

INDICE

I.- INTRODUCCION	1
II.- MATERIALES Y EQUIPOS EMPLEADOS	2
III.- METODOLOGIA	3
IV.- RESULTADOS	6
V.- ANALISIS DE RESULTADOS	12
VI.- CONSIDERACIONES FINALES	24
VII.- PRUEBA A NIVEL DE 2 Kg.	28
VIII.- CONCLUSIONES	32
ANEXO N ° 1	33

ESTUDIO PRELIMINAR DEL CARBÓN NACIONAL CON LA POSIBILIDAD DE USAR COMO REDUCTOR.

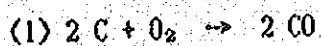
1.- INTRODUCCION

El mayor costo de operación del proceso de segregación se encuentra en el combustible y Reductor (Coke).

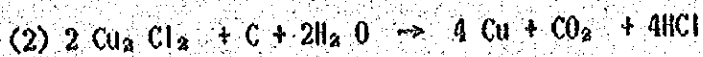
El coke es importado (Japón ó EE.UU.) y su demanda especialmente es en la Industria Siderurgica (Chimbote).

El Coke para la Industria Siderurgica es severamente limitada en cuanto a impurezas y granulometría por tal motivo es relativamente caro. Por otro lado para el proceso de segregación, el uso del coke en cuanto a granulometría e impurezas no es limitado cuanto más fino e barato. En cuanto al carbón de igual manera es barato y de facil molienda.

Funciones del coke en el proceso de segregación.



La ecuación indica que se mantiene ambiente reductor en el horno.



El cloruro de cobre es reducido a cobre-metal por coke el cual es despositado en la superficie.

Dentro de la función del Coke en la ecuación N° 1, es posible cubrir suficientemente utilizando carbón, significando bajos costos de operación y de importación. En este informe se ha realizado pruebas con este objetivo.

II.- MATERIALES Y EQUIPOS EMPLEADOS

El equipo y las muestras que se han utilizado para estas pruebas son las siguientes :

(1) Muestras :

A).- Mineral

Esmeralda Lado Sur, Mina Berenguela

Cu : 1.29% ~ 1.5%

Ag : 430 g/t ~ 480 g/t

Mn : 22.3%

B).- Carbón :

Carbón nacional antracítico, procedente de Ancash (Ancash - Pallasca).

Características Químicas :

Carbón fijo ;	83.60%
Volatilización ;	6.90%
Cenizas ;	9.50%
Agua ;	2.90%
Sulfuro ;	0.60%
Calorías ;	7.800
* B.T.U.	14.040

* B.T.U. British Thermal Unit
1 B.T.U. = 1.05506 K.J.

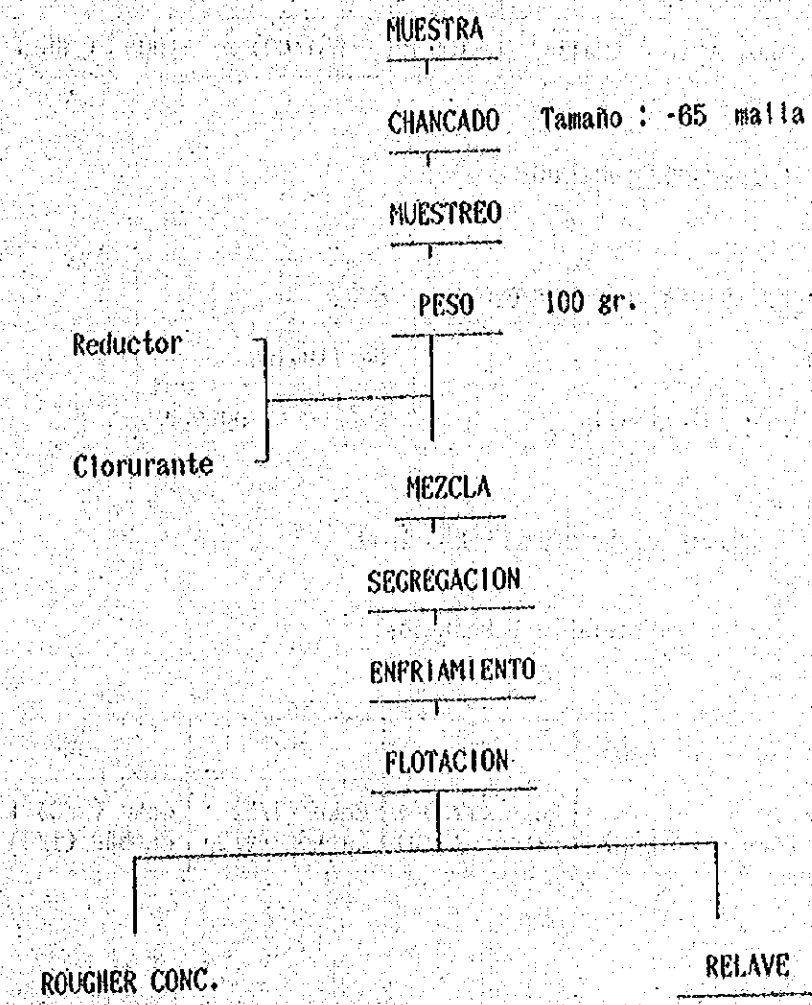
(2) Equipos

- Horno Tubular de 100 gr., tipo M.M.S.
- Horno Tubular de 2 Kg., tipo M.M.S.
- Celda de flotación, tipo M.S.

III).- METODOLOGIA

(1) Flow Sheet (Prueba Experimental)

FIGURA N.º 1



(2) Condiciones de las pruebas

Con la aplicación de métodos estadísticos (L_a, L_b) se llevarón a cabo 3 grupos de pruebas.

La primera fué analizada y según los resultados, se procedio hacer la segunda y la tercera.

(1) Condiciones Primera Prueba (L_a)

Parámetro variable : Reductor

Cantidad (% en peso)	5%	7.5%	10%
Granulometría (Malla)	-100 m	(-65+100) m	-100m (-65 + 100) m

Parámetros constantes :

Temperatura de segregación	800°C
Tiempo	30 minutos
Clorurante (Sal)	0.5% (en peso)

(2) Condiciones Segunda Prueba (L_a)

Parámetro variable : Reductor

Cant. (en peso)	4%	5%	6%
Mezcla (Coke + Carbón)	Coke (1/3) + Carbón (2/3)	Coke (1/2) + Carbón (1/2)	Coke (2/3) + Carbón (1/3)

Parámetros constantes :

Temperatura de segregación	800°C
Tiempo	30 minutos
Clorurante (Sal)	0.5% (en peso)

(3) Condiciones Tercera Prueba (La)Parámetros variables

Cantidad en peso	2%	3%
Temperatura	780°C	820°C
Tiempo	25 minutos	35 minutos

Parámetros constantes :

Mezcla ;	Coke (50%) + Carbón (50%)
Granulometría;	-65 malla
Cant. Clorurante en peso ;	0.5%

IV.- RESULTADOS

(1) Primera Prueba (L₁)

TABLA N° 1 Resultados de la Primera Prueba

N	NOMBRE	Peso (%)	LEY		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Condición Segregación
			Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
1	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 5% Tamaño : -100 m
	Cab. Calculada		(1.47)	(466)		100.0		100.0	
	Conc. Rougher	13.45	7.82	2.480	76.0	71.4	68.2	71.6	
	Relave Pérdida	71.50	0.53	185	26.8	28.6	27.4	28.4	
2	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 5% Tamaño : (-65 + 100 m) 50% -100 m 50%
	Cab. Calculada		(1.50)	(440)		100.0		100.0	
	Conc. Rougher	16.32	8.39	2.513	87.2	91.4	85.1	93.3	
	Relave Pérdida	67.42	0.19	44	8.2	8.6	6.1	6.7	
3	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 5% Tamaño : (-65 + 100 m)
	Cab. Calculada		(1.49)	(451)		100.0		100.0	
	Conc. Rougher	15.80	8.58	2.663	86.4	91.3	87.3	93.4	
	Relave Pérdida	67.90	0.19	44	8.2	8.7	6.2	6.6	
4	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 7.5% Tamaño : -100 m
	Cab. Calculada		(1.44)	(471)		100.0		100.0	
	Conc. Rougher	11.28	7.15	2.233	51.4	55.9	52.2	53.4	
	Relave Pérdida	75.71	0.84	290	40.5	44.1	45.6	46.0	

* Cabeza Calculada : $\text{Cont. Metal Conc. Rougher} + \text{Cont. Metal. Relave Cabeza}$

Ejem. Prueba # 1 : $\frac{13.45 \times 7.82 + 71.4 \times 0.59}{100} = 1.47$

TABLA N° 1 Resultados de la Primera Prueba (Continuación)

N	NOMBRE	Peso %	LEY		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Condición Segregación
			Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
5	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 7.5% Tamaño : -100 m 50% (-100 + 65 m) 50%
	Cab. Calculada		(1.51)	(437)					
	Conc. Rougher	16.05	6.58	1.950	67.3	70.1	64.9	71.6	
	Relave Pérdida	71.59	0.63	174	28.7	29.9	25.8	28.4	
6	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 7.5% Tamaño : (-100 + 65 m)
	Cab. Calculada		(1.49)	(449)					
	Conc. Rougher	15.22	7.34	2.525	71.2	79.1	79.7	85.7	
	Relave Pérdida	68.98	0.53	92	28.6	20.9	13.4	14.3	
7	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 10% Tamaño : -100 m
	Cab. Calculada		(1.40)	(443)					
	Conc. Rougher	14.50	6.01	1.825	58.9	66.1	58.3	63.4	
	Relave Pérdida	75.43	0.63	215	30.3	33.9	33.7	36.6	
8	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 10% Tamaño : -100 m (50%) (-100 + 65 m) 50%
	Cab. Calculada		(1.52)	(449)					
	Conc. Rougher	11.88	3.59	1.205	46.2	49.7	44.6	46.8	
	Relave Pérdida	76.25	0.88	0.283	46.6	50.3	50.6	53.2	
9	Cabeza	100.0	1.57	482	100.0	100.0	100.0	100.0	Carbon : 10% Tamaño : (-100 + 65 m)
	Cab. Calculada		(1.52)	(449)					
	Conc. Rougher	21.23	3.59	1.205	48.5	55.9	53.0	56.8	
	Relave Pérdida	68.32	0.88	0.283	38.3	44.1	40.2	43.2	
				Promedio de pérdida	7.2		6.3		

* La Ley Química ha sido realizada por el método de Agua Regia.

(2) Segunda Prueba (1a)

TABLA N° 2 Resultados de la Segunda Prueba

N	NOMBRE	Pesc %	LEY		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Condición Segregación
			Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
1	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 4% Carbón : 67% Coke : 33%
	Cab. Calculada		(1.28)	(426)					
	Conc. Rougher	14.9	8.20	2.350	94.7	95.2	77.8	82.3	
	Relave Pérdida	88.5	0.99	110	4.8	4.8	16.8	17.7	
2	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 4% Carbón : 50% Coke : 50%
	Cab. Calculada		(1.25)	(440)					
	Conc. Rougher	11.6	9.98	3.030	89.7	92.4	78.1	79.9	
	Relave Pérdida	73.5	0.13	120	7.4	7.6	19.6	20.1	
3	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 4% Carbón : 33% Coke : 67%
	Cab. Calculada		(1.28)	(445)					
	Conc. Rougher	15.1	8.00	2.400	93.6	94.0	80.5	81.4	
	Relave Pérdida	69.1	0.11	120	5.9	6.0	18.4	18.6	
4	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 5% Carbón : 67% Coke : 33%
	Cab. Calculada		(1.35)	(425)					
	Conc. Rougher	14.5	8.60	2.415	96.7	92.3	77.8	82.4	
	Relave Pérdida	69.3	0.15	108	-4.7	7.7	16.6	17.6	

TABLA N.º 2 Resultados de la Segunda Prueba (Continuación)

N	NOMBRE	Peso %	LEY		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Condición Segregación
			Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
5	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 5% Carbón : 50% Coke : 50%
	Cab. Calculada		(1.30)	(434)					
	Conc. Rougher	15.4	7.85	2.290	93.7	92.7	78.4	81.2	
	Relave Pérdida	67.9	0.14	120	7.4	7.3	18.1	18.8	
6	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 5% Carbón : 33% Coke : 67%
	Cab. Calculada		(1.34)	(450)					
	Conc. Rougher	18.6	6.75	2.000	97.3	93.7	82.7	82.8	
	Relave Pérdida	64.6	0.13	120	6.5	6.3	17.2	17.2	
7	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 6% Carbón : 67% Coke : 33%
	Cab. Calculada		(1.30)	(447)					
	Conc. Rougher	11.0	9.25	2.800	78.3	78.1	68.5	68.9	
	Relave Pérdida	73.2	0.39	190	22.1	21.9	30.9	31.1	
8	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 6% Carbón : 50% Coke : 50%
	Cab. Calculada		(1.32)	(444)					
	Conc. Rougher	14.7	7.70	2.280	87.7	85.9	74.5	75.6	
	Relave Pérdida	68.6	0.27	158	14.4	14.1	24.1	24.4	
9	Cabeza	100.0	1.29	450	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 6% Carbón : 33% Coke : 67%
	Cab. Calculada		(1.28)	(428)					
	Conc. Rougher	18.5	6.40	1.800	91.8	92.1	77.3	81.3	
	Relave Pérdida	66.8	0.15	120	7.8	7.9	17.8	18.7	
Promedio de pérdida					-0.9		2.8		

* Los análisis Químicos han sido realizados por el método de Acido Fluorhídrico

(3) Tercera Prueba (L₂)

TABLA N° 3 Resultados de la Tercera Prueba

N	NOMBRE	Peso %	LEY		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Condición Segregación
			Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
1	Cabeza	100.0	1.33	435	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 2% Temperatura : 780°C Tiempo : 25 minutos
	Cab. Calculada		(1.32)	(429)				100.0	
	Conc. Rougher	11.4	6.45	2.540	55.3	55.6	66.6	67.5	
	Relave Pérdida	74.3	0.79	188	44.1	44.4	32.1	32.5	
2	Cabeza	100.0	1.33	435	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 2% Temperatura : 780°C Tiempo : 35 minutos
	Cab. Calculada		(1.28)	(434)				100.0	
	Conc. Rougher	6.6	13.49	4.574	66.9	69.5	69.4	69.6	
	Relave Pérdida	78.1	0.50	169	29.4	30.5	30.3	30.4	
3	Cabeza	100.0	1.33	435	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 2% Temperatura : 820°C Tiempo : 25 minutos
	Cab. Calculada		(1.31)	(440)				100.0	
	Conc. Rougher	16.4	6.15	2.134	75.9	77.0	80.5	79.6	
	Relave Pérdida	66.5	0.45	135	22.5	23.0	20.6	20.4	
4	Cabeza	100.0	1.33	435	100.0	100.0	100.0	100.0	Reductor : 2% Temperatura : 820°C Tiempo : 35 minutos
	Cab. Calculada		(1.34)	(438)				100.0	
	Conc. Rougher	4.2	25.62	7.777	77.7	77.2	75.1	74.5	
	Relave Pérdida	78.1	0.39	143	22.9	22.8	25.7	22.5	

V). - ANÁLISIS DE RESULTADOS

Para la evaluación de las recuperaciones de A y B se está aplicando análisis de varianza.

En la recuperación de A, las pérdidas ocurridas se considera las ocasionadas en el proceso de segregación por la evaporización del cloruro cuproso. Es necesario puntualizar que es difícil lograr una muestra representativa y esto se puede observar en la dispersión de la ley de cabeza; una razón más para la variación de la recuperación.

En cambio en la recuperación de B, el valor es más exacto por la precisión del muestreo de los productos, pero las pérdidas ocasionadas en el proceso no pueden ser calculadas; entonces para justificar una buena recuperación se tiene que considerar a ambas con recuperaciones aproximadas.

Primero la

TABLA N ° 4 Análisis de varianza en la Recuperación de Cu

(1) Recuperación A :

Factor	SS	Ø	V	F°		Observación
Cantidad	1,368	2	684	8.14	*	$F_e^2 (0.01) = 10.9$
Tamaño	117	2	59			$F_e^2 (0.05) = 5.14$
Error	387	4	97			
			84			
Total	1,872	8				

* La cantidad de coke significa solo el 5%

Cantidad de carbón 5% recuperación de Cu $\bar{X}_1 = 83.2$

Cantidad de carbón 7.5% recuperación de Cu $\bar{X}_2 = 63.3\%$

Cantidad de carbón 10% recuperación de Cu $\bar{X}_3 = 51.2\%$

(2) Recuperación B :

Factor	SS	Ø	V	F°	Observación
Cantidad	1,106	2	553	4.98	$F_6^2 (0.01) = 10.9$
Tamaño	182	2	91		$F_6^2 (0.05) = 5.14$
Error	484	4	121		
			111		
Total	1,772	8			

* No hay significancia

Primer Lo.TABLA N° 5 Análisis de varianza en la recuperación de Ag(1) Recuperación A :

Factor	SS	Ø	V	F°	Observación
Cantidad	1,205	2	603	5.38	* $F_6^2 (0.01) = 10.9$
Tamaño	285	2	143		$F_6^2 (0.05) = 5.14$
Error	388	4	97		
			112		
	1,878	8			

* Hay significancia del 5% en la cantidad de carbón.

Cantidad de carbón 5% recuperación de Ag $\bar{X}_1 = 80.5\%$

Cantidad de carbón 7.5% recuperación de Ag $\bar{X}_2 = 65.6\%$

Cantidad de carbón 10% recuperación de Ag $\bar{X}_3 = 52.0\%$

(2) Recuperación B:

Factor	SS	θ	V	F°		Observación
Cantidad	1,381	2	691	4.27	*	$F_e^2 (0.01) = 10.9$
Tamaño	384	2	191	}		$F_e^2 (0.05) = 5.14$
Error	589	4	147			
Total	2,354	8				

* No hay significancia

Considerando los resultados obtenidos en las recuperaciones de Cu y Ag, en cuanto a la cantidad de carbón; en menor cantidad (5%) es favorable para su recuperación. Al aumentar la cantidad en 7.5% ó 10% tienen tendencia a bajar su recuperación.

Teniendo en cuenta estas consideraciones, se ha programado una corrida en 3 niveles de 4, 5 y 6%, en cuanto a la cantidad de carbón.

Segunda Prueba LaTABLA N ° 6 Análisis de varianza en recuperación de Cu

En cuanto al reductor (Carbón y Coke), en esta prueba estamos analizando sus efectos en cantidad y mezcla.

(1) Recuperación A :

Factor	SS	g	V	F ^o	Observación
Cantidad	14,519	2	7,260	3.91	$F_2^2 (0.01) = 10.8$
Mezcla	3,211	2	1,606	1,858	$F_2^2 (0.05) = 5.14$
Error	7,936	4	1,984		
Total	25,666	8			

* No hay significancia

(2) Recuperación B :

Factor	SS	θ	V	F°	Observación
Cantidad	12,887	2	6,444	5.23	$F_A^2 (0.01) = 18.0$
Mezcla	5,557	2	2,778	2.26	$F_A^2 (0.05) = 6.96$
Error	4,928	4	1,232		
Total	23,364	8			

* No hay significancia

Estadísticamente no hay significancia, pero tomando el mayor valor en el análisis de la cantidad de Reductor y calculando el promedio de recuperación de cada nivel, en cuanto al mayor factor podemos decir :

Recuperación A : Cantidad de Reductor 4% $\bar{X}_1 = 92.5\%$

Cantidad de Reductor 5% $\bar{X}_2 = 95.9\%$

Cantidad de Reductor 6% $\bar{X}_3 = 86.1\%$

Recuperación B : Cantidad de Reductor 4% $\bar{X}_1 = 93.9\%$

Cantidad de Reductor 5% $\bar{X}_2 = 92.9\%$

Cantidad de Reductor 6% $\bar{X}_3 = 85.4\%$

Segunda Prueba LoTABLA N ° 7 Análisis de varianza en la recuperación de Ag(1) Recuperación A :

Factor	SS	g	V	F°	Observación
Cantidad	6,794	2	3,397	9.79 *	$F_4^2 (0.01) = 18.0$
Mezcla	4,520	2	2,260	6.51	$F_4^2 (0.05) = 6.96$
Error	1,389	4	347		
Total	12,703	8			

En cuanto a la cantidad de reductor, hay significancia el 5%.
Luego se cálculo la recuperación promedio en cada nivel.

Cantidad (en peso)

$$4\% \bar{X}_1 = 78.8\%$$

$$5\% \bar{X}_2 = 78.4\%$$

$$6\% \bar{X}_3 = 73.4\%$$

Entre el 4 y 5%, en peso no hay mucha diferencia, pero aumentando el reductor en 6% se considera baja la recuperación. En este caso se calcula detalladamente el 6% del reductor;

Mezcla :

Carbón 67%	Coke 37%	$\bar{X}_1 = 68.5\%$
Carbón 50%	Coke 50%	$\bar{X}_2 = 76.5\%$
Carbón 33%	Coke 67%	$\bar{X}_3 = 77.3\%$

Según los resultados, se puede suponer que al aumentar el carbón baja la recuperación de la Ag.

Aunque no ha sido reconocido la significancia en cuanto a la mezcla el factor F^* , tiene 6.51 el cual tiene un acercamiento del 5% de significancia (6.96).

Debido al acercamiento, como referencia se cálculo las recuperaciones de cada nivel.

Mezcla :

Carbón 67%	Coke 37%	$\bar{X}_1 = 74.7\%$
Carbón 50%	Coke 50%	$\bar{X}_2 = 77.0\%$
Carbón 37%	Coke 67%	$\bar{X}_3 = 80.2\%$

También se pudo considerar que al aumentar el coke, baja la recuperación. Estos resultados se han obtenido igual que la Tabla # 5 eso se debe a que el carbón se quema más fácilmente que el coke, debido a que en el horno, tiene un ambiente de reducción alto ó disminuye la cantidad de residuos del carbón.

(2) Recuperación B:

Factor	SS	g	V	F*	Observación
Cantidad	8,323	2	4,162	3.07	$F_{\alpha}^2 (0.01) = 10.8$
Mezcla	2,541	2	1,271		$F_{\alpha}^2 (0.05) = 5.14$
Error	5,598	4	1,339		
			1,356		
Total	16,460	8			

* No hay significancia

Estadísticamente no hay significancia, pero sin embargo se calculó el promedio de las recuperaciones del factor mayor.

Recuperación B: Cantidad de Reductor 4% $\bar{X}_1 = 81.2\%$
 Cantidad de Reductor 5% $\bar{X}_2 = 82.1\%$
 Cantidad de Reductor 6% $\bar{X}_3 = 75.3\%$

Analizando los resultados obtenidos se puede corroborar que hay buena recuperación, cuando el contenido es menor o igual de 5% de reductor (Coke + Carbón).

Tercera Prueba LaTABLA N ° 8 Análisis de varianza en la recuperación de Cu(1) Recuperación A :

Factor	SS	g	V	F°		Observación
Cantidad	70,500	1	70,500	53.1	**	$F_4^1 (0.01) = 21.2$
Temperatura	29,161	1	29,161	22.0	**	$F_4^1 (0.05) = 7.71$
Tiempo	10,296	1	10,296	7.75	*	
Error	5,315	4	1,328			
Total	115,272	7				

Hay significancia en cuanto a cantidad de reductor y temperatura de segregación en 1% y el tiempo de segregación una significancia del 5%.

Cantidad de reductor : 2% (en peso) $\bar{X}_1 = 69.0\%$

3% (en peso) $\bar{X}_2 = 87.6\%$

Temperatura de segregación : 780 °C $\bar{X}_1 = 72.3\%$

820 °C $\bar{X}_2 = 84.3\%$

Tiempo de segregación : 25 minutos $\bar{X}_1 = 74.7\%$

35 minutos $\bar{X}_2 = 81.9\%$

(2) Recuperación B:

Factor	SS	θ	V	F°		Observación
Cantidad	67,808	1	67,808	32.8	**	$F_4^i(0.01) = 21.2$
Temperatura	26,106	1	26,106	12.6	*	$F_4^i(0.05) = 7.71$
Tiempo	9,045	1	9,045	4.37		
Error	8,275	4	2,067			
Total	111,322	7				

Hay significancia en cuanto a cantidad de reductor 1% y en cuanto a temperatura de segregación hay de 5%.

Cantidad de Reductor : 2% (en peso) $\bar{X}_1 = 69.8\%$

3% (en peso) $\bar{X}_2 = 88.3\%$

Temperatura de segregación : 780 °C $\bar{X}_1 = 73.3\%$

820 °C $\bar{X}_2 = 84.8\%$

Tercera Prueba La

TABLA N° 9 Análisis de varianza en la recuperación de Ag

(1) Recuperación A:

Factor	SS	g	V	F [*]	Observación
Cantidad	2,928	1	2,928	2.42	$F_5^1 (0.01) = 16.3$
Temperatura	14,196	1	14,196	11.75 *	$F_5^1 (0.05) = 6.61$
Tiempo	900	1	1,208		
Error	5,141	4			
Total	23,163	7			

Hay significancia temperatura de segregación en 5%

Temperatura : 780 °C $\bar{X}_1 = 70.6\%$ 870 °C $\bar{X}_2 = 79.0\%$

(2) Recuperación B:

Factor	SS	θ	V	F*	Observación
Cantidad	3,741	1	3,741	4.63	$F_B^1(0.01) = 16.3$
Temperatura	11,935	1	11,935	14.8 *	$F_B^1(0.05) = 6.61$
Tiempo	153	1	807		
Error	3,883	4			
Total	19,712	7			

Hay significancia, temperatura de segregación en 5%

Temperatura de segregación : 780 °C $\bar{X}_1 = 71.1\%$

820 °C $\bar{X}_2 = 78.9\%$

VI).- CONSIDERACIONES FINALES

En cuanto a la posibilidad del uso del carbón nacional se está evaluando con la aplicación de diseños experimentales L_8 (2 veces) y L_8 como podemos observar en el punto anterior, sin embargo podemos agregar algunas consideraciones más.

- 1- La posibilidad de cambio del coque por el carbón nacional ha sido evaluado en la 1era. prueba L_9 , donde la cantidad de reductor influye ligeramente en la recuperación de Cu y Ag.

Es decir:

Cuando la cantidad de reductor es más del 5%, la recuperación tiende a bajar y con más de 10% es totalmente baja, este fenómeno no se observa cuando se utiliza coque como reductor.

El carbón es de mayor combustión, por lo tanto crea en el horno un ambiente altamente reductor, perjudicial para el proceso de segregación; se puede lograr el ambiente adecuado disminuyendo la cantidad de reductor y mezclando convenientemente con el coque, es decir el carbón producirá el ambiente reductor y el coque reducirá el cloruro cuproso y cloruro de plata.

- 2- Teniendo en cuenta estas consideraciones, en la 2da. Prueba (L_9) se está estudiando la cantidad de reductor con la finalidad de disminuir y ver la influencia de la mezcla en el proceso; analizando estos resultados se confirma. Siendo el rango de cantidad de reductor de 4 y 5% (en peso), en cuanto a la mezcla no se ha podido determinar estadísticamente la significancia sin embargo podemos mencionar lo siguiente:

TABLA N° 10 Influencia de la mezcla entre coque y carbón

Cantidad de Carbón (%)	Reductor (%)	Recup. Cu%		Recup. Ag%	
		A	B	A	B
33	4	93.6	94.0	80.5	81.4
	5	97.3	93.7	82.7	82.8
	6	91.8	92.1	77.3	81.3
	Promedio	94.2	93.3	80.2	81.8
50	4	89.7	92.4	78.1	79.9
	5	93.7	92.7	78.4	81.2
	6	87.7	85.9	74.5	75.6
	Promedio	90.4	90.3	77.1	78.9
67	4	94.7	95.2	77.8	82.3
	5	96.7	92.3	77.8	82.4
	6	78.9	78.1	68.5	68.9
	Promedio	90.1	88.5	74.7	77.9

Analizando esta tabla, se puede observar estabilidad cuando la mezcla se encuentra una proporción de contenido de carbón en menor de 50%. Si obviáramos los valores de 6% (en peso) notaríamos que no hay variación en los datos obtenidos en los 3 rangos de la cantidad de carbón

3- Analizando los resultados mencionados, se programan la 3ra. Prueba L₃ en función : mezcla de reductor, con un 50% de carbón y en valores (2 y 3% en peso) incluyendo la temperatura y tiempo de segregación.

Con 2% (en peso) de reductor se nota una baja en la recuperación y con 3% (en peso) igualmente no alcanza el rango de recuperación lo grande en L₃, con contenido de 4 y 5% (en peso) de reductor.

En esta prueba se puede observar 2 aspecto :

- En cuanto a cobre, la disminución del contenido de reductor afecta su recuperación.
- En cuanto a plata, además de la disminución del contenido de reductor, la baja de temperatura afecta mayormente su recuperación.

Como el objeto de estas pruebas es recuperar plata principalmente puede lograrse elevando la temperatura y disminuyendo el reductor.

VII.- PRUEBAS A NIVEL DE 2 Kg.

Las pruebas realizadas a nivel de 100 gr., donde se evalúa el reductor es decir la posibilidad de uso del carbón mezclado con el coque es llevado a nivel de 2 Kg. con la finalidad de corroborar los resultados.

En las pruebas de 100 gr., tiene gran importancia la influencia de la temperatura en la recuperación de plata.

Las pruebas a nivel de 2 Kg., se hace una carga de 1.5 Kg ó 1 Kg. Las condiciones de las pruebas son las siguientes:

Segregación:

Temperatura del Horno : Exterior 850°C (registrada), pero la temperatura interior supuesta es de 820 °C, existiendo una diferencia de gradiente en 30°C.

Tiempo de segregación : 30 minutos

Enfriamiento del horno : En dos formas, con N₂ (Interior) y H₂O (exterior)

Reductor : 5% (1/2 coque + 1/2 carbón) mezclado

Clorurante : 0.5% Na Cl

Flotación:

Rougher tiempo 15 minutos	KAX	200 gr/T
	Z-200	50 gr/T
1era. Limpieza tiempo 10 minutos	Kerosene	100 gr/T
	A-P	150 gr/T
2da. Limpieza tiempo 8 minutos	pH	11

TABLA N° 11 Pruebas de escalamiento a nivel de 2 kg.

(1) Caso N° 1 Con mineral de Cabeza 1.5 kg.

Nombre	Peso	Ley Química		Recup. Cu		Recup. Ag		OBSERVACION
		Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
Cabeza	100.0	1.33	412	100.0		100.0		<pre> graph TD F --- RC1 F --- T RC1 --- RC2 RC1 --- M1 RC2 --- C RC2 --- M2 C --- C_plus_M2_plus_M1["C + M2 + M1"] </pre>
Cab. Calcutana		(1.36)	(416)		(100.0)	(100.0)		
Concentrado	4.88	24.17	6.550	84.9	88.6	77.5	76.8	
Medio 2	0.96	0.59	212	0.4	0.4	0.5	0.5	
Medio 1	2.25	0.21	120	0.3	0.4	0.7	0.6	
Relave	81.89	0.21	112	12.4	12.6	22.3	22.1	
Pérdida				2.0		-1.0		

1- La suma del producto C + M₂ + M₁, su ley química es de Cu 14.5%, Ag 4,047 g/t.

2- Recuperación A : Cu 85.6% Ag 78.7%
 Recuperación B : Cu 87.4% Ag 77.9%

(2) Caso N 2 Con mineral de Cabeza 1.0 Kg.

Nombre	Peso	Ley Quím.		Recup. Cu		Recup. Ag		OBSERVACION
		Cu%	Ag (g/t)	A	B	A	B	
Cabeza	100.0	1.39	412	100.0		100.0		
Cab. calculada		(1.34)	(411)		(100.0)		(100.0)	
Concentrado	4.92	24.47	6.650	86.6	89.6	79.4	79.6	
Medio 2	0.76	1.13	378	0.6	0.6	0.7	0.7	
Medio 1	1.77	0.25	120	0.3	0.4	0.5	0.5	
Relave	78.95	0.16	100	9.1	9.4	19.2	19.2	
Pérdida				3.4		0.2		

1- La suma del producto $C + M_2 + M_1$, su ley química es de
Cu 16.33%, Ag 4,459 g/t.

2- Recuperación A : Cu 87.5% Ag 80.6%
Recuperación B : Cu 80.6% Ag 80.8%

Analizando los resultados en el horno de 2 Kg., hay mejor tendencia cuando la carga del mineral es de 1.5Kg. ó 1.0Kg., la velocidad para alcanzar la temperatura programada es rápida.

Comparando los resultados logrados en el horno de 2 Kg. y 100 gr. en las mismas condiciones, son las siguientes.

A nivel de 2 Kg.: Conc. Rougher ; Cu 16.33%, Ag 4.459 gr/T

Recuperación A ; Cu 87.5% , Ag 80.6%

Recuperación B ; Cu 90.6% , Ag 80.8%

(Ver Tabla # 11 Caso 2)

A nivel de 100 gr.: Conc. Rougher ; Cu 7.85% Ag 2.290 gr/T

Recuperación A ; Cu 93.7%, Ag 78.4%

Recuperación B ; Cu 92.7%, Ag 81.2%

(2do. Diseño experimental L₉ , prueba # 5)

Como se puede observar los resultados a 2 Kg. mineral a 100 gr. son similares , puede decirse repetidos.

VIII).- CONCLUSIONES

De las series de pruebas realizadas usando carbón como reductor se concluye:

- 1)- Puede usarse el carbón en lugar del coque
- 2)- En relación a la cantidad y granulometría del carbón en función a la recuperación hay variación (Inestabilidad), creemos que usando el carbón mezclado con el coque en una proporción aproximada de 50% mejora la recuperación, estudios posteriores evaluaremos la proporción óptima.
- 3)- Cuando se usa como reductor al carbón en forma sola o mezclada con el coque, puede ser menor de 5%.
- 4)- En cuanto a los análisis químicos para plata en los productos del proceso de segregación es recomendable el método del ácido fluorhídrico ($\text{HF} + \text{Na Cl O}_4$), que el de agua regia, debido a que suponemos que la matriz de plata se encuentra en los silicatos. Para entender mejor este mecanismo de Influencia del proceso de Segregación de Cu y Ag y la mejora en la recuperación de plata (baja ley de relave) se necesita de mayor estudios.
- 5) En el Anexo N° 1, se detalla los métodos de análisis químicos estudiados.

ANEXO N° 1

1).- CONSIDERACION DEL MÉTODO DE ANÁLISIS QUÍMICO

Hasta el momento se ha empleado el método de Agua Regia el cual es muy usado para análisis químico de las muestras; cabeza, concentrado y relave.

El resultado del proceso de segregación ha sido calculado por medio de un balance metálico; suponiendo que no hay pérdida en el proceso.

$$\text{Cantidad cabeza} \times \text{Ley Cabeza} = \text{Cant. Concentrado} \times \text{Ley Concentrado} + \text{Cant. Relave} \times \text{Ley Relave}$$

La recuperación ha sido calculada por la siguiente ecuación:

$$\text{Recuperación} : \frac{\text{Cantidad Concentrado} \times \text{Ley de Concentrado} \times 100}{\text{Cantidad de Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza}}$$

Cuando se utiliza el método de agua regia para el análisis químico especialmente de Ag, se encontrará :

$$\text{Cant. Cabeza} \times \text{Ley de Cabeza} \text{ Cant. Conc.} \times \text{Ley de Concentrado} + \text{Cant. de Relave} \times \text{Ley de Relave}$$

La diferencia entre los métodos de Análisis Químicos son considerados como pérdida por tal motivo la recuperación en (A) es más bajo que la recuperación en (B).

Para investigar estas pérdidas, se está utilizando métodos de análisis químico por Cu y Ag, donde los resultados se muestran en la Tabla N° 1.

Uno de estos métodos es el de agua regia y el otro ácido fluorhídrico. En ambos métodos en el mineral de cabeza y concentrado no hay significancia pero en el relave en cuanto a la plata hay significancia.

TABLA N.º 1 Comparación de los métodos usados con el relave

	Ag (g/t)		Cu (%)	
	Agua Regia	Acido Fluorhídrico	Agua Regia	Acido Fluorhídrico
1	44	108	0.137	0.148
2	45	120	0.160	0.147
3	48	120	0.132	0.140
4	36	120	0.119	0.126
5	36	120	0.118	0.114
6	120	190	0.380	0.387
7	37	110	0.078	0.088
8	88	158	0.274	0.267
9	40	120	0.120	0.128
Total	494	1.166	1.518	1.545
Promedio	54.9	129.6	0.169	0.172
Significancia	1% Significancia		No hay significancia	

Agua Regia: Método usual

Acido Nítrico (HNO_3) + Acido Clorhídrico (HCl)

Acido Fluorhídrico:

Acido Perclórhico (HClO_4) + Acido Fluorhídrico (HF)

TABLA N° 2 Análisis de los resultados

Agua Regfa	Acido Fluorhídrico	Diferencia	Dif. -75*	(Dif. -75) ²
44	108	64	-11	121
45	120	75	0	0
48	120	72	-3	9
36	120	84	9	81
36	120	84	9	81
120	190	70	-5	25
37	110	73	-2	4
88	158	70	-5	25
40	120	80	+5	25
Total		672	-3	371

* Diferencia / Número de prueba

$$672 / 9 = 74,7 \approx 75$$

$$C.F. = (-3)^2 / 9 = 1$$

$$SS = 371 - C.F. = 371 - 1 = 370$$

$$\sigma = \sqrt{SS} = \sqrt{370} \approx 19,2$$

$$t = \frac{\bar{X}}{\sigma / \sqrt{n}} = \frac{74,7}{19,2 / \sqrt{9}} \approx 11,67$$

$$0 = n - 1 = 8$$

$$t(8, 0.01) = 3.355$$

$$t(8, 0.05) = 2.306$$

$$11.67 > 3.355 \quad \therefore 1\% \text{ hay significancia}$$

Respecto a la ley de Ag, en la muestra de relave obtuvo los siguientes resultados.

TABLA N° 3 Análisis de los Resultados de Plata

x	y	X	Y	X ²	Y ²	XY
44	108	-11	-22	121	484	242
45	120	-10	-10	100	100	100
48	120	-7	-10	49	100	70
36	120	-19	-10	361	100	190
36	120	-19	-10	361	100	190
120	190	65	60	4.225	3.600	3.900
37	110	-18	-20	324	400	360
88	158	33	28	1.089	784	924
40	120	-15	-10	225	100	150
Total		-1	-4	6.855	5.768	6.126

x = Método de agua régla

y = Método del ácido fluorhídrico

$$X = x - \bar{x} \quad \bar{x} = 55$$

$$Y = y - \bar{y} \quad \bar{y} = 130$$

$$\text{Coeficiente Correlativo : } \frac{\sum XY}{\sqrt{\sum X^2 \cdot \sum Y^2}} = \frac{6,126}{\sqrt{8,855 \times 5,768}} = 0,974$$

Supongamos : $\theta = 10$. el coeficiente correlativo $> 0,7079$, entonces se puede decir que hay relación en el nivel del 1% .

(Cuando $\theta =$ el coeficiente correlativo es bastante mayor a $0,7079$)
entonces entre ambos métodos se considera , una relación alta .

Aplicando la ecuación de regresión :

$$y - \bar{y} = b (x - \bar{x})$$

$$b = \frac{SS(XY)}{SS(xx)} = \frac{6,126}{8,855} \approx 0,89$$

$$\therefore y - 130 = 0,89 (x - 55)$$

$$\underline{\underline{y = 0,89x + 81}}$$

Analizando estos 2 métodos en cuanto a relave, las recuperaciones presentan diferencias entre el mineral cabeza y cabeza calculada; con el método del H.F., no existe esta diferencia incluso las pérdidas calculadas pueden disminuir. Razón por la cual el análisis químico para segregación se puede considerar el método de Acido Fluorhídrico. Aplicándose a partir de la 2da. prueba.

INGENIEROS RESPONSABLES DE LAS PRUEBASEXPERTOS IICA :

ING. MASAHIDE NAKAO

ING. KINZO ASARI

ING. HIROSHI KANEKO

INGEMMET :

ING. JORGE QUISPE

ING. MERCEDES MISARI

QMCO. MARIA JARA

QMCO. OLGA PAREDES

TEC. MARCO A. DELGADO

QUINTO INFORME TECNICO
PRUEBAS FUNDAMENTALES DE SEGREGACION
DEL MINERAL DE BERENGUELA

PROYECTO DE SEGREGACION DE MINERALES
OXIDADOS REFRACTARIOS DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

CONVENIO PERU (INGEMMET) Y JAPON (JICA)

1988

INDICE

I).- INTRODUCCION	1
II).- MATERIALES Y EQUIPOS EMPLEADOS	2
III).- METODOLOGIA	3
IV).- CONDICIONES DE LAS PRUEBAS	4
V).- RESULTADOS DE LAS PRUEBAS	6
VI).- ANALISIS DE LAS PRUEBAS	13
VII).- CONSIDERACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS	28
VIII).- CONCLUSION	33

1).- INTRODUCCION

Según los estudios realizados anteriormente (Informes # 1 al 4) se obtuvieron las siguientes condiciones generales :

- 1).- Se observó que en las recuperaciones de Cobre y Plata existe una correlación lineal bastante alta, apreciándose que la recuperación de la plata es menor a la recuperación del cobre en más o menos 10% consideramos que esto se debe principalmente que las recuperaciones de cobre y de plata tienen diferentes condiciones de optimización.
- 2).- Los métodos de análisis volumétrico de Agua Regia y del Acido Fluorhídrico dan diferentes resultados en las leyes químicas de plata contenidas en las muestras de relave. Esto nos indica que la mineralización de la plata está íntimamente asociada con la mineralización refractaria del manganeso. En base a lo anterior podemos establecer que es conveniente la molienda del relave con la finalidad de recuperar toda la plata en la flotación.
- 3).- De un estudio comparativo del efecto del reductor usando coke solamente en relación a mezclas con diferentes proporciones de carbón y coke se pudo observar que no hubo diferencia apreciable en las recuperaciones de cobre y de plata. A continuación se expone un estudio en el cual se tienen en cuenta todas las consideraciones mencionadas anteriormente.

II).- MATERIALES Y EQUIPOS EMPLEADOS

1).- Muestras :

a).- Muestra

Mina Berenguela- Puno Perú Esmeralda Lado Sur

Ley : Cu : 1.26 ~ 1.33

Ag : 410 ~ 470 g/t

b).- Carbón

Carbón nacional antracítico, procedente de Ancash

(Ancash-Pallasca)

Características químicas :

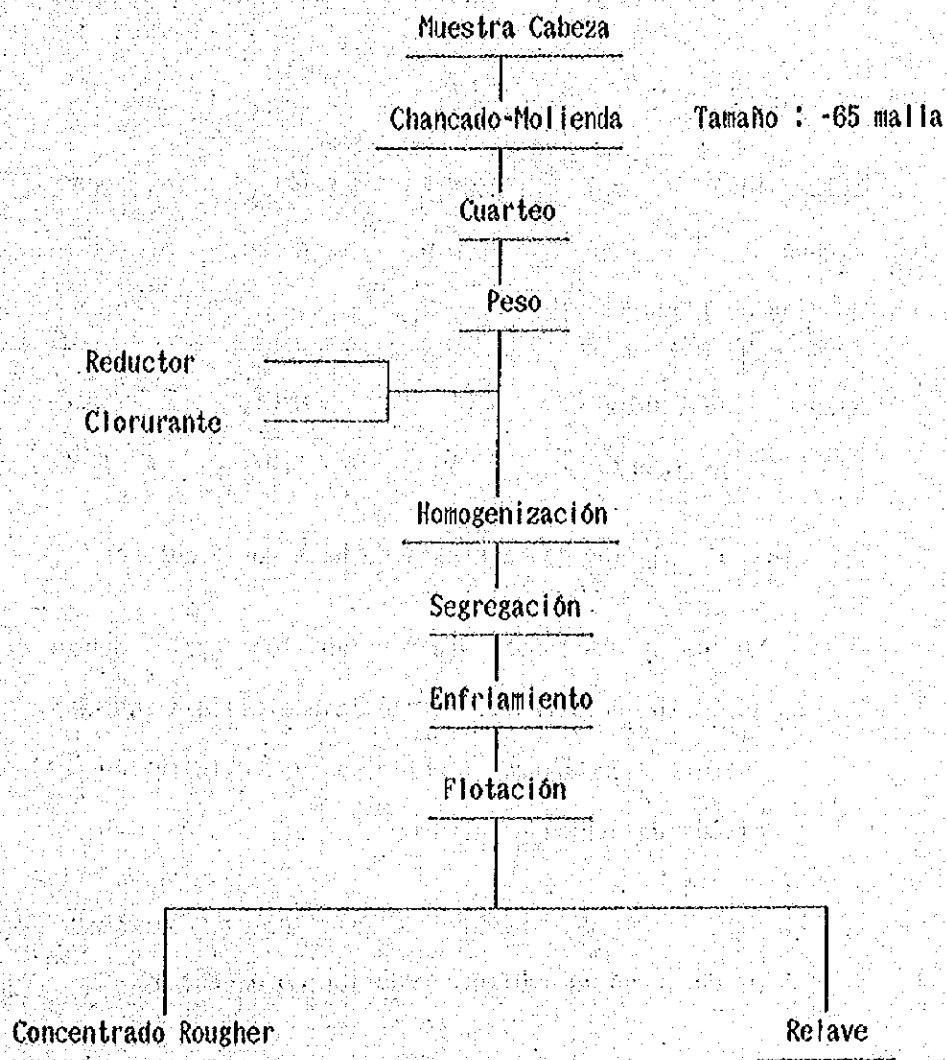
Carbón fijo	:	83.60%
Materia volátil	:	6.90%
Cenizas	:	9.50%
Agua	:	2.90%
Azufre	:	0.60%
Poder calorífico	:	7.800 Calorías/Kg.

2).- Equipos :

- Horno Tubular estático de Resistencia Eléctrica de 8Kw
- Navecilla de sílica de capacidad 100 gramos
- Celdas de flotación, tipo M.S. de capacidad 100 gramos
- Molino de Disco vibratorio de capacidad de 100 gramos
- Tamices de la Serie JIS: mallas 48,65,100 y 200.

III).- METODOLOGIA

1).- Diagrama de Flujo de Pruebas de Segregación a nivel Batch con 100 gramos de Mineral



IV). - CONDICIONES DE LAS PRUEBAS

1). - Diseño Factorial L₂₇

Investigar el efecto de los siguientes factores en diferentes niveles en la recuperación de valores metálicos.

Factor y Nivel de L₂₇

(1) Temperatura	800°C	850°C	900°C
(2) Tiempo	30 min.	45 min	60 min.
(3) Adición de Pirita en la muestra cabeza	0%	0.5%	1.0%
(4) Tipo de clorurante	NaCl	CaCl ₂	NH ₄ Cl
(5) Cant. de clorurante	0.5%	1.0%	1.5%

Nota : La adición de la Pirita se hace por 2 motivos

(1) En los yacimientos mineros en los cuales debajo del depósito de óxidos, existe la posibilidad que haya de sulfuro sinembargo también puede existir depósitos mixtos de óxidos y sulfuros.

(2) Al utilizar el mineral de Pirita FeS₂, este reacciona produciendo un ambiente reductor en el horno.

2).- Efecto de la Molienda Fina en el Proceso de Segregación

(1) A partir de la muestra cabeza se obtienen :

- a).- Una muestra pulverizada a -65 mallas
- b).- Una muestra repulverizada (a partir de la anterior)
a -200 mallas.

(2) Después de realizar la prueba fundamental de segregación con la muestra-cabeza de -65 mallas, el relave que se obtiene de la flotación será pulverizada hasta -200 mallas.

3).- Pruebas de segregación con diferentes mezclas de carbón y coke

Según el Reporte # 4, no hubo variación con respecto a los resultados utilizando la condición del 50% carbón y 50% coke, en este reporte se presentan algunas pruebas en las cuales se varían:

a).- Las proporciones de mezcla de carbón y coke :

Carbón	Coke
60%	40%
80%	20%

b).- Los porcentajes (%) de mezcla en relación a la muestra cabeza:

6%	5%	4%
5%	4%	3%

Con el objeto de estudiar el efecto de la variación de la cantidad y proporción de mezcla de carbón y coke en la recuperación de Ag, principalmente.

V).- RESULTADO DE LAS PRUEBAS

1).- Condiciones para el Diseño de Pruebas Laz

Se realizaron pruebas de segregación aplicando un diseño estadístico el cual se indica (IV -1), cuyas variables son: temperatura tiempo, pirita, tipo y cantidad de clorurante en tres niveles :

(Vease la Página # 7 y 8 Tablas N° 1 y N° 2)

OBSERVACIONES: (TABLA N° 2)

1.- En el proceso de segregación, siempre se presenta la pérdida de peso por alta temperatura del horno, razón por la cual su - mando los pesos del concentrado más del relave no se llegan a igualar a la cantidad de la muestra cabeza alimentada.

2.- Por las razones mencionadas anteriormente se presentan dos tipos de cálculo de recuperaciones basados en el mineral cabeza (A) y en la cabeza calculada (B).

$$A:\% \text{Recup. (Mineral Cabeza)} = \frac{\text{Conc. (gr)} \times \text{Ley Oca. Conc.}}{\text{Cab. (gr)} \times \text{Ley Oca. Cab.}} \times 100\%$$

3.- B: %Recuperación (Cabeza calculada) =

$$\frac{\text{Conc. (gr)} \times \text{Ley Oca. Conc.}}{\text{Conc. (gr)} \times \text{Ley Oca. Conc.} + \text{Rel. (gr)} \times \text{Ley Oca. Rel.}} \times 100\%$$

La diferencia en los resultados que se obtienen aplicando los calculos de recuperaciones A y B, se deben a que la Cab.(gr) x Ley Oca. de cabeza no es igual a la suma de concentrado (gr) x Ley Oca. de Concentrado + Relave (gr) x Ley Oca. de Relave.

La ley de cabeza calculada se obtiene por la siguiente fórmula

$$\frac{\text{Conc. (gr)} \times \text{Ley Oca. Conc.} + \text{Relave (gr)} \times \text{Ley Oca. Relave}}{100 \text{ (Mineral Cab. (gr))}}$$

TABLA N° 1 Combinación de Factores en la Prueba L₂₇

Factor		① Fila	② Fila	③ Fila	④ Fila	⑤ Fila	Observación
Número	Orden de Prueba	Temperatura	Tiempo	Porcentaje Pirita	Clase de Clorurante	Porcentaje Clorurante	
1	(26)	800 °C	30	0.0	NaCl	0.5	Porcentaje en la Cabeza (%)
2	(9)	800 °C	30	0.5	CaCl ₂	1.0	
3	(21)	800 °C	30	1.0	NH ₄ Cl	1.5	
4	(25)	800 °C	45	0.0	CaCl ₂	1.5	
5	(14)	800 °C	45	0.5	NH ₄ Cl	0.5	
6	(4)	800 °C	45	1.0	NaCl	1.0	
7	(13)	800 °C	60	0.0	NH ₄ Cl	1.0	
8	(1)	800 °C	60	0.5	NaCl	1.5	
9	(3)	800 °C	60	1.0	CaCl ₂	0.5	
10	(24)	850 °C	30	0.0	NaCl	0.5	
11	(23)	850 °C	30	0.5	CaCl ₂	1.0	
12	(6)	850 °C	30	1.0	NH ₄ Cl	1.5	
13	(20)	850 °C	45	0.0	CaCl ₂	1.5	
14	(22)	850 °C	45	0.5	NH ₄ Cl	0.5	
15	(5)	850 °C	45	1.0	NaCl	1.0	
16	(11)	850 °C	60	0.0	NH ₄ Cl	1.0	
17	(7)	850 °C	60	0.5	NaCl	1.5	
18	(16)	850 °C	60	1.0	CaCl ₂	0.5	
19	(8)	900 °C	30	0.0	NaCl	0.5	
20	(18)	900 °C	30	0.5	CaCl ₂	1.0	
21	(12)	900 °C	30	1.0	NH ₄ Cl	1.5	
22	(17)	900 °C	45	0.0	CaCl ₂	1.5	
23	(15)	900 °C	45	0.5	NH ₄ Cl	0.5	
24	(10)	900 °C	45	1.0	NaCl	1.0	
25	(27)	900 °C	60	0.0	NH ₄ Cl	1.0	
26	(19)	900 °C	60	0.5	NaCl	1.5	
27	(2)	900 °C	60	1.0	CaCl ₂	0.5	

TABLA N° 2

Resultados de la Prueba Lar

Ley de Cabeza: Cu 1.26 % (Promedio de 2 muestras)
 Ag 410 g/t (Promedio de 2 muestras)

	Concentrado			Relave			Recuperación (%)			
	Peso (%)	Ley Química		Peso (%)	Ley Química		Calc. A		Calc. B	
		Cu%	Ag (g/t)		Cu%	Ag (g/t)	Cu	Ag	Cu	Ag
1	7.38	15.48	4.343	73.99	0.18	134	90.7	78.1	89.6	76.4
2	7.99	15.66	4.277	77.53	0.24	95	99.3	83.3	87.1	82.3
3	13.27	9.23	2.538	67.06	0.19	125	97.2	83.6	90.6	80.4
4	7.71	10.45	2.990	71.84	0.60	255	63.9	56.2	65.2	55.7
5	10.02	10.44	2.550	70.16	0.48	236	83.0	62.2	75.6	66.7
6	13.30	9.20	2.220	70.30	0.19	144	97.1	72.0	90.2	74.5
7	7.61	9.12	2.482	72.18	0.90	322	55.1	46.1	51.7	44.8
8	10.61	9.97	2.890	70.02	0.22	165	84.0	74.8	87.3	72.6
9	8.00	9.70	2.439	72.73	0.60	274	61.6	47.6	64.0	49.5
10	10.20	11.52	3.286	68.71	0.16	121	93.3	81.8	91.5	80.1
11	10.57	9.70	2.922	70.36	0.34	180	81.4	75.3	81.1	70.9
12	12.92	9.18	2.565	67.68	0.27	138	94.1	80.8	86.7	78.0

TABLA N° 2 Resultados de las Prueba L₂₇ (Continuación)

	Concentrado			Relave			Recuperación (%)			
	Peso (%)	Ley Química		Peso (%)	Ley Química		Calc. A		Calc. B	
		Cu%	Ag (g/t)		Cu%	Ag (g/t)	Cu	Ag	Cu	Ag
13	10.07	6.44	1.911	68.22	0.99	342	51.5	46.9	49.0	45.2
14	6.78	14.92	3.818	73.20	0.44	240	80.3	63.2	75.9	59.6
15	8.51	11.40	2.696	73.56	0.52	221	77.0	56.0	71.7	58.5
16	9.47	11.49	3.086	68.91	0.38	178	86.4	71.3	80.6	70.4
17	8.30	13.62	3.386	72.83	0.33	180	89.7	68.5	82.5	68.2
18	13.14	7.44	1.955	67.56	0.60	257	77.5	62.7	70.7	59.7
19	7.32	11.33	3.188	71.85	0.75	248	65.8	56.7	60.6	58.6
20	10.42	10.40	2.893	68.88	0.46	205	86.0	73.5	77.4	68.1
21	7.52	10.62	2.898	71.37	0.75	268	63.4	53.1	59.9	53.3
22	8.37	13.24	3.533	70.65	0.46	196	88.0	72.1	77.3	68.1
23	9.78	9.23	2.780	68.21	0.56	200	71.6	66.3	70.3	66.6
24	6.64	10.59	2.990	72.04	0.93	298	55.8	48.4	51.2	48.0
25	8.43	11.26	3.520	68.25	0.46	187	75.3	72.4	75.1	69.9
26	12.28	7.98	2.327	64.03	0.62	216	77.8	69.7	71.2	67.4
27	18.86	4.23	1.368	60.11	0.80	281	63.3	62.9	62.4	60.4

ELEMENTOS	LEYES QUIMICAS	
	MINERAL CABEZA	CABEZA CALCULADA
COBRE	1.21 ~ 1.44%	1.26%
PLATA	392 ~ 443 gr	410 gr/t

La variación de leyes de la cabeza calculada con respecto a leyes de mineral cabeza fluctúa para el cobre de 96% a 114.3% y para la plata de 95.6% a 108%.

Por tanto el cálculo de recuperación basado en la cabeza calculada (8) será utilizado para indicar los resultados de las pruebas metalúrgicas.

2).- Efecto de la Molienda fina del Mineral Cabeza en el proceso de Segregación

En cuanto al método de análisis químico para la muestra segregada se realizaron varios estudios concernientes a la ley de Ag en el Relave en la cual existe variación según los 2 métodos, el método del Agua Regia que es el más común y el otro por el ácido fluorhídrico del cual se obtiene un resultado de alto porcentaje de plata.

Empleando este alto porcentaje de Ag, la ley de cabeza calculada se considera como la ley del Mineral Cabeza. Motivo por el cual se recomienda el método del ácido fluorhídrico (Referencia Reporte # 4)

La relación de la Ley Oca. entre los 2 métodos es :

$$Y = 0.89 x + 81 \text{ (g/t)}$$

y = Ley Oca. de Ag por el Método de Acido Fluorhídrico

x = Ley Oca. de Ag por el Método de Agua Regia.

Con el objeto de estudiar el efecto de la molienda en el proceso de segregación se presenta a continuación las condiciones para las pruebas de segregación que utilizaron muestras de cabeza pulverizada a -65 mallas y a -200 mallas y muestras de relave pulverizada a -200 mallas.

Temperatura	820 °C
Tiempo	30 minutos
Clorurante	0.5%
Reductor	5% de mezcla

Cuya proporción es 50% de carbón y 50% de coke, los resultados de estas pruebas se indican en la Tabla N ° 3.

TABLA N° 3

Resultados de la Molienda Fina en el Proceso de Segregación

N	Nombre	Peso (%)	Ley Química		Recup. Cu %		Recup. Ag%		Recuperación
			Cu %	Ag (g/t)	C.A	C.B.	C.A.	C.B.	
1	Cabeza	100.0	1.29	438	100.0		100.0		Tamaño : -65 malla
	Cab. Calculada		(1.30)	(434)		100.0		100.0	
	Concentrado	15.4	7.85	2.290	93.7	92.7	80.9	81.2	
	Relave	67.9	0.14	120	7.4	7.3	18.7	18.8	
	Pérdida				-1.1		0.3		
2	Cabeza	100.0	1.29	415	100.0		100.0		Tamaño : -200 malla (Pulver. en molino vibratorio Tiempo : 1 minuto)
	Cab. Calculada		(1.28)	(405)		100.0		100.0	
	Concentrado	14.7	8.20	2.300	93.4	93.9	81.5	83.6	
	Relave	71.1	0.11	93	6.1	6.1	15.9	16.4	
	Pérdida				0.5		2.6		
3	Cabeza	100.0	1.29	415	100.0		100.0		Tamaño : -200 malla (Pulver. en molino vibratorio Tiempo : 5 minutos)
	Cab. Calculada		(1.28)	(405)		100.0		100.0	
	Concentrado	13.3	8.70	2.600	89.7	95.0	83.3	83.5	
	Relave	66.8	0.09	102	4.7	5.0	16.4	16.5	
	Pérdida				5.6		0.3		
4	Cabeza	100.0	0.13	88	100.0		100.0		Tamaño : -200 malla (Pulver. en molino vibratorio Tiempo : 1 minuto)
	Cab. Calculada		(0.12)	(83)		100.0		100.0	
	Concentrado	22.3	0.27	114	46.2	50.1	29.6	30.2	
	Relave	74.9	0.08	77	46.1	49.9	67.0	69.8	
	Pérdida				7.7		3.4		
5	Cabeza	100.0	0.13	117	100.0		100.0		Tamaño : -200 malla (Pulver. en molino vibratorio Tiempo : 5 minutos)
	Cab. Calculada		(0.12)	(112)		100.0		100.0	
	Concentrado	17.8	0.25	190	34.0	36.8	28.9	30.6	
	Relave	76.5	0.10	102	58.8	63.2	66.7	69.4	
	Pérdida				7.2		4.4		

3).- Pruebas de segregación utilizando diferentes mezclas de carbón y coke

Se usó como reductor mezclas de carbón y coke en las pruebas de segregación con el objeto de bajar los costos de materia prima en el proceso de segregación, según el Informe N ° 4. Presentándose a continuación los resultados de las pruebas de segregación que se efectuaron variando la cantidad y la proporción de mezcla de carbón y coke que se indican en las Tabla N ° 4 y N ° 5. (Vease Páginas 14 y 15).

VI).- ANÁLISIS DE LAS PRUEBAS

1).- Pruebas de Segregación desarrolladas de acuerdo al Diseño L₂₇

De los resultados de las pruebas que se han desarrollado podemos observar que la recuperación de Ag tiene una alta correlación lineal con respecto a la recuperación de Cu. En cuanto a la recuperación de Ag, ésta es menor en relación a la recuperación de Cu.

Por esta razón, las pruebas de segregación han sido desarrolladas de acuerdo al Diseño Experimental L₂₇ , considerando como variables a las condiciones de segregación.

Los valores de las recuperaciones de Cu y Ag basadas en la cabeza calculada han sido redondeadas.

TABLA N° 4. Resultados de Pruebas de Segregación con diferentes mezclas de carbón y coque (Prueba 1)

	Nombre	Peso (%)	Ley Química		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Recuperación
			Cu (%)	Ag (g/t)	C.A.	C.B.	C.A.	C.B.	
1	Cabeza	100.0	1.33	470	100.0		100.0		Cantidad de Reductor: 3% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. Calculada		(1.27)	(442)		100.0	100.0		
	Concentrado	11.2	10.63	3.300	89.8	93.8	78.8	83.8	
	Relave	71.9	0.11	100	5.9	6.2	15.3	16.2	
	Pérdida				4.3		5.9		
2	Cabeza	100.0	1.33	470	100.0		100.0		Cantidad de Reductor: 4% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. Calculada		(1.29)	(458)		100.0	100.0		
	Concentrado	11.2	11.00	3.440	93.0	95.6	82.2	84.4	
	Relave	71.2	0.08	100	4.3	4.4	15.2	15.6	
	Pérdida				2.7		2.6		
3	Cabeza	100.0	1.33	470	100.0		100.0		Cantidad de Reductor: 5% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. Calculada		(1.31)	(452)		100.0	100.0		
	Concentrado	9.6	12.48	3.800	90.1	91.6	77.6	80.6	
	Relave	73.0	0.15	120	8.2	8.4	18.6	19.4	
	Pérdida				1.7		3.8		
4	Cabeza	100.0	1.33	470	100.0		100.0		Cantidad de Reductor: 3% (en peso) Mezcla : Carbón 60% Coke 40%
	Cab. Calculada		(1.27)	(464)		100.0	100.0		
	Concentrado	12.7	9.74	3.050	90.9	94.7	80.5	81.6	
	Relave	71.0	0.09	120	4.8	5.3	18.1	18.4	
	Pérdida				4.3		1.4		
5	Cabeza	100.0	1.33	470	100.0		100.0		Cantidad de Reductor: 4% (en peso) Mezcla : Carbón 60% Coke 40%
	Cab. Calculada		(1.30)	(462)		100.0	100.0		
	Concentrado	10.2	12.15	3.820	93.2	95.5	82.9	84.3	
	Relave	72.6	0.08	100	4.4	4.5	15.4	15.7	
	Pérdida				2.4		1.7		
6	Cabeza	100.0	1.33	470	100.0		100.0		Cantidad de Reductor: 5% (en peso) Mezcla : Carbón 60% Coke 40%
	Cab. Calculada		(1.30)	(460)		100.0	100.0		
	Concentrado	10.0	12.42	3.880	93.4	95.6	82.6	84.3	
	Relave	72.1	0.08	100	4.3	4.4	15.3	15.7	
	Pérdida				2.3		2.1		

Tabla N.º 5. Resultados de Pruebas de segregación con diferentes mezclas de carbón y coque (Prueba II)

N	Nombre	Peso (%)	Ley Química		Recup. Cu%		Recup. Ag%		Observación
			Cu%	Ag (g/l)	C.A.	C.B.	C.A.	C.B.	
1	Cabeza	100.0	1.15	395	100.0		100.0		Cantidad de Reductor : 6% (en peso) Mezcla : Carbón 60% Coke 40%
	Cab. calculada		(1.14)	(389)		100.0	100.0		
	Concentrado	9.6	11.02	3.285	92.4	93.4	80.2	81.4	
	Relave	75.2	0.10	96	6.5	6.6	18.3	18.6	
	Pérdida				1.1		1.5		
2	Cabeza	100.0	1.15	395	100.0		100.0		Cantidad de Reductor : 5% (en peso) Mezcla : Carbón 60% Coke 40%
	Cab. calculada		(1.12)	(389)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	9.6	10.60	3.180	88.3	90.6	77.1	78.3	
	Relave	75.5	0.14	112	9.2	9.4	21.4	21.7	
	Pérdida				2.5		1.5		
3	Cabeza	100.0	1.15	395	100.0		100.0		Cantidad de Reductor : 4% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. calculada		(1.17)	(380)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	8.1	8.90	3.550	85.5	89.6	73.1	76.0	
	Relave	75.2	0.15	120	9.9	10.4	23.1	24.0	
	Pérdida				4.6		3.8		
4	Cabeza	100.0	1.15	395	100.0		100.0		Cantidad de Reductor : 6% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. calculada		(1.17)	(403)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	11.8	8.90	2.650	91.6	90.4	79.4	77.8	
	Relave	75.0	0.15	119	9.8	9.6	22.6	22.2	
	Pérdida				-1.4		-2.0		
5	Cabeza	100.0	1.15	395	100.0		100.0		Cantidad de Reductor : 5% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. calculada		(1.18)	(390)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	9.9	11.20	3.200	96.4	94.3	80.2	81.3	
	Relave	75.1	0.09	97	5.9	5.7	18.4	19.7	
	Pérdida				-2.3		1.4		
6	Cabeza	100.0	1.15	395	100.0		100.0		Cantidad de Reductor : 4% (en peso) Mezcla : Carbón 80% Coke 20%
	Cab. calculada		(1.13)	(393)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	8.9	12.02	3.600	93.4	94.7	81.5	81.9	
	Relave	75.0	0.08	95	5.2	5.3	18.0	18.1	
	Pérdida				1.4		0.5		

Por ejemplo : Según Tabla N° 2

Prueba N° 1 Recup. Cu: 89.6% → 90%
 Recup. Ag: 76.4% → 76%

Con respecto al cálculo el cual se ha desarrollado sacando el promedio de recuperación de las 27 pruebas obteniéndose que la recuperación promedio del cobre es de 74% mientras que la recuperación promedio de la plata es de 65%, luego se ha restado el valor redondeado de la recuperación de cada prueba del promedio de la recuperación.

Por ejemplo : Según Tabla N° 6

Prueba N° 1 Recup. Cu : 90-74 = 16
 Recup. Ag : 76-65 = 11

Prueba N° 7 Recup. Cu : 52-74 = -22
 Recup. Ag : 45-65 = -20

CLASIFICACION DE FACTORES		NIVELES		
Design .	Descripción	1	2	3
A	Temperatura (°C)	800 °C	850 °C	900 °C
B	Tiempo (Minuto)	30	45	60
C	Adición de pirita	0%	0.5%	1%
D	Clase de clorurante	NaCl	CaCl ₂	NH ₄ Cl
E	Cantidad de clorurante	0.5%	1.0%	1.5%

De acuerdo a estos factores y niveles se ha construido la Tabla N° 6 .

TABLA N° 6

Arreglo Matricial de Factores y Niveles

N°	A	B	A x B	A x B	C	A x C	A x C	D	A x D	A x D	E	A x E	A x E	Recuperación			
														Cu		Ag	
														Datos %	Xi ₁	Datos %	Xi ₂
1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	90	16	76	11
2	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	87	13	82	17
3	1	1	1	1	3	3	3	3	3	3	3	3	3	91	17	80	15
4	1	2	2	2	1	1	2	2	2	3	3	3	3	65	-9	56	-9
5	1	2	2	2	2	2	2	3	3	3	1	1	1	76	2	67	2
6	1	2	2	2	3	3	3	1	1	1	2	2	2	90	16	74	9
7	1	3	3	3	1	1	3	1	3	3	2	2	2	52	-22	45	-20
8	1	3	3	3	2	2	1	1	1	1	3	3	3	87	13	73	8
9	1	3	3	3	3	3	2	2	2	2	1	1	1	64	-10	49	-16
10	2	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	91	17	80	15
11	2	1	2	3	2	3	1	2	3	1	2	3	1	81	7	71	6
12	2	1	2	3	3	1	2	3	1	2	3	1	2	87	13	78	13
13	2	2	3	1	1	2	3	2	3	1	3	1	2	49	-25	45	-20
14	2	2	3	1	2	3	1	3	1	2	3	1	2	76	2	60	-5
15	2	2	3	1	3	1	2	1	2	3	2	2	3	72	-2	59	-6
16	2	3	1	2	1	2	3	3	2	3	3	1	1	81	7	70	5
17	2	3	1	2	2	3	1	2	3	3	1	2	3	82	8	68	3
18	2	3	1	2	3	1	2	2	3	1	1	2	3	71	-3	60	-5
19	3	1	3	2	1	3	2	1	3	2	1	3	2	61	-13	57	-8
20	3	1	3	2	2	1	3	2	1	3	2	1	3	77	3	68	3
21	3	1	3	2	3	2	1	3	2	1	3	2	1	60	-14	53	-12
22	3	2	3	3	1	3	2	2	1	3	3	2	1	77	3	68	3
23	3	2	3	3	2	1	3	3	2	1	1	3	2	70	-4	67	2
24	3	2	3	3	3	2	1	1	3	2	2	1	3	51	-23	48	-17
25	3	3	2	1	1	3	2	3	2	1	2	1	3	75	1	70	5
26	3	3	2	1	2	1	3	1	3	2	3	2	1	71	-3	67	2
27	3	3	2	1	3	2	1	2	3	1	3	2	2	62	-2	60	-5

1,996 -2 -1,751 -4
 1,996/27 = 74 1.751/27 = 65

1).- Análisis de la Recuperación de Cu :

$$1- \text{ Corrección } \quad \therefore CF = \frac{T^2}{N} = \frac{(-2)^2}{27} = 0.15 \approx 0$$

$$2- \text{ Variación Total } : \sum X_i^2 - CF = 4,152.0 = 4,152$$

$$[(16)^2 + (13)^2 + (17)^2 + (9)^2 \dots - CF]$$

$$3- \text{ Cálculo de varianza } : \text{ Ver Tabla N }^\circ \quad 6-1$$

4- Análisis de Varianza:

La siguiente tabla indica los valores del cociente F de las varianzas de cada factor con respecto a la varianza del error, obtenidas experimentalmente, los cuales son menores en relación a los valores teóricos de la Distribución Fisher de probabilidades (F), es decir :

$$F_{14}^2 (0.05) = 3.74 \quad F_{14}^4 (0.05) = 3.11$$

$$F_{14}^2 (0.01) = 6.51 \quad F_{14}^4 (0.01) = 5.04$$

No hubo significancia en ninguno de los factores sin embargo los factores Temperatura (A) y Tiempo (B) afectan relativamente a la recuperación de Cu.

TABLA N° 6-1

Cálculo de Varianza

N	Factor	a Suma del Nivel N 1	b Suma del Nivel N 2	c Suma del Nivel N 3	$a^2 + b^2 + c^2$	$\frac{a^2 + b^2 + c^2}{9} = d$	d - CF	S	OBSERVACION.
1	A	36	24	-62	5,716	635	635	635	A = Temperatura
2	B	59	-40	-21	5,522	614	614	614	B = Tiempo
5	C	-25	41	-18	2,630	292	292	292	C = Sulfuro
8	D	29	-33	2	1,984	215	215	215	D = Cloruro (Cantidad)
11	E	-5	0	3	34	4	4	4	E = Cloruro (Cantidad)
3	A x B	34	32	-68	6,804	756	756	756	A x B Acción mutua
4	A x C	7	-3	-6	94	10	10	10	A x C Acción mutua
6	A x C	-11	-22	31	1,566	174	174	174	A x C Acción mutua
7	A x D	-47	27	18	3,262	362	362	362	A x D Acción mutua
9	A x D	61	0	-63	7,690	854	854	854	A x D Acción mutua
10	A x D	7	-23	14	774	86	86	86	A x D Acción mutua
12	A x E	-15	9	4	322	36	36	36	A x E Acción mutua
13	A x E	6	-26	18	1,036	115	115	115	A x E Acción mutua

TABLA N.º 7

Análisis de Varianza

Factor	S	g	V		F°	E(V)
A	635	2	317.5		3.71	$\delta_e^2 + 9 \delta_A^2$
B	614	2	307.0		3.59	$\delta_e^2 + 9 \delta_B^2$
C	292	2	146.0	}		
D	215	2	107.5			
E	4	2	2.0			
A x B	768	4	191.5	$S_e^2 = 1,198$	2.24	$\delta_e^2 + 3 \delta_{AXB}^2$
A x C	536	4	134.0	$\theta_e^2 = 14$	2.75	$\delta_e^2 + 3 \delta_{AXD}^2$
A x D	939	4	234.8	$V_e^2 = 85.6$		
A x E	151	4	37.8			
Total	4,152	26				

2).- Análisis de la Recuperación de Ag :

$$1- \text{ Corrección} \quad : CF = \frac{T^2}{N} = \frac{(-4)^2}{27} = \frac{16}{27} \approx 0$$

$$2- \text{ Variación Total} \quad : \sum X_i^2 - CF = 3,044 - 0 = 3,044$$

$$[(11)^2 + (17)^2 + (15)^2 + (-9)^2 \dots - CF]$$

3- Cálculo de varianza:

4- Análisis de varianza:

La siguiente tabla indica los valores experimentales del cociente F de las varianzas de factores y del error que se encuentran dentro del intervalo de los valores teóricos de la Distribución Fisher de probabilidades (F), es decir :

$$F_{20}^2 (0.05) = 3.49 \quad F_{20}^4 (0.05) = 2.87$$

$$F_{20}^2 (0.01) = 5.85 \quad F_{20}^4 (0.01) = 4.43$$

Hubo significancia del 5% en los siguientes factores Tiempo (B) y Temperatura x Tiempo (AxB).

TABLA N° 8 Cálculo de Varianza

N	Factor	\sum^2 Suma del Nivel N 1	b Suma del Nivel N 2	c Suma del Nivel N 3	$a^2 + b^2 + c^2$	$\frac{a^2 + b^2 + c^2}{9} = d$	d - CT	S	OBSERVACION
1	A	17	6	-27	1,064	117	117	117	A = Temperatura
2	B	60	-41	-23	5,810	645	645	645	B = Tiempo
5	C	-28	38	-14	2,424	270	270	270	C = Sulfuro
8	D	17	-16	-5	570	63	63	63	D = Cloruro (Calidad)
11	E	1	-8	3	74	8	8	8	E = Cloruro (Cantidad)
3	A x B	34	38	-76	8,376	932	932	974	A x B Acción mutua
4	A x B	14	-12	-6	376	42	42	476	A y B Acción mutua
6	A x C	1	-17	12	494	48	48	476	A x C Acción mutua
7	A x C	-48	38	5	3,850	428	428	370	A y C Acción mutua
8	A x D	32	-1	-35	2,250	250	250	370	A x D Acción mutua
10	A x D	14	-28	10	1,080	120	120	121	A y D Acción mutua
12	A x E	-16	14	-2	456	51	51	121	A x E Acción mutua
13	A x E	-15	-9	20	684	70	70	121	A y E Acción mutua

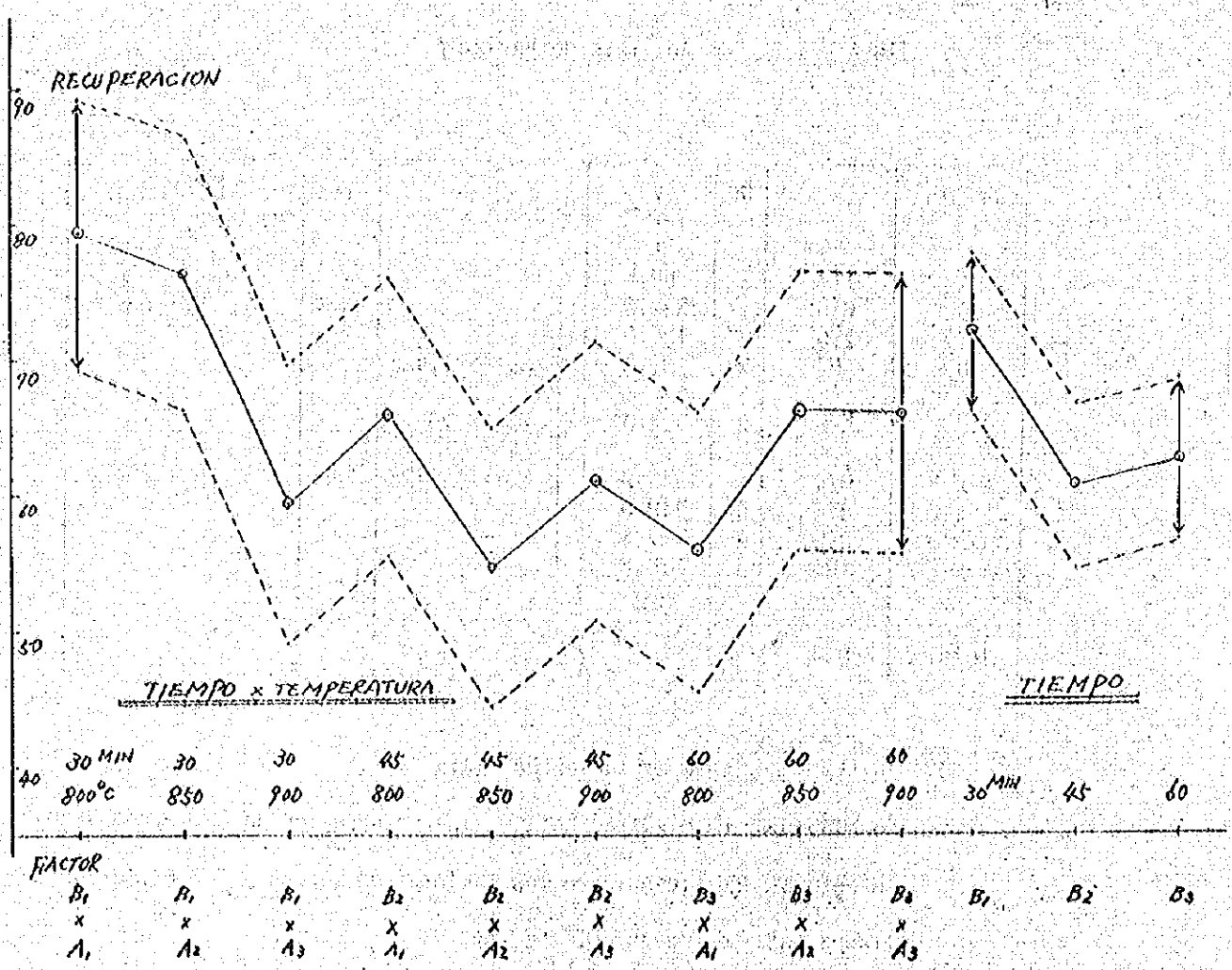
TABLA N.º 9 Análisis de Varianza

Factor	S	Ø	V		F*	E(V)
A	117	2	58.5	$S_E = 1,425$ $\theta_E = 20$ $V_E = 71.25$	4.5*	$\delta_E^2 + 9 \delta_B^2$
B	645	2	322.5			
C	270	2	135.0			
D	63	2	31.5			
E	8	2	4.0			
A x B	974	4	243.5		3.4*	$\delta_E^2 + 3 \delta_{AxB}^2$
A x C	476	4	119.0			
A x D	370	4	92.5			
A x E	121	4	30.3			
Total	3,044	26				

3).- Análisis de la Recuperación de Plata

No hubo ninguna significancia en la recuperación de Cu, sin embargo se obtuvo significancia en los factores de Tiempo y Temperatura x Tiempo para la recuperación de Ag.

FIGURA N 1 Recuperación de Ag versus Tiempo x Temperatura y Tiempo



La Figura N 1 , que se indica se obtuvo en base a las determinaciones de la media poblacional de las recuperaciones de Ag con los correspondientes intervalos confidenciales (β) versus factores tales como tiempo x temperatura y tiempo.

Seguidamente se presentan los cálculos para la media poblacional de las recuperaciones de plata y del intervalo confidencial (β).

a).- Para el factor : Tiempo x Temperatura:

30 minutos, 300 °C	(B ₁ x A ₁)	79.3%
30 minutos, 850 °C	(B ₁ x A ₂)	76.3%
30 minutos, 900 °C	(B ₁ x A ₃)	59.3%
45 minutos, 800 °C	(B ₂ x A ₁)	65.7%
45 minutos, 850 °C	(B ₂ x A ₂)	54.7%
45 minutos, 900 °C	(B ₂ x A ₃)	61.0%
60 minutos, 800 °C	(B ₃ x A ₁)	55.7%
60 minutos, 850 °C	(B ₃ x A ₂)	66.0%
60 minutos, 900 °C	(B ₃ x A ₃)	65.7%

La probabilidad del 95% en que la media poblacional de la recuperación de la Ag, esté en el intervalo confidencial es :

$$\beta = t_{(1-\alpha)} \cdot \sqrt{\frac{V_E}{N_E}}$$

N_E = Número de repeticiones

$$\beta = t_{(20; 0.05)} \sqrt{\frac{71.25}{3}}$$

$$= 2.086 \times 4.87 = 10.2$$

b).- Para el factor : Tiempo

30 minutos. (B_1) 71.7%

45 minutos. (B_2) 60.4%

60 minutos. (B_3) 62.4%

La probabilidad del 95% en que la media poblacional esté en el intervalo confidencial es :

$$\beta = t(t_{\alpha/2, n-1}) \sqrt{\frac{V_e}{N_e}}$$

$$\beta = t(20, 0.05) \sqrt{\frac{71.25}{9}}$$

$$= 2.086 \times 2.81 = 5.9$$

4).- Correlación lineal de la Recuperación de la Ag con respecto a la Recuperación del Cu.

Según los resultados del Diseño estadístico 1.27 , se determinó lo siguiente :

$$r = \frac{\sum (X_i - \bar{X})(Y_i - \bar{Y})}{\sqrt{\sum (X_i - \bar{X})^2 \sum (Y_i - \bar{Y})^2}}$$

$$= \frac{3,209}{\sqrt{4,152 \times 3,044}} = 0.903 **$$

Para el caso de $\theta = 25$ el coeficiente correlativo es 0.4869 en tonces se puede decir que hay correlación lineal en el nivel de significancia del 1%.

Aplicando la ecuación de regresión lineal, se obtiene:

$$b = \frac{\sum (X_i - \bar{X})(Y_i - \bar{Y})}{\sum (X_i - \bar{X})^2} = \frac{3,209}{4,152} = 0.773$$

$$0.773 (X - 73.9) = (Y - 64.6)$$

$$x = \text{Recuperación de Cu}$$

$$y = \text{Recuperación de Ag}$$

$$\therefore y = 0.773 x + 64.6 - 57.1$$

$$= 0.8x + 7.5$$

$$y = 0.8x + 7.5$$

Esto quiere decir que la recuperación de Ag es igual al 80% de la recuperación del Cu, más un valor constante (7.5).

VII).- CONSIDERACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS

1).- Resultado del Diseño L₂₂

Existe una alta relación correlativa, en cuanto a la recuperación de Ag y Cu, esto quiere decir que al dar una buena condición para la recuperación de Ag es igual que para la recuperación de Cu.

En cuanto a la recuperación de Ag, se observa que existe una recuperación menor que la recuperación de Cu, indicada por la ecuación de regresión hallada anteriormente.

En cuanto a la recuperación de Ag, afectan 2 factores como son: Tiempo y Tiempo de Segregación x Temperatura. Considerándose que no hay muchos factores que afectan a la recuperación de Cu, se puede decir que la recuperación de Ag se logra en menor tiempo de segregación y a menor temperatura que en el caso del Cu.

Según referencia de "Thermodynamic Relationship in Chlorine Metallurgy - (TRANSACTION AIME, JOURNAL OF METALS, JUNE 1950) En cuanto al cambio de Energía Libre de Gibbs ΔG° del Cu y de la Ag se dice lo siguiente :

(1).- Respecto a la reacción de Cobre y Plata metálica



$$\text{Ag: } 726 \text{ }^\circ \text{ K } \sim 1,234 \text{ }^\circ \text{ K } (453^\circ \text{C } \sim 861 \text{ }^\circ \text{C })$$

$$\text{Cu: } 703 \text{ }^\circ \text{ K } \sim 1,356 \text{ }^\circ \text{ K } (430^\circ \text{C } \sim 1,083 \text{ }^\circ \text{C })$$

La ecuación del cambio de Energía Libre de Gibbs para las reacciones químicas (1) y (2) en los rangos de temperatura indicados es la siguiente :

$$\Delta G^{\circ} = a + bT + cT^2 + dT \cdot \log T + e \quad \text{donde } T = ^{\circ} \text{K}$$

$$\text{Ag; } a = -56,420, b = 75.71, c = 1.78 \times 10^{-3}, d = -19.86, e = 0$$

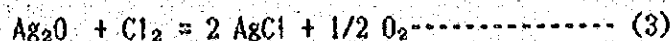
$$\text{Cu; } a = -65,500, b = 86.31, c = 1.74 \times 10^{-3}, d = -20.35, e = 0$$

Cuando la temperatura de segregación es de $1,073^{\circ} \text{K}$ (800°C) y $1,123^{\circ} \text{K}$ (850°C), se tiene que el Cambio de Energía Libre de Gibbs para las reacciones (1) y (2) no indica diferencia.

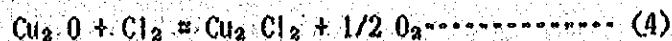
$$\text{Ag; } 800^{\circ} \text{C} : \Delta G^{\circ} = -37,757 \text{ Cal. } 850^{\circ} \text{C} : \Delta G^{\circ} = -37,179 \text{ Cal}$$

$$\text{Cu; } 800^{\circ} \text{C} : \Delta G^{\circ} = -37,097 \text{ Cal. } 850^{\circ} \text{C} : \Delta G^{\circ} = -36,083 \text{ Cal}$$

(2). - Respecto a la reacción de los óxidos de Cu y Ag



$$500^{\circ} \text{C} : \Delta G^{\circ} = -46,200 \text{ Cal.}$$



$$500^{\circ} \text{C} : \Delta G^{\circ} = -15,000 \text{ Cal.}$$

Esto quiere decir que termodinámicamente la reacción (3) tiene mayores posibilidades de que se lleve a cabo con respecto a la reacción # 4.

Según resultados de las pruebas realizadas, en cuanto a la segregación de Ag, se logró buenos resultados con las condiciones de 800°C y 30 minutos. Considerando estos resultados, posteriormente es necesario tener otras pruebas para lograr óptimas condiciones de baja temperatura y menos de 30 minutos de tiempo de segregación.

Se presume que las mejores recuperaciones de plata se obtendrán a temperaturas menores de 800 °C a diferencia de las recuperaciones de cobre, éstas resultarán altas cuando las temperaturas sean mayores de 800 °C.

2).- Efecto de pulverización en el Proceso de Segregación

Anteriormente se efectuó el estudio del método de análisis químico para muestras de producto segregado encontrándose que para la muestra de relave, hubo diferencia en los resultados de las pruebas analizadas por el método del Ácido Fluorhídrico y del Agua Regia.

Los datos obtenidos por el ácido fluorhídrico son más elevados que el del agua regia, utilizando estos datos, la ley del mineral cabeza se considera igual a la ley de la cabeza calculada. Motivo por el cual se recomienda hacer uso del método del Ácido Fluorhídrico, para el estudio de los análisis químicos de las muestras segregadas.

Respecto a la Ag, que contiene el Relave, no es fácil de disolverse por el método del Agua Regia, sino por el ácido fluorhídrico. Suponemos que la Ag, esté con una granulometría muy fina recubierto por una capa de silicato, para mejorar la recuperación de segregación fue necesario pulverizar los minerales, para tal efecto se realizaron varias pruebas.

En estas pruebas hubo poco mejoramiento en la recuperación de Ag por la pulverización del mineral.

Además de esto tiene un mal efecto para el proceso de flotación. La causa por la cual no se eleva la recuperación de la Ag es que no aumenta la deposición de la Ag metálica, sobre la superficie del coke pero aunque aumentará la deposición de la Ag, hay mala flotación, en consecuencia el resultado de recuperación aumenta en muy poco porcentaje, por esta razón no es recomendable el mineral pulverizado, debido a lo siguiente :

- (1) El pulverizado es costoso.
- (2) Pérdida de minerales en el proceso de tostación por ser muy fino y es necesario instalar grandes máquinas colectoras del mineral pulverizado.
- (3) Dificultad en el tratamiento de la cancha de relave.

3).- Estudio de Reductor Coke y Carbón

TABLA N° 10 Combinación de Reductor Coke y Carbón

Prueba Anterior (Reporte N° 4)				Prueba (I)				OBSERVACION
Propor. Carbon %	Cant. Reductor %	Recup. Cu%	Recup. Ag%	Propor. Carbon %	Cant. Reductor %	Recup. Cu%	Recup. Ag%	
50	4	92.4	79.9	80	3	93.8	83.8	Recuperación por cálculo B.
	5	92.7	81.2		4	95.6	84.4	
	6	85.9	75.6		5	91.6	80.6	
		90.3	78.9			93.7	82.9	
Prueba Anterior (Reporte N° 4)				Prueba (II)				
66.7	4	95.2	82.3	80	4	94.7	81.9	
	5	92.3	82.4		5	94.3	81.3	
	6	78.1	68.7		6	90.4	77.8	
		88.5	74.7			92.8	80.3	

Ley de Cabeza: Prueba anterior Cu 1.29% Ag 450 g/t

Prueba (I) Cu 1.33% Ag 470 g/t

Prueba (II) Cu 1.15% Ag 395 g/t

Según resultados de la Tabla N° 10, apreciamos que no hay variación en las recuperaciones de Cobre y Plata cuando las proporciones de mezcla de carbón y coke fueron de 80/20, 50/50 y 66.7/33.3 .

De estos resultados también podemos observar baja recuperación en segregación, cuando se presenta un exceso de reductor combinado de carbón nacional con coke, es decir mayor de 6%.

La combustión del carbón es más rápida que la del coke creando un ambiente altamente reductor perjudicial para el proceso de segregación; sin embargo se puede lograr el ambiente adecuado disminuyendo la cantidad de carbón y mezclando convenientemente con el coke, es decir el carbón producirá el ambiente reductor y el coke reducirá al cloruro cuproso y al cloruro de plata.

VIII).- CONCLUSION

Podemos mencionar las siguientes conclusiones, logradas hasta ahora

- 1).- Existe una alta relación entre cobre y plata en cuanto a recuperación. Por lo tanto para recuperar más plata es necesario elevar la recuperación del cobre.
- 2).- Se halla una diferencia en cuanto a las condiciones óptimas de la recuperación entre Cobre y Plata. En cuanto a la condición de la Ag, ésta tiene baja temperatura y menos tiempo de segregación (< 30 minutos).

3).- Hubo poco mejoramiento en la recuperación de Ag por la pulverización del mineral, pero no es recomendable por ser costoso en su inversión y difícil en el tratamiento del proceso.

4).- Es posible que empleemos carbón nacional combinado con coke como reductor para este proceso, el cual se mencionó en el Reporte # 4 ya que utilizando únicamente el carbón nacional no es adecuado. Pero hay la posibilidad de reducir el costo, combinándolo con el coke.

Para el próximo reporte, buscaremos las condiciones óptimas en cuanto a la combinación entre el coke y el carbón

INGENIEROS RESPONSABLES DE LAS PRUEBAS

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY (JICA)

- ING. YASUO MUKAI
- ING. MASAHIDE NAKAO
- ING. KINZO ASARI
- ING. ISAO SHINTANI
- ING. MASAO NAKAMURA

INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO (INGEMMET)

PROYECTO DE SEGREGACION

- ING. JORGE QUISPE
- ING. MERCEDES MISARI

LABORATORIO DE ANALISIS QUIMICOS

- QUIM. MARIA JARA
- QUIM. JULIA PARRA

SEXTO INFORME TÉCNICO
PRUEBAS FUNDAMENTALES DE SEGREGACION
DEL MINERAL DE BERENGUELA

PROYECTO DE SEGREGACION DE MINERALES
OXIDADOS REFRACTARIOS DE COBRE Y ELEMENTOS ASOCIADOS

CONVENIO PERU (INGEMMET) Y JAPON (JICA)

1988

INDICE

I).- SINOPSIS	1
II).- PRUEBA GENERAL	1
III).- RESULTADO DE LAS PRUEBAS	2
IV).- PRUEBAS VARIAS	22
V).- CONSIDERACIONES FINALES	25

I).- SINOPSIS

A fines de Julio de 1987, se realizó la inauguración de la Planta Piloto de Segregación en la Refinería de Zinc CaJamarquilla, desde entonces inicialmente se ha realizado el ajuste de los equipos y maquinarias instaladas y evaluación de cada una de ellas. Posteriormente se llevo a cabo pruebas preliminares de segregación.

Paralelamente se realizaron pruebas de Laboratorio que posteriormente mencionaremos.

El mineral proporcionado por MINERO PERU, para la Planta Piloto de aproximadamente 90 toneladas, corresponde mayormente a Esmeralda Sur (T-5), de alta ley de Ag.

Según los resultados a nivel de Laboratorio en cuanto a este mineral fué fácil la recuperación de Cu pero relativamente difícil la recuperación de Ag (Reporte # 1 al 5), por tal motivo se realizaron pruebas para mejorar la recuperación de esta.

II).- PRUEBA GENERAL

1.- Pruebas de Segregación

El mineral usado en la Planta Piloto son 6 lotes diferentes del mineral de Berenguela (Uno de éstos es ganga (T-6) utilizado para ajustar las leyes del mineral).

2.- Efectos estudiados en las Pruebas de Segregación con Mineral T-5 (Esmeralda Sur)

- i).- Efecto de la interrelación : Clorurante, Reductor, Granulometría, Precalentamiento y Sulfato. Diseño Experimental L₁₆.
- ii).- Efecto del precalentamiento en función al tiempo y temperatura.
- iii).- Efecto de la interrelación del clorurante y reductor.

3.- Pruebas para mejorar la recuperación de la Ag

- i).- Con sulfato de Cu.
- ii).- Con silicato de Cu y Carbonato de Cu.

4.- Otras pruebas

iii).- RESULTADO DE LAS PRUEBAS

1.- Pruebas de segregación con diferentes lotes

Los ensayos respectivos se muestran en la Tabla N ° 1. Cada prueba por lote se realizó x 2 veces, los resultados se muestra en la Tabla N ° 2.

TABLA N.º 1 ENSAYOS DE LOS DIFERENTES LOTES DEL MINERAL BERNEGUELA

Min.	Ubicación de la muestra	Peso (t)	LEY QUIMICA			
			Ag (g/t)	Cu%	Mn%	Fe%
T-1	WESTARN - N.º 7	4.9	433	2.08	24.14	7.50
T-2	WESTARN - N.º 5 + N.º 5A	5.6	148	1.08	12.12	5.12
T-3	WESTARN - N.º 7A	4.9	346	1.45	12.72	4.88
T-4	WESTARN - N.º 5	5.4	178	1.16	10.13	4.44
T-5	ESMERALDA - S	55.6	451	1.33	19.10	6.81
T-6	Mineral marginal	13.6	137	0.93	5.92	2.75
		90.0				

TABLA N° 2 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS CON LOS DIFERENTES LOTES DE BERENGUELA

Min.	MUESTRAS	Peso (g)	Ley Química		Recup. Ag		Recup. Cu		CONDICIONES
			Ag (g/l)	Cu%	A%	B%	A%	B%	
T-1	Cabeza	100.0	433	2.08	100.0		100.0		Temp. : 800°C Tiempo : 30 min. Sal : 0.5% Coke : 5%
	Cab. Calculada		(434)	(2.10)		100.0		100.0	
	Concentrado	13.50	2.855	14.6	89.0	88.7	94.8	93.8	
	Relave	60.08	71	0.19	11.3	11.3	6.3	6.2	
	Pérdida				-0.3		-1.1		
	Cabeza	100.0	433	2.08	100.0		100.0		
	Cab. Calculada		(432)	(2.05)		100.0		100.0	
	Concentrado	15.22	2.487	12.7	87.4	87.5	92.9	94.2	
	Relave	66.53	81	0.18	12.4	12.5	5.8	5.8	
	Pérdida				0.2		1.3		
	(Promedio)								
	Cabeza	100.0	433	2.08	100.0		100.0		
Cab. Calculada		(433)	(2.08)		100.0		100.0		
Concentrado	14.36	2.658	13.6	88.2	88.1	93.8	94.0		
Relave	67.80	76	0.18	11.9	11.9	6.0	6.0		
Pérdida				-0.1		0.2			
T-2	Cabeza	100.0	148	1.08	100.0		100.0		Temp. : 800°C Tiempo : 30 min. Sal : 0.5% Coke : 5%
	Cab. Calculada		(137)	(1.07)		100.0		100.0	
	Concentrado	17.07	605	5.7	69.8	75.6	90.1	90.8	
	Relave	65.33	51	0.15	22.4	24.4	9.1	9.2	
	Pérdida				7.8		0.8		
	Cabeza	100.0	148	1.08	100.0		100.0		
	Cab. Calculada		(138)	(1.03)		100.0		100.0	
	Concentrado	16.03	645	6.0	69.9	76.3	89.1	93.1	
	Relave	64.37	50	0.11	21.7	23.7	6.6	6.7	
	Pérdida				8.4		4.3		
	(Promedio)								
	Cabeza	100.0	148	1.08	100.0		100.0		
Cab. Calculada		(136)	(1.05)		100.0		100.0		
Concentrado	16.55	625	5.8	69.8	76.0	89.6	92.0		
Relave	64.85	50	0.13	22.0	24.0	7.8	8.0		
Pérdida				8.2		2.6			

TABLA N° 2 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS CON LOS DIFERENTES LOTES DE BREGUELA

(Continuación)

Min.	MUESTRAS	Peso (g)	LEY QUIMICA		Recup. Ag		Recup. Cu		CONDICIONES
			Ag (g/t)	Cu%	A%	B%	A%	B%	
T-3	Cabeza	100.0	348	1.45	100.0		100.0		Temp. : 800°C Tiempo : 30 min. Sal : 0.5% Coke : 5%
	Cab. Calculada		(338)	(1.45)		100.0		100.0	
	Concentrado	18.69	1.405	6.5	75.9	77.8	83.8	83.9	
	Relave	59.62	126	0.39	21.7	22.2	16.0	16.1	
	Pérdida				2.4		0.2		
	Cabeza	100.0	346	1.45	100.0		100.0		
	Cab. Calculada		(331)	(1.44)		100.0		100.0	
	Concentrado	13.93	1.908	9.1	77.0	80.4	87.6	88.0	
	Relave	64.41	101	0.27	18.8	19.6	12.0	12.0	
	Pérdida				4.2		0.4		
	(Promedio)								
	Cabeza	100.0	346	1.45	100.0		100.0		
Cab. Calculada		(334)	(1.44)		100.0		100.0		
Concentrado	16.31	1.620	7.6	76.4	79.1	85.7	86.0		
Relave	62.02	113	0.33	20.2	20.9	14.0	14.0		
Pérdida				3.4		0.3			
T-4	Cabeza	100.0	178	1.16	100.0		100.0		Temp. : 800°C Tiempo : 30 min. Sal : 0.5% Coke : 5%
	Cab. Calculada		(174)	(1.17)		100.0		100.0	
	Concentrado	18.95	800	5.8	85.2	87.2	94.8	94.3	
	Relave	60.32	37	0.11	12.5	12.8	5.7	5.7	
	Pérdida				2.3		-0.5		
	Cabeza	100.0	178	1.16	100.0		100.0		
	Cab. Calculada		(174)	(1.19)		100.0		100.0	
	Concentrado	15.40	965	7.3	83.5	85.3	96.9	94.1	
	Relave	63.79	40	0.11	14.3	14.7	6.1	5.9	
	Pérdida				2.2		-3.0		
	(Promedio)								
	Cabeza	100.0	178	1.16	100.0		100.0		
Cab. Calculada		(174)	(1.18)		100.0		100.0		
Concentrado	17.18	855	6.5	84.4	86.2	95.8	94.2		
Relave	62.06	39	0.11	13.4	13.8	5.9	5.8		
Pérdida				2.2		-1.7			

TABLA N ° 2 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS CON LOS DIFERENTES LOTES DE BERENGUELA

(Continuación)

Min.	MUESTRAS	Peso (g)	LEY QUIMICA		Recup. Ag		Recup. Cu		CONDICIONES
			Ag (g/L)	Cu%	A%	B%	A%	B%	
T-5	Cabeza	100.0	451	1.33	100.0		100.0		Temp. : 800°C Tiempo : 30 min. Sal : 0.5% Coke : 5%
	Cab. Calculada		(442)	(1.38)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	12.64	2.850	10.2	72.3	75.9	96.9	93.7	
	Relave	67.02	159	0.13	23.6	24.1	6.5	6.3	
	Pérdida				4.1		-3.4		
	Cabeza	100.0	451	1.33	100.0		100.0		
	Cab. Calculada		(434)	(1.37)		100.0		100.0	
	Concentrado	12.45	2.580	10.1	71.2	74.0	94.5	92.1	
	Relave	67.18	168	0.18	25.0	26.0	8.1	7.9	
	Pérdida				3.8		-2.6		
	(Promedio)								
	Cabeza	100.0	451	1.33	100.0		100.0		
Cab. Calculada		(4.38)	(1.38)		100.0		100.0		
Concentrado	12.54	2.620	10.2	71.8	75.0	95.7	92.9		
Relave	67.10	163	0.15	24.3	25.0	7.3	7.1		
Pérdida				3.9		-3.0			
T-6	Cabeza	100.0	137	0.93	100.0		100.0		Temp. : 800°C Tiempo : 30 min. Sal : 0.5% Coke : 5%
	Cab. Calculada		(132)	(0.93)		100.0	100.0	100.0	
	Concentrado	16.07	392	3.1	46.0	47.7	53.6	53.6	
	Relave	68.30	101	0.63	50.4	52.3	46.4	46.4	
	Pérdida				3.6		0.0		

Condiciones de segregación: Condición standard para todas las pruebas
Horno estático de 100 gr.

Mineral :	- Cantidad	: 100 gr
	- Granulometría	: -65 malla
Segregación:	Temperatura	: 800 °C
	Tiempo	: 30 minutos
	Clorurante	: 0.5% en cabeza
	Reductor	: 5% en cabeza

Si observamos las consideraciones en las 6 muestras, encontramos relativamente buenos resultados con T-1 y T-4.

Entre la recuperación de Ag y Cu, existe una relación correlativa pero en cuanto al coeficiente es variable; dependiendo del mineral aplicado.

Dentro de los diferentes lotes usados en la Planta Piloto, el que se encuentra en mayor cantidad es T-5. Evaluando los resultados logrados a nivel de Laboratorio (Reporte #1 al 5) existe problemas en la recuperación de Ag, por esta razón se programaron pruebas para mejorar dicha recuperación.

2. • Pruebas de segregación con T-5

2-1). • Las condiciones de prueba se realizarón teniendo en cuenta los siguientes parámetros, para el diseño experimental

1- Cantidad de clorurante	0.5%	1.5%
2- Cantidad de Reductor	5%	3%
3- Pre-calentamiento (750°C x 20 min.)	SI	NO
4- Pirita	NO	2%
5- Granulometría	-48 malla	-100 malla

En la Tabla N° 3, se muestra el desarrollo del diseño experimental para las pruebas realizadas.

TABLA N° 3 DISEÑO EXPERIMENTAL L₁₆ CON EL MINERAL T-5

Número	PARAMETROS					NOTAS
	Cantidad de Sal (%)	Cantidad de Coke (%)	Pre-tostación	Pirita (%)	Ganulo-metría	
1	0.5	5	No	0	48	Primera línea ① Sal Segunda línea ② Coke Sexta línea ⑥ Pre-Cal Octava línea ⑧ Pirita Decimo Segunda línea ⑫ Granulo. Interrelación de : ① y ② → ③ ① y ⑥ → ⑦ ① y ⑧ → ⑨ ① y ⑫ → ⑬ ② y ⑧ → ⑩ ④, ⑤, ⑪, ⑭, ⑮ Son del Item Error.
2	0.5	5	No	2	100	
3	0.5	5	Si	0	100	
4	0.5	5	Si	2	48	
5	0.5	3	Si	0	48	
6	0.5	3	Si	2	100	
7	0.5	3	No	0	100	
8	0.5	3	No	2	48	
9	1.5	5	No	0	48	
10	1.5	5	No	2	100	
11	1.5	5	Si	0	100	
12	1.5	5	Si	2	48	
13	1.5	3	Si	0	48	
14	1.5	3	Si	2	100	
15	1.5	3	No	0	100	
16	1.5	3	No	2	48	

Los resultados se calcularon en función a la "ley calculada", y según análisis químico en el mineral cabeza, el cobre se encuentra (Cu: 1.25% / 1.28%) en un promedio de 1.26% y plata (411 gr/TM, 397 gr/TM) en un promedio de 404 gr/TM).

TABLA N° 4 RESULTADOS DE LA PRUEBA 1.16

Número	CONCENTRADO			RELAVE			RECUPERACION		OBSERVACION
	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Ag %	Cu%	
1	9.26	3.419	12.58	71.37	92	0.08	82.8	95.3	Feed : 100 gr/batch La recuperación es calculada en función de la cabeza calculada.
2	15.25	1.783	6.96	68.48	134	0.24	74.6	86.6	
3	12.98	2.067	8.96	68.53	98	0.06	80.0	96.6	
4	17.58	1.315	5.57	65.95	234	0.36	60.0	80.5	
5	12.95	2.461	9.67	65.62	131	0.05	78.7	97.4	
6	19.18	1.393	5.46	62.15	197	0.40	68.6	80.8	
7	10.23	3.286	11.85	68.71	67	0.10	88.0	74.6	
8	13.60	2.348	8.72	69.63	123	0.13	78.9	92.9	
9	12.17	2.496	8.32	67.53	88	0.13	83.6	92.0	
10	15.60	1.516	5.76	65.21	204	0.53	64.0	72.1	
11	17.78	1.358	6.91	62.42	209	0.09	64.9	95.6	
12	14.60	1.047	4.98	67.17	345	0.67	39.7	61.8	
13	10.07	2.348	11.25	66.12	221	0.08	61.8	95.5	
14	15.89	1.303	6.06	64.18	282	0.52	53.4	74.3	
15	12.15	2.542	8.93	67.38	86	0.17	84.2	90.5	
16	9.52	2.999	10.59	69.94	164	0.33	71.3	81.4	

Para analizar los resultados de estas pruebas se tiene en cuenta las recuperaciones de Cu y Ag el análisis de varianza se detallan en la Tabla N° 5. En esta Tabla se indica el análisis de varianza, en cuanto a la Ag y la Tabla N° 6 para el Cu, teniendo en cuenta la ley calculada para Cu, se tiene 1.23% y para la Ag 380 gr/TM, en comparación a la ley de cabeza, se nota que se encuentra relativamente bajos.

TABLA N.º 5

ANALISIS DE VARIANZA PARA Ag

	S	g	V	F		E (V)
① Sal	462.3	1	462.3	28.7	**	$F_9^1 (0.01) = 10.6$
② Coke	90.2	1	90.2	5.6	*	$F_9 (0.05) = 5.12$
⑤ Pre-calenta.	961.0	1	961.0	59.7	**	
③ Pirita	756.0	1	756.0	47.0	**	
⑫ Granulometría	16.0	1	16.0	1.0		
① x ⑥ Interrelación	156.3	1	156.3	9.7	*	
ERROR	145.2	9	16.1			
TOTAL	2.537.0	15				

TABLA N.º 6

ANALISIS DE VARIANZA PARA Cu

	S	g	V	F		E (V)
① Sal	256.0	1	256.0	9.7	**	$F_{12}^1 (0.01) = 9.33$
② Coke	(49.0)					$F_{12}^1 (0.05) = 4.75$
⑤ Pre-calenta.	(30.2)					
③ Pirita	1,024.0	1	1,024.0	38.9	**	
⑫ Granulometría	(2.2)					
① x ③ Interrelación	100.0	1	100.0	3.8		
ERROR	316.0	12	26.3			
TOTAL	1.696	15				

Analizando la Tabla N° 5, en cuanto a la Ag se puede decir lo siguiente:

- a).- En cuanto al clorurante hay significancia de 1% cuando se encuentra en 0.5% los resultados son mejores que 1.5%, es decir :

En 0.5% la recuperación promedio de plata es de 76.4%
En 1.5% la recuperación promedio de plata es de 65.4%

- b).- En cuanto al reductor hay significancia de 5%; en 3% los resultados son mejores que en 5%, es decir :

En 3%, la recuperación promedio de plata es de 73.1%
En 5%, la recuperación promedio de plata es de 68.7%

- c).- En cuanto al pre-calentamiento hay significancia de 1%, siendo los resultados mejores sin pre-calentamiento. Es decir :

Proceso sin pre-calentamiento, la recuperación promedio es 78.4%
Proceso sin pre-calentamiento, la recuperación promedio es 63.4%

- d).- En cuanto a la adición de pirita hay significancia de 1% siendo los resultados mejores sin la adición de éste. Es decir :

Sin adición de pirita al proceso, recup. promedio de Ag es 78.6%
Con adición de pirita (2%) al proceso, recup. promedio de Ag es 63.86

- e).- En cuanto a la interrelación entre clorurante y pre-calentamiento hay significancia de 5%. Es decir :

Con clorurante de 0.5% x Sin precalentamiento, la recuperación promedio de Ag es de 81.0%

Con clorurante de 0.5% x Con precalentamiento, la recuperación promedio de Ag es de 71.8%

Con clorurante de 1.5% x Sin precalentamiento, la recuperación promedio de Ag es de 75.8%

Con clorurante de 1.5% x Con precalentamiento, la recuperación promedio de Ag es de 55.0%

Analizando la Tabla N° 6, en cuanto al Cu se puede decir lo siguiente

a).- En cuanto al clorurante hay significancia de 1%, siendo los resultados mejores con 0.5%, en peso que 1.5%. Es decir:

Con 0.5% en peso, recuperación promedio de Cu es de 90.6%
Con 1.5% en peso, recuperación promedio de Cu es de 82.8%

b).- En cuanto a la adición de pirita hay significancia de 1%. Es decir:

Sin adición de pirita la recuperación promedio de Cu es 94.6%
Con adición de pirita (2%) la recuperación promedio de Cu es 78.8%

Analizando estos resultados del análisis de varianza, se nota evidente diferencia entre las condiciones de segregación para Cu y Ag, especialmente en la condición de precalentamiento, es decir cuando la temperatura de precalentamiento es mayor, de igual manera el tiempo de residencia, hay efectos negativos para la recuperación de Ag, no así para el Cu.

En la actual planta piloto para el precalentamiento se usa el horno de lecho fluidizado, donde el tiempo de residencia es mayor, por esta razón se realizó pruebas donde se evalúa la interrelación de temperatura y tiempo.

Hay bajos resultados cuando se adiciona pirita y se puede suponer que la causa es el consumo de oxígeno por el azufre; haciendo ésta un ambiente altamente reductora.

La relación de las presiones parciales entre CO y CO₂ es muy importante en el proceso de segregación (ambiente reductor) si aumentara la presión parcial de CO (monóxido de carbono) influenciaría negativamente el proceso.

2-ii).- Efecto de la recuperación de Ag con el precalentamiento

Con el análisis del diseño L₁₆ se pudo lograr corroborar la influencia negativa del precalentamiento en la recuperación de la Ag, programándose pruebas adicionales :

Los resultados se mencionan en la Tabla N° 7.

2-iii).- Efecto del clorurante y reductor

En el diseño L₁₆ la evaluación del efecto del clorurante y reductor no es muy completa, debido a la evaluación del efecto del precalentamiento y cantidad de pirita, por esta razón se han programada las siguientes pruebas :

Ver Tabla N° 8

TABLA N.º 7 PRUEBAS ADICIONALES DE PRECALENTAMIENTO

CONDICIONES		CONCENTRADO			RELAVE			RECUPERACION		OBSERVACION
Tiempo	Temp.	Peso	Ag (g/t)	Cu%	Peso	Ag (g/t)	Cu%	Ag%	Cu%	
Minuto	°C	(g)			(g)					Alimentación : 100 gr/batch Coke : 5% Sal : 0.5% Temp.: 800°C Sin pre-calenta.
30	700	9.73	2.220	11.00	59.94	270	0.19	57.2	90.4	
30	750	10.77	1.940	10.25	60.11	290	0.08	54.5	95.8	
30	800	12.62	1.550	9.50	58.94	320	0.12	50.9	94.4	
30	850	9.73	1.530	10.55	60.38	370	0.32	40.0	84.2	
15	700	12.62	2.200	9.13	58.94	180	0.12	72.4	94.2	
15	750	13.00	2.080	8.75	57.93	190	0.09	70.9	95.6	
15	800	13.44	1.980	8.15	57.37	200	0.08	70.0	96.0	
15	850	12.22	1.875	8.70	58.00	253	0.10	61.0	94.8	
		12.64	2.650	10.20	67.02	159	0.13	75.9	93.7	

Según análisis de esta tabla se puede decir :

Alta temperatura y tiempo de residencia mayor en el precalentamiento, afectan la recuperación de la Ag, más no del Cu. Se puede suponer que el mineral de Ag cambia su estructura mineralógica, oxidándose más y haciendo difícil su reacción en segregación. Sin embargo en la actual planta piloto no se puede dejar de usar el precalentamiento, mas bien se trabaja a bajas temperaturas para lograr recuperar la Ag eficientemente.

TABLA N° 8 PRUEBA DE CONFIRMACION DEL EFECTO DEL CLORURANTE Y REDUCTOR

Reduc- tor %	Cloru- ro %	CONCENTRADO			RELAVE			RECUPERACION		OBSERVACIONES
		Peso (g)	Ag (g/t)	Cu%	Peso (g)	Ag (g/t)	Cu%	Ag%	Cu%	
	Na Cl									
2	0.3	6.50	4.467	18.0	75.40	189	0.24	67.1	86.6	
4	0.5	8.29	3.978	14.93	72.13	149	0.12	75.4	93.5	
5	0.3	11.65	2.610	10.56	74.58	158	0.15	72.1	91.7	
5	0.5	9.85	3.310	12.15	65.61	157	0.13	76.0	93.3	
5	0.6	15.01	2.210	8.15	60.16	165	0.17	77.0	92.3	
6	0.5	10.77	2.925	11.10	73.86	172	0.17	71.3	90.5	
10	0.3	17.92	1.516	4.72	62.80	212	0.71	67.1	63.2	
	Ca Cl ₂									
5	0.5	9.96	3.396	12.35	70.24	138	0.13	76.0	93.1	

Según resultados de la Tabla # 8, hay tendencia en bajar la recuperación con la condición de 0.3% de NaCl; (pero no existe problema alguno por esta tendencia a bajar). Si en lugar del cloruro de sodio, se usa el cloruro de calcio obteniéndose la misma eficiencia, pero no es recomendable para usar en Planta, debido a su manipuleo por ser una sal higroscópica y costosa.

En cuanto a la adición del coke, cuando existe en exceso, el ambiente reductor creado afecta la reacción en el horno rotatorio. Se considera la cantidad adecuada de coke 3-5% en cabeza en los resultados a nivel del Laboratorio. Sin embargo entre la Planta Piloto y Laboratorio los tipos de hornos son diferentes uno de ellos es eléctrico y el otro es de gas.

Por ésta razón no se puede aplicar los datos obtenidos en el laboratorio, debido a que el horno de gas contiene un porcentaje parcial de carbono por efecto de la combustión, formando primero dióxido de carbono (CO_2) y luego a mayor ambiente reductor produce monóxido de carbono (CO), entonces la cantidad de coque necesario no es la misma en comparación del horno eléctrico, generalmente es menos.

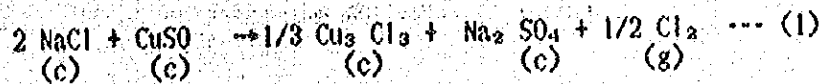
La forma de calentamiento del horno de gas es de llama directa mientras en el horno eléctrico es externo.

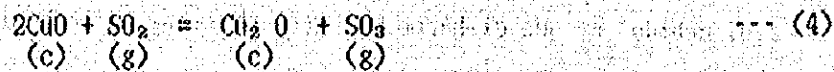
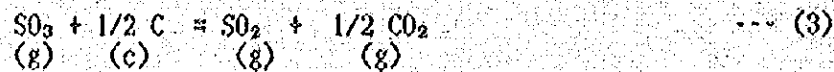
Además en el horno de gas existe, vapor de agua producido por la combustión. La presión parcial del HCl disminuye, por ésta razón afecta la reacción de segregación disminuyendo su cinética, en consecuencia es difícil ajustar la atmósfera necesaria para una buena segregación.

3.- Pruebas de mejoramiento para la recuperación de Ag

3 -1).- Prueba de la adición del sulfato de cobre

Cuando existe sulfato de cobre en la reacción de segregación se puede presumir las siguientes reacciones :





Según la ecuación # (1), el sulfato de cobre ayudaría la producción del ácido clorhídrico. Tabla N ° 9.

3-11).- Prueba añadiendo el silicato de Cu y Carbonato de Cu.

Se dice que fundamentalmente existe diferentes reacciones entre Cu y Ag. en el proceso de Segregación (Según el Ing. Iwasaki de la Universidad de MINNESOTA U.S.A.):

En cuanto al Cu, la presión parcial del Cu_2Cl_2 , es alta por lo cual se evapora y luego se reduce con el carbón, pero en el caso de la Ag la presión parcial del cloruro de Ag es baja a una temperatura de 800°C , pues permanece en estado líquido y no se puede evaporar. En realidad mediante las pruebas de segregación la Ag se recupera porque se considera que la Ag forma una aleación con el Cu.

En este caso, como existe relación entre la cantidad de Cu y Ag, aumentando la ley de Cu en cabeza, se puede presumir la mayor recuperación de Ag, razón por la cual, al añadir una alta ley de Cu (óxido) a la cabeza se estudia la variación de la recuperación de Ag. Tabla N ° 10.

TABLA N° 9

PRUEBA CON SULFATO DE COBRE

CuSO ₄ %	Ley Química		Concentrado			Relave			Recuperación	
	Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Ag%	Cu%
0	434	1.32	10.95	3.000	11.5	72.60	145	0.09	75.7	95.1
0.5	430	1.42	14.82	2.250	9.2	67.34	143	0.09	77.6	95.7
1	448	1.52	14.32	2.400	10.2	70.39	146	0.08	77.0	96.3
2	436	1.80	14.19	2.350	12.2	70.25	146	0.10	76.5	96.1

NOTA : Referente a la recuperación de Ag se está incluyendo el Cu, del sulfato añadido . La ley química en cabeza es la siguiente : Ag 452 g/t, Cu 1.36%, Mn 16.5%.

TABLA N.º 10 PRUEBA CON OXIDO DE COBRE

	Ley Química		Concentrado			Relave			Recuperación	
	Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Ag%	Cu%
0	418	1.35	12.50	2.445	10.2	71.85	154	0.11	73.5	94.2
2	412	1.87	10.85	2.760	16.0	73.28	153	0.18	72.8	92.9
4	409	2.36	13.66	2.080	14.2	72.81	172	0.58	69.4	82.1
6	407	2.93	14.07	2.120	17.92	68.72	158	0.60	73.3	85.9
8	375	3.34	13.38	2.030	20.0	70.21	178	1.15	72.3	80.0
10	370	3.65	13.57	2.100	21.8	68.78	124	1.01	77.0	81.0
* 50	210	14.04	15.10	1.200	60.0	68.73	42	7.25	86.3	6.45

NOTA : El óxido de Cu añadido es : crisocola y malaquita, La ley química es :
Cu 25% y Fe 1.4%.

* Se realizó como prueba de referencia con la adición del 50% de Cu oxidado.

La recuperación no es buena y la condición de segregación es de 100 gr.

NaCl 0.5%, Coke 5%, temperatura 800°C

Según la Tabla # 10, podemos observar que es difícil, el mejoramiento de la recuperación de Ag con la adición de leyes altas de Cu al mineral cabeza.

En el caso de presumirse que el producto es una aleación Cu y Ag en segregación (fase principal) consideramos que la matriz de la aleación no es el Cu sino la Ag, por esta razón se explica que no obstante aumente la ley de Cu, no aumente la recuperación de Ag.

3-III). - Varias Pruebas

A fin de lograr eficiencia en la reacción de segregación ampliando el área de superficie, no se logra buenos resultados (4to. Reporte Técnico). Con la pulverización del mineral se hace difícil la operación en la Planta, ya que aumenta la pérdida como polvo y en todo caso la pulverización es costosa.

4.- PRUEBAS VARIAS

4-i).- Pruebas mixtas con lotes T-5 y T-2

Se realizaron estas pruebas mixtas con T-2 de baja ley y T-5 usada en la Planta Piloto y que se encuentra en mayor cantidad, los resultados se indican en la Tabla N° 11.

4-ii).- Pruebas con separación magnética

Se realizaron pruebas con el objeto de recuperar manganeso los resultados se indican en la Tabla N° 12.

Según esta tabla, el manganeso se ha podido recuperar con leyes del 37% en concentrado, que comercialmente es bajo (generalmente la ley comercial se encuentra por encima de 45-50%)

En el mineral de Berenguela hay una gran correlación entre Mn y Fe siendo por esta razón la formación de los ferro-manganesos. (Continúa pág. # 25).

TABLA N° 11 RESULTADOS DE PRUEBAS MIXTAS CON T-2 y T-5

T-5 %	T-2 %	Ley Química		Concentrado			Relave			Recuperación	
		Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Peso %	Ag (g/t)	Cu%	Ag%	Cu%
100	0	428	1.35	17.26	1.930	7.50	83.13	150	0.09	77.9	95.8
0	100	128	1.05	22.28	464	4.40	61.63	40	0.12	80.7	93.0
50	50	268	1.18	16.05	1.266	6.85	65.53	99	0.12	75.8	93.3
70	30	338	1.28	17.12	1.488	7.05	64.72	130	0.12	75.1	94.0
30	70	228	1.16	18.88	917	5.66	65.27	75	0.14	78.5	91.9

NOTA : Temperatura: 800 °C , 30 minutos , Coke 5% , Sal 0.5%

Según esta tabla, las pruebas mixtas de T-5 y T-2, no afecta en los resultados.

TABLA N.º 12

PRUEBAS DE SEPARACION MAGNETICA

Producto Magnetizado	Peso (%)	LEY QUIMICA				DISTRIBUCION			
		Ag (g/t)	Cu%	Fe%	Mn%	Ag%	Cu%	Fe%	Mn%
(+100 malla)									
0.4A Magnetico	39.4	417	1.54	8.36	37.91	44.3	48.3	54.1	64.0
0.7A "	10.4	464	1.70	7.63	32.59	13.2	14.4	13.3	14.8
1.0A "	30.2	362	1.34	5.38	14.63	29.5	32.2	26.7	18.9
1.0A No Magn.	19.8	243	0.32	1.83	2.68	13.0	5.1	5.9	2.3
	100.0	371	1.26	6.09	23.33	100.0	100.0	100.0	100.0
(-100 +200 malla)									
0.4A Magnetico	32.2	421	1.49	8.78	37.00	40.7	44.2	49.2	57.0
0.7A "	12.5	444	1.66	8.13	33.68	16.7	19.1	17.7	20.1
1.0A "	21.9	356	1.42	6.01	18.33	23.4	28.7	22.9	19.2
1.0A No Magn.	33.4	192	0.26	1.75	2.31	19.2	8.0	10.2	3.7
	100.0	333	1.09	5.74	20.91	100.0	100.0	100.0	100.0

NOTA :

- El equipo utilizado es del tipo FRANZT ISO DYNAMIC SEPARATOR

Cuya intensidad magnética (MAX) 0.4Ampear 5,200 gaus

0.7Ampear 9,200 gaus

1.0Ampear 12,800 gaus

- Condición de Segregación : 800 °C, 30 min, Coke 5%, Sal 0.5%

En el producto segregado :

El coeficiente de correlación : 0.98 (9 muestras)

Ecuación de regresión lineal : $y = 0.19x + 1.8$

En el relave :

El coeficiente de correlación : 0.99 (13 muestras)

Ecuación de regresión lineal : $0.23x + 1.3$

donde : Y = Ley de Fe

X = Ley de Mn

En cuanto al mineral cabeza, los resultados no son tan considerables, porque con 0.4A se ha logrado recuperar un concentrado de Mn no mayor de 28%.

V).- CONSIDERACIONES FINALES

- Las pruebas realizadas se han efectuado con mineral que se usaron en Planta Piloto, lográndose los siguientes resultados :
El yacimiento Berenguela tiene varias vetas, donde Esmeralda Lado Sur (T-5) tiene mayor contenido de Ag, su recuperación en cuanto al Cu no existe problemas, no así en cuanto a la Ag, por tal razón se han realizado varias pruebas para tratar de recuperar la Ag encontrándose dificultades.

- A nivel batch (laboratorio) se emplea horno eléctrico tipo tubular estático donde la combustión es externa, en Planta Piloto el horno tipo rotatorio la combustión es interna (gas ó petróleo) por esta razón se puede suponer que la reacción de segregación cambia. Sin embargo los datos logrados a nivel de laboratorio serán usados en Planta Piloto. Las conclusiones de este trabajo son :

- 1)- La alta temperatura y el prolongado tiempo (30 minutos) de pre-calentamiento tienen influencia, totalmente negativa en la recuperación de Ag no así en la del Cu.
- 2)- Asimismo el exceso de coke afecta negativamente en la reacción de segregación por cuanto genera un ambiente fuertemente reductor.
- 3)- En cuanto a la alimentación de la sal (NaCl) podemos afirmar que es suficiente 0.5%.
- 4)- A fin de mejorar la recuperación de Ag se realizaron algunas pruebas de segregación añadiendo malaquita, crisocola y sulfato de cobre observándose que no tuvieron buen resultado.
- 5)- Se llevaron a cabo algunas pruebas de segregación magnética con el fin de recuperar manganeso a partir de los relaves de flotación obteniéndose concentrados de manganeso, con leyes de 37% los cuales son muy bajas para ser considerado como concentrado comercial de Mn.

Considerando los resultados de estas pruebas necesitamos aplicarlos a la Planta Piloto de Segregación añadiendo las siguientes condiciones :

- 1- Mantenga la temperatura de precalentamiento menor de 700°C . La Planta Piloto de Segregación emplea el Horno de Cama Fluidizada para el precalentamiento del mineral observándose de que es difícil acortar el tiempo de precalentamiento, razón por la cual la temperatura de precalentamiento es más fácil de controlar (menor de 700°C) a fin de elevar la recuperación de la Ag.
- 2- La composición de gases en el Horno Reactor debe mantenerse CO : cerca de 0% ; CO_2 : más ó menos 15% y O_2 : 2 a 4%, lo cual se consigue regulando en el quemador, la alimentación de aire y de gas, manteniendo siempre la alimentación de coke menor de 5%.
- 3- La alimentación de sal (NaCl) será menor de 0.5% con la aplicación de estas condiciones mencionadas se tratará de encontrar los mejores resultados a nivel de Planta Piloto, para elevar la recuperación de la Ag.

INGENIEROS RESPONSABLES DE LAS PRUEBAS

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY (JICA)

ING. MASAHIDE NAKAO

ING. KINZO ASARI

INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO (INGEMMET)

PROYECTO DE SEGREGACION

ING. JORGE QUISEPÉ B.

ING. MERCEDES MISARI

LABORATORIO DE QUIMICA ANALITICA

QUIM. JULIA PARRA

QUIM. MARIA JARA

ベルギー 共和国

ベルギーラ 鉛 セグレーション 基礎試験 (第一報)

1985年 7月

鉛-酸化鉛 処理 70% 以上

高橋 久

中尾 正英

木戸 宏

浅利 金三