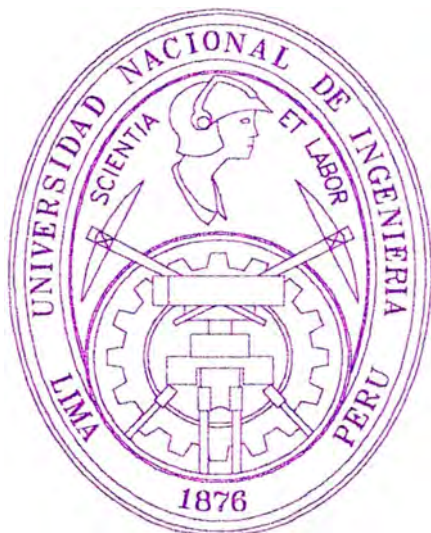


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE
INGENIERÍA FACULTAD DE
INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y
METALÚRGICA**



**“ESTUDIO METALURGICO PARA DEFINIR EL PROCESO
DE TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE ORO DE LA
CIA. MINERA EL MISTI GOLD S.A.”**

INFORME DE INGENIERÍA

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR:

Daniel Alfredo, Ortecho Acosta

Promoción 83-II

Lima - Perú

1 9 9 9

DEDICATORIA

A Juana y Virgilio mis padres por el apoyo incondicional que me dieron en mi formación profesional y a mi esposa María Julia por ser parte de este paso trascendental en mi vida.

I N D I C E

Página

CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	05
1.1 INTRODUCCIÓN.....	05
1.2 OBJETIVOS DEL PROYECTO.....	06
CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DE LA MINA MISTI GOLD S.A.	07
2.1 Ubicación y Accesos.....	07
2.2 Geología.....	07
2.2.1 Depósitos de mineral	08
CAPITULO III: PRUEBAS EXPERIMENTALES	09
3. Pruebas Experimentales.....	09
3.1. Caracterización del mineral.....	09
3.1.1 Mineralogía	09
3.1.2 Análisis químico del mineral	10
3.1.3 Gravedad específica	10
3.1.4 Work Index	11
3.2 Pruebas de Moliendabilidad.....	12
3.3 Pruebas Metalúrgicas.....	15
3.3.1 Cianuración con Carbón en pulpa de los minerales Oxidados	15
3.3.1.1 Prueba experimental N°1	15
3.3.1.2 Prueba experimental N°2	18
3.3.1.3 Prueba experimental N°3	20
3.3.1.4 Prueba experimental N°4	23
3.3.2 Cianuración con Carbón en pulpa de los minerales Sulfurados	25

3.3.2.1	Prueba experimental N°5.....	25
3.3.2.2	Prueba experimental N°6.....	28
3.3.2.3	Prueba experimental N°7.....	30
3.3.2.4	Prueba experimental N°8.....	32
3.3	Pruebas de Flotación de los minerales sulfurados de oro...	35
3.3.1	Prueba de Flotación N° 1.....	35
3.3.2	Prueba de Flotación N° 2.....	38
3.3.3	Prueba de Flotación N° 3.....	41

CAPITULO IV: SELECCIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACIÓN DE UNA PLANTA DE FLOTACION DE 3000 TM/DIA.....44

4.1	Introducción.....	44
4.2	Selección Del Diagrama de flujo de operación de la Planta de Flotación de minerales sulfurados de oro.....	45
4.2.1	Parámetros de Operación.....	45
4.2.2	Selección de Equipos y Materiales.....	46
4.2.2.1	Sección chancado.....	46
4.2.2.2	Sección Molienda.....	50
4.2.2.3	Sección Flotación.....	52
4.2.3	Descripción del Proceso.....	54
4.2.4	Diagrama de Flujo de Operación.....	57

CAPITULO V: OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....58

ANEXO 1.....	70
--------------	----

CAPITULO 1

INTRODUCCION

1.1 INTRODUCCION

El presente estudio tiene la finalidad de determinar el proceso metalúrgico que permita seleccionar una planta cuya capacidad permita, desarrollar un proyecto económico y rentable.

De acuerdo a la evaluación geológica, de las reservas y las leyes del mineral de oro, la capacidad de la planta sería de 3000 TM/día.

De acuerdo al desarrollo de las pruebas metalúrgicas los procesos metalúrgicos alternativos serían:

- Cianuración con Carbón en Pulpa de los minerales oxidados.
- Flotación de los minerales sulfurados complementados con la Cianuración con Carbón en pulpa, previa remolienda de los concentrados de flotación.
- Cianuración con Carbón en pulpa de la mezcla de los minerales oxidado y sulfurados, empleando reactivos que permitan mejorar la disolución del oro que forma parte de los sulfuros.

Las conclusiones muestran la Factibilidad de seleccionar el proceso metalúrgico que permita desarrollar el proyecto Minero-Metalúrgico, que permita obtener una adecuada rentabilidad.

1.2 OBJETIVOS DEL ESTUDIO

El estudio a desarrollarse cuenta con los siguientes objetivos:

- i.** Seleccionar el proceso metalúrgico para los dos tipos de minerales de oro (oxidado y sulfurados).
- ii.** Evaluar las siguientes alternativas:
 - Cianuración por Agitación con carbón en pulpa de los minerales oxidados.
 - Cianuración con Carbón en pulpa de los minerales sulfurados.
 - Flotación de los minerales sulfurados.
- iii.** Seleccionar una planta de Flotación para una capacidad de 3000 TM/día.

CAPITULO 2

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

MISTI GOLD S.A.

2.1 UBICACION Y ACCESOS

La Mina MISTI GOLD S.A. se encuentra ubicada en el Departamento de Apurímac, Provincia de Grau, Distrito de Turpay, a una altura promedio de 3865 msnm.

La mina es accesible por las siguientes vías:

- i. Lima, Cuzco, Abancay, Chuquibambilla, Mina
- ii. Lima, Puquio, Andahuayllas, Chuquibambilla, Mina.

2.2 GEOLOGIA

La mina de el Misti Gold S.A, se encuentra en un ambiente donde la andesita intrusiva ha invadido la caliza Ferrobamba. El intrusivo ha roto violentamente a la caliza, en algunos lugares, produciendo brechas tectónicas; en otras ha sido menos violenta no observándose la brecha.

El intrusivo es generalmente masivo, aunque en algunos lugares se presenta como una brecha intrusiva con fragmentos de caliza.

El intrusivo ha producido alteración en las calizas, consistente en marmolización, silicificación, granatización, cuya roca resultante se conoce con el nombre de tactita.

Posteriormente se depósito la mineralización en las fracturas preexistentes, en los vacíos de la brecha tectónica y/o reemplazando algunas capas de caliza.

2.2.1 Depósitos de mineral

Como se dijo anteriormente la mineralización se encuentra en los contactos de los intrusivos en las fallas o fracturas, o reemplazando algunas calizas.

Se presentan como cuerpos irregulares en un área aproximada de 300 m x 200 m.

Los cuerpos ubicados al borde del intrusivo forman una franja cuyo ancho varía entre algunos centímetros y 20-30 mts. Esta aureola forma vetas masivas cuando la franja es muy angosta y en los casos en que se produjo el brechamiento la mineralización presenta textura escarapelada. En los casos en que se ha producido brechamiento, este no sólo compromete a la caliza sino también al propio intrusivo. Las zonas de fracturamiento o fallamiento se encuentran tanto en las calizas como en el intrusivo. En las calizas son poco frecuentes, observándose que en el intrusivo son más frecuentes e importantes.

Los cuerpos de reemplazamiento se diferencian de la mineralización en brecha, porque tienen textura estratiforme (rítmica), la cual no se aprecia en la brecha tectónica que en cambio, tiene textura escarapelada.

CAPITULO 3

PRUEBAS EXPERIMENTALES

III. PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.1 CARACTERIZACION DEL MINERAL

3.1.1 Mineralogía

El depósito de mineral está compuesto por minerales mixtos, sulfuros primarios y óxidos. Los sulfuros primarios se han depositado con las siguientes secuencias paragenéticas: cuarzo, pirita, chalcopirita, rodocrosita, baritina, predominando la pirita residual y observándose accidentalmente la presencia de chalcopirita.

Los minerales secundarios (óxidos) constan principalmente de limonitas, hematita, pirolusita, predominando las limonitas, así como se observan esporádicamente la presencia de malaquita, azurita, covelita y otros óxidos de cobre sin mayor significado por su volumen.

El oro se encuentra en partículas muy finas distribuido dentro de los minerales oxidados de fierro y los sulfuros (piritas auríferas). En un menor grado existe oro deseminado en el cuarzo 20 a 30 % aproximadamente. En lo referente a la plata, se encuentra distribuida en forma muy irregular probablemente en su mayor proporción asociado con la pirita.

3.1.2 Análisis químico del mineral

Mina el Misti Gold, de acuerdo a sus estudios geológicos, posee 2 tipos de mineral de oro: oxidado y sulfurado. A continuación en las Tablas N° 1 y N° 2 se detallan los análisis químicos.

TABLA N° 1

Mineral Oxidado

Au (gr/TM)	Ag (Oz/TM)
1.70	1.43

TABLA N° 2

Mineral Sulfurado

Au (gr/TM)	Ag (Oz/TM)
1.53	0.72

3.1.3 Gravedad específica

La gravedad específica del mineral fue determinado por el método del **PICNOMETRO**.

Mineral oxidado

G.E. = 2.65 GR/CC

Mineral sulfurado

G.E. = 2.70 GR/CC

3.1.4 Work Index

El índice de trabajo (Work Index) fue determinado por el método **COMPARATIVO**.

Mineral oxidado

$$W.I. = 12.6 \text{ Kw-h/TC}$$

Mineral Sulfurado

$$W.I. = 12.7 \text{ Kw-h/TC}$$

3.2 Pruebas de Moliendabilidad

Con la finalidad de determinar la recta de molienda, la cual nos permitirá obtener los diversos tiempos de molienda para los porcentajes de granulometría que se usarán en las diversas pruebas metalúrgicas, usando como referencia la malla 200 (75 micrones). Las **Tablas N° 3 y N° 4**, nos presenta los resultados obtenidos:

TABLA N° 3
MINERALES SULFURADOS

TIEMPO (MINUTOS)	% - 200 MALLAS
0	32,77
5	48,75
10	57,61
15	66,98
25	75,70
$\% -200 \text{ MALLAS} = 30,922 * (t)^{0.27908}$ Tiempo de molienda a 55% -200 mallas = 7'53" Tiempo de molienda a 80% -200 mallas = 30'09"	

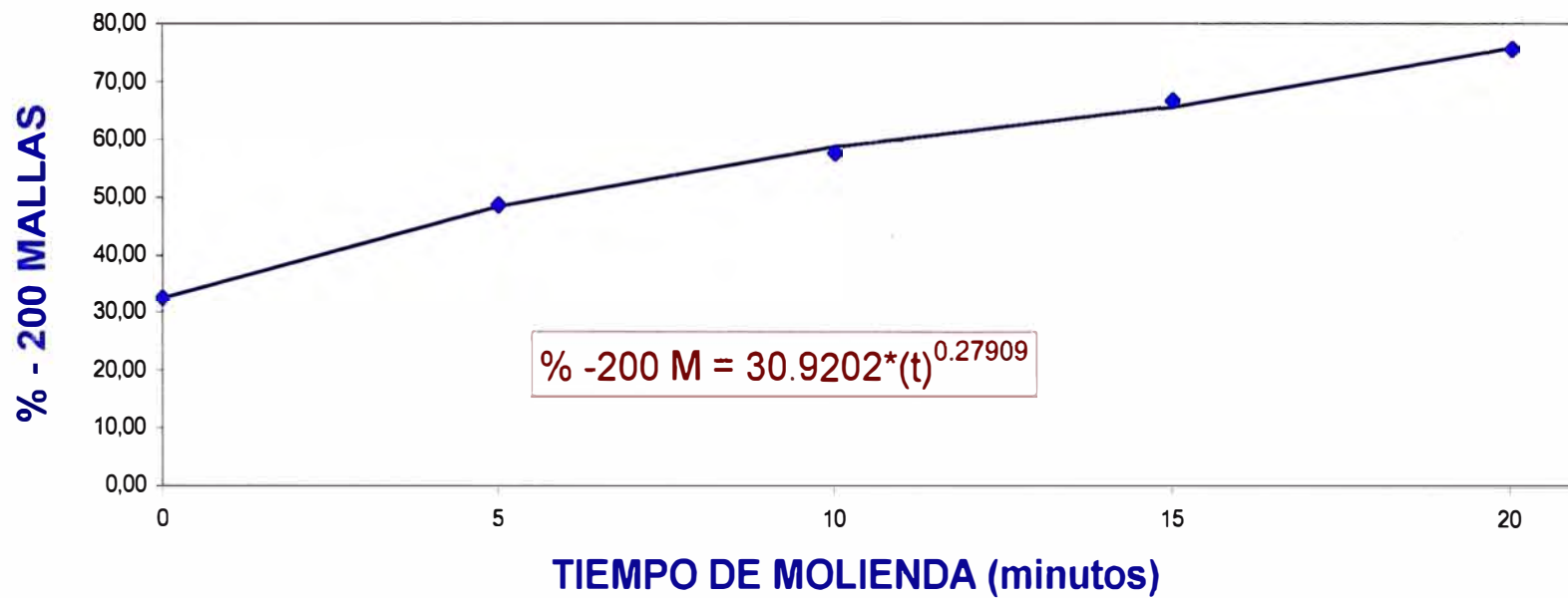
El **gráfico N° 1**, nos muestra la curva de moliendabilidad obtenida para el mineral a emplearse en las pruebas metalúrgicas de flotación.

TABLA N° 4
MINERALES OXIDADOS

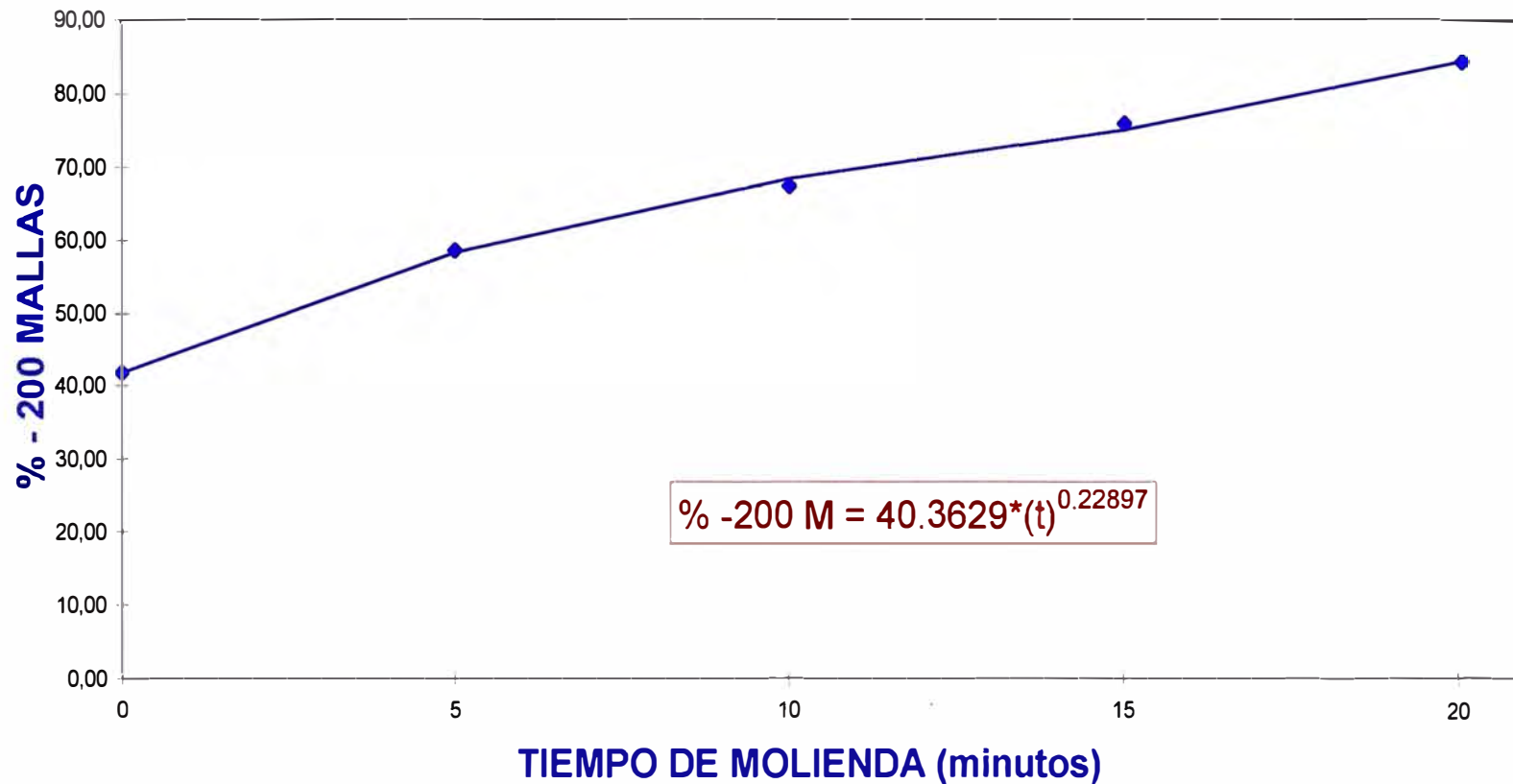
TIEMPO (MINUTOS)	% - 200 MALLAS
0	42.08
5	58.63
10	67.38
15	75.90
25	84.23
% -200 MALLAS = $40.3629 (t)^{0.22897}$ Tempo de molienda a 80% -200 mallas = 19'50"	

El **gráfico N° 2**, nos muestra la curva de moliendabilidad obtenida para el mineral oxidado a emplearse en las pruebas metalúrgicas de cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa.

PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD DEL MINERAL
SULFURADO DE ORO DE CIA. MINERA EL MISTI GOLD
S.A.
GRAFICO N° 1



**PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD DEL MINERAL
OXIDADO DE ORO DE CIA. MINERA EL MISTI GOLD
S.A.
GRAFICO N° 2**



3.3 PRUEBAS METALURGICAS

3.3.1 CIANURACION CON CARBON EN PULPA DE LOS MINERALES OXIDADOS DE ORO

De acuerdo al plan de estudio del proyecto se ejecutaron 04 pruebas experimentales de cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa.

Cada prueba experimental constara de las siguientes etapas:

- Molienda, donde se adicionara NaCN 1kg/TM, para acelerar la etapa de disolución.
- CIL, en esta etapa se adicionara carbón activado, para extraer el oro y la plata disuelto y a la vez disolver los contenidos en el mineral. Se recupera el carbón cargado con oro (Carbón 1).
- LIX, en esta etapa se adiciona NaCN al 0.1%, agitándose para disolver la parte no disuelta en las etapas anteriores.
- CIP, en esta etapa se adiciona carbón activado, para recuperar el oro disuelto en la anterior etapa.

3.3.1.1 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 1

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral	1 kg
Granulometria	80% -200 mallas
L/S	½
NaCN	1 kg/TM

Cal	4 kg/TM
Tiempo	19'50"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado	10 gr/lit
Cal	3 kg/TM
Densidad de pulpa	1200 gr/lit
pH	10.5 -11
Tiempo	2 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN	0.1%
pH	10.5-11
Tiempo	2 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado	10 gr/lit
Densidad de pulpa	1200 gr/lit
pH	10.5 - 11
Tiempo	4 horas
Consumo de Cal	7.00 kg/TM
Consumo de NaCN	1.14 kg/TM

RESULTADOS

La Tabla N° 5, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 1.

TABLA N° 5

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.25	0.25	9.2
CIL	2.00	2.33	0.05	0.30	11.0
LIX	2.00	4.33	0.25	0.55	11.0
CIP	4.00	8.33	0.59	1.14	10.8

A continuación las Tablas N° 6 y N° 7 nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 1. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 6**BALANCE METALURGICO POR ORO**

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	1.176	1.176	72.73	72.73
CIL	2.00	2.33	0.195	1.371	12.03	84.76
LIX	2.00	4.33	0.008	1.379	0.51	85.27
CIP	4.00	8.33	0.022	1.401	1.35	86.62
RELAVE			0.216	1.617	13.38	100.00
CAB. CALC.			1.617		100.00	

TABLA N° 7**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	9.128	9.128	23.86	23.86
CIL	2.00	2.33	5.355	14.483	14.00	37.86
LIX	2.00	4.33	6.262	20.745	16.37	54.23
CIP	4.00	8.33	0.744	21.489	1.95	56.18
RELAVE			16.771	38.260	43.82	100.00
CAB. CALC.			38.260		100.00	

3.3.1.2 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 2

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral	1 kg
Granulometria	80% -200 mallas
L/S	½
NaCN	1 kg/TM
Cal	7 kg/TM
Tiempo	19'50"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado	10 gr/lt
Densidad de pulpa	1200 gr/lt
pH	10.5-11
Tiempo	3 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN	0.1%
pH	10.5-11
Tiempo	3 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado	10 gr/lt
Densidad de pulpa	1200 gr/lt

pH	:	10.5 - 11
Tiempo	:	6 horas
Consumo de Cal	:	7.00 kg/TM
Consumo de NaCN	:	1.03 kg/TM

RESULTADOS

La **Tabla N° 8**, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 2.

TABLA N°8

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.30	0.30	10.8
CIL	3.00	3.33	0.14	0.44	10.8
LIX	3.00	6.33	0.28	0.72	11.0
CIP	6.00	12.33	0.31	1.03	10.7

A continuación las **Tablas N° 9 y N° 10** nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 2. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 9**BALANCE METALURGICO POR ORO**

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	1.162	1.162	72.93	72.93
CIL	3.00	3.33	0.124	1.286	7.78	80.71
LIX	3.00	6.33	0.120	1.406	7.55	88.26
CIP	6.00	12.33	0.062	1.468	3.86	92.12
RELAVE			0.126	1.594	7.88	100.00
CAB. CALC.			1.594		100.00	

TABLA N° 10**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	10.360	10.360	27.63	27.63
CIL	3.00	3.33	8.737	19.097	23.30	50.93
LIX	3.00	6.33	0.968	20.065	2.58	53.51
CIP	6.00	12.33	0.024	20.089	0.06	53.57
RELAVE			17.406	37.495	46.43	100.00
CAB. CALC.			37.495		100.00	

3.3.1.3 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 3**Condiciones:****Molienda**

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% -200 malla
L/S	:	½
NaCN	:	1 kg/TM
Cal	:	7 kg/TM

Tiempo 19'50"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado 15 gr/lit
Densidad de pulpa 1200 gr/lit
pH 10.5-11
Tiempo 2 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN 0.1%
pH 10.5-11
Tiempo 2 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado 15 gr/lit
Densidad de pulpa 1200 gr/lit
pH 10.5 - 11
Tiempo 4 horas
Consumo de cal 7.00 kg/TM
Consumo de NaCN 1.07kg/TM

RESULTADOS

La Tabla N° 11, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 3.

TABLA N° 11

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.36	0.36	10.8
CIL	2.00	2.33	0.08	0.44	10.8
LIX	2.00	4.33	0.24	0.68	11.0
CIP	4.00	8.33	0.39	1.07	10.7

A continuación las **Tablas N° 12 y N° 13** nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 3. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 12**BALANCE METALURGICO POR ORO**

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	1.201	1.201	75.39	75.39
CIL	2.00	2.33	0.025	1.226	1.56	76.95
LIX	2.00	4.33	0.055	1.281	3.42	80.37
CIP	4.00	8.33	0.086	1.367	9.18	89.55
RELAVE			0.160	1.527	10.45	100.00
CAB. CALC.			1.527		100.00	

TABLA N° 13**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	10.920	10.920	28.48	28.48
CIL	2.00	2.33	2.610	13.530	6.81	35.29
LIX	2.00	4.33	7.478	21.008	19.50	54.79
CIP	4.00	8.33	0.700	21.708	1.83	56.62
RELAVE			16.632	38.340	43.38	100.00
CAB. CALC.			37.495		100.00	

3.3.1.4 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 4

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral	1 kg
L/S	½
NaCN	1 kg/TM
Tiempo	19'50"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado	15 gr/lt
Densidad de pulpa	1200 gr/lt
pH	10.5-11
Tiempo	3 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN	0.1%
pH	10.5-11
Tiempo	3 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado	15 gr/lt
Densidad de pulpa	1200 gr/lt
pH	10.5 - 11
Tiempo	6 horas

Consumo de cal : 7.00 kg/TM

Consumo de NaCN : 1.49 kg/TM

RESULTADOS

La **Tabla N° 14**, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 4.

TABLA N° 14

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.41	0.41	11.00
CIL	3.00	3.33	0.25	0.66	10.10
LIX	3.00	6.33	0.16	0.82	10.75
CIP	6.00	12.33	0.67	1.49	10.55

A continuación las **Tablas N° 15 y N°16** nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 3. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 15

BALANCE METALURGICO POR ORO

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	1.148	1.148	72.05	72.05
CIL	3.00	3.33	0.802	1.950	12.28	84.33
LIX	3.00	6.33	0.199	2.149	8.62	92.95
CIP	6.00	12.33	0.004	2.153	0.15	93.10
RELAVE			0.160	2.313	6.90	100.00
CAB. CALC.			2.313		100.00	

TABLA N° 16**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	10.920	10.920	28.15	28.15
CIL	3.00	3.33	8.145	19.065	20.99	49.14
LIX	3.00	6.33	.3.178	22.243	8.19	57.33
CIP	6.00	12.33	0.599	22.842	1.54	58.87
RELAVE			15.956	38.798	41.13	100.00
CAB. CALC.			38.798		100.00	

3.3.2 CIANURACION CON CARBON EN PULPA DE LOS MINERALES SULFURADOS DE ORO

De acuerdo al plan de estudio del proyecto se ejecutaron 04 pruebas experimentales de cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa, de los minerales sulfurados. Las etapas empleadas en el desarrollo de las pruebas fueron similares a los empleados para los minerales oxidados de oro.

3.3.2.1 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 5

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% -200 mallas
L/S	:	½
NaCN	:	1 kg/TM
Cal	:	7 kg/TM

Tiempo 30'09"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado 10 gr/lt
Densidad de pulpa 1200 gr/lt
pH 10.5 -11
Tiempo 2 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN 0.1%
pH 10.5-11
Tiempo 2 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado 10 gr/lt
Densidad de pulpa 1200 gr/lt
pH 10.5 - 11
Tiempo 4 horas
Consumo de Cal 7.00 kg/TM
Consumo de NaCN 1.20 kg/TM

RESULTADOS

La Tabla N° 17, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 5.

TABLA N° 17

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.33	0.33	11.2
CIL	2.00	2.33	0.11	0.44	11.1
LIX	2.00	4.33	0.28	0.72	11.0
CIP	4.00	8.33	0.48	1.20	11.0

A continuación las Tablas N° 18 y N°19 nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 5. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 18**BALANCE METALURGICO POR ORO**

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	0.322	0.322	21.97	21.97
CIL	2.00	2.33	0.173	0.495	11.83	33.80
LIX	2.00	4.33	0.006	0.501	0.42	34.22
CIP	4.00	8.33	0.180	0.681	12.29	46.51
RELAVE			0.784	1.465	53.49	100.00
CAB. CALC.			1.465		100.00	

TABLA N°19**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	2.520	2.520	15.80	15.80
CIL	2.00	2.33	0.177	2.697	1.11	16.91
LIX	2.00	4.33	1.035	3.732	6.49	23.40
CIP	4.00	8.33	0.097	3.829	0.61	24.01
RELAVE			12.123	15.952	75.99	100.00
CAB. CALC.			15.952		100.00	

3.3.2.2 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 6

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral	1 kg
Granulometria	80% -200 mallas
L/S	½
NaCN	1 kg/TM
Tiempo	30'09"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado	15 gr/lt
Densidad de pulpa	1200 gr/lt
pH	10.5-11
Tiempo	3 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN	0.1%
pH	10.5-11
Tiempo	3 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado	15 gr/lt
Densidad de pulpa	1200 gr/lt
pH	10.5 - 11

Tiempo	:	6 horas
Consumo de cal	:	7.00 kg/TM
Consumo de NaCN	:	1.72 kg/TM

RESULTADOS

La **Tabla N° 20**, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 6.

TABLA N° 20

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.36	0.36	10.80
CIL	3.00	3.33	0.05	0.41	10.80
LIX	3.00	6.33	0.27	0.68	11.00
CIP	6.00	12.33	1.04	1.72	10.70

A continuación las **Tablas N° 21 y N° 22** nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 6. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 21

BALANCE METALURGICO POR ORO

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	0.336	0.336	22.87	22.87
CIL	3.00	3.33	0.306	0.642	20.85	43.72
LIX	3.00	6.33	0.022	0.664	1.51	45.23
CIP	6.00	12.33	0.321	0.985	21.87	67.10
RELAVE			0.484	1.469	32.90	100.00
CAB. CALC.			1.469		100.00	

TABLA N° 22**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	2.520	2.520	14.51	14.51
CIL	3.00	3.33	0.437	2.957	2.52	17.03
LIX	3.00	6.33	3.078	6.035	17.72	34.75
CIP	6.00	12.33	0.100	6.135	0.57	35.32
RELAVE			11.237	17.372	64.68	100.00
CAB. CALC.			17.372		100.00	

3.3.2.3 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 7**Condiciones:****Molienda**

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% -200 mallas
L/S	:	½
NaCN	:	1 kg/TM
Cal	:	7 kg/TM
Tiempo	:	30'09"

Cianuración por Agitación**Carbón en Lixiviación (CIL)**

Carbón Activado	:	10 gr/lt
Densidad de pulpa	:	1200 gr/lt
pH	:	10.5-11
Tiempo	:	3 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN	:	0.1%
pH	:	10.5-11
Tiempo	:	3 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado	:	10 gr/lt
Densidad de pulpa	:	1200 gr/lt
pH	:	10.5 - 11
Tiempo	:	6 horas
Consumo de cal	:	7.00 kg/TM
Consumo de NaCN	:	1.96 kg/TM

RESULTADOS

La **Tabla N° 23**, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 7.

TABLA N° 23

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.30	0.30	11.20
CIL	3.00	3.33	0.29	0.59	11.20
LIX	3.00	6.33	0.59	1.18	11.00
CIP	6.00	12.33	0.78	1.96	10.70

A continuación las **Tablas N° 24 y N° 25** nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba

experimental N° 7. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 24

BALANCE METALURGICO POR ORO

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	0.311	0.311	21.15	21.15
CIL	3.00	3.33	0.069	0.380	4.71	25.86
LIX	3.00	6.33	0.013	0.393	0.90	26.76
CIP	6.00	12.33	0.327	0.720	24.09	50.85
RELAVE			0.696	1.416	49.15	100.00
CAB. CALC.			1.416		100.00	

TABLA N° 25

BALANCE METALURGICO POR PLATA

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	2.330	2.330	12.56	12.56
CIL	3.00	3.33	0.380	2.710	2.05	14.61
LIX	3.00	6.33	2.814	5.524	15.17	29.78
CIP	6.00	12.33	0.166	5.690	0.90	30.68
RELAVE			12.861	18.551	69.32	100.00
CAB. CALC.			18.551		100.00	

3.3.2.4 PRUEBA EXPERIMENTAL N° 8

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% -200 mallas
L/S	:	½
NaCN	:	1 kg/TM
Cal	:	7 kg/TM

Tiempo 30'09"

Cianuración por Agitación

Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón Activado 15 gr/lit
Densidad de pulpa 1200 gr/lit
pH 10.5 -11
Tiempo 2 horas

Lixiviación (LIX)

Fuerza de NaCN 0.1%
pH 10.5-11
Tiempo 2 horas

Carbón en Pulpa (CIP)

Carbón Activado 15 gr/lit
Densidad de pulpa 1200 gr/lit
pH 10.5 - 11
Tiempo 4 horas
Consumo de Cal 7.00 kg/TM
Consumo de NaCN 1.65 kg/TM

RESULTADOS

La Tabla N° 26, nos muestra los consumos de NaCN y la variación de pH durante el desarrollo de la prueba experimental N° 8.

TABLA N° 26

	TIEMPO (HR)		NaCN CONSUMIDO (KG/TM)		PH
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	
MOLINO	0.33	0.33	0.47	0.47	11.00
CIL	2.00	2.33	0.09	0.56	11.00
LIX	2.00	4.33	0.50	1.06	10.87
CIP	4.00	8.33	0.59	1.65	10.80

A continuación las Tablas N° 27 y N° 28 nos presentan el resumen del Balance Metalúrgico obtenido para el oro y la plata para las prueba experimental N° 8. (Ver el Anexo 1 para observar el detalle del cálculo del Balance Metalúrgico).

TABLA N° 27**BALANCE METALURGICO POR ORO**

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Au (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	0.420	0.420	28.58	28.58
CIL	2.00	2.33	0.026	0.446	4.21	32.79
LIX	2.00	4.33	0.006	0.452	0.42	33.21
CIP	4.00	8.33	0.377	0.829	27.71	60.92
RELAVE			0.532	1.361	39.08	100.00
CAB. CALC.			1.361		100.00	

TABLA N° 28**BALANCE METALURGICO POR PLATA**

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAIDO (MG)		EXTRACCION Ag (%)	
	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.	PARCIAL	ACUM.
MOLINO	0.33	0.33	3.357	3.357	19.70	19.70
CIL	2.00	2.33	0.066	3.423	0.38	20.08
LIX	2.00	4.33	1.994	5.417	11.70	31.78
CIP	4.00	8.33	0.407	5.824	2.39	34.17
RELAVE			11.217	17.041	65.83	100.00
CAB. CALC.			17.041		100.00	

3.3 PRUEBAS DE FLOTACION DE LOS MINERALES

SULFURADOS DE ORO

Con el objetivo de concentrar los sulfuros que contienen al oro se realizaron 3 pruebas de Flotación para estudiar el comportamiento del mineral sulfurado ante este proceso.

Es muy probable que el concentrado obtenido sea sometido a un proceso de cianuración directa o con remolienda previa.

3.3.1 PRUEBA DE FLOTACION N° 1

Mineral Muestra **M - 1**

MOLIENDA

Peso de mineral	1 kg
Granulometria	55% -200 mallas
L/S	½
Tiempo	7 '53"

FLOTACION ROUGHER

ACONDICIONAMIENTO ROUGHER

pH natural	7,00
pH trabajo	7,00

Xantato Z-6 20 gr/TM

Xantato Z-11 20 gr/TM

MIBC 30 gr/TM

Tiempo 5'

FLOTACION ROUGHER

Tiempo 5'

ACONDICIONAMIENTO SCAVENGER

Xantato Z-6 20 gr/TM

Tiempo 3'

FLOTACION SCAVENGER

Tiempo 4'

* Se mando análisis químico el concentrado Rougher, para observar el comportamiento del mineral a la flotación.

La **Tabla N° 29**, nos muestra el Balance Metalúrgico a partir de la cabeza y el concentrado Rougher de la prueba de flotación.

BALANCE METALURGICO

TABLA N° 29.- PRUEBA DE FLOTACION N° 1, DEL MINERAL SULFURADO DE ORO DE LA CIA. MINERA EL MISTI GOLD S.A.

	PESO (GR)	% PESO	LEYES		FINOS		RECUPERACION (%)		RADIO DE CONCENTRACION
			Au (gr/TM)	Ag (oz/TM)	Au	Ag	Au	Ag	
CABEZA	1000,00	100,00	1,53	0,72	153,00	72,00	100,00	100,00	1,00
CONC. CLEANER Au (I)	143,72	14,37	7,53	4,06	108,22	58,35	70,73	81,04	6,96
RELAVE FINAL	856,28	85,63	0,52	0,16	44,78	13,65	29,27	18,96	1,17
CABEZA CALCULADA	1000,00	100,00	1,53	0,72	153,00	72,00	100,00	100,00	1,00

3.3.2 PRUEBA DE FLOTACION # 2

Mineral Muestra M - 1

MOLIENDA

Peso de mineral	1 kg
Granulometria	55% -200 mallas
L/S	½
A-208	10 gr/TM
A-404	10 gr/TM
Tiempo	7 '53"

ACONDICIONAMIENTO ROUGHER

pH natural	7.00
pH trabajo	7.00
Xantato Z- 6	40 gr/TM
MIBC	30 gr/TM
Tiempo	5'

FLOTACION ROUGHER

Tiempo	5'
--------	----

ACONDICIONAMIENTO SCAVENGER

Xantato Z-6 40 gr/TM

Tiempo 3'

FLOTACION SCAVENGER

Tiempo 3'

FLOTACION CLEANER (LIMPIEZA)

MIBC 10 gr/TM

Tiempo 3'

La **Tabla N° 30**, nos muestra el Balance Metalúrgico obtenido, con los resultados de la prueba de flotación.

BALANCE METALURGICO

TABLA N° 30.- PRUEBA DE FLOTACION N° 2, DEL MINERAL SULFURADO DE ORO DE LA CIA. MINERA EL MISTI GOLD S.A.

	PESO (GR)	% PESO	LEYES		FINOS		RECUPERACION (%)		RADIO DE CONCENTRACION
			Au (gr/TM)	Ag (oz/TM)	Au	Ag	Au	Ag	
CABEZA	1000,00	100,00	1,53	0,72	153,00	72,00	100,00	100,00	1,00
CONC. CLEANER Au (I)	63,40	6,58	18,16	8,13	119,56	53,52	77,72	72,86	15,19
MEDIOS(II)	45,90	4,77	2,16	1,81	10,30	8,63	6,69	11,74	20,98
(I) + (II) CONC. ROUGHER	109,30	11,35	11,44	5,48	129,85	62,15	84,42	84,60	8,81
CONC. SCAVENGER	48,70	5,06	1,93	1,08	9,76	5,46	6,35	7,43	19,77
RELAVE FINAL	805,00	83,59	0,17	0,07	14,21	5,85	9,24	7,97	1,20
CABEZA CALCULADA	963,00	100,00	1,54	0,73	153,82	73,46	100,00	100,00	1,00

3.3.3 PRUEBA DE FLOTACION # 3

Mineral Muestra M - 1

MOLIENDA

Peso de mineral	1 kg
Granulometria	55% -200 mallas
L/S	½
A-208	10 gr/TM
A-404	10 gr/TM
A-31	15 gr/TM
Tiempo	7 '53"

ACONDICIONAMIENTO ROUGHER

pH natural	7.00
pH trabajo	7.00
Xantato Z- 6	60 gr/TM
A-208	10 gr/TM
MIBC	30 gr/TM
Tiempo	5'

FLOTACION ROUGHER

Tiempo 5'

ACONDICIONAMIENTO SCAVENGER

Xantato Z-6 40 gr/TM

A-31 15 gr/TM

Tiempo 3'

FLOTACION SCAVENGER

Tiempo 4'

FLOTACION CLEANER (LIMPIEZA)

MIBC 10 gr/TM

Tiempo 3'

La **Tabla N° 31**, nos muestra el Balance Metalúrgico obtenido, con los resultados de la prueba de flotación.

BALANCE METALURGICO

TABLA N° 31.- PRUEBA DE FLOTACION N° 3, DEL MINERAL SULFURADO DE ORO DE LA CIA. MINERA EL MISTI GOLD S.A.

	PESO (GR)	% PESO	LEYES		FINOS		RECUPERACION (%)		RADIO DE CONCENTRACION
			Au (gr/TM)	Ag (oz/TM)	Au	Ag	Au	Ag	
CABEZA	1000,00	100,00	1,53	0,72	153,00	72,00	100,00	100,00	1,00
CONC. CLEANER Au (I)	66,70	6,95	15,13	6,75	105,21	46,94	70,64	65,73	14,38
MEDIOS(II)	91,90	9,58	2,00	1,01	19,16	9,68	12,87	13,55	10,44
(I) + (II) CONC. ROUGHER	158,60	16,53	7,52	3,42	124,37	56,61	83,51	79,28	6,05
CONC. SCAVENGER	46,70	4,87	1,17	0,94	5,70	4,58	3,82	6,41	20,54
RELAVE FINAL	753,90	78,60	0,24	0,13	18,86	10,22	12,67	14,31	1,27
CABEZA CALCULADA	959,20	100,00	1,49	0,71	148,93	71,41	100,00	100,00	1,00

CAPITULO 4

SELECCIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACIÓN DE UNA PLANTA DE FLOTACION DE 3000 TM/DIA

4.1 INTRODUCCION

A Solicitud de Cía. Minera **EL MISTI GOLD S.A.**, se plantea el siguiente trabajo para la selección de un **Diagrama de Flujo de operación de una planta de Flotación** de minerales sulfurados de oro con una capacidad de 3000 TM/día.

Para la ejecución del trabajo se siguieron las siguientes etapas:

- Parámetros de Operación
- Selección de Equipos y Materiales
- Descripción del Proceso
- Diagrama de Flujo de Operación (Flow Sheet)

4.2 SELECCIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACIÓN DE LA PLANTA DE FLOTACION DE MINERALES SULFURADOS DE ORO

4.2.1 PARAMETROS DE OPERACIÓN

En base a los resultados obtenidos en las pruebas experimentales de cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa, se han obtenido los Parámetros de Diseño las cuales se muestran en la **Tabla N° 32**.

TABLA N° 32

PARAMETROS DE DISEÑO	VALORES
Tonelaje de Tratamiento	3000 TMD
Work Index	12.8 kw-hr/TC
Dureza del mineral	Blando
Densidad aparente gruesos	1.5 gr/cc
Peso específico	2.7 gr/cc
Granulometria de Chancado	100% -3/8"
Densidad aparente finos	2.1 gr/cc
Molienda recomendada	55% -200 mallas
Densidad de pulpa en molienda	60%
Densidad de pulpa en flotación	1400 gr/lt
pH de trabajo en flotación	7
Reactivos de Flotación	
Consumo de A-208	10 gr/TM
Consumo de A-404	10 gr/TM
Consumo de Z-6	80 gr/TM
Consumo de MIBC	40 gr/TM

4.2.2 SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MATERIALES

A continuación se detallan los equipos y materiales necesarios para el funcionamiento de una planta de Flotación de 3000 TM/día.

4.2.2.1 Sección Chancado

1. Parrilla Estacionaria

Se requiere de una parrilla estacionaria construida de rieles con una luz de 12”

2. Tolva de Gruesos

Capacidad 1000 TM

Dimensiones :

Largo : 10 m

Ancho: 09 m

Altura : 08 m

3. Alimentador de Mineral

Tipo De placas

Dimensiones : 5' x 18'

Capacidad 150 TMPH

Motor 18 HP

4. Parrilla estacionaria

Dimensiones : 4' x 8'

Luz 3 ½"

5. Chancadora Primaria

Tipo De Quijadas

Dimensiones : 22" x 48"

Capacidad 218 TMPH

Motor 150 HP

6. Faja N° 1

Dimensiones : 36" de ancho * 3/8" de espesor y 3 lonas

6-A Imán Permanente

Tipo Para faja de 36"

7. Zaranda Vibratoria N° 1

Tipo Duplex

Dimensiones : 6' x 12'

Mallas Primer piso : malla 1" de abertura

Segundo piso: malla 3/8" de abertura

Motor 20 HP

8. Chancadora Secundaria

Tipo Cónica

Dimensiones : 4 ¼'

Motor 200 HP

9. Faja N° 2

Dimensiones : 36" de ancho * 3/8" de espesor y 3 lonas

10. Zaranda Vibratoria N° 2

Tipo De un piso

Dimensiones : 6' x 12'

Mallas Primer piso: malla 3/8" de abertura

Motor 20 HP

11. Chancadora Terciaria

Tipo Cónica Short Symons

Dimensiones : 3'

Motor 125 HP

12. Faja Transportadora N° 3

Dimensiones : 36" de ancho * 3/8" de espesor y 3 lonas

13. Faja Transportadora N° 4

Dimensiones : 36" de ancho * 3/8" de espesor y 3 lonas

Faja con características de movimiento en ambos sentidos para distribuir la carga en las dos tolvas de finos.

14. Tolva de Finos N° 1

Capacidad 1000 TM

Tipo Cilíndrica

Dimensiones

Diámetro 8 m

Altura 10 m

Función Alimentar Molino Primario N°1

15. Tolva de Finos N° 2

Capacidad 1000 TM

Tipo Cilíndrica

Dimensiones

Diámetro 8 m

Altura 10 m

Función Alimentar Molino Primario N°2

4.2.2.2 Sección Molienda

16. Faja Transportadora N° 5

Dimensiones 24" de ancho * 3/8" de espesor y 3 lonas

Función Alimentar al Molino Primario N° 1.

17. Balanza de control N° 1

Uso Alimentación al molino N° 1

18. Molino Primario N° 1

Tipo De bolas

Dimensiones : 11' x 14'

Motor 1037 HP

Capacidad 62.5 TMPH

19. Bomba Centrífuga N° 1

Marca Denver SRL

Dimensiones : 10" x 8"

Motor 100 HP

Función Alimentar Hidrociclón N° 1

20. Hidrociclón N° 1

Dimensiones D-20

Función Clasificar la descarga del Molino primario
N° 1.

21. Faja Transportadora N° 6

Dimensiones : 24" de ancho * 3/8" de espesor y 3 lonas

Función Alimentar al Molino Primario N° 2.

22. Balanza de control N° 2

Uso Alimentación al molino N° 2

23. Molino Primario N° 2

Tipo De bolas

Dimensiones : 11' x 14'

Motor 1037 HP

Capacidad 62.5 TMPH

24. Bomba Centrífuga N° 2

Marca Denver SRL

Dimensiones 10" x 8"

Motor 100 HP

Función Alimentar Hidrociclón N° 2

25. Hidrociclón N° 2

Dimensiones D-20

Función Clasificar la descarga del Molino primario N°
2.**4.2.2.3 Sección Flotación****26. Acondicionador**Dimensiones: 12' ϕ x 12'

Motor 18HP

27. Banco de Celdas de Flotación Rougher

Tipo WENCO 144

Capacidad 500 pies³

Motor 40 HP

Cantidad 04 celdas (2 Rougher I y 2 Rougher II)

Controlador de nivel de 60 - 100 lb

28. Banco de Celdas de Flotación Scavenger

Tipo WENCO 144

Capacidad 500 pies³

Motor 40 HP

Cantidad 02 celdas

Controlador de nivel de 60 - 100 lb

29. Bomba Centrífuga N° 3

Tipo	SRL 5" x 4"
Motor	30 HP
Función	Bompear las espumas Rougher a Cleaner.

30. Banco de Celdas de Flotación Cleaner

Tipo	WENCO 144
Capacidad	500 pies ³
Motor	40 HP
Cantidad	02 celdas (1 Cleaner I y 1 Cleaner II)
	Controlador de nivel de 60 - 100 lb

31. Molino de Remolienda

Tipo	De bolas
Dimensiones:	5' x 6'
Motor	100 HP

32. Bomba Centrífuga N° 4

Tipo	SRL 5" x 4"
Motor	30 HP
Función	Bompear el producto de remolienda al Hidrociclón D-10

33. Hidrociclón N° 3

Dimensiones: D-10

34. Tanque Espesador

Dimensiones: 80' ϕ x 12'

Motor 20 HP

Función Espesar el concentrado el cual será sometido probablemente a cianuración.

4.2.3 DESCRIPCION DEL PROCESO**SECCION CHANCADO**

El mineral proveniente de la mina se depositará en una tolva de Gruesos de 1000 TM, la cual posee una parrilla de rieles con una luz de 12".

El mineral será alimentado al proceso de chancado mediante un alimentador de placas de 5'x18', la que alimentará a una parrilla fija de 4'x 8' con una luz de 3 ½", el producto -3 ½" se depositará en la faja N° 1. El producto + 3 ½" es alimentado a la chancadora primaria de mandíbula de 22" x 48", cuyo producto descarga en la faja N° 1. La carga transportada en la faja N° 1, pasa por un imán para extraerle los materiales de hierro, luego es alimentado a la Zaranda Vibratoria Dúplex N° 1 de 6' x 12' de 2 pisos. El producto + 1", -1"+3/8" es alimentado a la chancadora secundaria Cónica de 4 ¼' cuyo producto descarga en la

faja transportadora N° 2. El producto $-3/8''$ es alimentado a la faja transportadora N° 4.

La carga transportada por la faja N° 2 se alimenta a la Zaranda vibratoria N° 2 simple de 6' x 12' de un piso. El producto $+ 3/8''$ es alimento de la chancadora terciaria Cónica de 3', cuyo producto descarga en la faja transportadora N° 3, la cual transporta el mineral a la faja N° 2 produciéndose una carga circulante.

El producto $- 3/8''$ de la zaranda Vibratoria N° 2, descarga directamente en la faja transportadora N° 4. La faja transportadora N° 4 es una faja especial, ya que debe alimentar en forma alternada a las tolvas de finos N° 1 y N° 2, de 1000 TM cada una. (Ver sección Chancado del Flow Sheet)

SECCION MOLIENDA

De acuerdo al tonelaje de la planta de 125 TMPH, en el diseño se considera 2 circuitos en paralelo para la molienda de 62.5 TMPH cada circuito.

Circuito N° 1

El mineral de la tolva de finos N° 1, descarga a la faja transportadora N° 5, la cual a su vez posee un balanza de control de alimento N° 1, y alimenta al Molino primario N° 1 de bolas 11' x 14', cuya producto de molienda descarga en el distribuidor de donde es bombeado por la bomba centrífuga N° 1 SRL 10"x 8", al Hidrociclón N° 1 de D-20, de

donde el underflow retorna al molino N° 1, mientras que el over flow es transportado a la sección de Flotación.

Circuito N° 2

El mineral de la tolva de finos N° 2, descarga a la faja transportadora N° 6, la cual a su vez posee un balanza de control de alimento N° 2, y alimenta al Molino primario N° 2 de bolas 11' x 14', cuya producto de molienda descarga en el distribuidor de donde es bombeado por la bomba centrífuga N° 2 SRL 10"x 8", al Hidrociclón N° 2 de D-20, de donde el underflow retorna al molino N° 2, mientras que el over flow es transportado a la sección de Flotación.

Los reactivos de flotación A-208 y A-404 son alimentados a los molinos N° 1 y N° 2. (Ver Sección Molienda en el Flow Sheet).

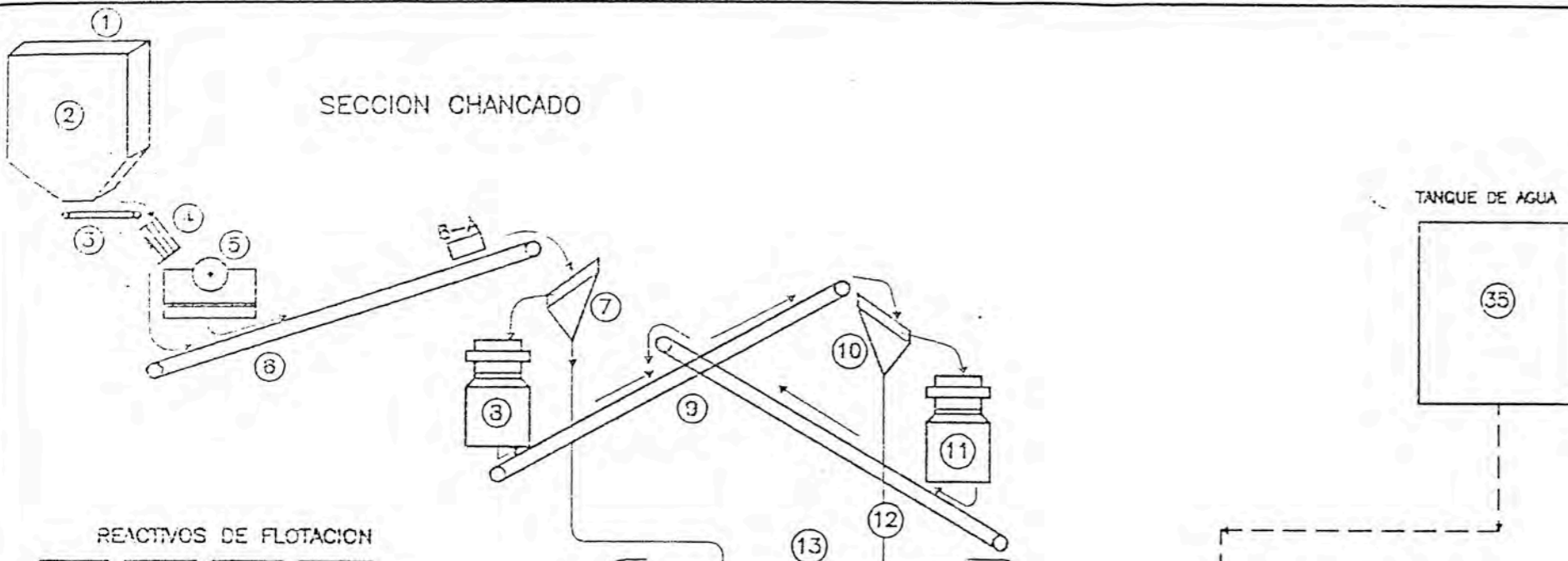
SECCION FLOTACION

Los productos over flow de los Hidrociclones N°1 y N° 2 se juntan en un poza de paso de donde se alimenta al acondicionador de 12' x 12' , donde se alimenta el reactivo colector Z-6. La pulpa es alimentado al Banco de Celdas Wenco 144 para la Flotación Rougher, se considera 2 celdas para la flotación Rougher I y 2 celdas para la flotación Rougher II. El relave de la Flotación Rougher es alimentado al Banco de 2 celdas Wenco 144 para la flotación Scavenger.

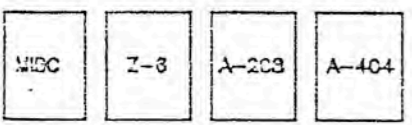
LEYENDA DE PLANTA DE FLOTACION PARA 3000 TMD

ITEM	CANT.	DESCRIPCION
01	01	PARRILLA DE RIELES ABERTURA 12"
02	01	TOLVA DE GRUESOS 9m x 10m x 8m (1000 TM)
03	01	APRON FEEDER 5' x 18' (ALIMENTADOR DE PLACAS)
04	01	PARRILLA ESTACIONARIA CON UNA LUZ 3 1/2" DE 4' x 8'
05	01	CHANCADORA DE QUIMADAS 22' x 48"
06	01	FAJA TRANSPORTADORA No 1 DE 36" ANCHO x 3/8" ESPESOR
6-A	01	IMAN PERMANENTE PARA FAJA DE 36"
07	01	ZARANDA VIBRATORIA No 1 DUPLEX 6' x 12'
08	01	TRITURADORA SECUNDARIA CONICA DE 4 1/4'
09	01	FAJA TRANSPORTADORA No 2 DE 36" ANCHO x 3/8" ESPESOR
10	01	ZARANDA VIBRATORIA No 2 SIMPLE 6' x 12'
11	01	TRITURADORA TERCIAIA CONICA SHORT SYMONS 3'
12	01	FAJA TRANSPORTADORA No 3 DE 36" ANCHO x 3/8" ESPESOR
13	01	FAJA TRANSPORTADORA No 4 MOVIBLE EN AMBOS SENTIDO
14	01	TOLVA DE FINOS No 1 CILINDRICO 8m x 10m (1000 TM)
15	01	TOLVA DE FINOS No 2 CILINDRICO 8m x 10m (1000 TM)
16	01	FAJA TRANSPORTADORA No 5 DE 24" ANCHO x 3/8" ESPESOR
17	01	BALANZA No 1 DE CONTROL DE ALIMENTACION AL MOLINO No 1
18	01	MOLINO DE BOLAS No 1 11' x 14'
19	01	BOMBA CENTRIFUGA No 1 DENVER SRL 10" x 8"
20	01	HIDROCICLON D-20 (No 1)
21	01	FAJA TRANSPORTADORA No 6 DE 24" ANCHO x 3/8" ESPESOR
22	01	BALANZA No 2 DE CONTROL DE ALIMENTACION AL MOLINO No 2
23	01	MOLINO DE BOLAS No 2 11' x 14'
24	01	BOMBA CENTRIFUGA No 2 DENVER SRL 10" x 8"
25	01	HIDROCICLON D-20 (No 2)
26	01	ACONDICIONADOR DE 12' x 12'
27	04	CELDAS DE FLOTACION ROUGHER-WENCO 144-500 ft3
28	02	CELDAS DE FLOTACION SCAVENGER-WENCO 144-500ft3
29	01	BOMBA CENTRIFUGA No 3 SRL 5" x 4"
30	02	CELDAS DE FLOTACION CLEANER-WENCO 144-500ft3
31	01	MOLINO DE BOLAS DE REMOLIENDA 5' x 6"
32	01	BOMBA CENTRIFUGA No 4 SRL 5" x 4"
33	01	HIDROCICLON No 3 - D-10
34	01	TANQUE ESPESADOR 80' x 12'
35	01	TANQUE DE AGUA

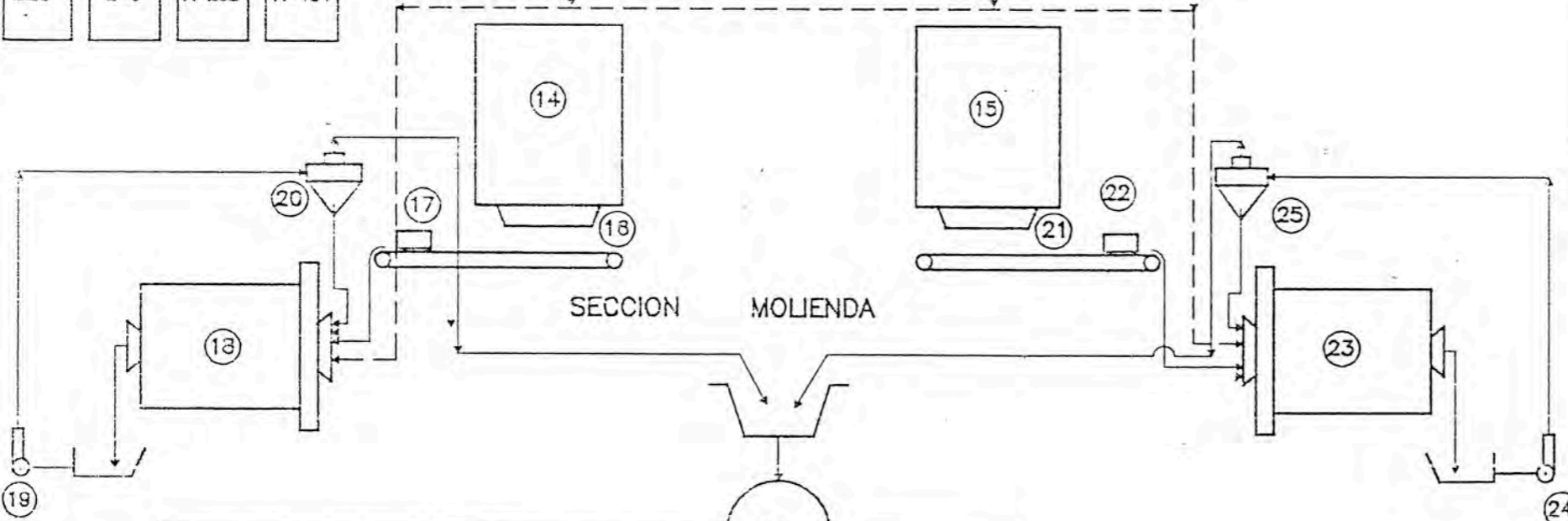
SECCION CHANCADO



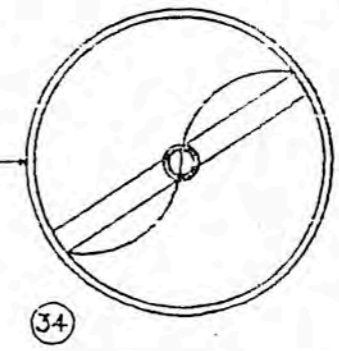
REACTIVOS DE FLOTACION



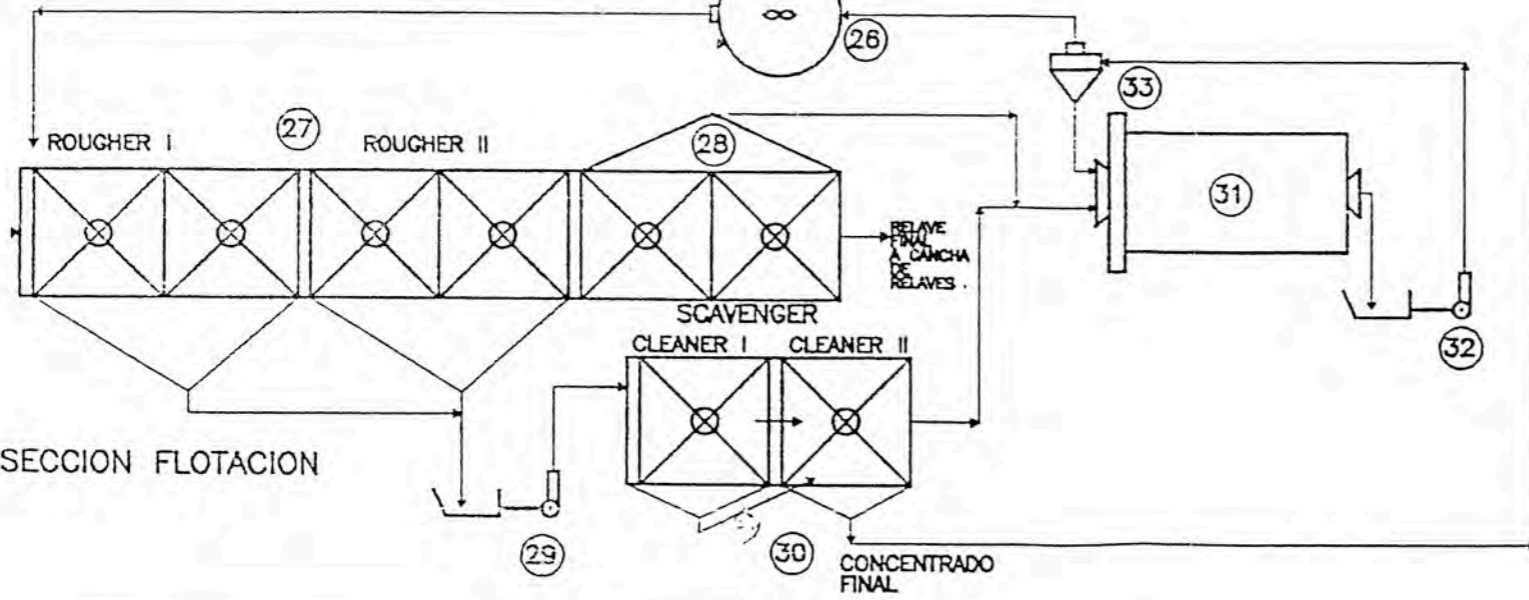
SECCION MOLIENDA



SECCION ESPESADO



SECCION FLOTACION



CIA. MINERA EL MISTI GOLD S.A.

PROYECTO PLANTA DE FLOTACION DE SULFUROS CON ORO - 3000 TMD

FLUJO DE OPERACION (FLOW SHEETS)

ESCALA: 8/8	DEJADO: ING. EDGAR SEGURA T. UMI - METALURGIA	FECHA: MARZO - 1960
----------------	---	------------------------

Las espumas del Concentrado rougher descargan en la bomba centrífuga N° 3 de 5" x 4", de donde es bombeado al Banco de 2 celdas Wenco 144 Cleaner, donde se producen 1 celda Cleaner 1 y 1 celda Cleaner 2, obteniéndose el concentrado final de oro.

El relave de la flotación Cleaner y el concentrado Scavenger se juntan y se alimentan al molino de bolas de remolienda 5' x 6' la cual descarga en un cajón de donde es bombeado por la bomba centrífuga N° 4 SRL 5" x 4" al Hidrociclón N° 3 de D-10. El underflow del Hidrociclón retorna al molino de remolienda y el overflow es alimentado al acondicionador 12'x 12'.

SECCION ESPESADO

El concentrado de flotación es alimentado al espesador de 80'φ x 12', donde se eleva la densidad de pulpa para probablemente ser sometido a un proceso de Cianuración.

5.2.4 DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACIÓN (FLOW SHEET)

El **PLANO N° 1** nos muestra en forma esquemática el flujo de operación de la planta de Flotación de minerales sulfurados con contenidos de oro, donde se aprecia las Secciones que forman parte de la planta, y la secuencia que debe seguir el mineral para su tratamiento.

Adicionalmente contiene una Leyenda donde se considera los equipos principales que formaran parte de la planta.

CAPITULO 5

OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

OBSERVACIONES

5.1 MINERALOGIA

Mineral Sulfurado

La muestra de mineral en la observación microscópica , nos muestra un material fresco de color gris pálido típico de los minerales con contenido de sulfuros, presentando especies minerográficas tales como pirita (FeS_2) y cuarzo (SiO_2), no se observa oro libre, por lo que se concluye que el oro y la plata esta incluidos en la pirita.

Mineral Oxidado

El mineral es típico de los minerales oxidados de color pardo, presentando especies minerográficas tales como cuarzo (SiO_2), calcita (CaCO_3), limonitas y arcillas, no se observa oro libre, por lo que se concluye que el oro y la plata esta incluidos en la matriz del óxido.

5.2 De las pruebas de moliendabilidad se observa en forma general para ambos minerales:

Mineral sulfurado

Que el mineral es de dureza media, lo que nos indica que la etapa de

molienda será manejable dentro de las condiciones de operación. La Tabla N° 3 y Gráfico N° 1, nos muestra los resultados de la prueba de moliendabilidad de los sulfuros.

Mineral oxidado

El mineral es blando, lo que nos indica que la etapa de molienda será manejable dentro de las condiciones de operación. La Tabla N° 4 y Gráfico N° 2, nos muestra los resultados de la prueba de moliendabilidad de los óxidos.

5.3 PRUEBAS DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA

Para el desarrollo de las pruebas de Cianuración por Agitación con Carbón en pulpa. Se considero, como objetivo principal reducir el tiempo de Agitación, donde obtenga extracciones económicas del oro y la plata, para que el proyecto sea rentable. Con esta finalidad se empleo las variables tiempo y concentración de carbón en la pulpa, empleando etapas combinadas de : Cianuración en la molienda, Carbón en Lixiviación (CIL), Lixiviación continua (LIX), Carbón en pulpa (CIP).

5.3.1 MINERAL OXIDADO

5.3.1.1 Prueba Experimental N° 1

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 8 horas en la agitación con una concentración de carbón de

10 gr/lt en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 6 y N° 7 donde se observa que se obtiene una extracción de 72.73% para el oro y 23.86% para la plata en la etapa de molienda, obteniéndose una recuperación acumulada en todas las etapas de 86.62% para el oro y 56.18% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.14 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.1.2 Prueba Experimental N° 2

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 12 horas en la agitación con una concentración de carbón de 10 gr/lt en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 9 y N° 10 donde se observa que se obtiene una extracción de 72.93% para el oro y 27.63% para la plata en la etapa de molienda, obteniéndose una recuperación acumulada en todas las etapas de 92.12% para el oro y 53.57% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.03 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.1.3 Prueba Experimental N° 3

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 8 horas en la agitación con una concentración de carbón de 15 gr/lt en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 12 y N° 13 donde se observa que se obtiene una extracción de 75.39% para el oro y 28.48% para la

plata en la etapa de molienda, obteniéndose una recuperación acumulada en todas las etapas de 89.55% para el oro y 56.62% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.07 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.1.4 Prueba Experimental N° 4

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 8 horas en la agitación con una concentración de carbón de 15 gr/lt en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 15 y N° 16 donde se observa que se obtiene una extracción de 72.05% para el oro y 28.15% para la plata en la etapa de molienda, obteniéndose una recuperación acumulada en todas las etapas de 93.10% para el oro y 58.87% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.49 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.2 MINERAL SULFURADO

5.3.2.1 Prueba Experimental N° 5

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 8 horas en la agitación con una concentración de carbón de 10 gr/lt en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 18 y N° 19 donde se observa que se obtiene una extracción de 21.97% para el oro y 15.80% para la plata en la etapa de molienda, obteniéndose una recuperación acumulada en todas las etapas de 46.51% para el oro y 24.01%

para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.20 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.2.2 Prueba Experimental N° 6

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 12 horas en la agitación con una concentración de carbón de 15 gr/lit en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 21 y N° 22 donde se observa que se obtiene una extracción de 22.87% para el oro y 14.51% para la plata en la etapa de molienda, obteniendose una recuperación acumulada en todas las etapas de 67.10% para el oro y 35.32% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.72 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.2.3 Prueba Experimental N° 7

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 12 horas en la agitación con una concentración de carbón de 10 gr/lit en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 24 y N° 25 donde se observa que se obtiene una extracción de 21.15% para el oro y 12.56% para la plata en la etapa de molienda, obteniendose una recuperación acumulada en todas las etapas de 50.85% para el oro y 30.68% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.96 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.3.2.4 Prueba Experimental N° 8

Esta prueba se desarrollo empleando un tiempo acumulado de 8 horas en la agitación con una concentración de carbón de 15 gr/lit en la pulpa para los procesos CIL y CIP. Los resultados se muestran en las tablas N° 27 y N° 28 donde se observa que se obtiene una extracción de 28.58% para el oro y 19.70% para la plata en la etapa de molienda, obteniendose una recuperación acumulada en todas las etapas de 60.92% para el oro y 34.17% para la plata. El consumo de NaCN fue de 1.65 kg/TM y de cal de 7.00 kg/TM.

5.4 Para la evaluación de las variables en la flotación se realizaron 3 pruebas de flotación, empleando condiciones similares a otros procesos. A continuación se observan los resultados obtenidos.

5.4.1 PRUEBA DE FLOTACION N° 1

En esta prueba de flotación se realizó empleando solamente los Xantatos Z-11 y Z-6. La **Tabla N° 29**, presenta el Balance Metalúrgico de dicha prueba. Se observa que tiene un **Concentrado Rougher** con leyes de 7.53 gr Au/TM y 4.06 gr Ag/TM , con recuperaciones de 70,73% para el oro y 81,04% para la plata. El relave nos muestra un alto contenido en oro (0.52 gr Au/TM), concluyendo que se requiere de colectores de mayor fuerza.

5.4.2 PRUEBA DE FLOTACION N° 2

Considerando que se debe emplear un colector de mayor fuerza se optó por usar en la molienda los Aerofloats A-208 y A-404, empleados en procesos similares, y en la flotación el Z-6. En la **Tabla N° 30**, se presenta el Balance Metalúrgico de dicha prueba. Se observa que se obtiene un **Concentrado Cleaner** con leyes de 18.16 gr Au/TM y 8.13 oz Ag/TM, con recuperaciones de 77,72% para el oro y 72,86% para la plata, si consideramos el adicional del Relave Cleaner, obtenemos un **Concentrado Rougher** con leyes de 11.44 gr Au/TM y 5.48 oz Ag/TM con recuperaciones de 84.42% para el oro y 84.60% para la plata. Esta prueba es aceptable siempre en cuando se mejore las condiciones de limpieza del concentrado rougher.

5.4.3 PRUEBA DE FLOTACION N° 3

Con el objetivo de mejorar la recuperación del oro en la prueba anterior se usó en el molino el Aerofloat A-31, adicional a los A-208 y A-404, para tener mayor fuerza colectora, en la flotación Rougher se empleó Z-6 y A-208, mientras en la flotación Scavenger se empleó Z-6 y A-31, para recuperar las ultimas trazas de sulfuro. La **Tabla N° 31**, se presenta el Balance Metalúrgico de dicha prueba. Donde se tiene un **Concentrado Cleaner** con leyes de 15.13 gr Au/TM y 6.75 oz Ag/TM, con recuperaciones de 70,64% para el oro y 65.73% para la plata, si consideramos el adicional del Relave Cleaner, obtenemos un

Concentrado Rougher con leyes de 7.52 gr Au/TM y 3.42 oz Ag/TM con recuperaciones de 83.51% para el oro y 79.28% para la plata. El adicionar el A-31 y incrementar el A-208 en la flotación aparentemente ha ensuciado el concentrado, ya que ha dificultado su limpieza, es muy probable que el exceso de colector este dificultando la flotación.

5.5 Para la Selección del Diagrama de flujo de operación de una Planta de Flotación de 3000 TM/día, se considera las siguientes observaciones:

- Los equipos de la planta han sido seleccionados de tal forma que considera un sobre dimensionamiento, para futuros ampliaciones o cambios en las características del mineral.
- En la sección chancado se considera un chancado terciario, con la finalidad de obtener producto fino y la molienda sea menos complicada.
- Para la molienda se esta considerando solamente un etapa primaria, ya que para la flotación solo se requiere de un 55% - 200 mallas.
- Se considera 2 circuitos de molienda en paralelo, con la finalidad de realizar una operación continua, ya que cualquier falla, solo podría paralizar un circuito, mientras que el otro seguiría trabajando.
- En la flotación se considera las celdas WENCO 144 que son de gran capacidad y de fácil operación, produciendo un proceso de flotación menos complicado que los procesos tradicionales.

- Se considera una etapa de remolienda, ya que es tradicional que exista partículas mixtas en los productos intermedios (Scavenger, relave cleaner).
- Solo se considera la etapa de Espesado, considerando que el concentrado posteriormente será sometido a un proceso de cianuración. De lo contrario se debe adicionar la etapa de filtrado.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.6 MINERAL OXIDADO

De los resultados obtenidos en las pruebas experimentales se concluye y recomienda:

- Considerando el efecto de escalamiento a planta el tiempo óptimo de agitación es de 12 horas, donde se obtendrá extracciones del oro superiores al 90% y mayores a 50% para la plata.
- La concentración a emplearse de carbón activado es de 15 gr/lit de pulpa, valor que se puede variar de acuerdo a la forma como se desarrolle la operación a nivel industrial.
- El consumo de NaCN esta entre 1-1.1 kg/TM, a excepción de la prueba N° 4, cuyo valor es de 1.49 kg/TM. A nivel industrial este consumo se debe manejar a valores menores a 1 kg/TM.
- Del desarrollo de las pruebas experimentales se ha observado que la presencia del carbón activado ayuda a incrementarse la cinética de

- disolución del oro y la plata, pero también es probable que absorbe cianuro, por lo que incrementa su consumo.
- Finalmente se puede concluir que el proceso de cianuración por Agitación con carbón en pulpa es aplicable al mineral oxidado en estudio.

5.7 MINERAL SULFURADO

De los resultados obtenidos en las pruebas experimentales se concluye y recomienda:

- Las extracciones obtenidas en las pruebas experimentales son consideradas bajas tanto para el oro y la plata, para el proceso de cianuración con carbón en pulpa.
- Las concentraciones empleadas de carbón no tienen mucha incidencia en la extracción del oro y la plata.
- El consumo de NaCN está entre 1.5 – 2.0 kg/TM, estos valores son elevados, para las extracciones de oro y plata obtenidos, el incremento probablemente se deba a la presencia de cianocidas.
- Los valores del pH durante el desarrollo de las pruebas experimentales se han mantenido dentro del rango de 10.5 – 11, lo que nos garantiza evitar las pérdidas de cianuro por formación de ácido cianhídrico.

5.8 Se recomienda:

- Realizar pruebas de carbón en pulpa combinando el óxido con el sulfuro de tal forma que se obtenga una recuperación promedio que haga el proyecto rentable.
- Realizar pruebas de cianuración con carbón en pulpa en el concentrado obtenido de la flotación del sulfuro, usando etapas de remolienda, para investigar si el oro necesita mayor liberación para su disolución por cianuración.

5.9 De las PRUEBAS DE FLOTACION se concluye y recomienda lo siguiente:

- De las pruebas de flotación realizadas se concluye que los colectores a emplearse son el A-208, A-404 y el Z-6 con el espumante MIBC . La recuperación del oro esta por el orden del 80% y de la plata del 70%. La ley del concentrado será de 18 gr Au/TM y 8 oz Ag/TM.
- De estas pruebas preliminares de flotación se observa que el oro y la plata esta relacionados en forma directa con la pirita, por lo que la metalurgia deberá estar orientado a su recuperación eficiente en la flotación.
- Se debe recordar que los resultados obtenidos podrían mejorarse si se emplean otras variantes, que serían motivo de pruebas de

flotación adicionales a las realizadas, ya que es muy probable que la granulometría puede influir en la flotación, así, también el efecto de otros reactivos no usados en estas pruebas (Aceite de pino, otros Aerofloats de mayor costo). En caso contrario se debe mencionar que si existe pirita parcialmente oxidada será difícil su flotabilidad.

- Adicionalmente se recomienda realizar pruebas de Cianuración por Agitación del concentrado de flotación en forma directa ó empleando previamente la remolienda.

ANEXO 1

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 1

BALANCE METALURGICO: 10 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 8 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/ lt) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,700	44,473	1,700	44,473	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,420	3,260	1,176	9,128		
		Total Extraído Acumulado		1,176	9,128	72,21	23,86
		Total (Molino)		1,176	9,128	72,21	23,86
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,032	33,000	318,000	1,056	10,176		
Solución 1 (lt)	2,800	0,109	1,480	0,305	4,144		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,420	3,260	0,021	0,163		
		Total Extraído Acumulado		1,382	14,483	84,87	37,86
		Total (CIL)		0,206	5,355	12,66	14,00
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,110	3,690	0,308	10,332		
Carbón 1 (kg) *	0,032	33,000	318,000	1,056	10,176		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,420	3,260	0,021	0,163		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,109	1,480	0,005	0,074		
		Total Extraído Acumulado		1,390	20,745	85,38	54,22
		Total (LIX)		0,008	6,262	0,51	16,37
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,034	8,000	294,000	0,272	9,996		
Solución 3 (lt)	2,800	0,018	0,320	0,050	0,896		
Carbón 1 (kg) *	0,032	33,000	318,000	1,056	10,176		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,420	3,260	0,021	0,163		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,109	1,480	0,005	0,074		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,150	3,690	0,008	0,185		
		Total Extraído Acumulado		1,412	21,490	86,72	56,17
		Total CIP		0,022	0,744	1,34	1,95
RELAVE	0,940	0,230	17,840	0,216	16,770	13,28	43,83
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	1,629	38,259	1,629	38,259	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 3

BALANCE METALURGICO: 15 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 8 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/ lt) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,700	44,473	1,700	44,473	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,429	3,900	1,201	10,920		
		Total Extraído Acumulado		1,201	10,920	78,69	28,48
		Total (Molino)		1,201	10,920	78,69	28,48
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,065	15,000	170,000	0,975	11,050		
Solución 1 (lt)	2,800	0,082	0,816	0,230	2,285		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,429	3,900	0,021	0,195		
		Total Extraído Acumulado		1,226	13,530	80,32	35,29
		Total (CIL)		0,025	2,610	1,63	6,81
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,100	3,472	0,280	9,722		
Carbón 1 (kg) *	0,065	15,000	170,000	0,975	11,050		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,429	3,900	0,021	0,195		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,082	0,816	0,004	0,041		
		Total Extraído Acumulado		1,281	21,007	83,89	54,79
		Total (LIX)		0,055	7,478	3,57	19,50
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,065	5,000	140,000	0,325	9,100		
Solución 3 (lt)	2,800	0,013	0,410	0,036	1,148		
Carbón 1 (kg) *	0,065	15,000	170,000	0,975	11,050		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,429	3,900	0,021	0,195		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,082	0,816	0,004	0,041		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,100	3,472	0,005	0,174		
		Total Extraído Acumulado		1,367	21,707	89,55	56,62
		Total (CIP)		0,086	0,700	5,66	1,83
RELAVE	0,967	0,165	17,200	0,160	16,632	10,45	43,38
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	1,527	38,340	1,527	38,340	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 4

BALANCE METALURGICO: 15 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 12 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/lt) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,700	44,473	1,700	44,473	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,410	3,900	1,148	10,920		
		Total Extraído Acumulado		1,148	10,920	49,66	28,15
		Total (Molino)		1,148	10,920	49,66	28,15
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,068	28,000	250,000	1,904	17,000		
Solución 1 (lt)	2,800	0,009	0,668	0,025	1,870		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,410	3,900	0,021	0,195		
		Total Extraído Acumulado		1,950	19,065	84,35	49,14
		Total (CIL)		0,802	8,145	34,68	20,99
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,080	1,791	0,224	5,015		
Carbón 1 (kg) *	0,068	28,000	250,000	1,904	17,000		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,410	3,900	0,021	0,195		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,009	0,668	0,000	0,033		
		Total Extraído Acumulado		2,149	22,243	92,97	57,33
		Total (LIX)		0,199	3,178	8,62	8,19
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,065	3,000	72,170	0,195	4,691		
Solución 3 (lt)	2,800	0,010	0,298	0,028	0,834		
Carbón 1 (kg) *	0,068	28,000	250,000	1,904	17,000		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,410	3,900	0,021	0,195		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,009	0,668	0,000	0,033		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,080	1,791	0,004	0,090		
		Total Extraído Acumulado		2,152	22,843	93,10	58,88
		Total (CIP)		0,003	0,600	0,13	1,55
RELAVE	0,967	0,165	16,500	0,160	15,956	6,90	41,12
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	2,312	38,799	2,312	38,799	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 5

BALANCE METALURGICO: 10 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 8 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/ lt) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,530	22,392	1,530	22,392	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,115	0,900	0,322	2,520		
		Total Extraído Acumulado		0,322	2,520	21,97	15,80
		Total (Molino)		0,322	2,520	21,97	15,80
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,038	12,000	30,000	0,456	1,140		
Solución 1 (lt)	2,800	0,012	0,540	0,034	1,512		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,115	0,900	0,006	0,045		
		Total Extraído Acumulado		0,495	2,697	33,80	16,91
		Total (CIL)		0,173	0,177	11,83	1,11
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,014	0,900	0,039	2,520		
Carbón 1 (kg) *	0,038	12,000	30,000	0,456	1,140		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,115	0,900	0,006	0,045		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,012	0,540	0,001	0,027		
		Total Extraído Acumulado		0,502	3,732	34,22	23,40
		Total (LIX)		0,006	1,035	0,42	6,49
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,037	5,000	40,000	0,185	1,480		
Solución 3 (lt)	2,800	0,012	0,390	0,034	1,092		
Carbón 1 (kg) *	0,038	12,000	30,000	0,456	1,140		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,115	0,900	0,006	0,045		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,012	0,540	0,001	0,027		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,014	0,900	0,001	0,045		
		Total Extraído Acumulado		0,682	3,829	46,51	24,00
		Total (CIP)		0,180	0,097	12,29	0,61
RELAVE	0,980	0,800	12,370	0,784	12,123	53,49	76,00
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	1,466	15,952	1,466	15,952	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 6

BALANCE METALURGICO: 15 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 12 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/ lt) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,530	22,392	1,530	22,392	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,120	0,900	0,336	2,520		
		Total Extraído Acumulado		0,336	2,520	22,87	14,51
		Total (Molino)		0,336	2,520	22,87	14,51
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,060	10,000	35,000	0,600	2,100		
Solución 1 (lt)	2,800	0,013	0,290	0,036	0,812		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,120	0,900	0,006	0,045		
		Total Extraído Acumulado		0,642	2,957	43,72	17,02
		Total (CIL)		0,306	0,437	20,85	2,52
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,010	1,384	0,028	3,875		
Carbón 1 (kg) *	0,060	10,000	35,000	0,600	2,100		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,120	0,900	0,006	0,045		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,013	0,290	0,001	0,015		
		Total Extraído Acumulado		0,635	6,035	43,19	34,74
		Total (LIX)		-0,008	3,078	-0,53	17,72
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,058	6,000	60,000	0,348	3,480		
Solución 3 (lt)	2,800	0,011	0,152	0,031	0,426		
Carbón 1 (kg) *	0,060	10,000	35,000	0,600	2,100		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,120	0,900	0,006	0,045		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,013	0,290	0,001	0,015		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,010	1,384	0,001	0,069		
		Total Extraído Acumulado		0,986	6,134	67,10	35,31
		Total (CIP)		0,351	0,100	23,91	0,57
RELAVE	0,967	0,500	11,620	0,484	11,237	32,90	64,69
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	1,469	17,371	1,469	17,371	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 7

BALANCE METALURGICO: 10 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 12 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/lit) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,530	22,392	1,530	22,392	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,111	0,832	0,311	2,330		
		Total Extraído Acumulado		0,311	2,330	21,94	12,56
		Total (Molino)		0,311	2,330	21,94	12,56
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,032	11,000	49,000	0,352	1,568		
Solución 1 (lt)	2,800	0,008	0,393	0,022	1,100		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,111	0,832	0,006	0,042		
		Total Extraído Acumulado		0,380	2,710	26,82	14,61
		Total (CIL)		0,069	0,380	4,88	2,05
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,011	1,384	0,031	3,875		
Carbón 1 (kg) *	0,032	11,000	49,000	0,352	1,568		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,111	0,832	0,006	0,042		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,008	0,393	0,000	0,020		
		Total Extraído Acumulado		0,389	5,504	27,44	29,67
		Total (LIX)		0,009	2,794	0,62	15,06
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,032	9,000	100,000	0,286	3,180		
Solución 3 (lt)	2,800	0,027	0,290	0,076	0,812		
Carbón 1 (kg) *	0,032	11,000	49,000	0,352	1,568		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,111	0,832	0,006	0,042		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,008	0,393	0,000	0,020		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,011	1,384	0,001	0,069		
		Total Extraído Acumulado		0,720	5,690	50,85	30,67
		Total (CIP)		0,332	0,186	23,41	1,00
RELAVE	0,967	0,720	13,300	0,696	12,861	49,15	69,33
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	1,417	18,552	1,417	18,552	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón

PRUEBA EXPERIMENTAL N° 8

BALANCE METALURGICO: 15 gr/lit de carbón activado y con un tiempo de 8 horas de agitación

	Peso/vol	LEY (mg/lt) ó (gr/TM)		FINOS (mg)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Cabeza (Kg)	1,000	1,530	22,392	1,530	22,392	100,00	100,00
MOLINO							
Solución (lt)	2,800	0,150	1,199	0,420	3,357		
		Total Extraído Acumulado		0,420	3,357	30,86	19,70
		Total (Molino)		0,420	3,357	30,86	19,70
CIL							
Carbón 1 (kg) *	0,068	6,000	35,000	0,408	2,380		
Solución 1 (lt)	2,800	0,011	0,351	0,031	0,983		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,150	1,199	0,008	0,060		
		Total Extraído Acumulado		0,446	3,423	32,79	20,09
		Total (CIL)		0,026	0,066	1,93	0,38
LIX							
Solución 2 (lt)	2,800	0,013	1,057	0,036	2,960		
Carbón 1 (kg) *	0,068	6,000	35,000	0,408	2,380		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,150	1,199	0,008	0,060		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,011	0,351	0,001	0,018		
		Total Extraído Acumulado		0,452	5,417	33,25	31,79
		Total (LIX)		0,006	1,994	0,45	11,70
CIP							
Carbón 2 (kg)*	0,065	6,000	40,210	0,390	2,614		
Solución 3 (lt)	2,800	0,008	0,250	0,022	0,700		
Carbón 1 (kg) *	0,068	6,000	35,000	0,408	2,380		
Vol. 1 análisis químico (lt)	0,050	0,150	1,199	0,008	0,060		
Vol. 2 análisis químico (lt)	0,050	0,011	0,351	0,001	0,018		
Vol. 3 análisis químico (lt)	0,050	0,013	1,057	0,001	0,053		
		Total Extraído Acumulado		0,829	5,824	60,92	34,18
		Total (CIP)		0,377	0,407	27,68	2,39
RELAVE	0,967	0,550	11,600	0,532	11,217	39,08	65,82
CABEZA CALCULADA (kg)	1,000	1,361	17,041	1,361	17,041	100,00	100,00

(*) Ley del Carbón en mg Au/kg carbón