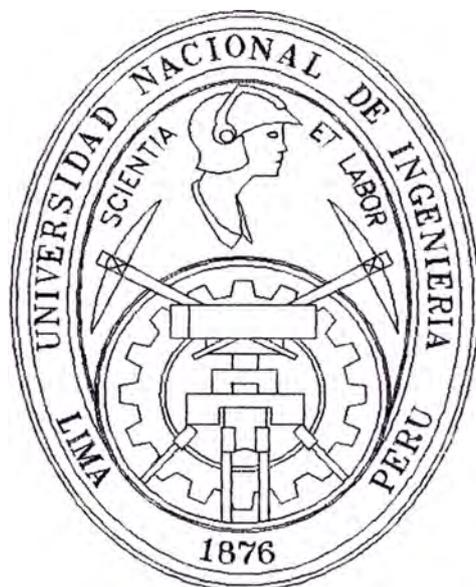


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



**"EVALUACION DE PARAMETROS OPERATIVOS Y DE
RESULTADOS EN LA NUEVA PLANTA DE CIANURACION
SANTA MARIA-1 DE LA CIA MINERA PODEROSA S.A."**

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR:

WILFREDO FLORENTINO CHUCO VALENZUELA

Promoción: 1993-I

Lima - Perú

1998

" EVALUACION DE PARAMETROS OPERATIVOS Y DE RESULTADOS EN LA NUEVA PLANTA DE CIANURACION SANTA MARIA-1 DE LA CIA MINERA PODEROSA S.A "

INDICE

RESUMEN
INTRODUCCION
MEDIO AMBIENTE

CAPITULO - I

1. GENERALIDADES
 - 1.1 Ubicación y acceso
 - 1.2 Recursos
 - 1.2.1 Energéticos
 - 1.2.2 Hídricos
 - 1.2.3 Otros
 - 1.3 Clima y Fisiografía
 - 1.4 Operación por niveles y Proyeccion

2. GEOLOGIA
 - 2.1 Geología Regional
 - 2.1.1 Estratigrafía
 - 2.1.2 Rocas intrusivas
 - 2.1.3 Geología Estructural
 - 2.2 Geología Económica
 - 2.2.1 Generalidades
 - 2.2.2 Mineralogía
 - 2.3 Controles Geológicos
 - 2.3.1 Control Litológico
 - 2.3.2 Control Estructural
 - 2.3.3 Control Mineralógico

3. RESERVAS MINERALES
 - 3.1 Cubicación.

4. MINA
 - 4.1 Metodos de Minado
 - 4.2 Parametros tecnicos de Explotación
 - 4.3 Producción

5. PERFORACION
6. VOLADURA

- 7. DIMENSIONES DE LABORES
- 8. AIRE COMPRIMIDO
- 9. ENERGIA
 - 9.1 Demanda de Energía
 - 9.2 Casa Térmica

CAPITULO - II

- 10 DISPOSICION DE EQUIPOS PLANTA "SANTA MARIA-I"
 - 10.1 Sección Chancado
 - 10.2 Sección Molienda
 - 10.3 Sección Espesadores
 - 10.4 Sección Agitadores
 - 10.5 Sección Precipitación

- 11 DESCRIPCION DEL PROCESO ACTUAL
 - 11.1 Seccion Chancado
 - 11.2 Seccion Molienda
 - 11.3 Seccion Decantación
 - 11.4 Sección Agitación
 - 11.5 Sección Lavado en Contra Corriente
 - 11.6 Sección Filtros de Discos
 - 11.7 Sección Precipitación
 - 11.8 Flow-Shet General

CAPITULO - III

- 12 EVALUACION DE LA SECCION MOLIENDA
 - 12.1 Molienda Primaria Molino 6 X 6
 - 12.1.1 Velocidad Crítica
 - 12.1.2 Work Index
 - 12.1.3 Grado de Reducción
 - 12.1.4 Curvas G.G.S y R.R.
 - 12.1.5 Corrección de Datos por Los Multiplicadores de Lagrange
 - 12.1.6 Carga Circulante
 - 12.2 Molienda Secundaria Molino 5 x 6
 - 12.2.1 Velocidad Critica
 - 12.2.2 Work Index
 - 12.2.3 Grado de Reducción
 - 12.2.4 Curva G.G.S y R.R.
 - 12.2.5 Corrección de Datos por los Multiplicadores de Lagrange
 - 12.2.6 Carga Circulante

CAPITULO - IV

13 BALANCES METALURGICOS

- 13.1 Balance General y de Precipitación - Enero-98
- 13.2 Balance General y de Precipitación - Febrero-98
- 13.3 Balance General y de Precipitación - Marzo-98
- 13.4 Balance General y de Precipitación - Abril-98
- 13.5 Balance Gneral y de Precipitación - Mayo-98

CAPITULO - V

14 EFICIENCIAS, PERFORMANCES Y COMPARACIONES MENSUALES DE PARAMETROS EN PLANTA

- 14.1 Tratamiento Mensual - grafico-1
- 14.2 Ley de Cabeza Faja y Calculada - grafico-2
- 14.3 Ley de Relave Solido Mensual - grafico-3
- 14.4 Ley de Soluciones Rica y Barren - grafico-4
- 14.5 Soluciones Barren y Relave - grafico-5
- 14.6 % de Extracciones - grafico-6
- 14.7 Comparación entre Recuperación en Planta y el Programado - grafico-7
- 14.8 Recuperación en la sección Precipitación - grafico-8
- 14.9 Comparación de extracción por Secciones - grafico-9
- 14.10 Consumo de Cianuro de Sodio - grafico-10
- 14.11 Consumo de Cal Viva - grafico-11
- 14.12 Consumo de Bolas de Acero - grafico12
- 14.13 Costo de Energía en Planta - grafico-13
- 14.14 Costo de Insumos En Planta - grafico-14
- 14.15 Costo de supervisión en planta - grafico-15
- 14.16 Costo Total en Planta - grafico-16
- 14.17 Costo Total en MINA - grafico-17
- 14.18 Eficiencia Neta de Capacidada utilizada en Planta - grafico-18
- 14.19 Distribución de Costos En Planta - graficos:19,20,21,22 y 23.
- 14.20 Precipitado Final - grafico-24
- 14.21 Barras Dore - grafico-25
- 14.22 Peso Fino Producido - grafico-26
- 14.23 Cotizaciones Promedios Mensuales de Au y Ag - graficos 27 y 28.

CAPITULO - VI

15 PRUEBAS METALURGICAS DE CIANURACION A NIVEL LABORATORIO DEL RELAVE SOLIDO GENERAL

- 15.1 Introducción
- 15.2 Observaciones y Conclusiones
- 15.3 Características de la Muestra

- 15.4 Pruebas de Remolienda y Cianuración
- 15.5 Cuadros y Graficos Finales

CAPITULO - VII

- 16 CONCLUSIONES FINALES
- 17 RECOMENDACIONES
- 18 BIBLIOGRAFIA

AGRADECIMIENTO

**A mi Madre Ricardina, por su Invalorable Sacrificio y Amor
Que me brindo para dar un gran paso en mi vida.**

**A la memoria de Lía, mi hermana que se fue tan joven
sin haber cumplido sus sueños anhelados, pero dejándonos un
Gran ejemplo de empeño y dedicación**

**A la COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S..A que me
brindo todos las facilidades del caso para realizar el presente
trabajo, en especial a:**

**Ing. Marcelo Santillana Salas Gerente de operaciones
Ing. Edgar Alvarado Calle Superintendente de Planta**

**Al Jefe del proyecto Pataz Ing. Víctor Flores Sánchez por
su valiosa información y apoyo en la toma de datos**

**MI MAS SINCERO AGRADECIMIENTO PARA
MI ALMA MATER, MIS PROFESORES QUE ME
BRINDARON LO SUFICIENTE PARA DESEMPEÑARME
COMO TAL, EN MI VIDA PROFESIONAL**

RESUMEN

En el presente informe de Ingeniería se muestra una descripción breve de la Geología regional donde se incluye la mineralogía general y económica, como también se muestra una descripción breve del sistema de minado, métodos de minado y los parámetros de explotación.

El objetivo principal es dar a conocer como la Planta de Cianuración Santa María – 1 de la Cía Minera Poderosa está alcanzando los objetivos planeados con los resultados que se vienen obteniendo desde su puesta en operación el 25 de Octubre de 1997 con una capacidad instalada de 200 TMSD, para esto se a tomado 5 meses de referencia de Enero del 98 a Mayo del mismo año para su evaluación respectiva tanto operacional como económica.

Se muestra una descripción del proceso actual en Planta desde la recepción del mineral hasta obtener el producto final que es el precipitado de Zinc, se incluye una evaluación de la sección molienda para poder determinar los parámetros operativos de dicha sección y poder mejorar, como también se muestran los balances metalúrgicos tanto general y de la sección precipitación por meses, se presentan gráficos comparativos mensuales del tratamiento, de la ley de cabeza faja y calculada, de las soluciones: rica, barren y relave general, comparaciones de extracciones y recuperaciones por secciones, se presentan cuadros de consumo de reactivos químicos, se muestran cuadros de costos, etc., etc. También se presenta pruebas metalúrgicas de cianuración del relave sólido general para determinar si es factible incrementar nuestra extracción de sólidos mejorando nuestros parámetros operativos en planta. Por último se muestran las conclusiones finales de las evaluaciones, las recomendaciones para poder mejorar nuestra extracción total y bajar nuestros costos.

INTRODUCCION

La CIA MINERA PODEROSA S..A en sus operaciones está dedicada a la explotación y procesamiento de minerales auríferos en la sierra norte del territorio Peruano. La actual coyuntura socio – económica que vive el País hace que en diversos aspectos la Empresa esté minimizado sus márgenes de utilidad y más aún cuando la cotización del metal fino (Au), en los actuales momentos esta por debajo de los 300 \$/oz., habiendo bajado casi en 100\$ por onza con respecto a años anteriores. A todo lo anterior se adiciona la disminución de las reservas probadas y probables de la unidad Pataz donde la Planta sé ha instalado. Para poder hacer frente a todo lo descrito Poderosa tiene un plan estratégico a corto plazo.

La actividad minera en la región se remonta a la época pre-inca, aunque existen muy pocos indicios ya sea en las ruinas del Gran Pajatén o en muchas ciudadelas antiguas. Durante el Incanato, hay evidencias de una intensa explotación minera. Tarnawiecki (1929), informa del hallazgo de herramientas de madera y grandes muros de roca; además existe un “Camino de los Incas” que pasa al este de Pataz el cual probablemente unía Buldibuyo con Cajamarca. Según la tradición, gran parte del rescate de Atahualpa fue aportado de la región de Pataz.

Durante la colonia a principios del siglo XVIII, se trabajaron las minas de Parcoy y Pataz; los trabajos en Pataz estuvieron principalmente en las minas de San Francisco, San Lorenzo y el Tingo, el oro se beneficiaba por amalgamación en los rudimentarios sistemas del “molinete” (molino de roca labrada).

En los últimos años de la colonia y primeros de la República, la explotación minera disminuye notablemente debido al agotamiento de los minerales de oro libre. En 1980, se constituye la Compañía Minera Poderosa S..A., que es titular de varias Concesiones Mineras en toda la provincia, una de estas concesiones es la de Pataz donde sé a instalado la Planta Santa Mría-1 con una capacidad de 200 TMSD., la cuál viene operando desde el 25 de Octubre de 1997.

MEDIO AMBIENTE

A.- EL MEDIO AMBIENTE Y SU CONTROL

La consideración ambiental más importante que se tiene en Planta Santa María-1 en el proceso de lixiviación es el uso del CIANURO (NaCN). Su control durante el almacenamiento, transporte, procesamiento y el potencial de contaminación que puede provocar en las aguas superficiales y subterráneas. La toxicidad del cianuro al hombre como a los peces y otros animales es también un aspecto importante.

Para obtener la licencia de operación de la Planta Santa María-1 Poderosa a tenido que cumplir con los últimos requisitos que dispone el M.E.M. y demostrar que el sistema de operación está diseñado para contener y controlar cianuro tanto en condiciones normales, como en eventos mayores.

A.1- CONTENIDO Y PREPARACION DEL ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

En general el estudio de impacto ambiental consistió de los siguientes elementos:

- Descripción abreviada del proyecto
- Presentación de otras alternativas al proyecto propuesto
- Descripción detallado del medio ambiente donde se propone el proyecto
- Análisis detallado de los impactos
- Análisis de alternativas de mitigación y sus efectos en el corto y largo plazo incluyendo especies físicas, biológicas, económicas y sociales y sus interacciones.
- Discusión de las medidas de mitigación que minimizan el efecto ambiental
- Análisis del plan de contingencias y plan de cierre.

A.2- CALIDAD DE AIRE

Las diferentes secciones de planta se están adecuando para cumplir con los estándares de calidad de aire.

Los principales parámetros que se están considerando son:

- Material particulado
 - Partículas totales suspendidas (TSP)
 - Partículas finas (PM-10)
- Ozono
- Plomo
- Hidrocarburos
- Bióxido de Nitrógeno
- Monóxido de Carbono

Se ha establecido criterios de operación y monitoreo con la finalidad de controlar las emisiones.

A.3- CALIDAD DE AGUA SUPERFICIAL Y SUBTERRANEA

A.3.1 OPERACIÓN DE DESCARGA CERO

Las características hidrológicas, climatológicas y de diseño nos permiten obtener una operación de descarga cero, es decir NO SE EMITEN ningún tipo de efluente. Esto quiere decir que se ha tomado todas las precauciones en el diseño de manera que el cianuro no entre en contacto con las aguas superficiales y subterráneas.

El diseño contempla suficientes aspectos geotécnicos, hidráulicos y una Ingeniería de diseño para el caso de eventos de emergencia (tormentas, sismos, etc.).

CAPITULO - I

1. GENERALIDADES

La compañía Minera Poderosa S.A., viene realizando labores de exploración, desarrollo y preparación para atender a la Planta de Cianuración Santa Maria-I que se encuentra en operación desde el 25 de Octubre de 1997 con una capacidad instalada de 200 TMS. Por día.

1.1. Ubicación y Vías de Acceso

Las coordenadas de la zona de trabajo son las siguientes:

77° 35' a 77° 40' de longitud Oeste

7° 40' a 7° 45' de latitud Sur

Geográficamente la zona se encuentra en la margen izquierdo del río Hualanga, tributario del río Marañon, ubicándose a 22km. al Este del puente Chagual.

Políticamente, el área se encuentra en el distrito de Pataz, provincia de Pataz, departamento La Libertad, bajo la jurisdicción de la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas en Lima.

El acceso se realiza de las siguientes formas:

TRAMO	DIST. (km.)	CARRETER A	TIEMPO (horas)	DIST. DESDE LIMA
LIMA - TRUJILLO	580	ASFALTADA	8	580
TRUJILLO - PTE. CHAGUAL	340	AFIRMADA	15	920
PTE. CHAGUAL - PATAZ		AFIRMADA	2	942
TRUJILLO - CHAGUAL		VIA AEREA	0.8	
LIMA - CHAGUAL	470	VIA AEREA	2	470

1.2. Recursos

1.2.1. Energéticos

Por su naturaleza geográfica, la provincia de Pataz cuenta con un vasto recurso hídrico debido a la presencia de lagunas; sumado a ello la topografía accidentada contribuye a un potencial hidroeléctrico.

1.2.2. Hidricos

La demanda de recursos hídricos en consumo humano, explotación minera, beneficio del mineral y para generación de energía hidroeléctrica, esta garantizada por la abundante existencia de lagunas y precipitaciones pluviales.

1.2.3. Otros

Mano de Obra

El constante esfuerzo de la Compañía por entrenar y capacitar al personal de la zona permite cubrir la demanda de la mano de obra calificada en trabajos mineros.

Madera

El abastecimiento de madera en bruto y aserrada para un normal desenvolvimiento en las operaciones mineras y futuras expansiones esta cubierta por los bosques de Cochabamba, Sartinbamba, Moyán, Curaubamba entre otros. De otro lado, La Compañía cumple con un programa de forestación a fin de mantener el abastecimiento de madera.

1.3. Clima y Fisiografía

El clima de la zona, se describe como templada a cálida; con fuertes lluvias entre los meses de Diciembre a Marzo; la temperatura alcanza los 21 grados centígrados en promedio.

Las quebradas y ríos profundos hacen a esta zona fisiográficamente muy accidentada, reconociéndose entre ellas las quebradas: Hualanga, La Quinta, Santa Maria entre otros.

1.4. Operación por Niveles y Proyección

Los trabajos de Explotación, Desarrollo, Preparación y Explotación se están desarrollando en los siguientes niveles

NIVEL	VETA	ACTIVIDAD
2520	María Rosa	Explotación, Preparación, Explotación
2550	María Rosa	Preparación y Explotación
2500	Irma	Exploración
2520	Irma	Exploración, Preparación, Explotación
2550	Irma	Preparación, Explotación
2580	Irma	Preparación, Explotación
2627	Irma	Preparación, Explotación

En el presente año se tiene programado realizar 4,081 metros de avance y 2215 metros de Diamantina, las proyecciones son favorables a realizar mayor metraje.

Las Proyecciones para 1,998 es de programar 5,790 metros de avance por Exploración, Desarrollo, Preparación y 4,430 metros en Diamantina.

PRE- PROGRAMA DE AVANCE 1998

DIC	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	
AVANC. H	250	220	220	260	260	260	310	390	390	295	295	190
AVANC. V	60	140	180	100	60	100	210	130	130	60	140	180
OPER.	80	80	80	100	100	80	60	60	60	100	80	80
TOTAL.	390	440	480	460	420	440	580	580	580	455	515	450

2. GEOLOGIA

2.1. GEOLOGIA REGIONAL

2.1.1. ESTRATIGRAFIA

La zona está dentro de la faja aurífera de Pataz, está ligada a la evolución estratigráfica y estructural de la Cordillera Oriental en el sector Nor-Peruano y conformado por la superposición de 3 ciclos Orogénicos: El Precámbrico, Hercínico y Andino.

EL Precámbrico

Se presenta como una secuencia rocosa denominado Complejo del Marañón compuesto por fillitas en la base y meta volcánicos en la parte superior. Está ampliamente extendido, principalmente al Oeste del Batolito de Pataz; se estima su espesor en más de 1,000 m; es afectado por una tectónica polifásica materia de un estudio especial que se está realizando.

EL Hercínico

Está formado por rocas pelíticas discordantes que sobreyacen a las metamórficas del Precámbrico y son conocidas como las pizarras del "Contaya" y las areniscas del "Ambo". Estas rocas están ampliamente distribuidas en los distritos de Pataz y Pias.

Al final del Paleozoico en el Permiano Superior, una fase epirogénica (Tardihercínica) genera una emersión y el depósito de las areniscas y conglomeradas de color rojo violáceo conocidas como "Grupo Mitu"; estas rocas afloran principalmente en el valle del Marañón.

EL Andino

Estructuralmente está conformado por las "Fosas Tectónicas del Marañón". Este ciclo empieza con las calizas y dolomitas conocidas como "Grupo Pucará" del Triásico-Jurásico que aflora en discordancia sobre "El Mitu"; su espesor se estima entre 300 y 400 m. El ciclo continua hacia arriba con las areniscas "Goyllarisquizga" del Cretáceo inferior, las calizas de Cretáceo Medio de la Formación "Crisnejas" y las capas rojas de la Formación "Chota" del Cretáceo Superior-Terciario Inferior.

En el terciario (Mio-plioceno), sucede una acumulación volcánica de composición intermedia a ácida que aflora al Este de la región y sobreyace en discordancia erosional a las rocas del Batolito de Pataz y tiene un espesor estimado superior a los 1,500 m., y se conoce como los "Volcánicos Lavasén

2.1.2. ROCAS INTRUSIVAS

Las rocas intrusivas que predominan corresponden al llamado Batolito de Pataz que está conformado por un conjunto plutónico que se emplazó en una zona de fractura con dirección **NNW-SSE**, aflora desde la quebrada de Chuquitambo por el Norte, siguiendo hacia el **SE**, continúa por Pataz, Ariabamba, Parcoy, Buldibuyo y se sabe que pasa hacia la selva al **SE** de Tayabamba; se extiende por más de 100 Km. de largo y un ancho que varía entre 5 y 10 Km. Está compuesto por intrusiones que varían de composición desde rocas básicas hasta rocas ácidas; en las zonas marginales se observan stocks dioríticos y tonalíticos con una gran masa central granodiorítica hasta adamelítica con diques aplíticos y pegmatíticos que cortan a los segmentos mencionados. Su contacto con el Precámbrico en algunos sectores está fallado a lo largo del mismo, se observa una franja de enclaves que tiene una distribución regional. El Batolito es intruído por una serie de diques de composición variada, desde lamprófidos, pasando por andesitas, aplitas y pegmatitas.

En las proximidades del contacto con las rocas del Complejo del Marañón se alinean las vetas con cuarzo, sulfuros y oro que han sido agrupadas en la "Faja Aurífera de Pataz - Buldibuyo."

Se han efectuado dataciones radiométricas en rocas del Batolito en el Laboratorio Petromineralógico de la Ruprecht-Karis-University Heidelberg de Alemania Federal, obteniendo una edad de 320 ± 1 m.a., lo cual correspondería al Mississippiano Superior.

Existen también algunos stocks pequeños de granitos rojos, que se ubican en las partes bajas del valle del Marañón, entre Nimpana y San Miguel, por su relación espacial con las rocas del Complejo y similitud con otros granitos rojos, se atribuye que son del Paleozoico Inferior.

2.1.3. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

En el área hemos reconocido dos de las cuatro zonas estructurales, definidas por Wilson y Reyes (1,964), las fosas tectónicas del Marañón y las zonas falladas en bloques. Las fallas que delimitan los bloques son subverticales afectan al zócalo "Pre Cambriano" y a su cobertura, es posible que hayan sufrido reactivaciones durante la tectónica Andina, que controla a su vez los rasgos estructurales de todos los sedimentos dentro de la fosa.

El Batolito de Pataz por otra parte tiene un fraturamiento homogéneo regular y de gran longitud. Al parecer entre el emplazamiento del Batolito y la formación de las vetas, han mediado distintos eventos tectónicos, principalmente de naturaleza compresiva asociados a un fallamiento regional en bloques. Asimismo las estructuras intra y post mineralización parecen obedecer a tectónicas Meso Cenozoicas, siendo la reactivación una característica relevante.

Las fallas que afectan la región se han agrupado geométricamente según su buzamiento en 3 grupos (Rivera 1,991): Verticales, de Alto Ángulo y de Bajo Ángulo. Asimismo se está reconociendo las diversas características del fallamiento en las etapas intra y post mineralización, ya que las vetas auríferas de la zona de Pataz han tenido un origen con marcado control estructural, donde la reactivación post mineralización, es una característica

notable en las vetas de la región, habiéndose producido superposiciones y estrangulamientos de segmentos de vetas.

2.2. GEOLOGIA ECONOMICA

2.2.1. GENERALIDADES

Los yacimientos auríferos de la provincia de Pataz, están conformados mayormente por vetas ubicadas en el Batolito, en las cercanías al contacto entre enclaves metavolcanicos y enclaves de pizarras; las vetas en rocas granodioríticas son de comportamiento más regular y persistente.

Las vetas se han formado por inyección de soluciones hidrotermales, probablemente de temperaturas moderadas (entre 200 - 300°C) del tipo Mesotermal.

La mineralogía es sencilla, uniforme y similar en todas las vetas; predominan el cuarzo y la pirita, luego arsenopirita, galena, esfalerita, calcopirita, oro y electrum, El oro es común encontrarlo en finos cristales incluidos en las microfracturas de pirita, a veces acompañado de galena y esfalerita.

Se registra una serie de diferentes rumbos para las vetas, hay una mayor densidad en el rumbo aproximado **N-S** y buzamientos al Este. Tanto la potencia como la ley son variables en los diferentes sistemas de vetas, no se aprecian rumbos o buzamientos más favorables a la mineralización a nivel general en la Región.

Los clavos de mineral (ore shoots), que se vienen explorando en Poderosa se hallan en los diferentes sistemas, siendo destacable que estos clavos son de la ley relativamente alta, las potencias están entre 0.80 a 1.80 m., las leyes superan a los 15 Gr Au/TMS en dimensiones de 150 x 120 m²; existiendo concentraciones económicas más pequeñas fuera de estos "clavos".

Las alteraciones en la roca de caja son la sericitización, cloritización y en menor escala la silicificación; también se observa pirita cristalizada en las cajas. La sericitización se asocia más a la mineralización económica, la cloritización está presente cerca a las vetas pero también en las fallas.

2.2.2. MINERALOGIA

La asociación mineralógica está considerado como típica de yacimientos Mesotermales y en menor proporción Epitermal. El sistema hidrotermal que dio origen a las vetas, al parecer tuvo gran extensión esto es posible por la presencia de idénticas asociaciones mineralógicas en las vetas de toda la región.

Oro y Electrum

El oro se halla libre en las microfracturas de Py, muy raras veces en el cuarzo. El oro fino y electrum se formaron durante el segundo estadio de la mineralización y constituyen los únicos minerales de mena. El depósito de oro y electrum es coetáneo con la galena, esfalerita y calcopirita durante el estadio II ó Etapa de Oro.

El oro se depositó a partir de una solución casi inmediatamente después del fracturamientos que afectó al cuarzo, pirita y arsenopirita de la primera etapa de la mineralización.

El tamaño de las partículas de oro varía desde 0.001 a 0.3 mm.; el otro libre macroscópico es muy escaso especialmente si no se trata de la zona de óxidos.

Los análisis químicos de roca encajonante ó "caballos" con diseminación de pirita cristalizada, han reportado contenidos de oro. Aún nose han realizado los estudios correspondientes para aclarar este asunto, podría tratarse de algún proceso de difusión o dispersión.

2.3. CONTROLES GEOLOGICOS

2.3.1. Control Litológico

Las estructuras mineralizadas en la región se encuentran ubicadas en diferentes tipos de rocas.

Sin embargo debemos hacer referencia al hecho de que en la mayoría de las vetas conocidas, su emplazamiento en la franja de enclaves ocasiona un problema de tipo estructural (ramaléo, acuñaamiento de veta, etc.). Existen vetas en las rocas esquistosas y fillíticas del "Complejo" como la Veta "Revolcadero" y en la pizarras ordovicianas un grupo de vetas en "Monte Bravo". En el intrusivo las estructuras minerales se presentan más definidas y uniformes.

2.3.2. Control Estructural

El rasgo estructural más importante es el fallamiento en sus etapas Pre, Intra y Post-mineral.

No podemos adelantar por lo menos a nivel general algún criterio de control estructural, como tipo de rumbo ó buzamiento preferenciales; sin embargo el rumbo próximo al **N-S** y buzamiento hacia el Este son los más comunes.

En las vetas se observan rasgos de una disturbación tectónica importante producida por reactivaciones del fallamiento, se puede observar material milonitizado en el contacto techo y piso de las vetas, también se tiene material brechado formado por fragmentos de mineral de diversas dimensiones especialmente en la zona de borde de los clavos mineralizados, otra característica notable es la presencia de milonita y estrías de falla en las cajas y dentro de la veta, estableciendo esto último presencia de duplicación de veta (por cabalgamiento), tramos con fragmentos de veta triturada (cuarzo y sulfuros) y tramos con solamente roca estéril.

En los estudios estructurales para establecer las características de los diferentes eventos tectónicos que han ocurrido en las vetas de Pataz, los primeros resultados establecen un fallamiento pre-mineral del tipo inverso originado por esfuerzos compresivos de dirección **E-W**, también fallas verticales pre-minerales que demarcan bloques y las cuales al parecer tienen una fuerte relación con la mineralización ya que las zonas de mayor ley son generalmente cercanas a dichas fallas. Asimismo el fallamiento (Intra mineral) contemporáneo a la mineralización que ocasionó el fracturamiento de Py y Apy de la primera etapa, creando la permeabilidad

secundaria que facilitó la circulación de sulfuros y el oro de la segunda etapa.

El fallamiento post-mineral evidenciado por la presencia de milonita y estrias de falla, a la luz de los primeros resultados tiene una geometría ondulante y han producido a lo largo de la estructura, tramos con duplicación de vetas y tramos con roca estéril. Además se ha definido la actividad de dos eventos distintos, un primer evento compresivo de dirección **EN-SW** (compresión **N40°E**) y la otra fase compresiva **NW-SE** (compresión **N23°W**). De igual manera, los estudios indican la presencia de eventos distensivos que originarían el alargamiento **N-S**, con la consiguiente formación de zonas de

arrastre en la cual se observa fragmentos de material de diversos tamaños que llegan a tener valores económicos importantes, este evento habría originado el fuerte fallamiento sinextral que se observa en la grandes fallas verticales asociadas.

2.3.3. Control Mineralogico

Se puede decir que la pirita muy diaclasada (de grano fino) es un control favorable para la presencia de oro, siendo aún mayor si hay además galena y esfalerita. Al decir pirita de "grano fino" se involucra a la pirita fracturada y molida de la primera etapa en cuya microfracturas se depositaron el oro y electrum.

3. RESERVAS MINERALES

3.1. CUBICACION

Al 30 de junio de 1997, las reservas minerales probadas y probables de Cia. Minera Poderosa en la zona de Pataz es de 30,333 TMS diluidas, con una ley de 10.219 Gr. AU/TMD y 309.973 kg. de oro fino. En los siguientes cuadros se muestra las reservas minerales:

RESERVAS MINA PODEROSA ASOCIACION EN PARTICIPACION

MINERAL	VETA	LEY GR.Au/TMS	TON. DIL. TMS	CONT. FINO GR. Au.
PROBADO PROBABLE	TOTAL	10.219	30,333	309,973
PROBADO PROBABLE	TOTAL	10.200	25,303	258,091
PROBADO PROBABLE	TOTAL	10.312	5,029	51,882

4. MINA

4.1. Métodos de Minado

La forma del yacimiento en vetas angostas (0.75 m de potencia en promedio), con roca encajonante de competencia media y disposición variable en rumbo y

buzamiento hace que los métodos de minado aplicados sean convencionales y limite su mecanización.

Dadas la geometría y las características del yacimiento en Pataz, donde el buzamiento es de 40° en promedio, y algunas zonas son de bajo buzamiento, el método seleccionados para efectos de explotación sería el Corte Horizontales por Subniveles, Cortes direccionales y en forma limitada el Corte y Relleno.

En este método, los blocks se delimitan por dos galerías principales (con 40 m. de desnivel) y por dos chimeneas distantes 40 m. una de la otra que unen a las galerías y que durante la explotación sirven para ventilación, servicios (aire, energía, agua) y personal.

La preparación de los blocks consiste en ejecutar un subnivel sobre la galería inferior dejando un puente de 5m. y una chimenea al centro del block que es usado como tolva (extracción del mineral) y camino.

El minado se realiza excavando el mineral en cortes ascendentes sucesivos a partir del subnivel.

Para ello se perforan taladros mediante máquinas tipo Jack Leg en el techo del subnivel con cara libre hacia las chimeneas, los que son cargados con dinamita tipo 45% o Anfo, dependiendo de las condiciones de la roca teniendo especial cuidado en controlar la caja techo.

Para la limpieza del mineral roto se emplean carretillas o winches de rastrillaje (neumáticos o eléctricos) cuando la geometría del tajo lo permite, extrayendo el mineral roto hacia los buzones de carguio.

Las zonas explotadas se controlan temporalmente empleando puntales de madera o cuadros de madera cuando el ancho de la excavación es mayor 1.70 m. o cuando las condiciones geomecánicas así lo exigen. Luego de completado el corte se construye el canal de rastrillaje, que permita la limpieza del mineral por el canal con Winches de Rastrillaje y hacia la parte inferior del canal permite almacenar el desmonte en forma de pirca o relleno del pallaqueo.

4.2. Parámetros Técnicos de Explotación

El siguiente cuadro resume los principales parámetros técnicos de explotación para el método a emplear.

1.- CARACTERISTICAS PROMEDIO	POT. VETA	0.75 m
	ANCHO TJ	1.15 m
	PESO ESP.	2.85 TMM3
2.- PERFORACION Y VOLADURA		
LONGITUD DE TALADRO	: 6	pies
Nro. DE TALADROS	: 54	tal
P.P./DISPARO	: 324	p.p.
P.P./M3 IN-SITU ROTO	: 8.2	p.p./m3
FACTOR DE POTENCIA	: 0.656	kg/m3 in-situ
DENSIDAD DE CARGA	: 0.08	kg/p.p.
COEF. ESPONJAMIENTO	: 60.00	%
% DE SOBRECOTURA	: 38.00	%
% DILUCION	: 32.00	%
VOLUMEN IN-SITU/DISP.	: 39.51	m3
TONELAJE PRODUCIDO/DISP.	: 112.60	TM
VOLUMEN EXTRAIDO/CICLO	: 58.10	m3
TONELAJE EXTRAIDO/CICLO	: 103.49	TM
Nro. DE GUARDIAS/CICLO	: 1.80	Guardias
3.- LIMPIEZA WINCHE		

METODO	:	WINCHE
LONGITUD PROMEDIO	:	35 m
RENDIMIENTO	:	5.5 TM/Hr
HRS. EFECT./GUARDIA	:	4 Hrs
TONELAJE EXTRAIDO/GDIA	:	22 TM/Guardia
Nro. GUARDIA/CICLO	:	4.70 Guardias

4.- ENMADERADO

METODO	:	PUNTALES-CUADROS
SECCION PUNTAL	:	6" x 6"
ESPACIAMIENTO ENTRE PUNT.	:	1.2m x 1.15m
AREA EXPUESTA/CICLO	:	34.36 m ²
REQUERIMIENTO	:	6.00 pies ² /TM Extr.
	:	620.94 pies ² /Ciclo
RENDIMIENTO	:	66.88 pies ² /Guardia
Nro. GUARDIAS/CICLO	:	9.28 Guardias

5.- PRODUCCION POR TAJO

Nro. GUARDIAS PERFORACION	:	1.8 Guardias
Nro. GUARDIAS LIMPIEZA	:	4.70 Guardias
Nro. GUARDIAS ENMADERADO	:	9.28 Guardias
TOTAL	:	15.78 Guardias
Nro. GUARDIAS MES	:	60 Guardias
Nro. CICLOS/MES	:	3.01 Ciclos
PRODUCCION/CICLO	:	103.49 TM
PRODUCCION POR ALA	:	312 TM
PRODUCCION POR TJ (2 ALAS)	:	624 TM

4.3. Producción

Actualmente, la producción promedio mensual de mina es de 2600 TMH con una ley de cabeza de 14.5 gr./TMS, este mineral es transportado a la Planta de cianuración Santa Maria-I, en la cual se trabaja en un sistema 20/10 mensual, que quiere decir 20 días de operación con 10 días de descanso.

5. PERFORACION

La operación de perforación se realiza con maquinas convencionales del tipo Jack Leg con barrenos de 4,6 y 8 pies.

Las perforadoras convencionales son Atlas Copco BBC 34W.

6. VOLADURA

La voladura se realiza con dinamita Dinasol de 7/8 x 7, guía lenta de Famesa, fulminantes Nro. 6, en avances se realiza perforaciones de 6 y 8 pies profundidad de taladro en lo convencional.

7. DIMENSIONES DE LABORES

Las dimensiones son variables

TIPO DE LABOR	SECCION
Cortada	7 x 8, 8 x 8
Galería	7 x 8, 8x8

Rampa	10 x 10
Subniveles	4 x 6
Chimenea	4 x 5, 8 x 4

8. AIRE COMPRIMIDO

La demanda de aire comprimido es atendido por 02 compresoras, ubicadas en la casa fuerza, la alimentación es por una red troncal de 5 y 4 pulgadas de diámetro.

COMPRESORA	CFM
ET - 5	850
DT - 4	600
GARDEND DENVER	600

9. ENERGIA

9.1. Demanda de Energía

El consumo de energía programado para la zona de Pataz se detalla en el siguiente:

REQUERIMIENTO DE ENERGIA ELECTRICA (KW-HR/AÑO)

	1997
TOTAL	4'464,138
MINA	2'050,000
PLANTA	2'314,138
CAMP, OF, TALLER MINA	100,000

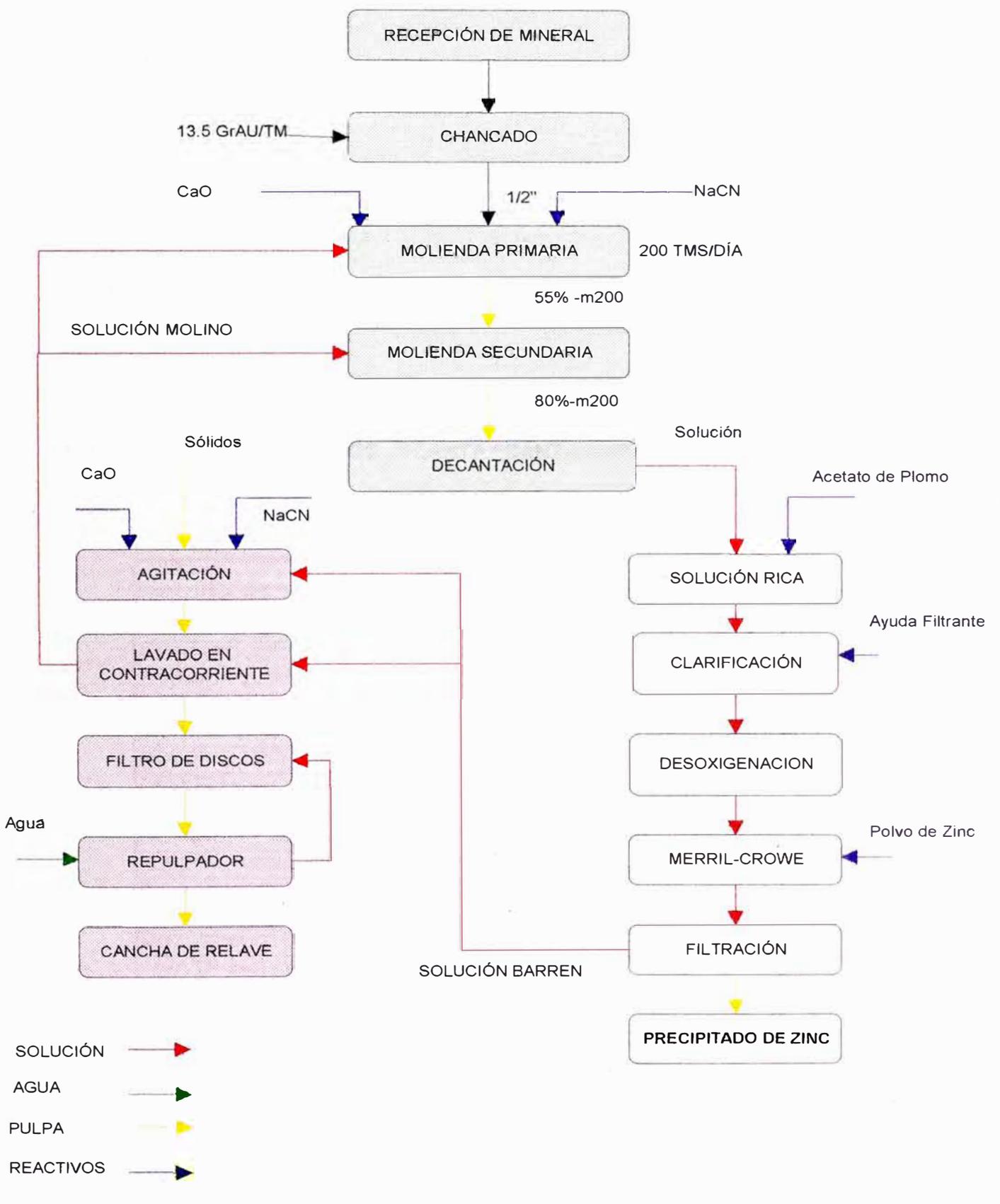
9.2. Casa Térmica

Los grupos electrógenos diesel que están en operación en la central térmica, para la atención a mina y Planta son las siguientes:

GRUPO	TENSION V	POT. Kw	Observaciones
DEUTZ 3	450	450	Inoperativo - Propiedad
GM 3	450	250	Propiedad
CAT - 3412	450	360	Alquiler

DIAGRAMA DE FLUJO

PLANTA SANTA MARÍA I



CAPITULO - II

10. DISPOSICION DE EQUIPOS - PLANTA "SANTA MARIA"

10.1. Sección Chancado

EQUIPO	HP
TOLVA DE GRUESOS 6.20 x 6.70 x 6 MTS CAP. 240 TM	
ALIMENTADOR DE PLACAS COMESA 36" x 9.½"	
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD SIN PLACA DE 3.6 HP	3.6
ZARANDA VIBRATORIA COMESA 3' x 6'	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 12.5 HP 220/440V	12.5
CHANCADORA 16" x 24" COMESA	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA DE 50 HP 220/440V	50
FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 24.70 M.	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA DE 7.4 HP 220/440V	7.4
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD ASEA RATIO 24.37	
ELECTROIMAN ERIEZ SE-115 115V	
FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 18.90 M	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA DE 5.5 HP 220/440V	5.5
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD ASEA DE 5.5 HP	5.5
FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 27.8 M	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA DE 7.4 HP 220/440V	7.4
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD ASEA DE 5.5 HP	5.5
ZARANDA VIBRATORIA ALVASA 5 x 10'	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA DE 7.5 HP 220/440V	7.5
CHANCADORA CONICA A. CHALMERS 4' x 36"	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DE 75 HP 440V	75
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA DE 3.6 HP 220/440V	3.6
EDIFICIO CHANCADO 330.00 M2	

10.2. Sección Molienda

EQUIPO	HP
TOLVA DE FINOS 8.90 Y X 12.50 M. CAP 1,000 TMH.	
ALIMENTADOR DE FAJA FIMA 36" x 5.00 M.	
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD SEW EUROD. DE 7.4HP 220/440V.	7.4
BALANZA DE PRECISION RONAN DE 15 TMPH	
FAJA TRANSPORTADORA 24" x 9.00 M.	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA DE 7.4 HP 220/440V.	7.4
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD ASEA DE 7.4 HP RATIO 24.37	7.4
MUESTREADOR AUTOMATICO DENVER 36" CARRERA	
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD BONFIGLIOLI 0.74 HP 230/440V.	0.74
ZARANDA VIBRATORIA 3' x 6' TYLER.	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO MARATHON DE 3 HP 230/460V.	3
HIDROCICLON 10" ICBA D10	
HIDROCICLON 10" ERAL RWB-5613-III 1.40 x 0.40 x 0.60 M.	
HIDROCICLON 10" ICBA D10	
HIDROCICLON 10" ICBA D10	
EQUIPO	HP
ALIMENTADOR DE CNNA TOCOMA CONICO.	
MUESTREADOR AUTOMATICO DENVER 16.½" CARRERA	
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD BONFIGLIOLI 0.74 HP.	0.74
MUESTREADOR AUTOMATICO DENVER 16.½" CARRERA.	
MOTOREDUCTOR DE VELOCIDAD BONFIGLIOLI 0.74 HP.	0.74
MOLINO DE BOLAS 6' x 6' COMESA	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA 125 HP 440V.	125
BOMBA CENTRIFUGA 6" x 6" DENVER SRL-C FRAME 3	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 20 HP 220/440V.	20
BOMBA CENTRIFUGA 6" x 6" DENVER SRL-C FRAME 3	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 20 HP 220/440V.	20
BOMBA VERTICAL GALIGHER 1.5 Y x 36"	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DE 10 HP 220/440V.	10
MOLINO DE BOLAS 5' x 6' MARCY BALL	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO ASEA DE 75 HP 440V.	75
BOMBA CENTRIFUGA 4" x 3" DENVER SRL-C FRAME 2 SERIE 11368	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 12.5 HP 220/440V.	12.5
BOMBA CENTRIFUGA 4" x 3" DENVER SRL-C FRAME 2	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 12.5 HP 220/440V.	12.5
TANQUE SOLUCION MOLINO 7.8 Y x 4.80 M.	
BOMBA CENTRIFUGA 2.½" x 3" GOULD'S PUMP 350 LTR. SERIE 783A601.3	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO S/P DE 9 HP 220/440V.	9
BOMBA CENTRIFUGA 2.½" x 3" GOULD'S PUMP 350 LTR. SERIE 783A601.2	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA SERIE 135522M5 DE 9 HP.	9
EDIFICIO MOLIENDA 602.00 M2	
TANQUE SOLUCION RICA 7.80 Y x 4.80 M.	
RED DE AIRE	
RED DE SOLUCIONES Y PULPAS	
CANCHA DE RELAVES 2.70 HECTAREAS	
TANQUE DE FIERRO P/COMB. SANTANDER 2.93 Y x 6.08 M. 10697.60 GLN.	
TANQUE DE FIERRO P/COMB. SANTANDER 2.93 Y x 6.08 M. 10697.60	

GLN.	
TANQUE DE FIERRO P/AGUA 9.15 Y x 7.30 M. DE 480 M3.	

10.3. Sección Espesadores

EQUIPO	HP
TANQUE AUXILIAR SOLUCION RICA 6" Y x 10' M.	
BOMBA CENTRIFUGA 4" x 3" SIHI-HALBERG DE 25 HP SERIE 20542	25
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 25 HP 220/440V. SERIE 1196AJ43709	25
BOMBA CENTRIFUGA 4" x 3" SIHI-HALBERG DE 25 HP SERIE 20544	25
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG DE 25 HP 220/440V. SERIE 1196AJ18057	25
BOMBA DE VACIO COMESA	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO AC-MOTOR SERIE C471641101 DE 50 HP 220/380V.	50
ESPESADOR COMESA 15 Y x 3 M.	
BOMBA DE DIAFRAGMA 3" x 3" DENVER E-DUPLEX SERIE 12263	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA DE 2.4 HP SERIE 120489M51 220/440V.	2.4
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA DE 4.8 HP SERIE 132644M8 220/440V.	4.8
REDUCTOR DE VELOCIDAD DUPLEX FIMA MODELO S4-537 RATIO 1:20	
REDUCTOR DE VELOCIDAD HIDROMAR DE 7.5 HP 440V.	7.5
TANQUE DE FIERRO P/ESPESADOR 50' Y x 10' M. DE 540 M3.	
ESPESADOR DENVER DE 15 Y x 3M. SERIE 19370-S-14983	
EQUIPO	HP
BOMBA DE DIAFRAGMA 3" x 3" DENVER E-DUPLEX SERIE 11369	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA DE 3.6 HP 220/440V. SERIE 135034M3	3.6
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA DE 2.4 HP SERIE 120489M50 220/440V.	2.4
REDUCTOR DE VELOCIDAD DUPLEX FIMA MODELO HP1382 RATIO 1:51	
REDUCTOR DE VELOCIDAD FIMA MODELO S-3551 RATIO 1:20	
TANQUE DE FIERRO P/ESPESADOR 50' Y x 10' M. DE 540 M3	
ESPESADOR COMESA 15 Y x 3 M.	
BOMBA DE DIAFRAGMA DENVER DE 4" E-SIMPLEX SERIE 21907-S-24161	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO SIEMENS SERIE 1LA30984YC80 DE 3 HP 220/440V.	3
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA SERIE 130213M94 DE 6.6 HP 220/440V.	6.6
REDUCTOR DE VELOCIDAD FIMA RATIO 1:30	
REDUCTOR DE VELOCIDAD HIDROMAR MODELO 5HS-30 RATIO 1:30	
TANQUE AUXILIAR SOLUCION MOLINO 6' Y x 10' M. 8 M3.	
BOMBA CENTRIFUGA HIDROSTAL SERIE 8612348 MEDIDA 50-250-9A	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG SERIE 1196AJ40635	
BOMBA CENTRIFUGA HIDROSTAL SERIE 8501062 MEDIDA 50-250-9A	
MOTOR ELECTRICO TRIFASICO WEG SERIE 1196AJ40634 DE 20 HP 220/440V.	20
EDIFICIO ESPESADOR, AGITADOR 1800.00 M2	

10.4. Sección Agitadores

EQUIPO	HP
--------	----

COLUMNA DEAREADORA DE 35" Y x 114" 2.10 M3.	
FLUJOMETRO DEBIMAG II SERIE 5C04 10/40 BAR	
ALIMENTADOR DE ZINC FIMA SERIE 1426-S-7252 DE 6" x 4.8" x 7" LG.	
ELECTRICO TRIFASICO DELCROSA SERIE 118582M4 1.2 HP 220/440V.	1.2
EDIFICIO CLARIFICACION Y PRECIP. 430.00 M2	

11.- DESCRIPCION DEL PROCESO ACTUAL

11.1- SECCION CHANCADO

11.1.1 ALMACENAMIENTO DE MINERAL GRUESO Y FINO

El mineral grueso que proviene de mina ingresa a la planta previo control de peso en la Garita de Control, dicho control se realiza por medio del numero de paladas de los cargadores frontales (4 TMH/palada) , este control se realiza porque todavía no se cuenta en mina con una balanza de Plataforma. El mineral es almacenado en la cancha de gruesos que se encuentra en la parte superior de la sección chancado, el stock máximo a almacenar en dicha cancha es de 1000 TMH.

Se cuenta con una tolva de gruesos ubicado a nivel del suelo de la cancha de gruesos, esto aprovechando el desnivel que existe entre este piso y el de la sección chancado. La tolva de gruesos tiene forma de tronco piramidal invertido, en la parte superior de la misma se tiene una parrilla de 9" de luz, la forma geométrica de la tolva nos permite regular la carga de alimentación a la chancadora primaria y además evita tener un exceso de carga muerta. La capacidad de dicha tolva es de 240 TMH.

El producto de la sección chancado esto es mineral fino 100% -1/2" es acumulado en el silo de finos que tiene una forma geométrica cónica en la parte superior, cilíndrica en la parte central y piramidal en la parte inferior que permite tener una alimentación uniforme a molienda, la capacidad de dicho silo es de 1000 TMH.

11.1.2 SECCION TRITURACION

TRITURACION PRIMARIA

El mineral de la tolva de gruesos es alimentado mediante un alimentador de placas COMESA 36" x 9.1/2" hacia una zaranda vibratoria (grizlly) COMESA 3 pies x 6 pies con parrillas de rieles que hacen una luz de 2 1/2", el área de zarandeo de dicho grizlly tiene dos secciones discontinuas, los finos de dicha zaranda descargan por un shut hacia la faja transportadora # 1 y los gruesos alimentan a la chancadora de quijadas COMESA 16" X 24", el producto triturado por esta chancadora se une con los finos de la zaranda anterior en la faja transportadora # 1, este mineral es transportado hasta la faja transportadora # 2 pero antes a debido pasar por debajo del Electro Imán suspendido sobre la faja # 1. La faja # 2 alimenta a la zaranda secundaria dúplex 5 pies x 10 pies, cuyo piso superior es de malla de acero de 3/4" de abertura y el piso inferior son mallas de caucho de 1/2" de abertura.

TRITURACION SECUNDARIA

Los finos de la zaranda primaria y el producto de la chancadora primaria son transportados en la faja # 1 , a la mitad de su longitud se adiciona el producto de la chancadora secundaria, todo este compuesto se alimenta a la faja # 2 lo cual alimentará a la zaranda secundaria, los productos retenidos de los 2 pisos de dicha zaranda alimenta a la chancadora secundaria cónica ALLIS CHALMERS 4 ' X 36" , el producto triturado descarga en la faja # 2 generando de esta forma la carga circulante que se clasificara en la zaranda # 2, el producto pasante del piso inferior de la zaranda # 2 descarga en la faja transportadora # 3 el cual es el producto final de la sección chancado.

11.2.- SECCION MOLIENDA

11.2.1 MOLIENDA PRIMARIA

La molienda primaria se realiza en un molino de bolas COMESA 6' x 6' cuyos forros de la parte cilíndrica son de fierro fundido y de las tapas son de caucho, el alimento fresco a dicho molino es 100% -1/2", para lo cual se cuenta con un alimentador de faja plana marca FIMA 36" x 5 m. en la descarga del silo de finos, dicha faja plana descarga en la faja transportadora # 4 el cual alimentara al molino, sobre esta faja se encuentra el adicionador de cal y un pesómetro marca RONAN, la adición de cianuro al molino se hace en el retorno del ciclón (cajón de descarga) en forma diluida , también se adiciona solución pobre para controlar la densidad de descarga del molino, dicha solución pobre es la solución que proviene de la sección lavado en contra corriente.

El molino trabaja en circuito cerrado directo con un ciclón ERAL D-10 de fondo plano, el under-flow retorna al molino mientras que el over-flow(52% -m200) pasa a un tamizador de alta frecuencia marca TYLER 3' x 6', para luego pasar a molienda secundaria.

11.2.2 MOLIENDA SECUNDARIA

El circuito de molienda secundaria se realiza en un molino de bolas MARCY BALL 5'X 6' cuyos forros tanto de las tapas como de la parte cilíndrica son de caucho, el molino trabaja con un ciclón D-10 cónico en circuito cerrado inverso, el over-flow de molienda primaria alimenta al cajón de descarga del molino 5'x 6', el cual es bombeado al ciclón D-10 y así se produce un over-flow que viene hacer producto final de molienda (80% -m200) y un under-flow que alimenta al molino 5'x 6'

11.3.- SECCION DECANTACION

El producto final de molienda son los finos del ciclo secundario, que tiene una granulometría de 80% -m200, dicho producto es una pulpa donde los valores se encuentran en la solución y sólidos, la decantación se lleva a cabo en el espesador # 1 COMESA 50'X 10', donde se obtiene la solución rica que es el rebose de dicho espesador, la descarga de este espesador tiene una densidad de 1600 gr/l, lo cual alimenta a la sección Agitación.

11.4.- SECCION AGITACION

La descarga del espesador # 1 es el alimento fresco de la sección agitación , la sección consta de 2 agitadores : agitador # 1 de 25'x 24' y el agitador # 2 también es de 25'x 24', la densidad de trabajo de ambos agitadores es de 1450 gr/l, se le agrega solución barren al agitador # 1 para regular dicha densidad, como también se le agrega cianuro de sodio a dicho agitador para mantener la fuerza de cianuro en 0.045% , en esta sección se extrae el 10% de Au de la cabeza aprox., la descarga del agitador # 2 alimenta a la sección de lavado en contra corriente.

11.5.- SECCION LAVADO EN CONTRA CORRIENTE

Esta sección consta de dos espesadores espesador # 3 y espesador # 4 , faltando instalarse el espesador # 2 . El espesador # 3 es de 50'x 10' marca FIMA , con bomba de diafragma simplex de 4" y el espesador # 4 también es de 50'x 10' marca COMESA con bomba de diafragma duplex de 3".

La descarga del agitador # 2 alimenta al espesador # 3 del cual se obtiene 2 productos : el rebose que alimenta al tanque de paso de solución molino y la descarga que tiene una densidad de 1600 gr/l alimenta al espesador # 4 , del espesador # 4 también se obtiene dos productos el rebose que alimenta al espesador # 3 y la descarga con una densidad de 1650 gr/l que pasa a la sección de filtros de discos. En el espesador # 4 se le agrega agua y solución barren para empezar el lavado.

En esta sección mientras las soluciones avanzan en un sentido los sólidos lo hacen en sentido contrario.

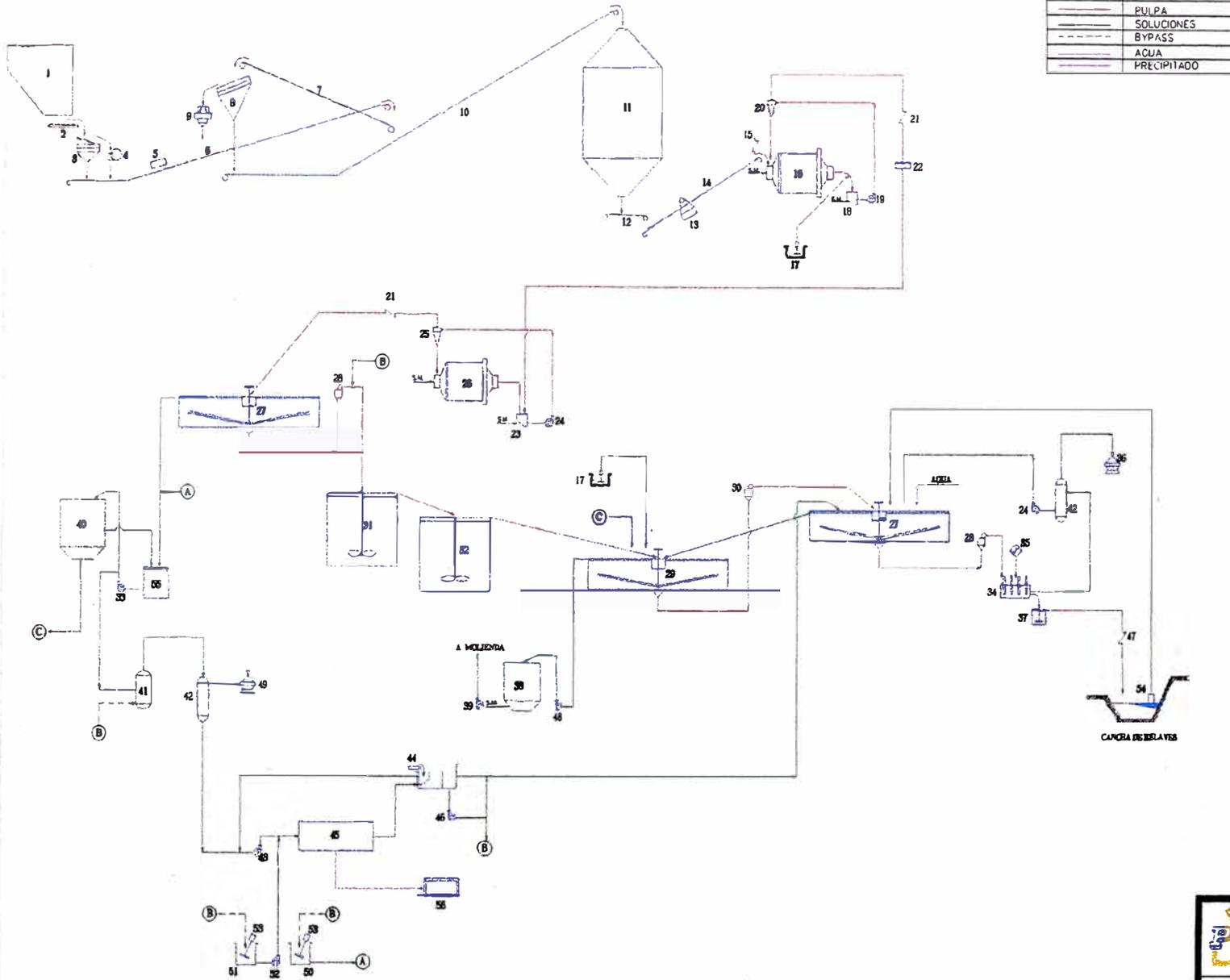
11.6.-SECCION FILTRO DE DISCOS

El objetivo de esta sección es seguir recuperando valores de la solución presente en la descarga del espesador # 4 y como también recuperar cianuro y cal, para esto se cuenta con un banco de filtro de discos 6'x 5 discos, los kekes de dicho filtro tienen una humedad promedio de 20 %, donde caen a un repulpador para poder evacuarlos a la cancha de relaves a una densidad de 1600 gr/l.

11.7.-SECCION PRECIPITACION

La solución rica es el rebose del espesador # 1 el cual descarga a un tanque de paso de la cual dicha solución es bombeada por una bomba centrífuga marca SIHI 4 " x 3" al clarificador vertical de hoja a presión marca CORP 60" x 80" el cual tiene un área filtrante neto de 40.54 m². La solución filtrada pasa a una botella deaeradora para desoxigenar la solución, una vez que la solución esta clarificada(partículas en suspensión menos a 1 ppm.) y desoxigenada(oxígeno disuelto menos a un ppm) se pasa al proceso MERRIL CROWE . En la línea de salida de la botella de vacío esta conectado una línea del sistema vénturi de adición de polvo de Zinc, dicho sistema esta instalado en el cajón de solución barren , una vez que se adiciono el polvo de Zinc la solución cargada es bombeado por bombas de tornillo mono hacia el filtro prensa. El filtro prensa # 1 tiene 45 marcos trabajando que hacen un área total filtrante de 55.35 m² , mientras que el filtro prensa # 2 tiene 38 marcos trabajando que hacen un área de filtrado de 46.74 m².

El producto final de la Planta Santa María - 1 se cosecha en los filtros prensa, uno trabajando y el otro en stanby.



SIMBOLO	DESCRIPCION
—	PULPA
—	SOLUCIONES
- - -	BYPASS
—	ACUA
—	PRECIPITADO

LEYENDA

PO	DESCRIPCION	DIMENSIONES	Kw-Inst.	Cap.
1	TOLVA DE GRUESOS	240 TM		1
2	ALIMENTADOR DE PLACAS	36" x 9 1/2"	2.7	
3	GRYZZLY VIBRATORIO	3' x 6"	9.3	
4	CHANCADORA DE GUIJADA	15" x 24"	3.7	
5	ELECTROMAN ERIE			
6	FAJA TRANSPORTADORA N° 1	24"	7.5	
7	FAJA TRANSPORTADORA N° 2	24"	7.5	
8	ZARANDA VIBRATORIA	5' x 10'	5.6	
9	CHANCADORA CONICA A. CHALMERS	36"	5.6	
10	FAJA TRANSPORTADORA N° 3	24"	5.5	
11	SILO DE FINOS	1000 TM		
12	ALIMENTADOR DE FAJA PLANA	36" x 5.00 MTS	5.5	
13	BALANZA RONAN			
14	FAJA TRANSPORTADORA N° 4	24"	5.5	
15	MUESTREADOR AUTOMATICO	36"	0.55	
16	MOINO DE BOLAS COMESA	6' x 6'	9.3	
17	BOMBA VERTICAL GAUGHER	1.5" x 36"	7.5	2
18	CAJON RECEPTOR			
19	BOMBA SRL DENVER	6" x 6"	15	2
20	HIDROCICLON	0-10		2
21	MUESTREADOR AUTOMATICO	16 1/2"	0.55	2
22	TAMIZADOR DE ALTA FRECUENCIA TYLER	3' x 5'	2.2	
23	CAJON RECEPTOR			
24	BOMBA SRL DENVER	4" x 3"	9.3	3
25	HIDROCICLON	0-10		2
26	MOINO DE BOLAS MARCY	5' x 6'	5.6	
27	ESPESADOR COMESA	50' x 10'	4.0	2
28	BOMBA DIAFRAGMA DENVER	3" E Duplex	1.8	2
29	ESPESADOR FIMA	50' x 10'	2.7	
30	BOMBA DIAFRAGMA DENVER	4" Simplex	2.2	
31	AGITADOR 1 FIMA	25' x 24'	17.9	
32	AGITADOR 2 FIMA	25' x 24'-144	22.4	
33	BOMBA CENTRIFUGA SIHI	4" x 5"	18.7	2
34	FILTRO DE DISCOS	6" x 4 DISC	3.6	
35	SOPLADOR DE AIRE ROOTS		5.5	
36	BOMBA DE VACIO COMESA	1000	3.7	
37	REPULPADOR	6' x 6'	4.5	
38	TK SOLUCION MOLINO	280 M3		
39	BOMBA CENTRIFUGA GOOLDS	2 1/2" x 3"	6.7	2
40	TK SOLUCION RICA	280 M3		
41	FILTROS DE HOJA A PRESION CORP.	60" x 80" V		2
42	COLUMNA DE AERADOR			
43	BOMBA DE TORNILLO MONO	CD-80	9.3	3
44	ALIMENTADOR DE ZINC		0.8	
45	FILTRO DE PRENSA SPERRY	36" x 36"	2.2	2
46	BOMBA CENTRIFUGA HIDROSTAL	50 - 250	9.3	
47	MUESTREADOR AUTOMATICO FIMA	18"	0.29	
48	BOMBA CENTRIFUGA HIDROSTAL	50 250	14.9	?
49	BOMBA DE VACIO NASH	AHF - 50	4.9	2
50	TANQUE BODY FEED	1.4 x 1.8 ml		
51	TANQUE PRECAPADO	1.4 x 1.8 ml		
52	BOMBA CENTRIFUGA SIHI	3" x 2"	14.9	
53	AGITADOR LIGHTNIN		0.12	2
54	BOMBA VERTICAL			
55	TK DE PASO SOL RICA			
56	PRE-CIPITADO			
TOTAL				625.38



COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A.

PLANTA SANTA MARIA I

DIAGRAMA DE FLUJO

PROYEC	98-0071	DISERO	PlanA	DIBUJO	J. Carranza	COSEJO		
SOLICIT	G. OPERACIONES	FECHA	05 FEBRO 98	REVISIA	ING. S. Cruz	COSEJO	X-201	N° PLN 01
AUTORI	M. SANTILLANA	ESCALA	5/2	APROBA	ING. E. Alvarez	Hoja	1 de 1	05011

CASA TERMICA



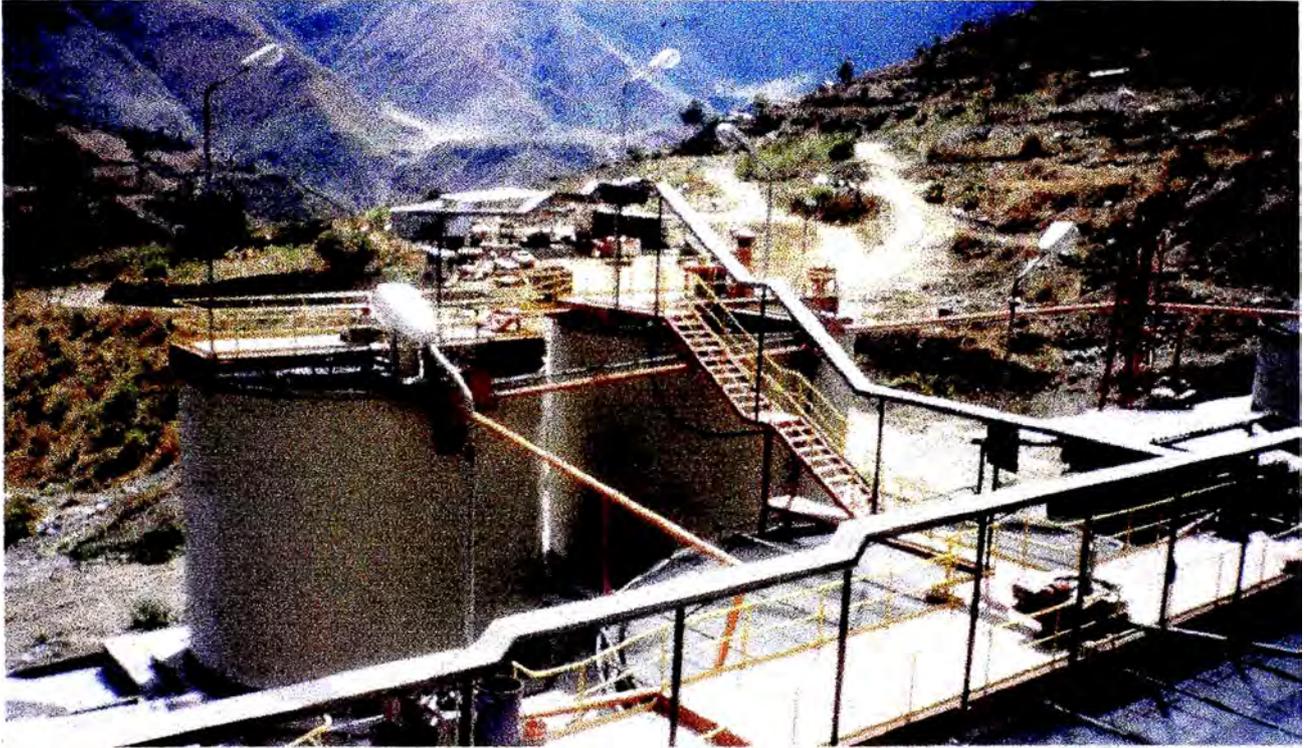
SECCION CHANCADO



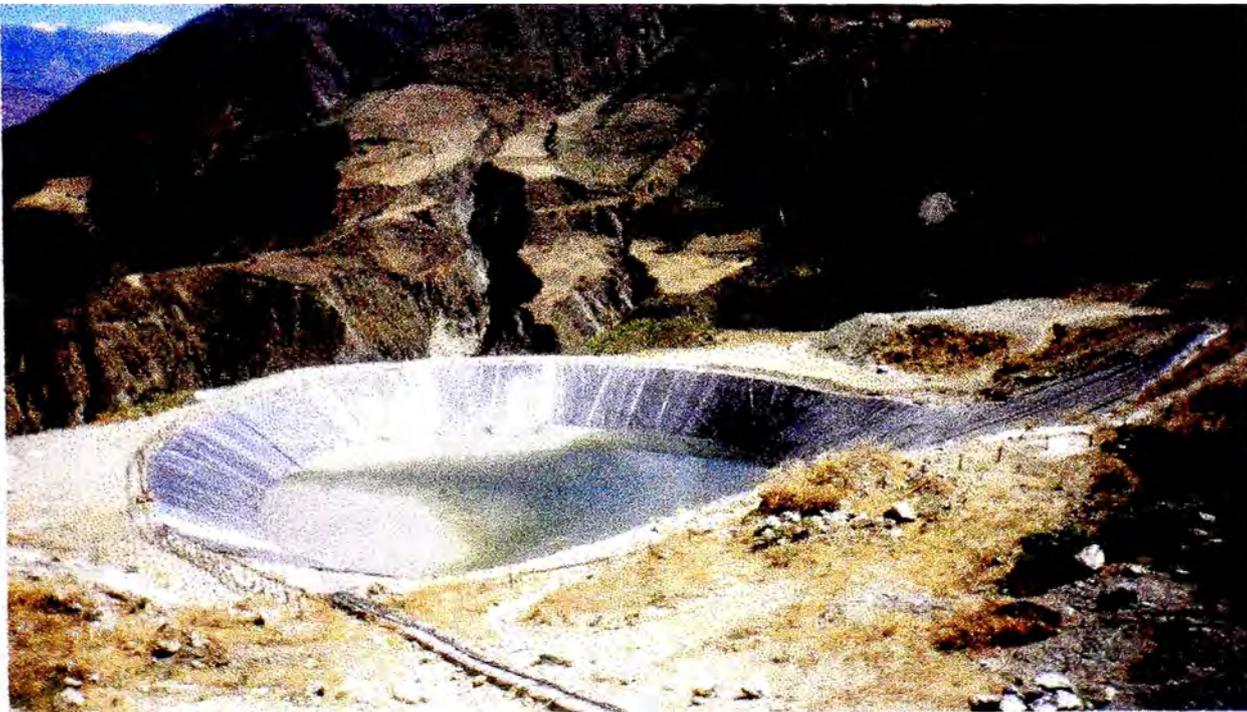
SECCION MOLIENDA



SECCION DE AGITACION



CANCHA DE RELAVES



FUNDAMENTOS BÁSICOS DE LA CIANURACIÓN

1.- TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN

Para comprobar los mecanismos físicoquímicos de la lixiviación del oro, es necesario recurrir a una revisión de sus principales propiedades termodinámica y en particular de sus estados estables y metaestables representados en el diagrama de Pourbaix que relaciona el potencial de óxido-reducción (Eh) del metal con el pH del medio.

3.0

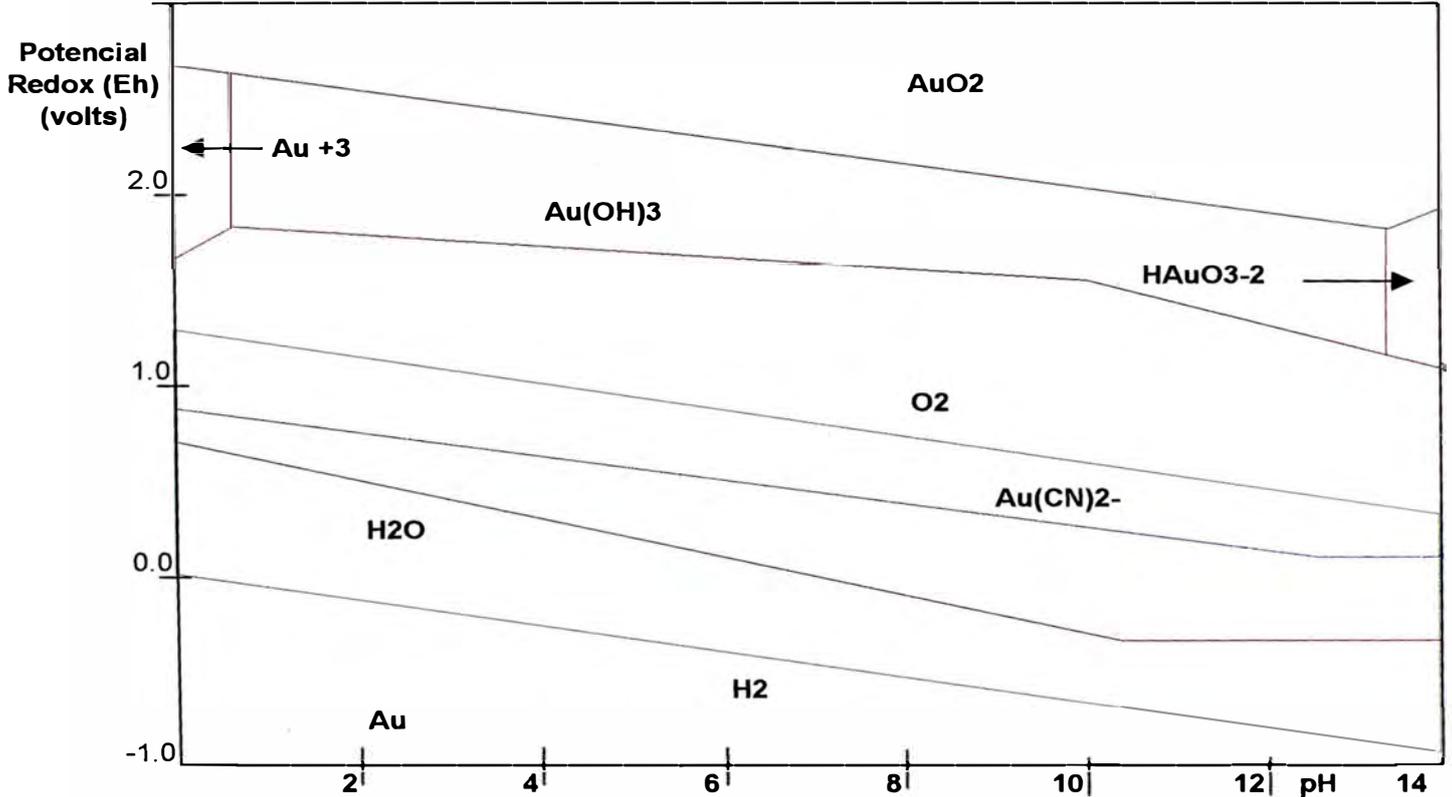


DIAGRAMA DE ESTABILIDAD POTENCIAL - pH PARA EL SISTEMA Au - H₂O - CN-
[CN] = 10⁻³ M CONCENTRACIÓN DE TODOS LOS ESPACIOS SOLUBLES DE Au=10⁻⁴M Y
Y LAS PRESIONES (P_{O2} = P_{H2} = 1 Atmósfera)

2.- MECANISMO ELECTROQUIMICO

Si bien, en forma general la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto Físicos como Químicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración se ha podido establecer que la disolución está regida por los principios electroquímicos de la corrosión. Fue Thompson (1947) quien demostró este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro (Au) y una solución solidificada como soporte de estas. Haciendo circular una corriente de KCN libre de aire constante, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuesto al de la incidencia del flujo, después de otro tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad.

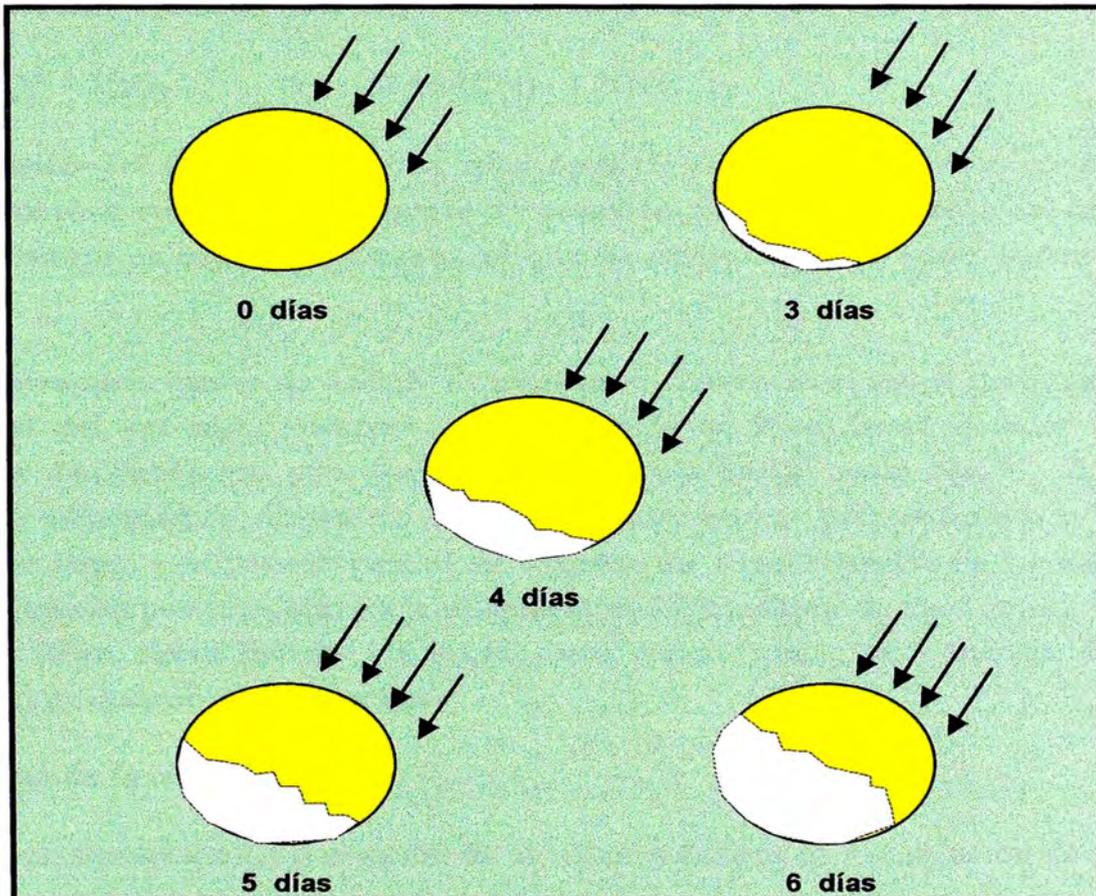


Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de Oro (120 μ diámetro) en KCN en presencia de Oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno (Thompson, 1947).

FUNDAMENTOS BASICOS DE CIANURACION

Química del proceso de Cianuración

El proceso de disolución del oro es de naturaleza electroquímica (Habashi, 1966 - 1967) la reacción global principal es :



Algo de peróxido de hidrógeno formado puede ser usado en la reacción

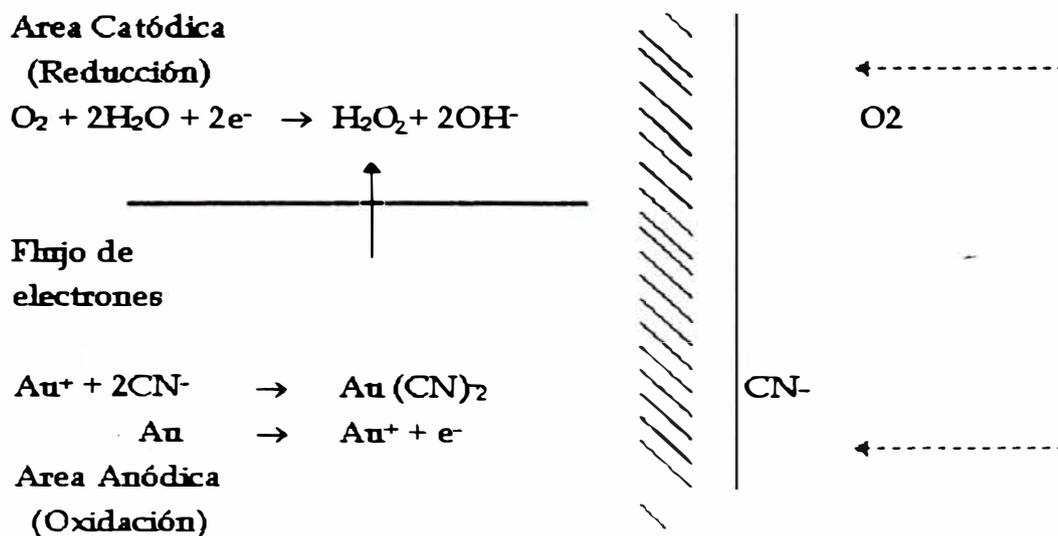


La disolución del oro y la plata en soluciones de cianuro y peróxido, en ausencia de oxígeno, es un proceso lento ; el de exceso de peróxido, inhibe la disolución del oro debido a que el ión cianuro es oxidado a cianato, el que ha demostrado no tener acción disolvente sobre el oro.

Las soluciones con menos de 0,001% de cianuro no disuelven el oro, a partir de este valor la solubilidad del oro crece (siempre que exista oxígeno libre) hasta alcanzar su máxima velocidad de disolución con una fuerza no mayor de 0,05% como NaCN. El efecto del oxígeno en la velocidad de disolución es determinante, este es proporcional a la pureza del oxígeno y por tanto, a la presión parcial de oxígeno. La extra aireación de las soluciones es también importante por su efecto en la disminución del consumo de cianuro. La solubilidad del oxígeno llega alrededor de 8 mg/lit, esta no se altera aún cuando aumente la concentración de cianuro en la solución.

Mecanismo de la reacción

Se ilustra el mecanismo de la reacción de disolución del oro en una solución de cianuro.



Las reacciones parciales que se desarrollan son :



Reacción Total :



La ecuación cinética desarrollada por Habashi, se basa en la ley de Fick, considera una capa limitante junto a la superficie del metal, a través de la cual se difunden las sustancias que reaccionan, esta es :

$$R = \frac{2 \times A \times D_{CN^-} \times DO_2 \times [CN^-] \times [O_2]}{\delta \times \{D_{CN^-} \times [CN^-] + 4 \times DO_2 \times [O_2]\}}$$

R : Velocidad de reacción en equiv - gr/seg.

A : Area del metal en contacto con la fase acuosa, en cm.

D : Coeficiente de difusión, $1,83 \times 10^{-5}$ y $2,76 \times 10^{-5}$ cm/seg. Para CN^- y O_2 respectivamente

[] : Concentración en mol/ml de CN^- y O_2 disueltos

δ : El espesor de la capa limitante, varia entre 2 a 9×10^{-3} cm., depende de la velocidad y método de agitación.

Si la concentración de cianuro es baja, el producto

$$\delta \times \{D_{CN^-} \times [CN^-]\}$$

es muy pequeño lo que hace que la disolución dependa de la concentración de cianuro :

$$R = \frac{D_{CN^-} \times A \times [CN^-]}{2 \delta}$$

Si la concentración de cianuro es alta, el producto es muy pequeño y la rapidez de disolución depende de la concentración de oxígeno disuelto: La velocidad máxima de disolución:

$$R = \frac{2 \times DO_2 \times A \times [O_2]}{\delta}$$

La velocidad máxima de disolución ocurrirá cuando las dos ecuaciones anteriores sean iguales:

$$DCN \cdot x [CN^-] = 4 \times DO_2 \times [O_2]$$

Entonces:

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 4 \times \frac{2,76 \times 10^{-5}}{1,83 \times 10^{-5}}$$

Finalmente:

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6$$

Efecto del oxígeno sobre la disolución del oro

El uso del oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración. Tales agentes oxidantes como el peróxido de sodio, permanganato de potasio, bromo cloro han sido usados antes con debido éxito, pero debido a costos y las complicaciones para usarlos han caído en desuso. Además, un mayor entendimiento de las reacciones incluidas en la cianuración y un conocimiento más completo de los efectos que causan los constituyentes indeseables en los minerales, han mostrado que una aireación adecuada bajo condiciones correctas frecuentemente dará tan buenos resultados como oxidantes químicos.

Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro

Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

1. Evita pérdida de cianuro por hidrólisis.
2. Evita pérdida de cianuro por acción del dióxido de carbono del aire.
3. Descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración.
4. Neutraliza los compuestos ácidos tales como sales ferrosas, sales ferricas y sulfato de magnesio en el agua antes de adicionar al circuito de cianuro.
5. Neutraliza los constituyentes ácidos en el mineral.

6. Neutraliza los compuestos ácidos que resultan a partir de la descomposición de varios minerales en soluciones de cianuro.

7. Ayuda a la sedimentación de partículas de mineral fino de modo que la solución impregnada clara puede ser separada a partir del mineral cianurado.

8. Mejora la extracción cuando se trata de minerales conteniendo elementos que se descomponen más rápidamente a mayores alcalinidades.

En algunos casos específicos, la alcalinidad protectora en la solución de cianuro se mantiene por el uso de otros alcalis, sin embargo, no son agentes sedimentadores efectivos.

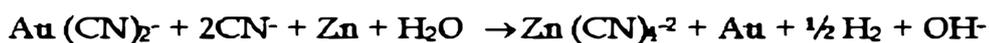
Efecto de la temperatura sobre la cianuración

Cuando el calor es aplicado a una solución de cianuro conteniendo oro dos factores contrarios afectan la velocidad de disolución, por un lado el incremento en la temperatura produciría un aumento en la actividad de la solución y así se incrementaría la velocidad de disolución del oro. Al mismo tiempo la cantidad de oxígeno en la solución disminuiría porque la solubilidad de los gases disminuye con el incremento de la temperatura

Química y mecanismo del proceso de Precipitación

La química está basada en el hecho de que el metal a ser recuperado (oro o plata) a partir de la solución, es más noble que el metal usado para precipitar (zinc). Mientras que el oro es noble en comparación a la mayoría de metales, el hecho de que está presente como un complejo de cianuro en una solución básica ha limitado la selección de metales que pueden ser usados. El aluminio puede disolver en soluciones básicas como iones de aluminato y ha sido usado recientemente para precipitar oro desde soluciones de cianuro. La concentración de NaOH y la temperatura fueron encontrados que son variables importantes que afectan la selectividad (Oro vs. plata y cobre) y la cinética del proceso de precipitación desde estas soluciones de oro muy ricas.

El zinc sin embargo permanece como el único metal que está siendo comúnmente usado para operaciones de oro. La reacción puede ser representada por la siguiente reacción.



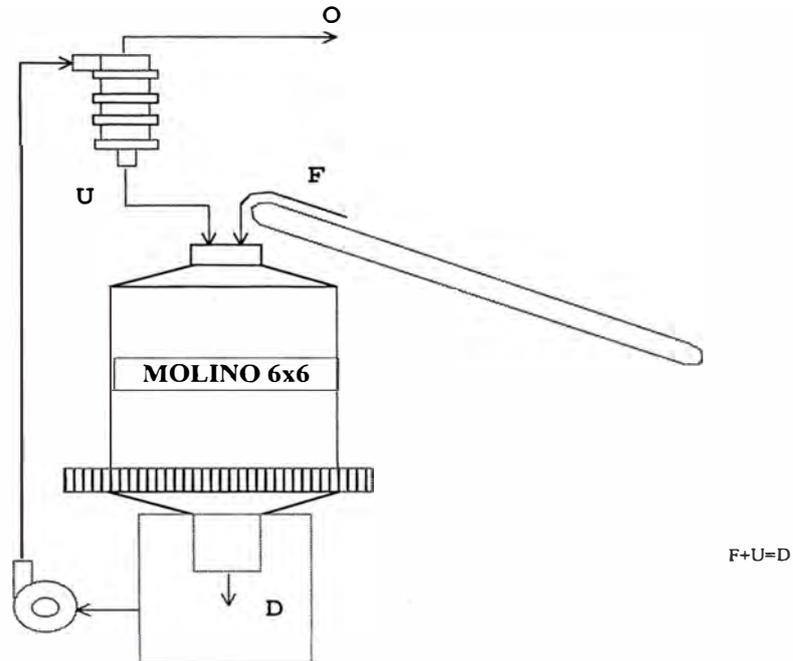
La clarificación de la solución impregnada antes de la precipitación es esencial. Esto elimina los constituyentes de lodo suspendido que cubren las partículas de zinc y retardan la reacción de precipitación. La eliminación de oxígeno disuelto de la solución impregnada es también importante para prevenir la redisolución del oro precipitado. La remoción de oxígeno es efectuada usualmente por el proceso de desaireación distribuyendo la solución en una cámara de vacío. Excesivas cantidades de iones cianuro en la solución resultarían en un excesivo consumo de zinc.



Las sales de plomo solubles tales como el acetato de plomo o nitrato de plomo son frecuentemente adicionadas a las soluciones impregnadas para formar un par zinc - plomo el cual exhibe una mayor actividad como precipitante que el zinc solo.

CAPITULO - III

12 EVALUACION DE LA SECCION MOLIENDA 12,1 MOLIENDA PRIMARIA MOLINO 6' X 6'



Para evaluar el circuito se realizó un muestreo detallado de los puntos F, D, U, O que permitió los cálculos de los siguientes datos:

TONELAJE ALIMENTO FRESCO (F)

TMHPH=		7,46
Humedad(%)=		4,50
Ge(gr/cc)	=	2,74
TMSPH	=	7,12
TMPH Solución	=	0,34

TONELAJE OVERFLOW CICLON D10 (O)

Caudal de Pulpa TMPH=		12,03
Dp(gr/L)	=	1270
Ge(gr/cc)	=	3,14
%s	=	31,22
TMSPH	=	7,12
TMPH Solución	=	4,90

DATOS TECNICOS DEL MOLINO

Molino marca COMESA	6	x	6	Rotación Horaria
Amp. de Operación	156,00			
Voltaje de Línea	450,00			
Factor de Potencia	0,82			

CALCULO DE LA VELOCIDAD CRITICA DEL MOLINO (Vc)

Vc=	31,35	rpm	
V _o =	24,00	rpm	(velocidad de Operación)
%Vc=	76,55		

CONSUMO DE POTENCIA (P)

P=	99,70	KW
----	-------	----

WORK INDEX DEL SISTEMA MOLIENDA/CLASIFICACION

Consumo especifico de Energía (W)

W= 13,99 Kw-Hr/TM

Calculo del F80

N	MALLA	Abert(um)	f	Acum(-) f	Acum(+) f	X
1	1/2	12500	7,83	92,170	7,830	4,097
2	3/8	9500	9,35	82,820	17,180	3,978
3	5/16	8000	7,28	75,540	24,460	3,903
4	1/4	6300	8,34	67,200	32,800	3,799
5	4	4750	8,82	58,380	41,620	3,677
6	6	3350	9,38	49,000	51,000	3,525
7	8	2360	8,53	40,470	59,530	3,373
8	10	2000	3,13	37,340	62,660	3,301
9	16	1180	6,71	30,630	69,370	3,072
10	20	850	4,31	26,320	73,680	2,929
11	30	600	3,88	22,440	77,560	2,778
12	40	425	3,43	19,010	80,990	2,628
13	50	300	2,69	16,320	83,680	2,477
14	70	212	2,40	13,920	86,080	2,326
15	100	150	2,07	11,850	88,150	2,176
16	150	106	1,43	10,420	89,580	2,025
17	200	75	1,46	8,960	91,040	1,875
18	270	53	1,36	7,600	92,400	1,724
19	325	45	0,48	7,120	92,880	1,653
20	400	38	0,37	6,750	93,250	1,580
21	-400		6,75	0,000	100,000	
TOTAL			100,00			56,898

G.G.S

Y	X^2	XY	Y^2
1,965	16,785	8,049	3,860
1,918	15,822	7,630	3,679
1,878	15,234	7,331	3,528
1,827	14,435	6,943	3,339
1,766	13,518	6,494	3,120
1,690	12,426	5,958	2,857
1,607	11,377	5,421	2,583
1,572	10,897	5,190	2,472
1,486	9,436	4,565	2,209
1,420	8,581	4,161	2,017
1,351	7,718	3,753	1,825
1,279	6,908	3,362	1,636
1,213	6,136	3,004	1,471
1,144	5,412	2,660	1,308
1,074	4,735	2,337	1,153
1,018	4,102	2,061	1,036
0,952	3,516	1,786	0,907
0,881	2,973	1,519	0,776
0,852	2,733	1,409	0,727
0,829	2,496	1,310	0,688
27,723	175,241	84,942	41,188

R.R.

Y	X^2	XY	Y^2
0,406	16,785	1,664	0,165
0,246	15,822	0,978	0,060
0,149	15,234	0,580	0,022
0,047	14,435	0,179	0,002
-0,057	13,518	-0,210	0,003
-0,172	12,426	-0,605	0,030
-0,285	11,377	-0,962	0,081
-0,330	10,897	-1,090	0,109
-0,437	9,436	-1,342	0,191
-0,515	8,581	-1,509	0,265
-0,595	7,718	-1,653	0,354
-0,676	6,908	-1,777	0,457
-0,749	6,136	-1,856	0,561
-0,824	5,412	-1,917	0,679
-0,899	4,735	-1,957	0,809
-0,958	4,102	-1,941	0,919
-1,027	3,516	-1,927	1,056
-1,102	2,973	-1,900	1,215
-1,132	2,733	-1,871	1,280
-1,156	2,496	-1,826	1,335
-10,067	175,241	-20,942	9,594

a= 0,454
 b= 0,094
 Y= 0,454 X + 0,094
 r= 0,99961
 Xo= 15732,09 um
 F80= 9623,95 um

a= 0,576
 b= -2,141
 Y= 0,576 X + -2,141
 r= 0,98953
 Xo= 5239,05 um
 F80= 11974,37 um

WORK INDEX DEL MOLINO

Consumo específico de Energía (W)

$$W = 3,34 \text{ Kw-Hr/TM}$$

Calculo del F80

$$A = F + U$$

N	MALLA	Abert(um)	a(TMSPH)	a	Acum(-) a	Acum(+) a	X
1	1/2	12500	55,79	1,871	98,129	1,871	4,097
2	3/8	9500	66,62	2,234	95,896	4,104	3,978
3	5/16	8000	51,87	1,739	94,157	5,843	3,903
4	1/4	6300	59,42	1,992	92,164	7,836	3,799
5	4	4750	62,84	2,107	90,057	9,943	3,677
6	6	3350	66,83	2,241	87,817	12,183	3,525
7	8	2360	60,77	2,038	85,779	14,221	3,373
8	10	2000	22,30	0,748	85,031	14,969	3,301
9	16	1180	47,81	1,603	83,428	16,572	3,072
10	20	850	373,88	12,536	70,892	29,108	2,929
11	30	600	200,28	6,715	64,177	35,823	2,778
12	40	425	292,19	9,797	54,380	45,620	2,628
13	50	300	360,42	12,085	42,295	57,705	2,477
14	70	212	358,73	12,028	30,267	69,733	2,326
15	100	150	308,29	10,337	19,930	80,070	2,176
16	150	106	198,67	6,661	13,269	86,731	2,025
17	200	75	149,69	5,019	8,250	91,750	1,875
18	270	53	67,82	2,274	5,976	94,024	1,724
19	325	45	15,83	0,531	5,445	94,555	1,653
20	400	38	5,62	0,188	5,257	94,743	1,580
21	-400		156,78	5,257	0,000	100,000	
TOTAL			2982,45	100,000			56,898

G.G.S.

Y	X^2	XY	Y^2
1,992	16,785	8,160	3,967
1,982	15,822	7,883	3,928
1,974	15,234	7,704	3,896
1,965	14,435	7,464	3,860
1,955	13,518	7,186	3,820
1,944	12,426	6,851	3,777
1,933	11,377	6,521	3,738
1,930	10,897	6,370	3,723
1,921	9,436	5,902	3,691
1,851	8,581	5,421	3,425
1,807	7,718	5,021	3,267
1,735	6,908	4,561	3,012
1,626	6,136	4,029	2,645
1,481	5,412	3,445	2,193
1,300	4,735	2,828	1,689
1,123	4,102	2,274	1,261
0,916	3,516	1,718	0,840
0,776	2,973	1,339	0,603
0,736	2,733	1,217	0,542
0,721	2,496	1,139	0,519
31,667	175,241	97,034	54,395

R.R

Y	X^2	XY	Y^2
0,600	16,785	2,457	0,360
0,504	15,822	2,006	0,254
0,453	15,234	1,769	0,205
0,406	14,435	1,542	0,165
0,363	13,518	1,336	0,132
0,323	12,426	1,140	0,105
0,290	11,377	0,979	0,084
0,279	10,897	0,920	0,078
0,255	9,436	0,782	0,065
0,091	8,581	0,268	0,008
0,011	7,718	0,032	0,000
-0,105	6,908	-0,277	0,011
-0,260	6,136	-0,643	0,067
-0,443	5,412	-1,031	0,196
-0,653	4,735	-1,421	0,427
-0,847	4,102	-1,715	0,717
-1,065	3,516	-1,997	1,134
-1,210	2,973	-2,087	1,465
-1,252	2,733	-2,070	1,567
-1,268	2,496	-2,003	1,607
-3,527	175,241	-0,013	8,647

$$\begin{aligned}
 a &= 0,519 \\
 b &= 0,106 \\
 Y &= 0,519 X + 0,106 \\
 r &= 0,921 \\
 X_0 &= 4438,56 \text{ um} \\
 F80 &= 2888,15 \text{ um}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 a &= 0,749 \\
 b &= -2,308 \\
 Y &= 0,749 X - 2,308 \\
 r &= 0,967 \\
 X_0 &= 1202,92 \text{ um} \\
 F80 &= 2270,28 \text{ um}
 \end{aligned}$$

ANALISIS GRANULOMETRICO MOLIENDA/CLASIFICACION

N	MALLA	Abert(um)	f	d	u	o
1	1/2	12500	7,83			
2	3/8	9500	9,35			
3	5/16	8000	7,28			
4	1/4	6300	8,34			
5	4	4750	8,82			
6	6	3350	9,38			
7	8	2360	8,53			
8	10	2000	3,13			
9	16	1180	6,71			
10	20	850	4,31	11,816	14,895	0,000
11	30	600	3,88	6,150	7,345	0,000
12	40	425	3,43	9,782	11,402	1,082
13	50	300	2,69	12,785	14,895	4,818
14	70	212	2,40	13,850	15,203	10,915
15	100	150	2,07	12,687	13,251	13,766
16	150	106	1,43	8,475	8,629	10,915
17	200	75	1,46	7,118	6,420	11,897
18	270	53	1,36	4,213	2,876	11,308
19	325	45	0,48	1,211	0,668	4,031
20	400	38	0,37	0,678	0,307	3,441
21	-400		6,75	11,235	4,109	27,827
TOTAL			100,00	100,000	100,000	100,000

CORRECCION DE DATOS EMPLEANDO MULTIPLICADORES DE LAGRANGE

S1	S2	i	l	Dd	Du	Do	datos corregidos			CC
							d	u	o	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	
-175,999	221,861	-0,479	-0,293	0,293	-0,223	-0,070	11,523	15,118	0,070	3,186
-45,172	53,949	-0,560	-0,342	0,342	-0,260	-0,082	5,808	7,605	0,082	3,186
-89,784	106,502	-0,845	-0,517	0,517	-0,393	-0,123	9,265	11,795	1,205	3,186
-80,283	101,546	-0,297	-0,182	0,182	-0,138	-0,043	12,603	15,033	4,861	3,186
-12,585	18,387	0,329	0,201	-0,201	0,153	0,048	14,051	15,050	10,867	3,186
-0,556	0,265	0,687	0,420	-0,420	0,320	0,100	13,107	12,931	13,666	3,186
-5,578	5,226	0,700	0,428	-0,428	0,326	0,102	8,903	8,303	10,813	3,186
-26,175	29,998	0,610	0,373	-0,373	0,284	0,089	7,491	6,136	11,808	3,186
-59,825	71,099	0,677	0,414	-0,414	0,315	0,099	4,627	2,561	11,209	3,186
-9,484	11,310	0,260	0,159	-0,159	0,121	0,038	1,370	0,547	3,993	3,186
-8,659	9,822	0,378	0,231	-0,231	0,176	0,055	0,909	0,131	3,386	3,186
-393,529	562,544	-1,460	-0,892	0,892	-0,679	-0,213	10,343	4,788	28,040	3,186
-907,629	1192,508	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	100,000	100,000	100,000	3,186

ALPHAc= 0,76111

TONELAJE DESCARGA MOLINO (D)

Caudal de Pulpa TMPH=	38,16
Dp(gr/L)	= 2050
Ge(gr/cc)	= 2,90
%s	= 78,15
TMSPH	= 29,82
TMPH Solución	= 8,34

TONELAJE UNDERFLOW CICLON D 10 (U)

Caudal de Pulpa TMPH=	27,18
Dp(gr/L)	= 2280
Ge(gr/cc)	= 3,05
%s	= 83,53
TMSPH	= 22,70
TMPH Solución	= 4,48

Calculo del P80

N	MALLA	Abert(um)	oi	Acum(-) o	Acum(+) o	X
1	20	850	0,070	99,930	0,070	2,929
2	30	600	0,082	99,848	0,152	2,778
3	40	425	1,205	98,643	1,357	2,628
4	50	300	4,861	93,782	6,218	2,477
5	70	212	10,867	82,914	17,086	2,326
6	100	150	13,666	69,249	30,751	2,176
7	150	106	10,813	58,436	41,564	2,025
8	200	75	11,808	46,628	53,372	1,875
9	270	53	11,209	35,419	64,581	1,724
10	325	45	3,993	31,426	68,574	1,653
11	400	38	3,386	28,040	71,960	1,580
12	-400		28,040	0,000	100,000	
TOTAL			100,000			24,173

G.G.S.

Y	X^2	XY	Y^2
2,000	8,581	5,858	3,999
1,999	7,718	5,554	3,997
1,994	6,908	5,241	3,976
1,972	6,136	4,885	3,889
1,919	5,412	4,463	3,681
1,840	4,735	4,005	3,387
1,767	4,102	3,578	3,121
1,669	3,516	3,129	2,784
1,549	2,973	2,671	2,400
1,497	2,733	2,475	2,242
1,448	2,496	2,287	2,096
19,654	55,311	44,148	35,574

R,R

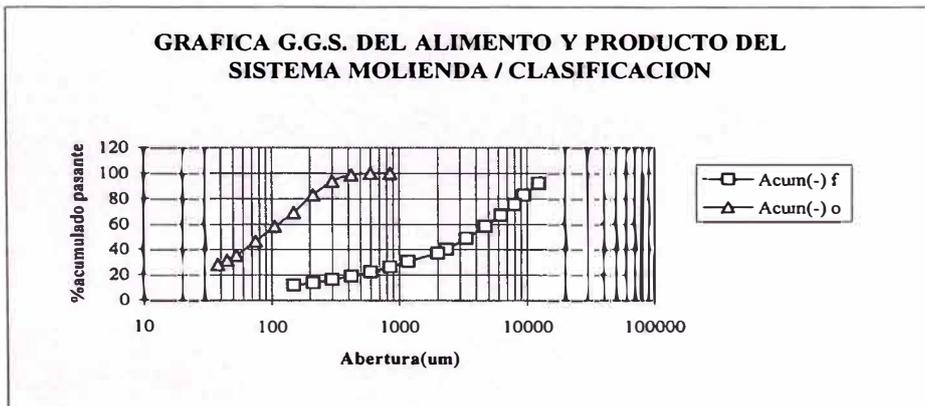
Y	X^2	XY	Y^2
0,861	8,581	2,523	0,742
0,812	7,718	2,257	0,660
0,633	6,908	1,665	0,401
0,444	6,136	1,099	0,197
0,247	5,412	0,575	0,061
0,072	4,735	0,156	0,005
-0,057	4,102	-0,115	0,003
-0,202	3,516	-0,379	0,041
-0,359	2,973	-0,619	0,129
-0,423	2,733	-0,700	0,179
-0,483	2,496	-0,763	0,233
1,545	55,311	5,699	2,651

a= 0,437
 b= 0,826
 Y= 0,437 X + 0,826
 r= 0,95633
 Xo= 484,6 um
 P80= 290,9 um

a= 1,052
 b= -2,171
 Y= 1,052 X + -2,171
 r= 0,99757
 Xo= 115,88 um
 P80= 182,17 um

En ambos casos se toman los valores cuyo "r" se aproxime mas a la unidad
 Luego:

F80= 9623,95 um
P80= 182,17 um
R= 52,83 um
Wi= 21,90 Kw-Hr/TM



Calculo del P80

N	MALLA	Abert(um)	di	Acum(-) d	Acum(+) d	X
1	20	850	11,523	88,477	11,523	2,929
2	30	600	5,808	82,669	17,331	2,778
3	40	425	9,265	73,404	26,596	2,628
4	50	300	12,603	60,800	39,200	2,477
5	70	212	14,051	46,749	53,251	2,326
6	100	150	13,107	33,643	66,357	2,176
7	150	106	8,903	24,740	75,260	2,025
8	200	75	7,491	17,249	82,751	1,875
9	270	53	4,627	12,622	87,378	1,724
10	325	45	1,370	11,252	88,748	1,653
11	400	38	0,909	10,343	89,657	1,580
12	-400		10,343	0,000	100,000	
TOTAL			100,000			24,173

G.G.S.

Y	X ²	XY	Y ²
1,947	8,581	5,703	3,790
1,917	7,718	5,327	3,676
1,866	6,908	4,904	3,481
1,784	6,136	4,419	3,182
1,670	5,412	3,884	2,788
1,527	4,735	3,323	2,331
1,393	4,102	2,822	1,942
1,237	3,516	2,319	1,530
1,101	2,973	1,899	1,212
1,051	2,733	1,738	1,105
1,015	2,496	1,603	1,029
16,508	55,311	37,940	26,067

a= 0,760
 b= -0,169
 Y= 0,760 X + -0,169
 r= 0,988
 Xo= 715,42 um
 P80= 533,39 um

R.R.

Y	X ²	XY	Y ²
0,335	8,581	0,980	0,112
0,244	7,718	0,677	0,059
0,122	6,908	0,321	0,015
-0,028	6,136	-0,071	0,001
-0,201	5,412	-0,467	0,040
-0,387	4,735	-0,842	0,150
-0,546	4,102	-1,107	0,298
-0,723	3,516	-1,355	0,522
-0,870	2,973	-1,500	0,757
-0,923	2,733	-1,526	0,852
-0,962	2,496	-1,520	0,925
-3,940	55,311	-6,409	3,732

a= 1,027
 b= -2,616
 Y= 1,027 X + -2,616
 r= 0,998
 Xo= 351,70 um
 P80= 558,91 um

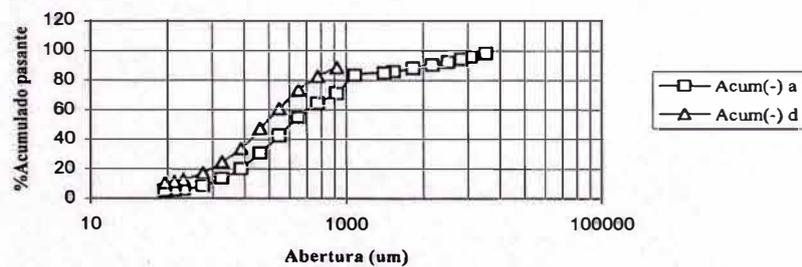
En ambos casos se toman los valores cuyo "r" se aproxime mas a la unidad

F80= 2270,28 μm
P80= 558,91 μm
R= 4,06
Wi= 15,69 Kw-Hr/TM

Eficiencia de Molienda (Em)

MALLA	Acum(+) a	Acum(+)d	Em
1/2	1,87	0,000	100,00
3/8	4,10	0,000	100,00
5/16	5,84	0,000	100,00
1/4	7,84	0,000	100,00
4	9,94	0,000	100,00
6	12,18	0,000	100,00
8	14,22	0,000	100,00
10	14,97	0,000	100,00
16	16,57	0,000	100,00
20	29,11	11,523	60,41
30	35,82	17,331	51,62
40	45,62	26,596	41,70
50	57,70	39,200	32,07
70	69,73	53,251	23,64
100	80,07	66,357	17,13
150	86,73	75,260	13,23
200	91,75	82,751	9,81
270	94,02	87,378	7,07
325	94,55	88,748	6,14
400	94,74	89,657	5,37

GRAFICO G.G.S. DEL ALIMENTO Y PRODUCTO DEL MOLINO 6x6



CUADRO RESUMEN DE RESULTADOS

DESCRIPCION	Dp(gr/l)	Ge(gr/cc)	%S	TM/HORA		
				SOLIDO	SOLUCION	PULPA
ALIMENTO FRESCO (F)		2.742		7.12	0.34	7.46
ALIMENTO COMPUESTO CICLON (A)	2278	2.870	86.10	29.82	9.38	39.20
OVERFLOW CICLON (O)	1270	3.135	31.22	7.12	4.90	12.03
UNDERRFLOW CICLON (O)	2280	3.050	83.53	22.70	4.48	27.18
DERCARGA MOLINO (D)	2050	2.902	78.15	22.70	8.34	31.04
BYPASS					47.76%	

MOLINO 6x6	
Marca COMESA	
Rotacion Antihoraria	
Amp. de Operación	156.00
Voltaje de Línea	450.00
Factor de Potencia	0.82
Velocidad Crítica (Vc)	31.35 rpm
Velocidad de Operación	24.00 rpm
% Velocidad Crítica	76.55
Consumo de Potencia (P)	99.70 KW

WORK INDEX DEL MOLINO (Wi)	
Consum. especif. de Energía (W)	
W =	4.39 Kw-Hr/TM
F80 =	2270.28 um
P80 =	558.91 um
R =	4.06
Wi =	15.69 Kw-Hr/TM
Tiempo de Molienda =	3.80 minutos
Consumo de bolas	0.204 TM/día

WORK INDEX SISTEM. MOLIEND/CLASIF.	
Circuito Cerrado	
Clasificador: Ciclón ERAL D10 (#3)	
Consum. especif. de Energía (W)	
W =	13.99 Kw-Hr/TM
F80 =	9623.95 um
P80 =	182.17 um
R =	52.83
Wi =	21.90 Kw-Hr/TM

$$A = F + D$$

$$a_i = f_i(1-\alpha) + d_i(\alpha) \dots \dots \dots (1)$$

$$\Delta i_1 = \alpha(d_i - f_i) + (f_i - a_i)$$

$$\Delta i_1^2 = \alpha^2(d_i - f_i)^2 + (f_i - a_i)^2 + 2\alpha(d_i - f_i)(f_i - a_i) \dots \dots \dots (2)$$

$$A = U + O$$

$$a_i = u_i(1-\alpha) + o_i(\alpha) \dots \dots \dots (3)$$

$$\Delta i_2 = \alpha(u_i - o_i) + (o_i - a_i)$$

$$\Delta i_2^2 = \alpha^2(u_i - o_i)^2 + (o_i - a_i)^2 + 2\alpha(u_i - o_i)(o_i - a_i) \dots \dots \dots (4)$$

$$(2) + (4)$$

$$S_E = \alpha^2[(d_i - f_i)^2 + (u_i - o_i)^2] + 2\alpha[(d_i - f_i)(f_i - a_i) + (u_i - o_i)(o_i - a_i)] + (f_i - a_i)^2 + (o_i - a_i)^2$$

$$\frac{\partial S_E}{\partial \alpha} = 0 = 2\alpha[(d_i - f_i)^2 + (u_i - o_i)^2] + 2[(d_i - f_i)(f_i - a_i) + (u_i - o_i)(o_i - a_i)]$$

$$\alpha = \frac{-\sum_{i=1}^n [(d_i - f_i)(f_i - a_i) + (u_i - o_i)(o_i - a_i)]}{\sum_{i=1}^n [(d_i - f_i)^2 + (u_i - o_i)^2]}$$

datos corregidos

$$\bar{f}_i = f_i - \Delta f_i$$

$$\bar{d}_i = d_i - \Delta d_i$$

$$\bar{a}_i = a_i - \Delta a_i$$

$$\bar{u}_i = u_i - \Delta u_i$$

$$\bar{o}_i = o_i - \Delta o_i$$

reemplazado datos corregidos en (1) y (3)

$$\Delta i_1 = \alpha(\Delta d_i - \Delta f_i) + (\Delta f_i - \Delta a_i) \dots \dots \dots (5)$$

$$\Delta i_2 = \alpha(\Delta u_i - \Delta o_i) + (\Delta o_i - \Delta a_i) \dots \dots \dots (6)$$

Aplicando LAGRANGE

$$Sm_1 = \Delta d_i^2 + \Delta f_i^2 + \Delta a_i^2 + 2\lambda[\Delta i_1 - \alpha(\Delta d_i - \Delta f_i) + (\Delta f_i - \Delta a_i)] \dots \dots \dots (7)$$

$$Sm_2 = \Delta u_i^2 + \Delta o_i^2 + \Delta a_i^2 + 2\lambda[\Delta i_2 - \alpha(\Delta u_i - \Delta o_i) + (\Delta o_i - \Delta a_i)] \dots \dots \dots (8)$$

$$\frac{\partial Sm_1}{\partial \Delta d_i} = 0 \Rightarrow \Delta d_i = \alpha\lambda_1$$

$$\frac{\partial Sm_1}{\partial \Delta f_i} = 0 \Rightarrow \Delta f_i = (1-\alpha)\lambda_1$$

$$\frac{\partial Sm_2}{\partial \Delta u_i} = 0 \Rightarrow \Delta u_i = \alpha\lambda_2$$

$$\frac{\partial Sm_2}{\partial \Delta o_i} = 0 \Rightarrow \Delta o_i = (1-\alpha)\lambda_2$$

$$(7) + (8) = Sm$$

$$\frac{\partial Sm}{\partial \Delta a_i} = 0 \Rightarrow \Delta a_i = -\frac{(\lambda_1 + \lambda_2)}{2}$$

reemplazando e (5) y (6)

$$\Delta i_1 = 2\alpha^2\lambda_1 - 2\alpha\lambda_1 + \lambda_1 + \frac{\lambda_1 + \lambda_2}{2} \dots \dots \dots (9)$$

$$\Delta i_2 = 2\alpha^2\lambda_2 - 2\alpha\lambda_2 + \lambda_2 + \frac{\lambda_1 + \lambda_2}{2} \dots \dots \dots (10)$$

sumando

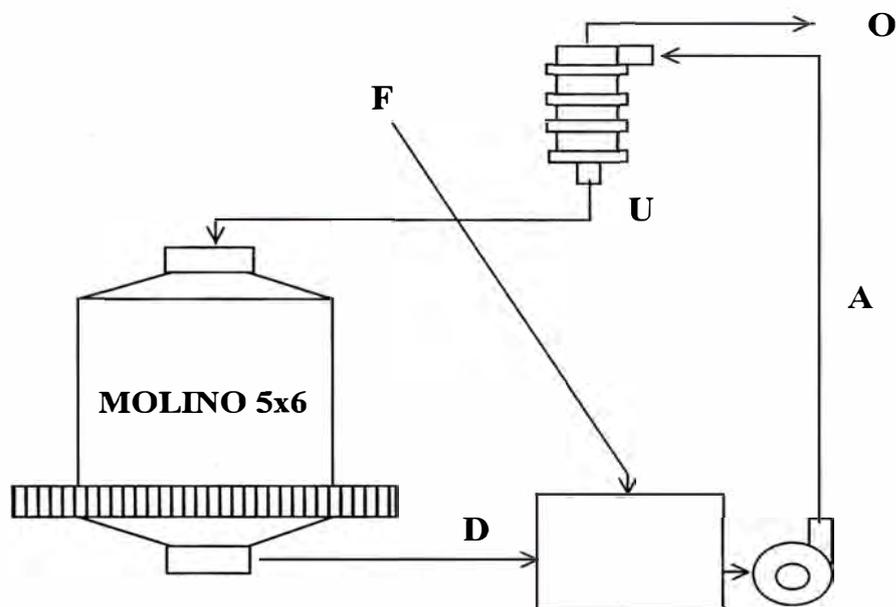
$$\lambda_1 + \lambda_2 = \frac{\Delta i_1 + \Delta i_2}{2(\alpha^2 - \alpha + 1)} \dots \dots \dots (11)$$

∴

$$\lambda_1 = \frac{\Delta i_1 - \frac{(\Delta i_1 + \Delta i_2)}{4(\alpha^2 - \alpha + 1)}}{(2\alpha^2 - 2\alpha + 1)}$$

$$\lambda_2 = \frac{\Delta i_2 - \frac{(\Delta i_1 + \Delta i_2)}{4(\alpha^2 - \alpha + 1)}}{(2\alpha^2 - 2\alpha + 1)}$$

12,2 MOLIENDA SECUNDARIA MOLINO 5´X 6´



Para evaluar el circuito se realizó un muestreo detallado de los puntos F, D, U, O que permitió los cálculos de los siguientes datos:

TONELAJE ALIMENTO FRESCO (F)

Caudal de Pulpa TMPH=	12,03
Dp(gr/L)=	1270
Ge(gr/cc)=	3,14
%s =	31,22
TMSPH =	7,12
TMPH Solución =	4,90

TONELAJE UNDERFLOW CICLON D10 (U)

Caudal de Pulpa TMPH=	42,78
Dp(gr/L)=	2110
Ge(gr/cc)=	3,23
%s =	76,24
TMSPH =	32,62
TMPH Solución =	10,17

TONELAJE DESCARGA MOLINO (D)

Caudal de Pulpa TMPH=	47,57
Dp(gr/L)=	1900
Ge(gr/cc)=	3,24
%s =	68,56
TMSPH =	32,62
TMPH Solución =	14,96

TONELAJE OVERFLOW CICLON D10 (O)

Caudal de Pulpa TMPH=	58,18
Dp(gr/L)=	1090
Ge(gr/cc)=	3,07
%s =	12,25
TMSPH =	7,12
TMPH Solución =	51,06

DATOS TECNICOS DEL MOLINO

Molino marca COMESA	5	x	6	Rotación Antihoraria
Amp. de Operación	67,30			
Voltaje de Línea	450			
Factor de Potencia	0,72			

CALCULO DE LA VELOCIDAD CRITICA DEL MOLINO (Vc)

Vc=	34,35 rpm	
Vo=	24,30 rpm	(velocidad de Operación)
%Vc=	70,75	

CONSUMO DE POTENCIA (P)

P=	37,77 KW
----	----------

WORK INDEX DEL SISTEMA MOLIENDA/CLASIFICACION

Consumo específico de Energía (W)

W= 6,22 Kw-Hr/TM

Calculo del F80

N	MALLA	Abert(um)	fi	Acum(-) f	Acum(+) f	X
1	50	300	5,910	94,090	5,910	2,477
2	70	212	10,904	83,186	16,814	2,326
3	100	150	13,751	69,435	30,565	2,176
4	140	106	10,887	58,549	41,451	2,025
5	200	75	11,879	46,669	53,331	1,875
6	270	53	11,291	35,378	64,622	1,724
7	325	45	4,019	31,359	68,641	1,653
8	400	38	3,435	27,924	72,076	1,580
9	450	32	0,882	27,042	72,958	1,505
10	500	25	4,243	22,799	77,201	1,398
11	635	20	2,166	20,633	79,367	1,301
12	-635		20,633	0,000	100,000	
TOTAL			100,000			20,041

G.G.S.

Y	X^2	XY	Y^2
1,974	6,136	4,889	3,895
1,920	5,412	4,467	3,687
1,842	4,735	4,007	3,391
1,768	4,102	3,580	3,124
1,669	3,516	3,130	2,786
1,549	2,973	2,670	2,399
1,496	2,733	2,474	2,239
1,446	2,496	2,284	2,091
1,432	2,265	2,155	2,051
1,358	1,954	1,898	1,844
1,315	1,693	1,710	1,728
17,767	38,015	33,265	29,234

R.R.

Y	X^2	XY	Y^2
0,452	6,136	1,119	0,204
0,251	5,412	0,584	0,063
0,074	4,735	0,161	0,005
-0,055	4,102	-0,112	0,003
-0,202	3,516	-0,378	0,041
-0,360	2,973	-0,621	0,130
-0,424	2,733	-0,702	0,180
-0,485	2,496	-0,766	0,235
-0,501	2,265	-0,755	0,251
-0,587	1,954	-0,821	0,345
-0,636	1,693	-0,828	0,405
-2,474	38,015	-3,118	1,862

a= 0,595
 b= 0,531
 Y= 0,595 X + 0,531
 r= 0,996
 Xo= 293,98 um
 F80= 202,08 um

a= 0,926
 b= -1,912
 Y= 0,926 X + -1,912
 r= 0,993
 Xo= 116,11 um
 F80= 194,13 um

Calculo del P80

N	MALLA	Abert(um)	oi	Acum(-) o	Acum(+) o	X
1	50	300	0,120	99,880	0,120	2,477
2	70	212	0,758	99,122	0,878	2,326
3	100	150	4,233	94,889	5,111	2,176
4	140	106	7,830	87,059	12,941	2,025
5	200	75	14,011	73,048	26,952	1,875
6	270	53	15,074	57,974	42,026	1,724
7	325	45	5,323	52,650	47,350	1,653
8	400	38	4,380	48,270	51,730	1,580
9	450	32	1,188	47,083	52,917	1,505
10	500	25	7,286	39,796	60,204	1,398
11	635	20	3,419	36,377	63,623	1,301
12	-635		36,377	0,000	100,000	
TOTAL			100,000			20,041

WORK INDEX DEL MOLINO

Consumo especifico de Energía (W)

W= 1,12 Kw-Hr/TM

Calculo del F80

N	MALLA	Abert(um)	ui	Acum(-) u	Acum(+) u	X
1	50	300	3,888	96,112	3,888	2,477
2	70	212	9,744	86,368	13,632	2,326
3	100	150	20,776	65,592	34,408	2,176
4	140	106	20,235	45,356	54,644	2,025
5	200	75	17,564	27,793	72,207	1,875
6	270	53	15,975	11,818	88,182	1,724
7	325	45	4,387	7,431	92,569	1,653
8	400	38	2,486	4,945	95,055	1,580
9	450	32	0,527	4,418	95,582	1,505
10	500	25	1,327	3,091	96,909	1,398
11	635	20	0,491	2,600	97,400	1,301
12	-635		2,600	0,000	100,000	
TOTAL			100,000			20,041

G.G.S.

Y	X^2	XY	Y^2
1,983	6,136	4,912	3,931
1,936	5,412	4,505	3,749
1,817	4,735	3,954	3,301
1,657	4,102	3,355	2,744
1,444	3,516	2,707	2,085
1,073	2,973	1,849	1,150
0,871	2,733	1,440	0,759
0,694	2,496	1,097	0,482
0,645	2,265	0,971	0,416
0,490	1,954	0,685	0,240
0,415	1,693	0,540	0,172
13,025	38,015	26,015	19,031

R.R

Y	X^2	XY	Y^2
0,512	6,136	1,267	0,262
0,299	5,412	0,697	0,090
0,028	4,735	0,061	0,001
-0,219	4,102	-0,443	0,048
-0,487	3,516	-0,914	0,237
-0,900	2,973	-1,553	0,811
-1,112	2,733	-1,839	1,237
-1,295	2,496	-2,046	1,677
-1,345	2,265	-2,024	1,809
-1,503	1,954	-2,101	2,259
-1,579	1,693	-2,055	2,494
-7,602	38,015	-10,949	10,925

a= 1,522
 b= -1,588
 Y= 1,522 X + -1,588
 r= 0,981
 Xo= 228,11 um
 F80= 197,00 um

a= 1,932
 b= -4,211
 Y= 1,932 X + -4,211
 r= 0,994
 Xo= 151,22 um
 F80= 193,45 um

Calculo del P80

N	MALLA	Abert(um)	di	Acum(-) d	Acum(+) d	X
1	50	300	2,844	97,156	2,844	2,477
2	70	212	7,915	89,241	10,759	2,326
3	100	150	19,060	70,181	29,819	2,176
4	140	106	19,684	50,497	49,503	2,025
5	200	75	17,948	32,549	67,451	1,875
6	270	53	16,657	15,892	84,108	1,724
7	325	45	4,622	11,270	88,730	1,653
8	400	38	2,657	8,614	91,386	1,580
9	450	32	0,582	8,032	91,968	1,505
10	500	25	1,876	6,156	93,844	1,398
11	635	20	0,717	5,439	94,561	1,301
12	-635		5,439	0,000	100,000	
TOTAL			100,000			20,041

Carga Circulante (CC)

CC= 4,58
 ALPHA= 0,82

ANALISIS GRANULOMETRICO MOLIENDA/CLASIFICACION

N	MALLA	Abert(um)	f	d	a	u	o
1	50	300	5,900	2,791	3,348	3,879	0,118
2	70	212	10,915	7,976	8,503	9,461	0,707
3	100	150	13,766	19,142	18,178	20,814	4,240
4	140	106	10,915	19,841	18,241	20,246	7,832
5	200	75	11,897	18,046	16,944	17,597	14,017
6	270	53	11,308	16,750	15,774	15,989	15,077
7	325	45	4,031	4,686	4,569	4,257	5,300
8	400	38	3,441	2,692	2,826	2,365	4,358
9	450	32	0,885	0,598	0,649	0,473	1,178
10	500	25	4,228	1,795	2,231	1,419	7,303
11	635	20	2,163	0,698	0,961	0,473	3,416
12	-635		20,551	4,985	7,776	3,027	36,454
TOTAL			100,000	100,000	100,000	100,000	100,000

OBS: $a = f(1-ALPHA) + d(ALPHA)$

CORRECCION DE DATOS EMPLEANDO MULTIPLICADORES DE LAGRANGE

S1	S2	i1	i2	L1	L2
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
-20,082	23,811	-0,082	-0,044	-0,062	-0,010
-75,334	85,270	-0,078	-0,379	0,072	-0,335
-254,732	303,599	0,142	0,104	0,097	0,045
-194,605	233,781	0,237	0,109	0,185	0,013
-41,509	50,627	0,163	0,106	0,116	0,039
-24,942	30,447	0,144	0,075	0,110	0,017
-1,115	1,517	0,017	-0,152	0,076	-0,153
-3,513	4,533	-0,020	-0,157	0,042	-0,143
-0,440	0,579	-0,008	-0,069	0,019	-0,063
-34,701	40,541	-0,064	0,087	-0,096	0,108
-8,988	10,807	-0,039	-0,038	-0,023	-0,022
-1157,495	1359,665	-0,413	0,358	-0,536	0,504
TOTAL	-1817,457	2145,177	0,000	0,000	0,000

ALPHA_c= 0,84723

Df	Dd	Da	Du	Do
0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
-0,010	-0,053	0,036	-0,009	-0,002
0,011	0,061	0,131	-0,283	-0,051
0,015	0,082	-0,071	0,038	0,007
0,028	0,157	-0,099	0,011	0,002
0,018	0,098	-0,077	0,033	0,006
0,017	0,093	-0,063	0,014	0,003
0,012	0,064	0,039	-0,130	-0,023
0,006	0,035	0,051	-0,121	-0,022
0,003	0,016	0,022	-0,054	-0,010
-0,015	-0,081	-0,006	0,092	0,017
-0,003	-0,019	0,022	-0,018	-0,003
-0,082	-0,454	0,016	0,427	0,077
TOTAL	0,000	0,000	0,000	0,000

DATOS CORREGIDOS

f	d	a	u	o	CC
5,910	2,844	3,312	3,888	0,120	5,546
10,904	7,915	8,372	9,744	0,758	5,546
13,751	19,060	18,249	20,776	4,233	5,546
10,887	19,684	18,340	20,235	7,830	5,546
11,879	17,948	17,021	17,564	14,011	5,546
11,291	16,657	15,837	15,975	15,074	5,546
4,019	4,622	4,530	4,387	5,323	5,546
3,435	2,657	2,776	2,486	4,380	5,546
0,882	0,582	0,628	0,527	1,188	5,546
4,243	1,876	2,238	1,327	7,286	5,546
2,166	0,717	0,939	0,491	3,419	5,546
20,633	5,439	7,760	2,600	36,377	5,546
TOTAL	100,000	100,000	100,000	100,000	5,546

Pulpa(Uc) = 44,16 TMPH
 Pulpa(Fc) = 19,45 TMPH
 Pulpa(Oc) = 49,58 TMPH
 Pulpa(Ac) = 93,74 TMPH
 Sólido(Uc) = 33,67 TMSPH
 Sólido(Fc) = 6,07 TMSPH
 Sólido(Oc) = 6,07 TMSPH
 Sólido(Ac) = 39,74 TMSPH
 Soluc.(Uc) = 10,49 TMPH
 Soluc.(Fc) = 13,38 TMPH
 Soluc.(Oc) = 43,51 TMPH
 Soluc.(Ac) = 54,00 TMPH

Bypass(Bp) = 19,43 %

ALIMENTO COMPUESTO (A)

Caudal Pulpa TMPH = 93,74
 %s = 42,39
 TMSPH = 39,74
 TMPH Soluc. = 54,00
 Calculados
 Ge = 3,22
 Dp = 1413

G.G.S.

Y	X ²	XY	Y ²
1,999	6,136	4,953	3,998
1,996	5,412	4,644	3,985
1,977	4,735	4,303	3,909
1,940	4,102	3,929	3,763
1,864	3,516	3,494	3,473
1,763	2,973	3,040	3,109
1,721	2,733	2,846	2,963
1,684	2,496	2,660	2,835
1,673	2,265	2,518	2,798
1,600	1,954	2,236	2,559
1,561	1,693	2,031	2,436
19,778	38,015	36,653	35,829

$$\begin{aligned}
 a &= 0,412 \\
 b &= 1,047 \\
 Y &= 0,412 X + 1,047 \\
 r &= 0,976 \\
 X_o &= 205,06 \text{ um} \\
 P_{80} &= 119,35 \text{ um}
 \end{aligned}$$

R.R

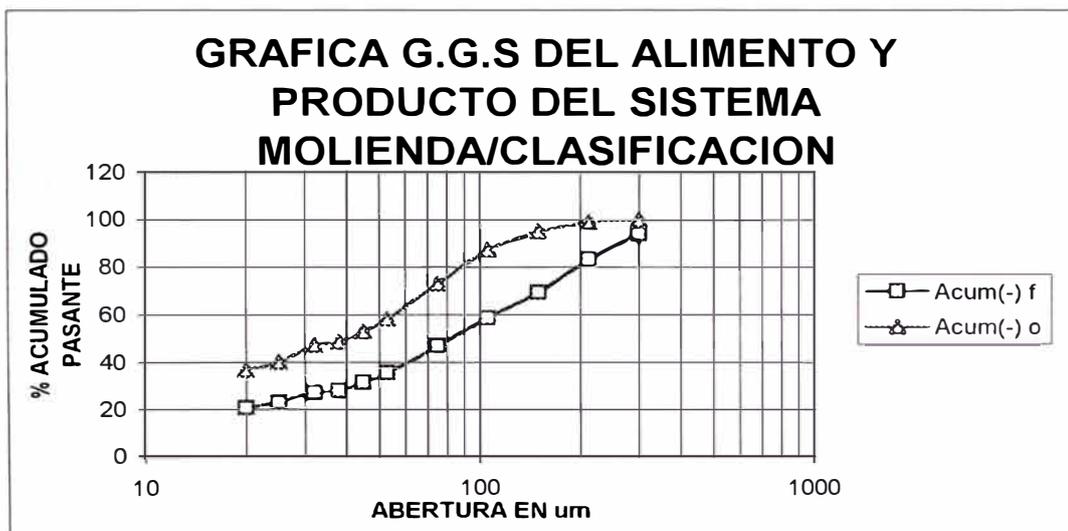
Y	X ²	XY	Y ²
0,828	6,136	2,051	0,685
0,675	5,412	1,571	0,456
0,473	4,735	1,030	0,224
0,311	4,102	0,629	0,097
0,118	3,516	0,221	0,014
-0,062	2,973	-0,107	0,004
-0,126	2,733	-0,209	0,016
-0,181	2,496	-0,286	0,033
-0,196	2,265	-0,295	0,039
-0,295	1,954	-0,412	0,087
-0,345	1,693	-0,448	0,119
1,200	38,015	3,744	1,773

$$\begin{aligned}
 a &= 1,038 \\
 b &= -1,782 \\
 Y &= 1,038 X - 1,782 \\
 r &= 0,992 \\
 X_o &= 52,10 \text{ um} \\
 P_{80} &= 82,41 \text{ um}
 \end{aligned}$$

En ambos casos se toman los valores cuyo "r" se aproxime mas a la unidad

Luego:

$$\begin{aligned}
 F_{80} &= 202,08 \text{ um} \\
 P_{80} &= 82,41 \text{ um} \\
 R &= 2,45 \text{ um} \\
 W_i &= 15,63 \text{ Kw-Hr/TM}
 \end{aligned}$$



G.G.S.

Y	X ²	XY	Y ²
1,987	6,136	4,923	3,950
1,951	5,412	4,538	3,805
1,846	4,735	4,018	3,409
1,703	4,102	3,450	2,901
1,513	3,516	2,836	2,288
1,201	2,973	2,071	1,443
1,052	2,733	1,739	1,107
0,935	2,496	1,477	0,875
0,905	2,265	1,362	0,819
0,789	1,954	1,103	0,623
0,735	1,693	0,957	0,541
14,618	38,015	28,474	21,759

$$\begin{aligned}
 a &= 1,226 \\
 b &= -0,905 \\
 Y &= 1,226 X + -0,905 \\
 r &= 0,984 \\
 X_o &= 234,02 \text{ um} \\
 P_{80} &= 195,08 \text{ um}
 \end{aligned}$$

R.R

Y	X ²	XY	Y ²
0,551	6,136	1,366	0,304
0,348	5,412	0,810	0,121
0,083	4,735	0,180	0,007
-0,153	4,102	-0,310	0,023
-0,405	3,516	-0,759	0,164
-0,762	2,973	-1,314	0,580
-0,922	2,733	-1,525	0,851
-1,045	2,496	-1,652	1,093
-1,077	2,265	-1,621	1,160
-1,197	1,954	-1,673	1,433
-1,252	1,693	-1,629	1,569
-5,831	38,015	-8,126	7,305

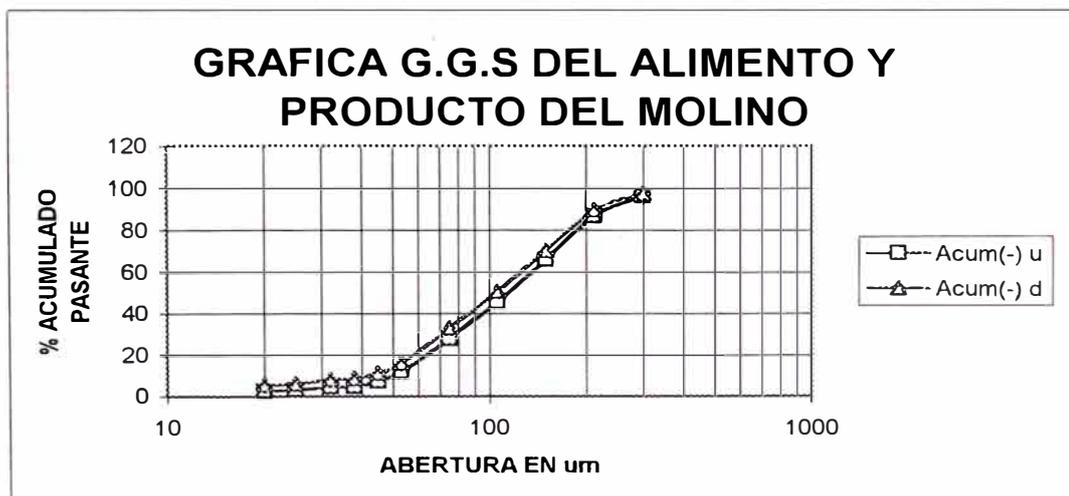
$$\begin{aligned}
 a &= 1,664 \\
 b &= -3,561 \\
 Y &= 1,664 X + -3,561 \\
 r &= 0,993 \\
 X_o &= 138,22 \text{ um} \\
 P_{80} &= 183,99 \text{ um}
 \end{aligned}$$

En ambos casos se toman los valores cuyo "r" se aproxime mas a la unidad
Luego:

$$\begin{aligned}
 F_{80} &= 193,45 \text{ um} \\
 P_{80} &= 183,99 \text{ um} \\
 R &= 1,05 \\
 W_i &= 61,45 \text{ Kw-Hr/TM}
 \end{aligned}$$

Eficiencia de Molienda (Em)

Acum(+)u	Acum(+)d	Em
0,000	0,000	#DIV/0!
3,888	2,844	26,85
13,632	10,759	21,08
34,408	29,819	13,34
54,644	49,503	9,41
72,207	67,451	6,59
88,182	84,108	4,62
92,569	88,730	4,15
95,055	91,386	3,86
95,582	91,968	3,78
96,909	93,844	3,16
97,400	94,561	2,91
100,000	100,000	



CUADRO RESUMEN DE RESULTADOS

DESCRIPCION	Dp(gr/l)	Ge(gr/cc)	%S	TM/HORA		
				SOLIDO	SOLUCION	PULPA
ALIMENTO FRESCO (F)	1270	3,14	31,22	6,07	13,38	19,45
ALIMENTO COMPUESTO CICLON (A)	1413	3,22	42,39	39,74	54,00	93,74
OVERFLOW CICLON (O)	1090	3,07	12,25	6,07	43,51	49,58
UNDERFLOW CICLON (U)	2110	3,23	76,24	33,67	10,49	44,16
DERCARGA MOLINO (D)	1900	3,24	68,56	33,67	14,96	48,63

MOLINO 5x6	
Marca COMESA	
Rotacion Antihoraria	
Amp. de Operación	67,30
Voltaje de Línea	450,00
Factor de Potencia	0,85
Velocidad Critica (Vc)	34,35 rpm
Velocidad de Operación	24,30 rpm
%Velocidad Critica	70,75
Consumo de Potencia (P)	44,59 KW

WORK INDEX DEL MOLINO (Wi)	
Consum. especific. de Energía (W)	
W=	1,12 Kw-Hr/TM
F80=	193,45 um
P80=	183,99 um
R=	1,05
Wi=	61,45 Kw-Hr/TM

WORK INDEX SISTEM. MOLIEND/CLASIF.	
Circuito Cerrado Inverso	
Clasificador: Ciclón ICBA D10 (#3)	
Consum. especific. de Energía (W)	
W=	6,22 Kw-Hr/TM
F80=	202,08 um
P80=	82,41 um
R=	2,45
Wi=	15,63 Kw-Hr/TM

CAPITULO - IV

13 BALANCES METALURGICOS

13.1 BALANCE GENERAL Y DE PRECIPITACION - ENERO - 98

BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO - ENERO-98

STOCK DE Au AL 31/12/97	(Kg)	3.343
STOCK DE Au AL 31/01/98	(Kg)	3.549
Au INCREMENTADO(+) O EXTRAIDO(-) AL CIRCUITO	(Kg)	0.206
Au RECUPERADO EN PRECIPITACION	(Kg)	36.697
Au INGRESADO EN ESCORIAS -m48	(Kg)	-0.158
SUB - TOTAL	(Kg)	36.744
Au EXTRAIDO DEL MINERAL	(Kg)	36.744
DIFERENCIA	(Kg)	0.000

BALANCE METALURGICO - ENERO-98

DESCRIPCION	TMS	LEY Gr. Au/TMS	CONTENIDO Gr. Au	EXTRACCION Gr. Au	% EXTRACCION
CABEZA FAJA	3570	11.932	42599		
CABEZA CALCULADA	3570	11.685	41714		100.00
RELAVE SOLIDO	3570	1.270	4533	37181	89.13
RELAVE SOLUCION(m3)	2328	0.183	426	36755	88.11
BALANCE PRECIPITACION					
SOLUCION RICA(m3)	20879	1.938	40460		100.00
SOLUCION BARREN(m3)	20879	0.180	3763		9.30
Au PRECIPITADO				36697	90.70

13.2 BALANCE GENERAL Y DE PRECIPITACION - FEBRERO - 98

BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO - FEBRERO-98

STOCK DE Au AL 31/01/98	(Kg)	3.549
STOCK DE Au AL 28/02/98	(Kg)	3.219
Au INCREMENTADO(+) O EXTRAIDO(-) AL CIRCUITO	(Kg)	-0.330
Au RECUPERADO EN PRECIPITACION	(Kg)	27.463
Au INGRESADO EN ESCORIAS -m48	(Kg)	-0.130
SUB - TOTAL	(Kg)	27.003
Au EXTRAIDO DEL MINERAL	(Kg)	27.003
DIFERENCIA	(Kg)	0.000

BALANCE METALURGICO - FEBRERO-98

DESCRIPCION	TMS	LEY Gr. Au/TMS	CONTENIDO Gr. Au	EXTRACCION Gr. Au	% EXTRACCION
CABEZA FAJA	2414	12.359	29835		
CABEZA CALCULADA	2414	12.807	30915		100.00
RELAVE SOLIDO	2414	1.506	3636	27279	88.24
RELAVE SOLUCION(m3)	1621	0.170	276	27003	87.35
BALANCE PRECIPITACION					
SOLUCION RICA(m3)	13482	2.176	29341		100.00
SOLUCION BARREN(m3)	13482	0.139	1878		6.40
Au PRECIPITADO				27463	93.60

13.3 BALANCE GENERAL Y DE PRECIPITACION - MARZO - 98**BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO - MARZO-98**

STOCK DE Au AL 28/02/98	(Kg)	3.219
STOCK DE Au AL 29/03/98	(Kg)	1.961
Au INCREMENTADO(+) O EXTRAIDO(-) AL CIRCUITO	(Kg)	-1.258
Au RECUPERADO EN PRECIPITACION	(Kg)	42.501
Au INGRESADO EN ESCORIAS -m48	(Kg)	-0.202
SUB - TOTAL	(Kg)	41.041
Au EXTRAIDO DEL MINERAL	(Kg)	41.041
DIFERENCIA	(Kg)	0.000

BALANCE METALURGICO - MARZO-98

DESCRIPCION	TMS	LEY	CONTENIDO	EXTRACCION	% EXTRACCION
		Gr. Au/TMS	Gr. Au	Gr. Au	
CABEZA FAJA	2236	21.347	47732		
CABEZA CALCULADA	2236	21.393	47835		100.00
RELAVE SOLIDO	2236	2.876	6430	41405	86.56
RELAVE SOLUCION(m3)	1507	0.242	364	41041	85.80
BALANCE PRECIPITACION					
SOLUCION RICA(m3)	12373	3.484	43104		100.00
SOLUCION BARREN(m3)	12373	0.049	603		1.40
Au PRECIPITADO				42501	98.60

13.4 BALANCE GENERAL Y DE PRECIPITACION - ABRIL - 98**BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO - ABRIL-98**

STOCK DE Au AL 29/03/98	(Kg)	1.961
STOCK DE Au AL 30/04/98	(Kg)	1.743
Au INCREMENTADO(+) O EXTRAIDO(-) AL CIRCUITO	(Kg)	-0.218
Au RECUPERADO EN PRECIPITACION	(Kg)	35.191
Au INGRESADO EN ESCORIAS -m48	(Kg)	-0.083
SUB - TOTAL	(Kg)	34.890
Au EXTRAIDO DEL MINERAL	(Kg)	34.890
DIFERENCIA	(Kg)	0.000

BALANCE METALURGICO - ABRIL-98

DESCRIPCION	TMS	LEY	CONTENIDO	EXTRACCION	% EXTRACCION
		Gr. Au/TMS	Gr. Au	Gr. Au	
CABEZA FAJA	2456	15.235	37418		
CABEZA CALCULADA	2456	16.340	40132		100.00
RELAVE SOLIDO	2456	2.030	4986	35146	87.58
RELAVE SOLUCION(m3)	1657	0.154	255	34891	86.94
BALANCE PRECIPITACION					
SOLUCION RICA(m3)	13417	2.741	36772		100.00
SOLUCION BARREN(m3)	13417	0.118	1581		4.30
Au PRECIPITADO				35191	95.70

13.5 BALANCE GENERAL Y DE PRECIPITACION - MAYO - 98**BALANCE GENERAL DEL CIRCUITO - MAYO-98**

STOCK DE Au AL 30/04/98	(Kg)	1.743
STOCK DE Au AL 28/05/98	(Kg)	2.262
Au INCREMENTADO(+) O EXTRAIDO(-) AL CIRCUITO	(Kg)	0.519
Au RECUPERADO EN PRECIPITACION	(Kg)	29.724
Au INGRESADO EN ESCORIAS -m48	(Kg)	-0.115
SUB - TOTAL	(Kg)	30.128
Au EXTRAIDO DEL MINERAL	(Kg)	30.128
DIFERENCIA	(Kg)	0.000

BALANCE METALURGICO - MAYO-98

DESCRIPCION	TMS	LEY Gr. Au/TMS	CONTENIDO Gr. Au	EXTRACCION Gr. Au	% EXTRACCION
CABEZA FAJA	2639	11.020	29082		
CABEZA CALCULADA	2639	13.146	34692		100.00
RELAVE SOLIDO	2639	1.586	4185	30507	87.94
RELAVE SOLUCION(m3)	1874	0.202	378	30129	86.85
BALANCE PRECIPITACION					
SOLUCION RICA(m3)	13515	2.409	32552		100.00
SOLUCION BARREN(m3)	13515	0.210	2832		8.70
Au PRECIPITADO				29720	91.30

CUADRO DE CONSUMO DE BOLAS MENSUAL

MOLINO 6 X 6 - PRIMARIO					
DIAMETRO	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO
	Kg/TMS	Kg/TMS	Kg/TMS	Kg/TMS	Kg/TMS
2 1/2"	0.358	0.455	0.476	0.491	0.607
3"	0.000	0.000	0.000	0.000	0.073
3 1/2"	0.443	0.455	0.476	0.491	0.534
4"	0.095	0.150	0.238	0.245	0.024
MOLINO 5 X 6 - SECUNDARIO					
1"	0.263	0.318	0.235	0.236	0.304
1 1/2"	0.254	0.318	0.235	0.201	0.169
2"	0.059	0.071	0.053	0.052	0.039
TOTAL	1.472	1.767	1.713	1.716	1.750

CUADRO DE CONSUMO DE INSUMOS QUIMICOS

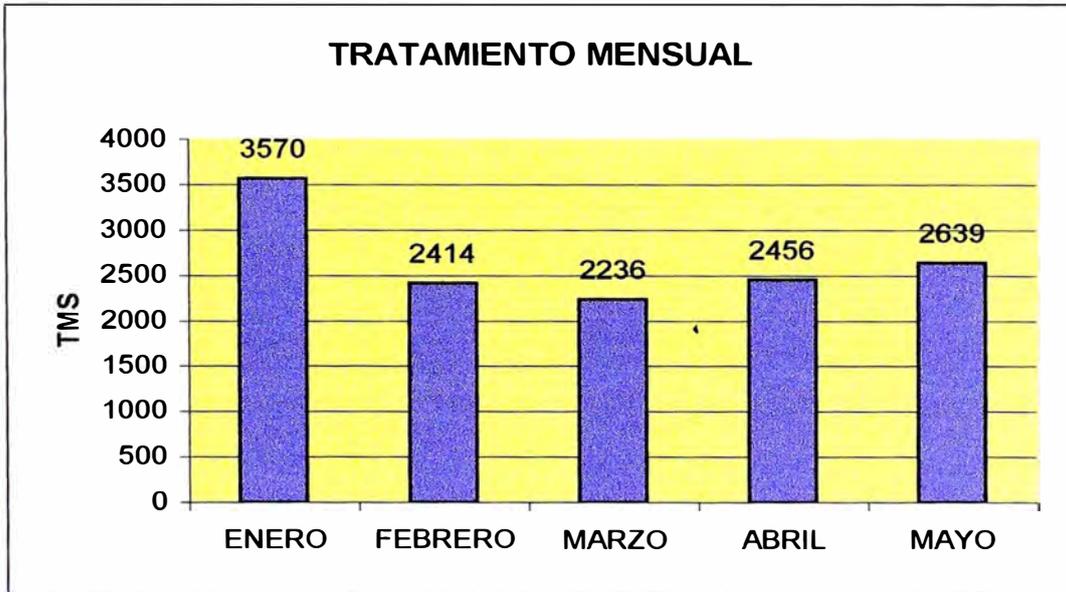
DESCRIPCION		ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO
CIANURO DE SODIO	Kg/TMS	0.588	0.657	1.541	1.209	0.992
CAL VIVA	Kg/TMS	1.709	1.520	1.542	1.201	1.273
AYUDA FILTRANTE	Kg/TMS	0.229	0.189	0.173	0.216	0.195
ZINC EN POLVO	Kg/Kg. Au	9.265	10.378	7.059	9.349	10.934
ACETATO DE PLOMO	Kg/Kg. Au	0.545	0.535	0.235	0.313	0.538
FLOCULANTE	Kg/TMS	0.002	0.003	0.002	0.007	0.003
CEMENTO PORTLAND	Kg/TMS	0.000	0.000	0.000	0.156	0.129

CAPITULO-V

EFICIENCIAS, PERFORMANCES Y COMPARACIONES MENSUALES DE PARAMETROS EN PLANTA

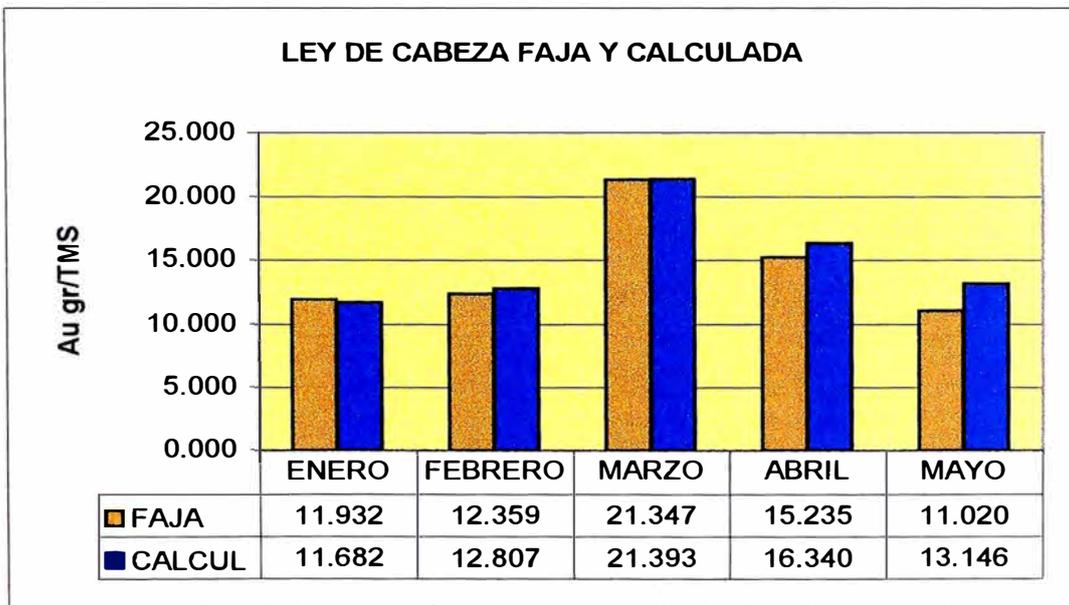
14.1 TRATAMIENTO MENSUAL

GRAFICO-1



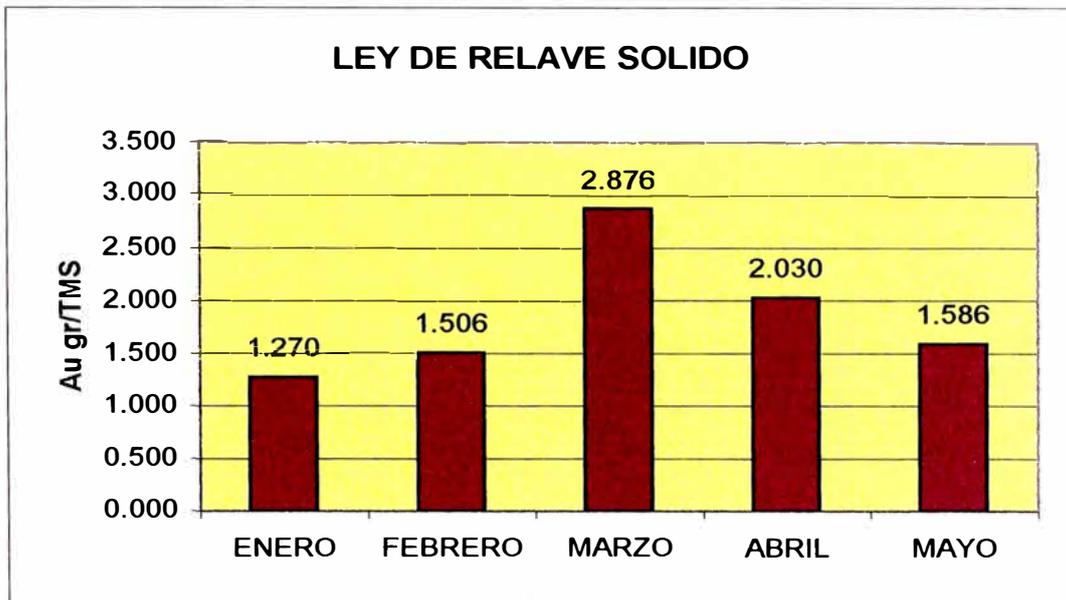
14.2 LEY DE CABEZA FAJA Y CALCULADA

GRAFICO-2



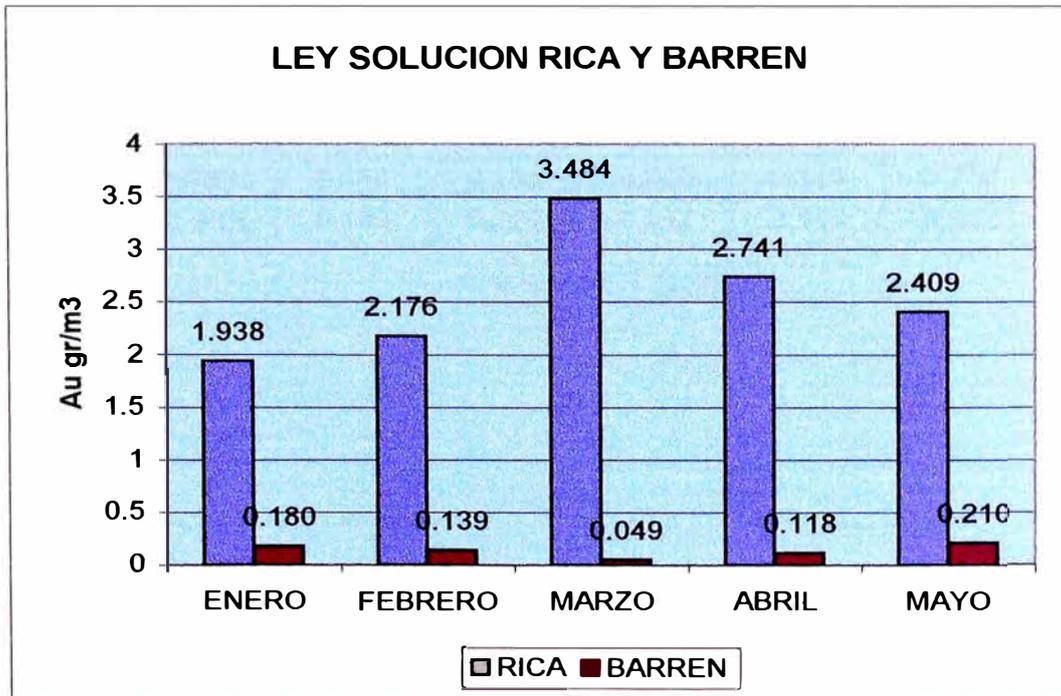
14.3 LEY DE RELAVE SOLIDO MENSUAL

GRAFICO-3

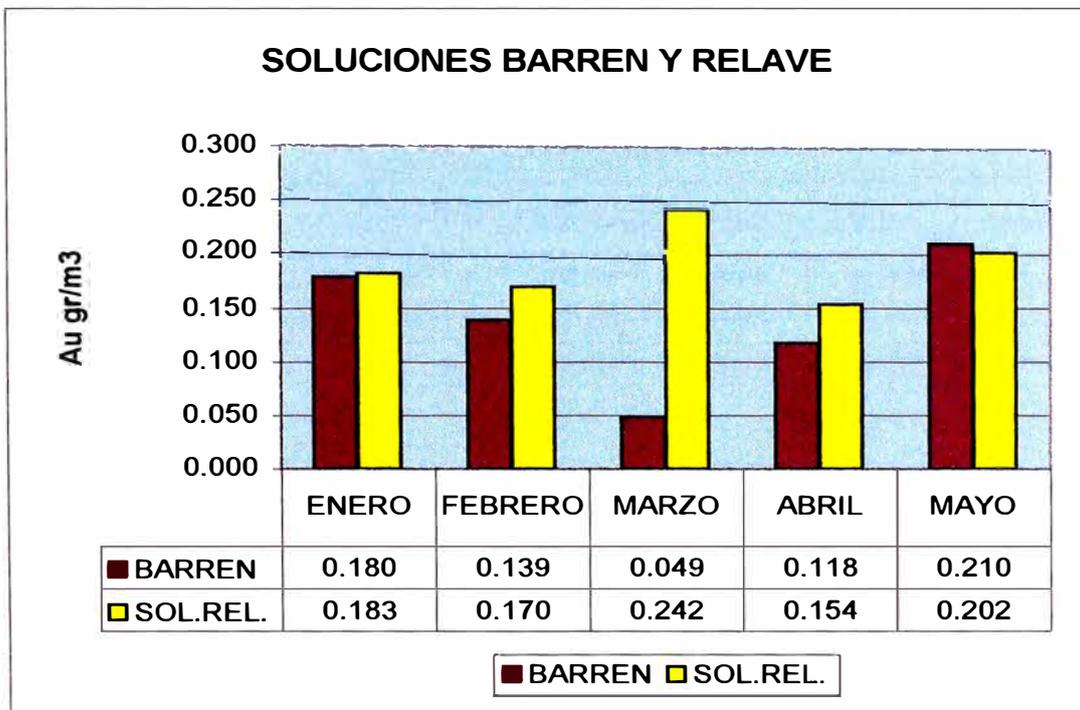


14.4 LEY DE SOLUCION RICA Y BARREN

GRAFICO-4

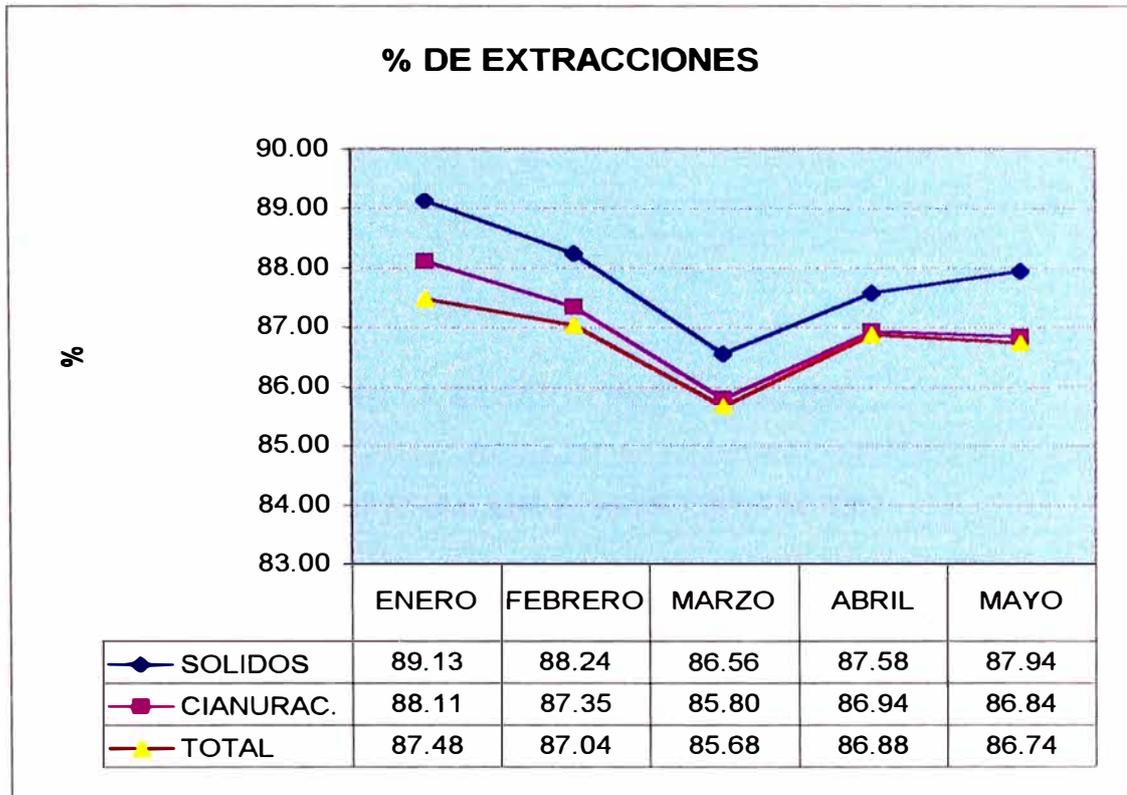


14.5 SOLUCIONES BARREN Y RELAVE
GRAFICO-5



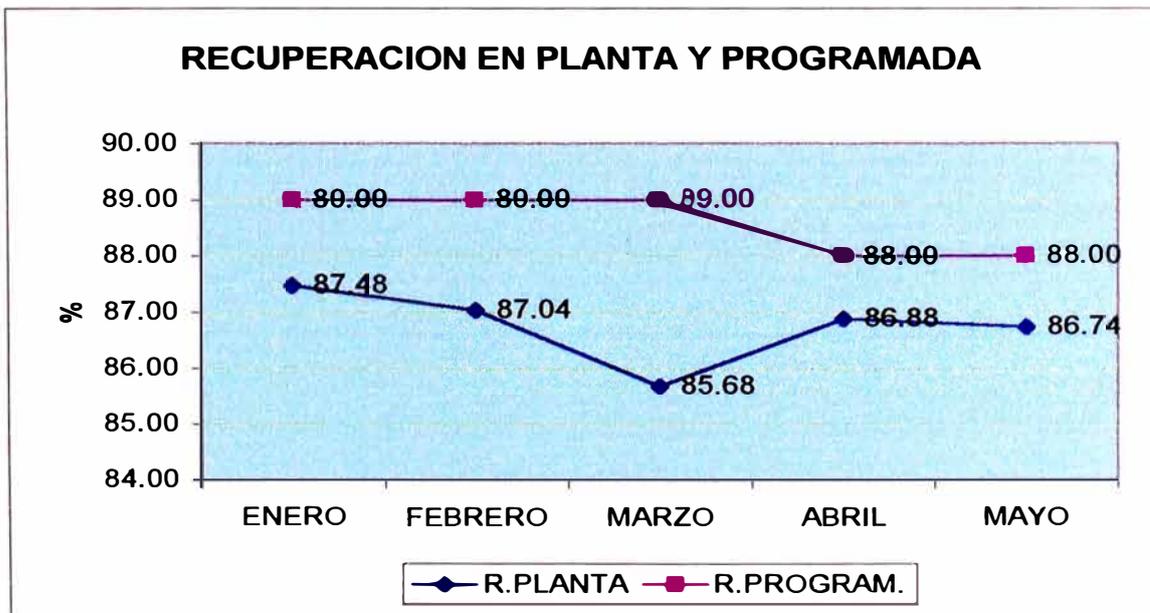
14.6 % DE EXTRACCIONES

GRAFICO-6

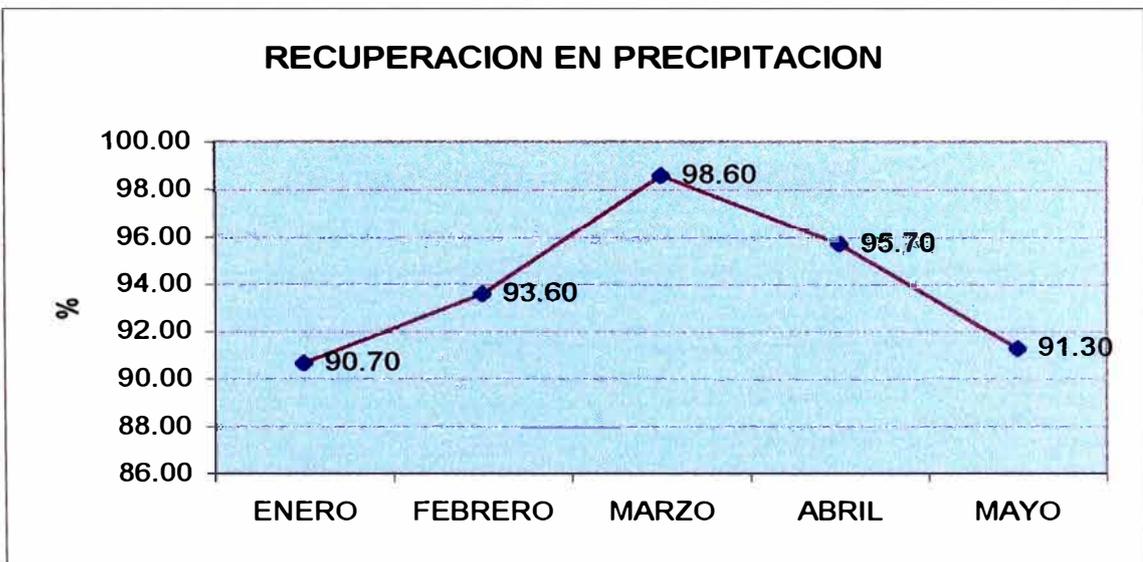


14.7 COMPARACION ENTRE RECUPERACION EN PLANTA Y EL PROGRAMADO

GRAFICO-7



14.8 RECUPERACION EN LA SECCION PRECIPITACION
GRAFICO-8

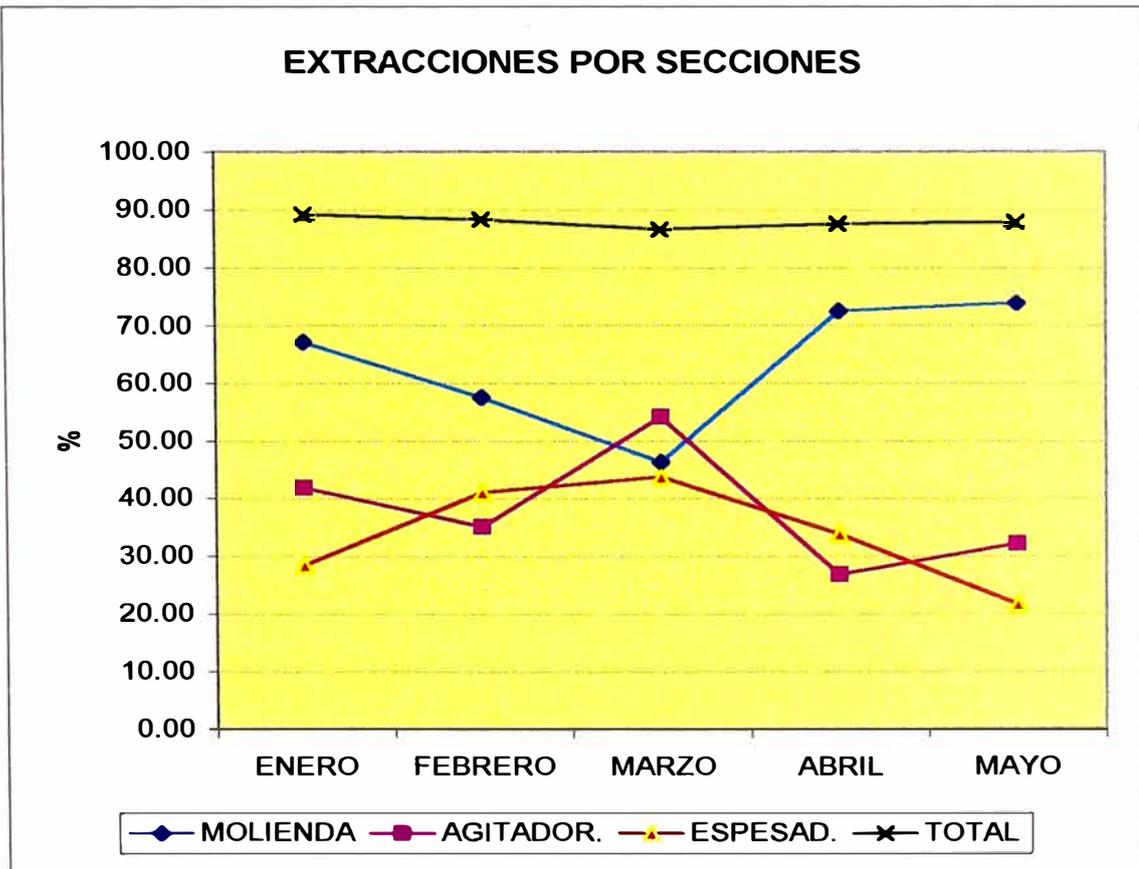


**EXTRACCION POR SECCIONES EN PLANTA
SANTA MARIA - I**

14.9 COMPARACION DE EXTRACCIONES POR SECCIONES

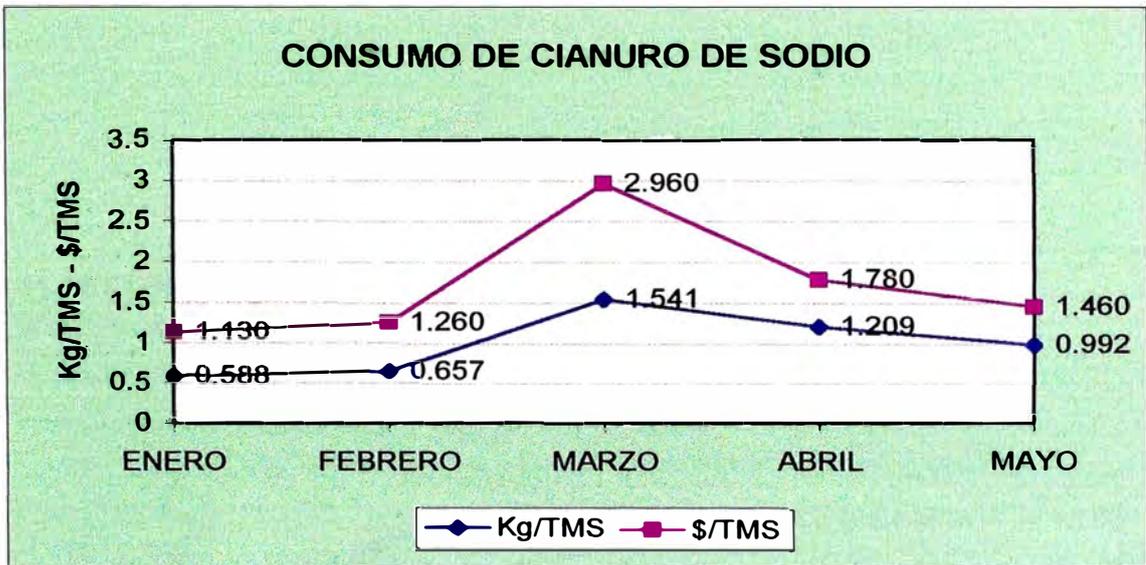
MES	MOLIENDA	AGITADOR.	ESPESAD.	TOTAL
	%	%	%	%
ENERO	67.10	41.87	28.52	89.13
FEBRERO	57.48	35.19	41.09	88.24
MARZO	46.28	54.19	43.73	86.56
ABRIL	72.45	26.88	33.87	87.58
MAYO	73.78	32.21	21.78	87.94

GRAFICO-9



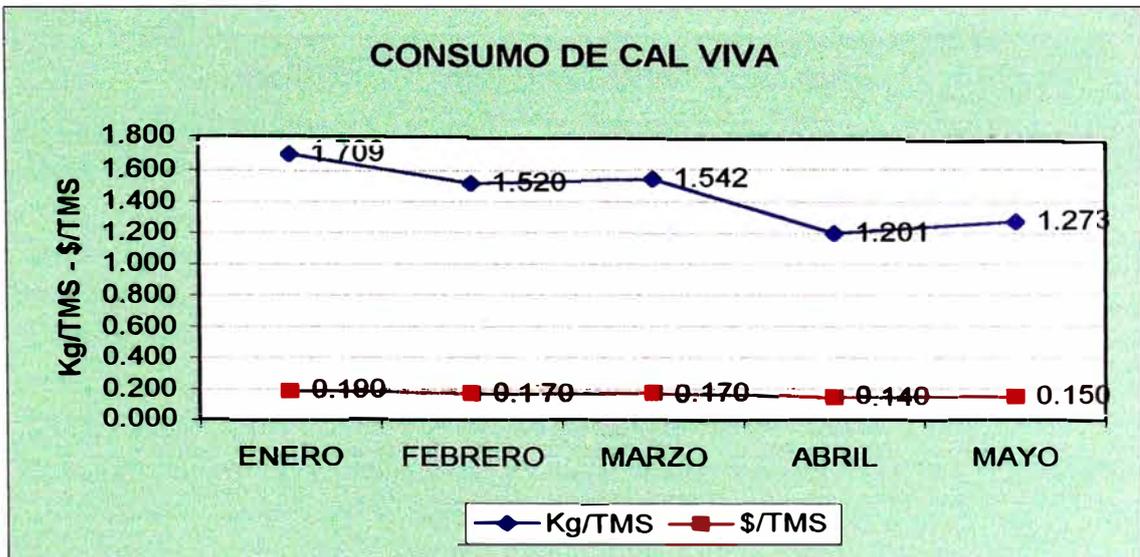
14.10 CONSUMO DE CIANURO DE SODIO

GRAFICO-10

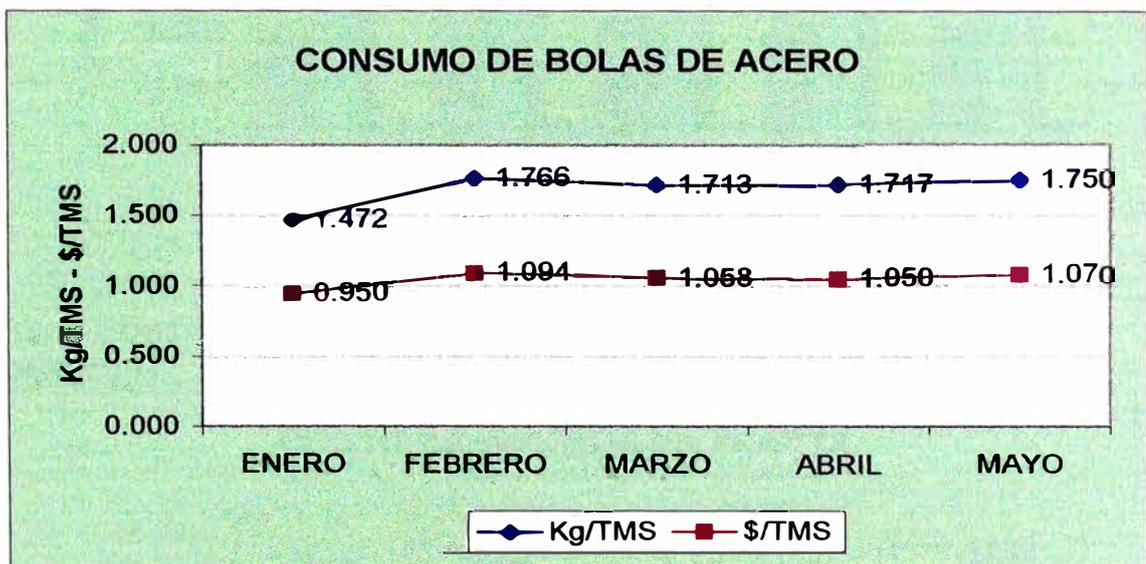


14.11 CONSUMO DE CAL VIVA

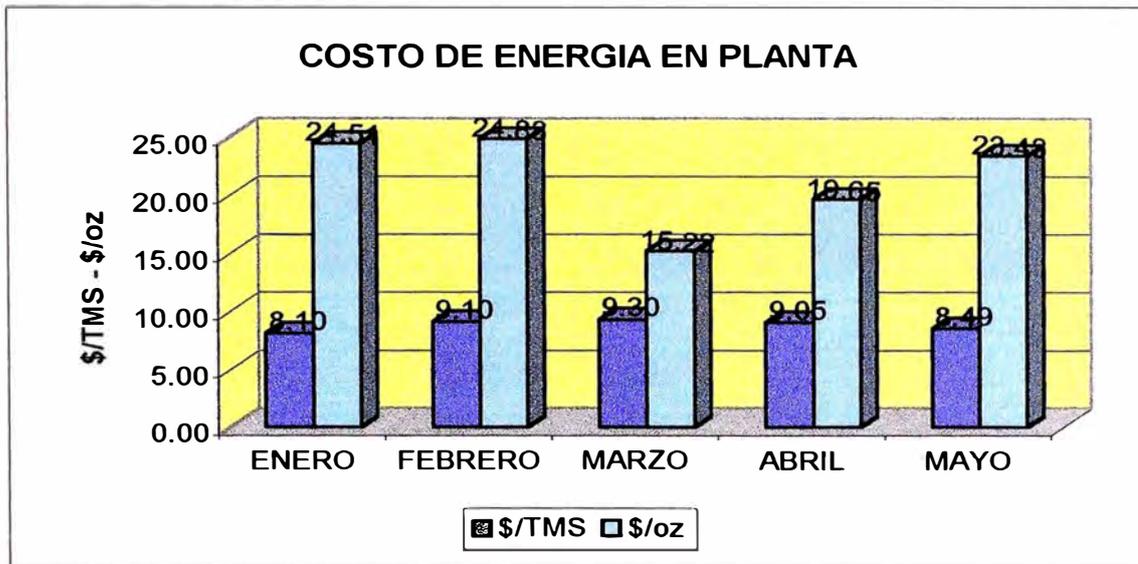
GRAFICO-11



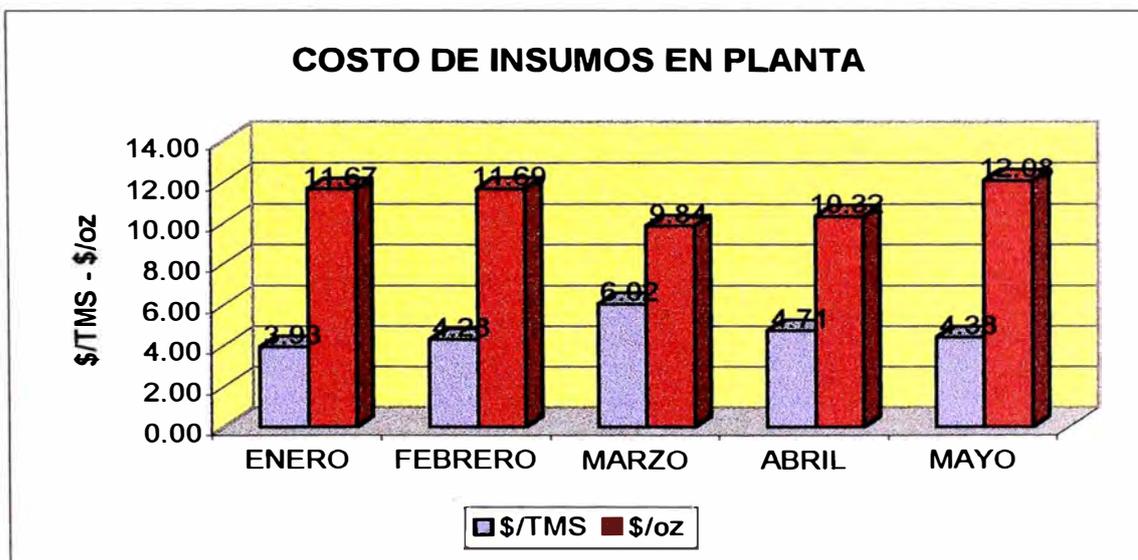
14.12 CONSUMO DE BOLAS DE ACERO
GRAFICO-12



COSTOS EN PLANTA SANTA MARIA - I
14.13 COSTO DE ENERGIA EN PLANTA
GRAFICO-13

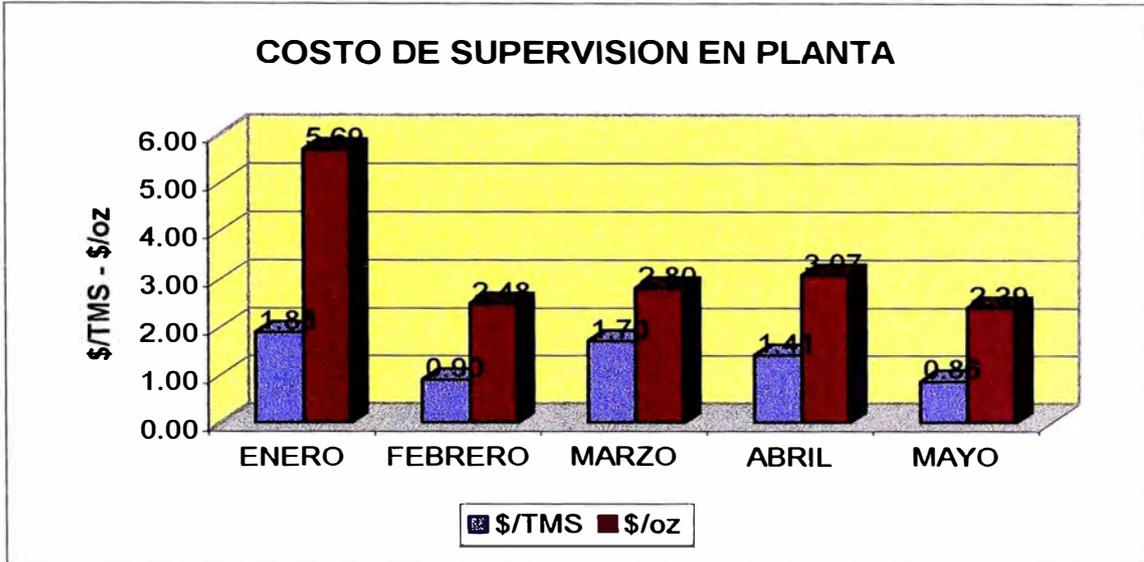


14.14 COSTO DE INSUMOS EN PLANTA
GRAFICO-14



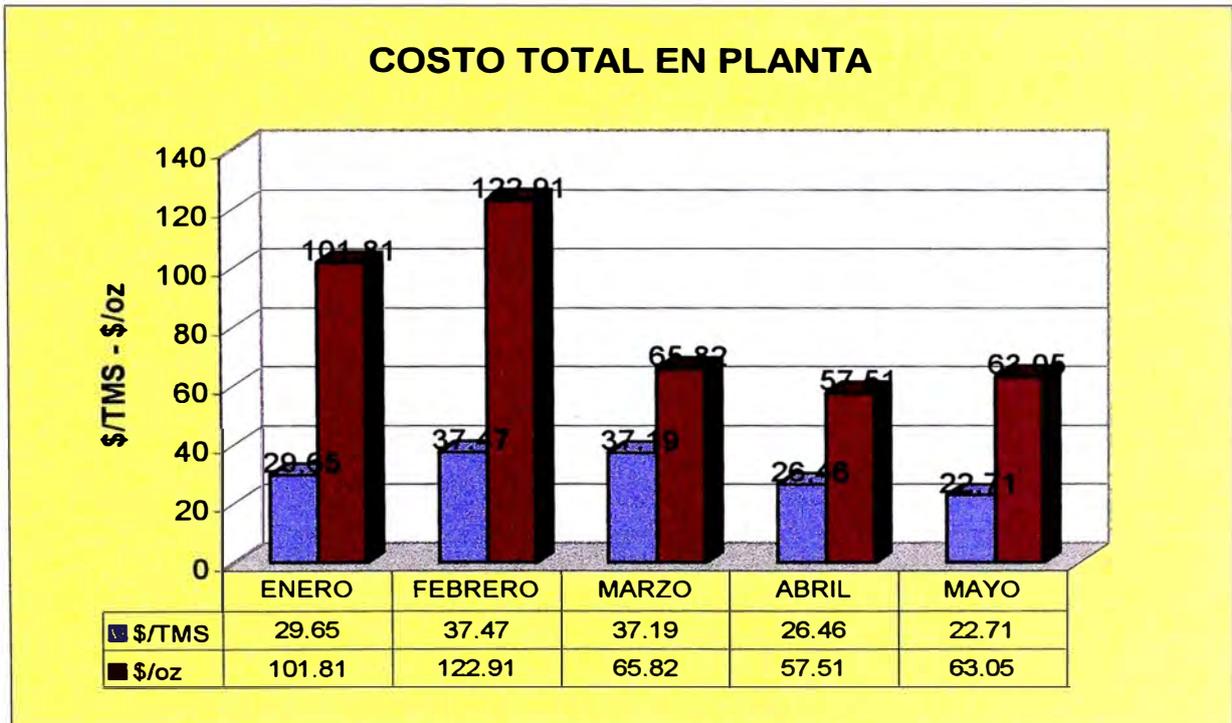
14.15 COSTO DE SUPERVISION EN PLANTA

GRAFICO-15



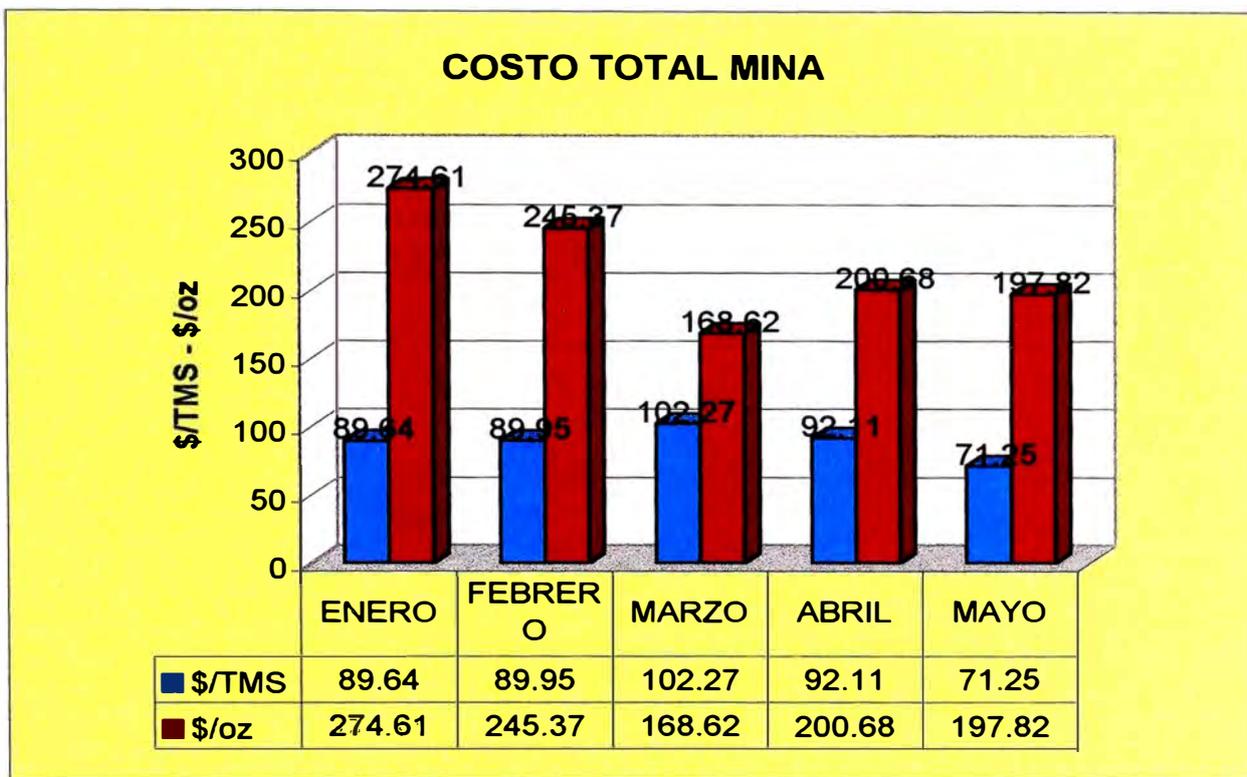
14.16 COSTO TOTAL EN PLANTA

GRAFICO-16



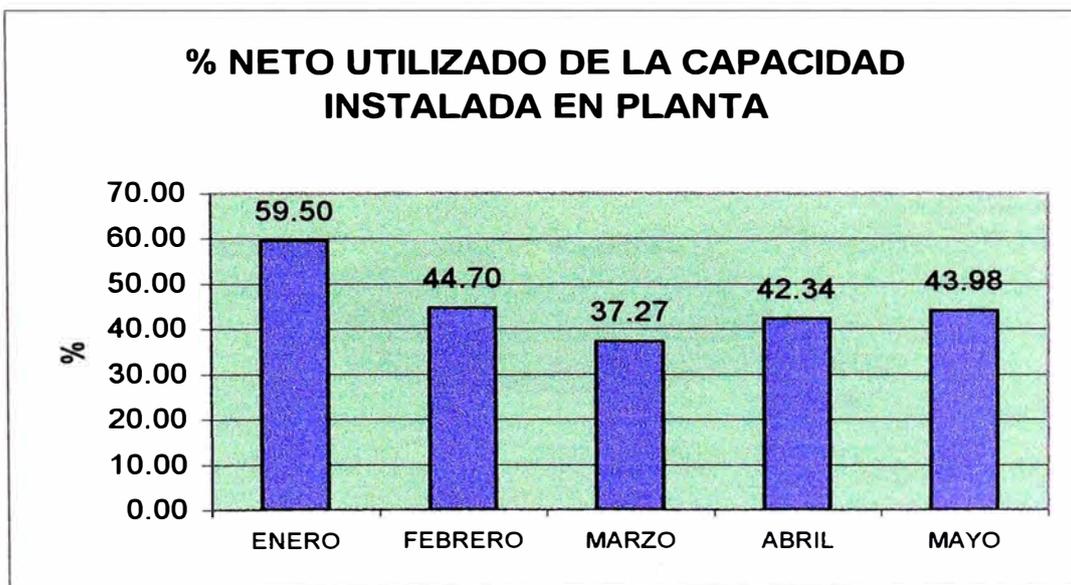
14.17 COSTO TOTAL EN MINA

GRAFICO-17



14.18 EFICIENCIA NETA DE CAPACIDAD UTILIZADA EN PLANTA

GRAFICO-18



14.19 DISTRIBUCION DE COSTOS EN PLANTA

MES	ENERGIA %	INSUMOS %	SUPERVIS %
ENERO	58.23	28.25	13.52
FEBRERO	63.73	29.97	6.30
MARZO	54.64	35.37	9.99
ABRIL	59.66	31.05	9.30
MAYO	61.84	31.90	6.26

GRAFICO-19

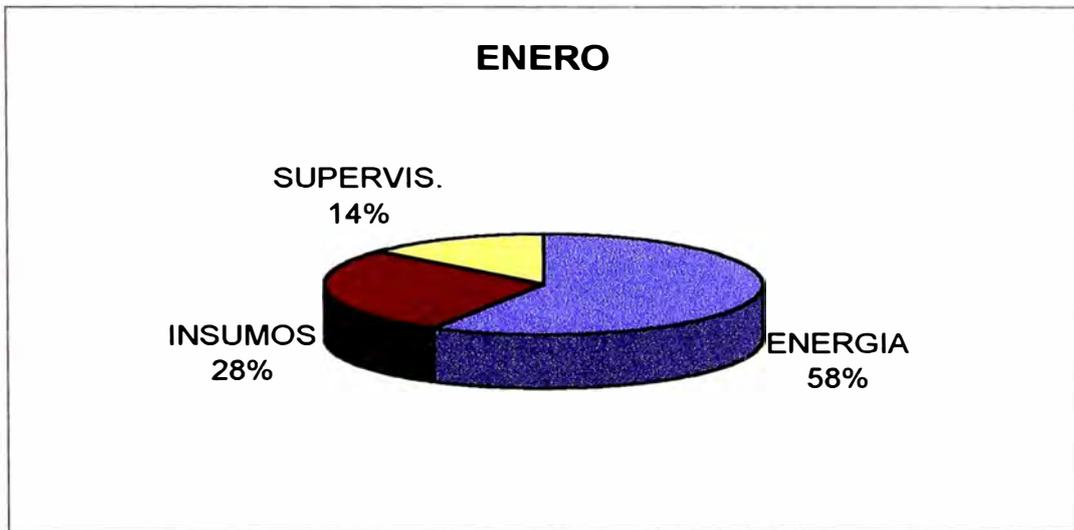


GRAFICO-20

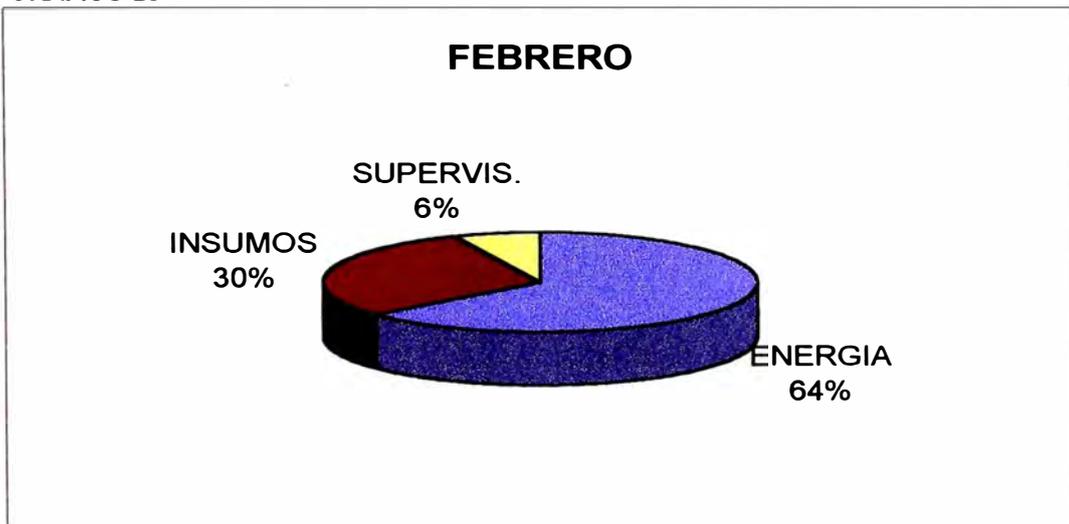


GRAFICO-21

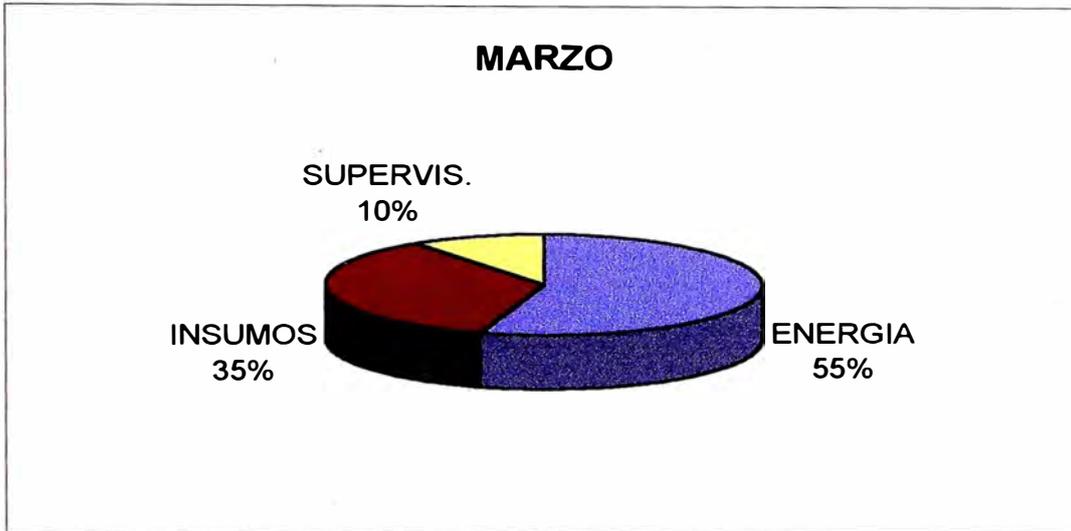
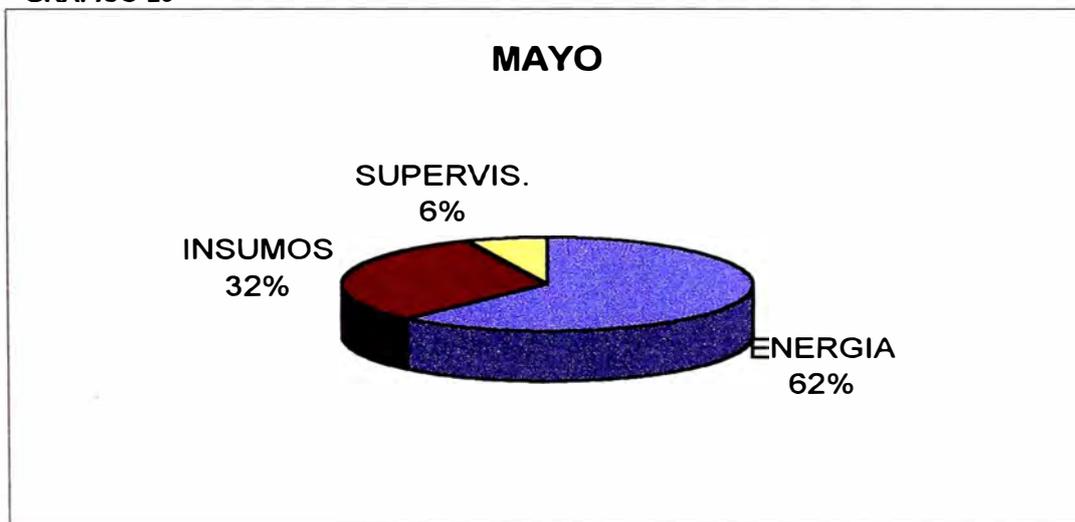


GRAFICO-22

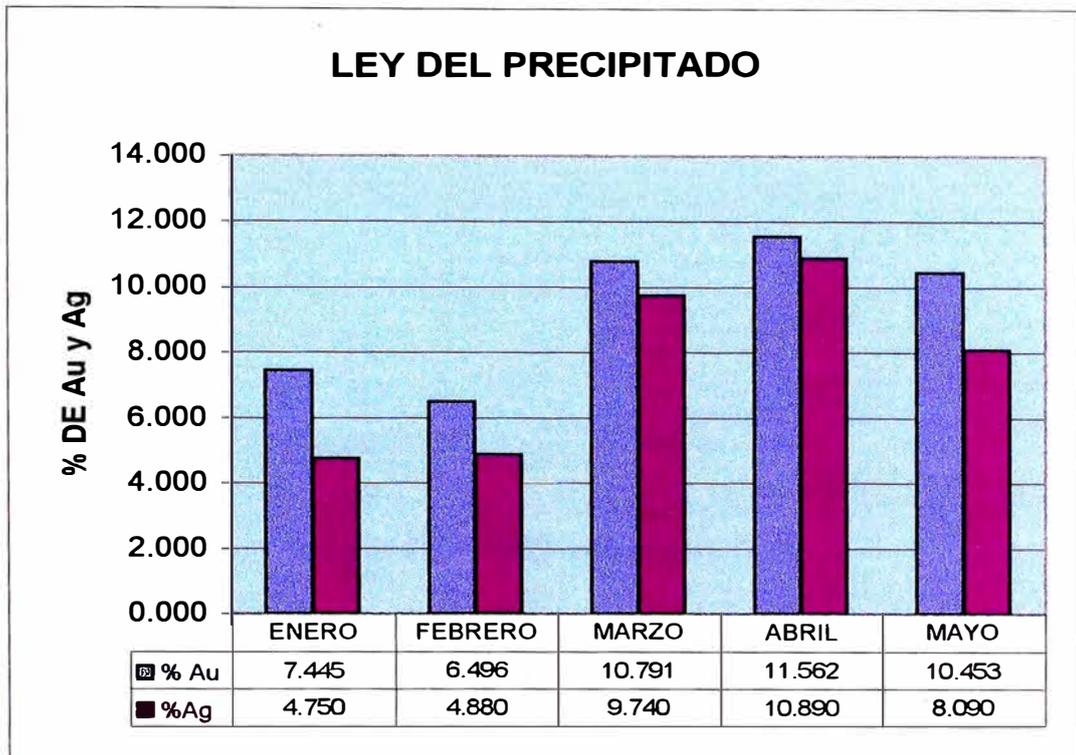


GRAFICO-23



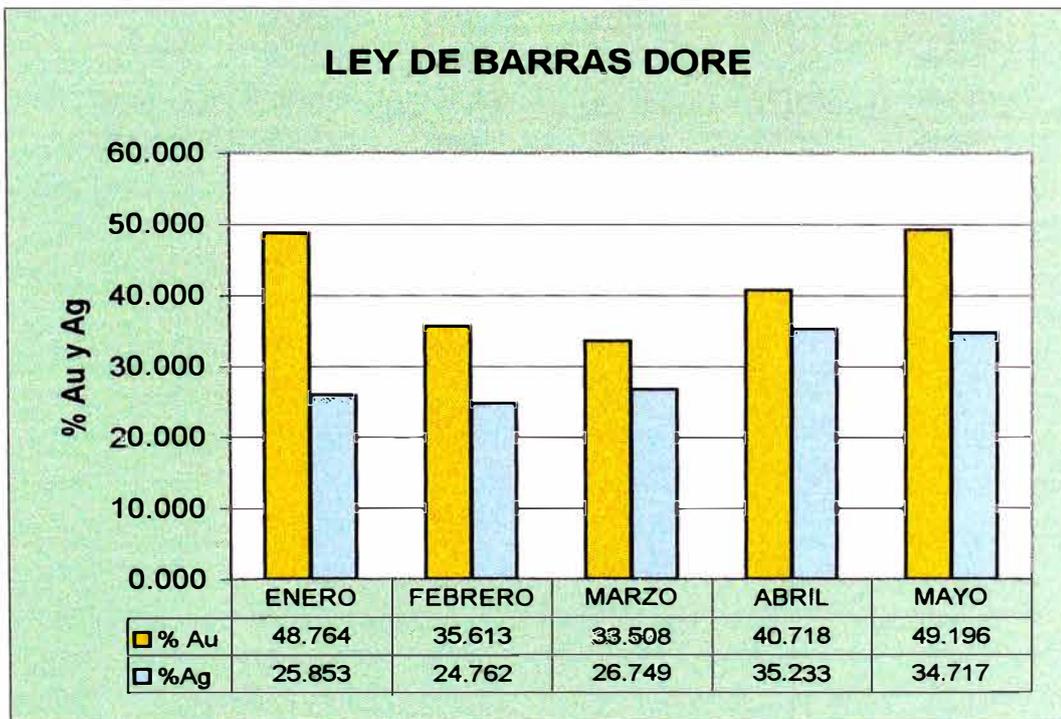
14.20 PRECIPITADO FINAL

GRAFICO-24



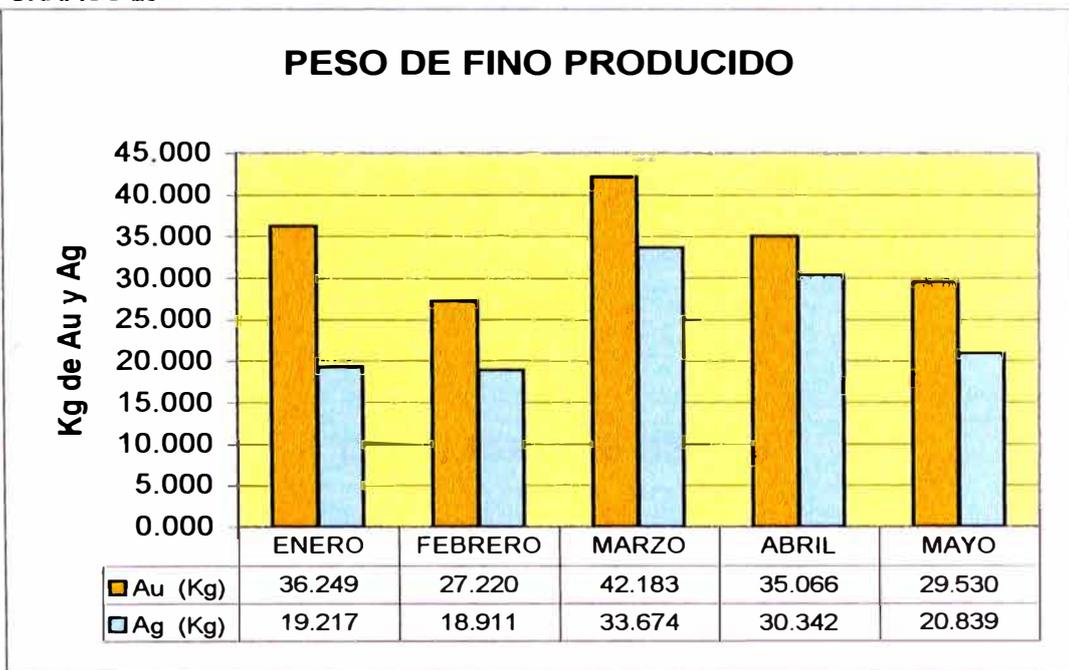
14.21 BARRAS DORE

GRAFICO-25



14.22 PESO FINO PRODUCIDO

GRAFICO-26



14.23 COTIZACIONES PROMEDIOS MENSUALES DE Au Y Ag

GRAFICO-27

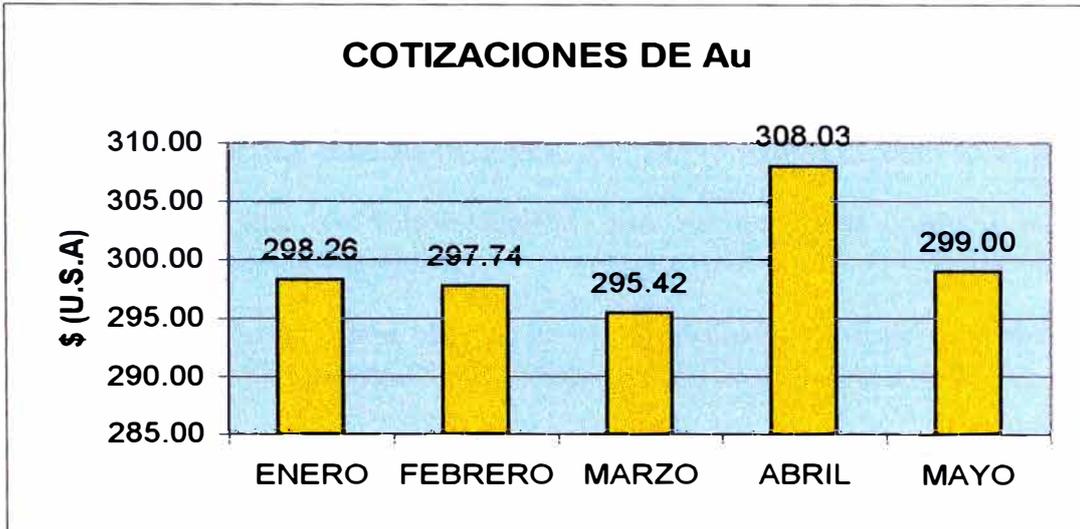
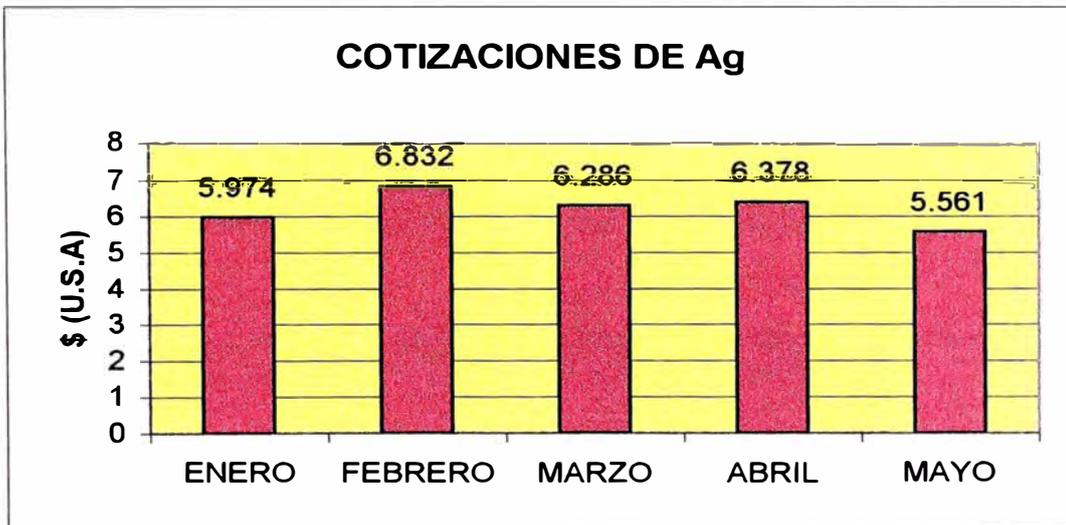


GRAFICO-28



CAPITULO – VI

15.- PRUEBAS METALURGICAS DE CIANURACION A NIVEL LABORATORIO DEL RELAVE SOLIDO GENERAL DE PLANTA SANTA MARIA-1

15.1 INTRODUCCION

En vista de los valores altos de leyes de relave, se propuso la realización de pruebas de índole exploratorio, para conocer con la variable molienda si es factible una mayor recuperación desde el mineral de cabeza. Las muestras de relave tomadas corresponden al día 19 de marzo del presente, teniendo en consideración que los tenores de leyes del relave sólido en este mes son los más altos.

Se realizaron a las muestras de relave análisis por mallas, para conocer en que rangos de tamaño se encuentran distribuidos los valores.

Sé remolio parte de la muestra para efectos de comparación con el de condiciones iniciales en pruebas de cianuración, con el propósito de mejoras en la extracción y que tan determinante es esta variable.

15.2 OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES

- El reporte de leyes de las muestras de relave da valores promedio de 3.70 g/TM de Au y 16,90 g/TM en Ag, estos valores resultan muy altos para el proceso de extracción por lo que se propuso las pruebas correspondientes en vías de un mayor beneficio.
- El relave producto de una operación de beneficio ha sido retomada para pruebas de cianuración, los resultados obtenidos no tendrían el mismo efecto que tratar el propio mineral de cabeza, pero que nos indicarian las medidas ha tomar, para una mayor extracción de valores desde ella.
- De acuerdo a la granulometria del relave el mayor porcentaje de Au se encuentra en rangos finos de tamaño con una distribución mayor del 67% en –m400.
- De las pruebas para el relave en condiciones iniciales, 51,20%-m400, es factible una extracción de Au de 30,32% a las 12 horas de cianuración y 31,26% a las 24 horas; el incremento es mínimo respecto del tiempo.
- Con una remolienda a 71,70%-m400 se incrementa la extracción a 36,83% a las 12 horas de cianuración y 37,38% a las 24 horas, se puede considerar esta variable, no siendo esta, determinante (Graf. 1,2).
- De lo expuesto anteriormente un mayor tiempo de retención mejoraria la extracción, las muestras de relave responden a un mayor beneficio en el tiempo sin recurrir ha una mayor molienda.

- Es necesario tener mayor información referente a las características del mineral de cabeza. El consumo en estas pruebas con el relave es de 190g/TM de NaCN y 970g/TM de Cal, siendo estos valores altos para un material ya tratado, lo que indica en razón la presencia de elementos ácidos.

15.3 CARACTERISTICAS DE LA MUESTRA

Ley de Cabeza, reporte de Laboratorio Químico:

MUESTRA	Au (g/TM)	Ag (g/TM)
Relave A	3.55	16.15
Relave B	3.90	17.30
Relave C	3.65	17.30

Muestra : Relave de cianuración Planta Santa María.

Análisis Granulométrico: Distribución de valores por mallas.

Relave A

Malla	%peso	Au		Ag	
		ley (g/TM)	Dist. (%)	ley (g/TM)	Dist. (%)
+m200	30.29	0.96	8.10	5.84	11.01
+m400	23.95	3.65	24.35	10.05	14.97
-m400	45.76	5.30	67.55	26.00	74.02
Cab. Calc.	100.00	3.59	100.00	16.07	100.00
Cab. Ensay.		3.55		16.15	

Relave B

Malla	%peso	Au		Ag	
		ley (g/TM)	Dist. (%)	ley (g/TM)	Dist. (%)
+m200	25.50	1.20	8.61	2.12	3.33
+m400	23.30	3.50	22.95	11.15	15.99
-m400	51.20	4.75	68.44	25.60	80.68
Cab. Calc.	100.00	3.55	100.00	16.25	100.00
Cab. Ensay.		3.90		17.30	

Relave C

Malla	%peso	Au		Ag	
		ley (g/TM)	Dist. (%)	ley (g/TM)	Dist. (%)
+m200	27.30	1.04	7.77	5.20	8.24
+m400	23.06	3.95	24.94	14.60	19.55
-m400	49.64	4.95	67.28	25.05	72.21
Cab. Calc.	100.00	3.65	100.00	17.22	100.00
Cab. Ensay.		3.65		17.30	

15.4 PRUEBAS DE REMOLIENDA Y CIANURACION

Remolienda

Se realizo una remolienda al relave con el objeto de comparación con el de condiciones iniciales en pruebas de cianuración.

Se estimo un tiempo de remolienda para tener aproximadamente un %-m400 por encima del 70%, la ecuación empleada fue: $\%m400 = 28.6324 t^{0.2456332}$ correspondiente al mineral de cabeza; se estimo un tiempo de 35 minutos, con un %-m400 inicial de 51,2% correspondientes al relave B. La distribución granulometrica de la remolienda del relave B es la siguiente:

Malla	%peso
-m200	95,40 %
-m400	71,70 %
-m635	54,90 %

Pruebas de Cianuración

Se realizaron pruebas de carácter comparativo.

Condiciones:

Muestras

Relave B Sin remoler 51,20 % -m400

Relave B Remolido 71,70 % -m400

Tiempo = 12, 24 horas

W mineral = 100g

W NaCN = 400g/TM

W Cal = 1000g/TM

Dilución = 3:1

Consumo

NaCN = 190g/TM

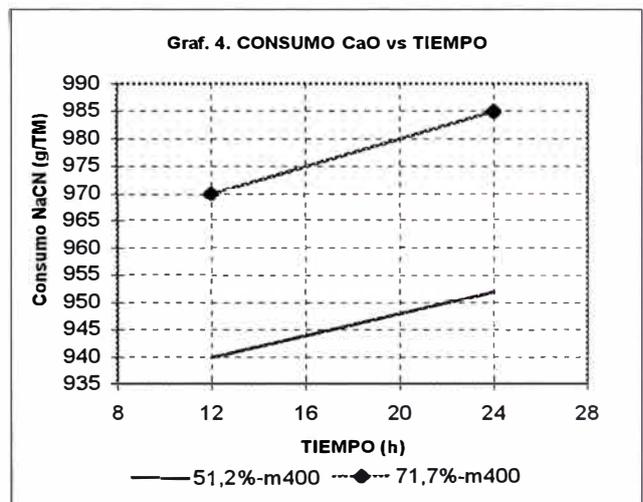
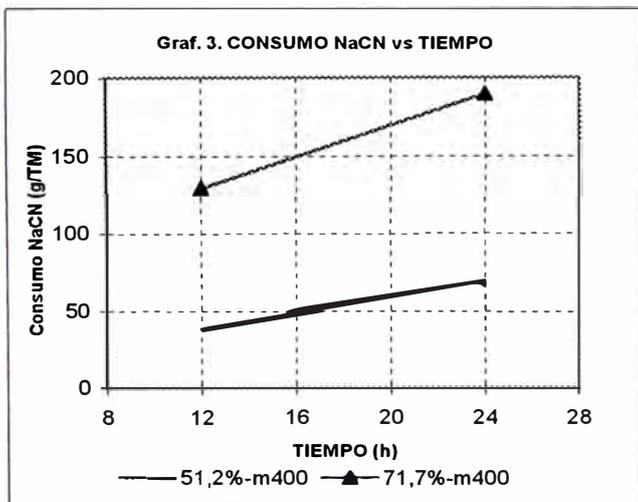
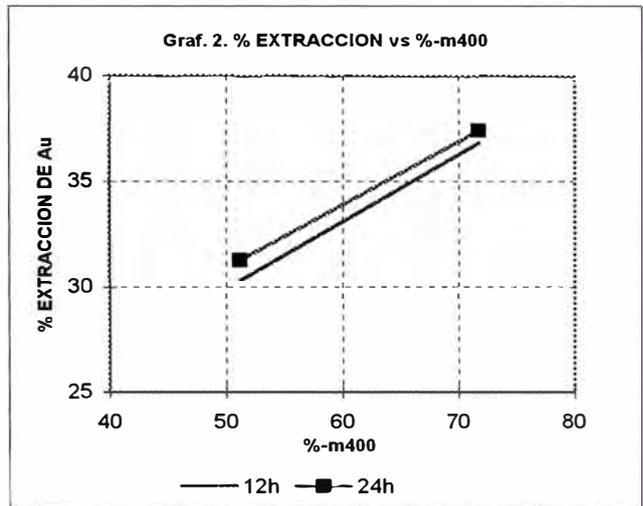
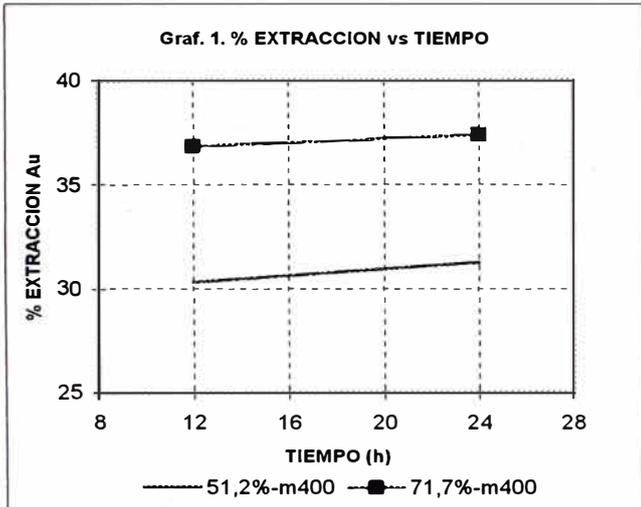
CaO = 970g/TM

15,5 CUADROS Y GRAFICOS FINALES

PRUEBAS DE CIANURACION RELAVE "B" PLANTA SANTA MARIA

Condicion	inicial				remolido			
	51,20%				71,70%			
%-m400								
tiempo de Agitacion (h)	12		24		12		24	
Fuerza NaCN (%) inicial	0,013		0,013		0,013		0,013	
Fuerza CaO (%) inicial	0,033		0,033		0,033		0,033	
Consumo NaCN (g/TM)	38,6		69,6		129,6		189,4	
Consumo CaO (g/TM)	940		952		970		985	
pH final	10,59		10,46		10,01		9,73	
LeyesReportadas	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Solucion (g/m ³)	0,397	1,579	0,400	1,656	0,455	1,768	0,455	1,842
Relave (g/TM)	2,75	25,50	2,65	25,05	2,35	25,40	2,30	24,85
Cabeza Calculada	3,94	30,20	3,84	29,95	3,71	30,66	3,66	30,32
%de Extracción	30,32	15,74	31,26	16,61	36,83	17,32	37,38	18,28

GRAFICOS DE LAS PRUEBAS METALURGICAS



CAPITULO – VII

16 CONCLUSIONES FINALES

1.- La Planta Santa María – 1 desde sus inicios de operación tiene una extracción total promedio de 87%, el cuál se debe principalmente a la mineralogía, que es bastante cambiante, por la cuál llega a planta minerales dócil a la cianuración como minerales en cierta medida refractarios a la cianuración el cual provoca elevar nuestros costos de insumos y disminuye nuestra extracción total, el ejemplo mas palpable es el del mes de Marzo.

2.- En la cancha de gruesos se recepciona dos tipos de minerales: uno proveniente de mina con leyes moderadas de Au y Ag y el otro tipo de mineral proviene de compras con leyes altas de Au y Ag el cual provoca distorsiones en nuestras recuperaciones, un análisis químico de una muestra compósito del mineral de compra nos dio el siguiente resultado:

Au	:	1.75 oz/TMS
Ag	:	4.56 oz/TMS
Cu	:	0.41 %
Zn	:	3.28 %
Pb	:	3.56 %
Fe	:	21.38 %
As	:	3.20 %
Sb	:	2.98 %
S	:	22.38 %
Hg	:	380 ppm.
Bi	:	72 ppm.

El mineral de compra representa el 5% aprox. Del mineral tratado y aporta más del 30% del fino producido.

3.- La recuperación en la sección precipitación esta alrededor del 96%, tendiendo a mejorar.

4.- La extracción en la sección molienda se ha ido incrementando hasta llegar a un 70% en promedio, en la sección agitación se tiene una extracción promedio de 10% y en el sistema de lavado en contracorriente esta en un 8% aproximado.

5.- El producto final de molienda tiene una granulometría de 80% -m200 en promedio y en molienda primaria se tiene un 55% -m200.

6.- En estos meses de evaluación el producto final de la sección chancado fue de 100% -3/4", debiéndose principalmente a la alta humedad del mineral proveniente de mina(época de lluvias), el objetivo es chancar 100% - 1/2" para poder mejorar nuestras eficiencias en la sección molienda.

7.- Las pruebas metalúrgicas a nivel Laboratorio con el relave sólido del mes de marzo nos muestra que el 68% del Au esta en -m400, remoliendo a 95% -m200 y agitando a 24 hrs. Se logra extraer el 49% de los valores, de un relave con ley de 3.55 gr/TMS pasa a uno de 2.30 gr/TMS.

8.- La planta en estos meses de evaluación no a estado operando continuamente en su capacidad total.

9.- El mayor costo que se tiene en Planta es el de energía que representa más del 58% del costo total.

10.- El pH de trabajo de la sección precipitación es de 10.8 a 11.0. La fuerza de cianuro mantenido en todo el circuito de cianuración es de 0.045%.

11.- El consumo de Cianuro y Cal es variante dependiendo de la calidad de mineral, el Cianuro varia de 0.55 – 1.5 Kg/TMS, la Cal varia de 1.2 – 1.7 Kg/TMS.

12.- La ley del precipitado final se ha ido incrementando ligeramente desde 6.5 hasta 11.65 % debido al mejor control de reactivos y parámetros operativos.

13.- El tiempo de retención en la sección agitación es de 53 horas aprox., quedando por verificar dicho tiempo por medio de trazadores.

17 RECOMENDACIONES

1.- Se requiere instalar una balanza de Plataforma para pesar el mineral proveniente de mina y así llevar un mejor control de nuestras eficiencias en la sección chancado y molienda.

2.- Para lograr una mejor eficiencia en la sección chancado tenemos que mejorar la eficiencia de la zaranda vibratoria dúplex secundaria, ya que con una humedad mayor a 5% se tiene una alta carga circulante que provoca el atasco de la chancadora secundaria, para solucionar esto tenemos que cambiar la malla inferior de caucho de ½” por mallas autolimpiantes de alambre también de ½”, actualmente nuestra producción promedio de la sección es de 11.5 TMS/hr. , siendo nuestra meta llegar a 18 TMS/hr. Para poder mejorar nuestros costos de dicha sección.

3.- En molienda primaria tenemos que lograr un producto de 60% -m200 para asegurar una extracción mayor o igual a 70% de todo la sección molienda, para luego obtener una extracción total en Planta alrededor de 88%, para superar el valor anterior se tiene que instalar una sección de concentración (flotación o gravimetría) la que se adecua eficiente y económicamente, el objetivo de instalar esta sección es de concentrar las especies que contienen los valores económicos para luego remolerlos y así obtener una mejor liberación.

4.- En la sección molienda hay mucho por instrumentar para luego llegar a la etapa de optimización, los requerimientos esenciales son: Un pesómetro electrónico en la faja transportadora -4 (alimento fresco a molienda), Manómetros de precisión en la entrada de los ciclones, Balanza electrónica de dos dígitos con capacidad de 15 Kg., etc.

Cabe mencionar que todavía nos falta llegar a determinar la carga y recarga optima de bolas a los molinos ya que la Planta no tiene una operación continua para poder tener una mejor evaluación.

5.- En la sección agitación nos esta faltando grado de oxigenación, en especial en el agitador -2 que se encuentra alrededor de 4 ppm de O2 libre, para elevar este valor tenemos que insuflar aire artificial para elevar como mínimo a 8 ppm de O2 libre. En el Agitador-1 si se tiene una buena oxigenación que esta en 8.2 ppm de O2 libre, se logro este valor por medio de una bomba SRL 3 'X3' que trabaja en recirculación con parte de la descarga de dicho agitador.

6.- También valdría realizar pruebas a nivel industrial con Peróxido de Hidrogeno (H2O2) en el sistema de agitación para incrementar el O2 libre y así incrementar la cinética.

7.- En el sistema de lavado en contra corriente se debe de incrementar un espesador más para mejorar el lavado y eliminar la sección filtro de discos, ya que el consumo de energía en filtro de discos es de 32 Kwh mientras un solo espesador solo consume 9 Kwh, además el mantenimiento de los filtros es superior a los espesadores.

9.- Actualmente nuestra eficiencia en la sección precipitación es de 96% se puede incrementar este valor instrumentando la sección con un flujometro, un peachimetro y un dosificador de Zinc más eficiente siempre en cuando económicamente sea factible.

18 BIBLIOGRAFIA

- 1.- Handbook of Mineral Dressing.**
Aut. A.F. TAGGART – 1954
- 2.- Introducción al procesamiento de Minerales.**
Aut. Errol G. Kelly – 1990
- 3.- Cursos de Concentración de Minerales I Y II**
Aut. Ricardo Zacarías Diaz – 1991
- 4.- Curso de concentración de minerales III**
Aut. Ivan Quiroz Nuñez - 1992
- 5.- Curso de Ingeniería Metalúrgica – I**
Aut. Edwilde Yoplac C. - 1992
- 6.- Curso de Metalurgia extractiva – III**
Aut. Benigno Ramos - 1993
- 7.- Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras mediante Técnicas de Modelación Matemática.**
Aut. Jaime Sepulveda y Leonel Gutiérrez - 1984
- 8.- Diseño y simulación de circuitos de Molienda y Clasificación.**
Aut. Leonard Austin y Fernando Concha - 1996
- 9.- Reportes de operación, Informes mensuales**
Planta Santa María –1 - 1998
- 10.- The Chemistry and treatment. Of Cyanidation Wastes.**
Aut. Adrian Smith y Terry Mudder.
- 11.- Curso de Actualización Metalurgia del Oro**
UNI 15 – 17 Agosto 1995
- 12.- Tópicos especiales de conminución de minerales**
Aut. Jorge Menacho, Javier Jofre y Yadranka Zivcovic D. – 1995
- 13.- Metalurgia del Oro y la Plata**
Aut. Juan Vargas Gallardo.