la investigación. Informe técnico. Academia Alemana de Ciencias de Berlín Delegación en el Instituto de Investigaciones Tropicales de la República de Cuba. Habana. 1969.

38. Jackson E, KJ Lloyd. Enhanced hydrochloric acid leaching of cobalt. *Minerals Engineering*, Vol.12, no.10, Oct. 1999.
39. Kakovski. *Termodinámica y cinética de los procesos hidrometalúrgicos*. Editorial Metalurgia. 1979. P217.
40. Kay H. And Michal E.J. The AMAX acid leach process for oxide nickel ore presented at 107<sup>th</sup> TMS- AIME Ann. Mtg. Denver, CO, 1978, paper 478-36
41. Kokoev, V. A., Sobol Y. S. *Metales no ferrosos*. Moscú. N° 8. 1978.
42. Levenspiel O. *Ingeniería de las reacciones química*. Editorial: Pueblo y Educación. 1986.p638.
43. Loftus Hill G.D. Ore banda nickel laterite deposits, *Economic Geology of Australia and Papua New Guinea*. Vol 1. Metals (Ed. CL Knight), 1975.p1010 - 1011 (The Australian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).
44. *Manual de operaciones de la planta de lixiviación de la empresa Comandante Pedro Soto Alba*. 1997
45. Maslenivski I. N y otros. *Procesos en autoclaves de metales no ferrosos*. Metalurgia. 1969. P349.
46. Michal E. and Conn W. Leaching of nickel lateritic ores with waste iron sulphate solutions. United State Patent. 3,761,566, Sep 25, 1970, American Metal Climax, Inc. N.Y.
47. Minproc Davy Joint Venture. *Cawse nickel/cobalt project Feasibility Study*, Vol 1. Centaur Mining and exploration Limited: Melbourne. 1996.
48. Moterrand, G. Ryan M., Weizenbach R.. *Application of the pressure acid leach process to Western Australian nickel/cobalt laterites*. *Hydrometallurgy and Refining of nickel and cobalt* .1997.pag 301-407.
49. Murray R Spiegel. *Theory and problems of Statistics Edición Revolucionaria*. La Habana 1966.
50. Mustapha A-C. *Contribución a la valoración de las ferralitas níquelíferas de Nueva Caledonia*. CIPIMM. La Habana. 1977.
51. Noeniella, G. y Hernández A. *Análisis químico cuantitativo. Teoría y práctica. Parte 1*. Editorial Pueblo y Educación. La Habana. 1987, p 232
52. Norstrom D. R., Muñoz J. L.. *Geochemical Thermodynamics*. Editorial Blackwell Scientific, Publications. Palo Alto, Oxford, London, Boston, Victoria 1986, 477 p.
53. O'Kane P. T. *Energy Consumption and economic trends in the production of nickel from laterites*. Paper presented at the International Laterites Symposium, New Orleans, February 1979.

54. O'Connor, W. K., White, J. C., and Turner, P. C., Carbothermic reduction and leaching of manganese ores from the west-central Arkansas district, *in* J. P. Hager, ed., *Process Mineralogy*, EPD Congress, The Minerals, Metals & Materials Society, 1992, p. 379-396.
55. O'Connor, W. K., White, J. C., and Turner, P. C., Geology and mineral processing of manganese deposits from the west-central Arkansas district: *Mining Engineering*, v. 44, 1992, p. 1361-1368.
56. Pelegrin M. Tecnología para la recuperación de metales valiosos a partir de nódulos marinos. Tesis en opción al título de master en ciencias. ISMM. Moa. 1999.
57. Perry's R.H. and Chilton C.H. *Chemical Engineers Handbook*. Editorial Pueblo y Educación. 1999, Tomo I.
58. Quereau P. B. and Weir D. R. Control of iron during hydrometallurgical processing of nickeliferous laterite ores. Paper presented at the Organization of the International Symposium on iron control in hydrometallurgy. Toronto, ON, Canada, October 1986.
59. Reporte mineralógico de la Empresa Comandante Pedro Soto Alba. Enero 1999.
60. Robinson J. and Kile J, The effect of Sulphur additions during PAL of 50:50 blend, Orestest Metallurgical Services report to Centaur Mining and Exploration. 1997.
61. Rodríguez G. J, Kusmenko A. y Batista H. R. Significación práctica del modelaje matemático de procesos tecnológicos y de la planificación de experimentos. Informe. ISMM. Moa. 1988.
62. Rojas Purón A. Caracterización mineralógica de muestras de pulpas lateríticas de la Moa Nickel SA. Informe Técnico 1997.
63. Rojas Purón A. Tesis en opción al título de Dr. C. Principales fases mineralógicas portadoras de níquel en los horizontes lateríticos del yacimiento Moa. ISMM 1995.
64. Rojas Purón A., O. Mijail. Algunos aspectos de la mineralogía de los yacimientos de Moa. ISMM 1983.
65. Romero R. María M. Cinética de reacciones topoquímicas y la caracterización de productos intermedios de la industria niquelífera. Tesis en opción al grado Cinético de Doctor en Ciencias Técnicas. UH. IMRE.p.139.1991.
66. Shimizu T. and Okajima. TMS. Paper N° A78-11. The Metallurgical Society of AIME, N.Y.
67. Siemens Et. Al. Recovery of nickel and cobalt from low grade domestic laterites. Report 8077. United State Department of the Interior . Bureau of Mines. 1975.
68. Simons C.S. Unit Processes in hydrometallurgy. Gordon and Breach Pull., N.Y. Sondon, 1974. p 596-616.

69. Smith J.M.. Chemical Engineering Kinetics. Edición Revolucionaria. Inst. Cubano del Libro. Cuba.1966. p.402
70. Sobol S. I. Composición mineralógica de las lateritas de Moa y su influencia sobre las formas de lixiviación de minerales por ácido sulfúrico en autoclave. Revista Tecnológica. La Habana. Vol. VI N° 5 y 6. 1968, p 3 - 32.
71. Sobol Y. S. Metales no ferrosos. Moscú. N° 5. 1974.
72. Sobol Y. S. Revista tecnológica. La Habana. Vol. IV N° 1 y 2. 1966, p 3 - 19.
73. Sobol Y. S. Revista tecnológica. La Habana. Vol. VII N° 1. 1969, p 3 - 23.
74. Stevens Et. At. The OUP nickel process; an improvement in extraction of nickel from laterites. Paper presented at the Canadian Institute of Mining and Metallurgy. 14<sup>th</sup> Conference of Metallurgists, Edmonton, AB, Canada, August 1975.
75. Taylor M. y otros. Treatment of nickel leach liquor. United State Patent. 3,720,749, March 13, 1973, American Metal Climax, Inc. N.Y.
76. Vera Yeste A. Introducción de los yacimientos de níquel cubanos. Editorial Orbe. Habana 1979. 210 p.
77. Waldo Lavaut. Tendencia geológica del intemperismo de las rocas ultramáficas en Cuba oriental. Minería y Geología. Vol.1 N°1. 1998.pag. 9.
78. Xue, T. Dunn, R. Pressure leaching of nickel and cobalt sulphides with chlorine under controlled redox potential conditions. United State Patent 558530, January 21, 1997
79. Zelikman a. N., Bolman G. M., Beliaeuskaia L. V. y otros. Teoría de los procesos, Hidrometalúrgicos. Editorial Metalurgia, Moscú 1975, p.492.