

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**“RECUPERACIÓN DE NÍQUEL Y COBALTO DEL MINERAL DE
LA MINA TRAPICHE – ANDAYCHAGUA”**

**TESIS
PARA OPTAR EL GRADO DE
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR
LUIS FREDY JUSTO ROJAS**

**Lima – Perú
2012**

DEDICATORIA:

“A DIOS POR PERMITIRME CULMINAR ESTE TRABAJO, A MI FAMILIA, AL ING. AMADOR SOTO G., AL ING. EDWILDE YOPLAC C., DOCENTES DE LA ESCUELA DE METALURGIA, COLABORADORES Y COMPAÑEROS DE TRABAJO”.

RESUMEN

La presente tesis trata sobre los trabajos de investigación realizados a nivel de Laboratorio con los minerales de la Mina Trapiche – Yuraccgaga que contienen valores de Níquel - Cobalto y otros que pueden generar mayor valor económico.

Es necesario lograr altas recuperaciones de Níquel - Cobalto, ya que anteriormente se habían realizado pruebas a nivel industrial y a nivel de laboratorio con buenos resultados en la calidad del concentrado pero con bajas recuperaciones, la misma que lo hacían económicamente inviable.

Inicialmente se realizó una descripción mineralógica, siguiendo con pruebas metalúrgicas de flotación teniendo en consideración que el mineral de trabajo son sulfuros principalmente y finalmente se propone dos alternativas de circuitos de flotación a nivel industrial para el logro de los objetivos.

INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	11
CAPÍTULO I: CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL	13
1.1 Mineralización	13
1.1.1 Mineralogía	15
1.1.2 Microscopia del mineral en trabajo	16
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	19
2.1 Proceso De Recuperación	19
CAPÍTULO III: PRUEBAS METALÚRGICAS	21
3.1 Caracterización Del Mineral	21
3.1.1 Análisis químico del mineral en trabajo	21
3.2 Pruebas Experimentales En Laboratorio Metalúrgico	
Mahr Túnel	23
3.2.1 Grado de liberación	23
3.2.2 Pruebas metalúrgicas exploratorias	24
3.2.2.1 Análisis de los resultados	26
3.2.3 Pruebas de cinética de flotación	31
3.2.3.1 Parámetros de las pruebas experimentales	32
3.2.3.2 Pruebas metalúrgicas	33

3.2.3.3	Análisis gráfico de la cinética del níquel	40
3.2.3.4	Resumen del comportamiento cinético	42
CAPÍTULO IV: DISEÑO DEL CIRCUITO DE FLOTACIÓN		43
4.1	Bases Del Diseño	43
4.2	Restricciones	44
4.3	Distribución De Valores De Níquel	44
4.3.1	Flotación rougher y scavenger	44
4.3.1.1	Flotación rougher	44
4.3.1.2	Flotación scavenger I	45
4.3.1.3	Flotación scavenger II	45
4.3.2	Flotación limpiadoras	46
4.3.2.1	Flotación primera limpiadora	46
4.3.2.2	Flotación segunda limpiadora	46
4.3.2.3	Flotación tercera limpiadora	47
4.4	Balance De Pulpa Y Agua	47
4.5	Tiempos De Flotación Rougher – Scavenger	49
4.6	Cinética De Flotación A Nivel De Planta	49
CAPÍTULO V: DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA INDUSTRIAL		51
5.1	Sección Chancado	51
5.1.1	Recepción de mineral	51
5.1.2	Chancado	51
5.2	Sección Molienda	53
5.2.1	Alternativa I	53
5.2.1.1	Molienda	53
5.2.1.2	Clasificación	53

5.2.2	Alternativa II	54
5.2.2.1	Molienda	54
5.2.2.2	Clasificación	54
5.3	Sección Flotación	55
5.3.1	Flotación rougher	55
5.3.2	Flotación scavenger I	55
5.3.3	Flotación scavenger II	55
5.3.4	Flotación limpiadoras	55
5.3.5	Alternativa de remolienda del concentrado rougher	56
5.4	Sección De Eliminación De Agua	57
5.5	Disposición De Relaves	57
	CONCLUSIONES	61
	BIBLIOGRAFÍA	63
	ANEXOS	
	ANEXO 1 - Ubicación Y Acceso – Geología Del Yacimiento	
	ANEXO 2 - Pruebas Metalúrgicas	
	ANEXO 3 - Diseños Experimentales	
	ANEXO 4 - Metalurgia Integral Del Níquel	
	ANEXO 5 - Flow Sheet De Planta Concentradora Andaychagua	

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla N°1.1: Minerales y su formula química	16
Tabla N°3.1: Ensayes realizados en el Laboratorio de Doe Run - La Oroya, a solicitud del Área de Metalurgia Yauli.	21
Tabla N°3.2: Ensayes realizados en SGS Canadá, con parte de las Muestras que sirvieron para hacer las pruebas a nivel De Laboratorio en Yauli y que sirvieron de base para el diseño de la Planta	22
Tabla N°3.3: Ensayes químicos realizados al mineral de cabeza, por el Laboratorio Metalúrgico Mahr Túnel Yauli	22
Tabla N°3.4: Ensayes químicos realizados al mineral de cabeza por mallas valoradas	23
Tabla N°3.5: Análisis comparativo del grado de liberación de partículas mayores a 150 micrones y partículas menores a 74 micrones	24
Tabla N°3.6: Diseño exploratorio para pruebas con mineral de Ni – Concentradora Andaychagua	25
Tabla N°3.7: Ensaye realizado a Mineral de Cabeza de Ni	25
Tabla N°3.8: Tiempo de molienda – pruebas Metalúrgicas exploratorias	26
Tabla N°3.9: Grado de Ni en el concentrado	29
Tabla N°3.10: Ensayes en la muestra de cabeza	30
Tabla N°3.11: Valores contenidos en el mineral de Ni	32
Tabla N°3.12: Variable Cinética de flotación del Ni - Concentradora Andaychagua	33

Tabla N°3.13:	Prueba Nro. 1 - Cinética De Flotación Del Ni	34
Tabla N°3.14:	Prueba Nro. 2 - Cinética De Flotación Del Ni	35
Tabla N°3.15:	Prueba Nro. 3 - Cinética De Flotación Del Ni	36
Tabla N°3.16:	Prueba Nro. 4 - Cinética De Flotación Del Ni	37
Tabla N°3.17:	Prueba Nro. 5 - Cinética De Flotación Del Ni	38
Tabla N°3.18:	Prueba Nro. 6 - Cinética De Flotación Del Ni	39
Tabla N°3.19:	Recuperación de los valores contenidos en el mineral de Ni	42
Tabla N°4.1:	Balance Metalúrgico proyectado - mineral de Ni	43
Tabla N°4.2:	Prueba final de Ni a condiciones de la prueba Nro. 3	43
Tabla N°4.3:	Distribución de valores de Ni-Fe en los flujos de la flotación de Ni – circuito Rougher-Scavenger 150 TMS/DIA – concentradora Andaychagua	45
Tabla N°4.4:	Distribución de valores de Ni-Fe en los flujos de Flotación de Ni - circuito de limpiadoras - Concentradora Andaychagua	47
Tabla N°4.5:	Balance de pulpa y agua - circuito de flotación de Ni - Concentradora Andaychagua	48
Tabla N°4.6:	Tiempo de flotación – circuito de flotación de Ni	49
Tabla N°4.7:	Cinética de flotación a nivel de planta - circuito de Flotación de Ni - Concentradora Andaychagua	50
Tabla N°4.8:	Porcentaje de Recuperación por celdas	50

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura N°1.1: Cristales subhedrales de millerita (mll) aglomerados dentro de la ganga (GGs). 200X	16
Figura N°1.2: Cristales anhedrales de millerita (mll) aglomerados y entrelazada con la pirrotita (po). 200X	16
Figura N°1.3: Cristales anhedrales de millerita (mll) y de tetraedrita (td) están dentro de la ganga (GGs). 200X	17
Figura N°1.4: Cristales entrelazados de millerita (mll) con el rutilo (rt) y la ganga (GGs). 200X	17
Figura N°1.5: Diminutos cristales anhedrales de millerita (mll) están diseminados en la ganga (GGs). 200X	17
Figura N°1.6: Cristales prismáticos de millerita (mll) están entrelazados con la ganga (Ggs) y cristales anhedrales de calcopirita (cp) entrelazado con la ganga (GGs). 200X	18
Figura N°1.7: Partículas libres de oro (Au), pirita (py), pirrotita (po) y gangas (GGs). 200X	18
Figura N°2.1: Potencial Zeta de la Millerita	20
Figura N°3.1: Relación entre la recuperación de Co y la recuperación de Ni	30
Figura N°3.2: Relación entre el grado de Co y el de Ni en el concentrado	31
Figura N°3.3: Cinética de la metalurgia del Ni - Recuperación de Ni	40
Figura N°3.4: Cinética de la Flotación del Ni - Grados parciales de Ni	40
Figura N°3.5: Cinética de Flotación de Ni - Grado acumulado de Ni	41

Figura N°3.6:	Cinética de Flotación del Ni - Relaves acumulados de Ni	41
Figura N°4.1:	Comportamiento de la recuperación de Ni en función del número de celdas rougher, scavenger a nivel de planta	50
Figura N°5.1:	Circuito con alternativa 1	58
Figura N°5.2:	Circuito con alternativa 2	59
Figura N°5.3:	Balance de materiales en el circuito de flotación	60

INTRODUCCIÓN

La presencia de valores de minerales de Ni – Co y otros, en los minerales del área de Trapiche - Yuraccgaga generan una oportunidad para la creación de valor en la Unidad de Yauli de Volcan Compañía Minera S.A.A. mediante el logro de un concentrado con un valor comercial y altas recuperaciones, por lo que se han venido realizando trabajos metalúrgicos preliminares a nivel de laboratorio en Plenge y a nivel de planta en la Concentradora Andaychagua.

Los resultados obtenidos muestran la inviabilidad técnica de lograr altas recuperaciones, aún cuando el grado de concentrado es aceptable, por lo que se establece la reevaluación de este mineral aplicando nuevas metodologías, considerando que la mineralización de Ni-Co presenta concentraciones variables de millerita, pentlandita, asociados a piritita y calcopiritita y como gangas se tiene cuarzo, dolomita, calcita, ankerita y esporádica presencia de rodocrosita.

Objetivos

El objetivo general es crear valor en la mina Andaychagua a través de la recuperación de valores de Ni-Co contenidos en el mineral de la Zona Trapiche.

Los objetivos específicos son:

Determinar las condiciones metalúrgicas para lograr la máxima recuperación de Ni-Co.

Determinar las condiciones para el diseño de la Planta.

CAPÍTULO I

CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

El Proyecto fue explorado en el siglo pasado de forma superficial con el objetivo de buscar anomalías de cobre y zinc en el sector Yuraccgaga. En los años 60, 70 y 80 se desarrollaron programas de exploración por la Cerro de Pasco Cooper Corporation y posteriormente por la empresa estatal Centromín Perú S.A., en esta ocasión ya se conocían anomalías de Ni-Co reportadas por el Dr. Huldreich Kobe quien desarrollo las primeras investigaciones mineralógicas de los mantos expuestos en el área.

Durante los años 2001 a 2008 Volcan Compañía Minera S.A.A., ha venido realizando múltiples programas de exploración superficial como mapeos a detalle acompañado de muestreos sistemáticos sobre los afloramientos, campañas de acumulación de mineral obtenido de los afloramientos accesibles, con la finalidad de efectuar pruebas de tratamiento en la planta Andaychagua.

1.1 Mineralización

En secciones delgadas y pulidas se han podido observar las siguientes mineralogías:

Arsenopirita [FeAsS].- Se presenta como cristales de formas euhedrales a anhedrales, tienen tamaños menores de 250 micrones ocurren diseminados o relleno microfracturas de la ganga, es reemplazada por los bordes por millerita, y la linneita, representando el 0.5%

Millerita [NiS].- Se presenta como cristales de formas euhedrales a anhedrales, tienen tamaños variables van de 200 micrones a más ocurren diseminados, o relleno microfracturas e intersticios de la ganga, es reemplazada por los bordes por la linneita. Esta en cantidades traza.

Linneita [Co₃S₄].- Se presenta como cristales de formas anhedrales, tienen tamaños menores de 50 micrones, se presenta reemplazando por los bordes a la arsenopirita y millerita. Esta en cantidades traza.

Galena [PbS].- Ocurre como cristales de formas anhedrales, tienen tamaños menores de 225 micrones, rellena intersticios de la ganga, es reemplazado por la covelita. Esta en un porcentaje menor del 1%.

Esfalerita [ZnS].- Se presenta como cristales de formas anhedrales, de tamaño de 250 micrones, ocurre relleno intersticios de la ganga, es reemplazada por cobre gris y covelita. Esta a nivel de traza.

Cobre gris [Cu₁₂(As,Sb)₄S₁₃].- Se observa granos de formas anhedrales, tienen tamaños menores de 45 micrones, ocurre relleno intersticios de la ganga, reemplaza por los bordes a esfalerita y calcopirita. Esta a nivel de traza.

Calcopirita [CuFeS₂].- Se presenta como cristales de formas

anhedrales, tienen tamaños menores de 80 micrones, ocurre relleno de microfracturas e intersticios de la ganga, está asociada a la bornita, y es reemplazada por cobregris y limonitas. Esta en porcentaje menor del 1%.

Bornita [Cu₅FeS₄].- Se observa granos de formas anhedrales, tienen tamaños de 18 micrones, está asociada a la calcopirita. Esta a nivel de traza.

Novelita [CuS].- Se presenta como producto de alteración de la calcopirita y galena. Esta a nivel de traza.

1.1.1 Mineralogía

El Proyecto Trapiche-Yuraccgaga que ubica al SE del domo de Yauli, es un depósito del tipo estratoligado, emplazado en un horizonte calcáreo retrabajado entre una secuencia de rocas metamórficas como las pizarras-filitas y metavolcánicos subdivididos en volcánicos básicos y volcánico-clásticos del Grupo Excelsior de edad Paleozoica. Los mantos mineralizados de Ni-Co se encuentran ubicados a un kilómetro al SE del centro poblado de San José de Andaychagua, cercana a la zona de la relavera actual. La mineralización de Ni-Co se presenta como disseminaciones, venillas y concentraciones variables de millerita, pentlandita, asociados a pirita y pirrotita, localmente calcopirita; como gangas se muestran cuarzo, dolomita, calcita, ankerita y esporádica presencia de rodocrosita.

Tabla N°1.1: Minerales y su formula química

MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Millerita	NiS	mll
Calcopirita	CuFeS ₂	cp
Tetraedrita	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	td
Esfalerita	ZnS	ef
Pirita	FeS ₂	py
Pirrotita	Fe _{1-x} S	po
Marcasita	FeS ₂	mc
Rutilo	TiO ₂	rt
Gangas		GGs

1.1.2 Microscopia del mineral en trabajo

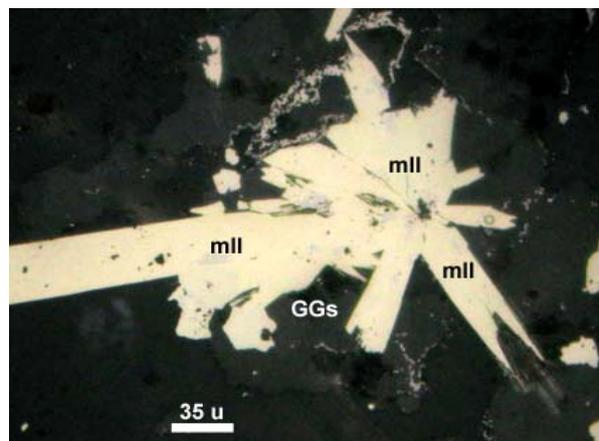


Figura N°1.1: Cristales subhedrales de millerita (ml) aglomerados dentro de la ganga (GGs). 200X

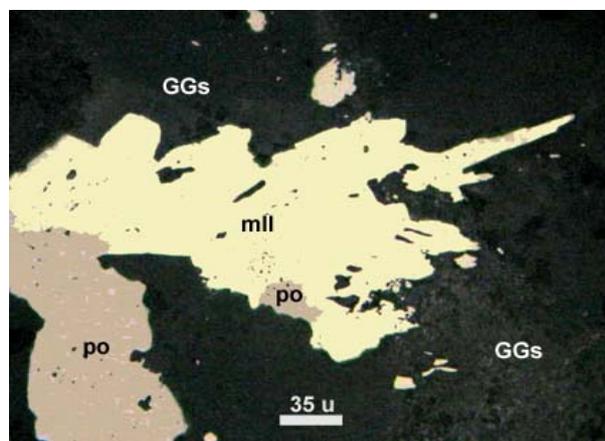


Figura N°1.2: Cristales anhedrales de millerita (ml) aglomerados y entrelazada con la pirrotita (po). 200X

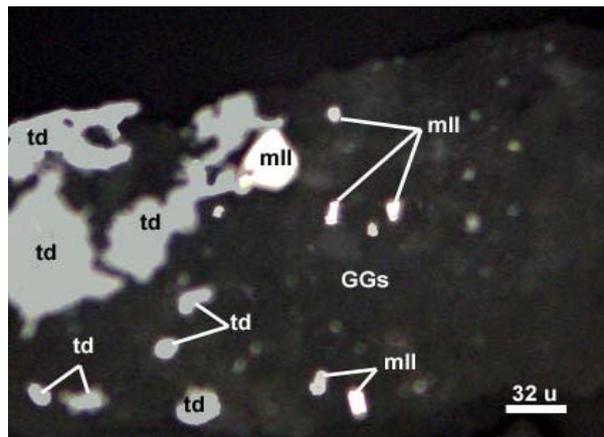


Figura N°1.3: Cristales anhedrales de millerita (mll) y de tetradrita (td) están dentro de la ganga (GGs). 200X

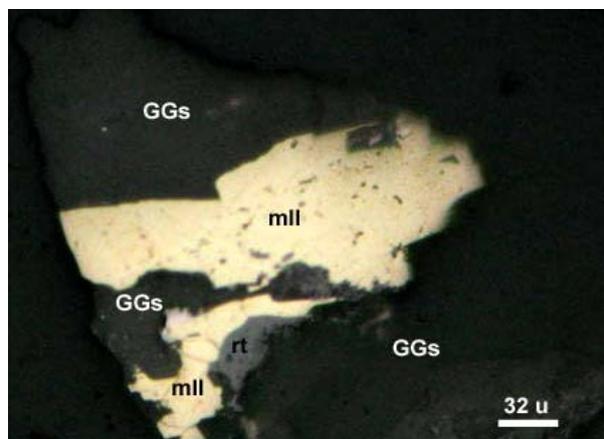


Figura N°1.4: Cristales entrelazados de millerita (mll) con el rutilo (rt) y la ganga (GGs). 200X

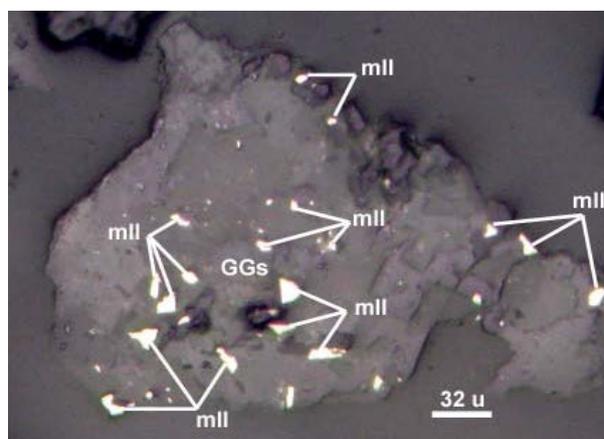


Figura N°1.5: Diminutos cristales anhedrales de millerita (mll) están diseminados en la ganga (GGs). 200X

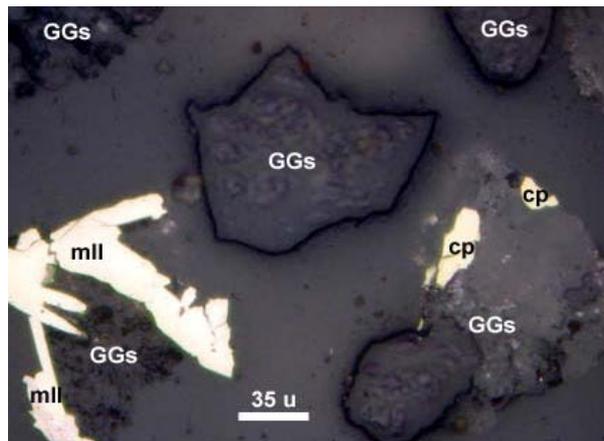


Figura N°1.6: Cristales prismáticos de millerita (mll) están entrelazados con la ganga (Ggs) y cristales anhedrales de calcopirita (cp) entrelazado con la ganga (GGs). 200X

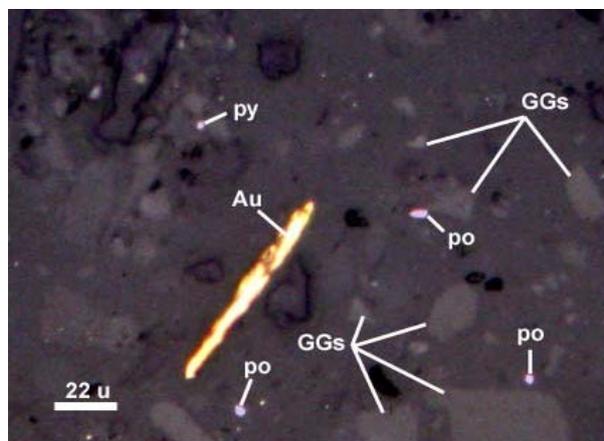


Figura N°1.7: Partículas libres de oro (Au), pirita (py), pirrotita (po) y gangas (GGs). 200X

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Proceso De Recuperación

Existen muchos diferentes minerales de Ni y son pocos lo económicamente importantes en la industria minera, nuestro principal mineral de Ni es la Millerita (sulfuro de Ni).

De acuerdo a la ocurrencia mineralógica analizada, los principales minerales son de Ni y de Co, que se presentan como sulfuros estos mismos son susceptibles de recuperación mediante la concentración por flotación siendo este es el motivo de mi trabajo.

Además, considerando el potencial zeta para la Millerita en una solución de 3×10^{-2} kmol/m³ de NaCl, que se indica en la figura siguiente se tiene un rango de pH entre 8 y 11.

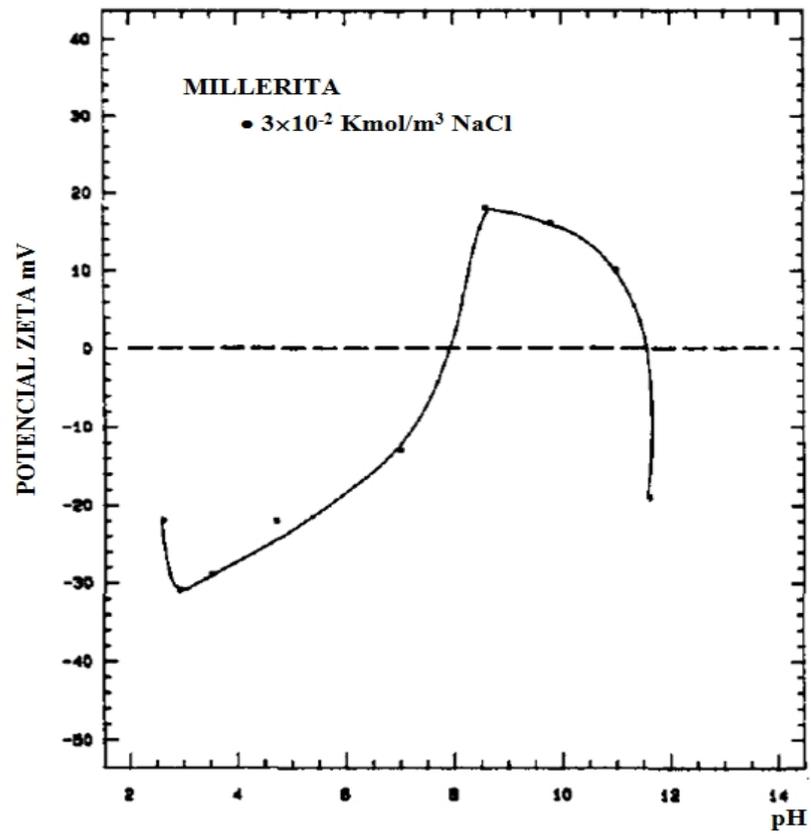


Figura N°2.1: Potencial Zeta de la Millerita (Ref. **Acar S.** and **Somasundaran, P.** "Effect of dissolved Mineral species on The Electrokinetic behavior of sulfides". Mineral Engineering Vol. 5 Nro. 1 pp 27-40. 1992)

CAPÍTULO III

PRUEBAS METALÚRGICAS

3.1 Caracterización Del Mineral

3.1.1 Análisis químico del mineral en trabajo

A continuación se presenta los diversos análisis químicos del mineral en trabajo.

Tabla N°3.1: Ensayes realizados en el Laboratorio de Doe Run – La Oroya, a solicitud del Área de Metalurgia Yauli.

Valores Contenidos en el Mineral de Níquel			
Elementos		Unidad	Cantidad
Níquel	Ni	%	0,61
Talio	Tl	ppm	1,74
Escandio	Sc	ppm	115,37
Titanio	Ti	ppm	224,046
Bario	Ba	ppm	309,92
Lantano	La	ppm	216,89
Vanadio	V	ppm	393,98
Estroncio	Sr	ppm	489,12
Torio	Th	ppm	87,27
Oro	Au	ppb	468,47
Uranio	U	ppm	2,09
Cobalto	Co	ppm	598,93
Plata	Ag	ppb	1055,00
Cobre	Cu	ppm	836,62

Tabla N°3.2: Ensayes realizados en SGS Canadá, con parte de las muestras que sirvieron para hacer las pruebas a nivel de Laboratorio en Yauli y que sirvieron de base para el diseño de la Planta.

ANALISIS SGS CANADA		
COMPUESTO	UNIDAD	CANTIDAD
SiO ₂	%	28.00
Al ₂ O ₃	%	6.65
Fe ₂ O ₃	%	7.22
MgO	%	5.84
CaO	%	15.00
Na ₂ O	%	0.27
K ₂ O	%	0.51
TiO ₂	%	0.91
P ₂ O ₅	%	0.52
MnO	%	6.91
Cr ₂ O ₃	%	0.01
V ₂ O ₅	%	0.06
LOI	%	23.6
Ni	%	0.74
Ni Sulfide	%	0.32
Co	%	0.07
Cu	%	0.04
Fe	%	5.07
S	%	0.88
Ag	g/t	1.00
Pt	g/t	0.05
Pd	g/t	0.02

Tabla N°3.3: Ensayes químicos realizados al mineral de cabeza, por el Laboratorio Metalúrgico Mahr Túnel Yauli.

%Cu	%Pb	%Zn	Oz/TM Ag	%Fe	%Ni	%Co
0.05	0.03	0.03	0.11	5.26	0.61	0.06

Tabla N°3.4: Ensayes químicos realizados al mineral de cabeza por mallas valoradas.

MINERAL DE CABEZA - NIQUEL (FECHA: 16/OCTUBRE/2009)																
CARACTERISTICAS			ENSAYES							DISTRIBUCIÓN						
Malla	Micras	% Peso	% Cu	% Pb	% Zn	Oz/TM Ag	% Fe	% Ni	% Co	% Cu	% Pb	% Zn	% Ag	% Fe	% Ni	% Co
+m6	3350	6.59	0.07	0.02	0.05	0.13	6.94	0.85	0.12	8.63	4.09	6.41	5.32	8.83	9.33	9.97
+m8	2360	11.43	0.06	0.02	0.05	0.13	5.60	0.60	0.07	12.10	7.87	12.08	9.22	12.35	11.41	10.38
+m12	1700	10.23	0.05	0.02	0.04	0.13	5.36	0.65	0.06	8.20	7.05	9.09	8.26	10.58	11.07	8.31
+m14	1168	9.97	0.05	0.03	0.05	0.13	5.04	0.58	0.07	8.34	9.61	9.69	8.04	9.69	9.54	8.67
+m20	850	8.39	0.05	0.02	0.03	0.13	5.02	0.53	0.07	7.58	4.62	6.03	6.77	8.13	7.33	7.66
+m30	600	7.71	0.04	0.02	0.04	0.13	4.92	0.48	0.06	6.07	6.37	6.19	6.22	7.32	6.10	6.06
+m40	425	6.76	0.05	0.03	0.04	0.19	5.24	0.50	0.07	5.47	7.45	6.29	8.19	6.84	5.63	5.68
+m50	300	5.70	0.05	0.05	0.04	0.26	5.02	0.48	0.06	4.81	9.03	5.06	9.20	5.52	4.51	4.47
+m70	212	4.79	0.04	0.01	0.03	0.13	4.68	0.48	0.06	3.68	1.98	3.44	3.86	4.32	3.79	3.40
+m100	150	4.75	0.05	0.02	0.04	0.06	4.70	0.48	0.06	3.89	3.60	4.02	1.92	4.31	3.76	3.70
+m140	106	3.48	0.05	0.02	0.06	0.13	4.84	0.55	0.06	2.94	2.88	4.27	2.81	3.25	3.19	2.57
+m200	74	3.00	0.05	0.02	0.05	0.13	4.74	0.58	0.06	2.90	2.27	3.42	2.42	2.74	2.87	2.40
-m200	0	17.20	0.08	0.06	0.07	0.26	4.86	0.75	0.12	25.39	33.18	24.00	27.77	16.13	21.48	26.72
CABEZA ENSAYADA		100.00	0.05	0.03	0.03	0.11	5.26	0.61	0.06	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
CABEZA CALCULADA			0.06	0.03	0.05	0.16	5.18	0.60	0.08							

En el total de análisis se puede observar diferentes composiciones, dependiendo del lugar donde se realizaron los ensayos químicos y minerográficos.

3.2 Pruebas Experimentales En Laboratorio Metalúrgico Mahr Túnel

3.2.1 Grado de liberación

Para determinar el grado de liberación de las principales especies se usan la misma muestra para realizar el análisis mineralúrgico en el Laboratorio de Petromineralogía de Volcan de la Unidad de Cerro de Pasco.

Un análisis comparativo del grado de liberación de las partículas mayores a 150 micrones (+ 100 mallas) y partículas menores a 74

micrones (- 200 mallas) se muestran a continuación:

Tabla N°3.5: Análisis comparativo del grado de liberación de partículas mayores a 150 micrones y partículas menores a 74 micrones

GRADO LIBERACIÓN				
Elementos	A +100 Mallas		A -200 Mallas	
	Volumen	% Liberación	Volumen	% Liberación
Millerita	0,74	50,25	9,84	98,18
Chalcopyrita	0,02	0,00	0,23	100,00
Tetraedrita	0,03	0,00	0,24	100,00
Oro			0,01	100,00
Esfalerita	0,02	0,00	0,87	100,00
Galena			0,49	96,77
Pirita	0,22	0,00	1,17	79,29
Pirrotita	0,14	0,00	0,96	84,41
Marcasita	0,12	0,00	0,03	0,00
Goethita			0,08	100,00
Rutilo	0,11	0,00	0,09	0,00
Gangas	98,60	82,85	85,99	97,78
Total	100,00		100,00	

Se puede observar que la mayoría de las especies se encuentran liberadas en tamaños menores a 74 micrones.

3.2.2 Pruebas metalúrgicas exploratorias

Con la mezcla de todas las muestras recibidas se realizan pruebas experimentales exploratorias. Se analiza el efecto de las variables siguientes:

- Grado de molienda (% -200 mallas).
- Tiempo de acondicionamiento (minutos).
- Tiempo de flotación (minutos).
- Dosificación del Colector Z-6 (gr/t).
- Dosificación del Colector A-3477 (gr/t).
- Dosificación del Colector A-407 (g/t).

- Dosificación del NaCN (g/t).
- pH.

La matriz para el desarrollo de las pruebas se muestra a continuación:

Tabla N°3.6: Diseño exploratorio para pruebas con mineral de Ni – Concentradora Andaychagua

Orden	Tiempo (min) Molienda	Tiempo (min) Acondicionamiento	Tiempo (min) Flotación	Z-6 gr/Ton	A-3477 gr/Ton	A-407 gr/Ton	NaCN gr/Ton	pH
1	5	20	25	1	50	1	0	7
2	20	1	25	1	1	1	50	10
3	5	20	25	1	50	1	0	7
4	20	20	25	1	50	50	0	10
5	20	1	25	50	1	50	0	7
6	5	1	25	50	50	1	50	10
7	20	1	2	1	50	50	50	7
8	20	1	2	1	50	50	50	7
9	20	20	2	50	1	1	0	10
10	20	20	2	50	50	1	50	7
11	5	20	25	50	1	50	50	7
12	5	1	2	50	50	50	0	10
13	20	20	2	50	1	1	0	10
14	12,5	10,5	13,5	25,5	25,5	25,5	25	8,5
15	5	1	2	50	50	50	0	10
16	5	1	2	1	1	1	0	7
17	5	1	25	50	50	1	50	10
18	20	20	2	50	50	1	50	7
19	20	20	25	1	50	50	0	10
20	5	1	2	1	1	1	0	7
21	5	20	25	50	1	50	50	7
22	20	1	25	50	1	50	0	7
23	20	1	25	1	1	1	50	10
24	5	20	2	1	1	50	50	10
25	5	20	2	1	1	50	50	10
26	12,5	10,5	13,5	25,5	25,5	25,5	25	8,5

La muestra para las pruebas tiene el siguiente ensaye:

Tabla N°3.7: Ensaye realizado a Mineral de Cabeza de Ni

DESCRIPCIÓN	%Cu	%Pb	%Zn	Oz/TM Ag	%Fe	%Co	%Ni
Cabeza Ni (Fecha: 03/Febrero/2010)	0.04	0.03	0.08	0.09	4.45	0.05	0.51

Los resultados obtenidos se muestran en la tabla siguiente, en la que también el tiempo de molienda se reemplaza por el equivalente en porcentaje -200 mallas.

Tabla N°3.8: Tiempo de molienda – pruebas metalúrgicas exploratorias

Prueba N°	VARIABLES								CONCENTRADO			RELAVES			RECUPERACIONES		
	% -200 Mallas	Tiempo Acondic. Minutos	Tiempo Flotación Minutos	Colector Z-6 g/t	Colector A-3477 g/t	Colector A-407 g/t	Cianuro de Sodio g/t	pH	% Fe	% Co	% Ni	% Fe	% Co	% Ni	% Fe	% Co	% Ni
1	48,15	20	25,0	1	50	1	0	7	4,75	0,21	2,56	4,50	0,03	0,28	10,60	44,02	50,67
2	88,45	1	25,0	1	1	1	50	10	4,75	0,25	2,69	4,50	0,03	0,18	12,54	53,09	67,00
3	48,15	20	25,0	1	50	1	0	7	5,00	0,27	2,95	4,50	0,03	0,24	10,62	49,04	56,79
4	88,45	20	25,0	1	50	50	0	10	5,00	0,16	1,69	4,50	0,02	0,17	25,21	70,82	75,09
5	88,45	1	25,0	50	1	50	0	7	5,00	0,21	2,16	4,25	0,02	0,16	19,40	68,24	73,42
6	48,15	1	25,0	50	50	1	50	10	5,00	0,22	2,28	4,50	0,02	0,19	17,08	67,09	68,98
7	88,45	1	2,0	1	50	50	50	7	4,75	0,24	2,94	4,50	0,03	0,22	10,00	45,70	58,44
8	88,45	1	2,0	1	50	50	50	7	4,75	0,23	2,78	4,50	0,03	0,24	10,56	46,17	56,45
9	88,45	20	2,0	50	1	1	0	10	4,75	0,45	4,15	4,00	0,02	0,20	8,01	62,28	60,36
10	88,45	20	2,0	50	50	1	50	7	4,75	0,27	2,95	4,25	0,03	0,20	12,07	52,49	64,43
11	48,15	20	25,0	50	1	50	50	7	5,00	0,32	2,94	4,50	0,02	0,20	13,25	68,74	66,89
12	48,15	1	2,0	50	50	50	0	10	5,00	0,25	2,98	4,50	0,03	0,34	8,89	42,25	43,48
13	88,45	20	2,0	50	1	1	0	10	5,00	0,35	3,40	4,50	0,03	0,22	9,80	53,28	60,17
14	72,52	10,5	13,5	25,5	25,5	25,5	25,0	8,5	5,00	0,27	2,94	4,50	0,02	0,18	13,73	65,91	70,05
15	48,15	1	2,0	50	50	50	0	10	5,00	0,20	2,39	4,50	0,03	0,34	11,87	44,69	46,00
16	48,15	1	2,0	1	1	1	0	7	4,75	0,50	5,22	4,50	0,04	0,35	4,12	33,71	37,76
17	48,15	1	25,0	50	50	1	50	10	5,00	0,23	2,40	4,25	0,02	0,18	17,69	67,76	70,90
18	88,45	20	2,0	50	50	1	50	7	4,75	0,24	2,94	4,50	0,03	0,25	10,83	47,93	57,50
19	88,45	20	25,0	1	50	50	0	10	4,75	0,14	1,56	4,50	0,02	0,18	26,56	70,58	74,81
20	48,15	1	2,0	1	1	1	0	7	4,50	0,52	5,99	4,50	0,04	0,36	3,22	30,22	35,66
21	48,15	20	25,0	50	1	50	50	7	5,25	0,26	2,81	4,75	0,02	0,21	13,67	65,07	65,72
22	88,45	1	25,0	50	1	50	0	7	5,50	0,28	2,92	4,75	0,02	0,17	22,40	77,73	81,07
23	88,45	1	25,0	1	1	1	50	10	5,50	0,16	2,01	4,75	0,02	0,20	18,72	63,64	68,74
24	48,15	20	2,0	1	1	50	50	10	5,50	0,30	4,32	5,00	0,04	0,40	3,72	22,49	29,46
25	48,15	20	2,0	1	1	50	50	10	5,50	0,58	6,30	4,75	0,02	0,17	3,68	51,32	57,39
26	72,52	10,5	13,5	25,5	25,5	25,5	25,0	8,5	5,25	0,27	2,85	4,50	0,03	0,25	14,82	57,31	62,97

3.2.2.1 Análisis de los resultados

Los resultados obtenidos se analizan mediante la aplicación del paquete estadístico MINITAB, teniéndose los resultados siguientes:

Efecto sobre la recuperación de Níquel

Paso	1	2	3
Constante	49.59	25.48	21.55
TFLOT	0.77	0.77	0.77
Valor T	4.41	6.22	7.30
Valor P	0.000	0.000	0.000
MOL		0.351	0.351
Valor T		4.97	5.83

Valor P		0.000	0.000
Z6			0.154
Valor T			3.11
Valor P			0.005
R-cuad.	44.79	73.39	81.51
R-cuad.(ajustado)	42.49	71.08	78.99

Efecto sobre la recuperación de Cobalto

Paso	1	2	3
Constante	43.27	37.33	19.16
TFLOT	0.85	0.85	0.85
Valor T	4.61	5.42	6.76
Valor P	0.000	0.000	0.000
Z6		0.233	0.233
Valor T		3.18	3.96
Valor P		0.004	0.001
MOL			0.265
Valor T			3.72
Valor P			0.001
R-cuad.	47.01	63.17	77.38
R-cuad.(ajustado)	44.80	59.96	74.29

Efecto sobre el grado de Níquel en el concentrado

Paso	1	2	3	4
Constante	3.971	4.599	6.161	6.451
TFLOT	-0.0630	-0.0630	-0.0630	-0.0630
Valor T	-3.69	-4.65	-5.76	-6.39
Valor P	0.001	0.000	0.000	0.000
A3477		-0.0246	-0.0246	-0.0246
Valor T		-3.87	-4.80	-5.33
Valor P		0.001	0.000	0.000
MOL			-0.0228	-0.0228
Valor T			-3.65	-4.05

Valor P			0.001	0.001
Z6				-0.0114
Valor T				-2.46
Valor P				0.023
R-cuad.	36.25	61.42	75.99	81.36
R-cuad.(ajustado)	33.60	58.07	72.72	77.81

Efecto sobre el grado de Cobalto en el concentrado

Paso	1	2	3	4
Constante	0.3498	0.4192	0.5445	0.5662
A3477	- 0.00259	-0.00259	-0.00259	-0.00259
Valor T	-3.28	-4.12	-4.66	-4.82
Valor P	0.003	0.000	0.000	0.000
TFLOT		-0.0051	-0.0051	-0.0051
Valor T		-3.85	-4.35	-4.50
Valor P		0.001	0.000	0.000
MOL			-0.00183	-0.00183
Valor T			-2.71	-2.80
Valor P			0.013	0.011
A407				-0.00085
Valor T				-1.58
Valor P				0.128
R-cuad.	31.01	58.08	68.57	71.93
R-cuad.(ajustado)	28.14	54.43	64.29	66.58

Los resultados muestran que para lograr recuperaciones óptimas de níquel y cobalto, las principales variables son el tiempo de flotación, el grado de molienda y la dosificación del Xantato Z-6.

El grado de níquel en el concentrado tiene una constante

de 6.45% Ni y es afectado por el tiempo de flotación, la dosificación del colector A-3477, por el grado de molienda y la dosificación del Xantato Z- 6.

El grado de cobalto en el concentrado tiene una constante de 0.57% Co y es afectado por la dosificación del colector A-3477, el tiempo de flotación, el grado de molienda y la dosificación del colector A-407.

El resumen de los resultados se muestra a continuación.

Tabla N°3.9: Grado de Ni en el concentrado

Data	Mínimo	Promedio	Máximo
Grado de Concentrado - % Ni	1,56	3,12	6,30
Recuperación Ni - %	29,46	60,01	81,07

La variación del grado de concentrado y las recuperaciones dependen de cómo se manejan las variables evaluadas y nos indican que en las condiciones más óptimas podemos obtener un concentrado total (rougher + scavenger) de 6,30% Ni y recuperaciones de Níquel de hasta 81,07%.

Relación entre la recuperación de Cobalto y Níquel

De los resultados obtenidos en las pruebas exploratorias, se analiza la relación entre la recuperación de Cobalto como función de la recuperación de Níquel, determinándose una alta relación (a mayor recuperación de Níquel se producirá una alta recuperación de Cobalto), tal como se observa en el

gráfico adjunto. En la que se tiene una correlación de 91.1%, entre ambas recuperaciones.

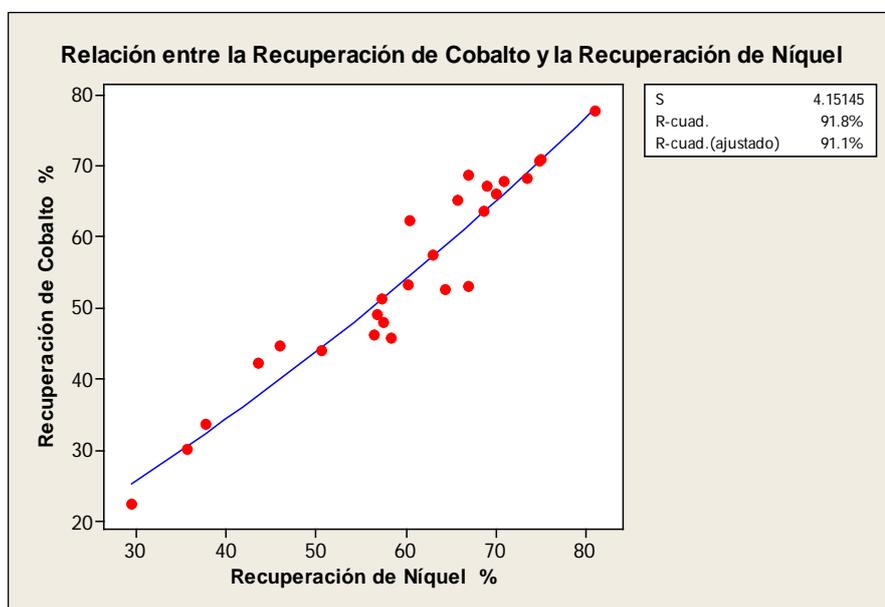


Figura N°3.1: Relación entre la recuperación de Co y la recuperación de Ni

Relación entre el grado de Cobalto y Níquel

El análisis de la relación entre el grado de Cobalto como función del grado de Níquel, es alta (a mayor grado Níquel se producirá un mayor grado de Cobalto), tal como se observa en el gráfico adjunto. En la que se tiene una correlación de 91.5%, entre ambos contenidos.

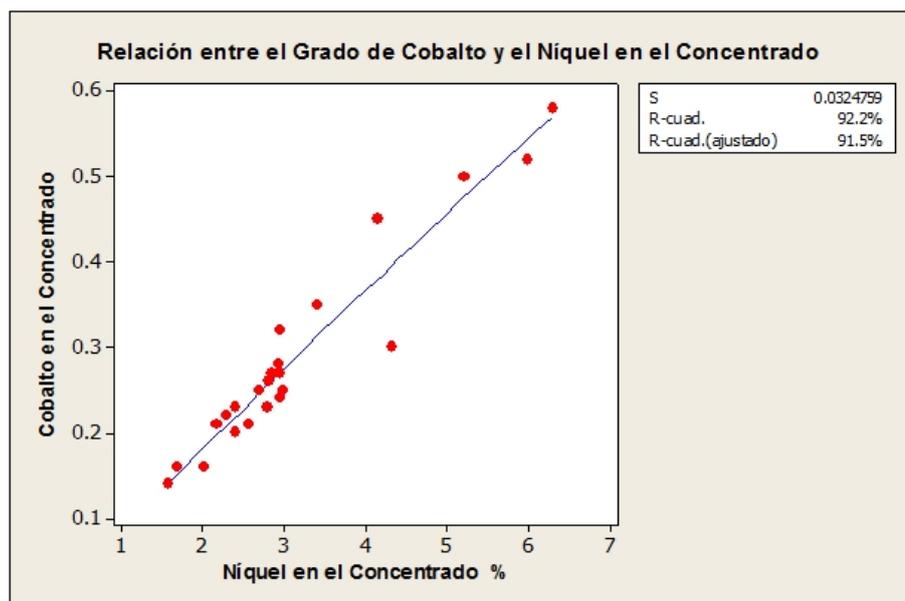


Figura N°3.2: Relación entre el grado de Co y el de Ni en el concentrado

3.2.3 Pruebas de cinética de flotación

Tomando como base a los resultados obtenidos en las pruebas exploratorias, en la que la recuperación es dependiente del tiempo de flotación, se realizan pruebas experimentales de flotación a nivel de laboratorio, haciendo uso de la técnica de cinética de flotación por las ventajas que esta presenta frente a las pruebas tradicionales de flotación rougher y scavenger, por considerar al tiempo de flotación como el principal parámetro.

La muestra de cabeza presenta los ensayos siguientes:

Tabla N°3.10: Ensayos en la muestra de cabeza.

DESCRIPCION	%Ni	%Cu	%Pb	%Zn	Oz/TM Ag.	%Fe
Proyecto Níquel (Cabeza)	0,61	0,04	0,03	0,08	0,16	4,88

La misma que se usa para realizar ensayos que puedan

determinar la presencia de otros tipos de minerales con valores económicos que puedan favorecer la rentabilidad del proyecto.

Tabla N°3.11: Valores contenidos en el mineral de Ni

Valores Contenidos en el Mineral de Níquel			
Elementos		Unidad	Cantidad
Níquel	Ni	%	0,61
Talio	Tl	ppm	1,74
Escandio	Sc	ppm	115,37
Titano	Ti	ppm	224,046
Bario	Ba	ppm	309,92
Lantano	La	ppm	216,89
Vanadio	V	ppm	393,98
Estroncio	Sr	ppm	489,12
Torio	Th	ppm	87,27
Oro	Au	ppb	468,47
Uranio	U	ppm	2,09
Cobalto	Co	ppm	598,93
Plata	Ag	ppb	1055,00
Cobre	Cu	ppm	836,62

3.2.3.1 Parámetros de las pruebas experimentales

Las pruebas experimentales se realizan siguiendo los parámetros que se muestran en el cuadro adjunto y la premisa de obtener la máxima recuperación posible.

Tabla N°3.12: Variables cinética de flotación del Ni – Concentradora Andaychagua

Cuadro N° 1						
VARIABLES CINETICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL						
CONCENTRADORA ANDAYCHAGUA						
Variables	T1	T2	T3	T4	T5	T6
Rougher 1						
pH	7,2	8,0	8,5	8,5	8,5	8,5
Cianuro de Sodio - Kg/t	0,000	0,023	0,030	0,030	0,030	0,030
Xantato Z-6 - Kg/t	0,014	0,014	0,020	0,020	0,020	0,020
AP-407 - Kg/t	0,058	0,058	0,070			
MIBC						
AP-3477				0,070		
TC-1798					0,070	
TC-3894						0,070
Scavenger 1						
Adicionado después de cinco minutos de flotación						
Cianuro de Sodio - Kg/t		0,023	0,023	0,023	0,023	0,023
Xantato Z-6 - Kg/t		0,023	0,040	0,040	0,040	0,040
AP-407 - Kg/t		0,086	0,090			
MIBC						
AP-3477				0,090		
TC-1798					0,090	
TC-3894						0,090
Scavenger 2						
Adicionado después de 10 minutos de flotación						
Cianuro de Sodio - Kg/t			0,040	0,040	0,040	0,040
Xantato Z-6 - Kg/t			0,030	0,030	0,030	0,030
AP-407 - Kg/t			0,060			
MIBC						
AP-3477				0,060		
TC-1798					0,060	
TC-3894						0,060
Grado Acumulado 5 minutos Ni %	3,23	3,63	4,38	4,47	2,83	6,68
Grado Acumulado Total Ni %	2,43	2,36	2,83	2,75	1,93	5,24
Relave Acumulado Ni %	0,30	0,24	0,14	0,13	0,13	0,18
Recuperación Máxima %	62,00	68,00	80,40	83,00	83,50	72,50
Constante K	-0,154	-0,260	-0,274	-0,215	-0,303	-0,282

3.2.3.2 Pruebas metalúrgicas

Los resultados de las pruebas realizadas se muestran en los cuadros adjuntos y merece los comentarios siguientes:

Prueba N° 1.- Se realiza usando los colectores Xantato Z-6 y el AP-407, pH de 7.2 adicionados al inicio de la flotación. Los resultados se muestran en el Cuadro N° 2, en la cual se puede observar que el grado de concentrado acumulado es de 2,43% de Ni para una recuperación acumulada de 61,51% dando un

relave de 0,30%Ni. La recuperación de níquel es considerada baja.

Tabla N°3.13: Prueba Nro. 1 - cinética de flotación del Ni

Cuadro N° 2										
Prueba N° 1: CINETICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL										
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,93	4,93	5,00	5,15	37,86	4,93	37,86	4,93
Espumas 2	0,5	1	1,65	6,58	2,94	5,29	7,45	1,70	45,31	6,63
Espumas 3	1	2	1,88	8,46	2,04	5,20	5,89	1,90	51,20	8,53
Espumas 4	1	3	1,55	10,01	1,23	5,62	2,93	1,69	54,13	10,22
Espumas 5	2	5	1,34	11,35	1,10	5,87	2,26	1,53	56,39	11,75
Espumas 6	4	9	1,63	12,98	0,85	5,86	2,13	1,86	58,52	13,61
Espumas 7	6	15	1,34	14,32	0,73	5,84	1,50	1,52	60,02	15,13
Espumas 8	8	23	2,15	16,47	0,45	5,40	1,49	2,26	61,51	17,38
Relave			83,53	100,00	0,30	5,09	38,49	82,62	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		0,65	5,15	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					0,61	4,88				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,93	4,93	5,00	5,15	0,43	5,15	46,78	6,81
Espumas 2	0,5	1	1,65	6,58	4,48	5,19	0,38	5,14	47,91	7,34
Espumas 3	1	2	1,88	8,46	3,94	5,19	0,35	5,14	49,92	8,33
Espumas 4	1	3	1,55	10,01	3,52	5,26	0,33	5,13	51,65	9,23
Espumas 5	2	5	1,34	11,35	3,23	5,33	0,32	5,12	54,40	10,82
Espumas 6	4	9	1,63	12,98	2,94	5,39	0,31	5,11	57,90	13,26
Espumas 7	6	15	1,34	14,32	2,73	5,44	0,30	5,10	60,37	15,62
Espumas 8	8	23	2,15	16,47	2,43	5,43	0,30	5,09	61,53	17,34
Relave			83,53	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		0,65	5,15				
Parámetros de la Cinética			Código		Níquel	Hierro	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		62,000	19,000	$R(Ni) = 62.00 * (1 - \exp(-0.154 * (t + 8.604)))$ $R(Fe) = 19.00 * (1 - \exp(-0.089 * (t + 4.513)))$			
Rate de flotacion 1/min			K		-0,154	-0,089				
Constante			O		8,604	4,513				
Correlacion			C		95,61	97,93				

Prueba N° 2.- Se realiza con el objetivo específico de mejorar el grado de concentrado e incrementar la recuperación bajando el contenido de níquel en el relave. Se usa los mismos colectores Xantato Z-6 y el AP-407, pH de 8.0 y adicionando el NaCN. Los reactivos se adicionan al inicio y después de cinco minutos de la flotación. Los resultados que se muestran en el Cuadro N° 3 indican una mejora del concentrado en los primeros minutos de

flotación, la reducción del relave a 0,24% Ni e incremento de la recuperación de níquel a 67,93%, cifra que se sigue considerando baja.

Tabla N°3.14: Prueba Nro. 2 - cinética de flotación del Ni

Cuadro N° 3										
Prueba N° 2: CINETICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL										
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,29	4,29	5,38	5,63	36,84	4,87	36,84	4,87
Espumas 2	0,5	1	1,31	5,60	4,46	5,94	9,33	1,57	46,17	6,44
Espumas 3	1	2	1,28	6,88	3,33	5,79	6,80	1,49	52,97	7,93
Espumas 4	1	3	0,92	7,80	2,11	6,11	3,10	1,13	56,07	9,06
Espumas 5	2	5	2,47	10,27	0,88	5,79	3,47	2,88	59,54	11,94
Espumas 6	4	9	4,73	15,00	0,76	5,63	5,74	5,37	65,28	17,31
Espumas 7	6	15	1,87	16,87	0,71	5,94	2,12	2,24	67,40	19,55
Espumas 8	8	23	1,35	18,22	0,59	5,63	1,27	1,53	68,67	21,08
Relave			81,78	100,00	0,24	4,79	31,33	78,92	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		0,63	4,96	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					0,61	4,88				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,29	4,29	5,38	5,63	0,41	4,93	42,51	5,03
Espumas 2	0,5	1	1,31	5,60	5,16	5,70	0,36	4,92	45,62	6,12
Espumas 3	1	2	1,28	6,88	4,82	5,72	0,32	4,91	50,75	8,08
Espumas 4	1	3	0,92	7,80	4,50	5,77	0,30	4,90	54,70	9,80
Espumas 5	2	5	2,47	10,27	3,63	5,77	0,28	4,87	60,10	12,63
Espumas 6	4	9	4,73	15,00	2,73	5,73	0,26	4,83	65,21	16,47
Espumas 7	6	15	1,87	16,87	2,50	5,75	0,25	4,80	67,41	19,50
Espumas 8	8	23	1,35	18,22	2,36	5,74	0,24	4,79	67,93	21,13
Relave			81,78	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		0,63	4,96				
Parámetros de la Cinética			Código		Níquel	Hierro	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		68,000	22,000	$R(\text{Ni}) = 68.00 * (1 - \text{EXP}((-0.260) * (t + 3.270)))$ $R(\text{Fe}) = 22.00 * (1 - \text{EXP}((-0.151) * (t + 0.982)))$			
Rate de flotacion 1/min			K		-0,260	-0,132				
Constante			O		3,270	1,469				
Correlacion			C		99,31	99,50				

Prueba N° 3.- Se realiza con el objetivo específico de seguir mejorando el concentrado de níquel e incrementando la recuperación bajando el contenido de níquel en el relave. Los

reactivos se adicionan al inicio, después de cinco y diez minutos de la flotación. Los resultados que se muestran en el Cuadro N° 4 indican la mejora del concentrado por mayor adición de NaCN y subida del pH a 8,5, la reducción del relave a 0,14% Ni e incremento de la recuperación a 81,36% por mayor dosificación de los colectores Xantato Z-6 y AP 407. Estos resultados se consideran altamente satisfactorios.

Tabla N°3.15: Prueba Nro. 3 - cinética de flotación del Ni

Cuadro N° 4										
Prueba N° 3: CINETICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL										
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	6,23	5,03	43,99	4,46	43,99	4,46
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	5,28	5,24	12,43	1,55	56,42	6,01
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	3,72	5,19	7,37	1,29	63,79	7,30
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	2,41	5,11	3,48	0,93	67,27	8,22
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	1,08	5,19	3,63	2,19	70,90	10,41
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	0,90	5,13	6,33	4,53	77,22	14,94
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	0,81	5,24	2,64	2,15	79,87	17,08
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	0,65	5,54	1,50	1,60	81,36	18,69
Relave			82,17	100,00	0,14	4,88	18,64	81,31	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		0,62	4,93	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					0,61	4,88				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	6,23	5,03	0,36	4,93	50,91	3,16
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	5,99	5,08	0,29	4,92	54,68	4,41
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	5,60	5,10	0,24	4,92	60,83	6,63
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	5,24	5,10	0,22	4,92	65,51	8,51
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	4,38	5,12	0,20	4,91	71,79	11,45
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	3,32	5,12	0,16	4,90	77,52	15,10
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	3,01	5,14	0,15	4,89	79,84	17,55
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	2,83	5,17	0,14	4,88	80,34	18,61
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		0,62	4,93				
Parámetros de la Cinética			Código		Niquel	Fierro	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		80,400	19,000	$R(Ni) = 80.40 \cdot (1 - \exp((-0.281) \cdot (t + 2.852)))$ $R(Fe) = 19.00 \cdot (1 - \exp((-0.164) \cdot (t + 0.822)))$			
Rate de flotacion 1/min			K		-0,274	-0,165				
Constante			O		3,166	0,605				
Correlacion			C		99,09	98,65				

Prueba N° 4.- Se realiza con el objetivo específico de seguir optimizando la metalurgia del mineral de níquel (mejorando el concentrado e incrementando la recuperación bajando el contenido de níquel en el relave). Los resultados que se muestran en el Cuadro N° 5, indican que el grado de níquel sube de 4.38 a 4.47% y la recuperación sube de 81.36 a 82.78% por adición del reactivo AP 3477 en reemplazo del AP407.

Tabla N°3.16: Prueba Nro. 4 - cinética de flotación del Ni

Cuadro N° 5										
Prueba N° 4: CINÉTICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL										
Productos de Flotación	Tiempo de Flotación		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	3,65	3,65	6,72	4,88	39,82	3,68	39,82	3,68
Espumas 2	0,5	1	1,51	5,16	6,03	5,01	14,81	1,56	54,63	5,24
Espumas 3	1	2	1,41	6,57	4,00	5,00	9,18	1,46	63,81	6,70
Espumas 4	1	3	1,08	7,65	2,24	5,00	3,92	1,11	67,73	7,81
Espumas 5	2	5	2,16	9,81	1,01	5,20	3,55	2,33	71,28	10,14
Espumas 6	4	9	4,48	14,29	0,95	5,21	6,92	4,83	78,21	14,96
Espumas 7	6	15	2,43	16,73	0,71	5,24	2,81	2,64	81,02	17,60
Espumas 8	8	23	1,78	18,51	0,61	5,68	1,77	2,09	82,78	19,69
Relave			81,49	100,00	0,13	4,77	17,22	80,31	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		0,62	4,84	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					0,61	4,88				
Productos de Flotación	Tiempo de Flotación		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	3,65	3,65	6,72	4,88	0,38	4,84	51,15	2,98
Espumas 2	0,5	1	1,51	5,16	6,52	4,92	0,29	4,84	54,40	4,22
Espumas 3	1	2	1,41	6,57	5,98	4,94	0,24	4,83	59,93	6,43
Espumas 4	1	3	1,08	7,65	5,45	4,94	0,21	4,83	64,39	8,31
Espumas 5	2	5	2,16	9,81	4,47	5,00	0,20	4,82	70,89	11,27
Espumas 6	4	9	4,48	14,29	3,37	5,07	0,16	4,80	77,87	14,98
Espumas 7	6	15	2,43	16,73	2,98	5,09	0,14	4,79	81,59	17,53
Espumas 8	8	23	1,78	18,51	2,75	5,15	0,13	4,77	82,75	18,66
Relave			81,49	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		0,62	4,84				
Parámetros de la Cinética			Código	Níquel	Fierro	ECUACIONES DE PRIMER GRADO				
Maxima Recuperacion %			RI	83,000	19,100	$R(\text{Ni}) = 83.00 \cdot (1 - \text{EXP}((-0.214) \cdot (t + 3.959)))$ $R(\text{Fe}) = 19.10 \cdot (1 - \text{EXP}((-0.160) \cdot (t + 0.558)))$				
Rate de flotacion 1/min			K	-0,215	-0,160					
Constante			O	3,959	0,558					
Correlacion			C	98,52	99,30					

Prueba N° 5.- Cuyos resultados se muestran en el Cuadro N° 6, indican que se puede obtener mejoras en la recuperación de níquel hasta 84.08%, pero con un fuerte efecto negativo sobre la calidad del concentrado por adición del reactivo thionocarbamate 1798 en reemplazo del AP407.

Tabla N°3.17: Prueba Nro. 5 - cinética de flotación del Ni

Cuadro N° 6										
Prueba N° 5: CINETICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL										
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,91	4,91	3,95	6,35	32,97	6,36	32,97	6,36
Espumas 2	0,5	1	3,12	8,04	3,26	6,54	17,30	4,16	50,26	10,52
Espumas 3	1	2	2,79	10,83	2,80	6,33	13,26	3,60	63,52	14,12
Espumas 4	1	3	2,69	13,51	2,11	6,75	9,62	3,69	73,15	17,82
Espumas 5	2	5	2,37	15,88	0,77	6,80	3,10	3,28	76,24	21,10
Espumas 6	4	9	5,48	21,36	0,54	6,88	5,03	7,69	81,27	28,79
Espumas 7	6	15	2,41	23,78	0,42	6,90	1,72	3,40	83,00	32,18
Espumas 8	8	23	1,82	25,59	0,35	7,02	1,08	2,60	84,08	34,78
Relave			74,41	100,00	0,13	4,30	15,92	65,22	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		0,59	4,91	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					0,61	4,88				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	4,91	4,91	3,95	6,35	0,42	4,83	50,17	7,24
Espumas 2	0,5	1	3,12	8,04	3,68	6,42	0,32	4,77	54,85	9,62
Espumas 3	1	2	2,79	10,83	3,45	6,40	0,24	4,72	62,33	13,76
Espumas 4	1	3	2,69	13,51	3,19	6,47	0,18	4,66	67,86	17,19
Espumas 5	2	5	2,37	15,88	2,83	6,52	0,17	4,60	74,97	22,42
Espumas 6	4	9	5,48	21,36	2,24	6,61	0,14	4,44	80,96	28,50
Espumas 7	6	15	2,41	23,78	2,06	6,64	0,13	4,36	83,09	32,20
Espumas 8	8	23	1,82	25,59	1,93	6,67	0,13	4,30	83,46	33,59
Relave			74,41	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		0,59	4,91				
Parámetros de la Cinética			Código	Níquel	Fierro	ECUACIONES DE PRIMER GRADO				
Maxima Recuperacion %			RI	83,500	34,000	$R(Ni) = 83.50 * (1 - EXP((-0.303) * (t + 2.534)))$ $R(Fe) = 34.00 * (1 - EXP((-0.186) * (t + 0.787)))$				
Rate de flotacion 1/min			K	-0,303	-0,186					
Constante			O	2,534	0,787					
Correlacion			C	97,10	99,67					

Prueba N° 6.- Cuyos resultados se muestran en el Cuadro N° 7, indican que se puede obtener mejoras en la calidad del concentrado de níquel hasta 5.24%, pero con un fuerte efecto negativo sobre la recuperación (72.45%), por adición del reactivo thionocarbamate 3894 en reemplazo del AP407.

Tabla N° 3.18: Prueba Nro. 6 - cinética de flotación del Ni

Cuadro N° 7										
Prueba N° 6: CINETICA DE FLOTACIÓN DEL NIQUEL										
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	1,61	1,61	6,75	4,88	18,11	1,59	18,11	1,59
Espumas 2	0,5	1	1,49	3,10	9,35	3,12	23,29	0,95	41,39	2,54
Espumas 3	1	2	1,22	4,32	8,12	3,25	16,55	0,81	57,94	3,35
Espumas 4	1	3	1,02	5,34	4,00	5,01	6,83	1,04	64,77	4,39
Espumas 5	2	5	0,93	6,27	3,30	5,24	5,12	0,99	69,88	5,38
Espumas 6	4	9	0,83	7,10	1,18	5,50	1,63	0,93	71,52	6,30
Espumas 7	6	15	0,61	7,71	0,53	5,35	0,54	0,66	72,05	6,96
Espumas 8	8	23	0,57	8,28	0,41	6,88	0,39	0,80	72,45	7,76
Relave			91,72	100,00	0,18	4,95	27,55	92,24	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		0,60	4,92	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					0,61	4,88				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe	% Ni	%Fe
Espumas 1	0,5	0,5	1,61	1,61	6,75	4,88	0,50	4,92	50,37	2,33
Espumas 2	0,5	1	1,49	3,10	8,00	4,03	0,36	4,95	53,29	2,70
Espumas 3	1	2	1,22	4,32	8,04	3,81	0,26	4,97	58,01	3,38
Espumas 4	1	3	1,02	5,34	7,26	4,04	0,22	4,97	61,58	3,96
Espumas 5	2	5	0,93	6,27	6,68	4,22	0,19	4,97	66,29	4,92
Espumas 6	4	9	0,83	7,10	6,03	4,37	0,18	4,96	70,49	6,21
Espumas 7	6	15	0,61	7,71	5,60	4,45	0,18	4,96	72,13	7,21
Espumas 8	8	23	0,57	8,28	5,24	4,61	0,18	4,95	72,46	7,73
Relave			91,72	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		0,60	4,92				
Parámetros de la Cinética			Código		Níquel	Hierro	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			Rl		72,500	8,000	$R(\text{Ni}) = 72.50 * (1 - \text{EXP}((-0.282) * (t + 3.704)))$ $R(\text{Fe}) = 8.00 * (1 - \text{EXP}((-0.136) * (t + 2.037)))$			
Rate de flotacion 1/min			K		-0,282	-0,136				
Constante			O		3,704	2,037				
Correlacion			C		93,25	98,28				

3.2.3.3 Análisis gráfico de la cinética del Níquel

En los gráficos adjuntos se muestran el comportamiento cinético del Níquel.

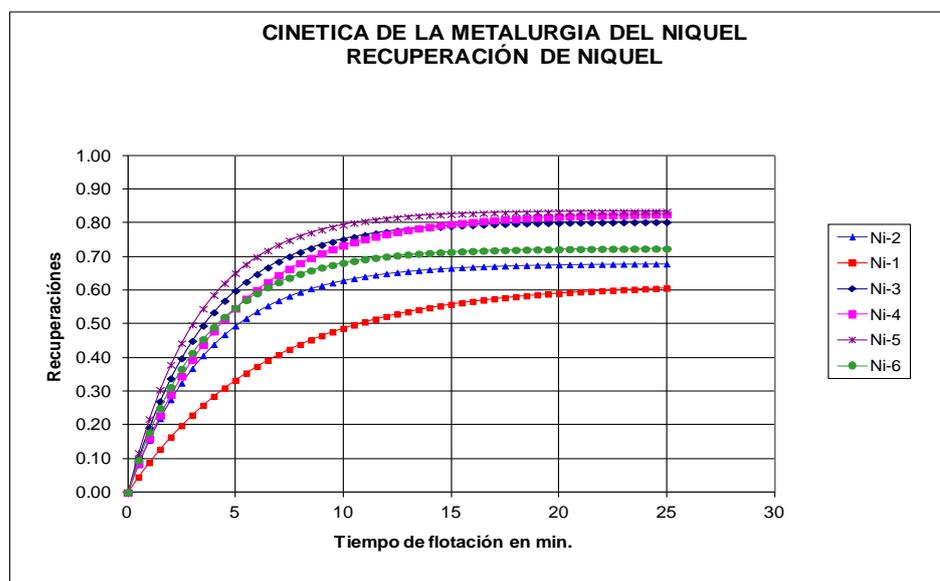


Figura N°3.3: Cinética de la metalurgia del Ni – Recuperación de Ni (Ni-1: Z-6 AP-407, pH de 7.2; Ni-2: Z-6, AP-407, pH de 8.0, NaCN; Ni-3: Z-6, AP 407, pH de 8.5, NaCN; Ni-4: Z-6, AP 3477, pH de 8.5, NaCN; Ni-5: Z-6, TC 1798, pH de 8.5, NaCN; Ni-6: Z-6, TC 3894, pH de 8.5, NaCN)

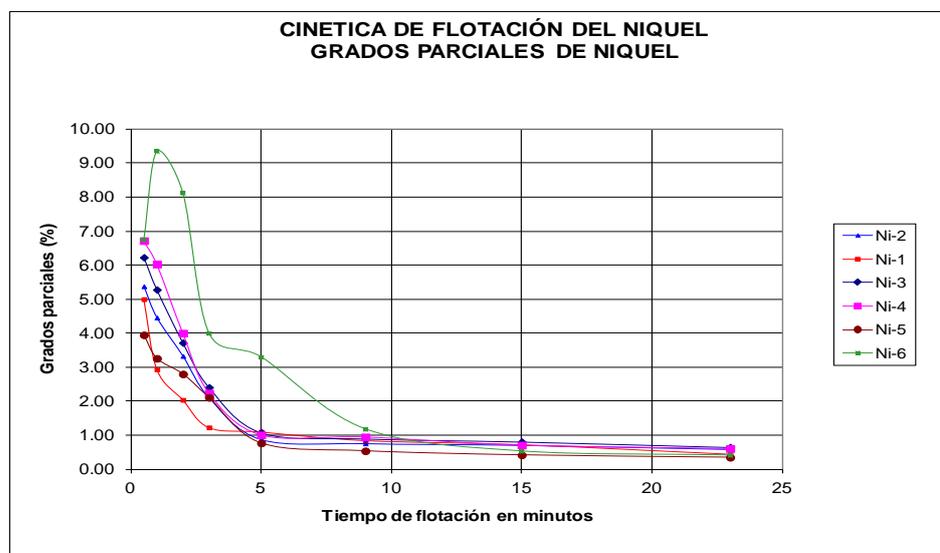


Figura N°3.4: Cinética de la Flotación del Ni - Grados parciales de Ni (Ni-1: Z-6 AP-407, pH de 7.2; Ni-2: Z-6, AP-407, pH de 8.0, NaCN; Ni-3: Z-6, AP 407, pH de 8.5, NaCN; Ni-4: Z-6, AP 3477, pH de 8.5, NaCN; Ni-5: Z-6, TC 1798, pH de 8.5, NaCN; Ni-6: Z-6, TC 3894, pH de 8.5, NaCN)

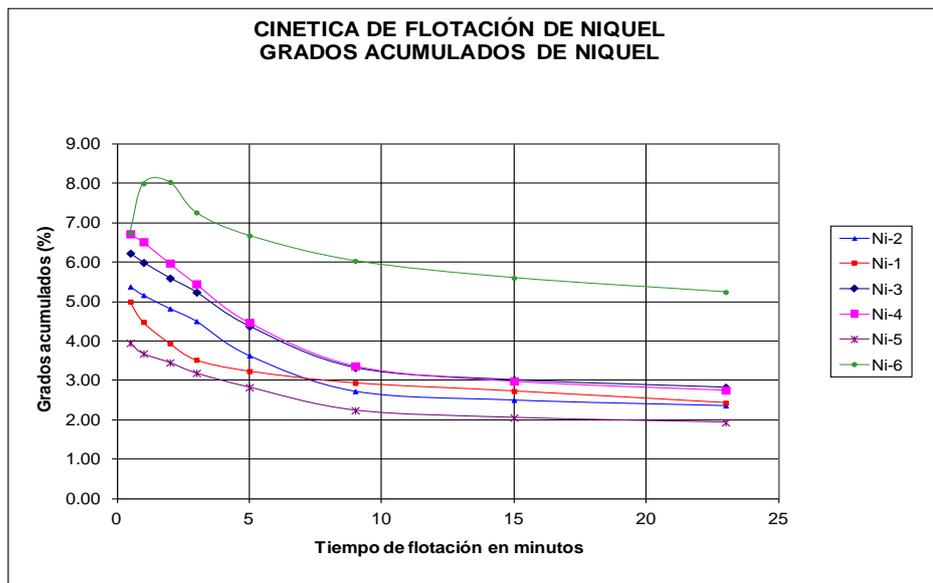


Figura N°3.5: Cinética de Flotación de Ni – Grado acumulado de Ni (Ni-1: Z-6 AP-407, pH de 7.2; Ni-2: Z-6, AP-407, pH de 8.0, NaCN; Ni-3: Z-6, AP 407, pH de 8.5, NaCN, Ni-4: Z-6, AP 3477, pH de 8.5, NaCN; Ni-5: Z-6, TC 1798, pH de 8.5, NaCN; Ni-6: Z-6, TC 3894, pH de 8.5, NaCN)

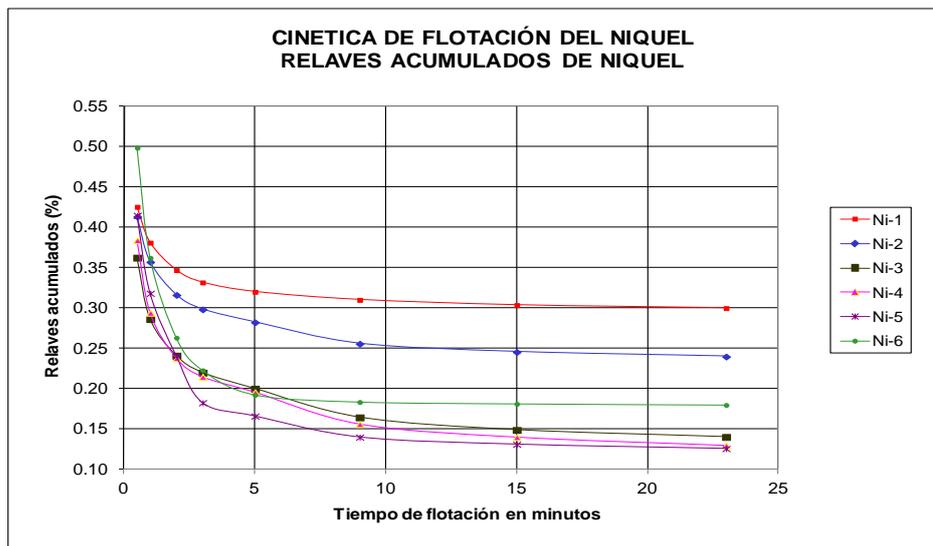


Figura N°3.6: Cinética de Flotación del Ni – Relaves acumulados de Ni (Ni-1: Z-6, AP-407, pH de 7.2; Ni-2: Z-6, AP-407, pH de 8.0, NaCN; Ni-3: Z-6, AP 407, pH de 8.5, NaCN, Ni-4: Z-6, AP 3477, pH de 8.5, NaCN; Ni-5: Z-6, TC 1798, pH de 8.5, NaCN; Ni-6: Z-6, TC 3894, pH de 8.5, NaCN)

Considerando el gráfico de Cinética para relaves acumulados de Níquel y las pruebas N° 3, 4, 5 y 6, el tiempo óptimo (rougher + scavenger) para lograr bajos contenidos de Ni en el relave, sería 15 minutos.

3.2.3.4 Resumen del comportamiento cinético

En la tabla adjunta se observa el resumen de las máximas recuperaciones (R) y las velocidades de flotación (k) de cada una de las especies contenidas en el mineral de Níquel.

Tabla N°3.19: Recuperación de los valores contenidos en el mineral de Ni

Elementos		RECUPERACIONES	
		% R	K
Níquel	Ni	80,40	-0,274
Titanio	Ti	81,00	-0,172
Torio	Th	80,00	-0,163
Cobalto	Co	77,50	-0,202
Cobre	Cu	74,00	-0,172
Vanadio	V	69,00	-0,240
Lantano	La	66,00	-0,187
Oro	Au	63,00	-0,146
Bario	Ba	60,00	-0,202
Escandio	Sc	50,00	-0,200
Uranio	U	44,00	-0,136
Plata	Ag	40,00	-0,149
Estroncio	Sr	39,00	-0,151
Talio	Tl	27,00	-0,132

CAPÍTULO IV

DISEÑO DEL CIRCUITO DE FLOTACION

4.1 Bases Del Diseño

La base para el diseño del circuito de flotación, que puede hacer posible el cumplimiento de los objetivos, se realiza en base al Balance Metalúrgico proyectado, elaborado como conclusión de las pruebas metalúrgicas realizadas.

Tabla N°4.1: Balance metalúrgico proyectado - mineral de Ni

PRODUCTOS	% PESO	ENSAYES		DISTRIBUCIONES	
		%Ni	%Fe	%Ni	%Fe
Cabeza	100,00	0,61	5,20	100,00	100,00
Concentrado de Niquel	2,45	18,10	2,45	72,82	1,13
Relave	97,55	0,17	5,40	27,18	98,87
Cabeza Calculada	100,00	0,61	5,33	100,00	100,00

Tabla N°4.2: Prueba final de Ni a condiciones de la prueba Nro. 3

PRUEBA FINAL DE NIQUEL A CONDICIONES DE LA PRUEBA N° 3 (T3)						TIEMPOS DE FLOTACIÓN minutos
PRODUCTOS	% PESO	ENSAYES		DISTRIBUCIONES		
		%Ni	%Fe	%Ni	%Fe	
Tercera Limpiadora - Concentrado de Niquel	0.91	18.10	2.45	24.47	0.40	2
Relave Tercera Limpiadora	1.22	12.01	3.00	21.66	0.65	
Concentrado Segunda Limpiadora	2.13	14.62	2.76	46.13	1.05	3
Relave Segunda Limpiadora	2.32	6.15	4.50	21.18	1.87	
Concentrado Primera Limpiadora	4.45	10.20	3.67	67.31	2.92	3
Relave Primera Limpiadora	3.84	0.85	6.50	4.83	4.46	
Concentrado Rougher	8.29	5.87	4.98	72.14	7.38	5
Concentrado Scavenger I	4.34	0.70	7.25	4.51	5.63	
Concentrado Scavenger II	3.95	0.40	9.20	2.34	6.49	10
Relave	83.42	0.17	5.40	21.01	80.50	
Cabeza Calculada	100.00	0.67	5.60	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada		0.61	5.20			

Los principales conceptos básicos considerados son:

- Tonelaje de tratamiento : 150 TMSPD
- Etapas Rougher : 1
- Etapas Scavenger : 2
- Etapas de Limpiadoras : 3 con adaptabilidad a 4.

4.2 Restricciones

La principal restricción a tomarse en cuenta es la existencia de 24 celdas tipo Denver Sub-A recuperadas de otra planta, las mismas que se emplearán para la flotación de Ni-Co.

4.3 Distribución De Valores De Níquel

4.3.1 Flotación rougher y scavenger

4.3.1.1 Flotación rougher

La flotación rougher, consta de una etapa, se alimenta una pulpa de 0.81% Ni, superior a 0.61% Ni, debido a los valores que recirculan como concentrado scavenger I (0.90% Ni) y el relave de la primera limpiadora (2.50% Ni).

El concentrado rougher ensaya 5.87% Ni, similar al de la prueba final, con una recuperación de 53.7%.

Tabla N°4.3: Distribución de valores de Ni-Fe en los flujos de la flotación de Ni – circuito rougher-scavenger 150 TMS/DIA – concentradora Andaychagua

PRODUCTOS	TMSPH	ENSAYES		RECUPERACIONES	
		% Ni	% Fe	% Ni	% Fe
Alimentación Flotación Rougher Ni					
Cabeza Fresca Níquel	6.25	0.61	5.20	48.7	58.4
Concentrado Scavenger I - Níquel	2.91	0.90	6.70	33.5	35.1
Relave Primera Limpiadora Níquel	0.56	2.50	6.50	17.8	6.5
Total	9.72	0.81	5.72	100.0	100.0
Cabeza combinada	9.72	0.80	5.72		
Productos Flotación Rougher Ni					
Concentrado Rougher Níquel	0.71	5.87	4.98	53.7	6.3
Relave Rougher Níquel	9.01	0.40	5.85	46.3	93.7
Total	9.72	0.80	5.79	100.0	100.0
Alimentación Flotación Scavenger I - Ni					
Relave Rougher Níquel	9.01	0.40	5.85	69.5	74.0
Concentrado Scavenger II - Níquel	2.64	0.60	7.00	30.5	26.0
Total	11.65	0.45	6.11	100.0	100.0
Alimento Ensayado	11.65	0.45	6.10		
Productos Flotación Scavenger I - Ni					
Concentrado Scavenger I - Níquel	2.91	0.90	6.70	50.0	27.5
Relave Scavenger I - Níquel	8.74	0.30	5.90	50.0	72.5
Total	11.65	0.45	6.10	100.0	100.0
Alimentación Flotación Scavenger II - Ni					
Relave Scavenger I - Níquel	8.74	0.30	5.90		
Productos Flotación Scavenger II - Ni					
Concentrado Scavenger II - Níquel	2.64	0.60	7.00	60.5	36.0
Relave Scavenger II - Níquel	6.10	0.17	5.40	39.5	64.0
Total	8.74	0.30	5.88	100.0	100.0

4.3.1.2 Flotación scavenger I

La flotación scavenger I, tiene como alimentación al relave rougher y al concentrado scavenger II, que conjuntamente ensayan 0.45% Ni.

El concentrado scavenger I ensaya 0.90% Ni, con una recuperación de 50.0%.

4.3.1.3 Flotación scavenger II

La flotación scavenger II, tiene como alimentación al relave

scavenger I, que ensaya 0.30% Ni.

El concentrado scavenger II ensaya 0.60% Ni, con una recuperación de 60.5%.

4.3.2 Flotación limpiadoras

4.3.2.1 Flotación primera limpiadora

La primera limpiadora recibe como alimentación al concentrado rougher y al relave de la segunda limpiadora, ensayando 6.33% Ni.

El concentrado primera limpiadora ensaya 10.20% Ni, similar al de la prueba final, con una recuperación de 80.2%.

4.3.2.2 Flotación segunda limpiadora

La segunda limpiadora recibe como alimentación al concentrado de primera limpiadora y al relave de la tercera limpiadora, ensayando 10.69% Ni.

El concentrado segunda limpiadora ensaya 14.62% Ni, similar al de la prueba final, con una recuperación de 64.80%.

Tabla N°4.4: Distribución de valores de Ni-Fe en los flujos de flotación de Ni - circuito de limpiadoras – Concentradora Andaychagua

PRODUCTOS	TMSPH	ENSAYES		RECUPERACIONES	
		% Ni	% Fe	% Ni	% Fe
Alimentación Primera Limpiadora Ni					
Concentrado Rougher Níquel	0.71	5.87	4.98	59.5	66.4
Relave Segunda Limpiadora Níquel	0.40	7.15	4.50	40.5	33.6
Total	1.11	6.33	4.81	100.0	100.0
Alimento ensayado	1.11	6.33	4.80		
Productos Primera Limpiadora Ni					
Concentrado Primera Limpiadora Níquel	0.55	10.20	4.50	80.2	40.7
Relave Primera Limpiadora Níquel	0.56	2.50	6.50	19.8	59.3
Total	1.11	6.33	5.51	100.0	100.0
Alimentación Segunda Limpiadora Ni					
Concentrado Primera Limpiadora Níquel	0.55	10.20	4.50	69.6	80.2
Relave Tercera Limpiadora Níquel	0.20	12.01	3.00	30.4	19.8
Total	0.76	10.69	4.09	100.0	100.0
Alimento ensayado	0.76	10.69	4.00		
Productos Segunda Limpiadora Ni					
Concentrado Segunda Limpiadora Níquel	0.36	14.62	2.76	64.8	35.6
Relave Segunda Limpiadora Níquel	0.40	7.15	4.50	35.2	64.4
Total	0.76	10.69	3.68	100.0	100.0
Alimentación Tercera Limpiadora Ni					
Concentrado Segunda Limpiadora Níquel	0.36	14.62	2.76		
Productos Tercera Limpiadora Ni					
Concentrado de Níquel	0.15	18.10	2.45	53.1	38.0
Relave Tercera Limpiadora Níquel	0.20	12.01	3.00	46.9	62.0
Total	0.36	14.62	2.76	100.0	100.0

4.3.2.3 Flotación tercera limpiadora

La tercera limpiadora recibe como alimentación al concentrado de segunda limpiadora que ensaya 14.62% Ni.

El concentrado tercera limpiadora (concentrado final) ensaya 18.10 Ni, similar al de la prueba final, con una recuperación de 80.2%.

4.4 Balance De Pulpa Y Agua

El balance de pulpa y agua se calcula para determinar los tiempos de flotación a nivel de planta y servirán de referencia para el cálculo del sistema de bombas.

Tabla N°4.5: Balance de pulpa y agua – circuito de flotación de Ni – Concentradora Andaychagua

PRODUCTOS	SOLIDOS		T M P H		VOLUMEN USGPM			GRAV.ESPECÍFICA	
	TMSPH	%PESO	PULPA	AGUA	SOLIDOS	AGUA	PULPA	PULPA	SOLIDOS
Alimentación Flotación Rougher Ni									
Cabeza Fresca Niquel	6.25	44.00	14.20	7.95	5.37	35.07	40.44	1549	5.14
Concentrado Scavenger I - Niquel	2.91	43.00	6.77	3.86	2.47	17.02	19.49	1532	5.21
Relave Primera Limpiadora Niquel	0.56	31.00	1.79	1.24	0.47	5.46	5.93	1334	5.18
Agua de dilución			1.17	1.17		5.16	5.15		
Total	9.72	40.59	23.95	14.22	8.30	62.72	71.02	1486	5.17
Productos Flotación Rougher Ni									
Concentrado Rougher Niquel	0.71	50.00	1.42	0.71	0.58	3.13	3.71	1689	5.44
Relave Rougher Niquel	9.01	40.00	22.52	13.51	7.72	59.59	67.31	1475	5.15
Total	9.72	40.59	23.95	14.22	8.30	62.72	71.02	1486	5.17
Alimentación Flotación Scavenger I - Ni									
Relave Rougher Niquel	9.01	40.00	22.52	13.51	7.72	59.59	67.31	1475	5.15
Concentrado Scavenger II - Niquel	2.64	42.00	6.29	3.65	2.24	16.09	18.33	1513	5.19
Agua de dilución			1.58	1.58		6.96	6.95		
Total	11.65	38.34	30.39	18.74	9.96	82.63	92.59	1447	5.16
Productos Flotación Scavenger I - Ni									
Concentrado Scavenger I - Niquel	2.91	43.00	6.77	3.86	2.47	17.02	19.49	1532	5.21
Relave Scavenger I - Niquel	8.74	37.00	23.62	14.88	7.49	65.61	73.10	1425	5.14
Total	11.65	38.34	30.39	18.74	9.96	82.63	92.59	1447	5.16
Alimentación Flotación Scavenger II - Ni									
Relave Scavenger I - Niquel	8.74	37.00	23.62	14.88	7.49	65.61	73.10	1425	5.14
Agua de dilución			0.09	0.09		0.40	0.40		
Total	8.74	36.86	23.71	14.97	7.49	66.01	73.50	1422	5.14
Productos Flotación Scavenger II - Ni									
Concentrado Scavenger II - Niquel	2.64	42.00	6.29	3.65	2.24	16.09	18.33	1513	5.19
Relave Scavenger II - Niquel	6.10	35.00	17.42	11.32	5.25	49.92	55.17	1392	5.12
Total	8.74	36.86	23.71	14.97	7.49	66.01	73.50	1422	5.14
CIRCUITO DE LIMPIADORAS									
Alimentación Primera Limpiadora Ni									
Concentrado Rougher Niquel	0.71	50.00	1.42	0.71	0.58	3.13	3.71	1689	5.44
Relave Segunda Limpiadora Niquel	0.40	33.00	1.20	0.81	0.32	3.56	3.88	1370	5.50
Agua de dilución			0.34	0.34		1.51	1.52		
Total	1.11	37.32	2.97	1.86	0.90	8.20	9.10	1431	5.41
Productos Primera Limpiadora Ni									
Concentrado Primera Limpiadora Niquel	0.55	47.00	1.17	0.62	0.43	2.74	3.17	1631	5.64
Relave Primera Limpiadora Niquel	0.56	31.00	1.79	1.24	0.47	5.46	5.93	1334	5.18
Total	1.11	37.32	2.97	1.86	0.90	8.20	9.10	1431	5.41
Alimentación Segunda Limpiadora Ni									
Concentrado Primera Limpiadora Niquel	0.55	47.00	1.17	0.62	0.43	2.74	3.17	1631	5.64
Relave Tercera Limpiadora Niquel	0.20	35.00	0.58	0.38	0.16	1.67	1.83	1405	5.65
Agua de dilución			0.30	0.30		1.32	1.33		
Total	0.76	36.73	2.06	1.30	0.59	5.74	6.33	1430	5.63
Productos Segunda Limpiadora Ni									
Concentrado Segunda Limpiadora Niquel	0.36	42.00	0.85	0.49	0.27	2.18	2.45	1532	5.77
Relave Segunda Limpiadora Niquel	0.40	33.00	1.20	0.81	0.32	3.56	3.88	1370	5.50
Total	0.76	36.73	2.06	1.30	0.59	5.74	6.33	1430	5.63
Alimentación Tercera Limpiadora Ni									
Concentrado Segunda Limpiadora Niquel	0.36	42.00	0.85	0.49	0.27	2.18	2.45	1532	5.77
Agua de dilución			0.06	0.06		0.26	0.26		
Total	0.36	39.30	0.91	0.55	0.27	2.44	2.71	1478	5.77
Productos Tercera Limpiadora Ni									
Concentrado de Niquel	0.15	47.00	0.33	0.17	0.11	0.76	0.88	1641	5.92
Relave Tercera Limpiadora Niquel	0.20	35.00	0.58	0.38	0.16	1.67	1.83	1405	5.65
Total	0.36	39.30	0.91	0.55	0.27	2.44	2.71	1478	5.77
CONSUMO TOTAL DE AGUA									
Alimentación Flotación Rougher Ni			1.17	1.17		5.16	5.15		
Alimentación Flotación Scavenger I - Ni			1.58	1.58		6.96	6.95		
Alimentación Flotación Scavenger II - Ni			0.09	0.09		0.40	0.40		
Alimentación Primera Limpiadora Ni			0.34	0.34		1.51	1.52		
Alimentación Segunda Limpiadora Ni			0.30	0.30		1.32	1.33		
Alimentación Tercera Limpiadora Ni			0.06	0.06		0.26	0.26		
Total			3.54	3.54		15.61	15.61		

4.5 Tiempos De Flotación Rougher – Scavenger

Considerando las características de las celdas de flotación recuperadas, y un factor de diseño de 0.80 para las celdas de los circuitos rougher, scavenger y primera limpiadora y un factor de diseño de 0.70 para las celdas de la segunda y tercera limpiadora, el tiempo de flotación rougher + scavenger es de 33,67 minutos.

Habiéndose determinado, mediante las pruebas de cinética de flotación, que el tiempo óptimo es de 15 minutos la relación T/t es igual a 2.24.

Tabla N° 4.6: Tiempo de flotación – circuito de flotación de Ni

CIRCUITOS	CELDAS							USGPM ALIMENTO	TIEMPO FLOTACIÓN Minutos
	TIPO	Nº	VOLUMEN Cu. Ft.	TOTAL Cu. Ft.	FACTOR	CORREGIDO Cu. Ft.	CORREGIDO Galones		
Rougher	Denver Sub A-20	4	27.00	108.00	0.80	86.40	646.41	71	9.10
Scavenger I	Denver Sub A-20	4	27.00	108.00	0.80	86.40	646.41	93	6.98
Scavenger II	Denver Sub A-20	8	27.00	216.00	0.80	172.80	1292.82	74	17.59
Primera limpiadora	Denver Sub A-18	4	24.00	96.00	0.80	76.80	574.59	9	63.12
Segunda limpiadora	Denver Sub A-18	2	24.00	48.00	0.70	33.60	251.38	6	39.73
Tercera limpiadora	Denver Sub A-18	2	24.00	48.00	0.70	33.60	251.38	3	92.73

4.6 Cinética De Flotación A Nivel De Planta

Aplicando los criterios sobre cinética de flotación de Gordon Agar Stratton, se determinan el comportamiento cinético del níquel, que se muestran en las tablas adjuntas, y se puede observar que con el número de celdas (16) y las condiciones operativas consideradas en el balance de pulpa y agua, se logra una recuperación de Níquel de 83.22%.

Tabla N°4.7: Cinética de flotación a nivel de planta – circuito de flotación de Ni – Concentradora Andaychagua

CIRCUITOS	TIEMPO FLOTACIÓN Minutos	RECUP. PARC.	Nº CELDAS	TIEMPO FLOTACIÓN CELDA	RECUP. PARC. CELDA	K
Rougher I	9.1	53.66	4	2.28	13.41	0.068
Scavenger I	7.0	50.00	4	1.75	12.50	0.082
Scavenger II	17.6	60.47	8	2.20	7.56	0.037
Rougher + Scavenger	33.7		16	2.10		0.056

Tabla N°4.8: Porcentaje de Recuperación por celdas

Nº Celdas	Recup. %
0	0.00
1	10.56
2	20.00
3	28.44
4	36.00
5	42.75
6	48.79
7	54.20
8	59.03
9	63.36
10	67.23
11	70.69
12	73.78
13	76.55
14	79.02
15	81.24
16	83.22

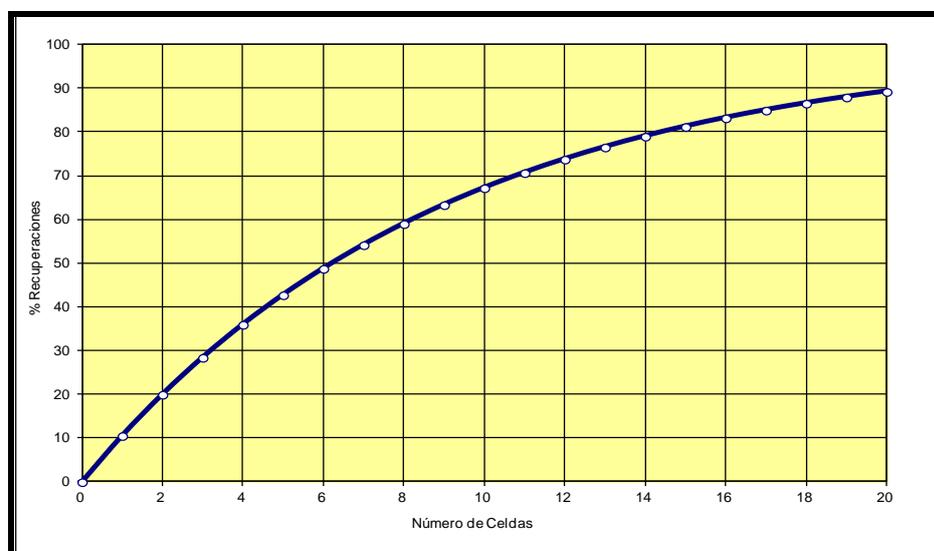


Gráfico N°4.1: Comportamiento de la recuperación de Ni en función del número de celdas rougher, scavenger a nivel de planta

CAPÍTULO V

DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA INDUSTRIAL

La planta de recuperación de níquel operará a una capacidad de 150 TMSPD, bajo las condiciones operativas siguientes:

5.1 Sección Chancado

5.1.1 Recepción de mineral

Para la recepción de los minerales de níquel se usará un área de la zona del stock pile en la que actualmente se depositan los minerales convencionales de Cu-Pb-Zn-Ag.

5.1.2 Chancado

El chancado de los minerales de níquel se realizará en el circuito actual de chancado para lo cual debe disponer de una hora por guardia para pasar aproximadamente 150 toneladas. El circuito tiene la distribución siguiente:

Chancado Primario

El mineral depositado en la tolva de gruesos mediante un alimentador de barras Ross se alimentan a una chancadora de quijadas COMESA de 24' x 36', con una abertura promedio de 4",

previamente el mineral es cribado en una parrilla estacionaria con una abertura de 4". El producto chancado y los finos de la criba estacionaria mediante una faja transportadora de 36" x 295' (F-1) se alimenta a la siguiente etapa de chancado.

Chancado Secundario

La descarga de la faja N° 1 se alimenta a un cedazo vibratorio Denver 5'x 14' de piso simple provisto de una malla de 1" x 1" (que en temporadas de lluvia se convierten a 2" x 1"). En esta etapa de clasificación se originan dos productos el - 1" x 1" (ocasionalmente - 2" x 1") que mediante una faja de 30" x 295' (F-4) y otra de 24" x 272' (F-5) se envía a la tolva de finos y el +1" x 1" (ocasionalmente +2" x 1") que se alimenta a una chancadora cónica Norberg HP 200, cuya descarga con un tamaño promedio de 2" se envía a la tercera etapa de chancado.

Chancado Terciario

La tercera etapa de chancado se realiza en un circuito cerrado para lo cual la descarga de la chancadora cónica HP 200 se alimenta a un cedazo vibratorio Allis Chalmers 6'x 16' provisto de una malla de 1" x 1". La fracción fina -1" x 1" se envía a la tolva de finos y la fracción gruesa +1" x 1" se envía a una chancadora cónica HP 400 Short Head, cuya descarga con un tamaño equivalente a -3/4" forma parte de la carga circulante.

5.2 Sección Molienda

5.2.1 Alternativa I

El mineral fino procedente del circuito de chancado se depositará en una tolva cilíndrica con capacidad para 500 TMH.

5.2.1.1 Molienda

El mineral depositado en la tolva de finos se alimenta al molino mediante una faja transportadora de 24" de ancho.

La molienda se realiza en un molino de bolas de 7-1/2' x 7' operando en circuito cerrado.

El molino operará con forros metálicos con la finalidad de lograr mayor eficiencia de molienda.

La carga moledora estará compuesta por bolas de 3" (30%), bolas de 2-1/2" (30%) y bolas de 2" (40%). La descarga de este molino debe tener una granulometría de 50% - 200 mallas, con un tamaño máximo equivalente a malla 48 (300 micrones).

La potencia instalada es del molino es de 200 HP.

5.2.1.2 Clasificación

La clasificación se realizará en dos ciclón de 10" de diámetro (una en stand by), con un vortex finder de 3" y spigot de 1-1/2".

El producto final de la clasificación (overflow) tendrá una granulometría entre 80 y 85% -200 mallas (74 micrones).

5.2.2 Alternativa II

Debido a las características del mineral, esta puede requerir el uso de un molino adicional para la molienda secundaria para lograr la granulometría que permita una alta recuperación y un grado de concentrado comercial.

Se presenta una segunda alternativa a consecuencia del chancado grueso que actualmente se obtiene y la probabilidad que no se pueda mejorar.

5.2.2.1 Molienda

La molienda primaria se realizará en un molino de barras de 5' x 6'. El molino operará con forros metálicos con la finalidad de lograr mayor eficiencia de molienda.

La potencia mínima para lograr la granulometría requerida es de 75 HP.

La molienda secundaria se realizará en un molino de bolas de 5' x 6'.

La potencia mínima para lograr la granulometría requerida es de 75 HP.

5.2.2.2 Clasificación

La clasificación se realizará en dos ciclón de 10" de diámetro (una en stand by), con un vortex finder de 3" y spigot de 1-1/2".

El producto final de la clasificación (overflow) tendrá una

granulometría entre 80 y 85% -200 mallas (74 micrones).

5.3 Sección Flotación

5.3.1 Flotación rougher

La flotación rougher se realizará en un banco de cuatro celdas de 27 pies cúbicos cada una. Las espumas se enviarán a la primera etapa de limpiadoras mediante una bomba vertical de 2-1/2", el relave se alimentará al scavenger I por gravedad.

5.3.2 Flotación scavenger I

La flotación scavenger I se realizará en un banco de cuatro celdas de 27 pies cúbicos cada una. Las espumas se enviarán a la cabeza rougher mediante una bomba vertical de 2-1/2", el relave se alimentará al scavenger II por gravedad.

5.3.3 Flotación scavenger II

La flotación scavenger II se realizará en un banco de ocho celdas de 27 pies cúbicos cada una. Las espumas se enviarán al scavenger I mediante una bomba vertical de 2-1/2".

5.3.4 Flotación limpiadoras

La limpieza de los concentrados de níquel se realizará en tres etapas:

La primera etapa de limpieza se realizará en cuatro celdas

Denver Sub A-18 cuyas espumas se enviarán a la segunda etapa de limpieza mediante una bomba vertical de 2" y el relave se retornará al circuito rougher haciendo uso de la bomba vertical de espumas del scavenger II.

La segunda etapa de limpieza se realizará en dos celdas Denver Sub A-18 cuyas espumas se enviarán a la tercera etapa de limpieza mediante una bomba vertical de 2" y el relave se retornará a la primera limpiadora por gravedad.

La tercera etapa de limpieza se realizará en dos celdas Denver Sub A-18 cuyas espumas constituye el concentrado final de níquel, el relave se retornará a la segunda limpiadora por gravedad.

La tercera etapa de limpieza estará prevista para que pueda ser dividida en dos y operar con una celda como tercera limpiadora y otra celda como cuarta limpiadora.

5.3.5 Alternativa de remolienda del concentrado rougher

La alternativa de remoler el concentrado rougher, surge a consecuencia de las pruebas realizadas por Plenge, en las que los más altos grados de concentrados se obtienen con remolienda de este concentrado.

La remolienda se realizaría en un molino de bolas de 3' x 5', operando con bolas de 1" y en circuito cerrado.

La clasificación se realizaría en dos ciclón de 6" de diámetro (una en stand by), con un vortex finder de 2.5" y spigot de 1".

El producto final de la clasificación (overflow) tendrá una granulometría de 100% -200 mallas (74 micrones).

5.4 Sección Eliminación De Agua

El concentrado de níquel procedente de la tercera limpiadora se someterá a proceso de almacenamiento, reducción de agua y secado en una cocha de concreto.

El rebose de la cocha con bajo contenido de sólidos, se enviará a la planta de tratamiento de agua de mina.

5.5 Disposición De Relaves

Los relaves del circuito de recuperación de níquel se enviarán conjuntamente con los relaves de Cu-Pb-Zn a la relavera principal (ver el flow sheet de la Planta Concentradora Andaychagua adjuntado en anexos).

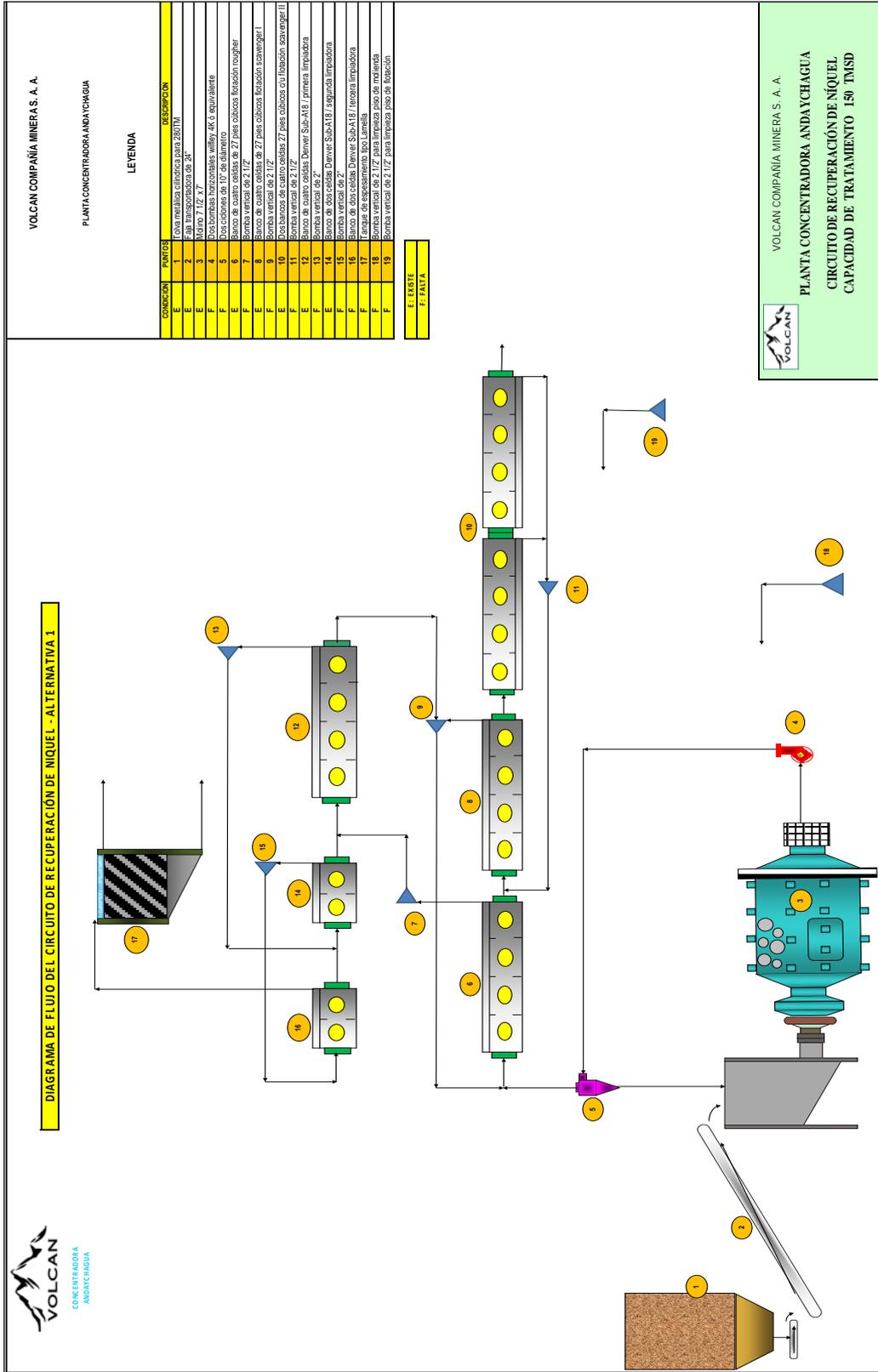


Figura N°5.1: Circuito con alternativa 1.

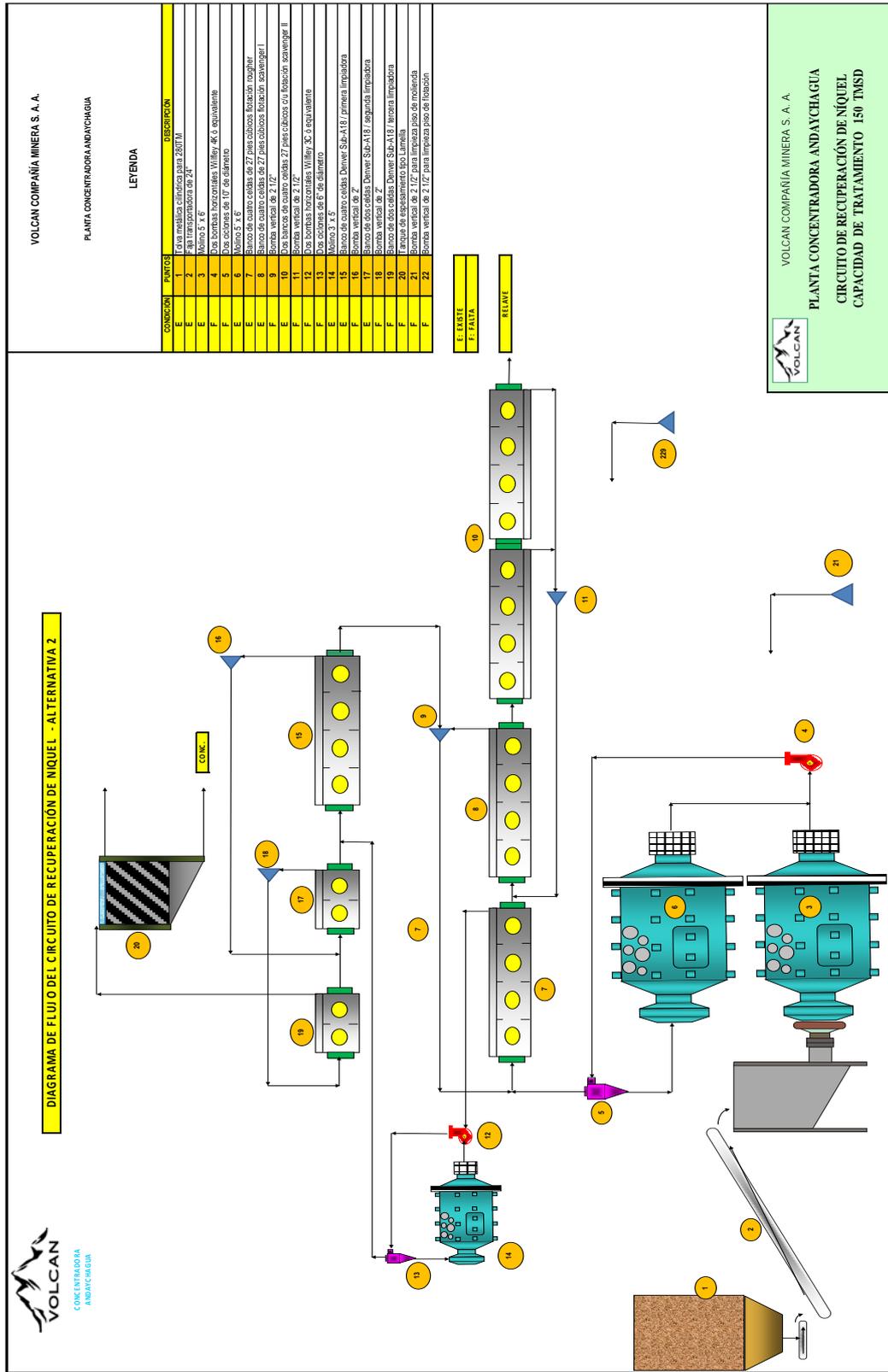


Figura N°5.2: Circuito con alternativa 2

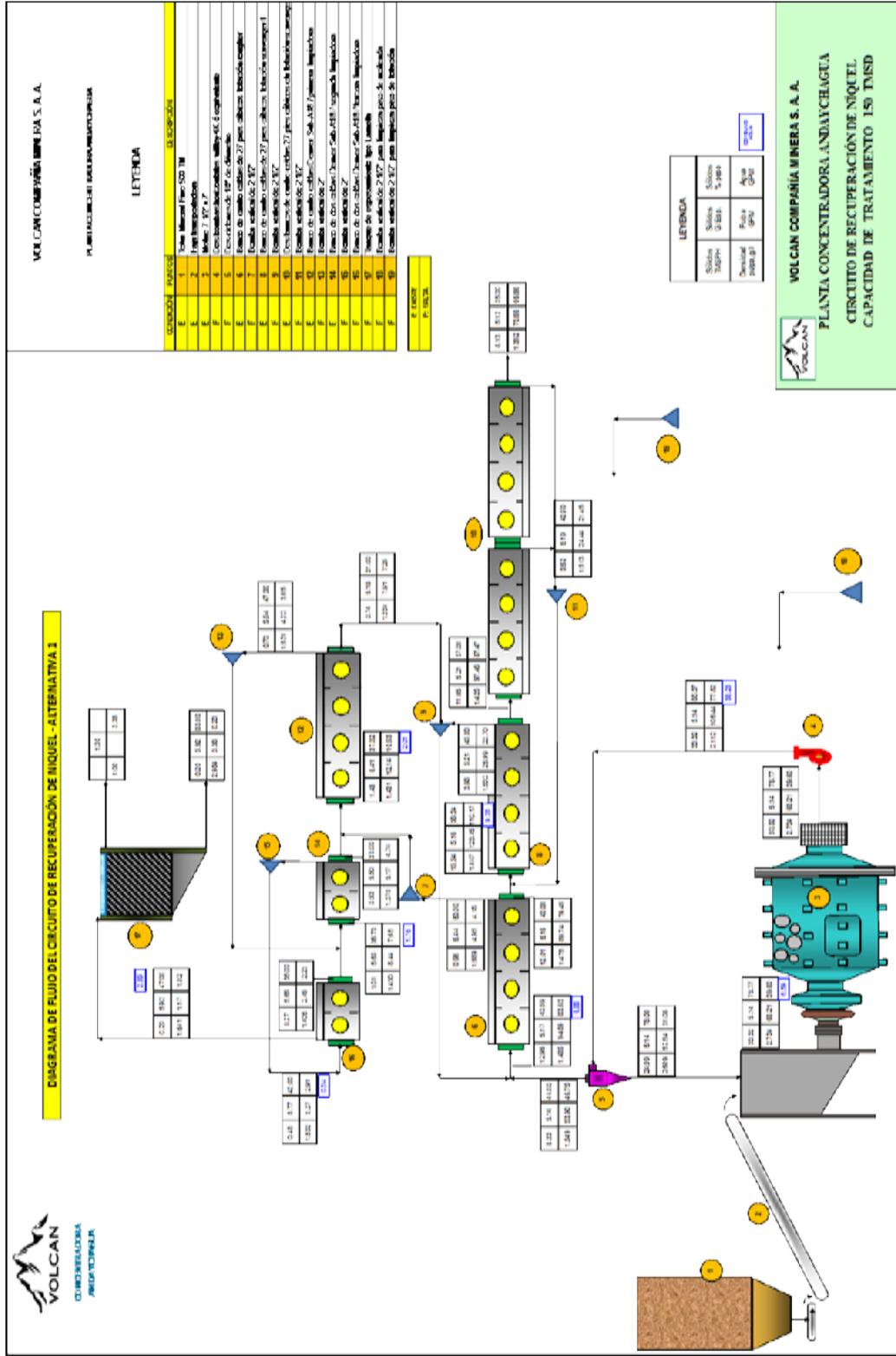


Figura N°5.3: Balance de materiales en el circuito de flotación

CONCLUSIONES

1. De acuerdo a la carga superficial del mineral de Millerita se observa que esta presenta carga negativa entre $\text{pH} = 0$ y $\text{pH} = 8$, entre $\text{pH} = 8$ y $\text{pH} = 11$ se tiene carga positiva y entre $\text{pH} = 11$ y $\text{pH} = 14$ la carga nuevamente se hace negativa, indicando esto que el rango de trabajo se encuentra entre $\text{pH} = 8$ y $\text{pH} = 11$ de las pruebas exploratorias Tabla 3.8 verificando el grafico del potencial zeta para la millerita.
2. En base a los resultados de las pruebas exploratorias (Diseño Experimental Plackett – Burman, Anexo 3) se concluye que es factible técnicamente obtener grados comerciales de concentrados de Níquel con altas recuperaciones (81,07%), siendo la principal variable el tiempo de flotación.
3. Cinéticamente, también, se demuestra que es factible obtener altas recuperaciones de Níquel (80.40%) con grados de concentrados de valor comercial.
4. El tiempo óptimo de flotación rougher + scavenger, a nivel batch, fue 15 minutos y considerando los criterios de Agar, para una recuperación superior a 80% la relación T/t debe ser de 1.05 para 20 celdas, por lo que el circuito diseñado tiene alta garantía de generar “altas recuperaciones” porque la relación T/t es de 2.24 muy superior al 1.05.

5. Los minerales de Níquel presentan otros tipos de especies que pueden incrementar el valor económico del mineral, presentando altas recuperaciones el Titanio, Torio, Cobalto.

BIBLIOGRAFÍA

1. **Acar S.** and **Somasaundaran, P.** “Effect of dissolved Mineral species on The Electrokinetic behavior of sulfides”. Mineral Engineering Vol. 5 Nro. 1 pp 27-40. 1992
2. **Agar Stratton, Gordon,** “Flotation Circuits Design”, CIM Bulletin – December 1980, pp: 173-181
3. **Bulatovic,** Srdjan M. “Handbook Flotation Reagents” Amsterdam, 2010.
4. **Castro S,** “Fundamentos Fisicoquímicos de la Flotación” Curso Panamericano de Metalurgia Extractiva, 1983.
5. **Consultora Minera Anglo Peruana S.A.** “Exploración Geológica Proyecto Trapiche – Yacimiento Ni-Co, Perú, 2008.
6. **Gagliuffi,** Pedro Miguel, “Análisis Mineralúrgico Muestra mineral de Níquel – San Cristóbal” Memorándum Interno del 14 de Enero del 2010.
7. **Gutiérrez R. Leonel – Sepúlveda,** Jaime E. “Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática”, Santiago de Chile, 1986.
8. **Soto Gallufe,** Amador; **Justo Rojas,** Luis Fredy; **Robles Salvatierra,** José Luis; “Experiencias Metalúrgicas en la Recuperación de Níquel”, 8° Congreso Nacional de Minería, Octubre del 2010.
9. **Weiss,** Norman. “SME mineral Processing Handbook” Publicado por

Society of Mining Engineers”, New York, 1985.

10. **Wiese J. Harris P.** “Optimising Collector Performance in the Production of High Grade PGM Concentrates” SME Anual Meeting – Denver, Colorado, Feb. 2009.
11. **Yoplac Castromonte, Edwilde,** “Modelos Matemáticos Para Reducción de Minerales y Flotación”, Instituto de Capacitación Minera, Abril del 2008.

ANEXOS

- ANEXO 1 -** Ubicación y Acceso – Geología del Yacimiento
- ANEXO 2 -** Pruebas Metalúrgicas
- ANEXO 3 -** Diseños Experimentales
- ANEXO 4 -** Metalurgia Integral del Níquel
- ANEXO 5 -** Flow Sheet De Planta Concentradora Andaychagua

ANEXO 1

Ubicación y Acceso – Geología del Yacimiento

Los mantos mineralizados de Ni-Co se encuentran ubicados a 1.00 Km al SE del centro poblado de San José de Andaychagua, (cercano a la zona de la relavera actual).

El acceso a la zona de estudio se realiza por vía terrestre desde Lima por la carretera central - Cut off por la vía carrozable al Campamento Marh Túnel, Campamento San Cristóbal - Campamento Andaychagua - Presa de relave Andaychagua y Proyecto Trapiche Yuraccgaga.

Geología regional de Volcán Compañía Minera S.A.A.

La Mina Trapiche - Yuraccgaga, que contiene los minerales de Ni - Co y otros, se ubica al SE del domo de Yauli, siendo un depósito del Tipo Estratoligado, emplazado en un horizonte calcáreo entre una secuencia de rocas metamórficas como las pizarras - filitas y metavolcánicos subdivididos en volcánicos básicos y volcanoclásticos del Grupo Excelsior de edad Paleozoica.

La mineralización de Ni-Co se presenta a manera de disseminaciones, venillas y concentraciones variables de millerita, pentlandita, asociados a pirita, localmente calcopirita; como gangas se muestran cuarzo, dolomía, calcita, ankerita y esporádica presencia de rodocrosita.

La alteración hacia las rocas hospedadas es de débil a moderada, se muestra una marcada silicificación dentro del horizonte mineralizado sobre imponiéndose a la dolomitización temprana. En superficie se puede observar el horizonte mineralizado, de coloración oscura por estar tapizada con patinas de óxidos de manganeso y óxidos de hierro, solo vislumbra una secuencia de venas y vetillas de cuarzo blanco cortando de forma transversal a la estructura, este cuarzo blanco vendría a ser residual.

ANEXO 2

Pruebas Metalúrgicas

Pruebas a Nivel de Laboratorio Metalúrgico - Yauli

En Octubre del 2004, se realizan pruebas, cuyos mejores resultados se obtienen con la mayor dosificación del promotor Hostafлот M-92, prueba N° 9.

En la prueba N° 11, se realizaron 2 etapas de limpieza para el concentrado Rougher, conseguido de acuerdo a las condiciones de la prueba N° 9, obteniéndose un grado de concentrado de 20.38% Ni y 1.84% Co.

Con estos logros se confecciona un Balance Metalúrgico Estimado, donde las recuperaciones se encuentran cerca al 50.0%; se estima que estos resultados podrían mejorar, cuando se trate este mineral a nivel industrial.

Tabla 1: Data en la etapa de limpieza al concentrador rougher

Stage	pH	Time mins	Reagents as grms/T float feed.			
			NaCN	Hostafлот M-92	Z-11	Flotanol
Molienda	8.20	9.00	5	24		
Acondic.	8.20	2			22	32
Rougher		4				
Scavenger		3			10	16
I Limpieza		2	2			
II Limpieza		2				

Observaciones: Se realiza dos etapas de limpieza al concentrador Rougher, para determinar el grado de enriquecimiento del concentrado. Se llega al 20.38%Ni y 1.84%Co.

Tabla 2: Prueba Nro. 11. Prueba de flotación batch muestras de Co-Ni

FECHA :		Octubre 2004		MUESTRA : Mineral de Co-Ni	
PRUEBA Nº :		11			
PRODUCTO	% PESO	ENSAYES QUIMICOS		DISTRIBUCION, %	
		% Ni	% Co	Ni	Co
Conc. II Limpieza	1.24	20.38	1.84	32.87	29.96
Rel. II Limpieza	1.29	4.88	0.50	8.15	8.44
Conc. I Limpieza	2.53	12.49	1.16	41.02	38.40
Relave I Limpieza	4.54	1.65	0.18	9.71	10.70
Conc. Rougher	7.08	5.53	0.53	50.73	49.09
Conc. Scavenger	3.50	0.90	0.09	4.08	4.12
Rog. + Scav.	10.58	4.00	0.38	54.82	53.21
Relave Final	89.42	0.39	0.04	45.18	46.79
Cabeza Calculada	100.00	0.77	0.08	100.00	100.00
Cabeza Ensayada		0.76	0.07		

Tabla 3: Balance metalúrgico estimado – Mineral Ni-Co

PRODUCTO	T.M.S.P.H	%	ENSAYES		RECUPERACIONES %	
			% Ni	% Co	Ni	Co
Cabeza	100.00	100.00	0.76	0.07	100.00	100.00
Concentrado	1.85	1.85	20.38	1.84	49.60	47.01
Relave	98.15	98.15	0.39	0.04	50.40	52.99
	100.00	100.00	0.76	0.07	100.00	100.00

Pruebas a Nivel de Planta - Concentradora Andaychagua

En el año 2004 entre los meses de Octubre y Noviembre se ha desarrollado una campaña de extracción de mineral de los afloramientos e ir acumulando para efectuar pruebas de tratamiento en la Planta Concentradora Andaychagua. Los resultados de la campaña son aproximadamente 500 TN de mineral acumulado en la cancha de Gruesos Planta Andaychagua y posterior tratamiento.

El 3 de enero del 2005, se realiza una prueba a nivel de planta, por un tiempo de 8 horas. El Balance Metalúrgico efectivo obtenido fue:

Tabla 4: Balance Metalúrgico efectivo - 3 de enero del 2005

Producto	TMS	% Peso	Ensayes				Recuperación			
			% Co	% Ni	% Pb	Oz Ag/t	% Co	% Ni	% Pb	% Ag
Alimento	517,00	100,00	0,04	0,43	0,23	1,05	100,00	100,00	100,00	100,00
Concentrado	6,28	1,21	0,84	9,51	15,08	59,26	27,18	25,51	81,45	68,69
Relaves	510,72	98,79	0,02	0,26	0,07	0,34	60,44	49,39	29,42	32,14
Cabeza Calculada	517,00	100,00	0,03	0,34	0,21	0,87	87,62	74,91	110,87	101,03

Tabla 5: Análisis granulométrico del relave

Malla Nº	% Peso	Ensayes			Distribución		
		% Co	% Ni	% Fe	% Co	% Ni	% Fe
65	7,78	0,02	0,29	5,20	7,78	11,37	6,10
200	26,91	0,02	0,23	5,00	26,91	31,19	20,29
400	15,05	0,02	0,19	7,40	15,05	14,40	16,79
-400	50,25	0,02	0,17	7,50	50,25	43,04	56,82
Cabeza Calculada	100,00	0,02	0,20	6,63	100,00	100,00	100,00
Cabeza Ensayada			0,23	6,60			

En el balance efectivo, calculado con el peso del concentrado y ensayes reportados por Lima, muestra una menor recuperación para el Co y Ni, resaltando una significativa pérdida indeterminada.

Se puede concluir que las bajas recuperaciones que se observa en el balance efectivo, especialmente de Ni-Co, se debe principalmente a la distorsión que sufre el balance, como consecuencia del menor peso que reporta el concentrado, por el contenido metálico que quedó en las celdas de flotación, y también por las menores leyes reportadas por Lima.

Se considera que los resultados metalúrgicos para el tratamiento de este mineral pueden mejorar, incrementando la ley de cabeza del mineral a tratar, y consiguiendo una mayor fineza granulométrica, en la molienda; para bajar los contenidos de Ni-Co en el relave, como se puede apreciar en el siguiente cuadro.

En el Análisis granulométrico del relave, se observa que las mayores pérdidas de níquel, en base a la distribución, se producen en las fracciones finas por debajo de los 74 micrones (malla 200) y en base a los ensayos; el mayor valor de níquel se encuentra en las fracciones gruesas equivalentes a +200 mallas.

Pruebas a Nivel de Laboratorio Metalúrgico - Plenge

El 2 de mayo del 2007 Plenge recibe 30 kilos de muestra, con el propósito de obtener un concentrado de níquel de valor y recuperación comercial.

Los ensayos de la muestra presentan los siguientes resultados; Ni: 1,33%, Fe: 5,0%, Mn: 26,1%, Mg: 2,0%, S(total): 0,5%.

Tabla 6: Resultados de las pruebas metalúrgicas

Prueba Nº	R.C.	Concentrado		Recuperación % Ni
		Tipo	% Ni	
1	7,8	Rougher	6,76	64,90
2	48,3	Cleaner	32,6	49,40
3	72,8	Cleaner con remolienda	47,6	49,00

ANEXO 3

Diseños experimentales

Los diseños factoriales permiten estudiar simultáneamente los efectos que varios factores pueden tener sobre un proceso. Cuando se realiza un experimento, variar los niveles de los factores simultáneamente, en vez de variarlos uno a la vez, es eficiente en lo que respecta a tiempo y costo, además de que permite estudiar las interacciones entre los factores. Las interacciones son la fuerza impulsora de muchos procesos. Si no se realizan experimentos factoriales, es posible que algunas interacciones importantes queden sin detectarse.

Diseño de exploración

En muchos usos de desarrollo de procesos y de manufactura, el número de variables potenciales de entrada (factores) es grande. La exploración (caracterización del proceso) se utiliza para reducir el número de variables de entrada identificando las variables de entrada clave o las condiciones del proceso que afectan la calidad del producto. Esta reducción permite que se concentre los esfuerzos de mejora del proceso en un pequeño conjunto de variables verdaderamente importantes, lo que se conoce como "pocos vitales".

La exploración también puede sugerir la "mejor" configuración o la configuración óptima para estos factores e indicar si existe o no una curvatura en las respuestas. A continuación, se puede efectuar la optimización del experimento para determinar los mejores valores de configuración y definir la naturaleza de la curvatura.

En la industria, los diseños factoriales de dos niveles completos y fraccionados y los diseños de Plackett - Burman se utilizan con frecuencia para "explorar" cuáles son los factores verdaderamente importantes que ejercen influencia en las mediciones de salida del proceso o en la calidad del producto. Estos diseños son útiles para ajustar modelos de primer orden (los cuales detectan efectos lineales), y pueden proveer información acerca de la existencia de efectos de segundo orden (curvatura) cuando el diseño incluye puntos centrales.

Diseños factoriales completos

En un experimento factorial completo, las respuestas se miden en todas las combinaciones de los niveles de factores experimentales. Las combinaciones de niveles de factores representan las condiciones en las cuales se medirán las respuestas. Cada condición experimental se denomina "corrida" y la medición de respuesta es una observación. La totalidad del conjunto de corridas es el "diseño".

Diseños factoriales de dos niveles

En un diseño factorial completo de dos niveles, cada factor experimental tiene sólo dos niveles. Las corridas experimentales incluyen **todas** las combinaciones de estos niveles de factores. Aunque los diseños factoriales de dos niveles no pueden explorar completamente una amplia región del espacio de los factores, sí pueden proporcionar información útil aplicando un número relativamente reducido de corridas por factor.

Debido a que los diseños factoriales de dos niveles pueden indicar las tendencias principales, se puede utilizarlos para obtener la orientación necesaria para fases posteriores de la experimentación. Por ejemplo, cuando se necesita explorar más una región donde se cree que puede existir una configuración óptima, se puede ampliar un diseño factorial para formar un diseño compuesto central.

Diseños de parcela dividida de dos niveles

En un diseño de parcela dividida de dos niveles, se puede especificar factores difíciles de cambiar en diseños de 2 niveles completos o fraccionados. Los niveles de los factores difíciles de cambiar se mantienen constantes para varias corridas, las cuales son tratadas colectivamente como una parcela completa, mientras que los factores fáciles de cambiar se varían en estas corridas, cada una de las cuales es una parcela subdividida.

Diseños factoriales completos generales

En un diseño factorial completo general, los factores experimentales pueden tener cualquier número de niveles. Por ejemplo, el Factor A puede tener dos niveles, el Factor B puede tener tres niveles y el Factor C puede tener cinco niveles. La corrida experimental incluye todas las combinaciones de estos niveles de factores. Los diseños factoriales completos generales se pueden utilizar en experimentos de optimización.

Diseños factoriales fraccionados

En un experimento factorial completo, las respuestas se miden en todas las combinaciones de los niveles de factores, las cuales podrían generar número prohibitivo de corridas. Por ejemplo, un diseño factorial completo de dos niveles con 6 factores requiere 64 corridas, un diseño con 9 factores requiere 512 corridas. Para minimizar el tiempo y el costo, se puede utilizar diseños que excluyan algunas de las combinaciones de niveles de factores. Los diseños factoriales en los cuales se excluyen una o más combinaciones de niveles se denominan **diseños factoriales fraccionados**.

Los diseños factoriales fraccionados son útiles en la exploración de factores porque reducen el número de corridas a un tamaño que pueda manejarse. Las corridas que se realizan son un subconjunto seleccionado o fracción del diseño factorial completo.

Cuando no se ejecuta todas las combinaciones de niveles de factores, algunos de los efectos se **confunden**. Los defectos que se confunden no pueden estimarse en forma separada y de ellos se dice que conforman estructuras de **alias**. Una herramienta de análisis estadístico (Minitab) muestra una tabla de alias que especifica los patrones de confusión. Debido a que algunos de los efectos se confunden y no se pueden separar de los otros efectos, la fracción debe ser cuidadosamente elegida para alcanzar resultados útiles. La selección de la "mejor fracción" con frecuencia exige un conocimiento especializado del producto o proceso que se investiga.

Diseños de Plackett-Burman

Diseños de experimentos factoriales de dos niveles con resolución clase III, que permiten investigar muchos factores a bajo costo. Los diseños de Plackett-Burman, se usan, para identificar los factores más importantes en las primeras etapas de la experimentación. Por lo general, estos diseños se utilizan con ocho o más factores (hasta 47).

En los diseños de Plackett-Burman, los efectos principales presentan una complicada y confusa relación con las interacciones de dos factores. Por lo tanto, debe utilizar estos diseños para estudiar los efectos principales, cuando esté dispuesto a partir del supuesto de que las interacciones de dos factores son insignificantes.

En los diseños de Plackett-Burman el número de corridas siempre es un múltiplo de cuatro (12 a 48). El número de factores debe ser menor que el número de corridas. Por ejemplo, un diseño con 12 corridas permite estimar los efectos principales para un máximo de 11 factores.

Supongamos que se está observando los diversos factores que inciden en la textura de un helado: contenido de grasa, temperatura de pasteurización, proceso de homogeneización, velocidad de mezclado, temperatura de desmoldeo, emulsionador, estabilizador y velocidad de enfriamiento. Puede aplicar un experimento de Plackett-Burman para identificar los efectos principales más importantes, utilizar diseños fraccionales o factoriales completos para estudiar los efectos en mayor profundidad, y luego utilizar los diseños de superficie de respuesta para optimizar su proceso.

Corrida (DOE)

Cada condición experimental o combinación de niveles de factor en la cual se miden las respuestas. Típicamente, cada corrida corresponde a una fila en la hoja de trabajo y tiene como resultado una o más mediciones de respuesta u observaciones. Por ejemplo, usted realiza un diseño factorial con dos factores, cada uno con dos niveles. El experimento tiene cuatro corridas:

Tabla 7: Numero de Corridas (DOE)

Corrida	Factor1	Factor2	Respuesta
1	-1	-1	11
2	1	-1	12
3	-1	1	10
4	1	1	9

Cuando se realiza un experimento, el orden de la corrida deberá ser aleatorio.

Cada corrida corresponde a un punto de diseño y el conjunto completo de corridas es el diseño. Ejecuciones múltiples de las mismas condiciones experimentales se consideran corridas separadas y se denominan réplicas.

Diseño factorial de dos niveles

Diseño experimental donde cada factor tiene sólo dos niveles sin contar los puntos centrales.

Los diseños factoriales de dos niveles se utilizan con frecuencia para proveer dirección para experimentación posterior. Por ejemplo, cuando se necesita explorar más una región donde se cree que puede existir una configuración óptima, puede ampliar un diseño factorial para formar un diseño compuesto central.

Los diseños factoriales de dos niveles pueden ser:

Factorial completo – las corridas experimentales incluyen todas las combinaciones de los niveles del factor.

Factorial fraccionado – las corridas experimentales incluyen sólo una fracción de todas las posibles corridas.

Cinética De Flotación

El diseño de un circuito de alto rendimiento (optimizado), se puede lograr mediante la aplicación de los criterios siguientes:

No agregar material para el concentrado que es inferior en grado, que la alimentación a la etapa de separación.

Maximizar la diferencia entre la recuperación del mineral deseado y la ganga.

Maximizar la eficiencia de separación.

Los libros de texto no proporcionan una descripción de cómo un circuito de flotación debe ser diseñado para un rendimiento óptimo y prácticamente no se da información sobre la manera de relacionar los resultados de pruebas por lotes (batch) y el comportamiento de las operaciones continuas.

En una publicación anterior, una técnica que se describe proporciona un método mediante el cual se ve que el resultado de una prueba de ciclo cerrado se puede predecir a partir de los resultados de un ensayo de lote (batch).

A pesar de que esta técnica puede utilizarse para predecir resultados de las pruebas de ciclo cerrado, no hay ninguna garantía de que un estado de equilibrio se alcanzará en un número razonable de ciclo o que cuando el estado de equilibrio se alcanza el resultado será satisfactorio. Por ejemplo, las grandes cargas circulantes pueden desarrollar que dan lugar a dificultades prácticas en la ejecución de los trabajos de prueba y probablemente conduciría a la

inestabilidad de las operaciones continuas, o si los tiempos de flotación seleccionados para la etapa de limpieza son muy largos, entonces el grado de concentrado deseado no se puede lograr.

Estas deficiencias en el punto de la tecnología de la necesidad de métodos por los cuales puede ser el diseño de circuitos de flotación optimizado, especialmente cuando no hay más datos de prueba por lotes en los que basar el diseño. En este trabajo, los criterios para el diseño de un circuito optimizado serán examinadas y algunas aplicaciones experimentales de los criterios seleccionados su supervisión.

Metodología

De los muchos factores físicos que intervienen en el diseño y operación de un circuito de flotación, el tiempo de residencia es probablemente el más crítico. Lo cual se presume en los argumentos que siguen, que la química de flotación ha sido seleccionado para maximizar la selectividad, aunque es obvio que los criterios de optimización también son útiles para la selección de las condiciones químicas óptimas. Los factores mecánicos como la densidad de la pulpa, la intensidad de la agitación y la tasa de aireación se sabe que juegan un papel importante en el proceso de flotación, pero no será tratado aquí, así que el énfasis se puede dar a la cuestión crítica del tiempo de residencia.

La flotación en general puede considerarse como un proceso de

primer orden, con un componente no flotable de las especies minerales valiosos. Esto lleva a una ecuación de velocidad de la siguiente forma:

$$R = RI(1 - \exp(-Kt)) \quad E.1$$

Donde:

R = recuperación después del tiempo t

RI = recuperación idealizada después de un tiempo infinito en teoría

k = tasa constante de primer orden

t = tiempo de flotación

Los parámetros de esta ecuación se puede determinar a partir de pruebas de flotación batch, mediante la recopilación de concentrarse de forma incremental y por lo tanto la medición de la recuperación en función del tiempo de flotación. Una vez que la ecuación de velocidad se ha determinado, se convierte en una cuestión de seleccionar el tiempo de flotación óptima. Después que el óptimo tiempo de flotación ha sido determina, el factor de corte apropiado se puede extraer de los datos a nivel batch y de simulación continua.

Criterios de optimización

Tres criterios relacionados entre sí serán considerados para la determinación del tiempo óptimo de flotación.

Criterio 1: No añadir material al concentrado si el grado es menor que la alimentación a la etapa de separación

Obviamente, la flotación o cualquier otro proceso de separación física en la intención de ser una operación de actualización, por lo tanto, es lógico que ningún material en el grado más bajo que el alimento debe ser añadido a la concentración. Si este argumento no era cierto, entonces sería apropiado para by-pass del separador y agregar la fuente directamente a la concentración. De acuerdo con este criterio, la flotación se debe continuar hasta que la ley del concentrado incremental alcanza el grado de alimentación.

Criterio 2: maximizar la diferencia entre la recuperación del mineral deseado y la ganga

La recuperación en función del tiempo de flotación se define por la ecuación E.1. Podemos definir una cantidad que es la diferencia en la recuperación entre los minerales valiosos y la ganga, por lo que:

$$\begin{aligned} \Delta &= R_a - R_b = RI_a(1 - \exp(-k_a t)) - RI_b(1 - \exp(-k_b t)) & E.2 \\ \Delta &= R_a - R_b = RI_a - RI_a \exp(-k_a t) - RI_b + RI_b \exp(-k_b t) \end{aligned}$$

Para aprovechar al máximo esta diferencia, establecer el resultado igual a cero, por lo tanto:

$$\frac{\partial \Delta}{\partial t} = 0 = RI_a(k_a) \exp(-k_a t) - RI_b(k_b) \exp(-k_b t) \quad E.3$$

Donde:

$$t = \frac{\ln\left(\frac{RI_a}{RI_b}\right)}{k_a - k_b} \quad E.4$$

Un corolario de este criterio se consigue de la ecuación E.1

$$R = RI(1 - \exp(-kt))$$

$$\frac{\partial R}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial t} (RI \exp(-kt)) \quad \text{rate of flotation}$$

$$\frac{\partial R}{\partial t} = RIk \exp(-kt) \quad E.5$$

Comparando con la ecuación E.3, se tiene:

$$\frac{\partial \Delta}{\partial t} = 0 \quad \text{When} \quad \left(\frac{\partial R}{\partial t} \right)_a = \left(\frac{\partial R}{\partial t} \right)_b$$

La máxima diferencia en la recuperación de dos componentes mineralizados corresponde al momento en que las dos ratios (tasas) de flotación son iguales.

Criterio 3: maximizar la eficiencia de separación

La eficiencia de separación se puede conceptualizar como la diferencia en la recuperación del mineral con valor económico y la ganga en el concentrado:

$$SE = R_a - R_b \quad E.6$$

La eficiencia de separación define la fracción de la alimentación que se sometieron a una separación perfecta. De la definición de la eficiencia de la separación dada por E.6 está claro que esta es la misma que la cantidad definido por E.2, de modo que la eficiencia de separación es máxima cuando:

La diferencia en la recuperación entre los minerales valiosos y la ganga es máxima;

Las tasas de flotación de minerales valiosos y de ganga son iguales.

Si la eficiencia de separación (SE) se define como sigue:

$$SE = \frac{RM(c-f)}{c(M-f)} \quad E.7$$

Donde:

R = recuperación = Wc / Ff

M = contenido metálico de los minerales valiosos

c = ensayo de concentrado acumulado

F = peso del alimento

f = ensayo de alimentación

W = peso de concentrado

$$SE = \frac{WcM}{Ffc} \left(\frac{c-f}{M-f} \right)$$

Para determinar el momento en que la eficiencia de separación es máximo, establecer la diferencia igual a cero, por lo tanto:

$$\frac{\partial SE}{\partial t} = \frac{M}{Ff(M-f)} \left((c-f) \frac{dW}{dt} + W \frac{dc}{dt} \right) = 0 \quad E.8$$

$$\int_0^t Gdw = Wc \quad E.9$$

Donde G es el grado de concentrado instantáneo.

$$GdW = Wdc + cdW$$

$$G = W \frac{dc}{dW} + c$$

multiply by dW/dt

$$\frac{GdW}{dt} = W \frac{dc}{dt} + c \frac{dW}{dt} \quad E.10$$

substituting E.10 in 8 yields :

$$\frac{dSE}{dt} = \frac{M}{Ff(M-f)} \left[c \frac{dW}{dt} + f \frac{dW}{dt} + G \frac{dW}{dt} - c \frac{dW}{dt} \right] = 0$$

$$G = f \quad E.11$$

De este modo, se demuestra que cuando la eficiencia de separación es máximo el grado de concentrado instantáneo también lo es.

El uso de la ecuación E.2 implica que la ecuación E.1 se sigue con exactitud. De hecho, cuando se utilizan los datos de las pruebas batch, es raro que la ecuación de velocidad inicie en cero. Para superar esta dificultad, es necesario introducir una corrección en el tiempo. La ecuación E.1 se convierte entonces en la siguiente forma:

$$R = RI(1 - \exp k(t + \Theta)) \quad E : 1^*$$

Subsequently, the determination of the optimum time follows :

$$t = \frac{\ln RI_a K_a / RI_b K_b - K_a \Theta_a + K_b \Theta_b}{K_a - \Theta_b}$$

Metodología De Gordon Agar Stratton

El diseño del circuito de flotación viable puede ser considerado como un problema de dos niveles:

El primer nivel está relacionado con el desarrollo de una unidad de celda apropiada.

El segundo nivel considera el escalamiento de un esquema de tratamiento de pequeña escala (batch) a una continua de plena escala de funcionamiento.

El diseño de una celda de flotación consiste en una serie de parámetros físicos tales como la intensidad de aireación, los patrones de flujo de pulpa, la eliminación de espuma, la geometría de turbina,

etc. Actualmente no se dispone de un modelo experimental que considere estos parámetros. Como resultado, esta etapa del diseño, es principalmente la responsabilidad del fabricante del equipo, por lo que normalmente se lleva a cabo utilizando métodos semi-empíricos basados en las experiencias anteriores.

Limitaciones del diseño

Para la configuración del diseño general y la lógica de flujo de un circuito de tratamiento continuo es necesario especificar:

El tiempo de retención total necesaria: es decir de los acondicionadores y de las celdas de flotación.

La lógica del circuito que incluyen el número de unidades y si los circuitos a emplearse serán en paralelo o en serie.

La teoría química detallada de los sistemas de tratamiento en particular no es necesaria para este propósito, pero con precisión un "reacción" modelo del proceso en términos de tasas de acondicionamiento y flotación si son necesarios.

Desafortunadamente, mientras que una buena parte de la química básica de flotación se ha establecido en los últimos años, la aplicación de la teoría de la reacción a este proceso hasta ahora sólo ha tenido un éxito limitado.

La flotación es normalmente considerada como un proceso de primer orden, a pesar de la constante de velocidad así definida es un valor medio y debería ser reemplazada por una distribución de constantes de velocidad, ya que dependerá de la composición y el tamaño de las partículas, incluso para una sola especie mineral. De ello se deduce que la constante de velocidad para un proceso en particular normalmente se reducirá flujo abajo a través del circuito debido a la eliminación progresiva de los materiales más fácilmente flotantes. El acondicionamiento o el proceso de adsorción del reactivo también obedecen a una cinética de primer orden en muchos casos y es, probablemente, menos sujetos a la variación de la velocidad.

En vista de estas y otras limitaciones, que se mencionarán a medida que surgen, la teoría de la reacción convencional no se puede aplicar rigurosamente a los circuitos de flotación, a pesar de que es capaz de proporcionar una guía útil para los cambios en el rendimiento que pudieran derivarse de la alteración de la lógica de flujo. Esta información puede ser utilizada para complementar y reemplazar en parte el proceso de diseño tradicional.

Teoría de Primer Orden Batch y reacciones continuas

A excepción de las reacciones de orden cero, en general, la tasa de cambio de la concentración puede ser descrita de la siguiente manera:

$$dC / dt = f (C) \quad (1)$$

Donde $f (C)$ es una función de la concentración de C . Si la reacción es de primer orden, $f (C)$ puede ser reemplazado por $k * C$, donde k = tasa constante.

Entonces:

$$dC / dt = k * C \quad (2)$$

Sobre la integración de la ecuación (2) entre la concentración de C_0 en el inicio de la reacción y la concentración de C_t después de un tiempo t .

$$C_t = C_0 \cdot e^{-kt} \quad (3)$$

La proporción de reaccionar, o la "recuperación", está dada por:

$$R_B = 1 - (C_t / C_0) = 1 - e^{-kt} \quad (4)$$

Teniendo en cuenta el cambio de concentración que ocurren en un intervalo de tiempo dt :

$$V \cdot dC = F (C_0 - C_t) dt$$

$$- dC / dt = (F / V) * (C_0 - C_t) \quad (5)$$

La reacción es de primer orden y el tiempo medio de retención es

$$T = V / F$$

$$k \cdot C_t = (F / V) (C_0 - C_t) = (1 / T) * (C_0 - C_t)$$

$$C_t = C_0 (1 / (1 + kT)) \quad (6)$$

La proporción de reaccionar, o la "recuperación", está dada por:

$$R_c = 1 - (C_t / C_0) = 1 - (1 / (1 + kT)) = kT / (1 + kT) \quad (7)$$

Las ecuaciones (5) a (7) se obtuvieron a partir de una reacción de fase única y continua. Si hay "n" etapas y "T" denota el tiempo de

retención total en todos las "n" etapas, la expresión de la recuperación se convierte en:

$$R_c = 1 - (1 / (1 + (kT / n)))^n \quad (8)$$

Utilizando las ecuaciones (4) y (8) es posible determinar las condiciones bajo las cuales se logró la recuperación misma en los procesos por lotes y el tratamiento continuo.

Para una reacción de primer orden, la condición para que la misma recuperación en lotes y la condición sean continuo:

$$1 - e^{-kt} = 1 - (1 / (1 + (kT / n)))^n \quad (9)$$

La ecuación (9) puede ser reorganizado para encontrar la razón de los tiempos de retención necesarios para lograr esta igualdad:

$$(T / t) = (e^{kT/n} - 1) / (kT / n) \quad (10)$$

El valor de esta relación se da en la siguiente tabla para las recuperaciones que van desde 75% a 99% hay "n" reactores en serie en el circuito continuo.

Tabla 8: Ratio (T / t) para varias recuperaciones - %

No. REACTORES (n)	RECUPERACIONES					
	75%	80%	85%	90%	95%	99%
1	2.18	2.47	2.99	3.90	6.36	21.40
2	1.45	1.53	1.67	1.87	2.32	3.90
3	1.28	1.32	1.39	1.51	1.72	2.35
4	1.20	1.23	1.28	1.35	1.49	1.87
5	1.15	1.18	1.22	1.27	1.37	1.64
10	1.07	1.09	1.10	1.13	1.17	1.27
20	1.04	1.04	1.05	1.06	1.08	1.13

Cuando el número de reactores continuos se incrementan, el tiempo de retención requerido disminuye en el circuito continuo,

hasta que con $n = \infty$ la relación T / t se convierte en la unidad.

Circuitos en serie y paralelo

El momento ha dado por sentado que los reactores continuos se montan en serie. Por una simple extensión de los análisis anteriores, el efecto de la introducción de los circuitos en paralelo puede ser examinado.

Sea:

n = número total de reactores

V = Volumen de cada reactor

N = Número de circuitos en paralelo

F = Volumen total del caudal en el sistema

Si cada circuito contiene el mismo número de reactores:

Número de unidades por circuito = n / N

Caudal por circuito = F / N

Por el volumen del circuito = nV / N

Tiempo de retención por circuito = $(nV / N) / (F / N) = nV / F$

El grado de finalización de la reacción será la misma en cada uno de los circuitos, ya que son idénticos por lo que la recuperación puede calcularse a partir de la ecuación (8);

$$R_c = 1 - 1 / (1 + (NVK / F) / (n / N))^{n/N}$$

$$R_c = 1 - (1 / (1 + (NVK) / F))^{n/N} \quad (11)$$

En la ecuación (11) la cantidad V / F , representa el tiempo de retención por unidad = T / n , donde T es el tiempo de retención total

en cada circuito. Haciendo esta sustitución:

$$R_c = 1 - (1 / (1 + (NTK / n)^{n/N})) \quad (12)$$

Ejemplos de la relación entre R_c , n , y N son los siguientes:

R_c = recuperación continua del circuito

n = número total de reactores

N = Número de circuitos en paralelo

$n = 10$

N	R_c
1	0.800
2	0.776
5	0.714
10	0.636

$n = 64$

N	R_c
1	0.950
2	0.946
4	0.940
8	0.926
16	0.898
64	0.754

Aplicación de la Teoría a la Reacción de Acondicionamiento y

Flotación

Acondicionamiento

La "reacción" implicado aquí es la adsorción de los reactivos sobre la superficie de las partículas minerales y la concentración que se considera sería la concentración residual del reactivo en la fase líquida. Si el diseño a gran escala se va a intentar a partir de los resultados de los trabajos por lotes (batch), la siguiente información debe ser considerada:

Concentración óptima de reactivo inicial.

Tiempo óptimo de acondicionamiento batch.

La medición de la tasa de absorción de reactivo a una concentración inicial y seleccionada durante el tiempo de retención del lote completo.

El tiempo de acondicionamiento se requiere bajo condiciones continuas de cualquier combinación de unidades, puede estimarse, ya sea gráficamente o por cálculo.

Flotación

En la aplicación de la teoría de la reacción de la flotación, es necesario suponer que el volumen de la pulpa eliminado en el concentrado se puede despreciar en comparación con la velocidad de flujo de relaves. Por otra parte, el avance puede ser tomado como el promedio de los alimentos y los flujos de residuos.

Si esta suposición es concedida, las ecuaciones (1) a (11) se pueden aplicar a la flotación del mineral valioso en la alimentación, aunque con una restricción importante. Como se mencionó en la introducción, normalmente habrá una distribución de constantes de velocidad dentro de un determinado material y la constante de velocidad instantánea o aparente cambia con el tiempo en una prueba de flotación batch o varían de punto a punto en un circuito de flotación continua.

Si los problemas de diseño consisten en estimar el

rendimiento continuo de los resultados de las pruebas de lote, el procedimiento gráfico descrito anteriormente es capaz de tomar la tasa de variación constante en cuenta.

Sin embargo, si es necesario para predecir el comportamiento a gran escala de circuitos paralelos de pequeña escala continua, los resultados obtenidos a partir de unidades relativamente pocos dispuestos en serie, que en general será necesario asumir constantes promedio de la tasa para determinados sectores del circuito, el desbaste por ejemplo, recolección de residuos.

Esto introduce un elemento de incertidumbre en los cálculos y los resultados se deben usar con precaución, aunque todavía pueden ofrecer una guía útil para el desempeño relativo que se espera de los arreglos de circuitos diferentes.

Hay una complicación adicional que supone la aplicación de la teoría de la reacción de la flotación porque no hay en efecto una segunda reacción en el progreso debido a la flotación de los minerales de la ganga.

Una pregunta importante que surge de esta conexión es ¿puede el tiempo de retención en una operación continua seleccionado dar la ley del concentrado mismo y la recuperación como en las condiciones por lotes (batch)?.

Esta pregunta puede ser respondida de la siguiente manera:

“la ley del concentrado puede ser la misma (iguales) en ambas operaciones, si la relación de los valores de ganga es invariable”, es decir, si A_o , A denota la concentración inicial y final de los minerales valiosos de una B_o , B_t representan la misma cantidad de la ganga, a continuación,

$$[(A_o - A) / (B_o - B_t)]_{\text{batch}} = [(A_o - A) / (B_o - B_t)]_{\text{continua}} \quad (13)$$

Si las cantidades en la ecuación (13) se sustituyen en términos de las relaciones de reacción de primer orden con las constantes de velocidad apropiado k_A , k_B se puede demostrar que esta condición es equivalente a la ecuación que requiere (10) para mantener, tanto para los valores y la ganga. Ya que esto sólo es posible cuando $k_A = k_B$, se deduce que el mismo grado de concentrado y la misma recuperación sólo se puede lograr en la condición batch y continua en el caso especial en que la ley del concentrado es de 50%.

En general, será mejor elegir el tiempo de retención a fin de obtener la misma recuperación y luego ajustar el proceso para dar un adecuado equilibrio entre la ley y recuperación.

ANEXO 4

Metalurgia Integral del Níquel

Tomando como base las variables de la Prueba N° 3, se realiza una prueba integral que contempla una etapa rougher, dos etapas scavenger y tres etapas de limpiadoras. Los resultados muestran que se puede obtener un concentrado con 18.10% Ni y un relave final con 0.17% Ni.

Tabla 9: Prueba final del Ni a condiciones de la prueba Nro 3

PRODUCTOS	% PESO	ENSAYES		DISTRIBUCIONES	
		%Ni	%Fe	%Ni	%Fe
Tercera Limpiadora - Concentrado de Níquel	0,91	18,10	2,45	24,47	0,40
Relave Tercera Limpiadora	1,22	12,01	3,00	21,66	0,65
Concentrado Segunda Limpiadora	2,13	14,62	2,76	46,13	1,05
Relave Segunda Limpiadora	2,32	6,15	4,50	21,18	1,87
Concentrado Primera Limpiadora	4,45	10,20	3,67	67,31	2,92
Relave Primera Limpiadora	3,84	0,85	6,50	4,83	4,46
Concentrado Rougher	8,29	5,87	4,98	72,14	7,38
Concentrado Scavenger I	4,34	0,70	7,25	4,51	5,63
Concentrado Scavenger II	3,95	0,40	9,20	2,34	6,49
Relave	83,42	0,17	5,40	21,01	80,50
Cabeza Calculada	100,00	0,67	5,60	100,00	100,00
Cabeza Ensayada		0,61	5,20		

Balance Metalúrgico Proyectado

En base de los resultados obtenidos en la Prueba Integral, se presenta el Balance Metalúrgico Proyectado siguiente:

Tabla 10: Balance metalúrgico proyectado – Mineral de Ni

PRODUCTOS	% PESO	ENSAYES		DISTRIBUCIONES	
		%Ni	%Fe	%Ni	%Fe
Cabeza	100,00	0,61	5,20	100,00	100,00
Concentrado de Níquel	2,45	18,10	2,45	72,82	1,13
Relave	97,55	0,17	5,40	27,18	98,87
Cabeza Calculada	100,00	0,61	5,33	100,00	100,00

Concentrado de Níquel

El concentrado de níquel, obtenido en la tercera etapa de limpieza de una segunda prueba integral presenta los ensayos siguientes:

Tabla 11: Valores contenidos en concentrado de Ni

Elementos		Unidad	Cantidad
Níquel	Ni	%	17,30
Talio	Tl	ppm	7,88
Escandio	Sc	ppm	1691,91
Titanio	Ti	ppm	6258,315
Bario	Ba	ppm	5881,04
Lantano	La	ppm	4666,44
Vanadio	V	ppm	9036,06
Estroncio	Sr	ppm	4770,10
Torio	Th	ppm	2393,83
Oro	Au	ppb	6790,64
Uranio	U	ppm	24,48
Cobalto	Co	ppm	5752,47
Plata	Ag	ppb	10726,85
Cobre	Cu	ppm	20829,57

Análisis cinético de los valores contenidos en el mineral

Las muestras obtenidas en la Prueba N° 3, se ensayan por valores de otras especies considerados en el mineral de cabeza y se analizan el comportamiento cinético de cada uno de ellos.

Cinética del Talio y el Escandio: En la tabla se puede observar que el Talio presenta un baja recuperación (27.00%)

originado por la baja velocidad de flotación ($K = -0.132$). El Escandio tiene una recuperación media (50.00%) favorecido por la mayor velocidad de flotación ($K = -0.200$).

Tabla 12: Cinética de flotación del talio y el escandio

Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		E N S A Y E S		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Tl ppm	Sc ppm	% Tl	% Sc	% Tl	% Sc
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	3,80	646,24	9,56	24,30	9,56	24,30
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	3,45	556,50	2,89	6,98	12,46	31,28
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	2,88	409,14	2,03	4,32	14,49	35,60
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	2,40	285,40	1,23	2,20	15,72	37,79
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	1,91	159,77	2,28	2,86	18,00	40,65
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	1,84	142,76	4,61	5,34	22,61	46,00
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	1,81	134,26	2,10	2,33	24,72	48,33
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	1,75	119,15	1,44	1,46	26,15	49,79
Relave			82,17	100,00	1,56	71,01	73,85	50,21	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		1,74	116,22	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					1,74	115,37				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Tl ppm	Sc ppm	% Tl	% Sc	% Tl	% Sc
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	3,80	646,24	1,64	92,00	11,30	27,84
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	3,72	623,80	1,62	84,81	12,30	29,94
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	3,57	586,50	1,60	80,53	14,12	33,57
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	3,44	552,62	1,59	78,54	15,72	36,54
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	3,12	471,13	1,58	76,66	18,34	40,97
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	2,73	371,77	1,57	73,30	21,90	45,94
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	2,62	342,52	1,57	71,83	24,69	48,77
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	2,55	324,64	1,56	71,01	26,20	49,75
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		1,74	116,22				
Parámetros de la Cinética			Código		Tl	Sc	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		27,000	50,000	$R(Tl) = 27.00 \cdot (1 - \exp(-0.132 \cdot (t + 3.597)))$ $R(Sc) = 50.00 \cdot (1 - \exp(-0.200 \cdot (t + 3.577)))$			
Rate de flotacion 1/min			K		-0,132	-0,200				
Constante			O		3,597	3,577				
Correlacion			C		99,50	98,99				

Cinética del Titanio y el Bario: En la tabla se puede observar que el Titanio presenta una alta recuperación (81.00%) a pesar de tener una baja velocidad de flotación ($K = -0.172$). El Bario tiene una recuperación media (60.00%) favorecido por la mayor velocidad de flotación ($K = -0.202$).

Tabla 13: Cinética de flotación del Titanio y el Bario

Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		E N S A Y E S		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Ti %	Ba ppm	% Ti	% Ba	% Ti	% Ba
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	2255,96	2185,87	43,38	30,53	43,38	30,53
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	1912,48	1868,76	12,26	8,70	55,64	39,23
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	1348,47	1348,04	7,27	5,28	62,91	44,51
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	874,84	910,76	3,44	2,60	66,36	47,12
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	393,97	466,80	3,61	3,10	69,96	50,22
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	328,90	406,72	6,30	5,66	76,26	55,88
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	296,36	376,68	2,63	2,43	78,89	58,31
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	238,51	323,27	1,50	1,47	80,39	59,78
Relave			82,17	100,00	54,25	153,16	19,61	40,22	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		227,30	312,92	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					224,05	309,92				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Ti %	Ba ppm	% Ti	% Ba	% Ti	% Ba
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	2255,96	2185,87	134,58	227,32	55,06	35,91
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	2170,09	2106,60	107,07	201,92	57,20	38,23
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	2027,30	1974,77	90,70	186,80	60,97	42,22
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	1897,63	1855,05	83,08	179,77	64,14	45,48
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	1585,75	1567,11	75,89	173,14	69,05	50,31
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	1205,44	1215,99	63,03	161,27	75,00	55,69
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	1093,48	1112,62	57,40	156,06	78,87	58,72
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	1025,04	1049,44	54,25	153,16	80,46	59,75
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		227,30	312,92				
Parámetros de la Cinética			Código		Ti	Ba	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		81,000	60,000	R(Ti) = 81.00*(1-EXP((-0.172)*(t + 6.109))) R(Ba) = 60.00*(1-EXP((-0.202)*(t + 4.007)))			
Rate de flotacion 1/min			K		-0,172	-0,202				
Constante			O		6,109	4,007				
Correlacion			C		98,14	99,04				

Cinética del Lantano y el Vanadio: En la tabla se puede observar que el Lantano presenta una recuperación media (66.00%) por una baja velocidad de flotación ($K = -0.187$). El Vanadio tiene una recuperación media (69.00%) favorecido por la mayor velocidad de flotación ($K = -0.240$).

Tabla 14: Cinética de flotación del Lantano y del Vanadio

Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		E N S A Y E S		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	La ppm	V ppm	% La	% V	% La	% V
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	1715,18	3304,01	34,19	36,23	34,19	36,23
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	1461,91	2812,10	9,71	10,28	43,90	46,51
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	1046,01	2004,34	5,85	6,16	49,75	52,67
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	696,77	1326,02	2,84	2,97	52,59	55,64
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	342,19	637,34	3,25	3,33	55,84	58,97
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	294,20	544,14	5,84	5,94	61,67	64,91
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	270,21	497,54	2,49	2,52	64,16	67,43
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	227,55	414,69	1,48	1,48	65,64	68,91
Relave			82,17	100,00	91,68	150,81	34,36	31,09	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		219,29	398,64	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					216,89	393,98				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	La ppm	V ppm	% La	% V	% La	% V
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	1715,18	3304,01	150,91	265,84	41,80	40,48
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	1651,86	3181,04	130,63	226,45	43,96	43,71
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	1546,57	2976,54	118,56	203,00	47,72	49,11
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	1450,95	2790,83	112,94	192,09	50,83	53,36
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	1220,98	2344,16	107,64	181,80	55,56	59,33
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	940,55	1799,50	98,16	163,38	61,06	65,30
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	857,99	1639,15	94,00	155,31	64,39	68,12
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	807,53	1541,14	91,68	150,81	65,64	68,87
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		219,29	398,64				
Parámetros de la Cinética			Código		La	V	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		66,000	69,000				
Rate de flotacion 1/min			K		-0,187	-0,240	R(La) = 66.00*(1-EXP((-0.187)*(t + 4.866)))			
Constante			O		4,866	3,178	R(V) = 69.00*(1-EXP((-0.240)*(t + 3.176)))			
Correlacion			C		99,11	97,72				

Cinética del Estroncio y el Torio: En la tabla se puede observar que el Estroncio presenta una recuperación baja (39.00%) por una baja velocidad de flotación (K = -0.151). El Torio tiene una recuperación alta (80.00%) a pesar de tener una menor velocidad de flotación (K = -0.163).

Tabla 15: Cinética de flotación del Estroncio y el Torio

Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		E N S A Y E S		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Sr ppm	Th ppm	% Sr	% Th	% Sr	% Th
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	1930,65	863,95	17,17	42,66	17,17	42,66
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	1686,97	732,66	5,00	12,06	22,17	54,72
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	1286,83	517,07	3,21	7,16	25,38	61,88
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	950,82	336,03	1,73	3,40	27,11	65,28
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	609,67	152,22	2,58	3,58	29,69	68,86
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	563,50	127,35	4,99	6,26	34,68	75,12
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	540,42	114,91	2,22	2,62	36,90	77,74
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	499,38	92,80	1,45	1,50	38,35	79,23
Relave			82,17	100,00	368,66	22,37	61,65	20,77	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		491,43	88,51	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					489,12	87,27				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Sr ppm	Th ppm	% Sr	% Th	% Sr	% Th
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	1930,65	863,95	425,64	53,07	20,84	54,61
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	1869,73	831,13	406,13	42,56	22,15	56,60
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	1768,43	776,55	394,51	36,30	24,51	60,12
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	1676,43	726,99	389,11	33,39	26,53	63,12
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	1455,17	607,77	384,01	30,64	29,78	67,82
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	1185,36	462,40	374,89	25,72	33,95	73,66
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	1105,93	419,60	370,89	23,57	36,95	77,62
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	1057,38	393,45	368,66	22,37	38,39	79,35
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		491,43	88,51				
Parámetros de la Cinética			Código		Sr	Th	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		39,000	80,000				
Rate de flotacion 1/min			K		-0,151	-0,163	R(Sr) = 39.00*(1-EXP((-0.151)*(t + 4.573)))			
Constante			O		4,573	6,535	R(Th) = 80.00*(1-EXP((-0.163)*(t + 6.535)))			
Correlacion			C		99,33	97,62				

Cinética del Oro y el Uranio: En la tabla se puede observar que el Oro presenta una recuperación media (63.00%) por una baja velocidad de flotación ($K = -0.146$). El Uranio tiene una recuperación baja (44.00%) afectado por la baja velocidad de flotación ($K = -0.136$).

Tabla 16: Cinética de flotación del Oro y el Uranio

Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		E N S A Y E S		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Au ppb	U ppm	% Au	% U	% Au	% U
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	2897,32	9,63	27,31	20,06	27,31	20,06
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	2537,46	8,35	7,97	5,80	35,28	25,86
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	1946,54	6,26	5,15	3,66	40,43	29,52
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	1450,31	4,50	2,80	1,92	43,22	31,44
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	946,50	2,72	4,25	2,69	47,47	34,13
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	878,32	2,47	8,24	5,13	55,71	39,27
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	844,23	2,35	3,68	2,27	59,39	41,53
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	783,62	2,14	2,41	1,46	61,80	42,99
Relave			82,17	100,00	215,57	1,46	38,20	57,01	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		463,73	2,10	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					468,47	2,09				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Au ppb	U ppm	Au ppb	U ppm	% Au	% U
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	2897,32	9,63	352,49	1,75	33,30	25,30
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	2807,36	9,31	318,69	1,65	35,39	26,52
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	2657,76	8,78	297,22	1,59	39,13	28,74
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	2521,90	8,30	286,01	1,56	42,36	30,68
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	2195,14	7,14	270,74	1,54	47,58	33,84
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	1796,69	5,73	239,87	1,49	54,38	38,10
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	1679,38	5,31	225,27	1,47	59,40	41,38
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	1607,68	5,06	215,57	1,46	61,88	43,12
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		463,73	2,10				
Parámetros de la Cinética			Código		Au	U	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			RI		63,000	44,000				
Rate de flotacion 1/min			K		-0,146	-0,136	$R(Au) = 63.00*(1-EXP((-0.146)*(t + 4.666)))$			
Constante			O		4,666	5,805	$R(U) = 44.00*(1-EXP((-0.136)*(t + 5.805)))$			
Correlacion			C		99,25	98,32				

Cinética del Cobalto y la Plata: En la tabla se puede observar que el Cobalto presenta una recuperación alta (77.50%) favorecido por una alta velocidad de flotación ($K = -0.202$). La Plata tiene una recuperación baja (40.00%) afectado por la baja velocidad de flotación ($K = -0.149$).

Tabla 17: Cinética de flotación del Oro y el Uranio

Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		ENSAYES		DISTRIBUCIONES		DISTRIB. ACUM.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Co ppm	Ag ppb	% Co	% Ag	% Co	% Ag
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	5752,47	4311,79	41,41	17,78	41,41	17,78
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	4881,32	3761,26	11,71	5,17	53,12	22,95
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	3450,80	2857,24	6,97	3,30	60,09	26,25
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	2249,53	2098,10	3,31	1,77	63,40	28,02
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	1029,92	1327,36	3,53	2,60	66,93	30,62
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	864,86	1223,05	6,20	5,02	73,13	35,64
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	782,33	1170,90	2,60	2,23	75,73	37,87
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	635,61	1078,18	1,49	1,45	77,22	39,32
Relave			82,17	100,00	168,29	782,85	22,78	60,68	100,00	100,00
Cabeza Calc.			100,00		607,19	1060,21	100,00	100,00		
Cabeza Ensayada					598,93	1055,00				
Productos de Flotacion	Tiempo de Flotacion		% Peso		GRADOS ACUM.		RELAVES ACUM.		DISTRIB. CALC.	
	Parcial	Acum	Peso	Acum	Co ppm	Ag ppb	Co ppm	Ag ppb	% Co	% Ag
Espumas 1	0,5	0,5	4,37	4,37	5752,47	4311,79	372,01	911,59	50,45	21,70
Espumas 2	0,5	1	1,46	5,83	5534,68	4174,15	302,24	867,50	53,04	23,01
Espumas 3	1	2	1,23	7,05	5172,53	3945,29	260,72	841,26	57,51	25,37
Espumas 4	1	3	0,89	7,95	4843,64	3737,45	241,40	829,05	61,16	27,40
Espumas 5	2	5	2,08	10,03	4052,62	3237,56	223,17	817,53	66,58	30,65
Espumas 6	4	9	4,35	14,38	3088,05	2628,00	190,56	796,92	72,62	34,86
Espumas 7	6	15	2,02	16,40	2804,07	2448,54	176,26	787,89	76,05	37,90
Espumas 8	8	23	1,43	17,83	2630,50	2338,85	168,29	782,85	77,21	39,36
Relave			82,17	100,00						
Relave			82,17	100,00						
Cabeza Calc.			100,00		607,19	1060,21				
Parámetros de la Cinética			Código		Co	Ag	ECUACIONES DE PRIMER GRADO			
Maxima Recuperacion %			Rl		77,500	40,000				
Rate de flotacion 1/min			K		-0,202	-0,149	R(Co) = 77.50*(1-EXP((-0.202)*(t + 4.721)))			
Constante			O		4,721	4,734	R(Ag) = 40.00*(1-EXP((-0.149)*(t + 4.734)))			
Correlacion			C		99,03	99,25				

ANEXO 5

Flow Sheet De Planta Concentradora Andaychagua

Se muestra un flow sheet general de toda la Planta Concentradora Andaychagua, integrado la Planta Concentradora del mineral de Níquel.