

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



**“MEJORAMIENTO DE LA EXTRACCIÓN DE ORO EN  
LA PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN DE LA  
COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.”**

**PRUEBAS METALÚRGICAS**

**INFORME DE INGENIERÍA**  
**Para optar el Título Profesional de:**  
**INGENIERO METALURGISTA**

**Nieves Angélica Ayvar Humala**

**Lima – Perú**  
**2000**

## **DEDICATORIA**

Por ser la principal fuente de motivación en mi vida....  
a mi adorado bebe.

## **AGRADECIMIENTO**

A mis queridos padres...  
por su constante e incondicional apoyo,  
por su sacrificio desinteresado, y por  
enseñarme con el ejemplo la verdadera  
riqueza de la condición humana.

A todos los profesores y catedráticos  
de la Universidad Nacional de Ingeniería...  
quienes nos entregaron desinteresadamente su  
valioso tiempo y conocimientos durante los años  
de estudio, por el estímulo y valiosa enseñanza  
brindada para nuestra formación profesional.

A los ingenieros de la Compañía Minera Poderosa S.A...  
quienes me dieron la oportunidad  
de laborar en su empresa y  
brindarles mis primeros años de ejercicio  
profesional con suma dedicación.

# “MEJORAMIENTO DE LA EXTRACCIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.”

## CONTENIDO

	Página
<b>CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>01</b>
<b>CAPÍTULO II: ASPECTOS GENERALES DE LAS OPERACIONES EN COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.....</b>	<b>02</b>
<b>2.1. UBICACIÓN.....</b>	<b>02</b>
<b>2.2. GEOLOGÍA.....</b>	<b>02</b>
<b>2.2.1. Topografía de la región.....</b>	<b>02</b>
<b>2.2.2. Geología económica de la región.....</b>	<b>03</b>
<b>2.2.3. Mineralogía.....</b>	<b>03</b>
<b>2.2.4. Exploraciones.....</b>	<b>03</b>
<b>2.3. MINA.....</b>	<b>04</b>
<b>2.3.1. Zonas de explotación.....</b>	<b>04</b>
<b>2.3.2. Métodos de explotación.....</b>	<b>04</b>
<b>2.3.3. Producción mina.....</b>	<b>05</b>
<b>2.4. PLANTA DE TRATAMIENTO: "Planta de cianuración Marañón".....</b>	<b>06</b>
<b>2.4.1. Chancado.....</b>	<b>07</b>
<b>2.4.2. Molienda - Clasificación - Gravimetría.....</b>	<b>07</b>
<b>2.4.3. Espesamiento - Agitación - Lavado en corriente.....</b>	<b>11</b>
<b>2.4.4. Clarificación - Precipitación.....</b>	<b>13</b>
<b>2.4.5. Fundición - Refinería.....</b>	<b>13</b>



	Página
<b>CAPÍTULO III: FUNDAMENTO TEÓRICO DE LA CIANURACIÓN DEL ORO</b> .....	17
3.1. FISICOQUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DEL ORO.....	17
3.2. CINÉTICA DE LA REACCIÓN.....	18
3.3. VARIABLES QUE INFLUYEN EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN....	20
<b>CAPÍTULO IV: PRUEBAS EXPERIMENTALES</b> .....	24
4.1. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.....	24
4.1.1. Mineralogía.....	24
4.1.2. Estudios por DRX y FRX.....	28
<b>PRUEBAS EN LABORATORIO METALÚRGICO</b> .....	28
4.2.1. Trabajo N°01: "Comportamiento y determinación de parámetros óptimos en la cianuración del mineral Consuelo".....	29
Conclusiones.....	36
4.2.2. Trabajo N°02: "Pruebas de molienda y cianuración directa sobre el relavé general de planta Marañón".....	36
Conclusiones.....	44
4.2.3. Trabajo N°03: "Determinación de puntos de posible mejora en el circuito de molienda de planta Marañón - Pruebas metalúrgicas".....	45
Conclusiones.....	45
4.2.4. Trabajo N°04: "Evaluación en LIM de la posible malla de corte en el circuito de molienda - clasificación de planta Marañón".....	49
Conclusiones.....	60
4.2.5. Trabajo N°05: "Simulación en LIM del circuito de molienda - concentración - remolienda de planta Marañón".....	60
Conclusiones.....	63

	Página
<b>CAPÍTULO V: CIRCUITO DE MOLIENDA - "Planta Marañón".....</b>	<b>64</b>
<b>5.1. CAMBIOS Y/O MEJORAS EN EL CIRCUITO DE REMOLIENDA.....</b>	<b>64</b>
<b>5.2. EVALUACIÓN DEL CIRCUITO TOTAL DE MOLIENDA.....</b>	<b>65</b>
<b>Conclusiones.....</b>	<b>71</b>
<b>CAPÍTULO VI: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</b>	<b>73</b>
<b>CAPÍTULO VII: BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>78</b>
<b>ANEXOS</b>	
<b>ANEXO N°01: Flowsheet de la planta de cianuración Marañón de CMPSA.....</b>	<b>79</b>
<b>ANEXO N°02: Cálculos de la evaluación del circuito de molienda de planta Marañón.....</b>	<b>81</b>
<b>ANEXO N°03: Data histórica de planta Marañón 1997 - 2000.....</b>	<b>107</b>
<b>(Tratamiento mensual - Leyes de cabeza y relave sólido - Granulometrías de productos de molienda y relave general)</b>	

# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

**U**no de los principales objetivos en toda planta de tratamiento, cualquiera sea el mineral a recuperar, es el obtener las máximas recuperaciones al menor costo posible.

Lo expuesto en el párrafo anterior nos ha llevado a realizar en el Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas de la Cía. Minera Poderosa S.A. una serie de pruebas con la finalidad de determinar la razón por la cual no se pueden obtener recuperaciones de oro mayores a 89%, así como también el plantear y probar soluciones metalúrgicas que nos permitan incrementar la extracción de oro manteniendo el circuito convencional de tratamiento en la planta de cianuración “Marañón”.

Desde un principio, los estudios han trasladado el problema a la sección molienda, señalando a la molienda fina como el factor determinante para el incremento de la recuperación de oro hasta un 2%, lo cual significa lograr en la molienda granulometrías que se encuentren alrededor del 100% -200m (74  $\mu$ m) y 80% -400m (38  $\mu$ m). Actualmente planta “Marañón” consigue granulometrías de 83% -200m (74  $\mu$ m) y 60% -400m (38  $\mu$ m).

Asimismo, a través del presente informe deseo hacer llegar a todos los interesados la experiencia adquirida durante los 03 años de labor en el Laboratorio Metalúrgico, mostrando detalladamente el planteamiento de trabajos realizados a nivel laboratorio y que también se fueron probando a nivel industrial con el objetivo de alcanzar el fin deseado que es el de optimizar el proceso, principalmente la molienda, para alcanzar la mayor extracción de oro posible.

Por lo tanto, son objetivos del presente trabajo:

- Realizar todas las pruebas y evaluaciones metalúrgicas que nos permitan definir la posibilidad de incrementar la extracción de oro mejorando la molienda.
- Evaluar la posibilidad de moler más fino mediante el uso de los equipos actuales.
- Implementar cambios para posibles mejoras.

## **CAPÍTULO II**

### **ASPECTOS GENERALES DE LAS OPERACIONES EN COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.**

**E**n este capítulo se resume en forma general las operaciones realizadas en la planta de lixiviación “Marañón” de la Compañía Minera Poderosa S.A. en su proceso de recuperación de oro mediante la cianuración de minerales auríferos. Previo a esta descripción se dará un alcance sobre los aspectos geológicos de la zona, trabajos de exploración y labores mineras que se vienen desarrollando.

#### **2.1. UBICACIÓN:**

La Compañía Minera Poderosa S.A. se dedica a la explotación y procesamiento de minerales auríferos. Políticamente sus operaciones se desarrollan en el Distrito de Pataz, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad, bajo la jurisdicción de la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas en Lima por las siguientes coordenadas:

77° 35' a 77° 40' Longitud Oeste.

07° 40' a 07° 45' Latitud Sur.

La planta de cianuración “Marañón” se encuentra específicamente ubicada en el Caserío de Vijus, a 16 km. al norte de la localidad de Chagual, a una altitud de 1220 m.s.n.m. Geográficamente se localiza en el sector norte de la Cordillera Oriental Peruana ocupando parte del Flanco Occidental del Valle del Marañón.

Las vías de comunicación o acceso desde la ciudad de Trujillo pueden ser:

Vía Terrestre                      Trujillo – Huamachuco – Chagual

Vía Aérea                              Trujillo – Chagual

#### **2.2. GEOLOGÍA:**

##### **2.2.1. TOPOGRAFÍA DE LA REGIÓN:**

Es muy accidentada y con fuertes pendientes. EL terreno ha tenido como agentes modeladores al tectonismo y a la erosión fluvial (parte eólica) formando valles profundos que alternan con picos elevados, creando desniveles que en distancias cortas varían desde 1800 a 4200 m.s.n.m.

Algunos valles de la región presentan terrazas con planicies regularmente extensas cuyos terrenos son usados en la agricultura por los pobladores de la zona.

### **2.2.2. GEOLOGÍA ECONÓMICA DE LA REGIÓN:**

En la región se presentan una serie de vetas auríferas formadas a partir de la intrusión calco alcalina del Batolito de Pataz. Las vetas se han formado por inyección de soluciones hidrotermales probablemente de temperaturas moderadas (entre 200 y 300°C). La mineralogía es sencilla, uniforme y similar en todas las vetas; predomina el cuarzo y la pirita, luego la arsenopirita, la galena, la esfalerita, la calcopirita, el oro y el eléctrum. El oro es común encontrarlo en finos cristales incluidos en las microfracturas de pirita, a veces acompañado de galena y esfalerita.

### **2.2.3. MINERALOGÍA:**

En el proceso de formación de las menas de la región es notable la presencia de los “Estadios”. En el estadio del cuarzo metalífero, el oro se encuentra al estado libre y en pequeña proporción. En el estadio de los sulfuros, el oro se deposita con la pirita, arsenopirita, galena y esfalerita. La pirita es el sulfuro más abundante y más diaclasado; la arsenopirita le puede seguir en abundancia; la galena es típica en la asociación; la esfalerita no es muy frecuente encontrándose acompañando a la galena y pirita. El oro y el eléctrum al microscopio se hallan en las microfracturas de la pirita y el tamaño de las partículas varían de 0.001 a 0.3 mm.

Las estructuras minerales del distrito de Pataz, presentan una mineralogía simple:

Elementos nativos:	Oro y eléctrum.
Sulfuros:	Pirita, galena, calcopirita y esfalerita.
Sulfosales:	Arsenopirita.
Óxidos:	Cuarzo, limonitas, magnetitas, pirolusita.
Carbonatos:	Calcita y sericita.

### **2.2.4. EXPLORACIONES:**

Para el año 2000 las exploraciones están priorizadas en las vetas Consuelo, Karola, Virgen del Carmen, Choloque y Marleny.

En la veta Consuelo la exploración está dirigida en la proyección hacia las cotas inferiores de los tres clavos mineralizados hasta ahora conocidos entre los niveles 2500 y 2400. La veta Karola presenta evidencias muy buenas de profundización, para ello se debe bajar y continuar con la cortada del nivel 1700, a partir de esta labor se ejecutará un programa de sondajes diamantinos el cual permitirá un mayor reconocimiento con la finalidad de priorizar y dirigir mejor las labores de exploración y desarrollo entre las cotas 1600 y 1700. La exploración en la veta Marleny se realiza en el nivel 2700 a partir de las labores de Consuelo una vez obtenidos los resultados de los taladros con diamantina ejecutados en este nivel. En la veta Virgen del Carmen la exploración se continua hacia en Norte en el nivel 2300 y 2600. Las expectativas para un incremento de reservas en esta veta son altas, por su posición espacial dentro del Batolito y relación estructural con las vetas auríferas del sistema.

Los métodos de exploración que se ha determinado ejecutar son métodos combinados entre perforación diamantina y labores mineras que debe asegurar los resultados esperados en el nivel de reservas de la Empresa.

## **2.3. MINA:**

### **2.3.1. ZONAS DE EXPLOTACIÓN:**

Las operaciones de producción mina para el año 2,000 se encuentran centralizadas en las Vetas Consuelo, Karola techo, Piso y Cortadera, bajo un ritmo de producción mensual de aproximadamente 11,780, 1,700, 6,100 y 1,700 toneladas mensuales con leyes de 9.45, 12.00, 12.00 y 13.06 gr. Au/TM.; respectivamente.

Las labores mineras de operación en la veta Consuelo prepararán 2 blocks desde el nivel 2450 hasta el 2400 y entre el nivel 2400 al 2350. En la veta Marleny también se prepararán 2 blocks del nivel 2700 al 2800. En la veta Karola se planea llegar al nivel 1600 para lograr preparar 2 blocks; y en la veta Santa Rosa se preparará todo un block como exploración y aporte de mineral en el nivel 1950. En la Veta Cortadera, se proyecta preparar un block desde el nivel 2300 al nivel 2350 mediante una rampa y sus ventanas. Durante el año 2000 la veta Virgen del Carmen se mantendrá en exploraciones y preparaciones, y su aporte se considerará como un adicional al programa anual.

### **2.3.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN:**

#### **◆ Franjas Verticales u Horizontales (Shortwall Mining)**

Se aplica principalmente en el caso de la Veta Mercedes de la Unidad Papagayo, que presenta vetas con buzamiento entre 5° y 30° grados, con cajas relativamente “competentes”. La característica de este método es el de cortar el mineral en forma ascendente al subnivel. Para la perforación se realizan taladros perpendiculares al canal de rastrillaje de 4’ a 6’ de longitud mediante máquinas Jackleg. En la voladura se emplea emulsión o anfo.

El mineral roto se limpia con winches eléctricos de rastrillaje en una sola fase a través de un canal que inicialmente viene a ser el subnivel y que luego se va desplazando paralelamente a ésta a fin de mantener el canal de rastrillaje adyacente al corte.

De acuerdo a la variabilidad de la competencia de las cajas se utiliza como sostenimiento natural (pilares), eventualmente y sostenimiento artificial como: cuadros, puntales, encibados y “gatas hidráulicas”, siendo este último un sistema que permite rapidez en el ciclo de minado que requiere una secuencia ordenada. Adicionalmente como pilares de soporte se emplean cribbings de madera en las aberturas a los niveles principales y hacia las galerías, así como en las zonas en donde el tajo requiera mayor refuerzo.

#### ◆ **Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Overhand) Convencional**

Este método es aplicado en la Veta Karola y Consuelo dado las características de la veta, es decir tiene un buzamiento entre 45° y 50° con una potencia de veta de 1.2 m en promedio. Se desarrolla a partir de subniveles dejando un puente con la galería inferior y el corte del mineral es en forma ascendente a lo largo de todo el block.

Se perforan taladros horizontales o subverticales de 4' a 6' de longitud mediante máquinas Jackleg, empleándose en la voladura emulsión o anfo. El mineral roto es acarreado con winches eléctricos hasta las chimeneas, en donde por gravedad llegan a las tolvas.

En lo referente al sostenimiento es con puntales, pernos de anclaje y/o cuadros de madera y posteriormente se procede a rellenar el vacío generado por la explotación, este relleno es un material detrítico y es abastecido desde superficie o material de avance.

#### ◆ **Corte y Relleno Ascendente (Cut and Fill Overhand) Mecanizado**

Este método es aplicado en Consuelo, cuya veta tiene un buzamiento entre 45° y 50° y potencias promedio de 2.5 m. En forma similar al convencional, se desarrolla a partir de subniveles dejando un puente con la galería inferior y en forma ascendente a lo largo de todo el block. La variante respecto al método convencional es que se desarrolla una rampa de acceso en la caja piso, el mismo que permite el desplazamiento de los equipos LHD desde las galerías principales hacia el tajo.

Para la perforación se emplean jumbos electrohidráulicos, el mismo que permite realizar taladros horizontales o subverticales de 10 a 12 pies de profundidad, con velocidades de penetración 4 veces superior a las perforadoras neumáticas. En la voladura se emplea anfo y microretardos con lo que se obtiene una mayor eficiencia en la voladura.

La limpieza del mineral derribado se efectúa con scoops de 3.5 yd. de capacidad, equipo que permite obtener rendimientos hasta 5 veces superiores al de los winches. El mineral es evacuado hacia las chimeneas de extracción y que por gravedad es acumulado en las tolvas para su posterior extracción a superficie. El sostenimiento temporal del tajo es mediante pernos de anclaje y posteriormente es rellenado con material proveniente de los frentes de avance y de superficie.

### **2.3.3. PRODUCCIÓN MINA:**

La producción estimada en mina es de 250,860 toneladas métricas con una ley de cabeza de mina de 10.87 gramos de oro por tonelada métrica, de las cuales 141,437 provendrán de la veta Consuelo, 20,416 de Cortadera, 15,806 de la veta Karola Techo y 73,200 de Karola Piso con leyes de 9.45, 12.00, 12.00 y 13.06 gr. Au/TM respectivamente.



Adicionalmente 74,903 toneladas métricas, proveniente de Consuelo con una ley de cabeza de 4 gramos por tonelada, para ser tratadas por lixiviación en pilas, que recuperaran 3,853 Onzas. Asimismo se obtendrá 426 Onzas de la Aspiradora de Finos y 1,929 Onzas en Compras a Terceros (recuperadas).

<b>COMPAÑÍA MINERA PODEROSA</b>					
<b>PROGRAMA ANUAL 2000</b>					
<b>GEOLOGIA</b>					
		TM	LEY (g/TM)	FINOS (gr.)	FINOS (oz)
Reservas al 31/12/99		598.808	10,43	6.246.833	200.863
Reservas al 31/12/2000		693.764	11,50	7.978.286	256.508
<b>MINA</b>					
		TM	LEY (g/TM)	FINOS (gr.)	FINOS (oz)
Producción de Consuelo		141.437	9,45	1.336.269	42.962
Producción de Cortadera		20.416	12,00	244.996	7.877
Producción de Karola Techo		15.806	12,00	189.677	6.098
Producción de Karola Piso		73.200	13,06	955.802	30.730
<b>TOTAL</b>		<b>250.860</b>	<b>10,87</b>	<b>2.726.745</b>	<b>87.667</b>

#### **2.4. PLANTA DE TRATAMIENTO: "Planta de cianuración Marañón"**

Planta "Marañón" comenzó sus operaciones en Julio de 1982, actualmente procesa 600 TMSD en forma continua y el proceso que maneja es el de cianuración directa por agitación y recupera el oro de la solución mediante el proceso Merrill Crowe.

El mineral que se trata en planta contiene valores de Au dentro de mineral piritoso con una ley de aproximadamente 12 g. Au / TM. El desarrollo de los trabajos en planta comprenden desde la recepción del mineral hasta la obtención de las barras de oro refinadas.

Las principales unidades mineras de abastecimiento a planta son Consuelo y Karola.

Secciones a ser descritas:

- Sección chancado,
- Sección molienda – clasificación - gravimetría,
- Sección espesamiento - agitación - lavado en contracorriente,
- Sección clarificación – precipitación, y
- Sección refinería - fundición.

Al final de este capítulo se muestra el diagrama de flujo esquematizado del tratamiento en planta (gráfico N°5). En este informe se omite la descripción de la sección de fundición por razones de reserva y seguridad.



#### **2.4.1. CHANCADO:**

El mineral tratado en planta “Marañón”, proviene de diferentes unidades mineras tales como Consuelo y Karola. El mineral procedente de la mina Consuelo a diferencia de las otras minas es transportado por cable carril desde el campamento Cedro hasta la Trocha y luego hasta el túnel Vijus por locomotora. El mineral de Karola es sin embargo transportado por volquetes hasta Morena, de donde es descargado al túnel Vijus. Aquí el mineral es almacenado en stock piles junto al mineral de otras minas, para luego ser transportado por medio de volquetes de simple y doble eje de 12 TM y 22 TM de capacidad respectivamente hacia la planta. Este mineral llega a planta a tamaños <8” aproximadamente

El mineral proveniente de mina se recibe en dos tolvas de gruesos, tolva N° 1 de 250 TMH y tolva N° 2 de 400 TMH de capacidad, ambas con parrillas de 10" luz, previamente pesados en una balanza de plataforma marca Toledo de 60 TM de capacidad y sensibilidad de  $\pm 10$  kg.

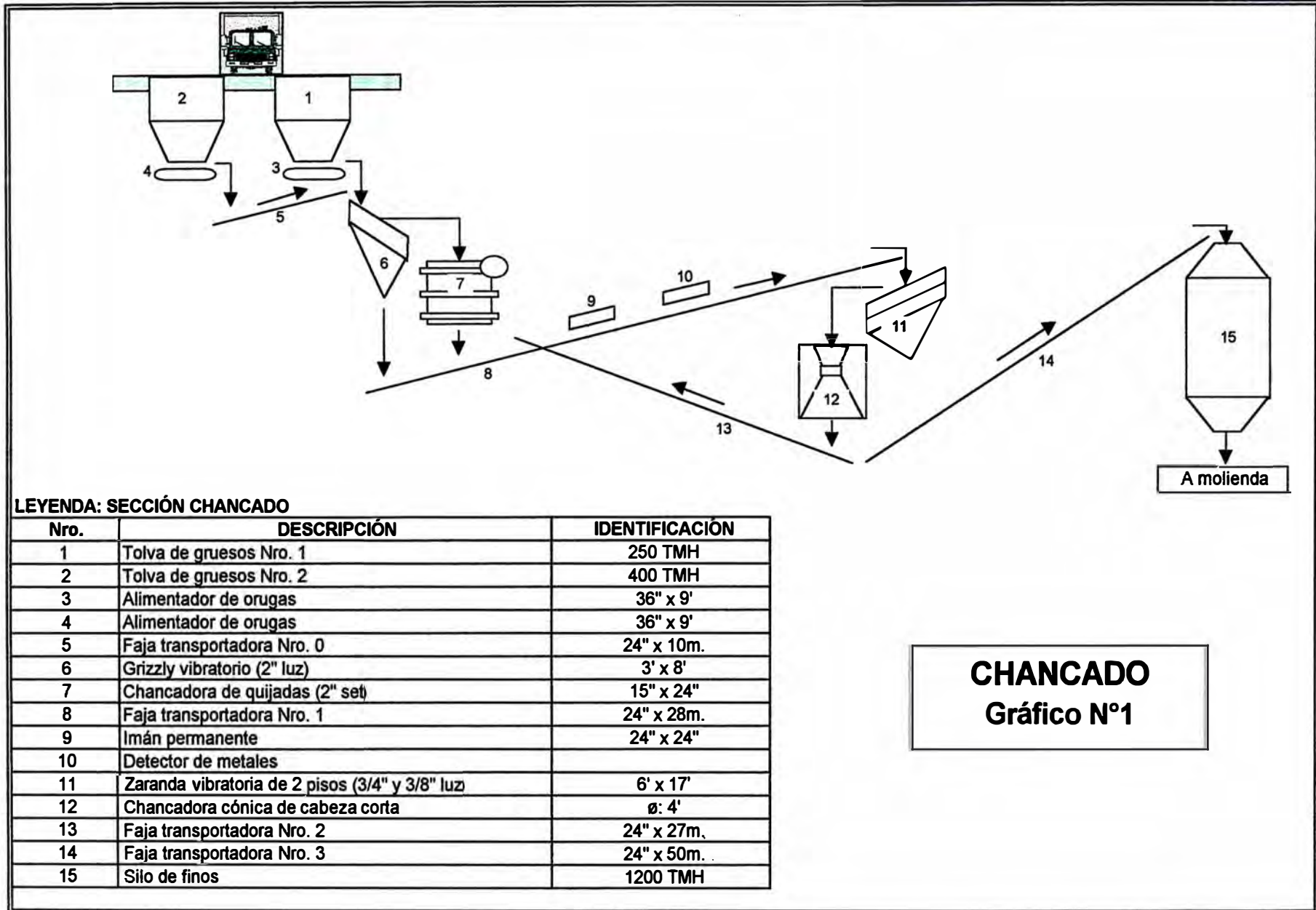
La reducción de tamaños se realiza en dos etapas, la etapa de chancado primario en la que el mineral se reduce aproximadamente a <2”; en la descarga de las tolvas de gruesos existen unos alimentadores de placas 36” x 9”, el mineral de la tolva N° 2 es transportado por la faja N° 0 hacia el grizzly vibratorio 3’ x 8’ con abertura de 2”, el mineral de la tolva N° 1 también se descarga en el grizzly; de esta primera clasificación se obtienen dos productos: undersize y oversize; el undersize cae en la faja transportadora N° 1, y el oversize pasa a la chancadora de quijada MAGENSA 15” x 24”, cuyo producto chancado se une con el undersize del grizzly en la faja 1, sobre esta faja se encuentra un imán permanente 24" x 24" que captura elementos metálicos que pudiesen haber ingresado al circuito.

En la segunda etapa de la sección chancado el mineral es reducido de 2” a 3/8”; el mineral de la faja 1 es transportado hacia la zaranda vibratoria DENVER 6’ x 16’ de 02 pisos con mallas de 3/4” y 3/8”, el oversize de la zaranda se descarga a la chancadora cónica SYMONS de 4’ de diámetro SHHD (cabeza corta) y el undersize (<3/8”) cae en la faja 3, la descarga de la chancadora SYMONS es recepcionada en la faja 2 la cual regresa a la faja 1, formándose un circuito cerrado en esta etapa. La faja 3 transporta el producto del chancado a un silo de finos de 1200 TM de capacidad.

Ver gráfico N°1.

#### **2.4.2. MOLIENDA – CLASIFICACIÓN - GRAVIMETRÍA:**

El mineral del silo de finos, que contiene una humedad de 3.5 a 5.0%, es transportado mediante la faja 4 al circuito de molienda en planta, esta faja tiene instalada un fin de carrera (sensor de mineral en la faja) el cual al no haber mineral en la faja se activa y hace funcionar un vibrador sobre el silo para que caiga el mineral que posiblemente se encuentra atascado, si no se restaura el flujo mineral empieza a sonar una alarma. Sobre esta faja existe también un alimentador de cal automático el cual deja caer cal sobre el mineral de la faja cada 5 segundos.



**LEYENDA: SECCIÓN CHANCADO**

Nro.	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN
1	Tolva de gruesos Nro. 1	250 TMH
2	Tolva de gruesos Nro. 2	400 TMH
3	Alimentador de orugas	36" x 9'
4	Alimentador de orugas	36" x 9'
5	Faja transportadora Nro. 0	24" x 10m.
6	Grizzly vibratorio (2" luz)	3' x 8'
7	Chancadora de quijadas (2" set)	15" x 24"
8	Faja transportadora Nro. 1	24" x 28m.
9	Imán permanente	24" x 24"
10	Detector de metales	
11	Zaranda vibratoria de 2 pisos (3/4" y 3/8" luz)	6' x 17'
12	Chancadora cónica de cabeza corta	ø: 4'
13	Faja transportadora Nro. 2	24" x 27m.
14	Faja transportadora Nro. 3	24" x 50m.
15	Silo de finos	1200 TMH

**CHANCADO**  
**Gráfico N°1**

El mineral de la faja 4 pasa hacia la faja 5, en la polea de cabeza de la faja 4 existe un muestreador automático de finos. En la faja 5 existe una balanza automática que nos da la lectura del tonelaje pasante y así determinar el tonelaje tratado por guardia, esta faja alimenta al molino de bolas COMESA de 8' x 10', donde se inicia la adición de solución de cianuro de sodio para iniciar la lixiviación del oro a una fuerza de 700 ppm, pH > 11.0, y una densidad en la descarga de 1900 gr./l. La descarga del molino es bombeada para ser clasificada hacia dos hidrociclones de fondo plano ERAL (D-15), la pulpa es clasificada y los gruesos (U/F) retornan al molino y los finos (O/F) pasan a un tamizador de virutas TYLER de alta frecuencia donde se captura elementos extraños y demás desechos contenidos en la pulpa que son desechados. Antes de ingresar la pulpa al tamizador, ésta pasa por un muestreador automático de pulpas. En la molienda primaria el molino opera en circuito cerrado con los hidrociclones obteniéndose un producto de 50% -74µm / 35% -38µm.

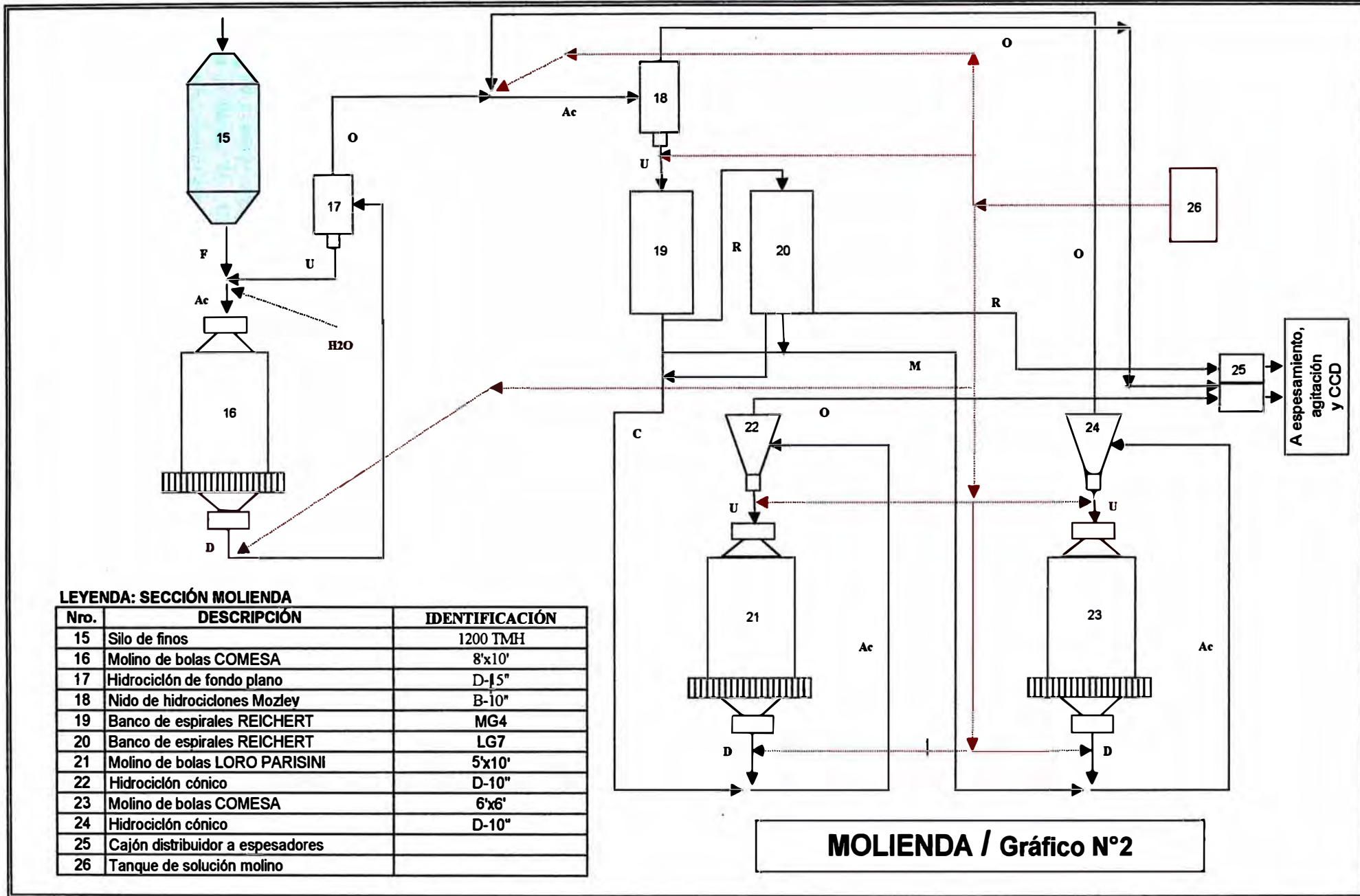
Desde el tamizador de virutas el producto limpio es bombeado hacia un nido de (4) hidrociclones Stub Mozley (D-10), el producto grueso y pesado del Mozley (underflow, previa dilución, alimenta al circuito de concentración gravimétrica, y el producto fino (overflow) con una granulometría de 85% -74 µm / 61% -38µm, sale del circuito de molienda hacia la sección de espesamiento – agitación – CCD.

La concentración gravimétrica se realiza en bancos de espirales en dos etapas, cada banco de espirales da tres productos que son concentrados, medios y relaves, la primera etapa de concentración gravimétrica se realiza en un banco clasificador de espirales MG IV (medium gravimetric) y la segunda en un banco clasificador de espirales LG VII (low gravimetric). El relave de los espirales gravimétricos MG IV es bombeado a los espirales gravimétricos LG VII, en donde se realiza otra clasificación y el relave del LG VII va a la caja distribuidora de pulpa hacia la sección de espesadores con una granulometría de 19% -74µm / 10% -38µm.

El concentrado y los medios de los 02 tipos de bancos de espirales son tratados en 02 circuitos inversos de remolienda, por lo que son transportados a los cajones de descarga de los molinos de remolienda. En el circuito inverso de remolienda del molino de bolas COMESA 6' x 6' se realiza la remolienda de concentrados, y en el circuito inverso de remolienda del molino de bolas LORO PARISINI 5' x 10' la remolienda de los medios se realiza la separación de sulfuros y cuarzo para retornarlos nuevamente al circuito de gravimetría.

Los medios que llegan a la caja de descarga del molino 5'x10' se bombea al hidrociclón (D-10), del cual los gruesos (U/F) retornan como alimento al molino 5'x10', y el rebose (O/F) del hidrociclón con granulometría de 67% -74µm / 37% -38µm retorna a la caja que recepciona la pulpa limpia del tamizador de virutas y esta pulpa se bombea nuevamente hacia los hidrociclones Stub Mozley. Los concentrados que van a la descarga del molino 6'x 6' se bombean a su hidrociclón de remolienda (D-10), del cual los gruesos (U/F) alimentan al molino 6'x 6' y los finos (O/F) del hidrociclón 77% -74µm / 44% -38µm van hacia la caja distribuidora de pulpas a la sección de espesadores.

Ver gráfico N°2.





### **2.4.3. ESPESAMIENTO – AGITACIÓN – LAVADO EN CONTRACORRIENTE:**

En la etapa de espesamiento (E1 y E5) se inicia la separación sólido/líquido de la pulpa proveniente de la sección molienda. El O/F del ciclón de remolienda de concentrados y parte del O/F del ciclón STUB MOZLEY llegan al espesador 1. La pulpa del relave de espirales y la otra parte del O/F de los ciclones Mozley llegan al espesador 5, la pulpa espesa de los espesadores se extraen mediante bombas de diafragma para ser llevadas a la etapa de agitación donde continuará la disolución de oro, y la solución del canal de rebose de los espesadores 1 y 5 se colecta en el tanque de paso de solución rica para ser llevada a la etapa de clarificación.

El agitador 1 recibe la descarga del espesador 1 y 5 donde se diluye esta con solución barren continuando así la lixiviación; el agitador 2 recibe la pulpa del agitador 1 y la descarga del espesador 5, el agitador 3 la pulpa del agitador 2, y el agitador 4 la pulpa del agitador 3. En la etapa de agitación se agrega solución de cianuro para mantener la fuerza sobre los 400 ppm y realizar la extracción complementaria del oro.

La pulpa del agitador 4 pasa al sistema de lavado en contracorriente que se realiza con tres espesadores, lavándose la pulpa con la solución pobre proveniente de precipitación, esta pulpa pasa del espesador 2 al 3, y del espesador 3 al 4. La solución barren proveniente de precipitación es descargada en el espesador 4 (donde también se adiciona agua de reposición al sistema), la solución rebosante del espesador 4 pasa al espesador 3, y de éste pasa al espesador 2 (lavado en contracorriente), enriqueciéndose la solución mientras que los sólidos pierden valores.

La solución producto del lavado en contracorriente descarga a un tanque de paso de solución molino, y esta solución es bombeada a otro tanque para recircular hacia la sección de molienda (solución molino). En la descarga del espesador 4 existe un muestreador de pulpa de relave. Esta descarga va directamente a la cancha de relaves sin previo tratamiento.

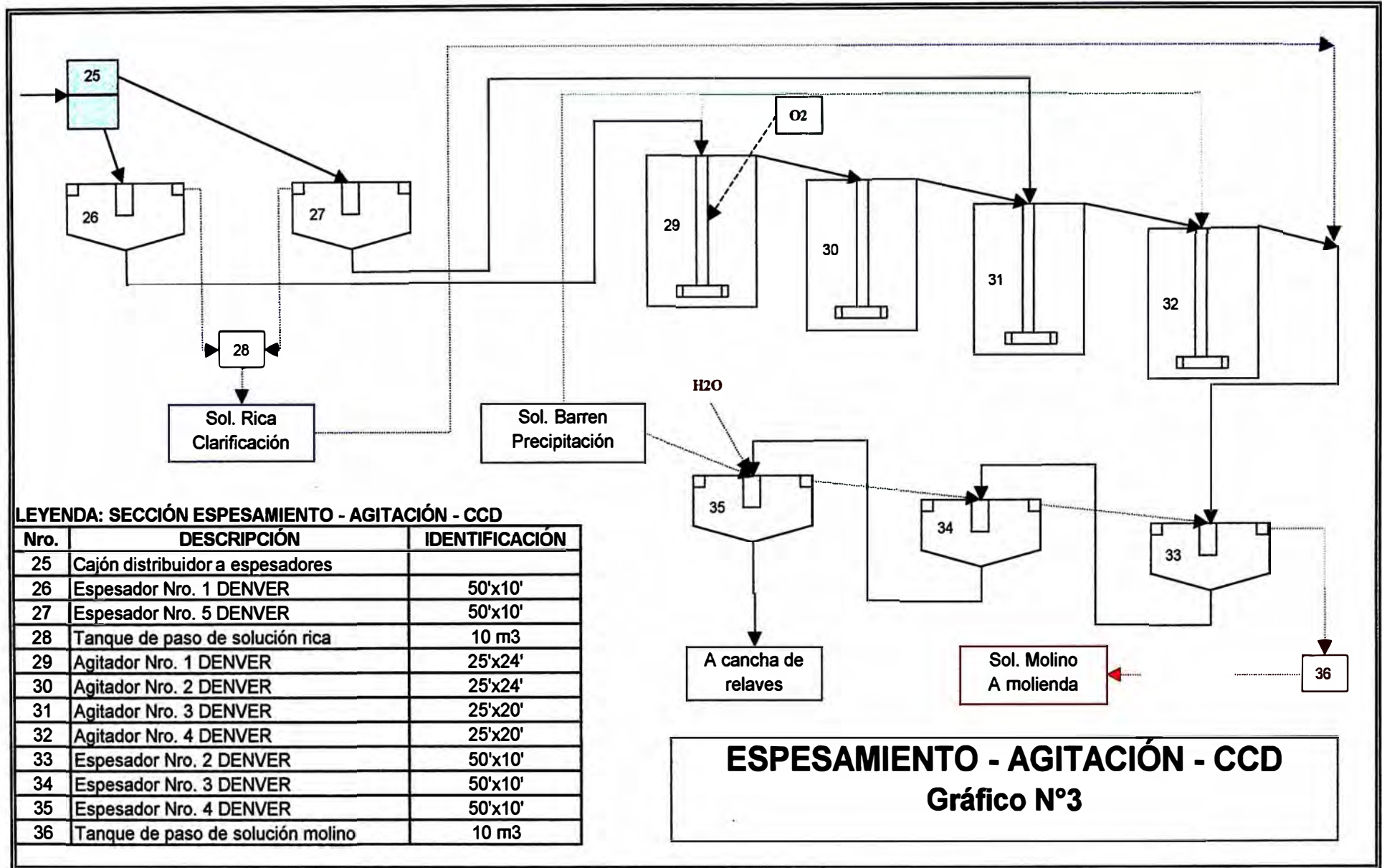
En la sección de espesamiento y lavado en contracorriente se adiciona floculante PHP40 diluido a 0.05% para evitar el enlamamiento de las soluciones en las siguientes dosis:

Espesador 1:	12 gr./TM.	Espesador 4:	8 gr./TM.
Espesador 2:	8 gr./TM.	Espesador 5:	8 gr./TM.
Espesador 3:	8 gr./TM.		

En la sección agitadores se realiza la inyección de aire por air lifts, cuyo propósito es el elevar la concentración de oxígeno disuelto y de este modo lograr extender la recuperación de oro con el incremento de la cinética de lixiviación. Los niveles de oxígeno disuelto alcanzados en la pulpa son:

Agitador 1:	4 mg/l.	Agitador 3:	8 mg/l.
Agitador 2:	5 mg/l.	Agitador 4:	8 mg/l.

Ver gráfico N°3.



**LEYENDA: SECCIÓN ESPESAMIENTO - AGITACIÓN - CCD**

Nro.	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN
25	Cajón distribuidor a espesadores	
26	Espesador Nro. 1 DENVER	50'x10'
27	Espesador Nro. 5 DENVER	50'x10'
28	Tanque de paso de solución rica	10 m <sup>3</sup>
29	Agitador Nro. 1 DENVER	25'x24'
30	Agitador Nro. 2 DENVER	25'x24'
31	Agitador Nro. 3 DENVER	25'x20'
32	Agitador Nro. 4 DENVER	25'x20'
33	Espesador Nro. 2 DENVER	50'x10'
34	Espesador Nro. 3 DENVER	50'x10'
35	Espesador Nro. 4 DENVER	50'x10'
36	Tanque de paso de solución molino	10 m <sup>3</sup>

**ESPESAMIENTO - AGITACIÓN - CCD**  
**Gráfico N°3**

#### **2.4.4. CLARIFICACIÓN – PRECIPITACIÓN:**

Las soluciones de los espesadores 1 y 5 se descargan en el tanque de paso de solución rica de  $10\text{m}^3$ , parte de esta solución es tratada en un agitador de preparación de la ayuda filtrante celite (0.2 kg./TM) para luego regresar al tanque de paso de solución rica. De aquí es bombeada al filtro Sparkler donde se realiza la clarificación, la solución clarificada y completamente libre de lamas pasa a la sección de precipitación y los sólidos filtrados retornan al agitador 4.

El filtro Sparkler está formado por un tanque horizontal de D: 5 y L: 11', en el cual se alinean 28 sectores filtrantes enfundados con tela de material sintético; el área filtrante:  $46.1\text{ m}^2$ , y su presión: 4 Bar. Opera con otro equipo similar en Stand by.

La solución clarificada proveniente del filtro Sparkler, que contiene de 3.5 a 4 ppm de oro aproximadamente, es llevada a la sección precipitación a una razón de 70 a 75  $\text{m}^3/\text{h}$ . sometida a una desareación en la torre (botella) de vacío para extraer el oxígeno disuelto, para lo cual se llenan las 2/3 partes y las bombas de vacío SIHI extraen el oxígeno contenido en la misma. La botella de vacío trabaja a una presión de 18-25 mm Hg, cerca existe un muestreador de solución rica.

Por otra parte, en la sección existe una faja alimentadora de zinc que se adiciona a un cono mezclador con solución barren, la adición de polvo de Zn se realiza a una razón de 3 – 5 kg. Zn / kg. Au. La solución barren se encuentra luego con la solución rica desoxigenada en una intersección de tuberías y de aquí mediante unas bombas mono es enviada a los filtros prensa 1 y 2 (45 marcos,  $49.28\text{ m}^2$  de área filtrante).

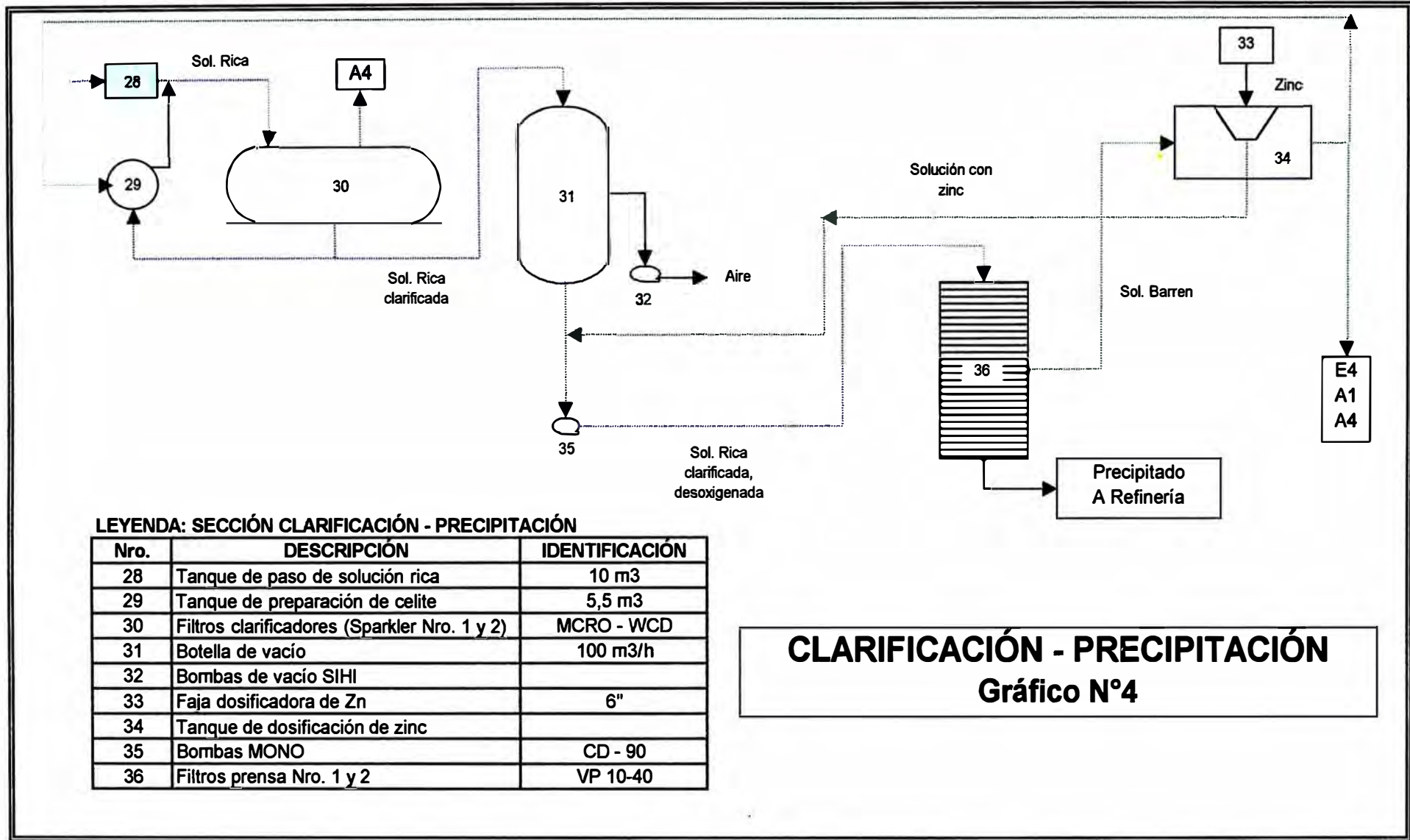
En el recorrido a los filtros prensa, se realiza la precipitación de los metales nobles como el Au y Ag mediante una reacción de cementación donde el exceso de zinc desplaza los metales preciosos y ciertos contaminantes metálicos que están en solución. En los filtros prensa (opera sólo 1) se colecta el precipitado y la solución filtrada (solución pobre o barren) es enviada al circuito de lavado en contracorriente y para la dilución de la pulpa en los agitadores, esta solución barren tiene un contenido de 0 a 0.1 ppm de oro aproximadamente.

Ver gráfico N°4.

#### **2.4.5. FUNDICIÓN - REFINERÍA: (ÁREA RESTRINGIDA)**

##### **Fundición:**

Este cemento recuperado en el filtro prensa, al culminar un ciclo de operación, el filtro se desagua, se sopla con aire comprimido, para ayudar a evacuar el exceso de solución; se abre el filtro y se cosecha el cemento (9-25% Au). Luego se seca en una estufa eléctrica, para finalmente ya seco, mezclarse con fundentes y agregarse al crisol en donde se funde. Luego de la colada se obtiene una barra tipo bullón con un contenido típico de 70% de oro, 23% de plata, cerrando el balance los



**LEYENDA: SECCIÓN CLARIFICACIÓN - PRECIPITACIÓN**

Nro.	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN
28	Tanque de paso de solución rica	10 m3
29	Tanque de preparación de celite	5,5 m3
30	Filtros clarificadores (Sparkler Nro. 1 y 2)	MCRO - WCD
31	Botella de vacío	100 m3/h
32	Bombas de vacío SIHI	
33	Faja dosificadora de Zn	6"
34	Tanque de dosificación de zinc	
35	Bombas MONO	CD - 90
36	Filtros prensa Nro. 1 y 2	VP 10-40



contenidos de plomo, cobre y otros elementos como Fe, SiO<sub>2</sub>. Así trabajada, la recuperación alcanza un valor de 98.5% en oro y un 92% en plata.

### **Refinería:**

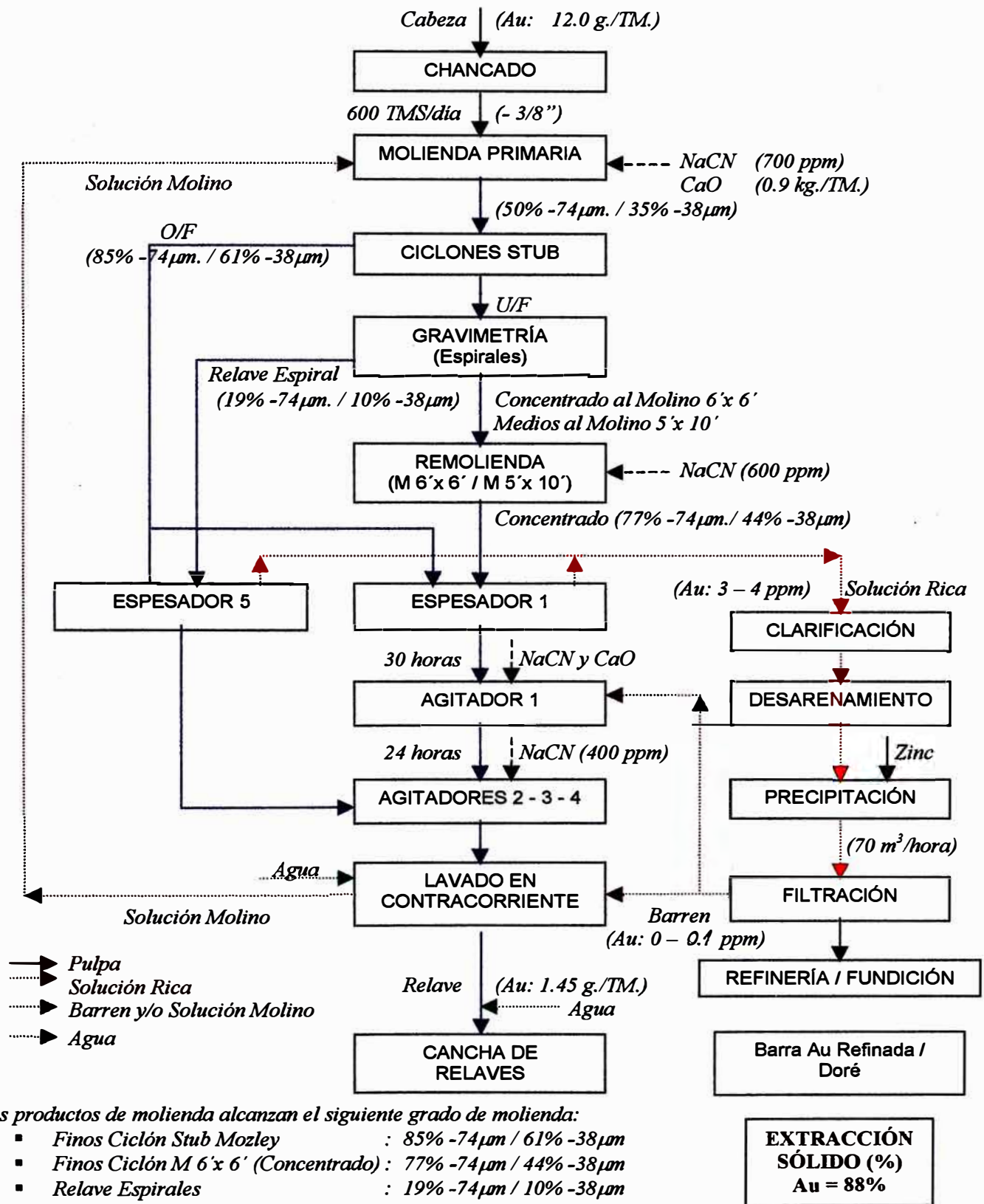
El ataque del oro por el agua regia sucede por la descomposición del ácido nítrico y clorhídrico que produce cloro nascente, el cual en un sistema fuertemente oxidante reacciona con el oro produciendo el cloruro áurico. Las etapas en el proceso de refinería son los siguientes:

- Preparación del cemento.
- Ataque con agua regia.
- Filtración del cloruro áurico.
- Precipitación de oro (condiciones X)
- Lavado de oro con agua acidificada con ácido nítrico.
- Lavado de oro con agua caliente.
- Recuperación de plata.

Obteniendo barras tipo bullón con contenidos 99.9% de oro.

Esta es de manera general, una breve descripción del tratamiento en la planta de cianuración "Marañón" de la Compañía Minera Poderosa S.A.

## Gráfico N°5 ESQUEMA OPERATIVO DE TRATAMIENTO EN PLANTA MARAÑÓN



## CAPÍTULO III

# FUNDAMENTO TEÓRICO DE LA CIANURACIÓN DEL ORO

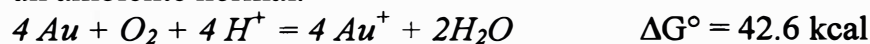
La habilidad del cianuro para disolver minerales de oro ha sido conocida desde principios del siglo XIX, pero no fue comercialmente explotado hasta fines de 1890. El más importante descubrimiento concerniente al tratamiento de minerales auríferos fue hecho en 1846 por el químico alemán L. Elsner, quien demostró la solubilidad del oro en soluciones diluidas de cianuro de potasio. Pero fue J.S. Mc Arthur, químico - metalurgista en Escocia, quien le dio significado a la ecuación de Elsner:

$$4 Au + 8 Na CN + O_2 + 2 H_2O = 4 Na Au(CN)_2 + 4 NaOH$$

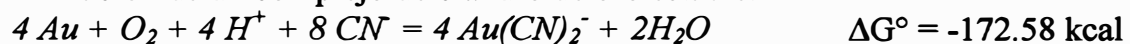
Actualmente la cianuración en sus variadas formas continua siendo el método dominante de tratamiento para la disolución de oro.

### 3.1. FISICO QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DEL ORO:

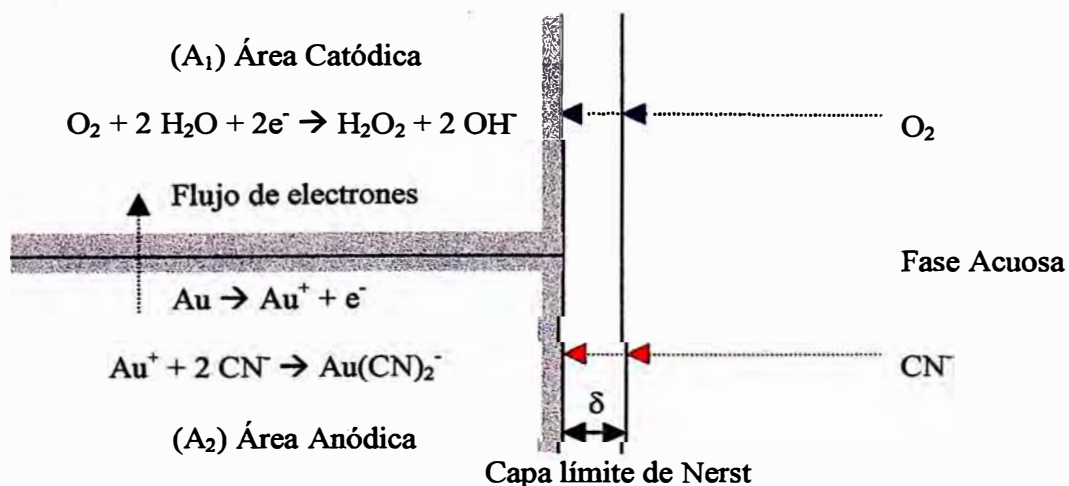
Es bien conocido y termodinámicamente probado que el oxígeno no oxida al oro en un ambiente normal.



Pero en presencia de iones cianuro, el oro es fácilmente soluble, ocurriendo la formación de un complejo de cianuro de oro estable.

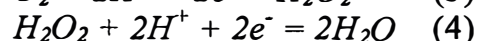
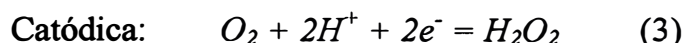
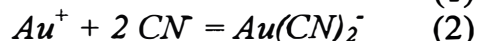
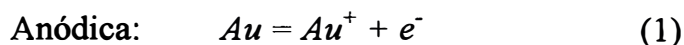


Boonstra y Thompson propusieron modelos electroquímicos en los cuales el oro se disuelve totalmente en los sitios anódicos, mientras que el oxígeno es reducido en sitios catódicos. El flujo de corriente entre los sitios netos catódicos y los sitios netos anódicos ocurre como se muestra en la siguiente figura:



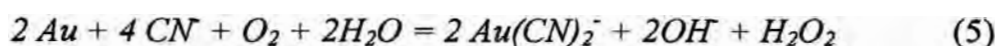
La disolución del oro en solución de cianuro es electroquímica por naturaleza, ocurre por corrosión, donde el oxígeno provee el electrodo catódico y el oro el electrodo anódico. La diferencia de la concentración de oxígeno en el cátodo y el ánodo provee la fuerza de mando para el proceso de corrosión.

Las reacciones anódicas y catódicas son:



La descarga de  $H_2O_2$  (ecuación 4) es una reacción muy lenta, por lo que conduce a una acumulación del compuesto intermediario  $H_2O_2$  en la solución.

Habashi demostró que el proceso de disolución del oro por el cianuro es de naturaleza electroquímica con una reacción global principal:



### 3.2. CINÉTICA DE LA REACCIÓN:

Anteriormente otros investigadores demostraron que la cinética de cianuración del oro y de la plata, en ambos casos, es controlada por la difusión. La rapidez de la reacción dependerá de la difusión en la capa acuosa de los iones cianuro hacia el área anódica debido a la alta concentración de oxígeno, y de la difusión del oxígeno hacia el área catódica a causa de la alta concentración de cianuro.

Como el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es en gran parte el de la etapa de menor velocidad (conocida como etapa controlante), es necesario identificar ésta para poder incrementar su rapidez.

Una reacción físico química en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra acuosa se consume en las cinco etapas siguientes:

1. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido – líquido.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
3. Reacción en la superficie.
4. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
5. Difusión de estos productos de la interfase sólido – líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión; mientras que las etapas 2, 3 y 4 están controladas por la rapidez de los procesos químicos. Por lo tanto, si la difusión es muy lenta una mayor agitación permitirá acelerar la reacción, y si ésta es retardada por los procesos químicos se debe incrementar la temperatura.

La cianuración está gobernada por las leyes de Fick que se encuentra expresada matemáticamente de la siguiente manera:

$$\text{Área catódica: } d(O_2) / dt = (D_{O_2} A_1 / \delta) \{ [O_2] - [O_2]_s \} \quad (6)$$

$$\text{Área anódica: } d(CN) / dt = (D_{CN} A_2 / \delta) \{ [CN] - [CN]_s \} \quad (7)$$

Donde:

$d(O_2) / dt$  y  $d(CN) / dt$ : Son las velocidades de difusión del  $O_2$  y  $CN$  respectivamente en (mol/s)

$D_{O_2}$  y  $D_{CN}$  : Son los coeficientes de difusión en  $cm^2/s$ .

$A_1$  y  $A_2$  : Son las superficies catódicas y anódicas sobre las cuales se lleva a cabo la reacción en  $cm^2$ .

$\delta$  : Es el ancho de la capa límite de Nerst en cm.

$[O_2]$  y  $[CN]$  : Son las concentraciones de oxígeno y cianuro en la solución en mol/ml.

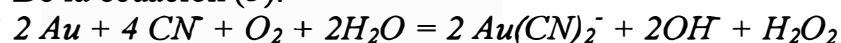
$[O_2]_s$  y  $[CN]_s$  : Son las concentraciones sobre la superficie de la reacción.

Si se considera que la velocidad de difusión de la fase acuosa a la interfase sea máxima, entonces las concentraciones de  $[O_2]_s$  y  $[CN]_s$  se harán muy pequeñas, es decir serán despreciables con respecto a las concentraciones de  $[O_2]$  y  $[CN]$ . Por lo que de las ecuaciones (6) y (7) se obtiene:

$$\text{Área catódica: } d(O_2) / dt = (D_{O_2} A_1 / \delta) [O_2] \quad (8)$$

$$\text{Área anódica: } d(CN) / dt = (D_{CN} A_2 / \delta) [CN] \quad (9)$$

De la ecuación (5):



Por estequiometría, se tiene que:

$$v_r = - d(Au) / 2dt = - (d(CN) / 4dt) = - d(O_2) / dt \quad (10)$$

Por lo que la velocidad de disolución del metal ( $v$ ) es dos veces la del oxígeno y sólo la mitad de la del cianuro.

$$v = d / dt = 2 d(O_2) / dt = 1/2 d(CN) / dt \quad (11)$$

Reemplazando las ecuaciones (8) y (9) en (11), se obtiene:

$$v = (2 D_{O_2} A_1 / \delta) [O_2] = (1/2 D_{CN} A_2 / \delta) [CN] \quad (12)$$

Teniendo en cuenta que el área total  $A = A_1 + A_2$ , se tiene que  $A_2 = A - A_1$ , reemplazando en la ecuación (12):

$$v = (2 D_{O_2} A_1 / \delta) [O_2] = (1/2 D_{CN} (A - A_1) / \delta) [CN] \quad (13)$$

despejando:

$$A_1 = \frac{D_{CN} A [CN]}{D_{CN} [CN] + 4D_{O_2} [O_2]} \quad (14)$$

Reemplazando (14) en (12) y resolviendo el sistema de ecuaciones se deduce que la velocidad de cianuración es:

$$v = \frac{2 A D_{CN} D_{O_2} [CN] [O_2]}{\delta \{ D_{CN} [CN] + 4 D_{O_2} [O_2] \}} \quad (15)$$

Esta ecuación obtenida debe considerar dos posibilidades:

Si las concentraciones de cianuro son altas, la velocidad de la reacción es controlada por la difusión de oxígeno a través de la capa de Nerst, hecho que ha sido comprobado experimentalmente.

$$v = (2 D_{O_2} A / \delta) [O_2] = K_1 [O_2] \quad (16)$$

Si las concentraciones de cianuro son bajas, la velocidad de la reacción es controlada por la concentración del cianuro. Los experimentos han corroborado esta previsión teórica.

$$v = (1/2 D_{CN} A / \delta) [CN] = K_2 [CN] \quad (17)$$

Igualando (16) y (17) se obtiene:

$$D_{CN} [CN] = 4 D_{O_2} [O_2] \quad (18)$$

Como  $D_{O_2} = 2.76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s}$ . y  $D_{CN} = 1.83 \times 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s}$ .

Obtenemos la condición que puede constituir un límite:

$$[CN] / [O_2] = 6 \quad (19)$$

Los valores experimentales de esta relación se hallan entre 4.5 y 7.5.

### 3.3. VARIABLES QUE INFLUYEN EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN:

#### 3.3.1. Tamaño de grano

Dependiendo del método de cianuración a emplear, el tamaño de grano del metal precioso influye en su recuperación. Cuando la mena contiene oro grueso libre, la práctica común es recuperarlo mediante procesos gravimétricos antes de la cianuración, ya que éstos podrían no disolverse en el tiempo disponible de lixiviación.

#### 3.3.2. Concentración de cianuro

La solubilidad de oro aumenta al pasar de soluciones diluidas a concentradas. Ésta es muy baja cuando las soluciones contienen 0.005% de NaCN libre, creciendo rápidamente cuando contiene 0.010%; después sigue creciendo lentamente y llega a su máximo cuando la concentración de NaCN libre supera el 0.25%.



La solubilidad a 0.01% es 10 veces mayor que a 0.005%, y la mitad que a 0.25%. Por supuesto la concentración de cianuro en el proceso dependerá del tipo de mena aurífera tratada y los agente que pueden estar presente en ellas.

### 3.3.3. Concentración de oxígeno

El oxígeno o alguna sustancia oxidante es necesaria para ayudar la acción disolvente del cianuro de sodio, ya que según se ha visto en la ecuación de Elsner el oxígeno se une al hidrógeno que podría ser liberado disminuyendo así las pérdidas de cianuro en forma de ácido cianhídrico.

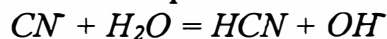
La descomposición del NaCN es facilitada por la afinidad de sodio por el oxígeno, con lo cual queda libre el CN naciente para unirse al oro.

El más importante efecto de la extra aeración de la solución, es disminuir el consumo de cianuro. La proporción de disolución de oro con el cianuro crece con la cantidad de oxígeno presente. Para suministrar el oxígeno necesario se aplican diferentes técnicas de adición de aire u oxidantes.

### 3.3.4. Alcalinidad protectora

Los factores que determinan la importancia del empleo de CaO en la cianuración son los siguientes:

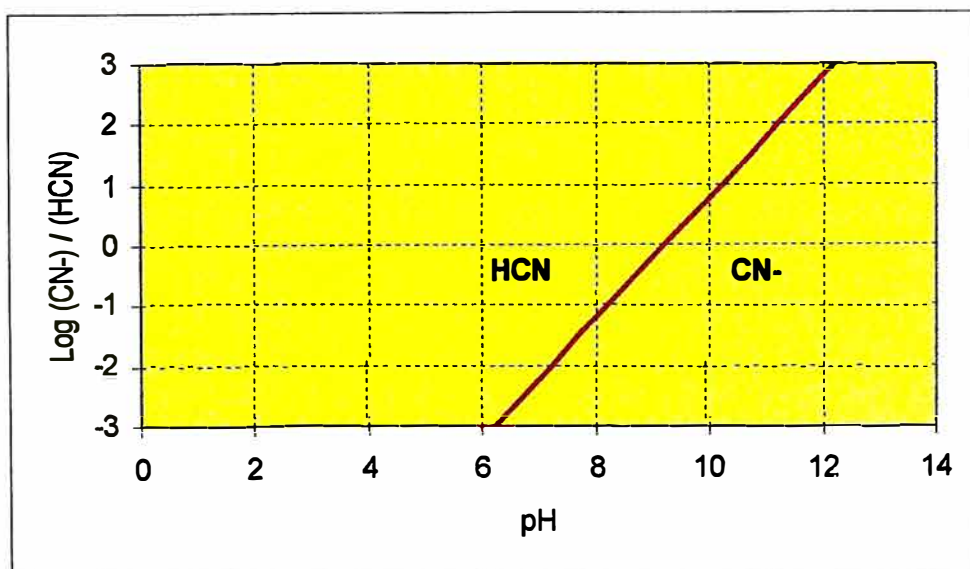
- La adición de CaO elevando el pH a niveles mayores a 10.0 impide la pérdida de cianuro por hidrólisis:

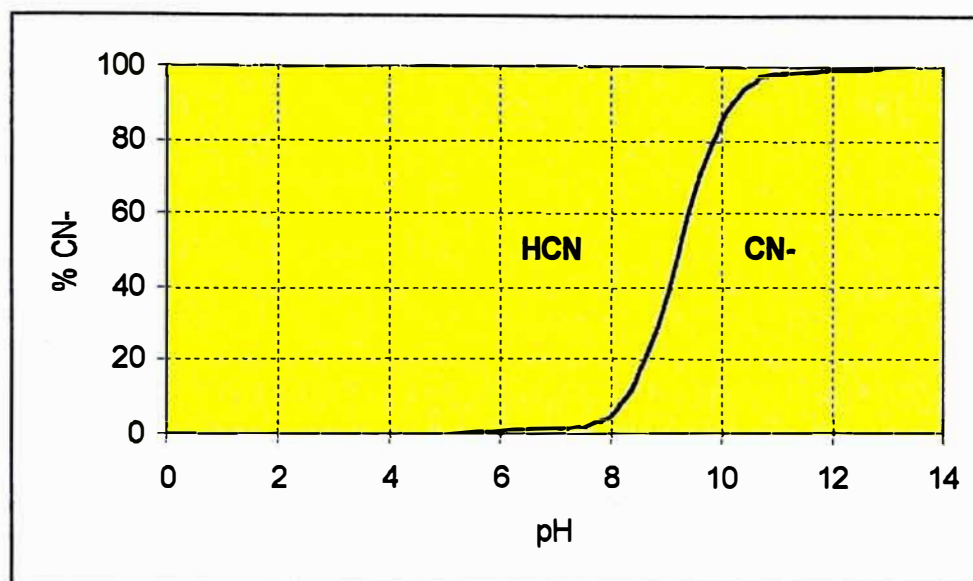


De esta reacción se dedujo:

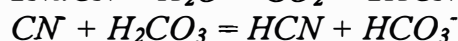
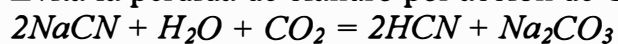
$$pH = 9.22 + \log (CN) / (HCN)$$

que indica que la formación de ácido cianhídrico ocurre por debajo de pH 9.22.

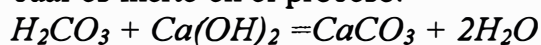




- Evita la pérdida de cianuro por acción de  $\text{CO}_2$  del aire:



La cal neutraliza el ácido carbónico formado produciendo carbonato de calcio el cual es inerte en el proceso.



- Descompone los bicarbonatos presentes en el agua que será empleada en la cianuración.
- Neutraliza los compuestos ácidos tales como sales férricas, sulfato de magnesio, etc. que acompañan al agua de proceso; los compuestos ácidos de la mena y los compuestos ácidos resultantes de la cianuración.
- Ayuda a la sedimentación de partículas finas en suspensión. Actúa como depresor de lamas.

### 3.3.5. Dilución de pulpa

Para el caso del método de lixiviación por agitación, la relación líquido a sólido en la pulpa debe ser adecuada para permitir un mayor contacto partícula - cianuro, y permita facilidad en la operación.

### 3.3.6. Temperatura

La elevación de la temperatura facilita la acción del cianuro hasta cierto límite, incrementando la disolución del oro. Por otro lado a mayor temperatura disminuye el contenido de  $\text{O}_2$  disuelto en la solución. La experiencia ha determinado que más allá de los  $85^\circ\text{C}$  la solubilidad del oro en la solución de cianuro a 0.25% declina.



### 3.3.7. Presencia de impurezas

La presencia de elementos consumidores de cianuro en la disolución de oro ocasionan una pérdida del mismo por la formación de complejos estables de cianuro, y consecuentemente producirá una disminución en la eficiencia de la cianuración de oro; así tenemos elementos tales como el cobre, el zinc, el hierro, el arsénico, el antimonio, el mercurio, etc.

**El hierro:** Las soluciones de cianuro tienen poco efecto o reaccionan débilmente con el hierro metálico y con la mayoría de sus minerales, de otro modo el proceso de cianuración sería impracticable. Algunas sales de hierro son solubles y reaccionan con el cianuro formando complejos ferrocianuros y ferricianuros causando consumo de oxígeno y cianuro, así pues los minerales de pirita, marcasita y pirrotita son oxidados a sulfatos solubles consumiendo el oxígeno de la solución los cuales reaccionan posteriormente con el cianuro libre. Los minerales oxidados de hierro tales como la hematita, la magnetita, la limonita, la siderita, y minerales silicosos no son atacados por soluciones de cianuro y su presencia no representa ningún tipo de problema en la lixiviación.

**El zinc:** La esfalerita es atacada por el cianuro también muy lentamente por lo que su efecto sobre la disolución del oro es menos pronunciado que el del cobre.

**El cobre:** Casi la totalidad de minerales de cobre son solubles en soluciones de cianuro, siendo los más nocivos ya que consumen cianuro libre y retardan la disolución del metal precioso. Es importante indicar que la alcalinidad no protege al cianuro de la acción cianicida del cobre. Forma el compuesto  $\text{Cu}(\text{CN})_2$  que con el calor y el tiempo se descompone para formar  $\text{CuCN}$ , el cual es un cianicida insoluble en agua. En forma de carbonatos, el cobre es fácilmente disuelto con el cianuro, siendo el carbonato de cobre un cianicida muy enérgico. La calcosita, la bornita, la covelita, la enargita, la azurita, la malaquita, la cuprita, la tenorita y el cobre metálico son también fácilmente atacados por el cianuro; si están presentes en proporciones que excedan el 0.3% Cu, es conveniente eliminarlos por flotación o lixiviación ácida. La calcopirita, la tetraedrita y la crisócola son atacados con menos facilidad por el cianuro, pero conviene eliminarlas si excede del límite de 0.3% Cu.

**El arsénico y antimonio:** Los minerales de oro y plata que contienen sulfuros de arsénico y antimonio tales como el oropimente, el rejalgar, la estibina y la arsenopirita generalmente son muy difíciles y a veces imposibles de cianurar. Esto se debe a que parte del arsénico y del antimonio se disuelven con el cianuro formando complejos compuestos de acción reductora que retarda o inhibe la disolución de oro

**Materia carbonácea:** La presencia de materia carbonácea en el mineral ocasiona una precipitación prematura del oro disuelto y por consiguiente extracciones bajas. Entre ellos tenemos al grafito, restos orgánicos, etc.

## CAPÍTULO IV

### PRUEBAS EXPERIMENTALES

Hace algunos años, hasta inicios del año 1998, las extracciones de oro en la planta de cianuración “Marañón” se encontraban alrededor del 92 a 93% con una ley de cabeza de 12 g./TM. “Marañón”, hasta ese entonces se trataba mineral procedente de varias unidades mineras de producción: La Lima, Papagayo, El Tingo, Choloque, etc., unidades que eran conocidas por su facilidad de tratamiento dentro del circuito convencional de cianuración en planta.

A partir de marzo de 1997 se inicia la explotación de una nueva unidad minera conocida con el nombre de Consuelo, y a medida que su aporte en el proceso fue incrementándose las recuperaciones de oro fueron disminuyendo paulatinamente hasta llegar a un 88%. Consuelo actualmente es la principal unidad minera de abastecimiento en Cía. Minera Poderosa S.A.

Para entender más detalladamente el efecto del aporte de Consuelo en el proceso en planta “Marañón”, ver el cuadro N° 1 y gráficos N°6, N°7, N°8 y N°9.

#### 4.1. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL:

##### 4.1.1. Mineralogía:

El punto de partida para los trabajos de investigación referentes a un mineral, es determinar las características del mismo, lo cual nos permitirá conocer que tipo de interferencias podemos tener al aplicar un proceso metalúrgico determinado, además de saber como se presenta la mena.

Para esto, fue necesario la realización del examen de varias muestras provenientes del tajo en distintos niveles de producción reportándose lo siguiente:

##### Mineral Consuelo:

Mineralogía variable.

Existencia de abundantes sulfuros, principalmente pirita y galena, seguidos de esfalerita, y en menor proporción calcopirita y arsenopirita. Todos éstos asociados a cuarzo y dolomita.

Zonas con presencia de roca alterada donde se identifica como ganga abundante clorita, cuarzo, seguido de dolomita, calcita y muscovita.

En algunas muestras se observaron partículas de oro < 33 µm.

**Cuadro N° 1**  
**DATA HISTORICA 1997 - 1999 (Planta Marañón)**

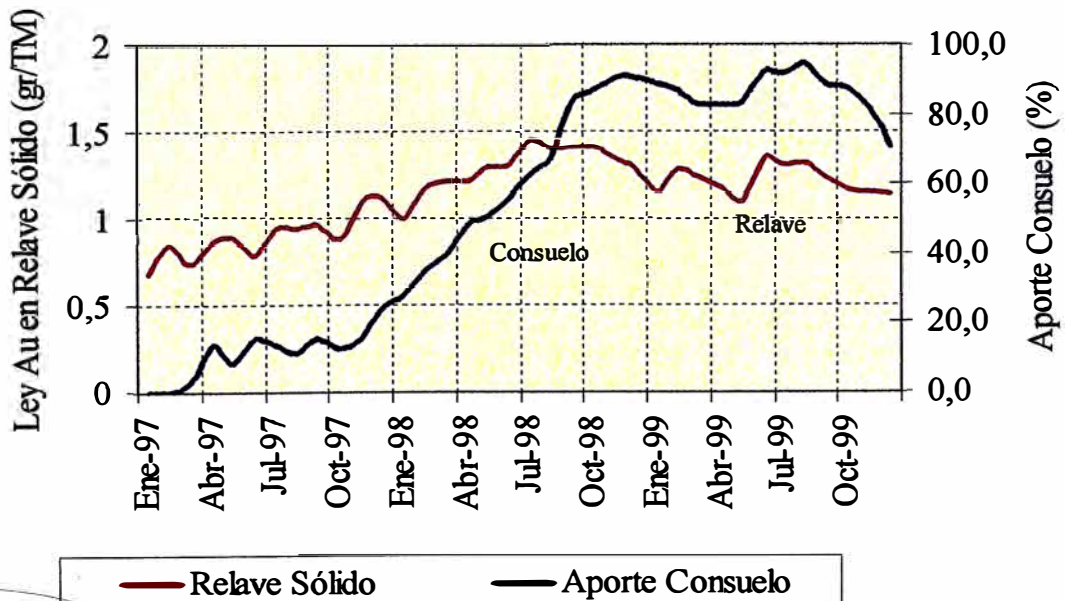
	TRATAMIENTO MENSUAL (TMS)			TRATAMIENTO MENSUAL (%)			LEYES (qr/TMS)		
	Total	Poderosa	Consuelo	Total	Poderosa	Aporte Consuelo	Cabeza Calculada	Relave Sólido	% Extracción Sólido
ene-97	16771	16771	0	100	100,00	0,0	10,001	0,675	93,25
feb-97	14357,2	14357,2	0	100	100,00	0,0	12,641	0,843	93,33
mar-97	16693	16230,5	462,5	100	97,23	2,8	12,52	0,74	94,09
abr-97	17213,3	14818,4	2394,9	100	86,09	13,9	12,48	0,87	93,03
may-97	17099,3	15658,4	1440,9	100	91,57	8,4	12,41	0,89	92,83
jun-97	17083	14421,5	2661,5	100	84,42	15,6	10,76	0,79	92,66
jul-97	16757,2	14458,2	2299	100	86,28	13,7	14,19	0,94	93,38
ago-97	16903,5	14950,5	1953	100	88,45	11,6	13,78	0,94	93,18
sep-97	16886,6	14241,2	2645,4	100	84,33	15,7	14,07	0,96	93,18
oct-97	16602,8	14489,8	2113	100	87,27	12,7	12,83	0,88	93,14
nov-97	15431,2	12999,7	2431,5	100	84,24	15,8	13,12	1,1	91,62
dic-97	17094,1	13071,4	4022,7	100	76,47	23,5	13,75	1,12	91,85
ene-98	17242	12385	4857	100	71,83	28,2	12,81	1	92,19
feb-98	14637	9504	5077	100	64,93	34,7	13,58	1,17	91,38
mar-98	17197	10386	6753	100	60,39	39,3	14,87	1,22	91,80
abr-98	16009	8155	7729	100	50,94	48,3	15,18	1,21	92,03
may-98	17294	8484	8729	100	49,06	50,5	14,7	1,3	91,16
jun-98	16281	7094	9113	100	43,57	56,0	13,91	1,31	90,58
jul-98	17200	6431	10722	100	37,39	62,3	15,56	1,45	90,68
ago-98	16970	5458	11490	100	32,16	67,7	13,3	1,4	89,47
sep-98	16396	2647	13624	100	16,14	83,1	12,98	1,42	89,06
oct-98	16405	2077	14259	100	12,66	86,9	13,58	1,42	89,54
nov-98	15978	1454	14453	100	9,10	90,5	12,75	1,35	89,41
dic-98	17947	1611	16241	100	8,98	90,5	11,07	1,28	88,44
ene-99	17380	1929	15385	100	11,10	88,5	10,61	1,16	89,07
feb-99	12846	1663	11127	100	12,95	86,6	10,95	1,28	88,31
mar-99	17822	2956	14785	100	16,59	83,0	10,90	1,24	88,66
abr-99	16587	2778	13691	100	16,75	82,5	11,73	1,18	89,98
may-99	13312	2164	11096	100	16,26	83,4	10,27	1,10	89,28
jun-99	16477	1205	15206	100	7,31	92,3	12,93	1,35	89,56
jul-99	16858	2	15484	100	0,01	91,8	11,00	1,31	88,11
ago-99	16585	825	15716	100	4,97	94,8	9,45	1,32	86,05
sep-99	15986	1802	14163	100	11,27	88,6	11,05	1,24	88,80
oct-99	15988	1942	14008	100	12,15	87,6	10,61	1,17	88,99
nov-99	15751	2827	12884	100	17,95	81,8	9,83	1,15	88,31
dic-99	15250	4450	10782	100	29,18	70,7	10,42	1,14	89,02

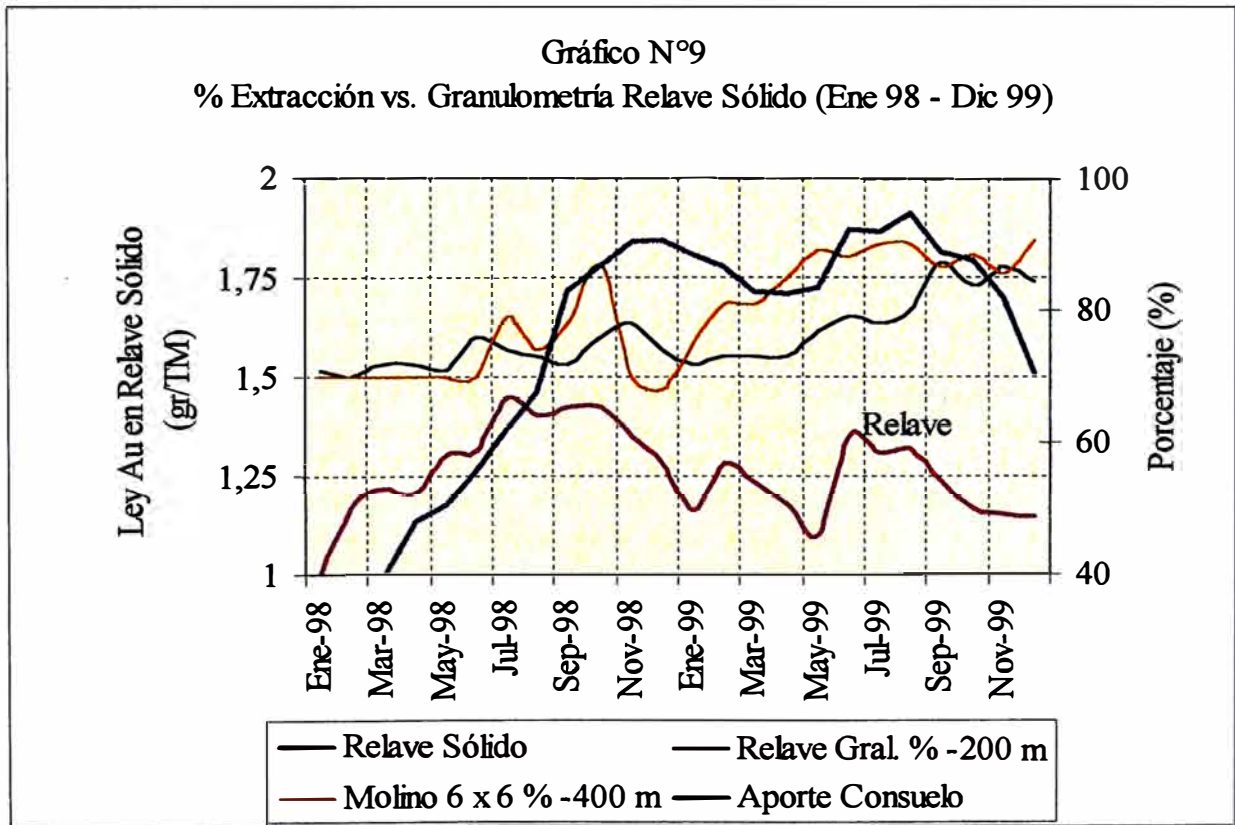
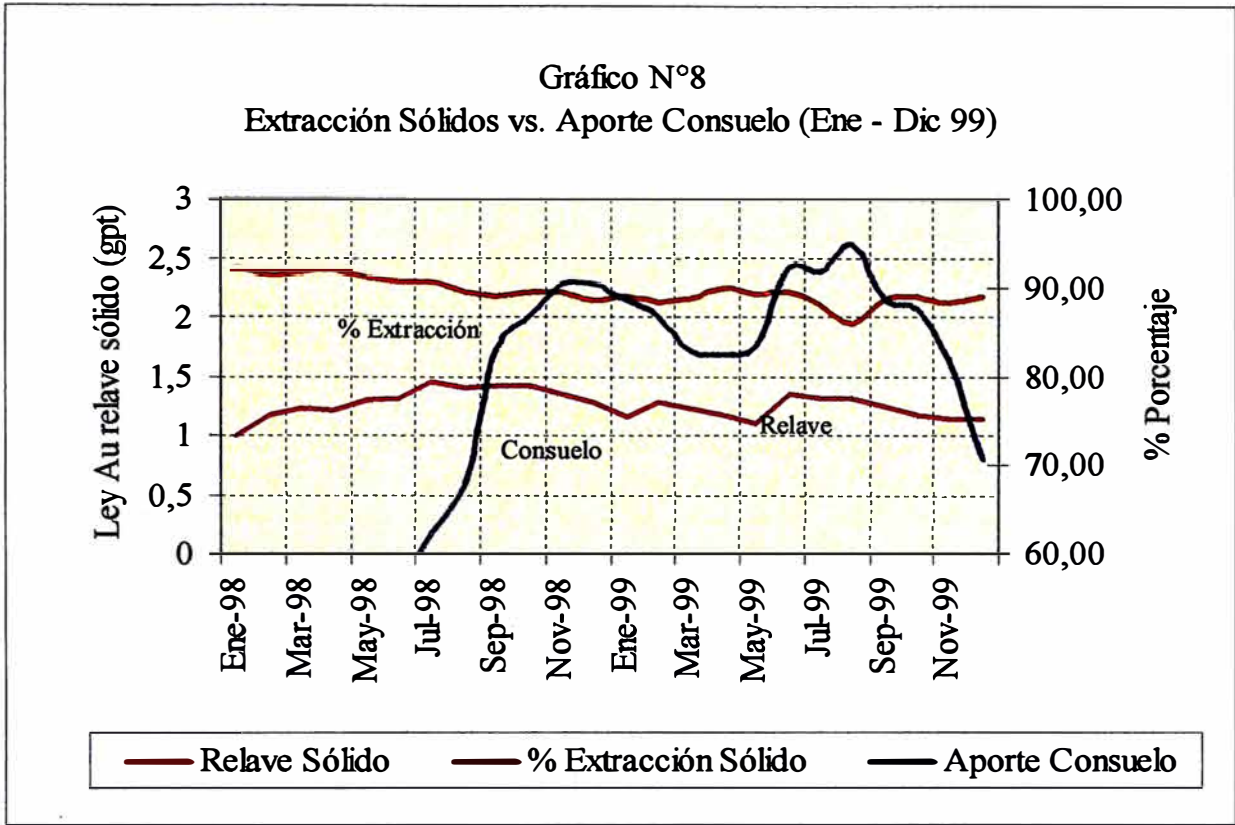


Gráfico N°6  
 Extracción Sólidos vs. Aporte Consuelo (Ene 97 - Dic 99)



Gráfico N°7  
 Ley Au en Relave Sólido vs. Aporte Consuelo (Ene 97 - Dic 99)





#### 4.1.2. Estudios por DRX y FRX:

Los estudios de DRX y FRX realizadas sobre diferentes muestras tomadas de la veta Consuelo reportaron lo siguiente:

##### Mineral Consuelo:

Minerales presentes:	Cuarzo	40%
	Mica	17%
	Clorita	20%
	Dolomita	5%
	Calcita	< 5%
	Pirita	6%
	Arsenopirita	< 2%
	Galena	< 3%
	Esfalerita	< 2%
Elementos:	Zinc	9008 ppm.
	Plomo	22690 ppm.
	Arsénico	828 ppm.

Los resultados obtenidos por DRX indican ocurrencia de oro principalmente asociado a pirita y también a cuarzo alfa.

Ocurrencia de plata como sustitución atómica del plomo en la galena. Debido a la débil solubilidad de este minerales medios cianurados, el grado de extracción de la plata suele ser baja.

#### 4.2. PRUEBAS EN LABORATORIO METALÚRGICO:

En el laboratorio metalúrgico se pueden realizar una gran cantidad de pruebas ya sea para determinar simplemente el comportamiento de un mineral frente a las condiciones que se dan en un proceso determinado, establecer bajo qué condiciones metalúrgicas óptimas se obtienen las máximas recuperaciones, y también simular una serie de procesos alternativos para el tratamiento de este mineral.

Por supuesto todo dependerá de cómo esté implementado el laboratorio, del tiempo en que queremos obtener resultados y del dinero que se dispone para invertir en esta etapa.

Cabe señalar que cuanto más pruebas se realicen, desde pruebas simples hasta pruebas combinadas, los resultados a obtener serán más confiables. La confiabilidad de los resultados también depende del cuidado y orden en la realización de las mismas.

#### 4.2.1. TRABAJO N°01:

##### “Comportamiento y determinación de parámetros óptimos en la cianuración del mineral Consuelo”

Este trabajo tuvo como objetivo la realización de pruebas preliminares de investigación sobre muestras de mineral proveniente de la unidad minera Consuelo, las cuales consistieron en pruebas de cianuración directa que nos permitieron: determinar el comportamiento de este mineral frente al proceso de cianuración en planta “Marañón”, y establecer las condiciones metalúrgicas óptimas para lograr la máxima extracción de oro.

#### A. Caracterización de la muestra:

Procedencia de la muestra:	100% Veta Consuelo.
Leyes de cabeza analizada:	Au: 11.18 g./TM. Ag: 18.82 g./TM.
Gravedad específica:	2.94
pH natural:	8.01
Consumo de insumos:	NaCN: 0.9 a 1.2 kg./TM. Cal: 1.5 a 2.0 kg./TM.

#### B. Pruebas de moliendabilidad:

Condiciones:	Molino LIM:	8” x 8”
	Carga de bolas:	1.5” – 2818 gr. 1” – 3240 gr. ¾” – 3249 gr.
	Peso de muestra:	1000 gr.
	Volumen de H <sub>2</sub> O:	600 cc.
Curvas determinadas:	% -200m = 12.734 (t) <sup>0.4562</sup>	r = 0.9435
	% -400m = 4.7864 (t) <sup>0.6069</sup>	r = 0.9875

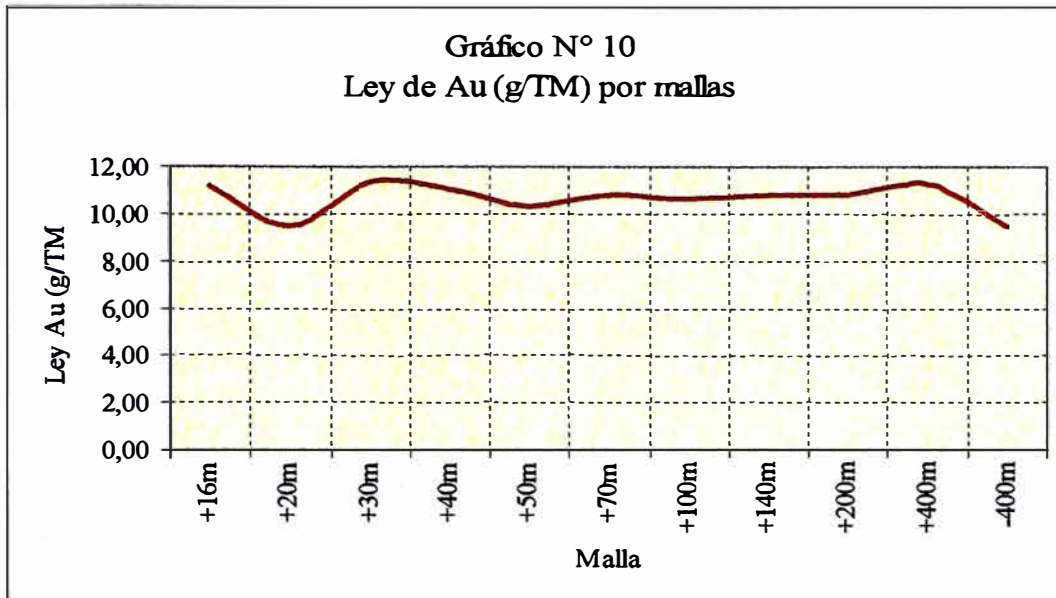
#### C. Ensaye de valores por malla:

Condiciones:	Granulometría 100% -10m.
--------------	--------------------------

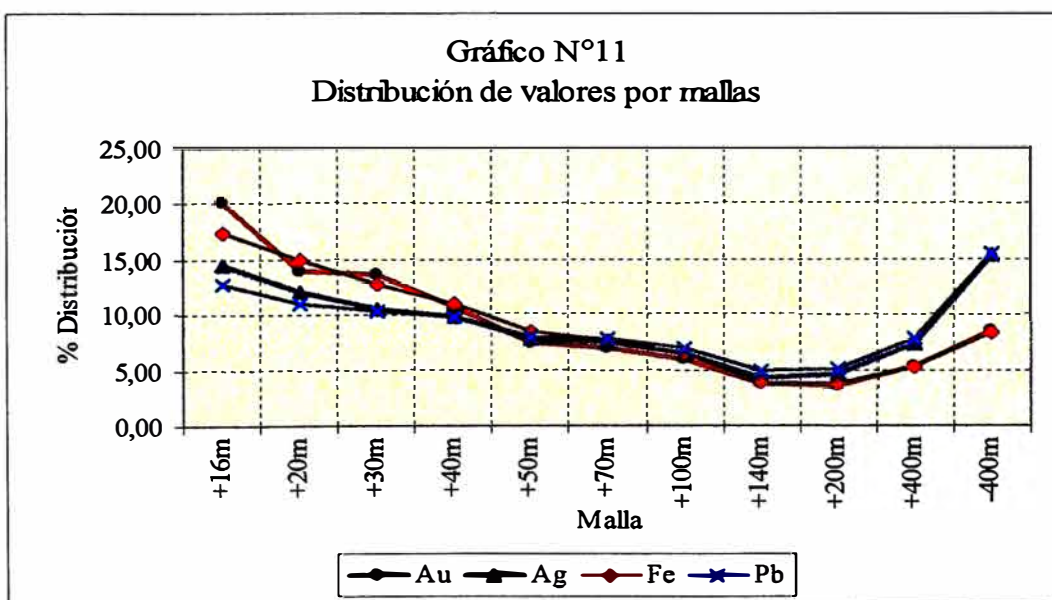
Cuadro N° 2

Malla	%Peso	Leyes (g./TM. ó %)				Distribución (%)			
		Au	Ag	Fe	Pb	Au	Ag	Fe	Pb
+16m	19.1	11.19	14.35	10.19	3.62	20.13	14.38	17.36	12.84
+20m	15.6	9.47	14.72	10.78	3.80	13.92	12.05	15.00	11.01
+30m	12.7	11.39	15.93	11.31	4.37	13.63	10.61	12.81	10.30
+40m	10.4	11.02	17.98	11.96	5.08	10.80	9.81	11.09	9.81
+50m	7.7	10.31	19.47	12.48	5.60	7.48	7.87	8.57	8.01
+70m	6.9	10.78	20.50	12.31	6.07	7.01	7.42	7.57	7.78
+100m	5.9	10.62	20.73	12.15	6.43	5.90	6.42	6.39	7.04
+140m	3.7	10.80	22.27	11.97	7.23	3.76	4.32	3.95	4.97
+200m	3.6	10.77	24.36	11.88	7.53	3.65	4.60	3.81	5.03
+400m	5.0	11.24	27.72	11.64	8.42	5.29	7.27	5.19	7.82
-400m	9.4	9.52	30.93	9.85	8.83	8.43	15.25	8.26	15.41
<b>Cab. Calc.</b>	<b>100.0</b>	<b>10.62</b>	<b>19.06</b>	<b>11.21</b>	<b>5.39</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>
<b>Cab. Anal.</b>		<b>11.18</b>	<b>18.82</b>	<b>11.33</b>	<b>5.31</b>				





**Conclusión:** Del gráfico N° 10 se observa que las leyes de oro son similares a diferentes tamaños de partícula, alrededor de 10 y 11 g/TM, muy cercanas a la ley de cabeza calculada de 10.62 g/TM y analizada de 11.18 g/TM. Esto nos podría indicar una ocurrencia de oro en Consuelo finamente distribuido en todo el mineral, lo cual nos estaría indicando la posible causa por la que este mineral no responde satisfactoriamente al proceso de cianuración en planta “Marañón”.



**Conclusión:** En el gráfico N° 11 se puede observar que existe una fuerte interrelación Au – Fe (Pirita) y Ag – Pb (Galena), por lo que tanto la pirita como la galena constituirían las principales fuentes de arrastre de Au y Ag respectivamente. Esto nos indica también que la aplicación de procesos de concentración de sulfuros (gravimetría, flotación, etc.) es viable en el tratamiento del mineral Consuelo.



**D. Pruebas de Cianuración Directa:**

**D.1. Extracción de oro vs. Tiempo de cianuración:**

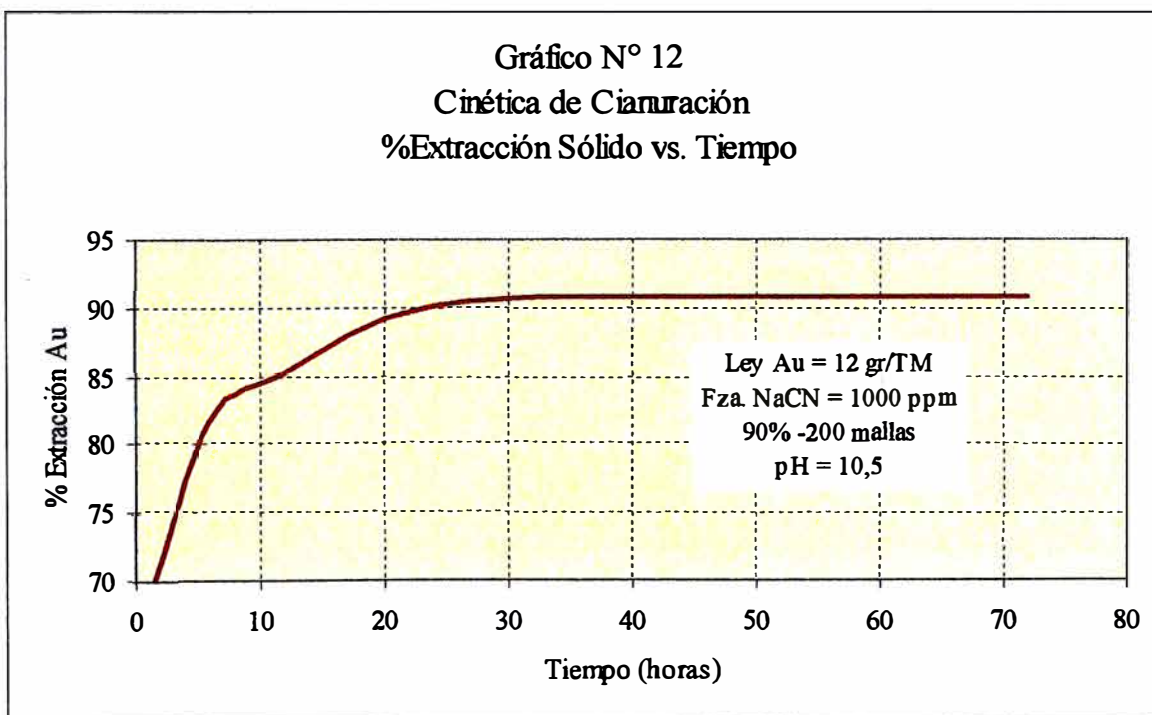
Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Ley de cabeza analizada: 11.18 g/TM Au
- Granulometría: 90% -200 mallas
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 1000 ppm
- pH: 10.5
- Tiempo de cianuración: 06, 12, 24, 48, 72 horas

Resultados:

**Cuadro N° 3**

Prueba	T1	T2	T3	T4	T5
Tiempo cianuración (horas)	06	12	24	48	72
Ley Au en solución (g/m <sup>3</sup> )	2.958	3.154	3.284	3.289	3.366
Ley Au en relave (g/TM)	1.99	1.65	1.10	1.02	1.04
Cabeza Calculada (g/TM)	10.95	11.21	11.05	10.99	11.24
<b>% Extracción Au</b>	<b>81.87</b>	<b>85.25</b>	<b>90.05</b>	<b>90.70</b>	<b>90.75</b>



Tiempo de cianuración necesario (horas): **48 horas**

**D.2. Extracción de oro vs. Fuerza de NaCN:**

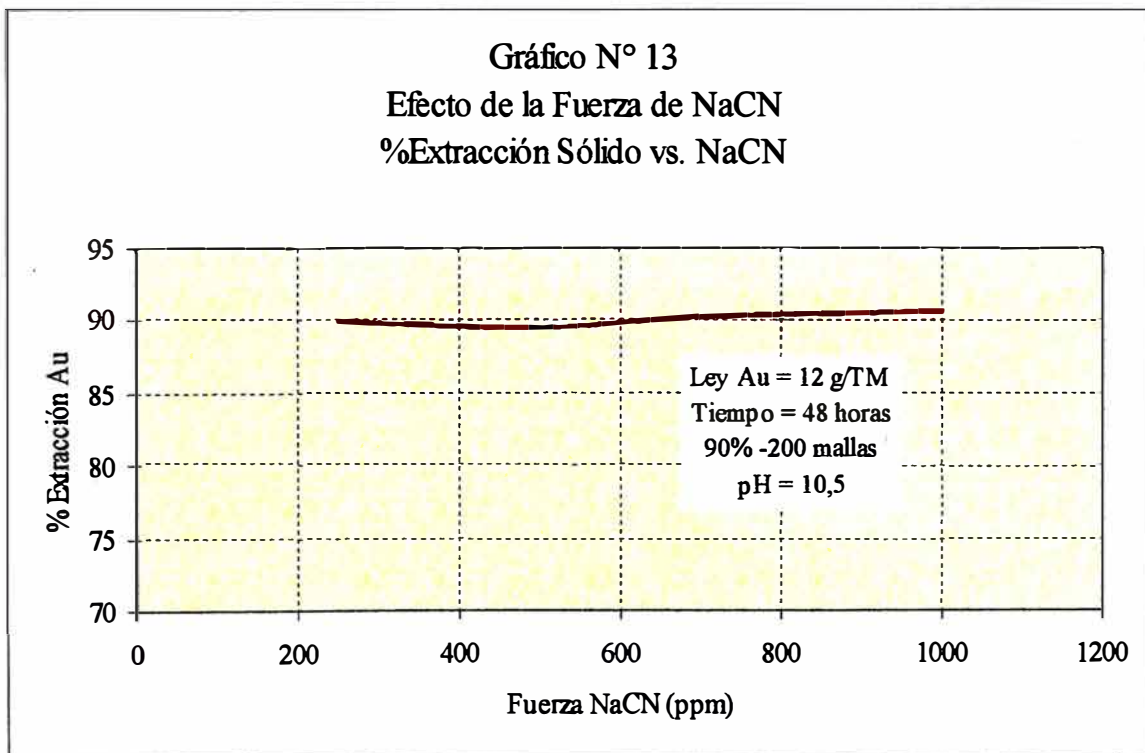
Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Ley de cabeza analizada: 11.18 g/TM Au
- Granulometría: 90% -200 mallas
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 250, 500, 750, 1000 ppm
- pH: 10.5
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados:

**Cuadro N° 4**

Prueba	F1	F2	F3	F4
Fuerza de NaCN (ppm)	250	500	750	1000
Ley Au en solución (g/m <sup>3</sup> )	3.536	3.351	3.147	3.366
Ley Au en relave (g/TM)	1.30	1.20	1.01	1.04
Cabeza Calculada (g/TM)	12.02	11.36	10.55	11.24
% Extracción Au	89.15	89.40	90.39	90.75



Fuerza de NaCN requerida para la cianuración de Consuelo: **> 500 ppm**

### D.3. Extracción de oro vs. Grado de molienda:

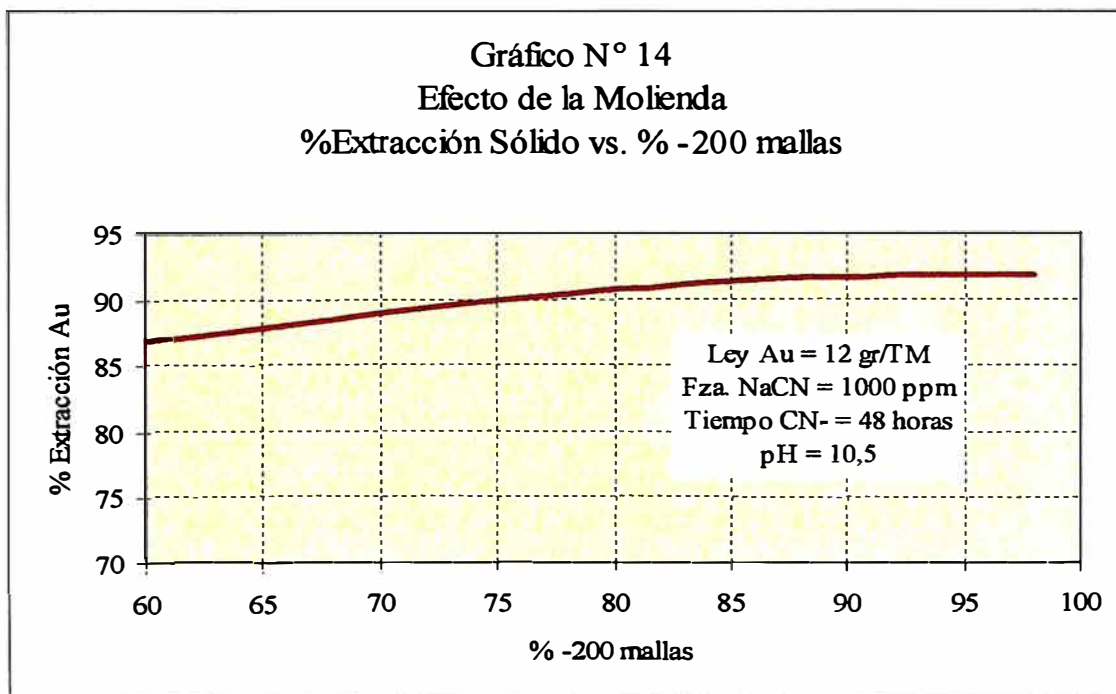
Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Ley de cabeza analizada: 11.18 g/TM Au
- Granulometría: 52, 70, 84, 95, 98% -200 mallas  
35, 48, 58, 72, 81% -400 mallas
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 750 ppm
- pH: 10.5
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados:

**Cuadro N° 5**

Prueba	M1	M2	M3	M4	M5
% -200 mallas	52	70	84	95	98
% -400 mallas	35	48	58	72	81
Ley Au en solución (g/m <sup>3</sup> )	3.052	3.254	3.468	3.641	3.416
Ley Au en relave (g/TM)	1.53	1.22	1.00	0.99	0.90
Cabeza Calculada (g/TM)	10.78	11.08	11.51	12.02	11.25
<b>% Extracción Au</b>	<b>85.8</b>	<b>89.0</b>	<b>91.3</b>	<b>91.8</b>	<b>92.0</b>



Granulometría necesaria para la cianuración de Consuelo: **100% -200m**  
**80% -400m**

#### D.4. Extracción de oro vs. pH:

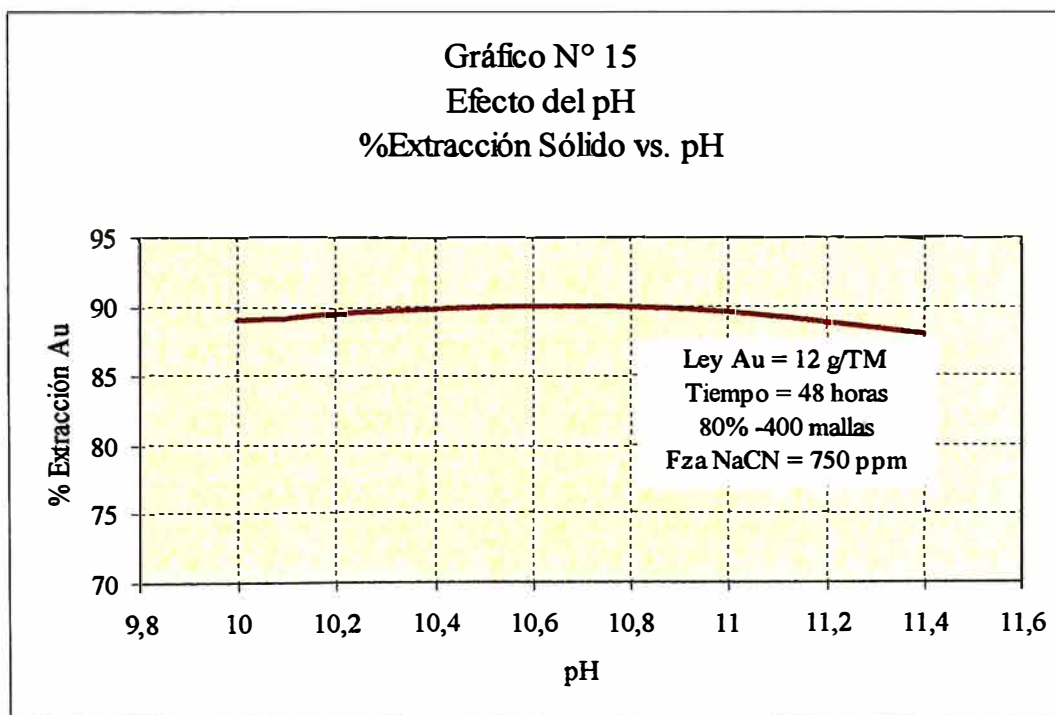
Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Ley de cabeza analizada: 11.18 g/TM Au
- Granulometría: 98% -200 mallas  
80% -400 mallas
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 750 ppm
- pH: 10, 10.4, 10.9, 11.4
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados:

**Cuadro N° 6**

Prueba	P1	P2	P3	P4
pH	<b>10.0</b>	<b>10.4</b>	<b>10.9</b>	<b>11.4</b>
Ley Au en solución (g/m <sup>3</sup> )	3.195	3.403	3.612	3.415
Ley Au en relave (g/TM)	1.20	1.17	1.24	1.41
Cabeza Calculada (g/TM)	10.88	11.48	12.18	11.76
<b>% Extracción Au</b>	<b>89.00</b>	<b>89.84</b>	<b>89.86</b>	<b>88.01</b>



pH en el tratamiento de cianuración de Consuelo: **10.5**

**D.5. Extracción de oro vs. Ley de Cabeza Au:**

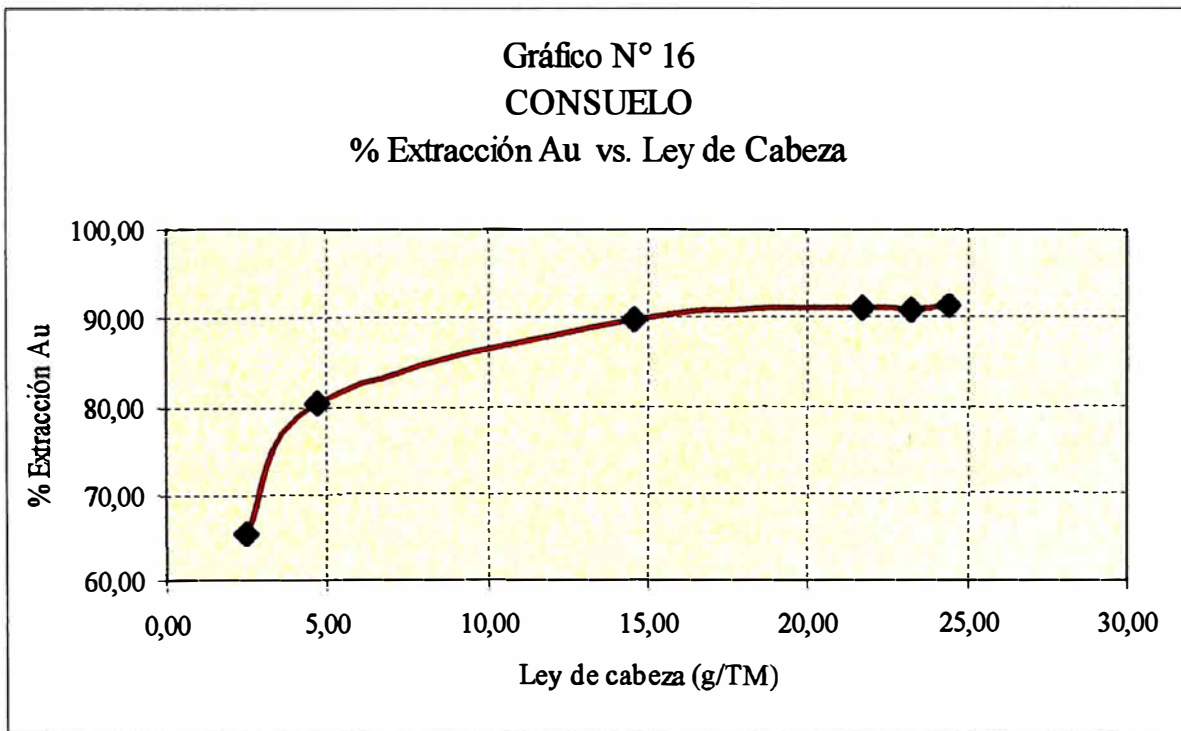
Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Muestras: 100% Veta Consuelo con diferentes leyes Au.
- Granulometría: 98% -200 mallas  
80% -400 mallas
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 750 ppm
- pH: 10.5
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados:

**Cuadro N° 7**

Prueba	L1	L2	L3	L4	L4	L6
<b>Cabeza Analizada (g/TM)</b>	<b>2.61</b>	<b>4.98</b>	<b>13.87</b>	<b>20.68</b>	<b>24.35</b>	<b>25.12</b>
Ley Au en solución (g/m <sup>3</sup> )	0.712	1.251	4.313	6.517	6.956	7.356
Ley Au en relave (g/TM)	0.86	0.93	1.49	1.95	2.12	2.10
Cabeza Calculada (g/TM)	2.50	4.72	14.56	21.70	23.20	24.39
<b>% Extracción Au</b>	<b>65.5</b>	<b>80.3</b>	<b>89.77</b>	<b>91.00</b>	<b>90.86</b>	<b>91.39</b>



**% Extracción Au para una ley de cabeza de 12 g/TM: 90%**



Conclusiones de las pruebas de cianuración realizadas:

	Condiciones operativas óptimas	Condiciones operativas Planta "Marañón"
Granulometría % -200 m % -400 m	100% 80%	70% 50%
Fuerza de NaCN	> 500 ppm	650 ppm en molienda 400 ppm en agitación
pH	10.5 – 11.0	11.0
Tiempo de cianuración	48 horas	72 horas

- Con el mineral Consuelo es difícil alcanzar extracciones de oro que superen el 90% bajo las condiciones que actualmente opera planta "Marañón", por lo que los contenidos de oro en el relave general se encuentran por encima del 1.0 g/TM.
- Bastan tiempos de cianuración entre 24 y 48 horas para alcanzar las máximas extracciones de oro en Consuelo (gráfico N° 12). La cinética de cianuración se ve incrementada si el pH de operación se encuentra entre 10.5 y 11.0 (gráfico N° 15), y la fuerza de NaCN sobre los 750 ppm (gráfico N° 13).
- Las extracciones de oro aplicando el proceso de cianuración varían dependiendo de la ley de cabeza. Tanto las extracciones y las leyes en el relave general aumentan a mayor ley de cabeza. Para nuestro proceso, con una ley de oro en la cabeza de 12 g/TM se lograrían recuperaciones de 90% (gráfico N° 16).
- Es necesario determinar la principal causa de refractariedad del oro en Consuelo. Nosotros hemos concluido de este primer trabajo de investigación que Consuelo no responde satisfactoriamente a nuestro circuito de tratamiento por encontrarse en partículas muy finas. De aquí derivó la idea de realizar posteriores pruebas aplicando moliendas extremas sobre este mineral.
- Los resultados mostrados muestran que Consuelo presenta un cierto grado de refractariedad a nuestro proceso, por tal motivo los trabajos de investigación a nivel laboratorio se abocarán a buscar mejorar las extracciones de oro hasta 90% mejorando la molienda.

#### 4.2.2. TRABAJO N°02:

##### **"Pruebas de molienda y cianuración directa sobre el relave general de planta Marañón"**

Este trabajo tuvo como objetivo el realizar pruebas de cianuración directa sobre el relave general de planta aplicando una remolienda al mismo y así poder reforzar la conclusión del trabajo anterior que mejorando la molienda lograríamos incrementar la extracción de oro en nuestro circuito. Determinaremos nuevamente la granulometría de tratamiento que debe lograrse en el producto final de molienda en planta y el % Au adicional que podríamos alcanzar extraer.

**A. 1° Serie de pruebas de cianuración directa a diferentes grados de molienda:**

- Muestra: Compósito relave general planta “Marañón”  
24 horas de muestreo.
- Ley de Au inicial: Au: 1.25 g/TM
- Granulometría: 67.4% -200 mallas  
45.4% -400 mallas

Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Grados de molienda: R1: 67.4% -200 mallas < 45.4% -400 mallas  
R2: 81.6% -200 mallas < 56.6% -400 mallas  
R3: 89.8% -200 mallas < 65.0% -400 mallas  
R4: 96.2% -200 mallas < 79.5% -400 mallas
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 500 ppm
- pH: 11.0
- Tiempo de cianuración: 24 horas

Resultados:

**Cuadro N° 8**

Prueba	R1	R2	R3	R4
% -200 mallas	67.4	81.6	89.8	96.2
% -400 mallas	45.4	56.6	65.0	79.5
Ley Au en solución (g/m <sup>3</sup> )	0.026	0.046	0.056	0.063
Ley Au en relave (g/TM)	1.23	1.10	1.08	1.01
Cabeza Calculada (g/TM)	1.31	1.24	1.25	1.20
<b>% Extracción Au</b>	<b>5.8</b>	<b>11.3</b>	<b>13.9</b>	<b>15.9</b>

Considerando el % Extracción de Au adicional respecto a una ley de cabeza de 12 g/TM, obtenemos:

Prueba	R1	R2	R3	R4
% -200 mallas	67.4	81.6	89.8	96.2
% -400 mallas	45.4	56.6	65.0	79.5
<b>% Extracción Au adicional</b>	<b>0.67</b>	<b>1.17</b>	<b>1.42</b>	<b>1.58</b>

**B. 2° Serie de pruebas de cianuración directa a diferentes grados de molienda:**

- Muestra: Compósito relave general planta “Marañón”  
Diferentes compósitos muestreados
- Ley de Au inicial: Variable
- Granulometría: 67 - 73% -200 mallas  
45 - 52% -400 mallas

Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Grados de molienda: Sin remolienda, 90% y 95% -200m.
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 500 ppm
- pH: 11.0
- Tiempo de cianuración: 24 horas

**PRUEBAS DE CIANURACIÓN - RELAVE GENERAL**

**Condiciones de Pruebas de Cianuración en Laboratorio**

Peso de muestra (g.)	500
% -200 mallas	Sin remolienda, 90%, 95%, 100%
Dilución	2 a 1
Fuerza de NaCN (ppm)	450
pH	10.5 a 11.0
Tiempo de cianuración (h)	24

**Cuadro N° 9**

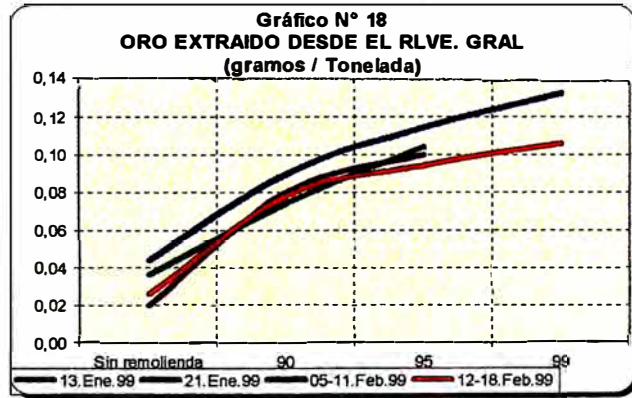
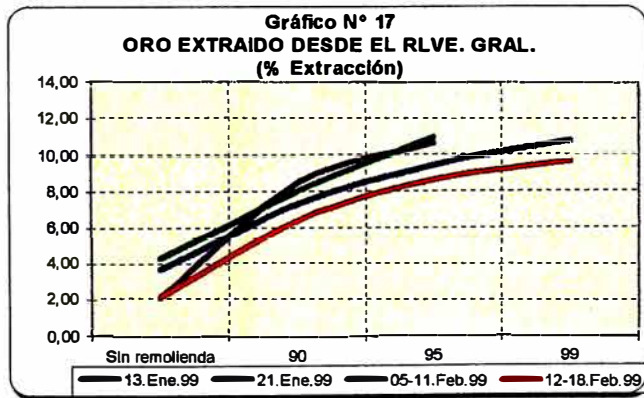
**EXTRACCIÓN DE ORO**

ENE - FEB 1999		Leves (g./TM ó g./m3)						
		Productos		Relave General antes de cianurar		Extracción de Oro		
Fecha	% - 200 m	S. Rica	Relave	Calculado		Reportado	(%)	(g./TM.)
13.Ene.99	66,20	0,010	0,90	0,92	0,94	0,93	2,17	0,02
	90,00	0,040	0,87	0,95			8,42	0,08
	95,00	0,050	0,84	0,94			10,64	0,10
21.Ene.99	77,90	0,018	0,80	0,84	0,90	0,85	4,31	0,04
	90,00	0,037	0,85	0,92			8,01	0,07
	95,00	0,052	0,85	0,95			10,90	0,10
5-11.Feb.99	71,40	0,022	1,15	1,19	1,22	1,25	3,69	0,04
	90,00	0,045	1,15	1,24			7,26	0,09
	95,00	0,057	1,10	1,21			9,39	0,11
	99,00	0,066	1,10	1,23			10,71	0,13
12-18.Feb.99	72,80	0,013	1,18	1,21	1,16	1,15	2,16	0,03
	90,00	0,039	1,15	1,23			6,35	0,08
	95,00	0,047	1,00	1,09			8,59	0,09
	99,00	0,053	1,00	1,11			9,58	0,11

**Cuadro N° 10**

**Cuadro resumido: ORO EXTRAIDO DESDE EL RELAVE GENERAL**

% -200 mallas	Porcentaje (%)				gramos / Tonelada métrica			
	13.Ene.99	21.Ene.99	05-11.Feb.99	12-18.Feb.99	13.Ene.99	21.Ene.99	05-11.Feb.99	12-18.Feb.99
Sin remolienda	2,17	4,31	3,69	2,16	0,02	0,04	0,04	0,03
90	8,42	8,01	7,26	6,35	0,08	0,07	0,09	0,08
95	10,64	10,90	9,39	8,59	0,10	0,10	0,11	0,09
99	----	----	10,71	9,58	----	----	0,13	0,11
Relave Calc. Prom.	0,94	0,90	1,22	1,16				
Relave Reportado	0,93	0,85	1,25	1,15				
Relave Operación	1,12	0,97	1,28	1,29				



**C. Distribución de valores por mallas:**

- Muestra: Compósito relave general planta "Marañón" 05-Ene-99, 13-Ene-99, 28-Ene-99, y 12 al 18-Feb-99.
- Granulometría: 67 - 73% -200 mallas



## ANÁLISIS POR MALLAS EN CADA MUESTRA DE RELAVE GENERAL

Muestra: 05.Ene.99  
13.Ene.99

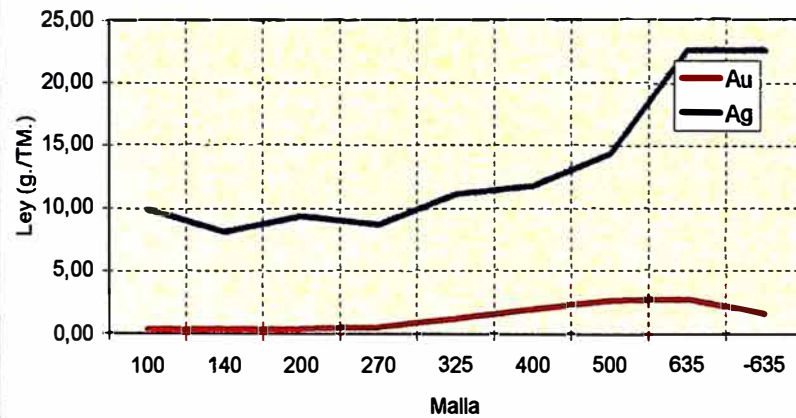
28.Ene.99  
05-11.Feb.99

**Cuadro N° 11**

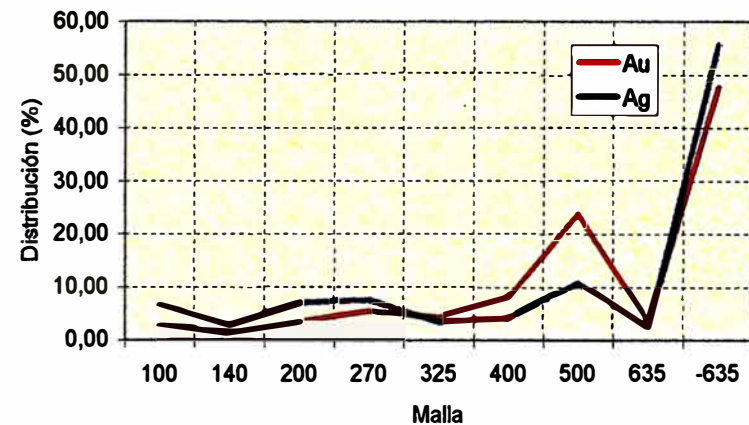
### MUESTRA DEL 05.ENERO.99

Malla	% Peso	% Ac. (-)	Leves (g./TM)		Contenido (g./TM)		Distribución (%)	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
100	10,07	89,93	0,34	9,90	0,03	1,00	2,63	6,57
140	5,29	84,64	0,34	8,09	0,02	0,43	1,38	2,82
200	11,38	73,26	0,39	9,33	0,04	1,06	3,44	6,99
270	13,18	60,08	0,53	8,67	0,07	1,14	5,48	7,53
325	4,51	55,57	1,20	11,10	0,05	0,50	4,22	3,30
400	5,23	50,34	1,97	11,77	0,10	0,62	8,02	4,05
500	11,40	38,94	2,67	14,33	0,30	1,63	23,75	10,76
635	1,56	37,38	2,80	22,67	0,04	0,35	3,41	2,33
-635	37,38	0,00	1,64	22,60	0,61	8,45	47,68	55,65
Calculado			1,28	15,18	1,28	15,18	100,00	100,00
Reportado			1,14	16,63				
Operación			1,41	13,45				

**Gráfico N° 19**  
**Ley por mallas**  
**Relave General 05.Ene.99**



**Gráfico N° 20**  
**Distribución de Valores**  
**Relave General 05.Ene.99**



## ANÁLISIS POR MALLAS EN CADA MUESTRA DE RELAVE GENERAL

Muestra: 05.Ene.99  
13.Ene.99

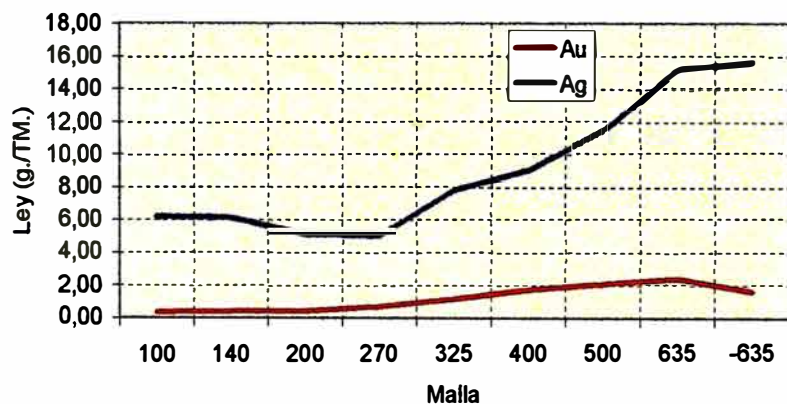
28.Ene.99  
05-11.Feb.99

**Cuadro N° 12**

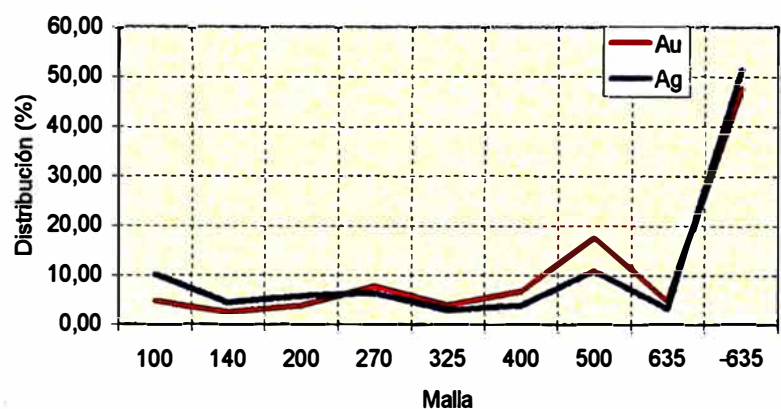
### MUESTRA DEL 13.ENERO.99

Malla	% Peso	% Ac. (-)	Leves (g./TM)		Contenido (g./TM)		Distribución (%)	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
100	16,01	83,99	0,33	6,21	0,05	0,99	4,71	10,07
140	7,29	76,70	0,40	6,14	0,03	0,45	2,60	4,53
200	11,30	65,40	0,39	5,12	0,04	0,58	3,95	5,86
270	12,68	52,73	0,68	5,00	0,09	0,63	7,71	6,43
325	3,95	48,78	1,17	7,80	0,05	0,31	4,10	3,12
400	4,42	44,36	1,73	9,02	0,08	0,40	6,82	4,04
500	9,36	34,99	2,10	11,40	0,20	1,07	17,53	10,82
635	2,28	32,71	2,40	15,13	0,05	0,35	4,89	3,50
-635	32,71	0,00	1,64	15,57	0,53	5,09	47,69	51,62
<b>Calculado</b>			1,12	9,86	1,12	9,86	100,00	100,00
<b>Reportado</b>			0,93	14,71				
<b>Operación</b>			1,12	12,01				

**Gráfico N° 21**  
**Ley por Malla**  
**Relave General 13.Ene.99**



**Gráfico N° 22**  
**Distribución de Valores**  
**Relave General 13.Ene.99**





# ANÁLISIS POR MALLAS EN CADA MUESTRA DE RELAVE GENERAL

Muestra: 05.Ene.99  
13.Ene.99

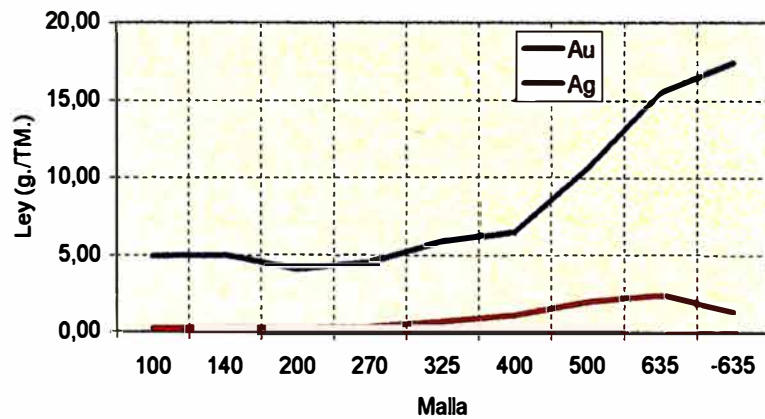
28.Ene.99  
05-11.Feb.99

**Cuadro N° 13**

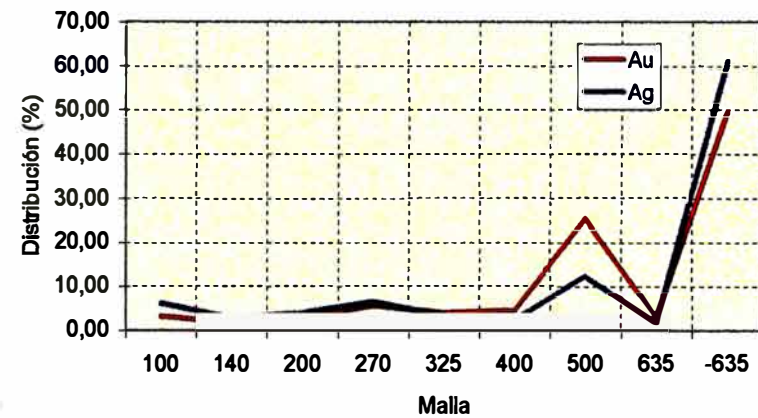
## MUESTRA DEL 28.ENERO.99

Malla	% Peso	% Ac. (-)	Leves (g./TM)		Contenido (g./TM)		Distribución (%)	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
100	12,51	87,49	0,23	4,92	0,03	0,62	3,16	6,10
140	5,77	81,72	0,25	5,00	0,01	0,29	1,58	2,86
200	9,82	71,90	0,26	4,08	0,03	0,40	2,85	3,96
270	14,45	57,45	0,36	4,54	0,05	0,66	5,66	6,50
325	5,45	52,00	0,68	5,87	0,04	0,32	4,07	3,17
400	3,92	48,08	1,10	6,55	0,04	0,26	4,73	2,54
500	11,66	36,42	1,98	10,62	0,23	1,24	25,35	12,26
635	1,14	35,28	2,40	15,50	0,03	0,18	3,00	1,75
-635	35,28	0,00	1,28	17,42	0,45	6,15	49,59	60,86
Calculado			0,91	10,10	0,91	10,10	100,00	100,00
Reportado			0,93	9,34				
Operación			1,07	9,53				

**Gráfico N° 23**  
**Ley por malla**  
**Relave General 28.Ene.99**



**Gráfico N° 24**  
**Distribución de Valores**  
**Relave General 28.Ene.99**



## ANÁLISIS POR MALLAS EN CADA MUESTRA DE RELAVE GENERAL

Muestra: 05.Ene.99  
13.Ene.99

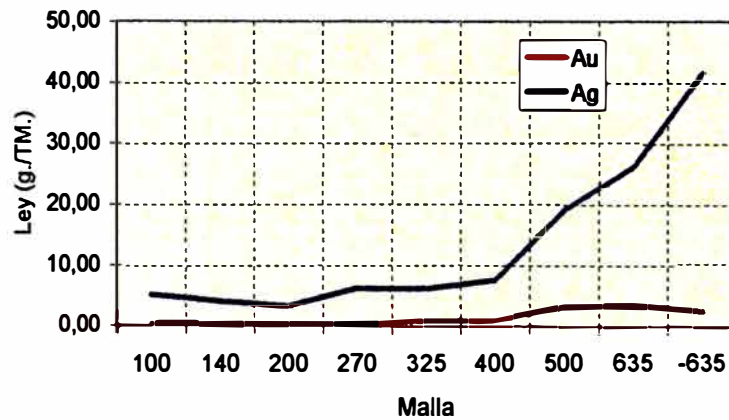
28.Ene.99  
05-11.Feb.99

**Cuadro N° 14**

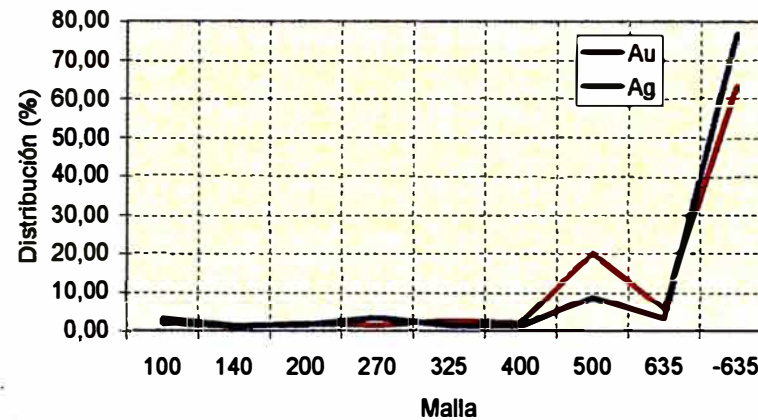
### MUESTRA DEL 05 AL 11.FEBRERO.99

Malla	% Peso	% Ac. (-)	Leves (g./TM)		Contenido (g./TM)		Distribución (%)	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
100	12,81	87,19	0,25	5,10	0,03	0,65	2,04	3,03
140	6,17	81,02	0,25	4,05	0,02	0,25	0,98	1,16
200	9,65	71,37	0,30	3,30	0,03	0,32	1,85	1,48
270	11,34	60,03	0,20	6,30	0,02	0,71	1,45	3,31
325	4,58	55,45	0,90	6,15	0,04	0,28	2,63	1,31
400	3,36	52,09	0,95	7,65	0,03	0,26	2,04	1,19
500	9,80	42,29	3,20	19,10	0,31	1,87	20,00	8,68
635	2,53	39,76	3,50	26,30	0,09	0,67	5,65	3,09
-635	39,76	0,00	2,50	41,60	0,99	16,54	63,38	76,74
<b>Calculado</b>			1,57	21,55	1,57	21,55	100,00	100,00
<b>Reportado</b>			1,25	23,82				
<b>Operación</b>			1,28	20,61				

**Gráfico N° 25**  
**Ley por malla**  
**Relave General 05-11.Feb.99**



**Gráfico N° 26**  
**Distribución de Valores**  
**Relave General 05-11.Feb.99**



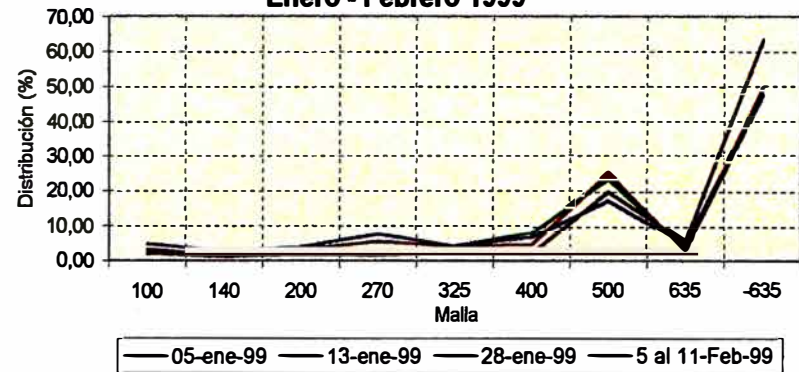
## ANÁLISIS POR MALLAS - RELAVE GENERAL

### ORO

**Cuadro N° 15**

ENERO - FEBRERO 1999				
DISTRIBUCIÓN DE ORO (%)				
Malla	05-ene-99	13-ene-99	28-ene-99	5 al 11-Feb-99
100	2,63	4,71	3,16	2,04
140	1,38	2,60	1,58	0,98
200	3,44	3,95	2,85	1,85
270	5,48	7,71	5,66	1,45
325	4,22	4,10	4,07	2,63
400	8,02	6,82	4,73	2,04
500	23,75	17,53	25,35	20,00
635	3,41	4,89	3,00	5,65
-635	47,68	47,69	49,59	63,38
Calculado	100,00	100,00	100,00	100,00

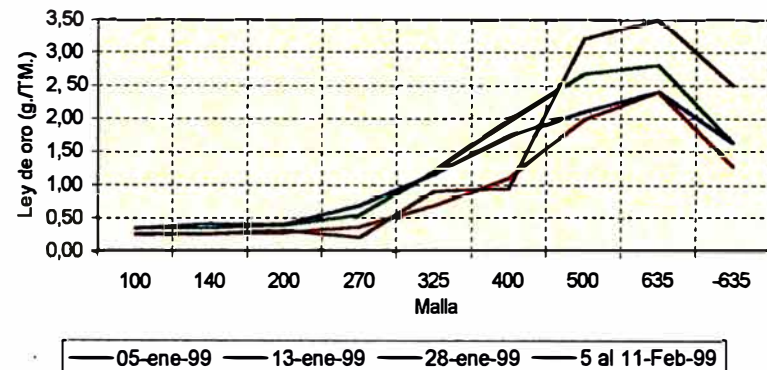
**Gráfico N° 27**  
**DISTRIBUCIÓN DE ORO POR MALLAS**  
 Enero - Febrero 1999



**Cuadro N° 16**

ENERO - FEBRERO 1999				
LEY DE ORO (g./TM)				
Malla	05-ene-99	13-ene-99	28-ene-99	5 al 11-Feb-99
100	0,34	0,33	0,23	0,25
140	0,34	0,40	0,25	0,25
200	0,39	0,39	0,26	0,30
270	0,53	0,68	0,36	0,20
325	1,20	1,17	0,68	0,90
400	1,97	1,73	1,10	0,95
500	2,67	2,10	1,98	3,20
635	2,80	2,40	2,40	3,50
-635	1,64	1,64	1,28	2,50
Calculado	1,28	1,12	0,91	1,57
Reportado	1,14	0,93	0,93	1,25

**Gráfico N° 28**  
**LEY DE ORO POR MALLAS**  
 Enero - Febrero 1999





### Conclusiones de las pruebas realizadas:

Lo resultados de las 02 series de pruebas (cuadros N°9 y N°10), realizadas sobre el relave general a diferentes grados de molienda, refuerzan más la necesidad de lograr una granulometría fina en el producto final de molienda para lograr un incremento en la extracción de oro en planta Marañón en 1.5%.

En los resultados mostrados en el cuadro N°10 se observa también la necesidad de una molienda más fina, alcanzando una mayor extracción de oro con remoliendas superiores al 95% -200m. Aproximadamente 1.1% de extracción de oro adicional.

El grado de molienda requerido para lograr la máxima extracción de Au concuerda en todas las pruebas realizadas, debiéndose encontrar éste sobre el 95% -200m, cercano al 100% -200m.

Considerando una extracción de Au adicional promedio entre las distintas pruebas de 1.25% para una ley de cabeza de 12 g/TM y un tratamiento de 600 TMD, obtenemos un total de finos de Au adicionales de:

$$0.0125 \times 12 \text{ g/TM} \times 600 \text{ TM/d} / 31.1 \text{ g/oz.} \times 0.9 = 2.6 \text{ oz. Au /día} = 78 \text{ oz. Au /mes}$$

Esta cantidad de finos de oro adicionales es resultado de estas pruebas desarrolladas.

De los resultados del análisis para determinar la distribución de oro por mallas en el relave general, mostrados en los cuadros N°15 y N°16, apreciamos un mayor contenido de valores en tamaños de mallas muy finas; asimismo la distribución de oro en un 70% se encuentra en tamaños de partícula menores a las 400m. (gráficos N°27 y N°28). Todas las muestras presentan la misma tendencia de distribución de valores.

Los datos mostrados no determinan la factibilidad económica de moler más fino en planta Marañón, pero sí la necesidad de evaluar la realización de posibles modificaciones en el circuito que nos permitan mejorar la molienda a condiciones de tratamiento extremas.

Ahora se sabe que existe oro en el relave que puede ser recuperado, mas no el punto principal en el circuito de molienda que debe ser atacado, por lo que el siguiente trabajo consistirá en realizar pruebas metalúrgicas sobre los 03 productos que salen de molienda a espesadores (Finos Ciclón Mozley, Finos Ciclón M 6x6 y Relave Espirales), con lo cual identificaremos cual de éstos contiene la mayor cantidad de oro recuperable.

Entonces, para obtener una mayor extracción de Au es necesario mejorar la remolienda en el circuito de planta Marañón. Este problema podría solucionarse controlando la sección remolienda – clasificación, por ejemplo aumentando el

tiempo de retención en el molino, optimizando la recarga de bolas en el molino, controlando y reduciendo los r.p.m. de operación de los molinos, redimensionando los hidrociclones, etc.

#### 4.2.3. TRABAJO N°03:

##### **“Determinación de puntos de posible mejora en el circuito de molienda de planta Marañón – Pruebas metalúrgicas”**

De los trabajos anteriores se concluye que existe la necesidad de realizar cambios en el circuito de molienda, que pueden ir desde simples ajustes hasta un cambio de tecnología, para lograr obtener un producto fino que se aproxime al 99% -200m / 80% -400m, lo que contribuiría fundamentalmente en aumentar la recuperación de oro en planta Marañón hasta un 1.5% - 2% y obtener relaves con leyes que oscilen alrededor del 1.0 g/TM Au.

Ahora toca identificar los puntos críticos dentro del circuito de molienda que se deben atacar. Por tal motivo, se realizó un muestreo de 24 horas de los diferentes productos de molienda que salen hacia la sección de espesamiento y agitación, y poder realizar sobre ellos los trabajos que a continuación se presentarán.

Estos productos de acuerdo al circuito son:

**Cuadro N° 17**

Productos Molienda	Balance	Granulometría		Au (g/TM)
		%-200m	%-400m	
Finos Ciclón Mozley	29.52%	99.1	70	1.58
Finos Ciclón M 6'x 6'	18.34%	85.9	65	4.47
Relave Espirales	52.14%	44.6	27	1.45
Producto total:	100.00%	68.3	45	2.04

Las leyes de cabeza presentadas han resultado de promediar las cabezas calculadas obtenidas de las diferentes pruebas realizadas.

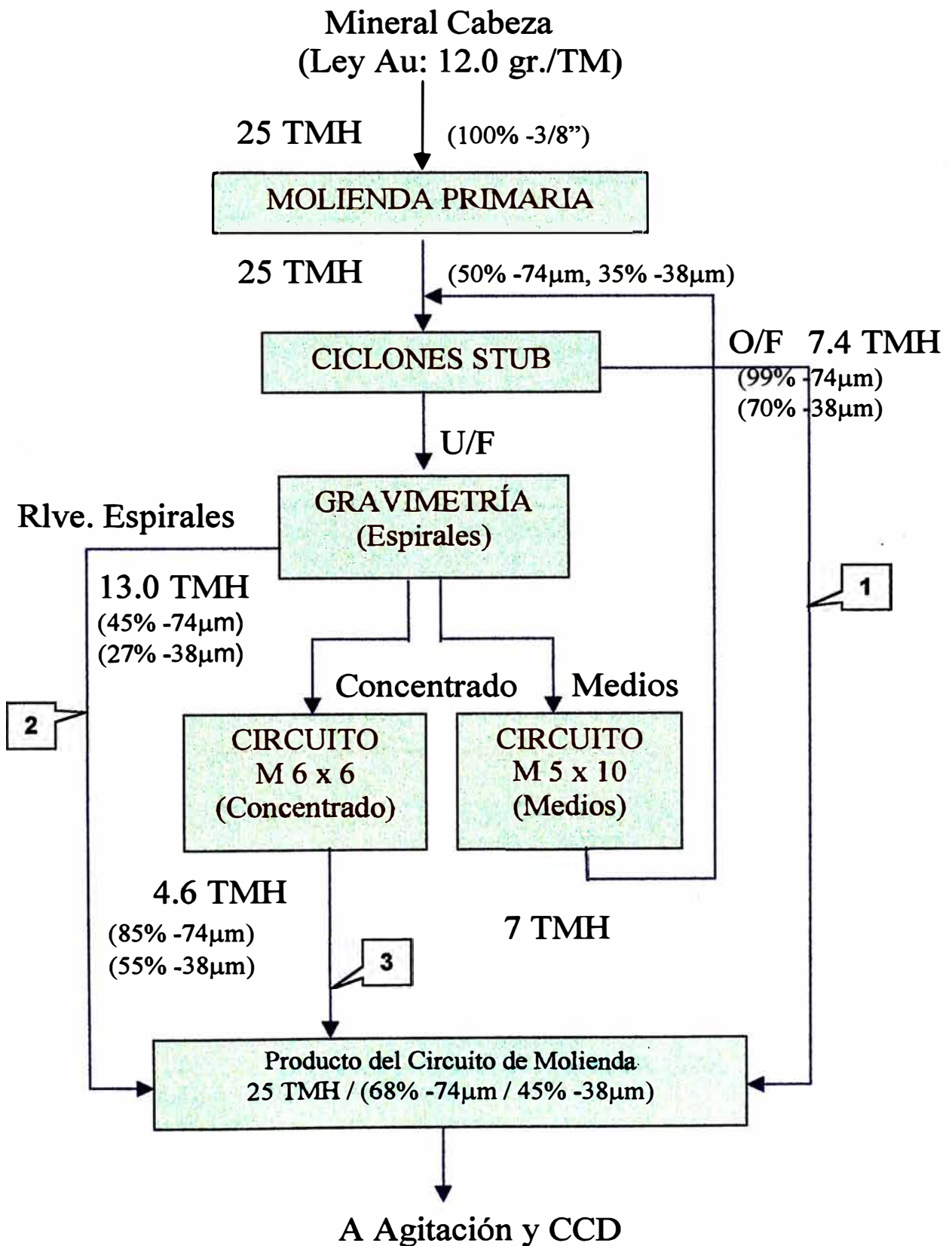
Las pruebas realizadas en el LIM consistieron en pruebas de cianuración directa manteniendo la granulometría de los productos muestreados y así poder determinar la ley de relave sólido final que en planta se conseguiría alcanzar.

También se realizaron pruebas de cianuración con los productos remolidos con lo que se logrará determinar el grado de molienda requerido por cada uno de éstos y así conseguir la menor ley de oro en el relave sólido final de planta “Marañón”.

Para un mejor entendimiento la procedencia de los productos muestreados para la realización de este trabajo presentamos el siguiente flujograma del circuito de molienda



**BALANCE / GRANULOMETRÍAS EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA  
 PLANTA MARAÑÓN (Junio 99)**



**A. Pruebas de cianuración de los productos “Sin Remolienda”:**

- Muestras (24 horas): Finos ciclón mozley (FCM)  
 Finos ciclón molino 6' x 6' (FC6x6)  
 Relave espirales (RE)

Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Grados de molienda: Sin remolienda:  
 FCM: 99.10% -200m.  
 FC6x6: 85.90% -200m.  
 RE: 44.60% -200m.
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 500 ppm
- pH: 11.0
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados: (El %extracción de oro se calculó considerando una ley de oro en la cabeza de 12 g/TM)

**Cuadro N° 18**

Productos Molienda	Balance	% -200m	Ley Au (g/TM)		% Ext. Au adicional
			Relave	Cabeza	
Finos Ciclón Mozley	29.52%	99.1	0.95	1.58	1.54
Finos Ciclón M 6' x 6'	18.34%	85.9	3.88	4.47	0.90
Relave Espirales	52.14%	44.6	0.80	1.45	2.81
Relave calculado:	100.00%	68.3	1.41	2.04	5.25

Este 5.25% de Au extraído en estas pruebas de cianuración correspondería al % Au extraído en el circuito de agitación y lavado en contracorriente.

**B. Pruebas de cianuración de los productos “Con Remolienda de FCM6x6”:**

- Muestras (24 horas): Finos ciclón mozley (FCM)  
 Finos ciclón molino 6' x 6' (FC6x6)  
 Relave espirales (RE)

Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Grados de molienda: Sin remolienda:  
 FCM: 99.10% -200m.  
 RE: 44.60% -200m.  
 Con remolienda:  
 FC6x6: 99.00% -200m.
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 500 ppm
- pH: 11.0
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados: (El %extracción de oro se calculó considerando una ley de oro en la cabeza de 12 g/TM)

**Cuadro N° 19**

Productos Molienda	Balance	% -200m	Ley Au (g/TM)		% Ext. Au
			Relave	Cabeza	
Finos Ciclón Mozley	29.52%	99.1	0.95	1.58	1.54
Finos Ciclón M 6' x 6'	18.34%	99.0	3.35	4.47	1.71
Relave Espirales	52.14%	44.6	0.80	1.45	2.81
Relave calculado:	100.00%	68.3	1.31	2.04	6.06

El 0.83% Au adicional extraído en estas pruebas (6.08%-5.25%) correspondería al % Au extraído en el circuito si se mejorase la remolienda de concentrados en el circuito de molienda en planta "Marañón".

**C. Pruebas de cianuración de los productos "Con Remolienda de RE":**

- Muestras (24 horas): Finos ciclón mozley (FCM)  
 Finos ciclón molino 6' x 6' (FC6x6)  
 Relave espirales (RE)

Condiciones de las pruebas de cianuración:

- Grados de molienda: Sin remolienda:  
 FCM: 99.10% -200m.  
 Con remolienda:  
 FC6x6: 99.00% -200m.  
 RE: 82.00% -200m.
- % Sólidos: 33%
- Fuerza NaCN: 500 ppm
- pH: 11.0
- Tiempo de cianuración: 48 horas

Resultados: (El %extracción de oro se calculó considerando una ley de oro en la cabeza de 12 g/TM)

**Cuadro N° 20**

Productos Molienda	Balance	% -200m	Ley Au (g/TM)		% Ext. Au
			Relave	Cabeza	
Finos Ciclón Mozley	29.52%	99.1	0.95	1.58	1.54
Finos Ciclón M 6' x 6'	18.34%	99.0	3.35	4.47	1.71
Relave Espirales	52.14%	82.0	0.70	1.45	3.25
Relave calculado:	100.00%	68.3	1.26	2.04	6.50

El 0.44% Au adicional extraído en estas pruebas (6.50%-6.08%) correspondería al % Au extraído en el circuito si se mejorase la remolienda de cuarzo en el circuito de molienda en planta "Marañón".

Conclusiones de las pruebas realizadas:

- En el trabajo anterior se logró reducir la ley de oro en el relave sólido general de planta de 1.25 g/TM a 1.07 g/TM equivalente a una extracción de Au adicional

de 1.5% para una ley de cabeza de 12 g/TM (3.1 oz. Au fino adicional recuperado /día).

Los resultados de este trabajo muestran que mejorando la molienda a condiciones extremas es posible extraer 0.15 g/TM de oro adicionales, lo que equivale a una mejora en la extracción de sólidos total en planta de 1.25% (2.6 oz. Au fino adicional recuperado /día).

Cabe señalar que estos datos se han obtenido de los cálculos realizados tomando en cuenta el balance de materia de un muestreo anteriormente realizado sobre el circuito de molienda.

Tanto la remolienda de concentrados como del cuarzo contribuyen a una reducción de la ley de oro en el relave general. Según este trabajo se deben iniciar los ajustes principalmente en el circuito de remolienda de concentrados (circuito M 6x6) debido a que, según los resultados, la mayor contribución está dada en la remolienda de éstos (0.83% Au adicional extraído)

$$0.0083 \times 12 \text{ g/TM} \times 600 \text{ TM/d} / 31.1 \text{ g/oz.} \times 0.9 = 1.73 \text{ oz. Au /día} = 51.9 \text{ oz. Au /mes}$$

#### **4.2.4. TRABAJO N°04:**

##### **“Evaluación en el LIM de la posible malla de corte en el circuito de molienda clasificación de planta Marañón”**

##### **A. Ley y distribución de valores por mallas en el relave de cianuración de una muestra – compósito mensual del mineral de cabeza de planta “Marañón”:**

Como hemos concluido en los trabajos anteriores, para obtener una mayor extracción de Au en planta “Marañón” será necesario mejorar la molienda en el circuito. Una mejora en este circuito de molienda implica una posible cantidad de cambios ya sea en recarga de bolas, r.p.m. de operación de molinos, aumento o reducción de capacidad de tratamiento en los circuitos de remolienda, redimensionamiento de los equipos de clasificación, hasta un cambio de tecnología.

En lo que se refiere al redimensionamiento de los equipos de clasificación (hidrociclones), ciclones mozley y de remolienda, sabemos que la granulometría que se debe conseguir en el producto fino debe alcanzar el 100% -74  $\mu\text{m}$  (200m) y 80% -38  $\mu\text{m}$  (400m). En este trabajo lo que se buscará es entender mejor el comportamiento del mineral frente a la cianuración pre clasificándolo, para evaluar la posible malla de corte a partir de la cual se logrará extraer ese oro soluble capaz de ser extraído a condiciones extremas.

Las primeras evaluaciones se harán moliendo el mineral a diferentes granulometrías, para posteriormente luego de realizar las pruebas de cinética de cianuración, determinar la ley de oro por mallas en el relave final de cianuración, que nos dará un indicativo de la posible malla de clasificación y el % extracción de oro por mallas respecto a la ley de cabeza calculada.



CIANURACIÓN EN BOTELLA - EXTRACCIÓN POR MALLAS  
MINERAL MA2 (80% -200m) - COMPOSITO PLANTA MARAÑÓN (Set.99)

Cuadro N° 21

Detalle y Resultados de la Prueba de Cianuración  
Ver hoja PB1 80% -200m

Ley de cabeza analizada  
Au 10,04  
Ag 23,70  
Rec. Au (%) 83,13  
Rec. Ag (%) 30,72

MALLA	PESO		Leves (g/TM)				Extracción respecto a la ley de cabeza				Extracción respecto a c/ malla	
	(% Parcial.)	(% Pasante)	Inicio prueba - Cabeza		Final prueba - Relave		Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)
			Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (gpt)	Ag (gpt)						
+100 m	3,22	96,78	19,47	25,87	6,10	23,43	0,43	0,08	4,53	0,28	68,67	9,41
+140 m	5,66	91,11	10,83	21,07	1,93	14,17	0,50	0,39	5,30	1,42	82,18	32,75
+200 m	10,91	80,21	9,74	20,43	1,94	16,17	0,85	0,47	8,94	1,69	80,12	20,88
+270 m	16,11	64,10	10,80	27,33	1,87	19,77	1,44	1,22	15,12	4,42	82,73	27,66
+325 m	5,81	58,29	11,17	26,00	1,67	17,21	0,55	0,51	5,81	1,86	85,09	33,83
+400 m	5,64	52,65	11,20	26,60	1,64	18,67	0,54	0,45	5,67	1,63	85,40	29,83
+500 m	11,37	41,27	10,27	27,53	1,40	22,37	1,01	0,59	10,60	2,13	86,37	18,76
-500 m	41,27	0,00	7,33	30,84	1,07	19,31	2,59	4,76	27,17	17,29	85,47	37,39
Cabeza Calc.	100,00		9,52	27,53	1,61	19,07	7,91	8,46	83,13	30,72		
Cabeza Calculada - prueba CN-			10,34	27,95	1,61	19,07			84,48	31,77		

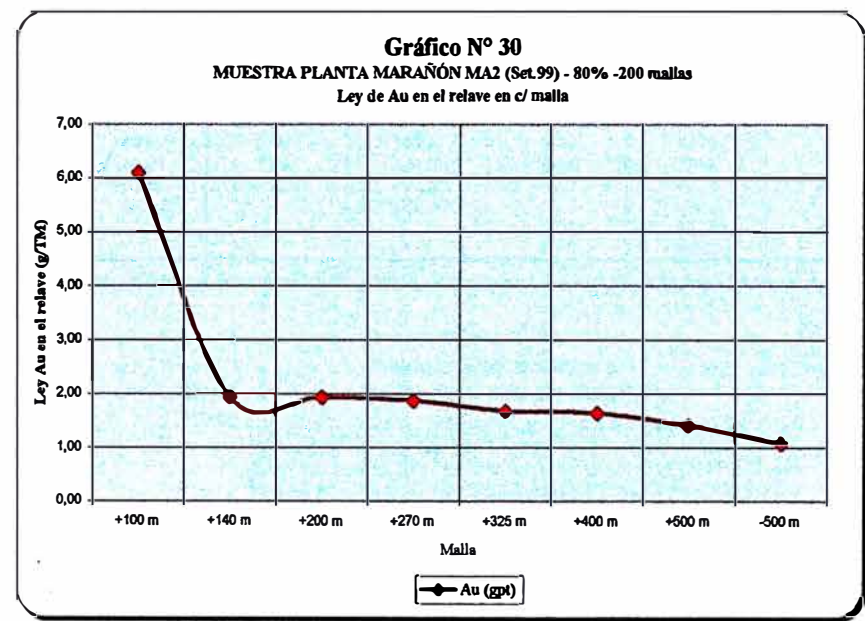
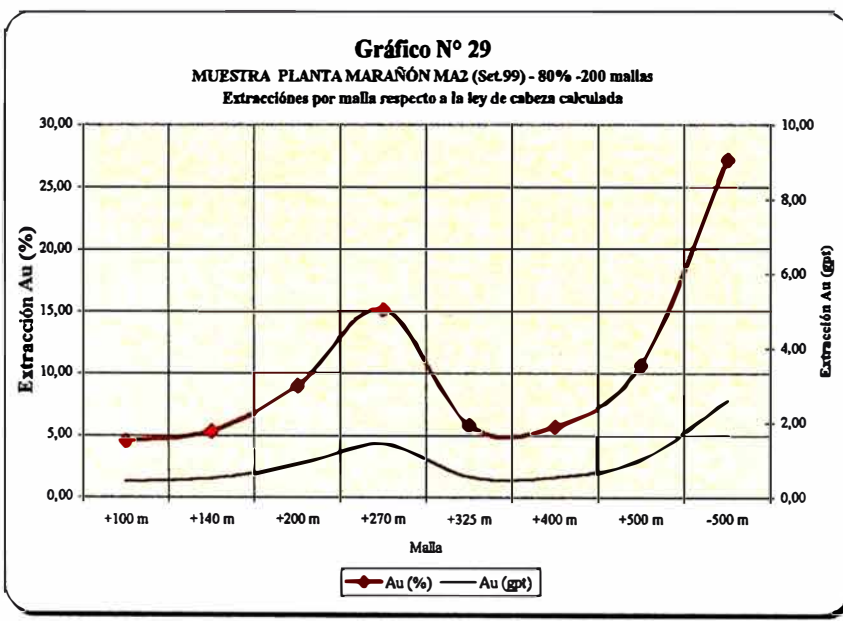




TABLA PB1 - MA2

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO  
 COMPÓSITO PLANTA MARAÑÓN (Set.99) - 80% -200m

Cuadro N° 22

**PB1 MA2**

CONDICIONES

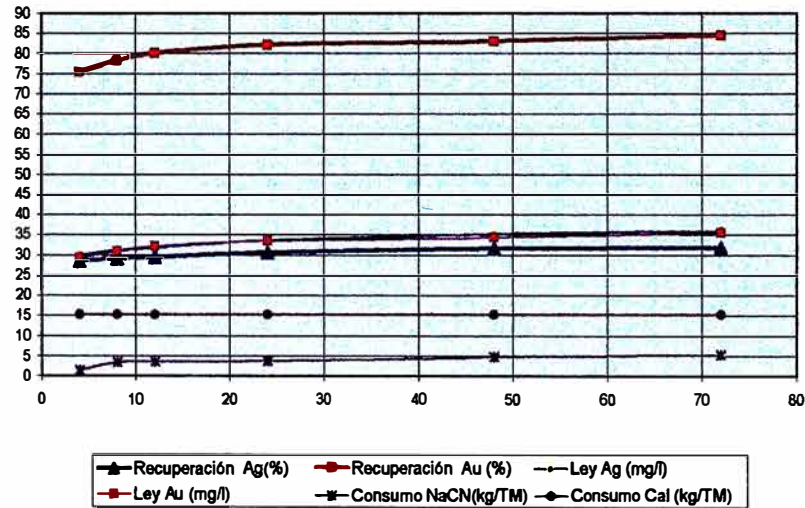
<b>Cianuración</b>		<b>Volumen final de solución (cc)</b>	5852,1
Peso de mineral (grs.)	3070	Evaporación (cc/hora)	1,22
Dilución (L/S)	2	Cal (Kg/TM)	2,02
pH	11	NaCN (Kg/TM)	0,707
Fuerza de NaCN (%)	0,10%	Cabeza analizada Au (gpt)	10,04
Tiempo (horas)	72	Cabeza analizada Ag (gpt)	23,70
Granulometría % -200 mallas	80,21	Recuperación Au (%)	<b>84,48</b>
% -400 mallas	52,65	Recuperación Ag (%)	<b>31,76</b>

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	NaCN	Cons. Reactivos (k/ton)		Leyes (ppm.)				Distribución (%)		
				ppm	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Análisis Ag	Reajuste Ag	Análisis Au	Reajuste Au	Ag	Au	
			7,9										
Sol. Rica 1 (*)	6140,00	4,00	11,00	900,00	0,179	2,020	3,975	3,972	3,904	3,901	28,43	75,46	
Sol. Rica 2 (*)	6140,00	8,00	11,00	760,00	0,455	2,020	4,077	4,073	4,055	4,051	29,15	78,36	
Sol. Rica 3 (*)	6140,00	12,00	11,00	1000,00	0,470	2,020	4,109	4,105	4,147	4,141	29,37	80,11	
Sol. Rica 4 (*)	6140,00	24,00	11,00	990,00	0,490	2,020	4,281	4,272	4,255	4,247	30,57	82,15	
Sol. Rica 5 (*)	6140,00	48,00	10,50	920,00	0,628	2,020	4,415	4,402	4,297	4,287	31,50	82,92	
Sol. Rica 6 (*)	6140,00	72,00	11,00	880,00	0,707	2,020	4,454	4,438	4,381	4,367	31,76	84,48	
Residuo	3070,00						19,069	19,069	1,605	1,605	68,24	15,52	
Cabeza Calc.	3070,00							27,946		10,339	100,00	100,00	

(\*) Volume en cc.

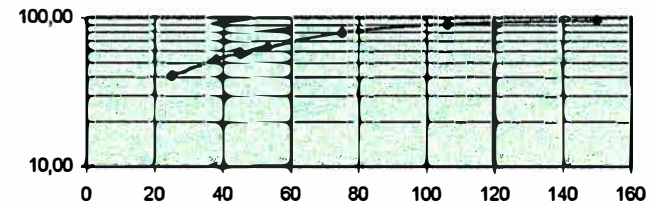
Gráfico N° 31  
 MUESTRA DE MINERAL PLANTA MARAÑÓN MA2 (Set.99) - 80% -200 mallas  
 BOTTLE ROLL TEST



ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
+100m	150	199,70	3,22	3,22	96,78
+140m	106	351,10	5,66	8,89	91,11
+200m	75	676,20	10,91	19,79	80,21
+270m	53	998,50	16,11	35,90	64,10
+325m.	45	360,30	5,81	41,71	58,29
+400m	38	349,60	5,64	47,35	52,65
+500m.	25	705,10	11,37	58,73	41,27
-500m		2558,70	41,27	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
Total		6199,20	100,00		

Gráfico N° 32  
 Análisis Granulométrico  
 Muestra MA2 - 80% -200 mallas



CIANURACIÓN EN BOTELLA - EXTRACCIÓN POR MALLAS  
MINERAL MA2 (90% -200m) - COMPOSITO PLANTA MARAÑÓN (Set.99)

Cuadro N° 23

Detalle y Resultados de la Prueba de Cianuración  
Ver hoja PB2 90% -200m

Ley de cabeza analizada  
Au 10,04  
Ag 23,70  
Rec. Au (%) 85,86  
Rec. Ag (%) 37,32

MALLA	PESO		Leves (g/TM)				Extracción respecto a la ley de cabeza				Extracción respecto a c/ malla	
	(% Parcial.)	(% Pasante)	Inicio prueba - Cabeza		Final prueba - Relave		Au (gpt)		Ag (%)		Au (%)	
			Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)
+100 m	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
+140 m	3,26	96,74	31,07	65,80	3,47	19,20	0,90	1,52	9,15	5,51	88,83	70,82
+200 m	7,61	89,13	10,47	21,34	1,60	12,66	0,67	0,66	6,86	2,39	84,71	40,66
+270 m	16,00	73,12	12,07	25,80	1,54	15,53	1,69	1,61	17,12	5,84	87,28	39,34
+325 m	6,58	66,56	10,90	25,39	1,67	15,83	0,61	0,63	6,15	2,27	84,68	37,64
+400 m	6,97	59,59	11,74	24,90	1,53	14,67	0,71	0,71	7,23	2,58	86,96	41,10
+500 m	13,05	46,54	10,04	24,70	1,40	17,07	1,13	1,00	11,45	3,61	86,05	30,91
-500 m	46,54	0,00	7,00	28,17	1,10	19,20	2,75	4,17	27,90	15,12	84,29	31,83
Cabeza Calc.	100,00		9,84	27,80	1,39	17,30	8,45	10,30	85,86	37,32		
Cabeza Calculada - prueba CN-			10,32	26,92	1,39	17,30			86,52	35,74		

Gráfico N° 33

MUESTRA PLANTA MARAÑÓN MA2 (Set.99) - 90% -200 mallas  
Extracciones por malla respecto a la ley de cabeza calculada

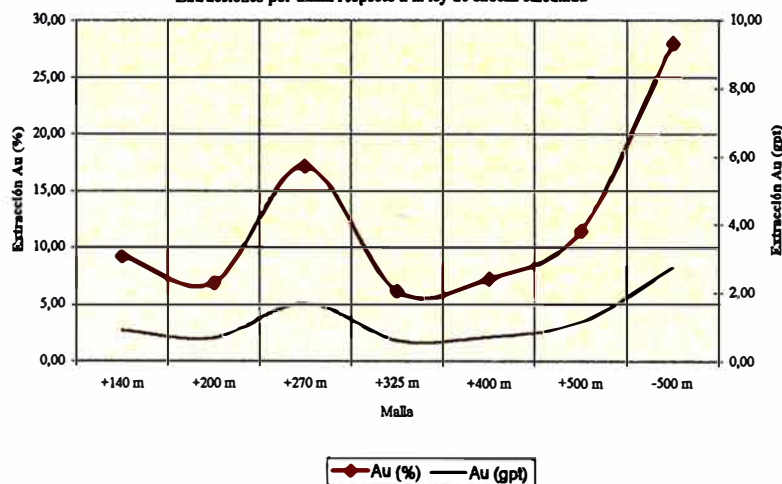


Gráfico N° 34

MUESTRA PLANTA MARAÑÓN MA2 (Set.99) - 90% -200 mallas  
Ley de Au en el relave en c/ malla

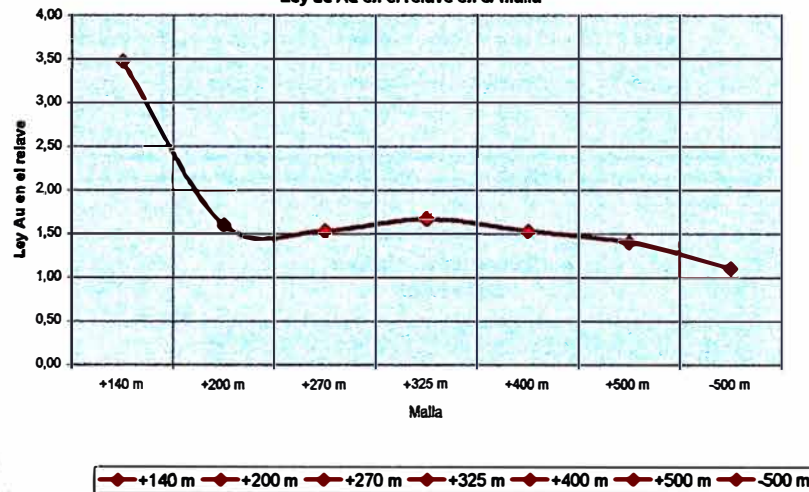




TABLA PB2 - MA2

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO  
 COMPÓSITO PLANTA MARAÑÓN (Set.99) - 90% -200m

Cuadro N° 24

**PB2 MA2**

CONDICIONES

<b>Cianuración</b>		Volumen final de solución (cc)	5242,0
Peso de mineral (grs.)	2935	Evaporación (cc/hora)	5,94
Dilución (LS)	2	Cal (Kg/TM)	2,35
pH	11	NaCN (Kg/TM)	0,530
Fuerza de NaCN (%)	0,10%	Cabeza analizada Au (gpt)	10,04
Tiempo (horas)	72	Cabeza analizada Ag (gpt)	23,70
Granometría % -200 mallas	89,13	Recuperación Au (%)	<b>86,49</b>
% -400 mallas	59,59	Recuperación Ag (%)	<b>35,73</b>

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	NaCN	Cons. Reactivos (k/ton)		Leyes (ppm.)				Distribución (%)		
				ppm	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au	
			7,9										
Sol. Rica 1 (*)	5870,00	4,00	11,00	960,00	0,050	2,010	4,248	4,231	4,084	4,067	31,44	78,66	
Sol. Rica 2 (*)	5870,00	8,00	11,00	920,00	0,129	2,010	4,388	4,369	4,253	4,234	32,46	82,08	
Sol. Rica 3 (*)	5870,00	12,00	11,00	860,00	0,247	2,010	4,630	4,604	4,366	4,344	34,21	64,22	
Sol. Rica 4 (*)	5870,00	24,00	11,00	840,00	0,266	2,010	4,799	4,766	4,425	4,400	35,41	85,30	
Sol. Rica 5 (*)	5870,00	48,00	10,50	730,00	0,503	2,351	4,812	4,778	4,492	4,462	35,50	86,51	
Sol. Rica 6 (*)	5870,00	72,00	11,00	1010,00	0,530	2,351	4,646	4,808	4,491	4,461	35,73	86,49	
Residuo	2935,00						17,299	17,299	1,391	1,391	64,27	13,49	
Cabeza Calc.	2935,00							26,915		10,316	100,00	100,00	

(\*) Volume en cc.

Gráfico N° 35  
 MUESTRA DE MINERAL PLANTA MARAÑÓN (Set.99) - 90% -200 mallas  
 BOTTLE ROLL TEST

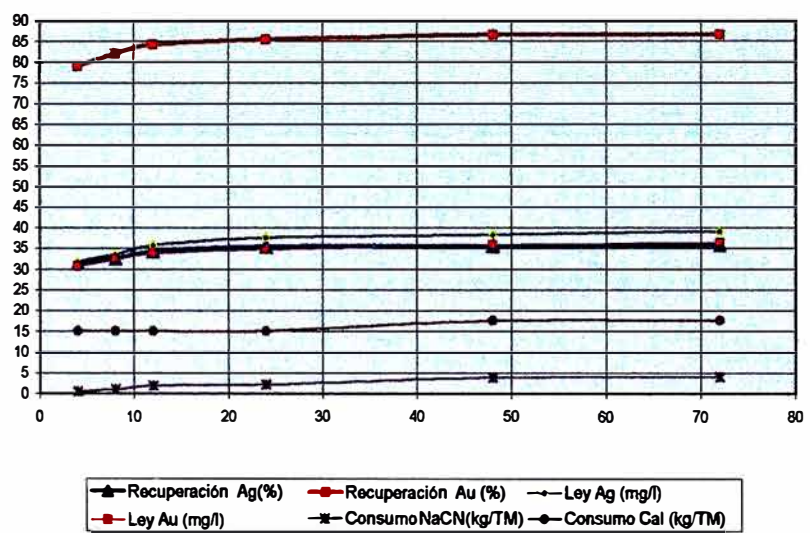
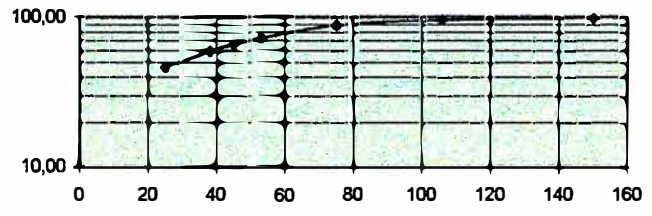


Gráfico N° 36  
 Análisis Granulométrico  
 Muestra MA2



CIANURACIÓN EN BOTELLA - EXTRACCIÓN POR MALLAS  
MINERAL MA2 (95% -200m) - COMPÓSITO PLANTA MARAÑÓN (Set.99)

Cuadro N° 25

Detalle y Resultados de la Prueba de Cianuración  
Ver hoja PB2 95% -200m

Ley de cabeza analizada  
Au 10,04  
Ag 23,70  
Rec. Au (%) 87,84  
Rec. Ag (%) 38,77

MALLA	PESO		Leyes (g/TM)				Extracción respecto a la ley de cabeza				Extracción respecto a c/ malla	
	(% Parcial.)	(% Pasante)	Inicio prueba - Cabeza		Final prueba - Relave		Au (gpt)		Ag (%)		Au (%)	Ag (%)
			Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (gpt)	Ag (gpt)	Au (gpt)	Ag (gpt)				
+100 m	0,00	100,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
+140 m	1,10	98,90	118,70	41,20	2,33	12,87	1,28	0,31	12,03	1,24	98,04	68,76
+200 m	3,92	94,98	14,20	22,05	1,60	14,54	0,49	0,29	4,63	1,16	88,73	34,06
+270 m	14,08	80,90	12,65	22,40	1,64	12,68	1,55	1,37	14,53	5,42	87,08	43,48
+325 m	5,84	75,06	10,80	25,40	1,67	13,60	0,53	0,69	5,00	2,72	84,58	46,46
+400 m	7,45	67,61	11,85	25,65	1,70	14,57	0,76	0,83	7,08	3,27	85,65	43,22
+500 m	15,24	52,37	11,10	26,80	1,30	16,27	1,49	1,61	13,99	6,35	88,29	39,31
-500 m	52,37	0,00	7,30	25,45	1,07	16,47	3,27	4,70	30,59	18,60	85,41	35,28
Cabeza Calc.	100,00		10,68	25,28	1,30	15,48	9,38	9,80	87,84	38,77		
Cabeza Calculada - prueba CN-			11,43	25,53	1,30	15,48			88,64	39,38		

Gráfico N° 37

MUESTRA PLANTA MARAÑÓN MA2 (Set.99) - 90% -200 mallas  
Extracciones por malla respecto a la ley de cabeza calculada

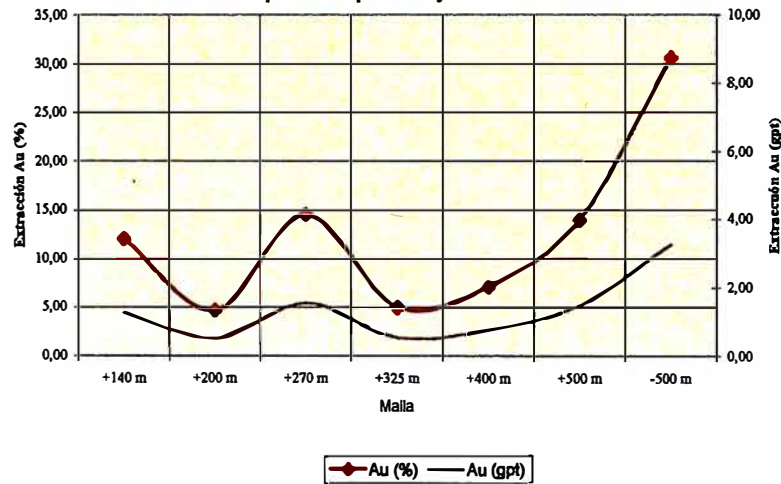


Gráfico N° 38

MUESTRA PLANTA MARAÑÓN MA2 (Set.99) - 90% -200 mallas  
Ley de Au en el relave en c/ malla

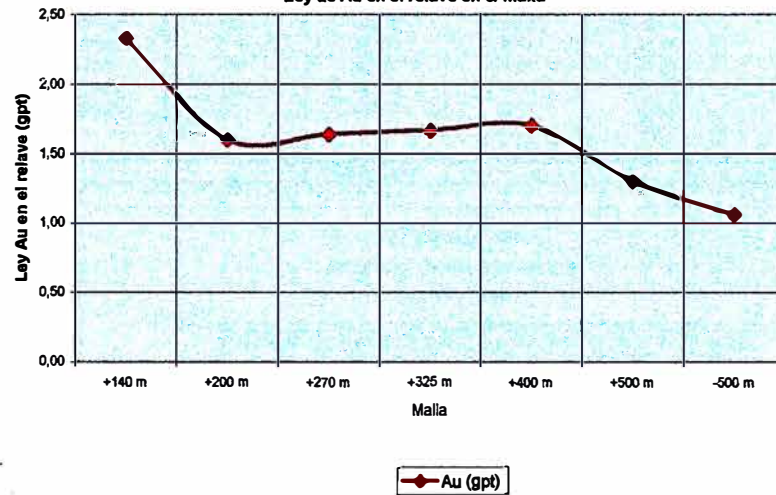




TABLA PB3 - MA2

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO  
MINERAL - COMPÓSITO PLANTA MARAÑÓN (Set.99)

Cuadro N° 26

**PB3 MA2**

CONDICIONES

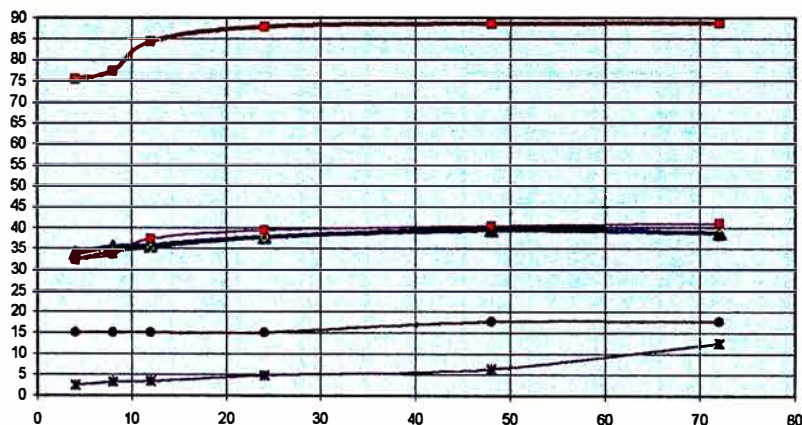
<b>Cianuración</b>		<b>Volumen final de solución (cc)</b>	5590,0
Peso de mineral (grs.)	2895	Evaporación (cc/hora)	0,00
Dilución (L/S)	2	Cal (Kg/TM)	2,35
pH	11	NaCN (Kg/TM)	1,665
Fuerza de NaCN (%)	0,10%	Cabeza analizada Au (gpt)	10,04
Tiempo (horas)	72	Cabeza analizada Ag (gpt)	23,70
Granulometría % -200 mallas	94,98	Recuperación Au (%)	<b>88,64</b>
% -400 mallas	67,61	Recuperación Ag (%)	<b>38,76</b>

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	NaCN	Cons. Reactivos (k/ton)		Leyes (ppm.)				Distribución (%)		
				ppm	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Analisis Ag	Realjuste Ag	Analisis Au	Realjuste Au	Ag	Au	
			7,9										
Sol. Rica 1 (*)	5790,00	4,00	11,00	820,00	0,323	2,003	4,308	4,308	4,301	4,301	33,75	75,26	
Sol. Rica 2 (*)	5790,00	8,00	11,00	940,00	0,432	2,003	4,503	4,501	4,421	4,420	35,27	77,34	
Sol. Rica 3 (*)	5790,00	12,00	11,00	1020,00	0,447	2,003	4,542	4,540	4,819	4,812	35,57	84,20	
Sol. Rica 4 (*)	5790,00	24,00	11,00	920,00	0,644	2,003	4,812	4,805	5,030	5,019	37,64	87,83	
Sol. Rica 5 (*)	5790,00	48,00	10,50	820,00	0,841	2,349	5,039	5,025	5,069	5,057	39,37	88,49	
Sol. Rica 6 (*)	5790,00	72,00	11,00	700,00	1,665	2,349	4,958	4,947	5,078	5,066	38,76	88,64	
Residuo	2895,00						15,478	15,478	1,298	1,298	60,63	11,36	
Cabeza Calc.	2895,00							25,527		11,430	100,00	100,00	

(\*) Volume en cc.

Gráfico N° 39  
MUESTRA DE MINERAL PLANTA MARAÑÓN (Set.99) - 90% -200 mallas  
BOTTLE ROLL TEST

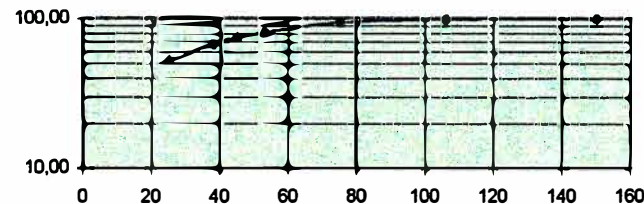


▲ Recuperación Ag(%)    ● Recuperación Au (%)    - - - Ley Ag (mg/l)  
 ■ Ley Au (mg/l)    ✕ Consumo NaCN(kg/TM)    ● Consumo Cal (kg/TM)

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
+100m	150	0,00	0,00	0,00	100,00
+140m	106	65,00	1,10	1,10	98,90
+200m	75	231,00	3,92	5,02	94,98
+270m	53	829,40	14,08	19,10	80,90
+325m.	45	343,90	5,84	24,94	75,06
+400m	38	438,90	7,45	32,39	67,61
+500m.	25	897,80	15,24	47,63	52,37
-500m		3085,50	52,37	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
Total		5891,50	100,00		

Gráfico N° 40  
Análisis Granulométrico  
Muestra MA2





**B. Evaluación de la malla 400 como malla de corte:**

De los resultados obtenidos en el trabajo anterior (4.2.4.A.), para evaluar el comportamiento de la extracción de oro a diferentes tamaños de partícula en el mineral tratado en planta, se observa que la malla 400 estaría definiendo, dentro de un circuito de molienda – clasificación, una posible malla de corte. Por lo tanto en el LIM realizamos pruebas simulando dicho circuito para evaluar la m400 como malla de corte en la clasificación.

- El trabajo consistió en realizar remoliendas consecutivas, clasificando y separando antes el producto -m400. Es decir sólo se remolía el producto +m400.
- El producto final obtenido (simularía el O/F de clasificación), alcanzó una granulometría de 99.7% -200m y 85.6% -400m. Ver esquema de trabajo.
- La diferencia con las pruebas anteriores donde se remuele la totalidad de la muestra a la granulometría -400m requerida, es que en esta prueba no se sobre muele el producto -m400.
- La recuperación de Au lograda en la cianuración de este producto fue de 88.14% que se aproxima a las máximas extracciones conseguidas de esta muestra mineral que alcanzaron un 88.10%.

Resultados:

Quadro Nº 27

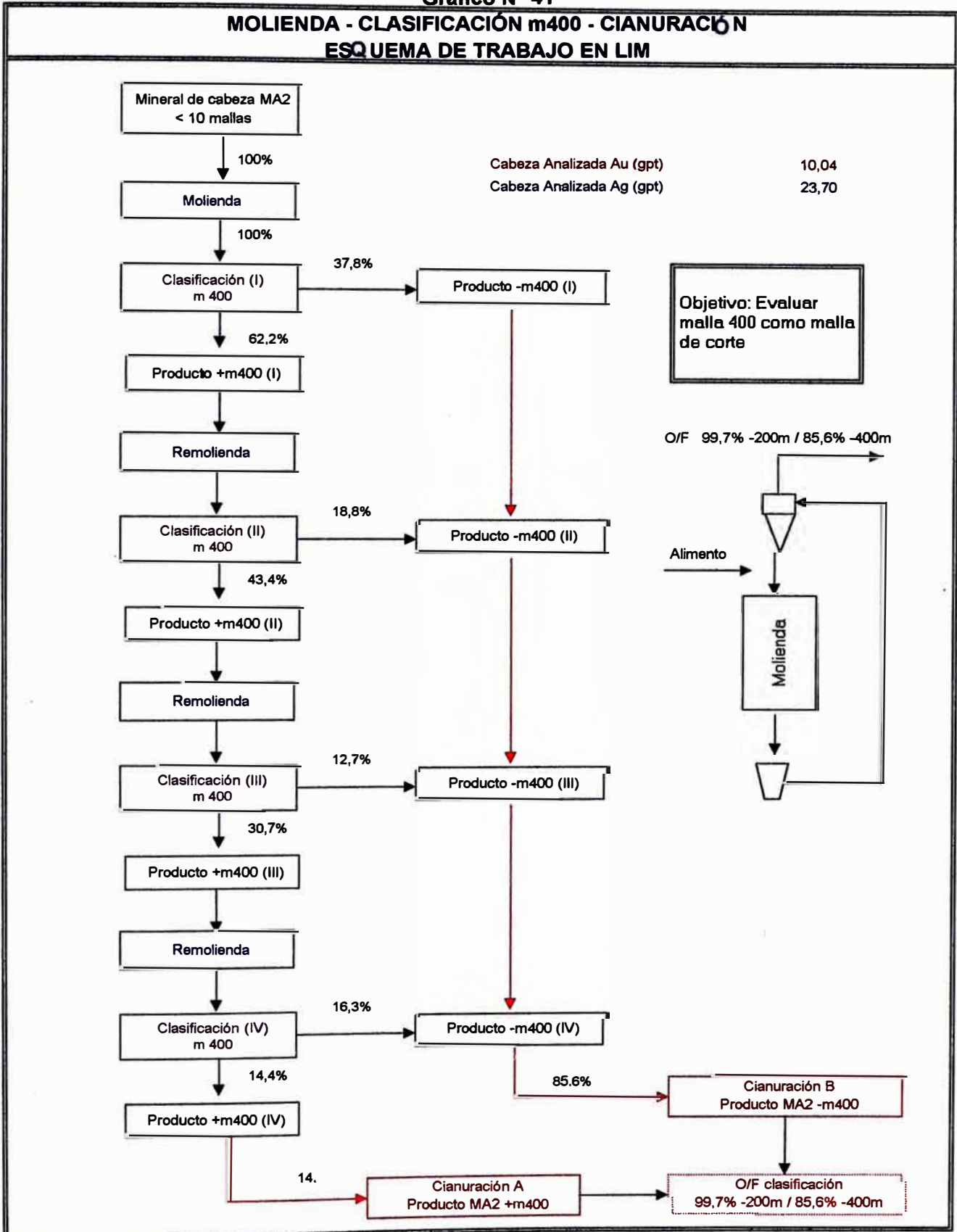
RESULTADO PRUEBAS DE MOLIENDA - CLASIFICACIÓN - CIANURACION (Ene.00)							
Muestra MA2 - Productos +m400 y -m400 (O/F de clasificación)							
Granulometría O/F de clasificación 99,7 % -200m / 85,6% -400m							
PRODUCTO	%Peso	LEYES ppm (ver FB MA2 +m400 y FB MA2 -m400)				RECUP. (%)	
		Cabeza Calculada		Relaves		Au	Ag
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Producto + m400	14,40	22127	22800	1,885	10,885	92,48	52,26
Producto - m400	85,60	9189	28203	1,250	17,225	86,39	38,92
Cabeza Calculada Total (O/F)	100,00	11,047	27,425	1,310	16,312	<b>88,14</b>	<b>40,52</b>
Cabeza Analizada (O/F)	100,00	10,040	23,700				

Quadro Nº 28

COMPARACIÓN PRUEBAS DE CIANURACION EN BOTELLA ANTERIORES									
Muestra MA2 - Mineral Cabeza Planta Marañón (15.Ago. 99 al 15.Set. 99)									
Granulometría		Resultados				Cabezas Calculadas (gr/T)		Extracción ( % )	
% -200 m	% -400 m	Soluciones (gr/m3)		Relaves (gr/TM)		Au	Ag	Au	Ag
		Au	Ag	Au	Ag				
73,8	48,7	3,945	4,505	1,90	17,40	9,798	26,418	80,61	34,14
90,8	63,5	4,053	5,274	1,55	15,70	9,620	26,200	83,89	40,08
97,5	76,1	4,246	5,144	1,45	15,00	9,968	25,321	85,45	40,76
<b>99,5</b>	<b>87,9</b>	<b>4,419</b>	<b>5,851</b>	<b>1,20</b>	<b>14,60</b>	<b>10,085</b>	<b>26,364</b>	<b>88,10</b>	<b>44,62</b>
Cabeza Calc. Promedio						9,868	26,076		

Gráfico N° 41

**MOLIENDA - CLASIFICACIÓN m400 - CIANURACIÓN  
 ESQUEMA DE TRABAJO EN LIM**



CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO  
MINERAL COMPÓSITO PLANTA MA2 - Producto + m400 - Dic.99

Cuadro N° 29

**PB1 MA2  
(+m400)**

CONDICIONES

<b>Cianuración</b>			
Peso de mineral (grs.)	300	Ley de cabeza analizada (Producto MA2 +m400)	
Dilución (L/S)	2	Au	26,05
pH	11	Ag	27,65
Fuerza de NaCN (%)	0,15%	Cal (Kg/TM)	2,00
Tiempo (horas)	72	NaCN (Kg/TM)	0,228
Granulometría	% -200 m	Rec. Au (%)	<b>92,42</b>
	% -400 m	Rec. Ag (%)	<b>62,25</b>

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	NaCN	Cons. Reactivos (k/ton)		Leyes (ppm.)				Distribución (%)		
				ppm	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au	
			8										
Sol. Rica 1 (*)	600,00	4,00	12,00	1450,00	0,040	2,000	5,616	5,616	9,408	9,408	49,27	85,03	
Sol. Rica 2 (*)	582,00	8,00	12,00	1400,00	0,134	2,000	5,978	5,967	10,279	10,252	50,77	89,89	
Sol. Rica 3 (*)	584,00	12,00	12,00	1400,00	0,134	2,000	8,047	6,219	10,456	10,741	51,29	91,26	
Sol. Rica 4 (*)	546,00	24,00	12,00	1350,00	0,228	2,000	6,033	6,403	10,501	11,128	51,11	91,53	
Sol. Rica 5 (*)	528,00	48,00	12,00	1350,00	0,228	2,000	6,186	6,762	10,637	11,626	52,19	92,48	
Sol. Rica 6 (*)	510,00	72,00	12,00	1350,00	0,228	2,000	6,201	7,007	10,644	12,029	52,25	92,42	
Residuo	300,00						10,885	10,885	1,665	1,665	47,75	7,52	
Cabeza Calc.	300,00							22,800		22,127	100,00	100,00	

(\*) Volumen en cc.

Gráfico N° 42  
MUESTRA DE MINERAL COMPÓSITO PLANTA MA2 +400m  
BOTTLE ROLL TEST

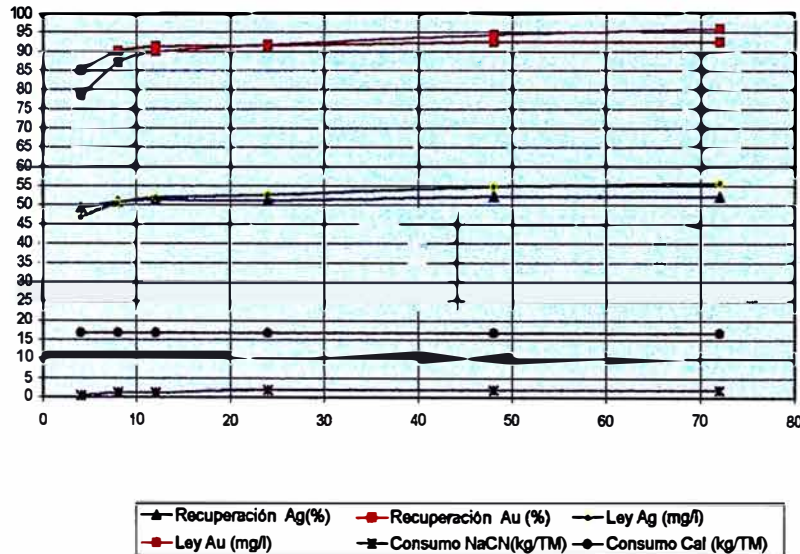
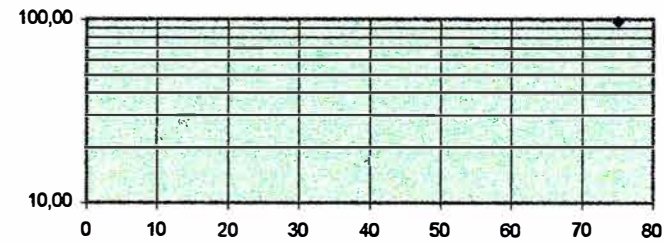


Gráfico N° 43  
Análisis Granulométrico  
Muestra MA2 +m400



Malla	Abertura micrones	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
		+200m	75	2,06	2,06
+400m	38	97,94	97,94	100,00	0,00
-400m		0,00	0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
Total		100,00	100,00		



CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO  
MINERAL COMPÓSITO PLANTA MA2 - Producto - m400 - Dic.99

Cuadro N° 30

**PB1 MA2  
(-m400)**

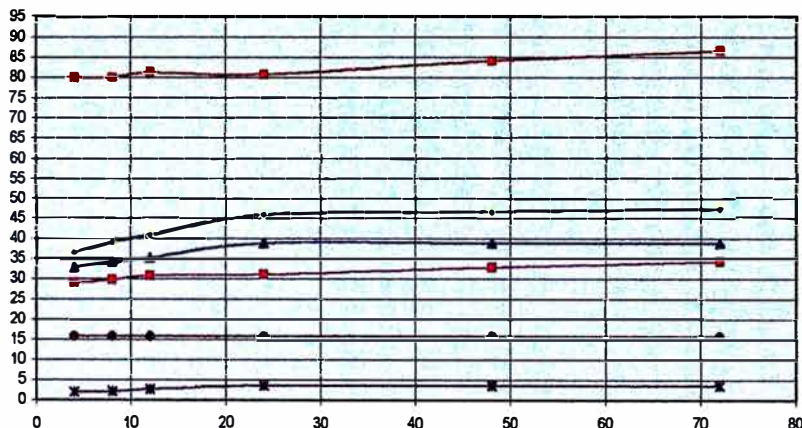
Cianuración		Ley de cabeza analizada (Producto MA2 -m400)	
Peso de mineral (grs.)	1000	Au	9,60
Dilución (L/S)	2	Ag	29,60
pH	11		
Fuerza de NaCN (%)	0,15%	Cal (Kg/TM)	2,00
Tiempo (horas)	72	NaCN (Kg/TM)	0,442
Granulometría	% -200 m 100,00	Rec. Au (%)	86,39
	% -400 m 100,00	Rec. Ag (%)	38,92

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	NaCN	Cons. Reactivos (k/ton)		Levas (ppm.)				Distribución (%)		
				ppm	NaCN	Ca(OH) <sub>2</sub>	Análisis Ag	Reajuste Ag	Análisis Au	Reajuste Au	Ag	Au	
			8										
Sol. Rica 1 (*)	2000,00	4,00	11,50	1350,00	0,240	2,000	4,615	4,615	3,668	3,668	32,73	79,88	
Sol. Rica 2 (*)	1980,00	8,00	11,50	1490,00	0,266	2,000	4,864	4,861	3,706	3,706	34,13	79,91	
Sol. Rica 3 (*)	1960,00	12,00	11,50	1450,00	0,344	2,000	5,023	5,068	3,768	3,804	35,22	81,20	
Sol. Rica 4 (*)	1940,00	24,00	11,50	1400,00	0,442	2,000	5,563	5,654	3,748	3,823	38,89	80,77	
Sol. Rica 5 (*)	1920,00	48,00	11,50	1400,00	0,442	2,000	5,557	5,707	3,909	4,022	38,85	84,10	
Sol. Rica 6 (*)	1900,00	72,00	11,50	1400,00	0,442	2,000	5,570	5,778	4,021	4,175	38,92	86,39	
Residuo	1000,00						17,225	17,225	1,250	1,250	61,08	13,61	
Cabeza Calc.	1000,00							28,203		9,183	100,00	100,00	

(\*) Volumen en cc.

Gráfico N° 44  
MUESTRA DE MINERAL COMPÓSITO PLANTA MA2 -400m  
BOTTLE ROLL TEST

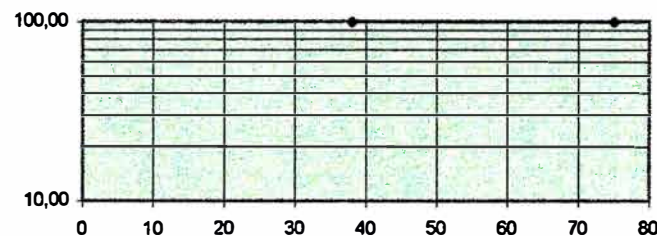


▲ Recuperación Ag (%)    ■ Recuperación Au (%)    — Ley Ag (mg/l)  
 ● Ley Au (mg/l)    ■ Consumo NaCN(kg/TM)    ● Consumo Cal (kg/TM)

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
+200m	75	0,00	0,00	0,00	100,00
+400m	38	0,00	0,00	0,00	100,00
-400m		100,00	100,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
			0,00	100,00	0,00
Total		100,00	100,00		

Gráfico N° 45  
Análisis Granulométrico  
Muestra MA2 -m400





### Conclusiones de las pruebas realizadas:

Se observa que las recuperaciones de oro total se incrementan a grados de molienda bastantes finos (Ver cuadros N°22, N°24 y N°26). Este mineral tratándose en planta lograría una extracción de oro desde los sólidos de 84% - 85% (80% -200m / 60% -400m), pudiendo incrementarse esta extracción a 87% - 88% a granulometrías más finas (95% -200m / 70% -400m). Esto ya ha sido conclusión de los trabajos anteriormente realizados.

Una observación importante es la obtenida de los análisis de valores por mallas en el relave final de cianuración (cuadros N°21, N°23 y N°25) en la que las leyes de oro en el relave general a disminuyen a tamaños de partícula cada vez menores, y es bajo la malla 400 es donde se encuentran leyes por debajo del 1.5 g/TM. Nosotros buscamos conseguir leyes aún más bajas al 1.5 g/TM.

Lo expuesto en el párrafo anterior, nos indicaría que la malla 400 estaría definiendo dentro del circuito de molienda – clasificación de planta, una posible malla de corte para el mineral que se viene procesando en estos momentos.

El esquema de trabajo mostrado en el gráfico N°41 tiene por finalidad mostrar como se ha realizado la evaluación de la malla 400 como malla de corte, simulando un sistema de molienda – clasificación en donde la totalidad de muestra final obtenida constituiría el overflow de clasificación de nuestro esquema, equivalente al producto final de molienda en planta.

Los resultados de extracciones de oro obtenidos en este trabajo nos indica que a través de una adecuada clasificación, clasificando y separando el producto <400m para su cianuración, podríamos retirar del circuito aquella fracción del mineral que no requiere reingresar al circuito. Lográndose las extracciones máximas de oro de 88%, con un producto final de molienda que tenga una granulometría de 95%-100% -200m / 70%- 85% -400m.

Todas las conclusiones dadas anteriormente, nos estarían definiendo la necesidad de mejorar la clasificación en el circuito de molienda en planta “Marañón”, mediante un adecuado redimensionamiento de hidrociclones, principalmente en los circuitos de remolienda. Mejorando la clasificación reduciríamos el by pass a los molinos (material que no requiere reingresar al circuito), como consecuencia la carga de éstos, mejorando así la molienda.

#### **4.2.5. TRABAJO N°05:**

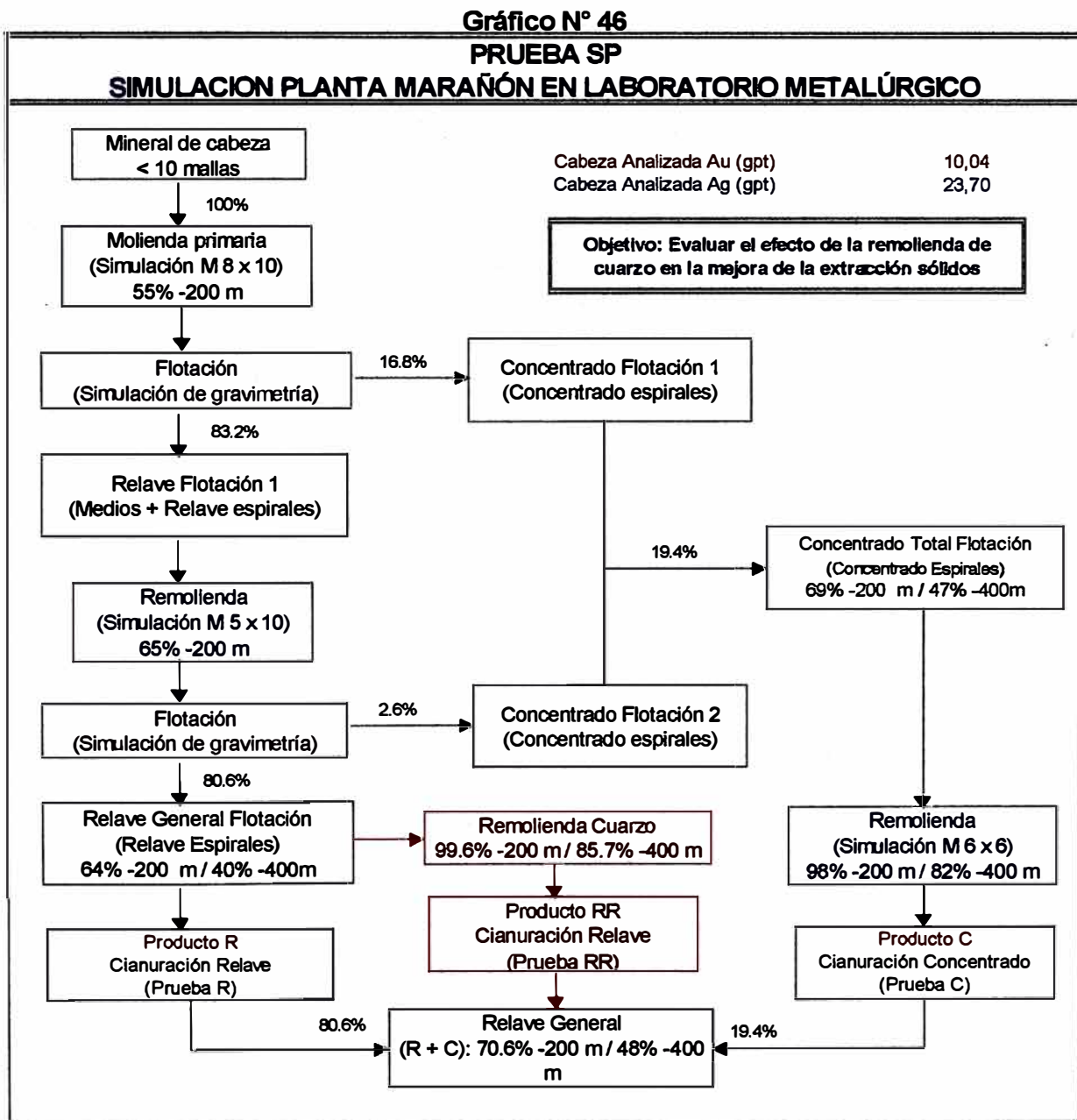
##### **“Simulación en LIM del circuito de Molienda – Concentración – Remolienda de planta Marañón”**

En el transcurso del desarrollo de los distintos trabajos realizados en laboratorio metalúrgico, y que han sido detallados anteriormente, se realizó una modificación en el circuito de remolienda de concentrados, consistente en la reducción de los r.p.m. de operación del M 6’x6’. Con esto se logró mejorar sustancialmente la remolienda de concentrados, el overflow en el circuito del M 6’x6’ logró alcanzar

el 95% -200m / 80% -400m deseado. Los concentrados en planta sólo constituyen 1/3 ó 1/5 del total por lo que aún con esta mejora no se conseguía la granulometría final deseada en el relave general.

Después de haber realizado esta mejora en el circuito de remolienda de concentrados, uno de los últimos trabajos desarrollados en el laboratorio de investigaciones metalúrgicas fue el realizar una simulación del circuito total de molienda – concentración – remolienda, con el objetivo de determinar si la remolienda del cuarzo, conocido con el nombre de relave espirales en el circuito, era necesaria para una mejora en la extracción de oro.

A continuación se presenta el esquema del trabajo desarrollado:



**PRUEBA SP**  
**SIMULACION PLANTA MARAÑÓN EN LABORATORIO METALÚRGICO**

Cabeza Analizada Au (gpt) 10,04  
 Cabeza Analizada Ag (gpt) 23,70

**Objetivo: Evaluar el efecto de la remolienda de cuarzo  
 en la mejora de la extracción sólidos**

**BALANCE - REPORTE DE PRUEBAS EXPERIMENTALES**

**Cuadro N°31**

**Molienda - Concentración - Cianuración (Productos R - C / Sin Remolienda de cuarzo)**

PRUEBA EXPERIMENTAL	PRODUCTO	Peso / Volumen	Peso (%) / Dilución	LEYES (ppm)		RECUP. (%)		
				Ag	Au	Ag	Au	
CONCENTRACIÓN	Concentrado	964,30	19,38	92,300	47,000	70,69	93,20	
	Relave	4011,30	80,62	9,200	0,825	29,31	6,80	
	<b>Cabeza Calculada Total 1</b>	<b>4975,60</b>	<b>100,00</b>	<b>25,305</b>	<b>9,774</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	
CIANURACIÓN	Cianuración Concentrado (80% -400m)	S.Rica	976,40	4,89	8,541	8,738	39,27	88,05
		Relave	199,60	1,00	64,600	5,800		
		Cab. Calc.			106,378	48,544		
	Cianuración Relave (40% -400m)	S.Rica	294,50	0,98	1,352	0,504	13,68	47,40
		Relave	299,50	1,00	8,400	0,550		
Cab. Calc.				9,729	1,046			
<b>Cabeza Calculada Total 2</b>			<b>28,461</b>	<b>10,251</b>				
RESULTADO FINAL	<b>Cabeza Calc. Total</b>			<b>26,88</b>	<b>10,013</b>			
	<b>Extracción Sólidos Total</b>					<b>31,77</b>	<b>85,29</b>	
	<b>Ley de relave general</b>			<b>18,34</b>	<b>1,47</b>			

**Cuadro N°32**

**Molienda - Concentración - Cianuración (Productos RR - C / Con Remolienda de cuarzo)**

PRUEBA EXPERIMENTAL	PRODUCTO	Peso / Volumen	Peso (%) / Dilución	LEYES (ppm)		RECUP. (%)		
				Ag	Au	Ag	Au	
CONCENTRACIÓN	Concentrado	964,30	19,38	92,300	47,000	70,69	93,20	
	Relave	4011,30	80,62	9,200	0,825	29,31	6,80	
	<b>Cabeza Calculada Total 1</b>	<b>4975,60</b>	<b>100,00</b>	<b>25,305</b>	<b>9,774</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	
CIANURACIÓN	Cianuración Concentrado (80% -400m)	S.Rica	976,40	4,89	8,541	8,738	39,27	88,05
		Relave	199,60	1,00	64,600	5,800		
		Cab. Calc.			106,378	48,544		
	Cianuración Relave (86% -400m)	S.Rica	296,70	0,99	1,838	1,147	18,38	80,50
		Relave	299,80	1,00	8,075	0,275		
Cab. Calc.				9,894	1,410			
<b>Cabeza Calculada Total 2</b>			<b>28,593</b>	<b>10,545</b>				
RESULTADO FINAL	<b>Cabeza Calc. Total</b>			<b>26,95</b>	<b>10,180</b>			
	<b>Extracción Sólidos Total</b>					<b>33,15</b>	<b>87,54</b>	
	<b>Ley de relave general</b>			<b>18,02</b>	<b>1,27</b>			

**Cuadro N°33**

**Molienda - Concentración - Cianuración (Con remolienda de cuarzo y concentrado)**

PRUEBA EXPERIMENTAL	PRODUCTO	Peso / Volumen	Peso (%) / Dilución	LEYES (ppm)		RECUP. (%)		
				Ag	Au	Ag	Au	
CONCENTRACIÓN	Concentrado	964,30	19,38	92,300	47,000	70,69	93,20	
	Relave	4011,30	80,62	9,200	0,825	29,31	6,80	
	<b>Cabeza Calculada Total 1</b>	<b>4975,60</b>	<b>100,00</b>	<b>25,305</b>	<b>9,774</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	
CIANURACIÓN	Cianuración Concentrado (90% -400m)	S.Rica	852,90	4,25	10,195	9,993	39,71	87,97
		Relave	200,90	1,00	65,700	5,800		
		Cab. Calc.			108,980	48,224		
	Cianuración Relave (86% -400m)	S.Rica	296,70	0,99	1,838	1,147	18,38	80,50
		Relave	299,80	1,00	8,075	0,275		
Cab. Calc.				9,894	1,410			
<b>Cabeza Calculada Total 2</b>			<b>29,097</b>	<b>10,483</b>				
RESULTADO FINAL	<b>Cabeza Calc. Total</b>			<b>27,20</b>	<b>10,128</b>			
	<b>Extracción Sólidos Total</b>					<b>33,46</b>	<b>87,46</b>	
	<b>Ley de relave general</b>			<b>18,10</b>	<b>1,27</b>			

### Conclusiones de las pruebas realizadas:

De acuerdo al cuadro N°31 que presenta los resultados simulando el circuito de molienda tal y como opera planta, con granulometrías para el concentrado de 95% -200m / 80% -400m y para el cuarzo (medios + relave espirales) de 65% -200m / 45% -400m, se obtienen extracciones de oro que se encuentran alrededor del 86% coincidente con las extracciones obtenidas en planta "Marañón" el mes que se obtuvo la muestra para los trabajos realizados.

El cuadro N°32 muestra los resultados que se obtendrían si se consiguiese remoler aún más el cuarzo del mineral tratado en planta, llevándolo a granulometrías que superen el 95% -200m / 80% -400m. Los resultados muestran que es posible un incremento del 2% en la extracción de oro desde los sólidos hasta 87%.

Asumiendo que podamos incrementar la extracción no en un 2% si no en 1%. Este 1% adicional de oro extraído significaría un aumento en la producción de:

$$0.01 \times 10 \text{ g/TM} \times 600 \text{ TM/d} / 31.1 \text{ g/oz.} \times 0.9 = 1.7 \text{ oz. Au /día} = 51 \text{ oz. Au /mes}$$

Un adecuado estudio de optimización del circuito nos podría indicar cuánto más fino podríamos moler en planta "Marañón" mediante el uso de los equipos actuales, y la factibilidad de realizar implementaciones y/o cambios de acuerdo al % extracción de oro adicional logrado.

Es necesario remarcar que sólo la 1/5 ó 1/3 parte del mineral tratado es concentrado, dada la poca proporción de este producto se puede mejorar la remolienda del mismo con unos simples cambios y/o mejoras en el circuito de M 6'x6'.

Sin embargo mejorar la remolienda del resto de mineral (medios + relave espirales) mediante el uso de equipos actuales para lograr la granulometría final requerida es muy difícil. Pero se considera que es posible lograr mejorar tal remolienda hasta lograr granulometrías de 60% a 70% -400m, lo que significaría obtener un producto final de molienda con 63% a 64% -400m.

El cuadro N°33 muestra los resultados obtenidos sobre moliendo todavía más los concentrados, con el objetivo de determinar si existía una posibilidad de mejora en la extracción de oro con ello. Se observa que no existió ningún incremento sustancial en la extracción de oro, se mantuvo en 87%, lo que significa que la granulometría alcanzada en los concentrados (80% -400m) es la requerida.



## **CAPÍTULO V**

### **CIRCUITO DE MOLIENDA**

#### **“Planta Marañón”**

**R**eferirse a la molienda como un factor determinante en la recuperación de oro no sólo significa hablar de un producto que busca la liberación de los valores y ponerlos aptos para su recuperación sino el considerarla como el parámetro base más importante que incide en la recuperación de tales valores.

Los distintos trabajos de investigación realizados a nivel laboratorio con el objetivo de determinar los factores que nos permitan mejorar la extracción de oro en CMPSA, señalaron desde un principio la incidencia que tiene la molienda sobre el mineral procesado en planta "Marañón" para lograr este incremento en la recuperación de oro.

Durante el desarrollo de estos trabajos de investigación, cuyos resultados nos indicaban la necesidad de mejorar la molienda en nuestro circuito de tratamiento, se empezaron a realizar en planta "Marañón" una serie de cambios y/o modificaciones con el objetivo de mejorar principalmente la remolienda de los productos de concentración gravimétrica (remolienda de concentrados en el circuito del molino 6' x 6', y remolienda de medios cuarzo en el circuito del molino 5' x 10').

Hasta el año 1998 e inicios del año 1999, en planta se lograba un grado de molienda de 70% -200m (74  $\mu\text{m}$ ) con una extracción de oro alrededor de 88%. Las investigaciones para mejorar la recuperación hasta un 2% reportaron que se requiere alcanzar granulometrías alrededor el 80% -400m (38  $\mu\text{m}$ ), lo cual se supone es difícil lograr mediante el uso de los equipos con los que actualmente se opera principalmente por limitaciones de capacidad.

En el presente capítulo se describirá en forma breve las modificaciones realizadas en el circuito, los resultados y/o beneficios obtenidos con estas modificaciones, se presentará también una evaluación del circuito de molienda realizado a partir de un muestreo total del mismo, y finalmente se plantearán las acciones a tomar para lograr el objetivo deseado que es “mejorar aún más la molienda en el circuito”.

#### **5.1. CAMBIOS Y/O MEJORAS EN EL CIRCUITO DE REMOLIENDA:**

Los cambios y/o modificaciones realizados en los circuitos de remolienda de los productos de concentración gravimétrica fueron:

Se redujo la velocidad de operación del M 6'x 6' de 23.05 rpm (73.5% Vc) a 20.68 rpm (66.0% Vc). Para ello se realizó un simple cambio reduciendo el diámetro de poleas del motor del molino. Este trabajo lo realizó el mismo personal de mantenimiento con que cuenta planta sin costo alguno.

Se incrementó el tratamiento del relave de los espirales (cuarzo) en el circuito de remolienda, para lo cual se aumentó al circuito del M 5'x 10' el ingreso de 01 banco de espirales (antes se trataban sólo 03). Para este trabajo fue necesario incrementar la capacidad de bombeo de la pulpa desde el cajón de descarga de este molino hacia el ciclón D10.

Al aumentarse el tratamiento del relave de espirales se produjo una sobrecarga en el circuito del M 5'x 10' por lo que fue necesario distribuir dicha carga de tratamiento en el circuito del M 6'x 6'. Es decir, si antes en el M 6'x 6' se remolía sólo concentrados ahora se remuele concentrados y algo de medios, y en el M 5' x 10' ahora se remuele medios y relave de espirales. Tener en cuenta que antes el relave espirales era producto final del circuito de molienda y no ingresaba a remolienda.

Con los cambios realizados en los circuitos de remolienda fue posible mejorar la molienda para obtener granulometrías más finas en el producto final del circuito pero sin alcanzar los niveles deseados.

## **5.2. EVALUACIÓN DEL CIRCUITO TOTAL DE MOLIENDA:**

Después de los cambios y/o modificaciones hechos en el circuito de molienda de planta "Marañón", fue necesario el programar y realizar un muestreo total del mismo circuito para evaluar los resultados conseguidos con tales modificaciones, así como el determinar que otros posibles cambios se pueden realizar para continuar mejorando la molienda del mineral procesado en planta, sin que éstos impliquen mayor inversión.

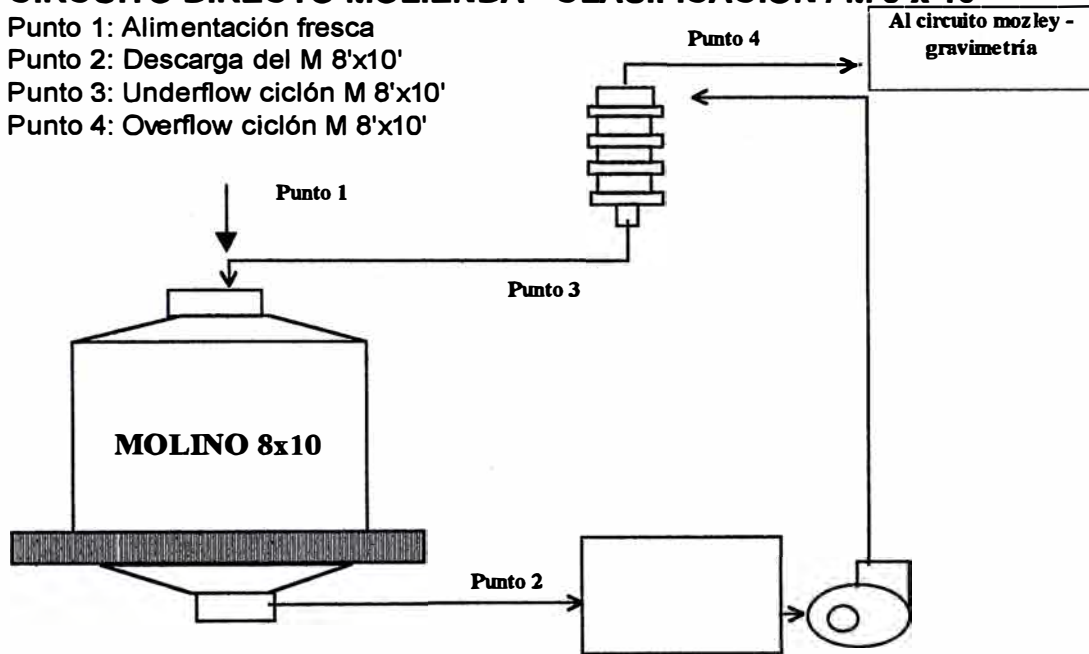
La evaluación del circuito consistió en la realización de un balance de materia y ajuste del mismo, determinación de consumos de energía, work index, eficiencias en molienda, radios de reducción, tiempos de retención, eficiencias en la clasificación, by pass, carga circulante, etc. cuyos resultados son presentados a continuación.

Los cálculos realizados para el balance y evaluación total del circuito de molienda son presentados en el Anexo N°02.

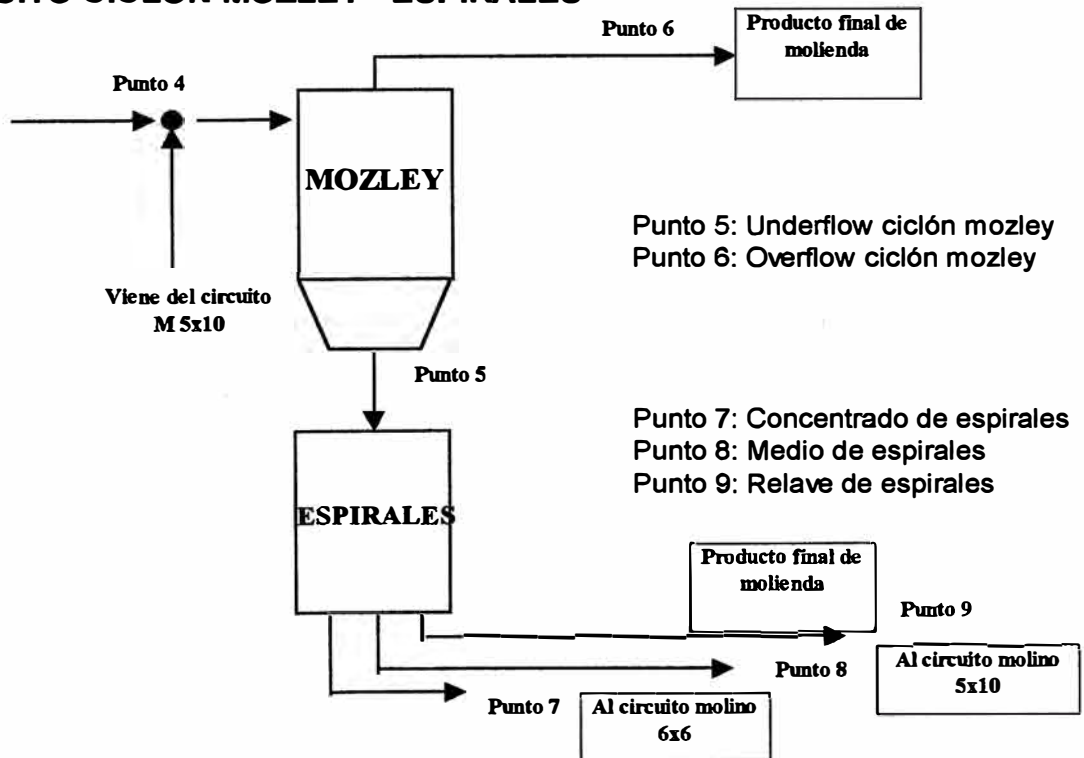
PUNTOS DE MUESTREO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA - PLANTA MARAÑÓN

**CIRCUITO DIRECTO MOLIENDA - CLASIFICACIÓN / M 8 x 10**

- Punto 1: Alimentación fresca
- Punto 2: Descarga del M 8'x10'
- Punto 3: Underflow ciclón M 8'x10'
- Punto 4: Overflow ciclón M 8'x10'



**CIRCUITO CICLÓN MOZLEY - ESPIRALES**



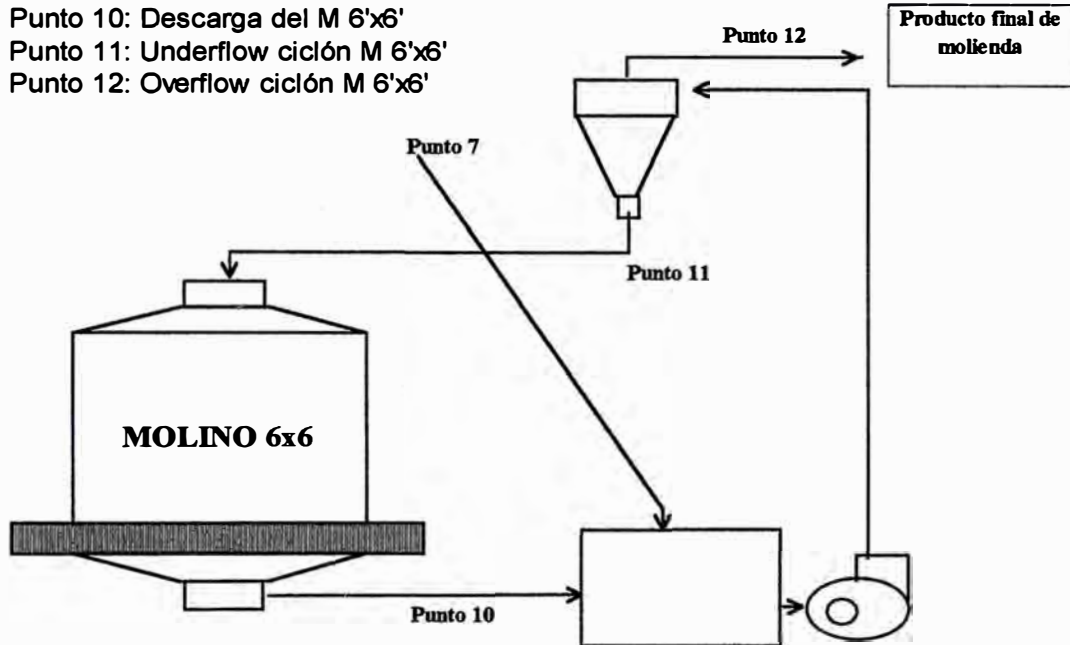
## PUNTOS DE MUESTREO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA - PLANTA MARAÑON

### CIRCUITO INVERSO MOLIENDA - CLASIFICACIÓN / M 6 x 6

Punto 10: Descarga del M 6'x6'

Punto 11: Underflow ciclón M 6'x6'

Punto 12: Overflow ciclón M 6'x6'



### CIRCUITO INVERSO MOLIENDA - CLASIFICACIÓN / M 5 x 10

Punto 13: Descarga del M 5'x10'

Punto 14: Underflow ciclón M 5'x10'

Punto 15: Overflow ciclón M 5'x10'

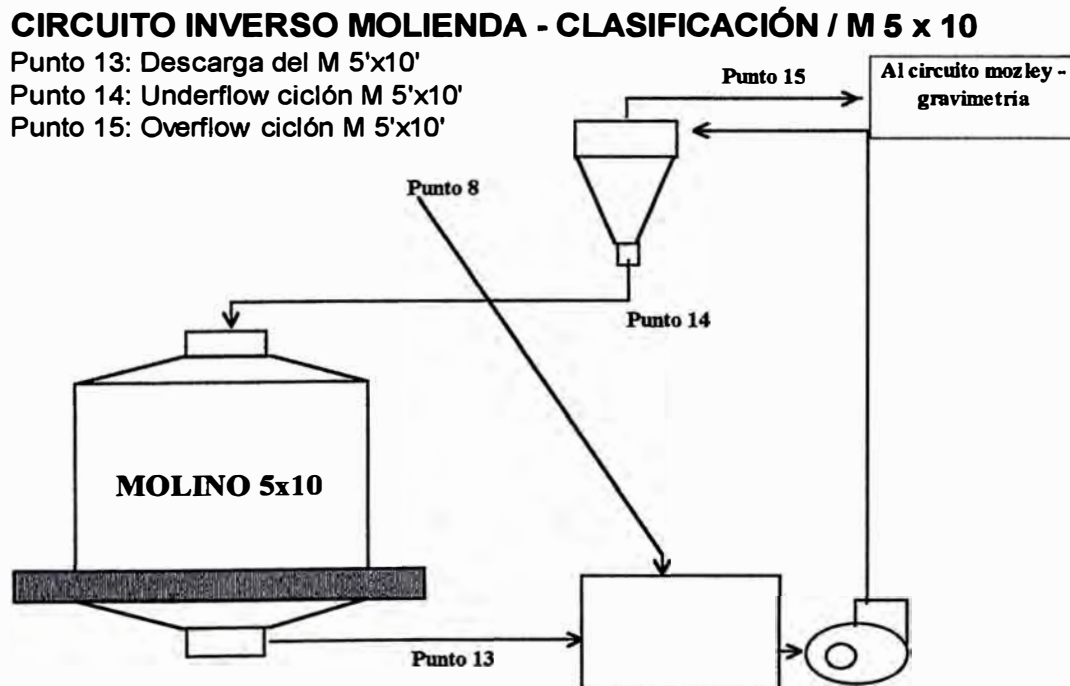
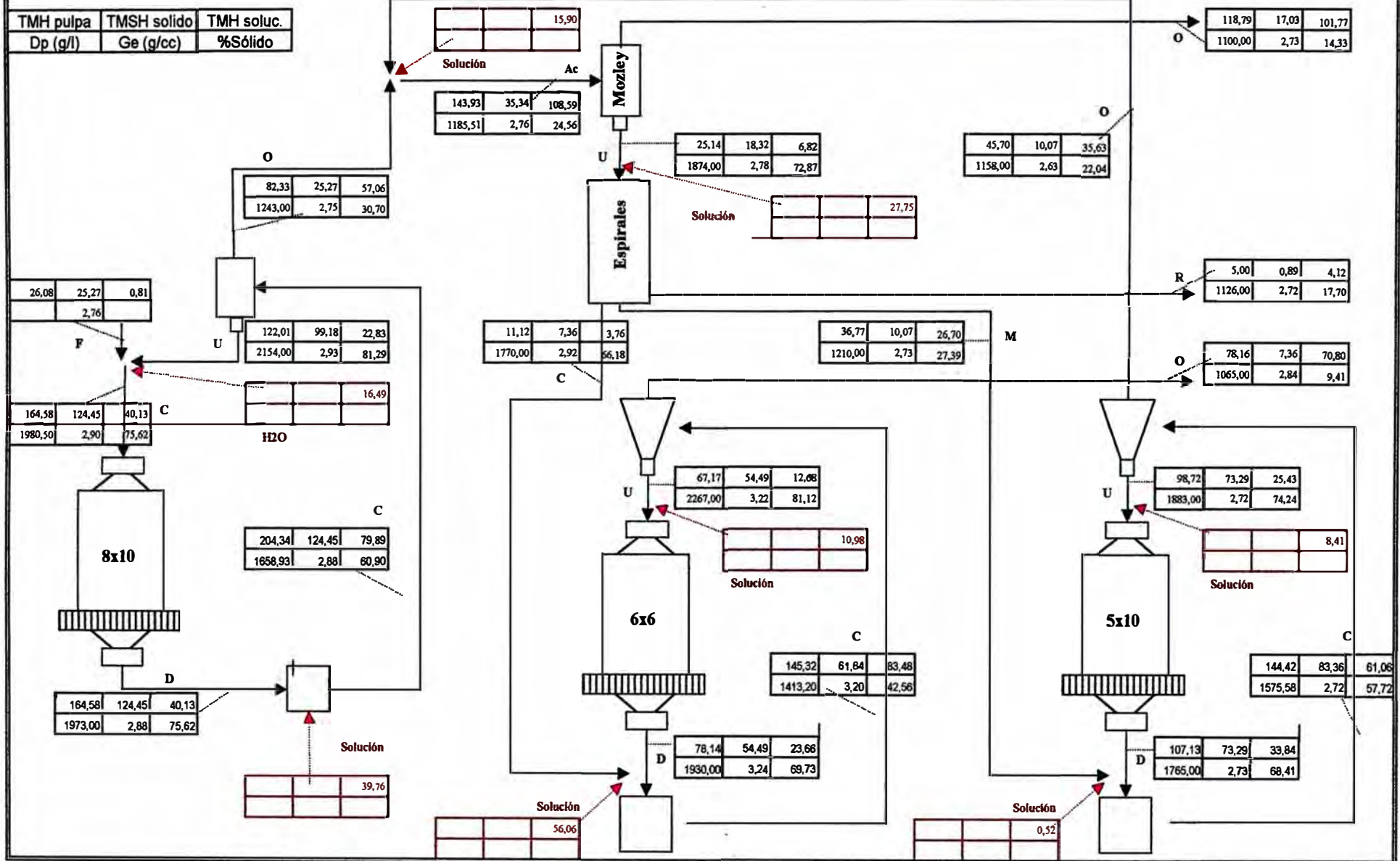




Gráfico N° 47

RESULTADOS DE LA EVALUACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA - BALANCE DE MATERIA



Cuadro N° 34

RESUMEN DE RESULTADOS - CIRCUITO MOLIENDA			
MOLINO 8'x10'			
DESCRIPCION	28-mar-00	Unidades	Circuito
Alimento fresco al circuito	25,27	TMSPH	
Carga circulante promedio	3,215		
Carga circulante ajustada	3,925		
F(80) alimento al circuito	7803,4	micrones	
P(80) finos ciclón	193,2	micrones	
F(80) alimento al m 8'x10'	1917,9	micrones	Molienda
P(80) descarga m 8'x10'	1024,8	micrones	M 8'x10'
Rr circuito cerrado	40,38		
Rr molino 8'x10'	1,87		
Wi operativo sistema	15,55	Kw-h/TMS	
Wi operativo molino	22,79	Kw-h/TMS	
Tiempo de molienda	3,40	minutos	
Velocidad crítica	27,15	rpm	
Velocidad de operación	21,28	rpm	
Presión de entrada	15,00	PSI	BA7
Diámetro del apex calculado	78,53	mm	
Diámetro del apex medido	75,00	mm	
Diámetro del vortex medido	95,00	mm	
D50 real	39,19	micrones	
D50 calculado	79,9	micrones	
Corto circuito (Bypass)	28,57	%	Clasific.
Eficiencia de clasificación	57,08	%	FP D15"
Alimento ciclón	TMSH 124,45	TMSPH	
	G.esp. 2,88	g/cc	
	% sólidos 60,91	%	
Underflow ciclón	TMSH 99,18	TMSPH	
	G.esp. 2,93	g/cc	
	% sólidos 81,29	%	
Overflow ciclón	TMSH 25,27	TMSPH	
	G.esp. 2,75	g/cc	
	% sólidos 30,70	%	
-100m	70,69	%	Resumen
-200m	50,63	%	mallas o/f

Cuadro N° 35

RESUMEN DE RESULTADOS - CIRCUITO CLASIFICACIÓN			
GRAVIMETRÍA - Mozley / Espirales			
DESCRIPCION	28-mar-00	Unidades	Circuito
Presión de entrada	15,00	PSI	
Diámetro del apex calculado	45,09		
Diámetro del apex medido	45,00	mm	
Diámetro del vortex medido	85,00	mm	
D50 real	52,51	micrones	
D50 calculado	61,7	micrones	
Corto circuito (Bypass)	6,28	%	Clasific.
Eficiencia de clasificación	64,68	%	FP D10"
Alimento ciclón	TMSH 35,34	TMSPH	
	G.esp. 2,76	g/cc	
	% sólidos 24,56	%	
Underflow ciclón	TMSH 18,32	TMSPH	
	G.esp. 2,78	g/cc	
	% sólidos 72,87	%	
Overflow ciclón	TMSH 17,03	TMSPH	
	G.esp. 2,73	g/cc	
	% sólidos 14,33	%	
-200m	85,26	%	Resumen
-400m	60,91	%	mallas o/f
Conc. Espirales	TMSH 7,36	TMSPH	
	G.esp. 2,92	g/cc	
	% sólidos 66,18	%	
Medio Espirales	TMSH 10,07	TMSPH	
	G.esp. 2,73	g/cc	
	% sólidos 27,39	%	
Relave Espirales	TMSH 0,89	TMSPH	
	G.esp. 2,72	g/cc	
	% sólidos 17,70	%	
-200m	18,68	%	Resumen
-400m	9,99	%	mallas Rlve.

Cuadro N° 36

RESUMEN DE RESULTADOS - CIRCUITO REMOLIENDA			
Concetrado Espirales - MOLINO 6'x6'			
DESCRIPCION	28-mar-00	Unidades	Circuito
Alimento fresco al circuito	7,36	TMSPH	Molienda M 6'x6'
Carga circulante promedio	7,396		
Carga circulante ajustada	7,405		
F(80) alimento al circuito	262,0	micrones	
P(80) finos ciclón	78,3	micrones	
F(80) alimento al m 6'x6'	190,9	micrones	
P(80) descarga m 6'x6'	166,0	micrones	
Rr circuito cerrado	3,34		
Rr molino 6'x6'	1,15		
Wi operativo sistema	19,08	Kw-h/TMS	
Wi operatico molino	25,10	Kw-h/TMS	
Tiempo de molienda	3,00	minutos	
Velocidad crítica	31,35	rpm	
Velocidad de operación	20,68	rpm	
Presión de entrada		PSI	Clasific. Cónico D-10"
Diámetro del apex calculado	61,93		
Diámetro del apex medido	54,00	mm	
Diámetro del vortex medido	80,00	mm	
D50 real	10,96	micrones	
D50 calculado	12,9	micrones	
Corto circuito (Bypass)	15,19	%	
Eficiencia de clasificación	47,62	%	
Alimento ciclón	TMSH 61,84	TMSPH	
	G.esp. 3,20	g/cc	
	% sólidos 42,56	%	
Underflow ciclón	TMSH 54,49	TMSPH	
	G.esp. 3,22	g/cc	
	% sólidos 81,12	%	
Overflow ciclón	TMSH 7,36	TMSPH	
	G.esp. 2,84	g/cc	
	% sólidos 9,41	%	
-200m	76,71	%	Resumen
-400m	44,13	%	mallas o/f

Cuadro N° 37

RESUMEN DE RESULTADOS - CIRCUITO REMOLIENDA			
Medio Espirales - MOLINO 5'x10'			
DESCRIPCION	28-mar-00	Unidades	Circuito
Alimento fresco al circuito	10,07	TMSPH	Molienda M 8'x10'
Carga circulante promedio	7,299		
Carga circulante ajustada	7,276		
F(80) alimento al circuito	279,3	micrones	
P(80) finos ciclón	121,5	micrones	
F(80) alimento al m 5'x10'	237,5	micrones	
P(80) descarga m 5'x10'	214,9	micrones	
Rr circuito cerrado	2,30		
Rr molino 5'x10'	1,11		
Wi operativo sistema	27,25	Kw-h/TMS	
Wi operatico molino	34,70	Kw-h/TMS	
Tiempo de molienda	2,14	minutos	
Velocidad crítica	34,35	rpm	
Velocidad de operación	24,90	rpm	
Presión de entrada	10,00	PSI	Clasific. Cónico D-10"
Diámetro del apex calculado	81,57		
Diámetro del apex medido	58,00	mm	
Diámetro del vortex medido	79,00	mm	
D50 real	18,54	micrones	
D50 calculado	40,2	micrones	
Corto circuito (Bypass)	41,65	%	
Eficiencia de clasificación	51,44	%	
Alimento ciclón	TMSH 83,36	TMSPH	
	G.esp. 2,72	g/cc	
	% sólidos 57,72	%	
Underflow ciclón	TMSH 73,29	TMSPH	
	G.esp. 2,72	g/cc	
	% sólidos 74,24	%	
Overflow ciclón	TMSH 10,07	TMSPH	
	G.esp. 2,63	g/cc	
	% sólidos 22,04	%	
-200m	51,57	%	Resumen
-400m	26,66	%	mallas o/f



## CONCLUSIONES:

### **Circuito de molienda primaria (M 8'x 10'): Ver cuadro N°34**

Por los resultados obtenidos, el circuito de molienda primaria en planta está trabajando en buenas condiciones: Los valores de carga circulante, radios de reducción del circuito y del molino se encuentran dentro de los valores normales estándares. Niveles de work index aceptables. Diámetros de apex calculado y medido bastante cercanos. Eficiencia en la clasificación alrededor del 60%.

Se recomienda no hacer cambios en este circuito, lo único es revisar los parámetros de operación en el momento del muestreo para mantener tales condiciones y operar el circuito debidamente.

### **Circuito clasificación - gravimetría (Mozley - Espirales): Ver cuadro N°35**

Inicialmente, antes de la evaluación, se pensó atacar la clasificación de los Mozley redimensionando los mismos de tal forma de reducir el by pass de finos que llegaban a la sección remolienda, y así reducir la carga que ingresaba a esta etapa.

Los resultados de la evaluación muestran que el circuito de clasificación de los ciclones mozley viene operando adecuadamente: Diámetros de apex requeridos. By pass de finos cercano a 6% que es bastante bajo. Eficiencias de clasificación mayores al 65%.

Respecto al circuito de gravimetría no hay mayor comentario, dado que el uso de los espirales gravimétricos simplemente cumplen la función de obtener 02 productos de concentración (concentrados y cuarzo) para permitirnos lograr una remolienda selectiva de los mismos.

Igual que en el circuito de molienda primaria, se recomienda no hacer cambios en el circuito clasificación – gravimetría. Asimismo revisar los parámetros de operación en el momento del muestreo para mantener las condiciones adecuadas.

### **Circuito de remolienda de concentrados (M 6'x 6') y Circuito de remolienda de cuarzo (M 5'x 10'): Ver cuadro N°36 y N°37**

De los resultados obtenidos en la evaluación del circuito de remolienda, se observan valores de radios de reducción del circuito y del molino bastante bajos, principalmente en el circuito del molino 5' x 10', % sólidos en la alimentación al ciclón bastante altos. Niveles de work index aceptables. Diámetros de apex calculado y medido muy diferentes. By pass altos y por consiguiente cargas circulantes elevadas.



Se recomienda mejorar las condiciones de clasificación en los circuitos de remolienda (posible redimensionamiento y cambio de hidrociclones)

Los cambios realizados para tratar aproximadamente las 13 TMH de este producto en los circuitos de remolienda de forma distribuida, han hecho que:

El tonelaje del overflow de los ciclones mozley, otro de los productos finales del circuito, se incrementa de 8 TMH a 17 TMH.

El tonelaje de tratamiento en el circuito de concentrados (molino 6'x 6') se incrementa de 4 TMH a 7 TMH.

EL tonelaje tratado en el circuito de medios (molino 5'x 10') se incrementa de 7 TMH a 11 TMH.

Y en conjunto han logrado mejorar la molienda del mineral tratado en planta Marañón, reflejado en la granulometría del relave general en planta que de 70% a 72% -200m ha alcanzado el 83% a 85% -200m., equivalente a un 62% a 63% -400m.

Pese a estas mejoras, todavía nos encontramos a un 18% del 80% -400m requerido para lograr las mayores extracciones de oro, por lo que queda todavía evaluar la posibilidad de realizar otros cambios que nos permitan afinar más la molienda dentro de nuestro circuito.

Por los resultados obtenidos de la evaluación total del circuito de molienda en planta, el trabajo de mejoras en el circuito de molienda de planta se traslada a la sección de remolienda de concentrados y medios, principalmente en el circuito del M 5' x 10'.

Lo que buscaremos es primero ajustar y mantener los parámetros de operación actuales de tal forma que la operación desde molienda primaria hasta gravimetría se lleve adecuadamente, y seguido trasladar el trabajo de mejoras en el circuito a las secciones de remolienda de concentrados en el M 6'x 6' y remolienda de cuarzo en el M 5'x 10'. Por ejemplo afinando los cortes en ambos circuitos a través de un redimensionamiento de ciclones.

## CAPÍTULO VI

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

La importancia de manejar y llevar la operación de tratamiento de minerales auríferos a la par con el desarrollo de los trabajos de investigación y controles metalúrgicos han hecho que durante los tres años de constante labor a nivel laboratorio en CMPSA nos permitan mejorar a nivel industrial el control de parámetros operativos pese a las limitaciones de instrumentación y/o control en línea con los que no cuenta planta Marañón.

Las conclusiones a las que se pudo llegar, después de analizar los resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas desarrolladas, de la evaluación del circuito de molienda, y de los cambios realizados en fueron las siguientes:

En la operación hemos logrado controlar la adición de reactivos, tales como cal y NaCN, mediante mediciones en puntos determinados del circuito; el pH lo mantenemos entre 10.5 a 11.0, la fuerza de NaCN alrededor de 650 a 700 ppm en molienda y 400 a 500 ppm en agitadores.

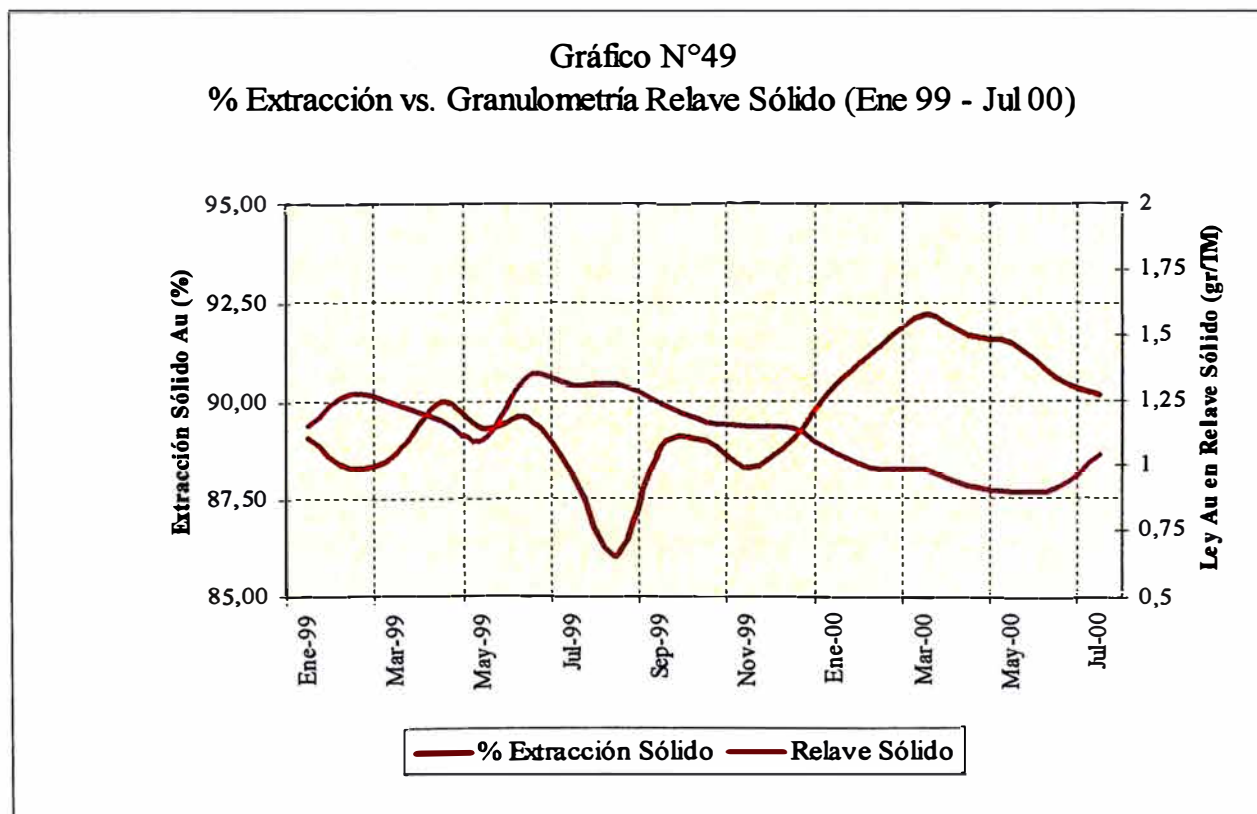
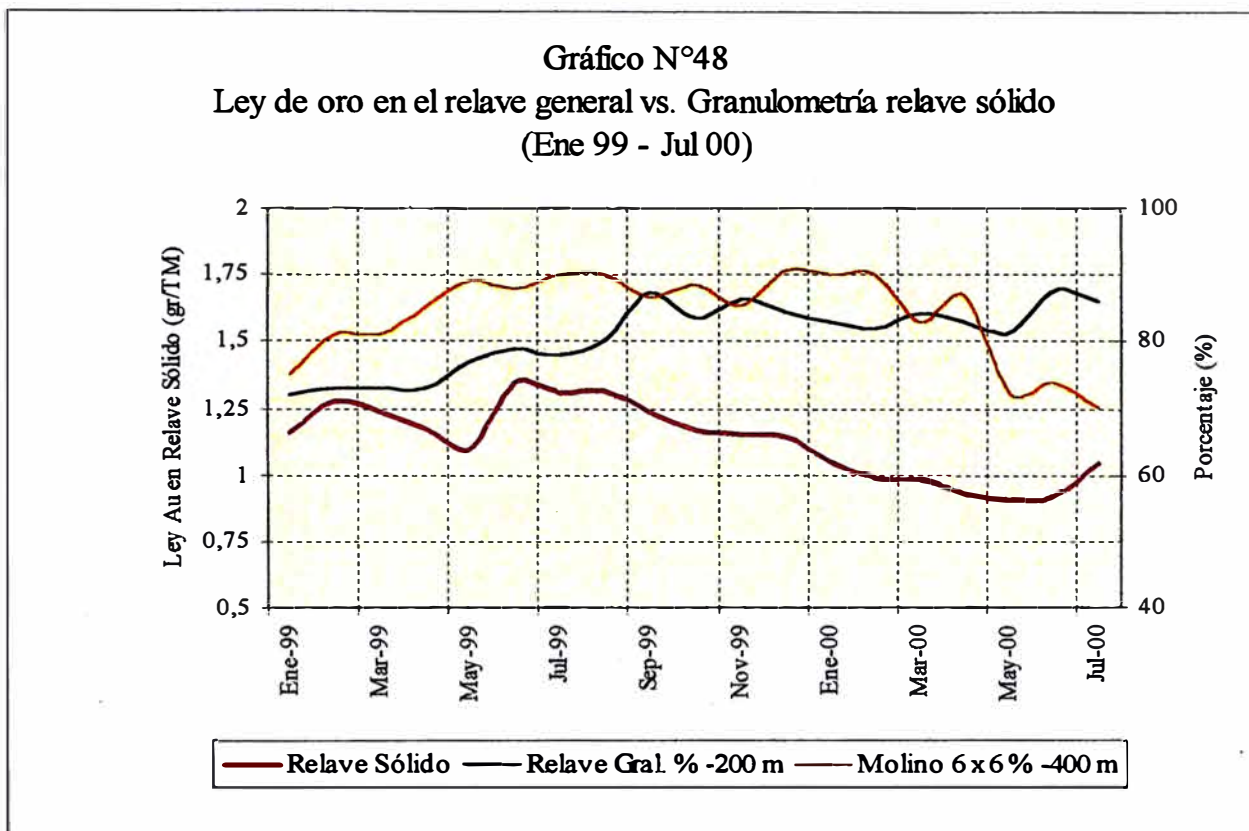
Por falta de equipamiento, no se realizaron pruebas a nivel laboratorio para determinar el nivel de oxígeno disuelto necesario en operación para acelerar la cinética de cianuración. Las diferentes pruebas señalaban que el tiempo de retención total en planta Marañón era suficiente para alcanzar las máximas extracciones de oro.

Los trabajos de investigación se centralizaron principalmente en evaluar la molienda como factor determinante en el incremento de la extracción de oro en planta. La principal mejora se ha logrado con los cambios realizados en el circuito de remolienda, que sin haber implicado algún tipo de inversión ni aumento de costos operativos, permitieron mejorar la remolienda de los productos de concentración gravimétrica y consecuentemente la granulometría del relave general de planta que antes se encontraba alrededor del 70% -200 mallas y actualmente alcanza el 83% -200 mallas y/o 63% -400 mallas.

La mayor disolución de oro en nuestro circuito se realiza durante la molienda del mineral, en esta etapa se logra alrededor del 77% de extracción de oro.

Uno de los principales indicadores de haber conseguido una mejora en la operación es la reflejada en la ley de oro del relave sólido en planta Marañón. Si antes ésta se encontraba alrededor de 1.25 a 1.50 g/TM Au, después de los cambios y/o mejoras en el circuito ésta logra mantenerse sin ningún problema oscilando por debajo de 1.0 y 1.1 g/TM. (Gráfico N°48). Esto pese a la variabilidad del mineral procesado en planta.

De igual forma las extracciones de oro que en los últimos meses se logran en planta Marañón logran mantenerse sin dificultad por encima del 90%, a lo que antes estas oscilaban alrededor de 89%. (Gráfico N°49).



El año 2000, ha sido un año con muchas discontinuidades en cuanto al tratamiento del mineral en planta Marañón. Sólo de Enero a Julio del 2000 se han procesado 101336 TM de mineral que significan un tratamiento promedio de 495 TMD frente a las 600 TMD para la cual está diseñada planta Marañón. Así mismo la ley de oro promedio en la cabeza durante estos meses ha sido de 10.979 g/TM debiendo encontrarse esta alrededor de los 12 g/TM. La ley de oro promedio en el relave lograda durante estos meses se encontró en 0.973 g/TM significando una extracción de sólidos promedio de 91.14%. (Ver cuadro N° 38).

Cuadro N° 38  
**DATA HISTORICA PLANTA MARAÑÓN (1999 - 2000)**

	TRATAMIENTO MENSUAL (TMS)	LEYES (gr/TMS)		
		Cabeza Calculada	Relave Sólido	% Extracción Sólido
ene-99	17380	10,610	1,160	<b>89,07</b>
feb-99	12846	10,950	1,280	<b>88,31</b>
mar-99	17822	10,895	1,235	<b>88,66</b>
abr-99	16587	11,733	1,176	<b>89,98</b>
may-99	13312	10,273	1,101	<b>89,28</b>
jun-99	16477	12,929	1,350	<b>89,56</b>
jul-99	16858	10,997	1,308	<b>88,11</b>
ago-99	16585	9,454	1,319	<b>86,05</b>
sep-99	15986	11,053	1,238	<b>88,80</b>
oct-99	15988	10,613	1,168	<b>88,99</b>
nov-99	15751	9,832	1,149	<b>88,31</b>
dic-99	15250	10,418	1,144	<b>89,02</b>
<b>PROMEDIO AÑO 1999</b>	<b>15903,5</b>	<b>10,813</b>	<b>1,219</b>	<b>88,73</b>
ene-00	13677	10,954	1,051	<b>90,41</b>
feb-00	13788	11,456	0,986	<b>91,39</b>
mar-00	13800	12,557	0,983	<b>92,17</b>
abr-00	13838	11,101	0,925	<b>91,67</b>
may-00	15109	10,527	0,903	<b>91,42</b>
jun-00	15175	9,709	0,920	<b>90,52</b>
jul-00	15949	10,546	1,041	<b>90,13</b>
<b>PROMEDIO AÑO 2000</b>	<b>14476,6</b>	<b>10,979</b>	<b>0,973</b>	<b>91,14</b>

Pese a que han existido problemas en la producción de oro por las razones dadas anteriormente, y que ha su vez no permitieron reflejar sustancialmente las mejoras logradas en el proceso, definitivamente el haber mejorado la remolienda del mineral tratado en planta ha contribuido el obtener un beneficio económico mayor al que se hubiese obtenido sin los cambios realizados en nuestro circuito de remolienda.

Consideremos sólo haber conseguido una mejora de 1% en la extracción de oro después de las modificaciones y cambios en el circuito de molienda. Esto ha significado obtener:

$$0.01 \times 10.979 \text{ g/TM} \times 495 \text{ TM/d} / 31.1 \text{ g/oz.} \times 0.9 = 1.57 \text{ oz. Au /día}$$

Que de enero a julio del 2000 equivalen a 322 oz. Au, y que representa para la empresa un ahorro / beneficio adicional mayor a los US\$ 88,600 logrado durante estos meses.



Pese a estas mejoras logradas en la molienda del mineral procesado, es necesario recordar que en planta se requiere alcanzar granulometrías alrededor el 80% -400m (38  $\mu$ m), es decir todavía nos encontramos a un 18% del 80% -400m requerido para lograr las mayores extracciones de oro. De las observaciones dadas, conseguir esta granulometría se supone difícil lograr mediante el uso de los equipos actuales dado que los cambios realizados han ocasionado limitaciones en la capacidad de los equipos.

Por tal motivo damos las siguientes recomendaciones:

A través de un estudio y/o proyecto, evaluar la factibilidad de invertir en la realización de otros cambios que nos permitan afinar más la molienda dentro de nuestro circuito, trasladando este trabajo de mejoras a las secciones de remolienda de concentrados en el M 6' x 6' y remolienda de cuarzo en el M 5' x 10'.

No realizar modificaciones desde el circuito de molienda primaria hasta el circuito mozley – espirales, con lo que definitivamente será imposible conseguir grados de molienda cercanos al 80% -400m para alcanzar las máximas extracciones de oro.

Ajustar y mantener los parámetros de operación actuales de tal forma que la operación desde molienda primaria hasta gravimetría se lleve adecuadamente, realizar una nueva evaluación del circuito.

Con los datos obtenidos en la evaluación redimensionar los ciclones de remolienda a otros de menor diámetro con el objetivo de poder afinar el tamaño de corte en la clasificación de ambos circuitos. Se sugiere el cambio de ciclones D10" a nidos de ciclones de menor diámetro, por supuesto previa evaluación y simulación, para obtener granulometrías en los productos de remolienda cercanos al 70% -400 mallas.

Para realizar una evaluación económica que justifique la posible ejecución de este trabajo, asumamos:

**1. AHORRO / BENEFICIO:**

Incremento extracción oro	0,20%	
Tratamiento (TMD)	550	
Ley oro en la cabeza (gpt)	11	
Precio del oro (US\$/oz)	275	
Días de operación / año	353	
Ahorro / beneficio (US\$/TM)	0,18	
<b>AHORRO / BENEFICIO ANUAL (US\$/año)</b>		<b>33988,1</b>
<b>AHORRO / BENEFICIO MENSUAL (US\$/mes)</b>		<b>2832,3</b>

**2. INVERSIONES (US\$):**

Estudio	1500	
Nido de 4 ciclones de 4" $\phi$ (circuito M 6x6)	6000	
2 ciclones de 6" a 10" $\phi$ (circuito M 5x10)	2000	
Estructuras, cajones, montaje, etc. (30% inversión en equipos)		2850
<b>TOTAL INVERSIÓN (US\$)</b>		<b>12350</b>

**3. COSTO DE CAPITAL:**

TASA DE CAPITAL PROPIO:  $Tk = (1+Tr)*(1+Ta) - 2$

Tr: Tasa de riesgo (15% al año)

Ta: Tasa de ahorro (6% en soles al año / 4% en dólares al año)

Tk: 21,90% anual

**4. VALOR ACTUAL NETO ECONÓMICO (VANE):**

VANE (+): 1 año                      17911,84

**5. TASA INTERNA DE RETORNO ECONÓMICA (TIRE):**

Inversión                      -12350

12 meses                      33988,05

TIR                              175%

**6. PERIODO DE RECUPERACIÓN DE LA INVERSIÓN (PRI):**

PRI                              4,36 meses

130,81 días

Lo cual muestra un resultado interesante desde el punto de vista económico para continuar con los trabajos de mejora, y mucho más aún a través de un proyecto mayor como sería el de “Optimización del circuito de molienda”.

## **CAPÍTULO VII**

### **BIBLIOGRAFÍA**

- 1. ESTUDIO MINERAGRÁFICO DEL MINERAL PROCEDENTE DE LA VETA CONSUELO DE LA COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.**  
Ing. Carlos Miranda Arozamena.  
Dpto. Geología - CMPSA (1998)
- 2. INFORMES DE LOS TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN METALÚRGICOS DESARROLLADOS SOBRE EL MINERAL PROCEDENTE DE LA VETA CONSUELO, MINERAL DE CABEZA Y RELAVE DE PLANTA MARAÑÓN DE LA COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.**  
Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.  
Dpto. Planta - CMPSA (1998 - 2000)
- 3. METALURGIA DEL ORO.**  
Fidel Sergio Misari.
- 4. HIDROMETALURGIA - TOMO II.**  
Luis M. Chía Aquije.  
Juan F. Chía Aquije.
- 5. INTRODUCCIÓN AL PROCESAMIENTO DE MINERALES.**  
Errol G. Kelly (1990)
- 6. INGENIERÍA METALÚRGICA.**  
Ing. Iván Quiroz N.

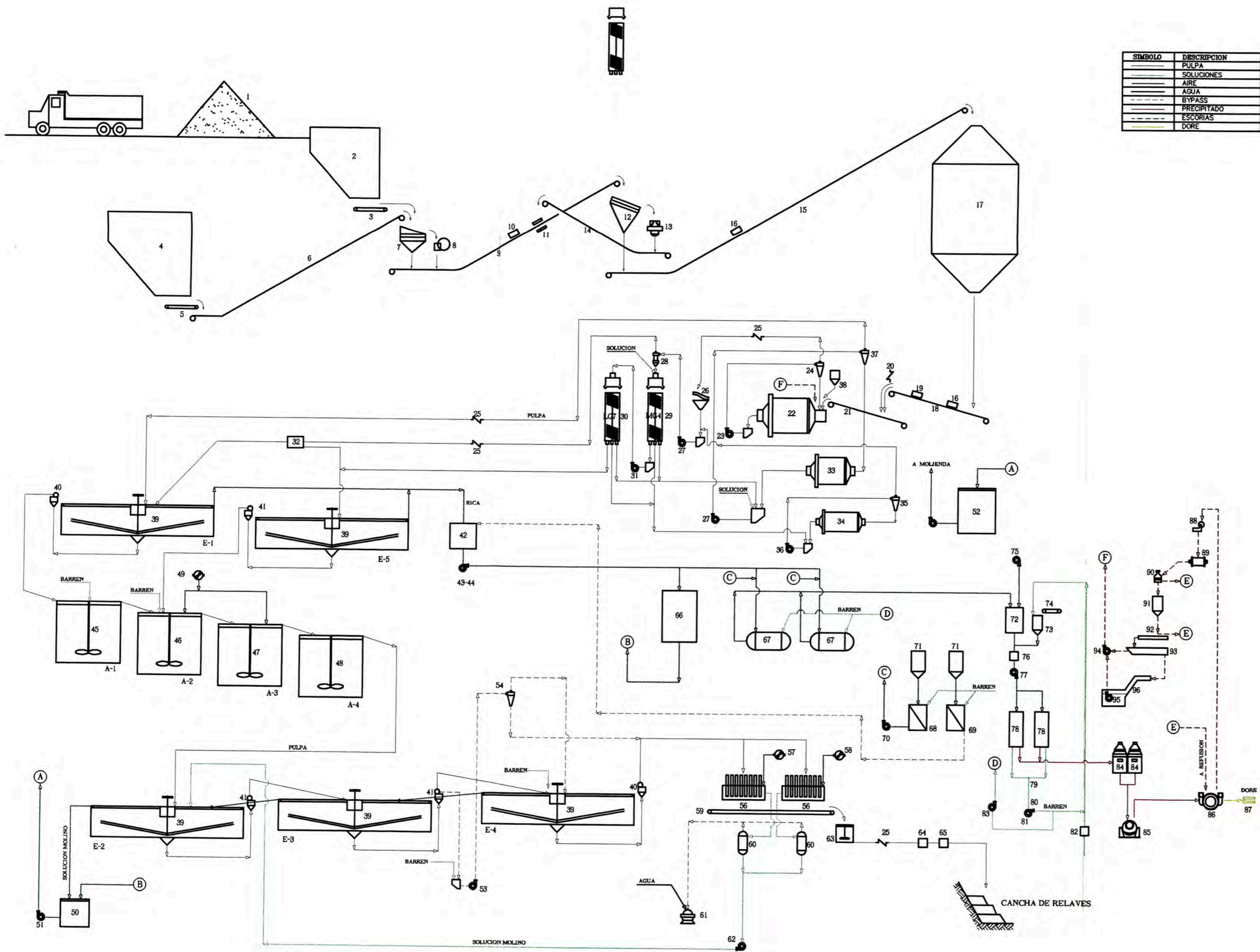
## **ANEXO N°01**

# **FLOWSHEET DE LA PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN DE C.M.P.S.A.**



PLANO 01





SÍMBOLO	DESCRIPCION
—	PULPA
—	SOLUCIONES
—	AIRE
—	AGUA
—	BYPASS
—	PRECIPITADO
—	ESCORIAS
—	DORE

LEYENDA			
PO	DESCRIPCION	DIMENSIONES	POT. KW.
1	STOCK PILE	1000 TM/H	
2	TOLVA DE GRUESOS N° 1	250 TMH	
3	ALIMENTADOR DE PLACAS	36"x7"	3,6
4	TOLVA DE GRUESOS N° 2	400 TMH	
5	ALIMENTADOR DE PLACAS	36"x12"	4,9
6	FAJA TRANSPORTADORA N° 0	36"x11398	3,6
7	GRIZZLY ALVISA	13"x8"	7,5
8	CHANCADORA DE GUIJADA	18"x24"	37,0
9	FAJA TRANSPORTADORA N° 1	24"x27950	23,5
10	IMAN PERMANENTE		
11	DETECTOR DE METALES		
12	ZARANDA VIBRATORIA DENVER	6"x16"	13,4
13	CHANCADORA CANICA STYMONS	4" SHHD	112,0
14	FAJA TRANSPORTADORA N° 2	24"x28390	5,5
15	FAJA TRANSPORTADORA N° 3	24"x	10,0
16	BALANZA AUTOMATICA		
17	SILLO DE FINOS	1200 TM	
18	FAJA TRANSPORTADORA N° 4	24"x	5,5
19	ALIMENTADOR DE CAL		1,5
20	MUESTREADOR AUTOMATICO FIMA	18" S 25	0,6
21	FAJA TRANSPORTADORA N° 5	24"x	5,5
22	MOLINO DE BOLAS COMESA	6"x10"	320,0
23	BOMBA ASH IMCH	6"x4"	35,8
24	HIDROCLON FONDO PLANO ERAL	RWB 8623	
25	MUESTREADOR AUTOM. PULPA	18" S25	4x0,6
26	TAMIZADOR DE VIRUTAS	3"x7"	1,5
27	BOMBA ASH	5"x4"	2x13,4
28	HIDROCLONES STUB MOZLEY	10"	
29	ESPIRALES GRAMMETRICOS MG 4	6 x 2	
30	ESPIRALES GRAMMETRICOS LG 7	8 x 2	
31	BOMBA ASH	4" x 3"	9,0
32	DISTRIBUIDOR DE PULPA	45/55	
33	MOLINO DE BOLAS COMESA	6" x 6"	93,3
34	MOLINO DE BOLAS LORO PARISIN	5" x 10"	93,0
35	HIDROCLON ICSA	10" - 10"	
36	BOMBA SRL FIMA	5" x 4"	9,0
37	HIDROCLON FONDO PLANO ERAL	RWB 5613	
38	ALIMENTADOR DE CIANURO		
39	TKS ESPESADORES FIMA/DENVER	50" #10"	5x2,7
40	BOMBA DIAFRAGMA SIMPLEX	4"	4x1,3
41	BOMBA DIAFRAGMA SIMPLEX	5"	3x3,6
42	TK DE PASO SOLUCION RICA	110 m3	
43	BOMBA CENTRIFUGA SHI	80-32	37,3
44	BOMBA CENTRIFUGA SHI	80-32	37,3
45	TK AGITADOR N° 1 MILL	25" #24"	13,4
46	TK AGITADOR N° 2 MILL	25" #24"	13,4
47	TK AGITADOR N° 3	25" #20"	44,8
48	TK AGITADOR N° 4	25" #20"	44,8
49	SOPLADOR INVERSO RAND		
50	TK PASO SOLUCION MOLINO	110 m3	18,5
51	BOMBA HIDROSTAL	80-250	2x18,5
52	TK SOLUCION MOLINO	325m3	
53	BOMBA SRL FIMA	6" #6"	18,5
54	HIDROCLON (NIDO)	D-10	
55	FILTRO DE DISCOS	6" #50DISC.	
56	FILTRO DE DISCOS	6" #50DISC.	2x1,8
57	SOPLADOR DE AIRE UNIVERSAL RAI	31" x12"	14,9
58	SOPLADOR DE AIRE		7,5
59	FAJA TRANSPORTADORA N° 6	24" x7650	2,2
60	TK DE VACIO		
61	BOMBA DE VACIO COMESA	1000 CFM	44,8
62	BOMBA CENTRIFUGA SRL-C	4" x3"	7,5
63	TK AGITADOR (REPULPADOR)	6" x 6"	6,7
64	MEDIDOR DE FLUJO		
65	MEDIDOR DE DENSIDAD RONAN		
66	TK ALMAC. SOLUCION RICA	280 m3	
67	FILTRO CLARIFICADOR SPARKLER	MCRO-WCD	1,1
68	TK PRECAPA CELTITE	5,5m3	0,6
69	TK ADICION CELTITE FILTRADO	5,5m3	0,6
70	BOMBA PRECAPADO SHI	3216	4,9
71	ALIMENTADOR DE CELTITE LIGHTNIN		
72	COLUMNA DEAREADOR	100m3/h	
73	CAJON MEZCLADOR DE ZINC		
74	ALIMENTADOR DE ZINC		0,7
75	BOMBA DE VACIO SHI LPHA 50523	300	13,4
76	MEZCLADOR LINEAL		
77	BOMBA MONO	CD-90	2x13,4
78	FILTRO PRENSA		1,5
79	DOSIFICADOR DE ACETATO		
80	DOSIFICADOR DE CIANURO		
81	BOMBA SOLUCION BARREN	65-250	13,4
82	FLUJOMETRO	300	
83	BOMBA DE LAVADO SHI	4026	22,4
84	SECADORES		48
85	COMO MEZCLADOR-HOMOGENIZADOR		2,2
86	FUNDICION-HORNOS		14,8
87	DORE		
88	CHANCADORA		2,7
89	MOLINO		4
90	TAMIZADOR M. 48		0,125
91	REPULPADOR		
92	MESA GRAMMETRICA		1
93	RELAVERO FINAL		
94	BOMBA SRL	2 1/2" x 2"	4,9
95	BOMBA SUMERGIBLE TOYO		4
96	POZA DE RECUPERACION		
TOTAL			1361,725

	CIA. MINERA PODEROSA S.A.		PLANTA MARAÑON					
	FLOW SHEET							
Topogr.	FL/HCB	Dibujo	JMD/JRT	Aproba.	J.P.C.	Fecha	Escala	Codigo
Diseño	FYS/LCG	Revisado		Autoriz.		28/02/00 S/E		01X201_1

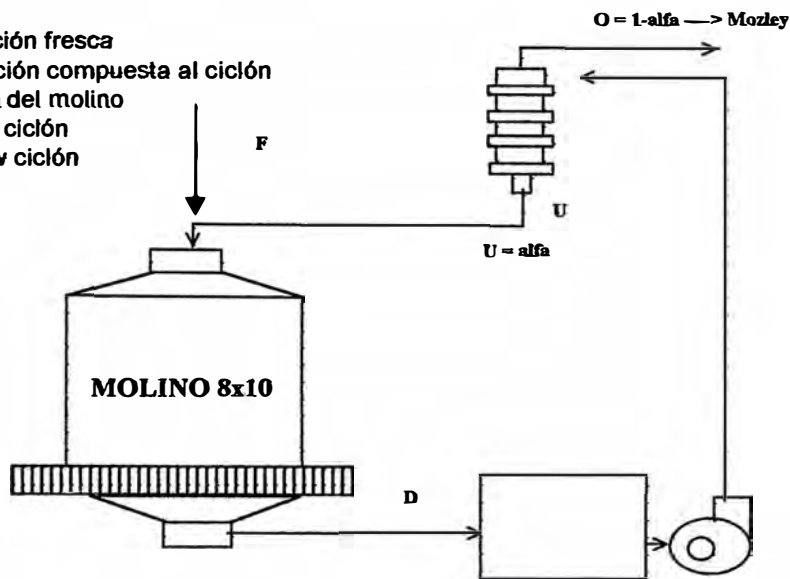


## **ANEXO N°02**

# **CÁLCULOS DE LA EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA DE PLANTA MARAÑÓN**

**CIRCUITO DIRECTO MOLIENDA - CLASIFICACIÓN / M 8 x 10**  
**Fecha de muestreo: 28 - Mar - 00**

F: Alimentación fresca  
 C: Alimentación compuesta al ciclón  
 D: Descarga del molino  
 O: Overflow ciclón  
 U: Underflow ciclón



**DATOS SIN AJUSTE:**

**ALIMENTO FRESCO (F)**

TMHPH =	26,08
% H2O =	3,10
Ge(gr/cc) =	2,76
TMSPH =	25,27

**UNDERFLOW CICLÓN (U)**

Caudal de Pulpa TMPH =	99,96
Dp(gr/lt) =	2154,00
Ge(gr/cc) =	2,93
fracción sólidos =	0,81
TMSPH =	81,26
TMPH Solución =	18,70

**DESCARGA MOLINO (D)**

Caudal de Pulpa TMPH =	140,88
Dp(gr/lt) =	1973,00
Ge(gr/cc) =	2,88
fracción sólidos =	0,76
TMSPH =	106,53
TMPH Solución =	34,35

**OVERFLOW CICLÓN (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	82,33
Dp(gr/lt) =	1243,00
Ge(gr/cc) =	2,75
fracción sólidos =	0,31
TMSPH =	25,27
TMPH Solución =	57,06

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS**

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante				CCI
		F	D	U	O	
		(fl)	(dl)	(ul)	(ol)	
3/8"	9500	96,26	99,84	99,70	100,00	1,192
5/16"	8000	90,20	99,60	98,74	100,00	0,461
1/4"	6300	78,79	98,94	97,65	100,00	0,822
m4	4750	64,61	97,79	96,46	100,00	1,657
m6	3350	53,64	96,62	95,44	100,00	2,887
m8	2360	43,87	95,42	93,85	100,00	2,926
m12	1700	40,81	94,96	93,15	100,00	2,786
m16	1180	30,88	91,29	89,22	99,98	4,210
m20	850	26,19	87,58	84,79	99,84	4,396
m30	600	22,38	81,51	77,59	99,03	4,463
m40	425	19,19	71,57	66,01	96,06	4,410
m50	300	16,70	59,19	51,90	90,54	4,297
m70	212	14,50	45,09	36,45	81,35	4,195
m100	150	12,76	33,34	24,25	70,74	4,115
m140	108	11,26	24,56	15,41	59,76	3,850
m200	75	10,20	19,71	10,63	50,24	3,364
m270	53	8,71	13,62	6,26	40,95	3,726
m325	45	8,19	12,26	5,37	37,55	3,674
m400	38	7,90	11,44	4,95	35,25	3,664
-m500		0,00	0,00	0,00	0,00	

Carga Circulante promedio: 3,216



**DATOS AJUSTADOS CON FACTORES DE PONDERACIÓN:**

% Error en el muestreo	% error F	0	% error U	0
	% error D	0	% error O	0

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante ajustado					
		Alim. fresco (f <sup>*</sup> )	Alim. Comp. (ci <sup>*</sup> )	Descarga (dl <sup>*</sup> )	Underflow (ul <sup>*</sup> )	Overflow (ol <sup>*</sup> )	Carga Circul. Cci <sup>*</sup>
3/8"	9500	96,26	99,06	99,82	99,77	100,00	3,925
5/16"	8000	90,20	97,53	99,52	99,40	100,00	3,925
1/4"	6300	78,79	94,43	98,74	98,42	100,00	3,925
m4	4750	64,61	90,37	97,56	96,93	100,00	3,925
m6	3350	53,64	87,09	96,50	95,61	100,00	3,925
m8	2360	43,87	83,87	95,27	94,06	100,00	3,925
m12	1700	40,81	82,74	94,76	93,43	100,00	3,925
m16	1180	30,88	77,32	91,35	89,15	99,98	3,925
m20	850	26,19	72,77	87,72	84,63	99,84	3,925
m30	600	22,38	66,18	81,74	77,34	99,03	3,925
m40	425	19,19	56,26	71,87	65,71	96,06	3,925
m50	300	16,70	44,53	59,52	51,62	90,53	3,925
m70	212	14,50	31,82	45,39	36,24	81,33	3,925
m100	150	12,76	21,81	33,57	24,12	70,69	3,925
m140	106	11,26	14,60	24,46	15,45	59,80	3,925
m200	75	10,20	10,72	18,93	10,66	50,63	3,925
m270	53	8,71	6,81	13,39	6,32	41,15	3,925
m325	45	8,19	5,98	12,00	5,42	37,81	3,925
m400	38	7,90	5,58	11,19	4,99	35,51	3,925

**Carga Circulante ajustado: 3,925**

**ALIMENTO FRESCO (F)**

TMHPH =	26,08
% H2O =	3,10
Ge(gr/cc) =	2,76
TMSPH =	25,27

**UNDERFLOW CICLÓN (U)**

Caudal de Pulpa TMPH =	122,01
Dp(gr/lt) =	2154,00
Ge(gr/cc) =	2,93
fracción sólidos =	0,81
TMSPH =	99,18
TMPH Solución =	22,83

**DESCARGA MOLINO (D)**

Caudal de Pulpa TMPH =	164,58
Dp(gr/lt) =	1973,00
Ge(gr/cc) =	2,88
fracción sólidos =	0,76
TMSPH =	124,45
TMPH Solución =	40,13

**OVERFLOW CICLÓN (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	82,33
Dp(gr/lt) =	1243,00
Ge(gr/cc) =	2,75
fracción sólidos =	0,31
TMSPH =	25,27
TMPH Solución =	57,06

**ALIMENTO COMPUESTO AL MOLINO (C)**

Caudal de Pulpa TMPH =	164,58
Dp(gr/lt) =	1980,50
Ge(gr/cc) =	2,90
fracción sólidos =	0,76
TMSPH =	124,45
TMPH Solución =	40,13

**By pass: 28,87**

**DATOS TECNICOS DEL MOLINO**

Marca			
Especificaciones	8	x	10
Rotación	Horaria		
Amp. de Operación	356,50		
Voltaje de Línea	454		
Factor de Potencia	0,85		

**WORK INDEX DEL SISTEMA MOLIENDA/CLASIFICACION**

Consumo de potencia (P)

P= 238,28 KW

Consumo específico de energía (W)

W= 9,43 Kw-Hr/TM

Calculo del F80 del sistema

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Ff	Acum(+) Gf
1	3/8"	9500	96,260	3,740
2	5/16"	8000	90,204	9,796
3	1/4"	6300	78,793	21,207
4	m4	4750	64,613	35,387
5	m6	3350	53,642	46,358
6	m8	2360	43,872	56,128
7	m12	1700	40,814	59,186
8	m16	1180	30,880	69,120
9	m20	850	26,188	73,812
10	m30	600	22,382	77,618
11	m40	425	19,187	80,813
12	m50	300	16,700	83,300
13	m70	212	14,495	85,505
14	m100	150	12,756	87,244
15	m140	106	11,260	88,740
16	m200	75	10,197	89,803
17	m270	53	8,707	91,293
18	m325	45	8,189	91,811
19	m400	38	7,900	92,100

G.G.S.				R.R.			
a=	0,457			a=	0,603		
b=	0,126			b=	-2,161		
Y=	0,457	X +	0,126	Y=	0,603	X +	-2,161
r=	0,996			r=	0,974		
Xo=	12721,77	um		Xo=	3825,57	um	
F80=	7803,45	um		F80=	8419,95	um	

Calculo del P80 del sistema

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fo	Acum(+) Go
1	3/8"	9500	100,000	0,000
2	5/16"	8000	100,000	0,000
3	1/4"	6300	100,000	0,000
4	m4	4750	100,000	0,000
5	m6	3350	100,000	0,000
6	m8	2360	100,000	0,000
7	m12	1700	100,000	0,000
8	m16	1180	99,980	0,020
9	m20	850	99,841	0,159
10	m30	600	99,026	0,974
11	m40	425	96,062	3,938
12	m50	300	90,529	9,471
13	m70	212	81,329	18,671
14	m100	150	70,694	29,306
15	m140	106	59,796	40,204
16	m200	75	50,632	49,368
17	m270	53	41,146	58,854
18	m325	45	37,808	62,192
19	m400	38	35,513	64,487

G.G.S.				R.R.			
a=	0,171			a=	0,725		
b=	1,415			b=	-1,450		
Y=	0,171	X +	1,415	Y=	0,725	X +	-1,450
r=	0,852			r=	0,978		
Xo=	2601,39	um		Xo=	100,20	um	
P80=	707,04	um		P80=	193,24	um	

Tomando los valores de F80 y P80 cuyo "r" se aproxime mas a la unidad tenemos:

F80= 7803,45 um

R= 40,38 um

P80= 193,24 um

WI sistema= 15,55 Kw-Hr/TM

**WORK INDEX DEL MOLINO**

Consumo de potencia (P)

P= 238,28 KW

Consumo específico de energía (W)

W= 1,91 Kw-Hr/TM

Calculo del F80 del molino

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fc	Acum(+) Gc
1	3/8"	9500	99,056	0,944
2	5/16"	8000	97,531	2,469
3	1/4"	6300	94,431	5,569
4	m4	4750	90,372	9,628
5	m6	3360	87,086	12,914
6	m8	2360	83,869	16,131
7	m12	1700	82,742	17,258
8	m16	1180	77,316	22,684
9	m20	850	72,766	27,234
10	m30	600	66,180	33,820
11	m40	425	56,264	43,736
12	m50	300	44,526	55,474
13	m70	212	31,822	68,178
14	m100	150	21,810	78,190
15	m140	106	14,600	85,400
16	m200	75	10,722	89,278
17	m270	53	6,808	93,192
18	m325	45	5,981	94,019
19	m400	38	5,581	94,419

G.G.S.				R.R.			
a=	0,523			a=	0,768		
b=	0,131			b=	-2,316		
Y=	0,523	X +	0,131	Y=	0,768	X +	-2,316
r=	0,928			r=	0,976		
Xo=	3755,47	um		Xo=	1032,42	um	
F80=	2450,71	um	2450,71	F80=	1917,86	um	1917,86

Calculo del P80 del molino

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fd	Acum(+) Gd
1	3/8"	9500	99,815	0,185
2	5/16"	8000	99,520	0,480
3	1/4"	6300	98,738	1,262
4	m4	4750	97,557	2,443
5	m6	3350	96,500	3,500
6	m8	2360	95,266	4,734
7	m12	1700	94,760	5,240
8	m16	1180	91,347	8,653
9	m20	850	87,722	12,278
10	m30	600	81,744	18,256
11	m40	425	71,874	28,126
12	m50	300	59,518	40,482
13	m70	212	45,393	54,607
14	m100	150	33,575	66,425
15	m140	106	24,456	75,544
16	m200	75	18,932	81,068
17	m270	53	13,395	86,605
18	m325	45	11,996	88,004
19	m400	38	11,188	88,812

G.G.S.				R.R.			
a=	0,399			a=	0,717		
b=	0,602			b=	-1,953		
Y=	0,399	X +	0,602	Y=	0,717	X +	-1,953
r=	0,912			r=	0,979		
Xo=	3195,62	um		Xo=	527,91	um	
P80=	1826,65	um	1826,65	P80=	1024,83	um	1024,83

Tomando los valores de F80 y P80 cuyo "r" se aproxime mas a la unidad tenemos:

F80= 1917,86 um

R= 1,87 um

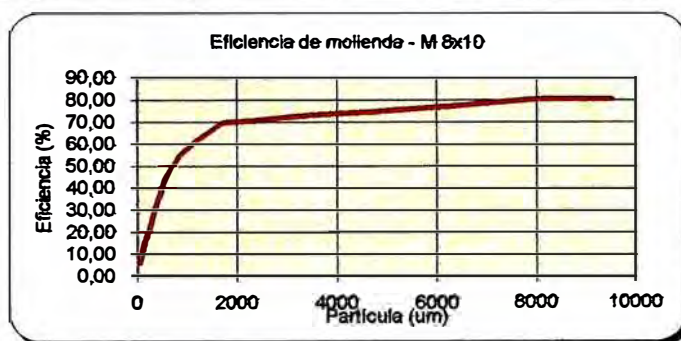
P80= 1024,83 um

WI (molino)= 22,79 Kw-Hr/TM



**CALCULO DE LA EFICIENCIA DE MOLIENDA**

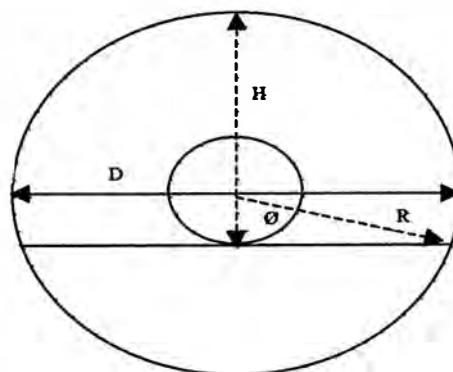
N	MALLA	Abert(um)	Acum(+) Gc	Acum(+) Gd	Em
1	3/8"	9500	0,944	0,185	80,42
2	5/16"	8000	2,469	0,480	80,55
3	1/4"	6300	5,569	1,262	77,33
4	m4	4750	9,628	2,443	74,63
5	m6	3350	12,914	3,500	72,89
6	m8	2360	16,131	4,734	70,65
7	m12	1700	17,258	5,240	69,64
8	m16	1180	22,684	8,653	61,85
9	m20	850	27,234	12,278	54,92
10	m30	600	33,820	18,256	46,02
11	m40	425	43,736	28,126	35,69
12	m50	300	55,474	40,482	27,02
13	m70	212	68,178	54,607	19,91
14	m100	150	78,190	66,425	15,05
15	m140	106	85,400	75,544	11,54
16	m200	75	89,278	81,068	9,20
17	m270	53	93,192	86,605	7,07
18	m325	45	94,019	88,004	6,40
19	m400	38	94,419	88,812	5,94



**CALCULO DE LA CARGA MOLEDORA (Cw)**

Por Bond:  $Cw = 0.821 \times D^2 \times L \times Vp \times Cd / 2000$  (TC)

Especificaciones	8	x	10
D: Diámetro interior del molino			0,0 pies
H: Altura desde el nivel del medio de molienda			0,0 pies
R: Radio interior del molino			0,0 pies
Cd: Densidad del acero			293,00 lb/pie <sup>3</sup> 7,85 gr/cc
Volumen del molino = $3.1416 \times D^2 \times L / 4$			502,66 pie <sup>3</sup> 14,23 m <sup>3</sup>
Vp: fracción total del volumen del molino ocupado por el medio moledor			
Vp = $113 - 127 (H/D)$			0,40
<b>Cw: Carga moledora en peso</b>			<b>30,79 TC</b> <b>27,93 TM</b>



**CALCULO DEL TIEMPO DE MOLIENDA (t)**

Volumen neto ocupado por las bolas	3,56 m <sup>3</sup>	
fracción neta ocupada por las bolas	0,25	
fracción total de volumen ocupado por la pulpa más bolas		0,5
fracción de volumen ocupado por la pulpa	0,25	
Volumen ocupado por la pulpa	125,67 pie <sup>3</sup> 3,56 m <sup>3</sup>	
Alimento al molino	124,45 TMSH	
Densidad de pulpa	1981 gr/l 1,98 TM/m <sup>3</sup>	
Caudal de pulpa en m <sup>3</sup>	62,84 m <sup>3</sup> /h	
Tiempo de Molienda (t)	3,40 minutos	



**CALCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA (Nc)**

V.critica (Nc) = 27,16 rpm  
 V.operación (No) = 21,28 rpm  
 % Veloc. critica (Cs) = 78,37 %

**CLASIFICACION**

Características Ciclón:

Marca		Alimento ciclón	TMSH	124,45	TMSH
Nº ciclones	2		G.esp.	2,88	gr/cc
Tipo	Fondo Plano		%sólidos	60,91	%
Vortex	95,00 mm	Underflow	TMSH	99,18	TMSH
Apex	75,00 mm		G.esp.	2,93	gr/cc
D(interior)	15,00 pulgadas		%sólidos	81,29	%
h(interior)	mm	Overflow	TMSH	25,27	TMSH
Alimento	Descarga + Solución		G.esp.	2,75	gr/cc
Presión Alim.	15,00 psi		%sólidos	30,70	%
Bypass	28,57				

Calculo del diámetro del Apex teórico de los datos experimentales

Diam. Apex =  $4.16-16.43/(2.65+100Ge/\%s-Ge)+1.10Ln(D/Ge)$  pulg.

Ge: Gravedad específica del underflow

%s % de sólidos en el underflow

D: TMSPH en el underflow

Diam. Apex = 3,092 pulg

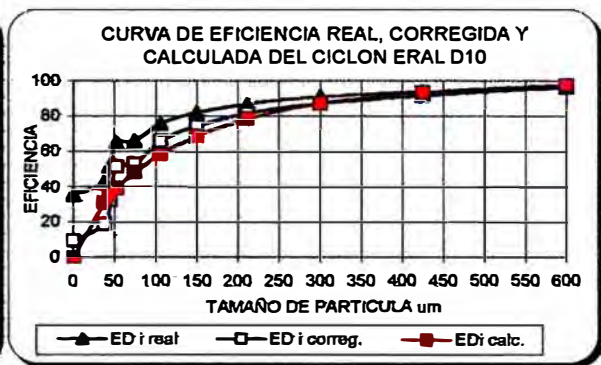
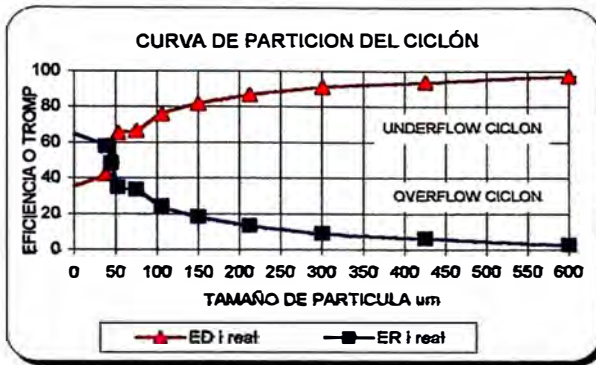
Diam. Apex = 78,530 mm

**CALCULO DEL d50 (Reduciremos el # mallas para minimizar el error por partículas gruesas)**

N	MALLA	Abert(um)	Alim. Ciclón	Underflow	Overflow
			Di*	Ui*	Oi*
1	m16	1180	3,413	4,278	0,020
2	m20	850	3,625	4,513	0,139
3	m30	600	5,979	7,294	0,815
4	m40	425	9,869	11,629	2,964
5	m50	300	12,356	14,095	5,533
6	m70	212	14,125	15,380	9,200
7	m100	150	11,818	12,120	10,635
8	m140	106	9,119	8,666	10,897
9	m200	75	5,524	4,596	9,164
10	m270	53	5,538	4,532	9,486
11	m325	45	1,399	0,905	3,338
12	m400	38	0,808	0,429	2,295
13	-m500		11,188	4,990	35,513

N	MALLA	Abert(um)	ED i real	ER i real	ED i correg.	EDi calc.
1	m16	1180	99,881	0,119	99,833	99,827
2	m20	850	99,221	0,779	98,910	99,220
3	m30	600	97,231	2,769	96,124	97,384
4	m40	425	93,902	6,098	91,462	93,565
5	m50	300	90,907	9,093	87,269	87,250
6	m70	212	86,774	13,226	81,483	78,726
7	m100	150	81,727	18,273	74,417	68,783
8	m140	106	75,733	24,267	66,025	58,307
9	m200	75	66,311	33,689	52,833	48,215
10	m270	53	65,216	34,784	51,300	39,013
11	m325	45	51,546	48,454	32,162	35,092
12	m400	38	42,301	57,699	19,218	31,343
13	-m500	0	35,546	64,454	9,760	0,000

Curva calculada			Curva real		
a=	0,823		a=	0,634	
b=	-1,725		b=	-1,170	
Y=	0,823 X +	-1,725	Y=	0,634 X +	-1,170
r=	0,972		r=	0,988	
d50calculada=	79,89 um		d50real=	39,19 um	



**EFICIENCIA DE CLASIFICACIÓN (Ec)**

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fd	Acum(-) Fu	Acum(-) Fo	Ec
1	m16	1180	91,347	89,147	99,980	22,178
2	m20	850	87,722	84,634	99,841	22,848
3	m30	600	81,744	77,340	99,026	23,515
4	m40	425	71,874	65,712	96,062	24,296
5	m50	300	59,518	51,616	90,529	26,135
6	m70	212	45,393	36,237	81,329	29,438
7	m100	150	33,575	24,117	70,694	33,796
8	m140	106	24,456	15,452	59,796	38,842
9	m200	75	18,932	10,855	50,632	41,939
10	m270	53	13,395	6,324	41,146	48,577
11	m325	45	11,996	5,419	37,808	49,649
12	m400	38	11,188	4,990	35,513	49,710

Allm. ciclón:      Log Fd =      0,675    Log X    +      0,012  
 U/F ciclón:        Log Fu =      0,927    Log X    +      -0,714  
 O/F ciclón:        Log Fo =      0,327    Log X    +      1,084

d50 real=          39,19      →              Fd =          12,26  
                                                                                  Fu =          5,80  
                                                                                  Fo =          40,28

Eficiencia de clasificación de finos (n1):              66,71  
 Eficiencia de clasificación de gruesos (n2):        85,56  
**Eficiencia total de clasificación:                      57,08**





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA  
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA  
 INFORME DE INGENIERÍA

**O/F CICLÓN M5x10 (F2)**

Caudal de Pulpa TMPH =	45,70
Dp(gr/lt) =	1158,00
Ge(gr/cc) =	2,63
fracción sólidos =	0,22
TMSPH =	10,07
TMPH Solución =	35,63

**OVERFLOW CICLÓN MOZLEY (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	118,79
Dp(gr/lt) =	1100,00
Ge(gr/cc) =	2,73
fracción sólidos =	0,14
TMSPH =	17,03
TMPH Solución =	101,77

**ALIMENTO COMPUESTO AL CICLÓN MOZLEY (FC)**

Caudal de Pulpa TMPH =	143,93
Dp(gr/lt) =	1185,51
Ge(gr/cc) =	2,78
fracción sólidos =	0,25
TMSPH =	35,34
TMPH Solución =	108,59

**By pass: 6,28**

**CLASIFICACION**

Características Ciclon:

Marca	Stub - Mozley	Alimento ciclon	TMSH	35,34	TMSH
Nº ciclones	2,00		G.esp.	2,76	gr/cc
Tipo	FP D-15		%sólidos	24,56	%
Vortex	85,00 mm	Underflow	TMSH	18,32	TMSH
Apex	45,00 mm		G.esp.	2,78	gr/cc
D(interior)	15,00 pulgadas		%sólidos	72,87	%
h(interior)	mm	Overflow	TMSH	17,03	TMSH
Alimento	o/f C.M.8x10 + o/f C.M5x10		G.esp.	2,73	gr/cc
Presión Alim.	15,00 psi		%sólidos	14,33	%
Bypass	6,28				

**Calculo del diámetro del Apex teórico de los datos experimentales**

Diam. Apex =  $4.16-16.43/(2.65+100Ge/\%s-Ge)+1.10Ln(D/Ge)$  pulg.

Ge: Gravedad específica del underflow

%s % de sólidos en el underflow

D: TMSPH en el underflow

Diam. Apex = 1,775 pulg

Diam. Apex= 45,091 mm

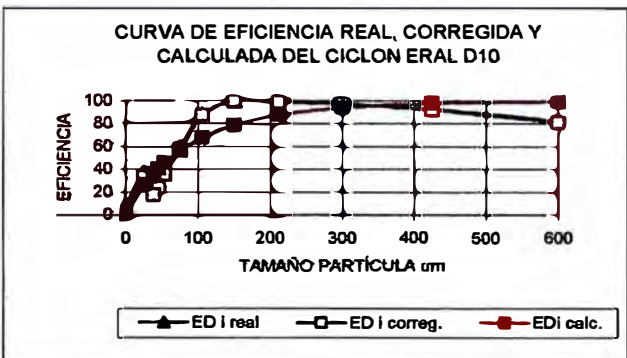
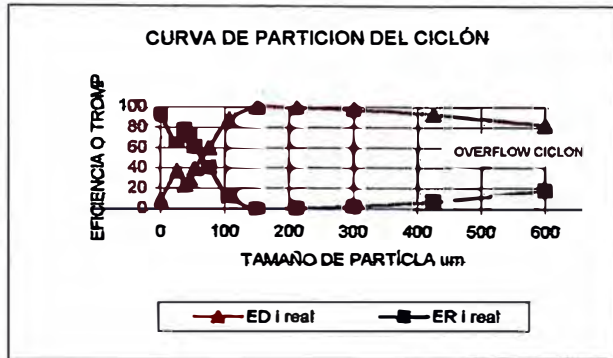
**CALCULO DEL d50**

N	MALLA	Abert(um)	Alim. Ciclon Ci*	Underflow Ui*	Overflow Oi*
1	30	600	0,697	1,104	0,258
2	40	425	2,135	3,826	0,317
3	50	300	4,048	7,635	0,189
4	70	212	7,039	13,485	0,106
5	100	150	9,395	18,107	0,023
6	140	106	13,196	22,416	3,279
7	200	75	12,590	14,467	10,571
8	270	53	11,485	8,705	14,476
9	325	45	3,674	2,021	5,452
10	400	38	2,751	1,199	4,422
11	500	25	3,030	2,173	3,951
12	-500	0	29,960	4,862	56,958

N	MALLA	Abert(um)	ED i real	ER i real	ED i correg.	EDi calc.
1	30	600	82,148	17,852	80,952	99,539
2	40	425	92,845	7,155	92,366	98,062
3	50	300	97,753	2,247	97,602	94,393
4	70	212	99,277	0,723	99,229	87,842
5	100	150	99,882	0,118	99,874	78,622
6	140	106	88,030	11,970	87,228	67,643
7	200	75	59,549	40,451	56,838	56,227
8	270	53	39,278	60,722	35,209	45,349
9	325	45	28,508	71,492	23,717	40,629
10	400	38	22,582	77,418	17,394	36,090
11	500	25	37,172	62,828	32,962	26,434
12	-500	0	8,410	91,590	2,273	0,000



Curva calculada		Curva real	
a=	0,901	a=	0,831
b=	-1,773	b=	-1,589
Y=	0,901 X + -1,773	Y=	0,831 X + -1,589
r=	0,769	r=	0,765
d50calculada=	61,73 um	d50real=	52,51 um



**EFICIENCIA DE CLASIFICACIÓN (Ec)**

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fc	Acum(-) Fu	Acum(-) Fo	Ec
1	30	600	99,303	98,896	99,742	30,538
2	40	425	97,168	95,070	99,425	39,510
3	50	300	93,121	87,435	99,236	45,991
4	70	212	86,081	73,951	99,130	52,470
5	100	150	76,687	55,843	99,107	60,418
6	140	106	63,490	33,427	95,828	67,211
7	200	75	50,901	18,960	85,258	66,231
8	270	53	39,415	10,255	70,782	63,282
9	325	45	35,741	8,234	65,330	62,067
10	400	38	32,990	7,035	60,909	60,843
11	500	25	29,960	4,862	56,958	61,983

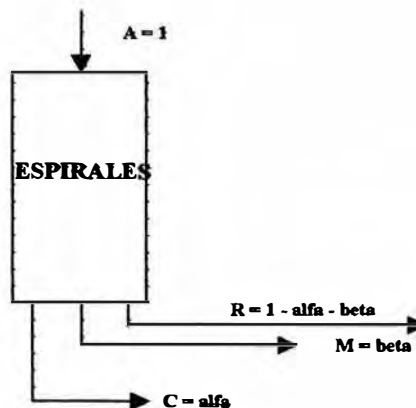
Alim. ciclón: Log Fd = 0,432 Log X + 0,876  
 U/F ciclón: Log Fu = 1,073 Log X + -0,773  
 O/F ciclón: Log Fo = 0,191 Log X + 1,525

d50 real= 52,51 → Fc = 41,67  
 Fu = 11,83  
 Fo = 71,42

Eficiencia de clasificación de finos (n1): 82,56  
 Eficiencia de clasificación de gruesos (n2): 78,34  
 Eficiencia total de clasificación: 64,68

**CIRCUITO ESPIRALES**

- U: Alimentación fresca a espirales
- C: Concentrado espirales
- M: Medios espirales
- R: Relave espirales



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA  
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA  
 INFORME DE INGENIERÍA

**DATOS SIN AJUSTE:**

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS**

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante				Delta i φ
		A (ai)	C (ci)	M (mi)	R (ri)	
30	600	99,02	98,58	98,98	99,45	0,181
40	425	95,39	94,55	95,12	95,81	0,467
50	300	87,94	87,85	86,78	86,65	0,736
70	212	74,45	76,81	71,76	70,24	0,734
100	150	56,29	61,11	52,12	50,10	0,648
140	106	32,96	39,33	29,81	29,99	-0,679
200	75	18,64	22,76	16,48	18,70	-0,473
270	53	10,48	10,85	9,45	12,24	0,335
325	45	8,49	7,82	8,09	10,84	0,369
400	38	7,22	6,15	7,26	9,98	0,277
500	25	5,03	3,23	5,64	7,95	0,249

**DATOS AJUSTADOS:**

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante ajustado				Delta i φ
		Alimento (ai)	Concentrado (ci)	Medios (mi)	Relave (ri)	
30	600	98,90	98,62	99,04	99,45	0,000
40	425	95,07	94,68	95,29	95,83	0,000
50	300	87,44	88,05	87,05	86,68	0,000
70	212	73,95	77,02	72,04	70,26	0,000
100	150	55,84	61,29	52,37	50,12	0,000
140	106	33,43	39,15	29,55	29,95	0,000
200	75	18,96	22,63	16,30	18,68	0,000
270	53	10,26	10,95	9,57	12,26	0,000
325	45	8,23	7,93	8,23	10,85	0,000
400	38	7,04	6,22	7,37	9,99	0,000
500	25	4,86	3,29	5,74	7,96	0,000

**ALIMENTO ESPIRALES (A)**

Caudal de Pulpa TMPH =	25,14
Dp(gr/lt) =	1874,00
Ge(gr/cc) =	2,78
fracción sólidos =	0,73
TMSPH =	18,32
TMPH Solución =	6,82

**MEDIOS ESPIRALES (M)**

Caudal de Pulpa TMPH =	36,77
Dp(gr/lt) =	1210,00
Ge(gr/cc) =	2,73
fracción sólidos =	0,27
TMSPH =	10,07
TMPH Solución =	26,70

**CONCENTRADO ESPIRALES (C)**

Caudal de Pulpa TMPH =	11,12
Dp(gr/lt) =	1770,00
Ge(gr/cc) =	2,92
fracción sólidos =	0,66
TMSPH =	7,36
TMPH Solución =	3,76

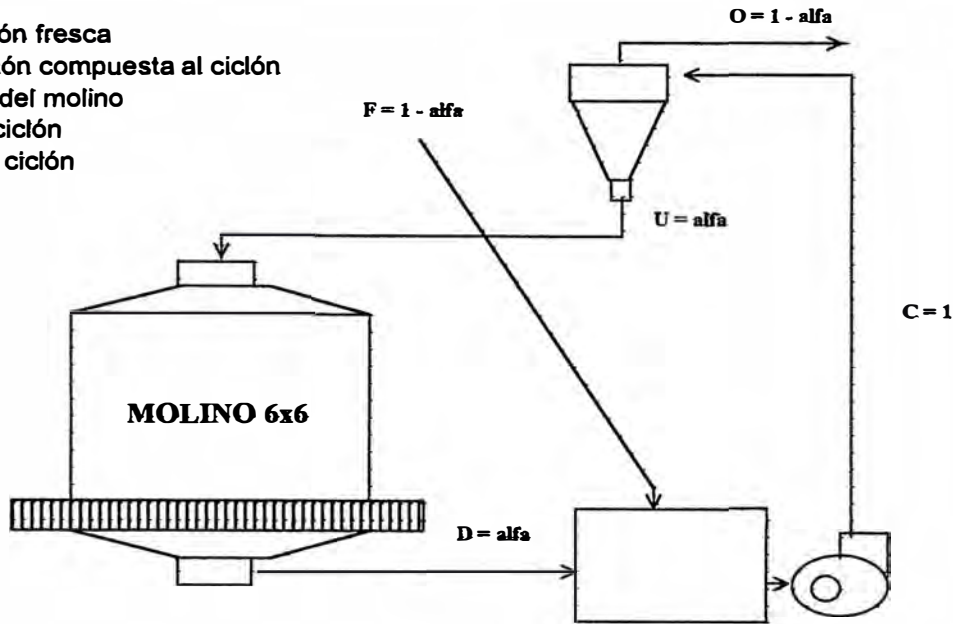
**RELAVE ESPIRALES (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	5,00
Dp(gr/lt) =	1126,00
Ge(gr/cc) =	2,72
fracción sólidos =	0,18
TMSPH =	0,89
TMPH Solución =	4,12

**CIRCUITO INVERSO MOLIENDA - CLASIFICACIÓN / M 6 x 6**

Fecha de muestreo: 28 - Mar - 00

- F: Alimentación fresca
- C: Alimentación compuesta al ciclón
- D: Descarga del molino
- O: Overflow ciclón
- U: Underflow ciclón



**DATOS SIN AJUSTE:**

**ALIMENTO FRESCO (F)**

Caudal de Pulpa TMPH =	11,12
Dp(gr/lt) =	1770,00
Ge(gr/cc) =	2,92
fracción sólidos =	0,66
TMSPH =	7,36
TMPH Solución =	3,76

**UNDERFLOW CICLÓN (U)**

Caudal de Pulpa TMPH =	67,09
Dp(gr/lt) =	2267,00
Ge(gr/cc) =	3,22
fracción sólidos =	0,81
TMSPH =	54,42
TMPH Solución =	12,67

**DESCARGA MOLINO (D)**

Caudal de Pulpa TMPH =	78,05
Dp(gr/lt) =	1930,00
Ge(gr/cc) =	3,24
fracción sólidos =	0,70
TMSPH =	54,42
TMPH Solución =	23,63

**OVERFLOW CICLÓN (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	78,16
Dp(gr/lt) =	1065,00
Ge(gr/cc) =	2,84
fracción sólidos =	0,09
TMSPH =	7,36
TMPH Solución =	70,80

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS**

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante				CCi
		F (fi)	D (di)	U (ui)	O (oi)	
30	600	98,58	99,80	99,59	100,00	6,597
40	425	94,55	99,13	98,29	100,00	6,531
50	300	87,85	97,50	96,03	99,98	8,279
70	212	76,81	94,11	91,52	99,90	8,933
100	150	61,11	86,05	81,56	99,22	8,481
140	106	39,33	69,07	62,05	93,66	7,736
200	75	22,76	50,05	43,10	76,71	7,762
270	53	10,85	29,79	23,16	56,48	6,885
325	45	7,82	22,57	16,39	50,67	6,934
400	38	6,15	16,84	11,20	44,13	6,738
500	25	3,23	9,04	4,74	31,08	6,481
-500		0,00	0,00	0,00	0,00	

Carga Circulante promedio:

7,396

**DATOS AJUSTADOS CON FACTORES DE PONDERACIÓN:**

% Error en el muestreo	% error F	1	% error U	0
	% error D	1	% error O	0

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante ajustado					Carga Circ.
		Alim. fresco (fi*)	Descarga (di*)	Alim. Ciclón (ci*)	Underflow (ui*)	Overflow (oi*)	
30	600	98,55	99,79	99,64	99,59	100,00	7,405
40	425	94,46	99,05	98,50	98,30	100,00	7,405
50	300	87,94	97,65	96,49	96,02	99,98	7,405
70	212	76,98	94,58	92,49	91,49	99,90	7,405
100	150	61,19	86,66	83,63	81,52	99,22	7,405
140	106	39,35	69,37	65,80	62,04	93,66	7,405
200	75	22,76	50,38	47,09	43,09	76,71	7,405
270	53	10,85	29,33	27,14	23,17	56,48	7,405
325	45	7,82	22,19	20,48	16,40	50,68	7,405
400	38	6,15	16,34	15,13	11,21	44,13	7,405
500	25	3,22	8,51	7,88	4,74	31,10	7,405

**Carga Circulante ajustado: 7,405**

**ALIMENTO FRESCO (F)**

Caudal de Pulpa TMPH =	11,12
Dp(gr/lt) =	1770,00
Ge(gr/cc) =	2,92
fracción sólidos =	0,66
TMSPH =	7,36
TMPH Solución =	3,76

**UNDERFLOW CICLÓN (U)**

Caudal de Pulpa TMPH =	67,17
Dp(gr/lt) =	2267,00
Ge(gr/cc) =	3,22
fracción sólidos =	0,81
TMSPH =	54,49
TMPH Solución =	12,68

**DESCARGA MOLINO (D)**

Caudal de Pulpa TMPH =	78,14
Dp(gr/lt) =	1930,00
Ge(gr/cc) =	3,24
fracción sólidos =	0,70
TMSPH =	54,49
TMPH Solución =	23,66

**OVERFLOW CICLÓN (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	78,16
Dp(gr/lt) =	1065,00
Ge(gr/cc) =	2,84
fracción sólidos =	0,09
TMSPH =	7,36
TMPH Solución =	70,80

**ALIMENTO COMPUESTO AL CICLÓN (C)**

Caudal de Pulpa TMPH =	145,32
Dp(gr/lt) =	1413,20
Ge(gr/cc) =	3,20
fracción sólidos =	0,43
TMSPH =	61,84
TMPH Solución =	83,48

**By pass: 15,19**

**DATOS TECNICOS DEL MOLINO**

Marca			
Especificaciones	6	x	6
Rotación	Antihoraria		
Amp. de Operación	107,60		
Voltaje de Línea	454		
Factor de Potencia	0,85		



**WORK INDEX DEL SISTEMA MOLIENDA/CLASIFICACION**

Consumo de potencia (P)

P= 71,92 KW

Consumo específico de energía (W)

W= 9,77 Kw-Hr/TM

Calculo del F80 del sistema

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Ff	Acum(+) Gf
1	30	600	98,546	1,454
2	40	425	94,457	5,543
3	50	300	87,941	12,059
4	70	212	76,979	23,021
5	100	150	61,193	38,807
6	140	106	39,347	60,653
7	200	75	22,764	77,236
8	270	53	10,851	89,149
9	325	45	7,822	92,178
10	400	38	6,146	93,854
11	500	25	3,223	96,777

G.G.S.				R.R.			
a=	1,139			a=	1,596		
b=	-0,911			b=	-3,652		
Y=	1,139	X +	-0,911	Y=	1,596	X +	-3,652
r=	0,956			r=	0,991		
Xo=	359,78	um		Xo=	194,41	um	
F80=	295,77	um	295,77	F80=	261,97	um	261,97

Calculo del P80 del sistema:

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fo	Acum(+) Go
1	30	600	100,00	0,00
2	40	425	100,00	0,00
3	50	300	99,98	0,02
4	70	212	99,90	0,10
5	100	150	99,22	0,78
6	140	106	93,66	6,34
7	200	75	76,71	23,29
8	270	53	56,48	43,52
9	325	45	50,68	49,32
10	400	38	44,13	55,87
11	500	25	31,10	68,90

G.G.S.				R.R.			
a=	0,350			a=	1,318		
b=	1,137			b=	-2,290		
Y=	0,350	X +	1,137	Y=	1,318	X +	-2,290
r=	0,884			r=	0,994		
Xo=	289,20	um		Xo=	54,59	um	
P80=	153,01	um	153,01	P80=	78,32	um	78,32

Tomando los valores de F80 y P80 cuyo "r" se aproxime mas a la unidad tenemos:

F80= 261,97 um

P80= 78,32 um

R= 3,34 um

Wi sistema= 19,08 Kw-Hr/TM

**WORK INDEX DEL MOLINO**

Consumo de potencia (P)

P= 71,92 KW

Consumo específico de energía (W)

W= 1,32 Kw-Hr/TM

Calculo del F80 del molino:

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fu	Acum(+) Gu
1	30	600	99,590	0,410
2	40	425	98,301	1,699
3	50	300	96,020	3,980
4	70	212	91,486	8,514
5	100	150	81,523	18,477
6	140	106	62,036	37,964
7	200	75	43,091	56,909
8	270	53	23,172	76,828
9	325	45	16,401	83,599
10	400	38	11,214	88,786
11	500	25	4,744	95,256

G.G.S.				R.R.			
a=	0,913			a=	1,480		
b=	-0,282			b=	-3,168		
Y=	0,913	X +	-0,282	Y=	1,480	X +	-3,168
r=	0,912			r=	0,979		
Xo=	315,10	um		Xo=	138,43	um	
F80=	246,80	um	246,80	F80=	190,94	um	190,94

Calculo del P80 del molino:

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fd	Acum(+) Gd
1	30	600	99,79	0,21
2	40	425	99,05	0,95
3	50	300	97,65	2,35
4	70	212	94,58	5,42
5	100	150	86,66	13,34
6	140	106	69,37	30,63
7	200	75	50,38	49,62
8	270	53	29,33	70,67
9	325	45	22,19	77,81
10	400	38	16,34	83,66
11	500	25	8,51	91,49

G.G.S.				R.R.			
a=	0,752			a=	1,358		
b=	0,124			b=	-2,808		
Y=	0,752	X +	0,124	Y=	1,358	X +	-2,808
r=	0,912			r=	0,983		
Xo=	311,56	um		Xo=	116,89	um	
P80=	231,60	um		P80=	165,95	um	

Tomando los valores de F80 y P80 cuyo "r" se aproxime mas a la unidad tenemos:

F80= 190,94 um

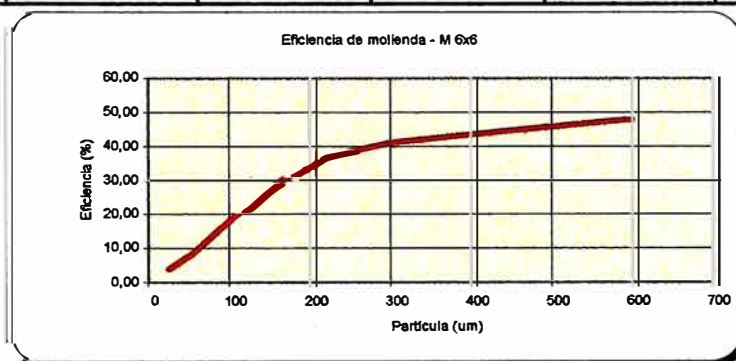
P80= 165,95 um

R= 1,15 um

Wl molino= 25,10 Kw-Hr/TM

**CALCULO DE LA EFICIENCIA DE MOLIENDA**

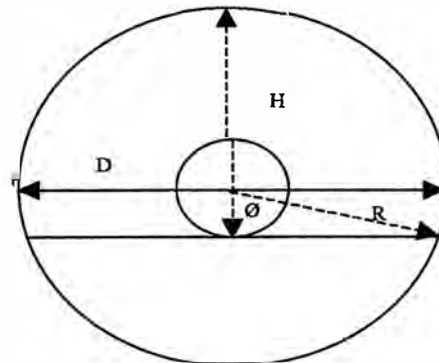
N	MALLA	Abert(um)	Acum(+) Gu	Acum(+) Gd	Em
1	30	600	0,410	0,214	47,88
2	40	425	1,699	0,950	44,06
3	50	300	3,980	2,354	40,86
4	70	212	8,514	5,419	36,35
5	100	150	18,477	13,341	27,79
6	140	106	37,964	30,630	19,32
7	200	75	56,909	49,624	12,80
8	270	53	76,828	70,665	8,02
9	325	45	83,599	77,811	6,92
10	400	38	88,786	83,656	5,78
11	500	25	95,256	91,491	3,95



**CALCULO DE LA CARGA MOLEDORA (Cw)**

Por Bond:  $Cw = 0.821 \times D^2 \times L \times Vp \times Cd / 2000$  (TC)

Especificaciones	6	x	6
D: Diámetro interior del molino			0,0 pies
H: Altura desde el nivel del medio de molienda			0,0 pies
R: Radio interior del molino			0,0 pies
Cd: Densidad del acero			293,00 lb/pie <sup>3</sup>
			7,85 gr/cc
Volumen del molino = $3.1416 \times D^2 \times L / 4$			169,65 pie <sup>3</sup>
			4,80 m <sup>3</sup>
Vp: fracción total del volumen del molino ocupado por el medio moledor			
Vp = $113 - 127 (H/D)$			0,40
<b>Cw: Carga moledora en peso</b>			<b>10,39 TC</b>
			<b>9,43 TM</b>



**CALCULO DEL TIEMPO DE MOLIENDA (t)**

Volumen neto ocupado por las bolas	1,20 m <sup>3</sup>	
fracción neta ocupada por las bolas	0,25	
fracción total de volumen ocupado por la pulpa más bolas		0,5
fracción de volumen ocupado por la pulpa	0,25	
Volumen ocupado por la pulpa	42,41 pie <sup>3</sup>	
	1,20 m <sup>3</sup>	
Alimento al molino	54,49 TMSH	
Densidad de pulpa	2267 gr/l	
	2,27 TM/m <sup>3</sup>	
Caudal de pulpa en m <sup>3</sup>	24,03 m <sup>3</sup> /h	
Tiempo de Molienda (t)	3,00 minutos	

**CALCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA (Nc)**

V.crítica (Nc) =	31,35 rpm
V.operación (No) =	20,68 rpm
% Veloc. crítica (Cs) =	65,96 %

### CLASIFICACION

Características Ciclón:

Marca		Alimento ciclón	TMSH	61,84 TMSH
Nº ciclones	1,00		G.esp.	3,20 gr/cc
Tipo	Cónico D-10		%sólidos	42,56 %
Vortex	80,00 mm	Underflow	TMSH	54,49 TMSH
Apex	54,00 mm		G.esp.	3,22 gr/cc
D(interior)	10,00 pulgadas		%sólidos	81,12 %
h(interior)	mm	Overflow	TMSH	7,36 TMSH
Alimento	Alimento fresco + Descarga		G.esp.	2,84 gr/cc
Presión Alim.	psi		%sólidos	9,41 %
Bypass	15,19			

### Calculo del diámetro del Apex teórico de los datos experimentales

$$\text{Diam. Apex} = 4.16 - 16.43 / (2.65 + 100\text{Ge} / \%s\text{-Ge}) + 1.10 \text{Ln}(D/\text{Ge})$$

pulg.

Ge: Gravedad específica del underflow

%s % de sólidos en el underflow

D: TMSPH en el underflow

Diam. Apex = 2,438 pulg

Diam. Apex = 61,932 mm

### CALCULO DEL d50

N	MALLA	Abert(um)	Alim. Ciclón	Underflow	Overflow
			Ci*	Ui*	Oi*
1	30	600	0,361	0,410	0,000
2	40	425	1,135	1,289	0,000
3	50	300	2,012	2,282	0,017
4	70	212	4,005	4,534	0,087
5	100	150	8,858	9,963	0,676
6	140	106	17,831	19,488	5,561
7	200	75	18,707	18,945	16,945
8	270	53	19,956	19,919	20,232
9	325	45	6,656	6,771	5,803
10	400	38	5,349	5,187	6,545
11	500	25	7,251	6,470	13,035
12	-500	0	7,880	4,744	31,099

N	MALLA	Abert(um)	ED i real	ER i real	ED i correg.	EDi calc.
1	30	600	100,000	0,000	100,000	100,000
2	40	425	100,000	0,000	100,000	99,998
3	50	300	99,899	0,101	99,881	99,971
4	70	212	99,742	0,258	99,695	99,797
5	100	150	99,092	0,908	98,929	99,115
6	140	106	96,289	3,711	95,625	97,271
7	200	75	89,223	10,777	87,292	93,584
8	270	53	87,937	12,063	85,777	87,661
9	325	45	89,626	10,374	87,768	84,130
10	400	38	85,442	14,558	82,834	80,059
11	500	25	78,610	21,390	74,779	68,698
12	-500	0	53,043	46,957	44,633	0,000

Curva calculada			Curva real		
a=	0,783		a=	0,751	
b=	-1,030		b=	-0,940	
Y=	0,783 X +	-1,030	Y=	0,751 X +	-0,940
r=	0,974		r=	0,972	
d50calculada=	12,93 um		d50real=	10,96 um	

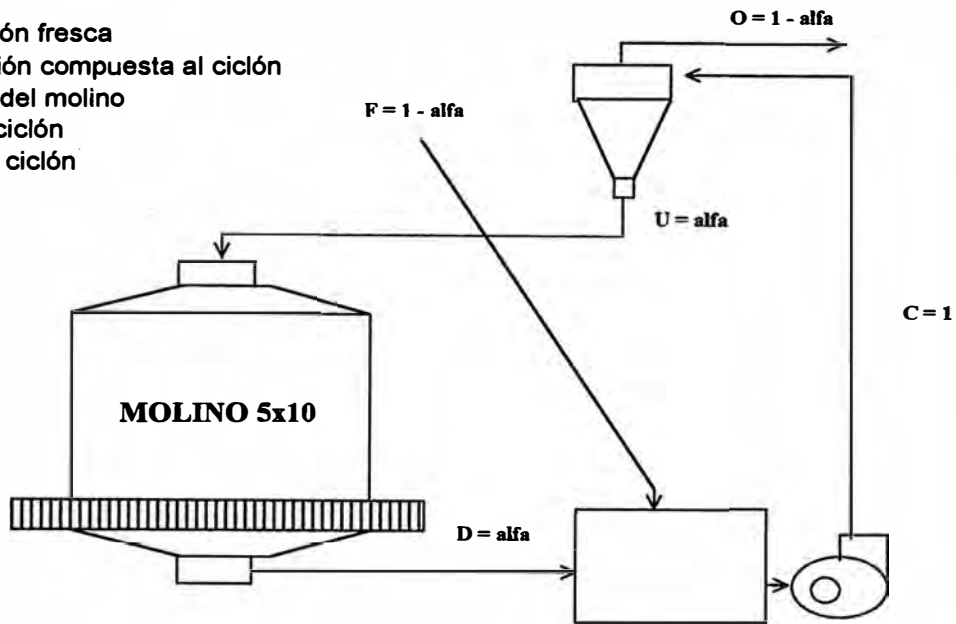




**CIRCUITO INVERSO MOLIENDA - CLASIFICACIÓN / M 5 x 10**

Fecha de muestreo: 28 - Mar - 00

- F: Alimentación fresca
- C: Alimentación compuesta al ciclón
- D: Descarga del molino
- O: Overflow ciclón
- U: Underflow ciclón



**DATOS SIN AJUSTE:**

**ALIMENTO FRESCO (F)**

Caudal de Pulpa TMPH =	36,45
Dp(gr/lit) =	1210,00
Ge(gr/cc) =	2,69
fracción sólidos =	0,28
TMSPH =	10,07
TMPH Solución =	26,38

**UNDERFLOW CICLÓN (U)**

Caudal de Pulpa TMPH =	99,03
Dp(gr/lit) =	1883,00
Ge(gr/cc) =	2,72
fracción sólidos =	0,74
TMSPH =	73,52
TMPH Solución =	25,51

**DESCARGA MOLINO (D)**

Caudal de Pulpa TMPH =	107,47
Dp(gr/lit) =	1765,00
Ge(gr/cc) =	2,73
fracción sólidos =	0,68
TMSPH =	73,52
TMPH Solución =	33,95

**OVERFLOW CICLÓN (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	45,70
Dp(gr/lit) =	1158,00
Ge(gr/cc) =	2,63
fracción sólidos =	0,22
TMSPH =	10,07
TMPH Solución =	35,63

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS**

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante				CCi
		F (fi)	D (di)	U (ui)	O (oi)	
30	600	98,98	99,87	99,77	100,00	9,651
40	425	95,12	99,19	98,39	99,94	5,989
50	300	86,78	96,69	94,64	99,62	6,251
70	212	71,76	88,58	84,42	98,01	6,312
100	150	52,12	68,45	62,56	91,72	6,722
140	106	29,81	39,26	33,51	72,76	7,470
200	75	16,48	20,19	17,06	51,60	11,215
270	53	9,45	11,69	7,68	35,06	6,382
325	45	8,09	9,37	5,94	30,54	6,546
400	38	7,26	8,00	5,07	26,65	6,621
500	25	5,64	5,34	3,35	19,82	7,133
-500		0,00	0,00	0,00	0,00	

Carga Circulante promedio:

7,299

**DATOS AJUSTADOS CON FACTORES DE PONDERACIÓN:**

% Error en el muestreo	% error F	1	% error U	0
	% error D	1	% error O	0

Malla	Abertura (um)	% Peso Acumulado Pasante ajustado					Carga Circ.
		Alim. fresco (fi*)	Descarga (di*)	Alim. Ciclón (ci*)	Underflow (ui*)	Overflow (oi*)	
30	600	99,03	99,90	99,79	99,76	100,00	7,276
40	425	94,99	99,09	98,59	98,41	99,94	7,276
50	300	86,67	96,44	95,26	94,66	99,62	7,276
70	212	71,69	88,07	86,09	84,46	98,01	7,276
100	150	52,10	68,03	66,10	62,58	91,72	7,276
140	106	29,81	39,41	38,25	33,50	72,76	7,276
200	75	16,52	21,83	21,19	17,01	51,57	7,276
270	53	9,44	11,21	11,00	7,69	35,07	7,276
325	45	8,08	9,04	8,92	5,95	30,56	7,276
400	38	7,26	7,74	7,68	5,08	26,66	7,276
500	25	5,64	5,30	5,34	3,35	19,82	7,276

**Carga Circulante ajustado:**

**7,276**

**ALIMENTO FRESCO (F)**

Caudal de Pulpa TMPH =	36,45
Dp(gr/lit) =	1210,00
Ge(gr/cc) =	2,69
fracción sólidos =	0,28
TMSPH =	10,07
TMPH Solución =	26,38

**UNDERFLOW CICLÓN (U)**

Caudal de Pulpa TMPH =	98,72
Dp(gr/lit) =	1883,00
Ge(gr/cc) =	2,72
fracción sólidos =	0,74
TMSPH =	73,29
TMPH Solución =	25,43

**DESCARGA MOLINO (D)**

Caudal de Pulpa TMPH =	107,13
Dp(gr/lit) =	1765,00
Ge(gr/cc) =	2,73
fracción sólidos =	0,68
TMSPH =	73,29
TMPH Solución =	33,84

**OVERFLOW CICLÓN (O)**

Caudal de Pulpa TMPH =	45,70
Dp(gr/lit) =	1158,00
Ge(gr/cc) =	2,63
fracción sólidos =	0,22
TMSPH =	10,07
TMPH Solución =	35,63

**ALIMENTO COMPUESTO AL CICLÓN (C)**

Caudal de Pulpa TMPH =	144,42
Dp(gr/lit) =	1575,58
Ge(gr/cc) =	2,72
fracción sólidos =	0,58
TMSPH =	83,36
TMPH Solución =	61,06

**By pass: 41,65**

**DATOS TÉCNICOS DEL MOLINO**

Marca	Lord Parisini		
Especificaciones	5	x	10
Rotación	Horaria		
Amp. de Operación	126,75		
Voltaje de Línea	454		
Factor de Potencia	0,85		

**WORK INDEX DEL SISTEMA MOLIENDA/CLASIFICACION**

Consumo de potencia (P)

P= 84,72 KW

Consumo específico de energía (W)

W= 8,41 Kw-Hr/TM

Calculo del F80 del sistema

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Ff	Acum(+) Gf
1	30	600	99,029	0,971
2	40	425	94,991	5,009
3	50	300	86,669	13,331
4	70	212	71,691	28,309
5	100	150	52,104	47,896
6	140	106	29,812	70,188
7	200	75	16,523	83,477
8	270	53	9,438	90,562
9	325	45	8,083	91,917
10	400	38	7,257	92,743
11	500	25	5,641	94,359

G.G.S.				R.R.			
a=	1,059			a=	1,522		
b=	-0,754			b=	-3,516		
Y=	1,059	X +	-0,754	Y=	1,522	X +	-3,516
r=	0,975			r=	0,993		
Xo=	399,82	um		Xo=	204,28	um	
F80=	323,84	um	323,84	F80=	279,27	um	279,27

Calculo del P80 del sistema:

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fo	Acum(+) Go
1	30	600	100,00	0,00
2	40	425	99,94	0,06
3	50	300	99,62	0,38
4	70	212	98,01	1,99
5	100	150	91,72	8,28
6	140	106	72,76	27,24
7	200	75	51,57	48,43
8	270	53	35,07	64,93
9	325	45	30,56	69,44
10	400	38	26,66	73,34
11	500	25	19,82	80,18

G.G.S.				R.R.			
a=	0,553			a=	1,401		
b=	0,615			b=	-2,713		
Y=	0,553	X +	0,615	Y=	1,401	X +	-2,713
r=	0,935			r=	0,995		
Xo=	320,59	um		Xo=	86,53	um	
P80=	214,08	um	214,08	P80=	121,54	um	121,54

Tomando los valores de F80 y P80 cuyo "r" se aproxime mas a la unidad tenemos:

F80= 279,27 um

P80= 121,54 um

R= 2,30 um

WI sistema= 27,25 Kw-Hr/TM



**WORK INDEX DEL MOLINO**

Consumo de potencia (P)

P= 84,72 KW

Consumo específico de energía (W)

W= 1,16 Kw-Hr/TM

Calculo del F80 del molino:

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fu	Acum(+) Gu
1	30	600	99,762	0,238
2	40	425	98,405	1,595
3	50	300	94,664	5,336
4	70	212	84,457	15,543
5	100	150	62,581	37,419
6	140	106	33,503	66,497
7	200	75	17,012	82,988
8	270	53	7,689	92,311
9	325	45	5,947	94,053
10	400	38	5,076	94,924
11	500	25	3,352	96,648

G.G.S.				R.R.			
a=	1,231			a=	1,812		
b=	-1,140			b=	-4,098		
Y=	1,231	X +	-1,140	Y=	1,812	X +	-4,098
r=	0,959			r=	0,991		
Xo=	355,02 um			Xo=	182,65 um		
F80=	296,17 um		296,17	F80=	237,51 um		237,51

Calculo del P80 del molino:

N	MALLA	Abert(um)	Acum(-) Fd	Acum(+) Gd
1	30	600	99,90	0,10
2	40	425	99,09	0,91
3	50	300	96,44	3,56
4	70	212	88,07	11,93
5	100	150	68,03	31,97
6	140	106	39,41	60,59
7	200	75	21,83	78,17
8	270	53	11,21	88,79
9	325	45	9,04	90,96
10	400	38	7,74	92,26
11	500	25	5,30	94,70

G.G.S.				R.R.			
a=	1,060			a=	1,684		
b=	-0,700			b=	-3,720		
Y=	1,060	X +	-0,700	Y=	1,684	X +	-3,720
r=	0,959			r=	0,993		
Xo=	351,60 um			Xo=	161,97 um		
P80=	284,88 um			P80=	214,87 um		

Tomando los valores de F80 y P80 cuyo "r" se aproxime mas a la unidad tenemos:

F80= 237,51 um

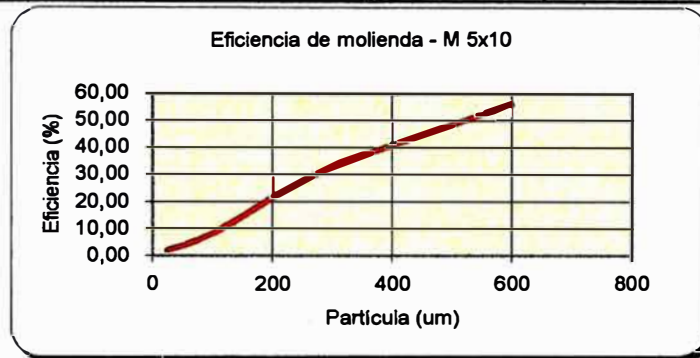
P80= 214,87 um

R= 1,11 um

Wi molino= 34,70 Kw-Hr/TM

**CALCULO DE LA EFICIENCIA DE MOLIENDA**

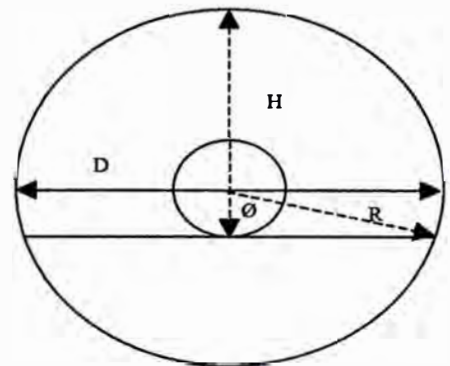
N	MALLA	Abert(um)	Acum(+) Gu	Acum(+) Gd	Em
1	30	600	0,238	0,105	56,05
2	40	425	1,595	0,914	42,68
3	50	300	5,336	3,555	33,37
4	70	212	15,543	11,926	23,27
5	100	150	37,419	31,974	14,55
6	140	106	66,497	60,595	8,88
7	200	75	82,988	78,171	5,80
8	270	53	92,311	88,788	3,82
9	325	45	94,053	90,965	3,28
10	400	38	94,924	92,257	2,81
11	500	25	96,648	94,699	2,02



**CALCULO DE LA CARGA MOLEDORA (Cw)**

Por Bond:  $Cw = 0.821 \times D^2 \times L \times Vp \times Cd / 2000$  (TC)

Especificaciones	5	x	10
D: Diámetro interior del molino			0,0 pies
H: Altura desde el nivel del medio de molienda			0,0 pies
R: Radio interior del molino			0,0 pies
Cd: Densidad del acero			293,00 lb/pie <sup>3</sup>
			7,85 gr/cc
Volumen del molino = $3.1416 \times D^2 \times L / 4$			196,35 pie <sup>3</sup>
			5,56 m <sup>3</sup>
Vp: fracción total del volumen del molino ocupado por el medio moledor			
Vp = $113 - 127 (H/D)$			0,40
<b>Cw: Carga moledora en peso</b>			<b>12,03 TC</b>
			<b>10,91 TM</b>



**CALCULO DEL TIEMPO DE MOLIENDA (t)**

Volumen neto ocupado por las bolas	1,39 m <sup>3</sup>	
fracción neta ocupada por las bolas	0,25	
fracción total de volumen ocupado por la pulpa más bolas		0,5
fracción de volumen ocupado por la pulpa	0,25	
Volumen ocupado por la pulpa	49,09 pie <sup>3</sup>	
	1,39 m <sup>3</sup>	
Alimento al molino	73,29 TMSH	
Densidad de pulpa	1883 gr/l	
	1,88 TM/m <sup>3</sup>	
Caudal de pulpa en m <sup>3</sup>	38,92 m <sup>3</sup> /h	
Tiempo de Molienda (t)	2,14 minutos	

**CALCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA (Nc)**

V.critica (Nc) =	34,35 rpm
V.operación (No) =	24,90 rpm
% Veloc. crítica (Cs) =	72,50 %

### CLASIFICACION

Características Ciclón:

Marca		Alimento ciclón	TMSH	83,36	TMSH
N° ciclones	1,00		G.esp.	2,72	gr/cc
Tipo	Cónico D-10		%sólidos	57,72	%
Vortex	79,00 mm	Underflow	TMSH	73,29	TMSH
Apex	58,00 mm		G.esp.	2,72	gr/cc
D(interior)	10,00 pulgadas		%sólidos	74,24	%
h(interior)	mm	Overflow	TMSH	10,07	TMSH
Alimento	Alimento fresco + Descarga		G.esp.	2,63	gr/cc
Presión Alim.	10,00 psi		%sólidos	22,04	%
Bypass	41,65				

### Calculo del diámetro del Apex teórico de los datos experimentales

$$\text{Diam. Apex} = 4.16 - 16.43 / (2.65 + 100\text{Ge}/\%s - \text{Ge}) + 1.10 \ln(D/\text{Ge})$$

pulg.

Ge: Gravedad especifica del underflow

%s de sólidos en el underflow

D: TMSPH en el underflow

$$\text{Diam. Apex} = 3,211 \text{ pulg}$$

$$\text{Diam. Apex} = 81,570 \text{ mm}$$

### CALCULO DEL d50

N	MALLA	Abert(um)	Alim. Ciclón	Underflow	Overflow
			Ci*	Ui*	Oi*
1	30	600	0,209	0,238	0,000
2	40	425	1,200	1,357	0,056
3	50	300	3,328	3,741	0,320
4	70	212	9,169	10,207	1,618
5	100	150	19,992	21,876	6,283
6	140	106	27,856	29,078	18,964
7	200	75	17,058	16,491	21,184
8	270	53	10,190	9,323	16,502
9	325	45	2,077	1,742	4,517
10	400	38	1,236	0,870	3,896
11	500	25	2,342	1,725	6,836
12	-500	0	5,342	3,352	19,824

N	MALLA	Abert(um)	ED i real	ER i real	ED i correg.	EDi calc.
1	30	600	100,000	0,000	100,000	99,990
2	40	425	99,436	0,564	99,033	99,867
3	50	300	98,838	1,162	98,008	99,132
4	70	212	97,868	2,132	96,346	96,679
5	100	150	96,203	3,797	93,491	91,328
6	140	106	91,774	8,226	85,902	82,687
7	200	75	84,995	15,005	74,282	71,616
8	270	53	80,433	19,567	66,464	59,476
9	325	45	73,731	26,269	54,977	53,806
10	400	38	61,915	38,085	34,724	48,156
11	500	25	64,736	35,264	39,560	35,597
12	-500	0	55,160	44,840	23,148	0,000

Curva calculada				Curva real			
a=	0,957			a=	0,732		
b=	-1,695			b=	-1,088		
Y=	0,957	X +	-1,695	Y=	0,732	X +	-1,088
r=	0,973			r=	0,969		
d50calculada=	40,19	um		d50real=	18,54	um	





## **ANEXO N°03**

### **DATA HISTÓRICA DE PLANTA MARAÑÓN 1997 - 2000**

**(Tratamiento mensual - Leyes de cabeza y  
relave sólido - Granulometrías de productos  
de molienda y relave general)**

## DATA HISTORICA 1997 - 2000 / Planta Marañón / Tratamiento - Leyes - Granulometrías

	TRATAMIENTO MENSUAL (TMS)			TRATAMIENTO MENSUAL (%)			LEYES (qr/TMS)			MALLAS		
	Total	Poderosa	Consuelo	Total	Poderosa	Aporte Consuelo	Cabeza Calculada	Relave Sólido	% Extracción Sólido	Molino 8 x10 % 200 m	Molino 6 x 6 % 400 m	Relave Gral. % -200 m
ene-97	16771	16771	0	100	100,00	0,0	10,001	0,675	93,25			
feb-97	14357,2	14357,2	0	100	100,00	0,0	12,641	0,843	93,33			
mar-97	16693	16230,5	462,5	100	97,23	2,8	12,52	0,74	94,09			
abr-97	17213,3	14818,4	2394,9	100	86,09	13,9	12,48	0,87	93,03			
may-97	17099,3	15658,4	1440,9	100	91,57	8,4	12,41	0,89	92,83			
jun-97	17083	14421,5	2661,5	100	84,42	15,6	10,76	0,79	92,66			
jul-97	16757,2	14458,2	2299	100	86,28	13,7	14,19	0,94	93,38			
ago-97	16903,5	14950,5	1953	100	88,45	11,6	13,78	0,94	93,18			
sep-97	16886,6	14241,2	2645,4	100	84,33	15,7	14,07	0,96	93,18			
oct-97	16602,8	14489,8	2113	100	87,27	12,7	12,83	0,88	93,14			
nov-97	15431,2	12999,7	2431,5	100	84,24	15,8	13,12	1,1	91,62			
dic-97	17094,1	13071,4	4022,7	100	76,47	23,5	13,75	1,12	91,85			
ene-98	17242	12385	4857	100	71,83	28,2	12,81	1	92,19	51	70	71
feb-98	14637	9504	5077	100	64,93	34,7	13,58	1,17	91,38	52	70	70
mar-98	17197	10386	6753	100	60,39	39,3	14,87	1,22	91,80	51	70	72
abr-98	16009	8155	7729	100	50,94	48,3	15,18	1,21	92,03	52	70	72
may-98	17294	8484	8729	100	49,06	50,5	14,7	1,3	91,16	48	70	71
jun-98	16281	7094	9113	100	43,57	56,0	13,91	1,31	90,58	52	70	76
jul-98	17200	6431	10722	100	37,39	62,3	15,56	1,45	90,88	50	79	74
ago-98	16970	5458	11490	100	32,16	67,7	13,3	1,4	89,47	49	74	73
sep-98	16396	2647	13624	100	16,14	83,1	12,98	1,42	89,06	49	78	72
oct-98	16405	2077	14259	100	12,66	86,9	13,58	1,42	89,54	51	87	76
nov-98	15978	1454	14453	100	9,10	90,5	12,75	1,35	89,41	54	75	78
dic-98	17947	1611	16241	100	8,98	90,5	11,07	1,28	88,44	51	78	74
ene-99	17380	1929	15385	100	11,10	88,5	10,61	1,16	89,07	49	75	72
feb-99	12846	1663	11127	100	12,95	86,6	10,95	1,28	88,31	49	81	73
mar-99	17822	2956	14785	100	16,59	83,0	10,90	1,24	88,66	50	81	73
abr-99	16587	2778	13691	100	16,75	82,5	11,73	1,18	89,98	51	85	73
may-99	13312	2164	11096	100	16,26	83,4	10,27	1,10	89,28	56	89	77
jun-99	16477	1205	15206	100	7,31	92,3	12,93	1,35	89,56	53	88	79
jul-99	16858	2	15484	100	0,01	91,8	11,00	1,31	88,11	52	90	78
ago-99	16585	825	15716	100	4,97	94,8	9,45	1,32	86,05	54	90	80
sep-99	15986	1802	14163	100	11,27	88,6	11,05	1,24	88,80	53	87	87
oct-99	15988	1942	14008	100	12,15	87,6	10,61	1,17	88,99	53	89	84
nov-99	15751	2827	12884	100	17,95	81,8	9,83	1,15	88,31	54	86	86
dic-99	15250	4450	10782	100	29,18	70,7	10,42	1,14	89,02	54	91	84
ene-00	13677	4725	8952	100	34,55	65,5	10,954	1,051	90,41	56	90	83
feb-00	13788	4858	8902	100	35,23	64,6	11,456	0,986	91,39	55	90	82
mar-00	13800	6658	7118	100	48,25	51,6	12,56	0,98	92,17	53	83	84
abr-00	13838	6439	7375	100	46,53	53,3	11,10	0,93	91,67	52	87	83
may-00	15109	7859	5227	100	52,02	34,6	10,53	0,90	91,42	53,8	72,4	81,4
jun-00	15175	7083	6511	100	46,68	42,9	9,71	0,92	90,52	54,3	73,9	87,4
jul-00	15949	7778	8134	100	48,77	51,0	10,55	1,04	90,13	56,6	70,1	86,1