

Una visión sobre las reservas estratégicas de eficiencia metalúrgica en la tecnología carbonato-amoniaca

Antonio R. Chang Cardona

Doctor en Ciencias Técnicas, Profesor Titular del Departamento de Metalurgia del ISMM de Moa

RESUMEN: En el presente trabajo se fundamentan algunas direcciones de investigación para disminuir los costos de la producción de Ni + Co, centrándose en las principales causas de ineficiencia metalúrgica en el circuito tecnológico: preparación del mineral, tostación reductora, lixiviación; incluyendo la influencia de la explotación geológico-minera, basados en los resultados de la práctica mundial a escala industrial, semi-industrial y de laboratorio.

ABSTRACT: Some directions of investigation in order to lower the costs of Ni + Co production are explained in the present work. The main attention is focused on the causes of metallurgical inefficiency in the ore dressing, reduction - roast and leaching, including the influence of the geology - mining exploitation. These directions of investigation are based on worldly practice results in the industrially, semi-industrial, bench and laboratory scale.

Palabras claves: eficiencia metalúrgica, lixiviación carbonato amoniaca.

INTRODUCCIÓN

La primera fábrica del mundo para la producción del NiO por la Tecnología Carbonato-Amónica (Proceso CARON) fue fundada en Nicaro, Cuba en el año 1943 por la Freeport Sulphur Co. (E.U.A), actualmente la Empresa lleva el nombre de Comandante «René Ramos Latour». Luego surgieron, en orden cronológico, las siguientes:

1962 - SERED (antigua Checoslovaquia). Procesó minerales importados de Albania.

1974 - Marinduque, en Filipinas, actual NONOC.

1974 - GREENVALE, en Australia. Actualmente se están agotando sus yacimientos y procesa un elevado porcentaje de minerales importados de Indonesia y Nueva Caledonia, adoptando el nombre de QUEENSLAND NICKEL.

1980 - Puesta en marcha el Complejo Industrial TOCANTINS, en Brasil.

1987 - Puesta en marcha de la fábrica de Punta Gorda, Cuba.

Actualmente esta tecnología es cuestionada por su elevado costo de producción; existe la tendencia mundial de no invertir en nuevos proyectos (Niref, 1986; Taylor, 1995), pero a nuestro juicio, no se ha investigado todo lo necesario para mejorar sus indicadores técnico-económicos. En el presente artículo aspiramos a fundamentar algunas reflexiones que, en estado de hipótesis, demostración experimental a diferentes escalas y por la práctica industrial, podríamos integrarlas, y sintetizarlas en forma de direcciones de trabajo.

A modo de introducción, la principal reserva de eficiencia metalúrgica está en la comprensión de que las diferencias cualitativas del mineral en cada empresa definen las alternativas tecnológicas y particularidades del equipamiento a emplear para potenciar las máximas extracciones de Ni y Co.

Los contenidos de Fe, SiO₂, Ni y Co oscilan en un amplio rango (Tabla 1), lo que se explica por las diferencias mineralógicas entre los yacimientos. Sin embargo, el número de hogares del horno y los principales parámetros tecnológicos de la tostación reductora para todos los minerales son prácticamente los mismos. Esto es más inexplicable aún cuando se emplean diferentes agentes reductores que desplazan el equilibrio del sistema. Excluyendo los hornos cubanos, el resto poseen el mismo diámetro. Las contradicciones en el fundamento científico-técnico del proceso, no solo se reflejan en los hornos de reducción, sino también en el uso del aire durante la lixiviación, aún cuando el objetivo tecnológico sea potenciar el máximo de extracción de Ni y Co.

TABLA 1. Composición química del mineral alimentado a las plantas industriales, en %

Plantas	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂
Nicaró	1,16	0,089	38,6	6-8	12-16
Pta. Gorda	1,27	0,09	38-39	5-6	10-12
NONOC	1,22	0,10	38-39	6,3	—
SERED	0,945	0,063	51,4	1,7	7,55
Greenville (GRV)	1,35	0,11	22-23	5-6	35
Queensland (QNI)	1,5-1,6	0,12-2	35-40	6-8	12-16
Tocantín	1,5-2,0	0,05-0,3	32-35	—	—

En el caso de los hornos de reducción, es evidente que ha existido una extrapolación en la etapa de proyecto, basado en el empirismo, conformada con los resultados alcanzados por los líderes comerciales, cuando en realidad no existe una metodología científica fiable y económica para la modelación y escalado de los resultados que se derivan de las corridas experimentales a escala de banco y pilotaje semi-industrial. Para el caso del aire, sucede que los conocimientos existentes sobre la lixiviación carbonato-amoniaca necesitan de una adecuada integración para lograr extraer el máximo de Ni y Co, potenciados por la reducción del mineral laterítico.

Un análisis independiente necesita el problema de la dirección y control de la calidad del mineral que alimenta a las plantas metalúrgicas, ya que de la calidad estable de la composición química y mineralógica (Bernal, 1989; Almaguer, 1993; Rojas, 1995), dependerá una elevada eficiencia metalúrgica poco fluctuante durante el tiempo de operación. Para Cuba, el difícil acceso a las costosas tecnologías de punta con que cuentan los países desarrollados para alcanzar este fin le hace replantear la estrategia en correspondencia con las condiciones y posibilidades del país.

LA MINERÍA

La minería selectiva con el control de la calidad de la mena que se va alimentar a la empresa metalúrgica tiene una prioridad estratégica por el impacto significativo sobre el incremento de la producción de Ni y Co con menos costos. El atraso tecnológico que poseen las minas cubanas con respecto a sus similares en el mundo, junto al insuficiente financiamiento, dificulta el logro del objetivo a corto plazo, no obstante, la reconversión tecnológica de las minas cubanas se fundamentará esencialmente en los siguientes aspectos:

- Considerar las particularidades de cada yacimiento para definir la tecnología de explotación geológico-minera a emplear.
- Adecuar el uso de *software* para la gestión y dirección de la producción y el mantenimiento a las particularidades de cada mina.

- Certificar la reevaluación de las reservas mineras en base a los resultados de un estudio geólogo-geofísico integral, considerando el balance dinámico de acuerdo con los factores del mercado, y otros.
- Implementar un sistema de muestreo y control automatizado on-line para rectificar la explotación minera de forma continua, basado en el concepto de calidad de cada empresa.
- Desarrollar un Programa Integral de Gestión Ambiental de acuerdo con la legislación cubana.

PLANTAS METALÚRGICAS

Las principales reservas estratégicas de eficiencia metalúrgica de Ni y Co en las plantas industriales se concentran en el circuito tecnológico de preparación de mineral-tostación reductora-lixiviación y lavado-precipitación de sulfuro de Ni + Co.

Entre los dos primeros eslabones tecnológicos existe una interrelación clásica, pérdidas de Ni: distribución granulométrica (Kunhel, 1978; Cordeiro, 1987; Almaguer, 1993), en lo que todas las empresas han investigado en la fase de estudio de factibilidad. Sin embargo, a pesar de que existe un reconocimiento a la disminución de la eficiencia de Ni y Co al aumentar el contenido de las partículas menores de 0,045 mm después de molido -efecto de remolienda- (Reid, 1982), no ha existido un estudio sistemático para definir cuáles partículas dentro de este grupo son dañinas, en qué proporción y a partir de qué relación cuantitativa con respecto a las demás. Existen evidencias que señalan al grupo de partículas menores de 0,020 mm como las más dañinas, no obstante prácticamente no se ha estudiado el efecto tecnológico de las partículas menores de 0,010 mm, las que representan un apreciable porcentaje dentro de ambos grupos. Bien es conocido (Petrov, 1986), la pérdida de las propiedades físicas de dichas partículas con respecto a su macrocuerpo, así como la variación de su comportamiento físico-químico durante el proceso de calentamiento. El descubrimiento de las regularidades del comportamiento de dichas partículas, aisladas y en interacción cuantitativa con el resto de su mena comercial puede repercutir sobre el perfeccionamiento de la tecnología por diferentes enfoques: nuevo esquema de clasificación; modificación de los parámetros tecnológicos de la molienda, así como su control y automatización; más revolucionario puede resultar un cambio tecnológico basado en la especialización de determinados hornos de reducción por grupo de fracciones para poderlas tratar diferencialmente, en correspondencia con su composición mineralógica, química y sus propiedades físicas. Una sólida fundamentación científico-técnica sobre la molienda y algunos de estos problemas pueden encontrar

trarse en los trabajos de Coello (1993) y Revniltzev y otros (1988).

Para comprender las causas de pérdidas de Ni y Co en el horno de reducción, y por tanto, las limitaciones potenciales del Proceso CARON, se requiere visualizar a través de un ejemplo, un complejo proceso de interacciones y transformaciones físico-químicas de los minerales presentes en la mena, en correspondencia con el perfil de temperatura del horno y el tipo o sistema de reductor empleado (Chandra *et al.*, 1980 Chander & Sharma, 1981). Para lograr el efecto de continuidad en este proceso se hace necesario violar la rigurosidad científica en aras de la comprensión de las causas, los factores tecnológicos, los compuestos causantes y el lugar donde se originan dichas pérdidas. A continuación ofrecemos, como ejemplo, una propuesta de transformaciones físico-químicas, aunque no se puede representar con exactitud su quimismo, de los principales minerales durante su calentamiento, ordenados en 3 zonas del horno, sobre la base de los resultados del análisis térmico (Ivanova y otros, 1974; Laverov, 1985) de los minerales presentes en el yacimiento Pta. Gorda (Tablas 2 y 3).

Las asbolanas, las cuales se consideran la portadora principal del Co(III) existente en la mena, la representamos por un modelo químico - matemático hipotético que compromete el contenido de dicho mineral en la mezcla de limonita y serpentina con su contenido en Co y Mn. Los valores del grado de transformación (GT) que se ofrecen son supuestos - posibles para tener idea de la magnitud de la masa de los compuestos participantes en la interacción en cada zona.

TABLA 2. Composición mineralógica del yacimiento Pta. Gorda (Según Laverov, 1985)

Horizontes	Minerales	% en el horizonte
Escombros (E)	Goethita - αFeOOH	62
	Gibbsita - $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	14,5
	Hemathita - $\alpha\text{Fe}_2\text{O}_3$	5-10
	Cromo-Espinelas - $(\text{Mg,Fe})(\text{Cr,Al})_2\text{O}_4$	7
	Serpentina - $\text{Mg}_3[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2$	1-2
	Asbolanas - $\text{Co}_x\text{O}_y(\text{Mn}_w\text{O}_z)_n \cdot n\text{H}_2\text{O}$	0,7
	Goethita	69
	Gibbsita	8
	Cromo-espinelas	8
	Serpentina	2,5
Laterita de balance (LB)	Minerales de Mn (Asbolanas)	2
	Montronita	
	$\text{Fe}_2(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	2
	Galausita	
	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})_3(\text{OH})_6 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	2
	Cuarzo - αSiO_2	1,7
	Serpentina	35
	Nontronita	25
	Hidróxidos de Fe	20
	Cromo-Espinelas	5
Serpentina Alterada (SA)	Magnetita - Fe_3O_4	3
	Galausita	5
	Cuarzo	5
	Minerales de Mn	1
	Serpentina	84
	Hidróxidos de Fe	10
	Cuarzo	5
	Nontronita	2
	Cromo-espinela	1,5
	Magnetita	0,5
Serpentina dura (SD)	Minerales de Mn	0,7

TABLA 3. Composición química media del yacimiento Pta. Gorda (Según Laverov, 1985)

Horizonte	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO+Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	NiO	CoO	Cr ₂ O ₃
(E)	4,47	0,11	15,73	59,5	0,25	0,55	0,54	0,06	3,01
(LB)	7,58	0,11	8,0	61,9	0,77	2,64	1,27	0,14	2,91
(SA)	31,1	0,013	5,39	29,0	0,36	17,7	1,8	0,08	1,5
(SD)	37,8	0,003	3,31	15,15	0,18	27,8	1,67	0,03	0,68

Transformaciones físico-químicas principales en las zonas del horno de reducción

ZONA DE CALENTAMIENTO: H-0/ H-4; $t_m = 95 - 540$ °C.

Reacciones propuestas:

	$\Delta t, ^\circ\text{C}$	G.T, %
1) $2 \text{FeOOH} \rightarrow \alpha\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	280-400	100
2) $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O} \rightarrow \gamma\text{-Al}_2\text{O}_3 + 3\text{H}_2\text{O}_{(g)}$	240-450	100
3) $\text{Fe}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_2(\text{OH})_2 \cdot \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Fe}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_2 + 2\text{H}_2\text{O}_{(g)}$	250-540	70
4) $\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_3(\text{OH})_6 \cdot 4\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_3 + 4\text{H}_2\text{O}_{(g)}$	100-200	100

ZONA DE TRANSICIÓN (Reducción Parcial + Disociación): H-5/H-9; $t_m = 540-625$ °C.

Reacciones propuestas

	$\Delta t, ^\circ\text{C}$	G.T, %
5) $\text{Fe}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_2(\text{OH})_2 \cdot \text{H}_2\text{O} = \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_2(\text{Amorfo}) + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	540-625	30
6) $\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_3(\text{OH})_6 \cdot 4\text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_2(\text{Amorfo}) + 4\text{H}_2\text{O}_{(g)}$	550-650	70
7) $\text{Co}_2\text{O}_3 \cdot (\text{MnO})_{11} \cdot n\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Co}_2\text{O}_3 \cdot (\text{MnO})_{11} + n\text{H}_2\text{O}_{(g)}$	400-600	100
8) $\alpha\text{SiO}_2 = \beta\text{SiO}_2$ $t_{\text{crítica}} = 573$ °C	500-650	90

9) Reacciones de reducción parcial con gas reductor:

9.1) $6\text{Fe}_2\text{O}_3 + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 30-40 % de m Fe_2O_3
9.2) $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 6\text{FeO} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 3 % de m Fe_{Total}
9.3) $2\text{NiO} + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 2\text{Ni} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 25 % de m Ni_{Total}

ZONA DE REDUCCIÓN: H-10/H-16; $t_m = 660 - 730$ °C.

Reacciones Propuestas

	$\Delta t, ^\circ\text{C}$	G. T, %
10) $2\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_2(\text{Amorfo})$ - termina la estructura $(\text{OH})_6$	660-730	30
11) $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_2(\text{Amorfo})$ - continua su interacción	-	-
12) $\alpha\text{SiO}_2 = \beta\text{SiO}_2$ - Continua su transformación	650-730	10
13) $\text{Co}_2\text{O}_3 \cdot (\text{MnO})_{11} \rightarrow \text{Co}_2\text{O}_3 + 11 \text{MnO}$	600-680	100

14) Disociación de los minerales serpentiniticos: antigorita y lizardita.

14.1) $\text{Mg}_6[\text{Si}_4\text{O}_{10}]_3(\text{OH})_6 \rightarrow 2\text{Mg}_2[\text{SiO}_4]_{(s)} + \text{Mg}_2[\text{Si}_2\text{O}_6]_{(Amorfo)}$ Forsterita + Enstatita + $4\text{H}_2\text{O}_{(g)}$	600-730	~90
14.2) $2 \text{Mg}_2[\text{SiO}_4]_{(s)}$ - En proceso de recristalización COLECTORA.		

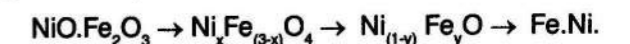
15) Reacciones de reducción de los óxidos de Fe, Ni y Co.

15.1) $6\text{Fe}_2\text{O}_3 + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 60-70 % de m Fe_2O_3
15.2) $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 6\text{FeO} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 10-11 % de m Fe_{Total}
15.3) $2\text{FeO} + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 2\text{Fe} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 2- 4 % de m Fe_{Total}
15.4) $2\text{NiO} + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 2\text{Ni} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 50-55 % de m Ni_{Total}
15.5) $\text{NiO} \cdot 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2 = \text{Fe} \cdot \text{Ni} + \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	
15.6) $2\text{Co}_2\text{O}_3 + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 4\text{CoO} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= ~60-70 % de m Co_{Total}
15.7) $2\text{CoO} + (\text{CO} + \text{H}_2)_{(g)} = 2\text{Co} + \text{CO}_{2(g)} + \text{H}_2\text{O}_{(g)}$	G.T= 50 % de m Co_{Total}

De acuerdo con el esquema propuesto, los riesgos de pérdidas de Ni en las diferentes zonas pueden ser analizadas con mayor objetividad:

1) En la zona de calentamiento existe una variación brusca de la temperatura del mineral y es donde regularmente se opera industrialmente con un perfil de temperatura superior al deseado, causando pérdidas de Ni en forma de espinelas $[\text{Ni}_x\text{Fe}_{(3-x)}\text{O}_4]$, óxidos de Fe $[\text{Ni}_{(1-y)}\text{Fe}_y\text{O}]$ desproporcionados debido a la cristalización brusca de la goethita hasta hematita, la que da lugar a su endurecimiento y queda el Ni atrapado dentro de ella y por tanto ofrece una elevada resistencia a la difusión para cualquier reductor. Como consecuencia, la reducción del Ni se efectuará en la matriz de los óxidos de hierro durante su evolución como hematita, magnetita, FeO, y finalmente Fe metálico. Por tanto, en la etapa de reducción de la hematita hasta magnetita, el Ni quedará en la matriz de la masa de magnetita

no reducida hasta FeO en forma de espinela, a su vez, el Ni que pasó a la matriz del FeO que no se redujo hasta Fe lo desproporciona estequiométricamente y se perderá dentro del mismo. El Ni que porta el FeO que fue reducido hasta Fe formará la solución sólida Fe.Ni. Todo lo anterior puede ser representado por el siguiente esquema :



Un efecto similar puede causarlo también las partículas menores de 0,020 mm, y en particular las menores de 0,010 mm debido al efecto de recalentamiento, al cual están sometidas por la naturaleza de su superficie activa y, además, por la variación del comportamiento termodinámico de las micropartículas con relación a su macrocuerpo de origen.

2) En la zona de transición comienzan a ocurrir disociaciones de los minerales silicatados cuyos productos

son amorfos y, por tanto, intercambiadores potenciales de iones posibilitando la variación impredecible de las propiedades físico-químicas de dichos compuestos y su posible cristalización más temprana en forma de espinelas complejas de silicatos de Al y Fe dentro del cual se puede encontrar el NiO libre y otros iones producto de la migración. Por este mecanismo se han detectado espinelas con un contenido de 5,9 % de Ni y 1 % de Cr (Chandra, Siemens & Clayton, 1980).

3) La zona de mayor peligrosidad de pérdidas de Ni es la de reducción activa, por cuanto al riesgo anterior se le suma la descomposición de los silicatos de Mg, representando una masa significativa que compite con la reducción de los compuestos. A pesar de las condiciones tecnológicas favorables a la velocidad de reducción del Ni, siempre habrá un porcentaje significativo de pérdida de Ni proporcional a la masa de serpentina incorporada al proceso. Las principales fases portadoras de Ni no lixiviables detectadas son: olivinos del tipo (Mg, Fe)₂SiO₄ y espinelas complejas de Mg, Fe, Al y Si (Chandra, Siemens & Clayton, 1980; Castellanos, 1987).

4) Pérdidas de Ni con la masa de minerales del grupo de la serpentina y espinelas que no se descomponen totalmente durante el tiempo de retención del mineral en el horno, y por la insuficiente temperatura para que se efectúe dicha descomposición.

Las causales 2, 3 y 4 determinan la limitación de la tecnología en procesar mayor cantidad de minerales típicos del horizonte de serpentina alterada. Gobernar la tecnología en las condiciones de riesgos antes mencionadas requiere de un riguroso control de la composición química y mineralógica de la mena, acorde al proyecto de modernización de la mina. Por otra parte, mantener el "necesario" perfil de temperatura por zona y la composición de gases reductores y salientes hacia el sistema de limpieza de polvo necesita de un sistema automatizado de control y regulación que dé respuesta rápida a las posibles variaciones en la calidad y cantidad de los materiales suministrados al horno.

Todos los requisitos anteriores han demostrado en la práctica una eficiencia metalúrgica inferior al 90 % de Ni y 60 % de Co, lo que pone en desventaja a la tecnología carbonato-amoniaco con relación a las otras existentes para el tratamiento de minerales lateríticos.

La tecnología con petróleo aditivo empleada por la QNI y practicada en Cuba, combinada con gases reductores primero y sin la planta de gases reductores después, pretende catalizar la reducción del Ni en la zona de transición, donde hay suficiente disponibilidad de Ni debido a la total disociación de la goethita. No obstante, la práctica industrial de Punta Gorda ha demostrado que el exceso de energía en la zona de calentamiento hace descomponer parte del mazut, provocando pérdidas de mineral a la atmósfera y contaminación ambiental por el exceso de CO y de H₂ en los gases que prohíben su paso

hacia el sistema de recuperación de polvo. Al mismo tiempo se está desaprovechando parte del reductor que debe actuar en las zonas posteriores. Lograr estabilizar el perfil de temperatura en la primera zona garantiza un mejor aprovechamiento de la energía, del aditivo-reductor y contribuye a evitar las pérdidas de Ni analizadas en la causa 1 de la página anterior. En este caso las condiciones teóricas de reducción se pueden representar por las siguientes reacciones generales:

Possible reacciones de reducción con petróleo aditivo

Condiciones teóricas de reducción	Δt, °C
16) 3Fe ₂ O _{3(s)} + 0,5C _(L) = 2Fe ₃ O _{4(s)} + 0,5CO _{2(g)}	200-400
17) Fe ₃ O _{4(s)} + 0,5C _(L) = 3FeO _(s) + 0,5CO _{2(g)}	400-800
18) 2FeO _(s) + C _(L) = 2Fe _(s) + CO _{2(g)}	800-1200
19) 3NiO _(s) + (C + H ₂) _(L) = 3Ni _(s) + CO _{2(g)} + H ₂ O _(g)	400-900
20) 3CoO _(s) + (C + H ₂) _(L) = 3Co _(s) + CO _{2(g)} + H ₂ O _(g)	~1000

Como se puede observar, las reacciones que más se potencian en el horno son la 16, 17 y 19. Las restantes requieren de temperaturas más elevadas para que se efectúen con un alto grado de completamiento (Tabla 4).

Tabla 4. Eficiencia metalúrgica de las principales empresas que trabajan por la tecnología Carbonato-Amóniacal

	Nicaragua	Pta. Gorda	NONOC	Greenvale	Queensland
Extracción potencial, %	Ni - 78 Co - 75	79 50	82 50	82 65	80-81 55-60
Extracción real, %	Ni - 75,6 Co - 20-25	75 25-30	79-80 45-47	81-82 59-60	80-81 40-44
Recuperación, %	Ni - 70,4 Co - 20	64,7 25-30	78 39	70-72 40-45	79 39

Para el cobalto, los valores de extracción son bajos (50 - 60 %) debido a su pobre contenido en el mineral alimentado, a su presencia en forma trivalente y a las altas temperaturas que requiere su óxido bivalente para ser reducido completamente (900-1 000 °C).

Todas las posibles causas fundamentadas más arriba nos permiten proponer una serie de soluciones estratégicas en dos direcciones: una basada en el perfeccionamiento de lo existente, y otra, cambiando radicalmente las concepciones del proceso comercial actual, referidas en los Procesos UOP y USBM, esencialmente (Siemens et al., 1975; Kukura et al., 1979; Burkin, 1987), de cuyos conceptos, el más útil para el tema que nos ocupa en el presente artículo está relacionado con la elevada extracción de cobalto con una baja adición de pirita, que debe ser sometido a investigaciones fundamentales para gobernar el mecanismo de actuación de los

tipos de piritas con los diferentes minerales del grupo de la serpentina y sus combinaciones con los minerales principales de la mena limonítica. La adaptación de esta experiencia para cada tipo de mena oxidada de níquel en el mundo indicará su viabilidad. Interesante modificación puede resultar de la experiencia semi-industrial del proyecto ruso de BURUKSTAL (Rezvanov, 1985), si se logra superar las insuficiencias reportadas en las pruebas. La variante seleccionada requiere del pilotaje para definir su factibilidad técnico-económica. Debido a la competencia existente, en las publicaciones nacionales e internacionales prácticamente no se analizan las posibles soluciones estratégicas para perfeccionar lo existente; esto no quiere decir que no se investigue ni se proyecten soluciones e incluso algunas se prueben en cualquier parte del mundo. A pesar del riesgo a la crítica a que me someteré, quisiera compartir algunas reflexiones adicionales sobre las direcciones de trabajo que puedan contribuir a incrementar las extracciones de Ni en los hornos de reducción a niveles competitivos:

- Profundizar en las investigaciones cinético-energéticas del proceso tecnológico particular para lograr un software de simulación que permita la automatización activa compensadora del suministro de energía por zonas u hogares en correspondencia con la calidad y cantidad de la materia prima. Esto debe permitir disminuir apreciablemente el consumo de energía por tonelada de mineral, incrementar la eficiencia metalúrgica por Ni al lograr gobernar el perfil de temperatura del horno de forma continua y así evadir el sobrecalentamiento del mineral en las diferentes zonas del horno.
- Implementar un sistema informativo y de control on-line de la composición granulométrica del mineral alimentado a los hornos con énfasis en las más finas, basados en instrumentos y equipos de resonancia magnética nuclear.
- Fundamentar una metodología científica eficaz para la modelación y el escalado de los resultados investigativos que se obtengan a escala de banco o semi-industrial en el horno de múltiples soleras, para optimizar las dimensiones y los elementos constructivos del espacio de trabajo de cada zona tecnológica con el fin de alcanzar las máximas extracciones de Ni y Co, en correspondencia con el caso particular.

Con este conjunto de direcciones de trabajo estratégicas en la línea de perfeccionamiento de lo existente en el circuito tecnológico: Mina-Preparación de mineral-Horno de reducción, se estima crezca la potencialidad de extracción de Ni en 4-8 % y se asegure un crecimiento considerable de la producción de Ni con menos costos por el sistema de control on-line y la automatización pasiva o activa en cada eslabón de la cadena tecnológica.

Los fundamentos científico-técnicos de la lixiviación y el lavado, así como la precipitación del sulfuro de Ni + Co y su interrelación para alcanzar elevadas extracciones de cobalto en lixiviación se han publicado con mayor amplitud a nivel mundial, además de poseer avales positivos y negativos por los resultados prácticos a escala comercial (Colvin & Gulyas, 1979; Kukura et al., 1979; Reid, 1982; Osseo-Asare et al., 1983; Zelikman et al., 1983; Rezvanov, 1985; Dobrojtov, 1986; Okajima, 1986; Queneau & Weir, 1986; Grigorieva y otros, 1987; Chang, 1989; Taylor, 1995; Chang y otros, 1995; Chang y otros, 1998). Lo practicado comercialmente hasta hoy nos indica la necesidad de sistematizar conocimientos e integrar los para alcanzar niveles superiores en la extracción de cobalto en las operaciones de lixiviación y lavado. Para ilustrar esta afirmación, veamos en la Tabla 4 las diferencias de las extracciones de Co con relación al potencial existente después de la reducción en la empresa australiana (GRV - QNI), caracterizadas por el empleo de 2 tipos de minerales diferentes (ver Tabla 1) y una etapa de lixiviación: el diseño original para la mena australiana con bajo contenido de hierro, las más altas concentraciones de NH₃ y CO₂ con la menor relación NH₃/CO₂ y el concepto de distribución de aire diferenciada en cada turbo para el menor total de m³/ton. de mineral practicada en el mundo dio como resultado diferencias de extracciones de Co con respecto a la potencial del 5-6 % a niveles más altos que NONOC. Esta misma empresa, ahora bajo el nombre de Queensland Nickel, al procesar minerales de Indonesia con elevados contenidos de Fe no le resulta suficiente una etapa para alcanzar altas extracciones de ambos metales al agudizarse las pérdidas de Co por coprecipitación con los óxidos e hidróxidos de Fe producto de la aireación, de tal manera que decidieron maximizar las extracciones de Ni intensificando la aireación en todos los turboaeradores a costa de considerables pérdidas relativas de Co (15-16 %) lo que, unido a una disminución de su extracción potencial, hace más costosa la tecnología en los eslabones de cabeza hasta la lixiviación. La experiencia de NONOC de dos etapas de lixiviación puede resultar más efectiva para la extracción de ambos metales, si aplicamos en la primera etapa de lixiviación un régimen mixto para minimizar las pérdidas de cobalto y un régimen más difusivo en la segunda etapa con una concepción compensatoria del níquel dejado de extraer. Desde mi punto de vista, cualquier perfeccionamiento de la lixiviación para maximizar las extracciones de Ni y Co debe reflejar la integración del conocimiento adquirido mediante la siguiente regla: Para cada tipo de mineral, reducido con un agente dado habrá marcadas diferencias en la aireación (cantidad y modo de distribución), intensidad de agitación y cantidad de reactivos; a pesar de que se desarrollen en un mismo equipo ideal y en condiciones óptimas de composición del licor lixivante por NH₃, CO₂, Co_{TOTAL} y otros iones influyentes. Si bien, está por sentada la extracción

del 100 % del Ni que potencialmente puede aportar la reducción, el pronóstico de Co a extraer todavía está por comprobar debido a su relatividad con respecto al tipo de mineral y a la situación actual de cada empresa.

Para el resto del circuito tecnológico, la experiencia de la QNI es ejemplar (Reid, 1991; Taylor 1995), a tal punto que la magnitud de la recuperación general de la tecnología no se diferencia en gran medida de la obtenida por GRV (ver Tabla 4) a pesar de la notable disminución de la extracción potencial de Co en QNI. La introducción de las modificaciones al tradicional proceso CARON basada en la extracción por solvente orgánico (Nielsen & Siemens, 1983; Taylor, 1995) disminuyeron las pérdidas de Co hasta 1-5 % y las de Ni hasta 1-2 % con respecto a la extracción lograda después de lixiviado y lavado el mineral.

CONCLUSIONES

Sin aspirar a una aceptación masiva de algunas e incluso de todas las direcciones de trabajo propuestas para incrementar la eficiencia metalúrgica por Ni y Co, estas demuestran las diversas posibilidades que existen para disminuir los costos de producción de Ni + Co y hacer más competitiva la tecnología carbonato-amoniaca a nivel mundial.

BIBLIOGRAFÍA

- ALMAGUER, F. A.: «Estudio de la distribución de Fe, Ni y Co en los tamaños de los granos que componen el perfil de las cortezas de intemperismo de las rocas ultrabásicas hasta un desarrollo laterítico y su relación con la mineralogía», en: *Minería y Geología*, 2 (2):17-27, 1993.
- BERNAL, H.S.: «Dirección de la calidad de la mena en el yacimiento Moa», Resumen de la disertación para Doctor en Ciencias Técnicas, San Petersburgo, Rusia. 1989, 20 pp. (en ruso)
- BURKIN, A.R. et al.: *Extractive Metallurgy of Nickel*, Imperial College, London, 150 pp., 1987.
- CASTELLANOS, S.J.: «Algunos aspectos sobre la transformación de fases durante la reducción de la serpentina con aditivo y su influencia en la recuperación de Ni», en: *Revista Tecnológica*, (1) :51-55, 1987.
- COELLO, V.A.: «Perfeccionamiento de la tecnología de molienda de las menas lateríticas», Resumen de la disertación para Doctor en Ciencias Técnicas, Instituto MEJANOBR, San Petersburgo, Rusia, 20 pp., 1993 (en ruso).
- COLVIN, N. y J.W. GULYAS: «The Marinduque Surigao Nickel Refinery», in: *International Laterite Symposium*, AIME, N.Y., New Orleans, pp. 346-356, 1979.
- CORDEIRO, N.C. y otros: «Determinación experimental de la distribución del Ni en las macrofases del material laterítico cubano», en: *Minería y Geología*, (2): 57-71, 1987.
- CHANDERS S. y V.N. SHARMA: «Reduction Roasting/Ammonia Leaching of Nickeliferous Laterites», en: *Hydrometallurgy*, (7):315-327, 1981.

- CHANDRA, AD.; R.E. SIEMENS y O.R. CLAYTON: «Electron-Optical Characterization of Laterites Treated with a Reduction-Roast/Ammoniacal - Leach System», en: *Journal of Metals*, 32 (5) : 26-33, 1980.
- CHANG, A.R.: «Perfeccionamiento de la tecnología de la Empresa «René Ramos Latour» Nicaro, Cuba, Tesis de Doctorado en Ciencias Técnicas, Universidad Técnica de San Petersburgo, Rusia, 1989, 150 pp. Depositado en fondo de I. C. T. de la Academia de Ciencia de Cuba en 1990 (en ruso).
- CHANG, A.R. y otros: «Estudio de las particularidades estructurales y composición de fase de los productos de la hidrólisis de los iones de hierro a partir de licores carbonato-amoniaca», en: *Tsvetnie Metally*, (9) : 30-34, 1995 (en ruso).
- : «Cinética de la lixiviación carbonato-amoniaca del mineral laterítico reducido industrialmente bajo aereación diferenciada», en: *Minería y Geología*, 15 (3): 23-29, 1998.
- DOBROJOTOV, G.N.: «Composición sustancial de las mezclas carbonato-amoniaca», *Izv. Vuzov. Tsvetnaya Metallurgia*, (6): 71-75, 1986 (en ruso).
- GRIGORIEVA, K.I. y otros: «Solubilidad del Níquel y Cobalto (II) en medios carbonato-amoniaca», *Izv. Vuzov. Tsvetnaya Metallurgia*, (1) : 37-41, 1987 (en ruso).
- NIELSEN, D.N. y R.E. SIEMENS: «Disposition and Control of Impurities in Nickel and Cobalt Solvent Extraction Circuits in the Processing of Laterite-Derived Ammoniacal Leach Liquors», en: *International Solvent Extraction Conference*, Denver, Colorado, 1983, Amer. Institute of Chem. Engin., N.Y., 323 pp.
- OKAJIMA, Y.: «SMM Ammonia Leaching Process for Latertic Ore», *Met. Rev.* MMIJ, 3 (1) : 94-106, 1986.
- OSSEO-ASARE, K. y otros: «Cobalt Extraction in Ammoniacal Solution: Electrochemical Effect of Metallic Iron», in: *Metallurgical Transactions B*, Vol. 14B, December, pp. 571-576, 1983.
- REID, J.G.: «Some Observations of Roasting, Leaching, and Washing Characteristics of Greenvale Lateritic Ore», in: *Hydrometallurgy, Research, Development and Plant Practice*. AIME, New York, pp.109-120, 1982.
- : Conferencia sobre «Disminución de las pérdidas de Ni y Co en Queensland Nickel», en: Seminario Internacional sobre Tecnología de Lixiviación Ácida de minerales lateríticos. SITLA '91. Moa, Cuba, Noviembre, 1991.
- REZVANOV, G.F.: «Extracción de cobalto de las menas de BURUKSTAL, empleando la tecnología hidrometalúrgica», en *Tsvetnie Metally*, (1) : 9-14, 1985 (en ruso).
- ROJAS PURÓN, L.A.: Principales minerales portadores de Ni en los horizontes limoníticos del yacimiento de Moa, *Tesis de Doctorado en Ciencias Geológicas*, 150 pp., 1995. Depositado en fondo de I. C. T. de la Academia de Ciencia de Cuba y del Instituto Superior Minero-Metalúrgico de Moa, Holguín, Cuba.
- SIEMENS, R.E., et al.: «Process for Recovery of Non-Ferrous Metals from Oxide Ores and Concentrates», Cert. Pat (U.S.A.) No. 3,929,468. C.I.P. - C22 B 23/04. Publicado el 30.12.1975.
- TAYLOR, A.: «Process Selection», En Nickel/ Cobalt Laterites Seminar. The How-To's of Project Development, Melbourne, Australia, Organised by: ALTA METALLURGICAL SERVICES, May 4-5, 1995.
- : «Laterites-has the Time Finally Come?», *Mining Magazine*, pp. 167-170, March, 1995.

Simulador para análisis de motores de inducción con mando adaptivo de inversores sinusoidales de potencia

Luis Delfín Rojas Purón

Profesor de Máquinas y Accionamientos Eléctricos Automatizados. Departamento de Eléctrica. ISMM

INTRODUCCIÓN

El análisis de sistemas de potencia y el ajuste de controladores en los dispositivos que intervienen en los procesos de conversión de energía usualmente necesitan de una cualidad determinada en sus parámetros principales (Herranz, 1989), no solo para garantizar la adecuada coordinación del sistema, sino también porque se pone en juego la racionalidad del aprovechamiento de la energía.

Es de nuestro interés, mostrar un sistema que le permita al especialista evaluar con suficiente predicción el comportamiento del sistema, en especial un sistema Inversor Sinusoidal de Voltaje (VSI) con modulación por ancho de pulso (PWM), muy utilizado en accionamientos de bombas, ventiladores, compresores, máquinas herramientas con cargas típicas ventilador, donde se exige una regulación relativamente suave de la velocidad a torque constante.

Hoy en día, estos convertidores operan con filtros resonantes para aprovechar los efectos de almacenamiento de energía en bobinas y capacitores, y obtener un proceso más adecuado para los dispositivos de control y protección. El uso de simuladores está justificado también en sistemas de protección sobre todo cuando estos se preparan para trabajar en tiempo real (Anderson y Svenson 1984, Arai y Noro 1993, Doi, Goto y Kawati 1990).

Los modelos para una máquina de inducción (MI), y una máquina sincrónica (MS) son aceptablemente definidos. El modelo del motor de inducción (MMI), ha sido muy manipulado, pero la fuente VSI con la carga MI no ha sido analizada en su conjunto como sistema con los elementos resonantes. Otro aspecto interesante lo es el manejo vectorial de estos con la Teoría del Campo Orientado.

El desarrollo de simuladores de alta precisión se obtiene cuando en ellos se incluyen todas las características (Krause y Thomas, 1965) y especificidades de las fuentes y los tipos de cargas del sistema en cuestión. La máquina de inducción ha sido examinada en detalles en computadoras, con modelos que en esencia no difieren mucho unos de otros (Keyhani y Tsai, 1988). Lo más interesante está en concebir la máquina como elemento de salida conectada a una red de corriente alterna como consumidor reactivo de corriente (Arai y Noro, 1993). Otro brinda un modelo como interface de un voltaje de entrada y corriente de salida con la red (Ertim y Baghzouz, 1988). Esto fue mejorado por Junichi Arai y Yasuhiro Noro en sus análisis, en 1993.

Nuestro simulador, para mayor aplicación, es concebido para el manejo del VSI-MI con circuitos resonantes y sin ellos, porque en nuestras industrias se instalan sistemas convertidores de diversos tipos.

RESUMEN: Se ofrece una herramienta para el estudio de inversores sinusoidales de voltaje con mando PWM para motores de inducción que operan a frecuencias elevadas con el objeto de disminuir reactivos, y de esta forma aprovechar más racionalmente la potencia electromagnética de la máquina. El control del inversor se asiste por un sistema adaptativo, el cual brinda mejores cualidades de regulación con ajuste casi simultáneo de la sinusoide, lo cual facilita el manejo en conjunto del convertidor-motor-filtros, en aras de disminuir reactivos en el motor. Con este programa se consigue facilitar la simulación de los procesos de operación del accionamiento bajo control adaptable.

ABSTRACT: To offer a tool for the study of Voltage Sinusoidal Inverter with drives PWM of Induction Motors that operating to high frequency, thus its takes less reactives and the machines works a electromagnetic power more rational. The Inverter Controlled to aids through Adaptive system, which has best quality of regulation with setpoint just instanted of the sinusoide wave, its facility drives together of group Filter-Motor-Converter, with object to reduce reactivos. This program facility the simulation of the process of Electric Drives Adaptive Controlled.

Palabras claves: simulación, inversores sinusoidales, control adaptable, motores de inducción.