

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINER A Y METALÚRGICA



**“INCREMENTO DE EXTRACCION DE ORO EN
EL CIRCUITO DE MOLIENDA, GRAVIMETRIA
Y REMOLIENDA EN PLANTA MARAÑON
(COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.)”**

INFORME DE INGENIERÍA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR:

VICTOR HUGO MARREROS PAREDES

LIMA – PERU

2007

INDICE

INTRODUCCION.....	05
I. GENERALIDADES	
1.1 UBICACIÓN Y ACCESO.....	08
1.2 CLIMA Y VEGETACION.....	09
1.3 GEOLOGIA.....	09
1.4 EXPLORACION.....	12
1.5 EXPLOTACIÓN.....	12
1.6 PROCESAMIENTO.....	16
II. FUNDAMENTO TEORICO DE LA CIANURACION DE ORO	
2.1 FISICOQUIMICA DEL PROCESO DE CIANURACION.....	33
2.2 CINETICA DE REACCION.....	34
2.3 VARIABLES QUE INFLUYEN EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN.....	35
2.4 LIXIVIACIÓN DE ORO CON PEROXIDO DE HIDROGENO: PROCESO PAL.....	38
III. INCREMENTO DE LA EXTRACCION DE ORO MEJORANDO EL CIRCUITO DE GRAVIMETRIA Y REMOLIENDA.	
3.1 PROCESO ANTES DE LA MEJORA	
3.1.1 DESCRIPCION DEL PROCESO.....	43
3.1.2 BALANCE DE MATERIA.....	44
3.1.3 BALANCE METALURGICO.....	45
3.2 CRITERIOS PARA LA MEJORA	
3.2.1 CARACTRIZACION DEL RELAVE GENERAL.....	49

3.2.2 EVALUACION DEL CIRCUITO DE GRAVIMETRIA.....	52
3.2.3 CARACTERIZACION DE LOS PRODUCTOS DE MOLIENDA.....	54
3.3 PROCESO DESPUES DE LA MEJORA.	
3.3.1 DESCRIPCION DEL PROCESO.....	56
3.3.2 BALANCE DE MATERIA.....	57
3.3.3 BALANCE METALURGICO.....	57
3.4 RESUMEN DE RESULTADOS.....	62
3.5 BENEFICIO ECONOMICO.....	63
3.6 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	65
IV. INCREMENTO DE LA EXTRACCIÓN DE ORO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA CON EL USO DE AGENTES OXIDANTES	
4.1 PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN MOLIENDA CON EL USO DE AGENTES OXIDANTES	69
4.2 PRUEBAS A NIVEL INDUSTRIAL: USO DE PEROXIDO DE HIDROGENO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA PRIMARIA	
4.2.1 OBJETIVO.....	78
4.2.2 CONDICIONES GENERALES DE LAS PRUEBAS.....	78
4.2.3 RESULTADOS.....	79
4.2.4 BENEFICIO ECONOMICO.....	80
4.3 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	80
V. ANEXOS.....	83
VI. BIBLIOGRAFIA.....	118

INTRODUCCION

Compañía Minera Poderosa S.A. en sus operaciones esta dedicada a la exploración, explotación, procesamiento y comercialización de minerales con contenido de oro en la sierra norte del país, como parte de su política de mejoramiento continuo basado en La Gestión de Calidad Total, tiene un programa de identificación de oportunidades para la mejora de los diferentes procesos en todas sus operaciones. Es así como en Planta de Cianuración Marañon, se han identificado oportunidades de mejora en los procesos de Chancado, Molienda, CCD, Merrill Crowe y Refinería, todos enfocados a maximizar la eficacia y eficiencia de cada uno de ellos, contando para ello con inversiones mínimas de capital pero con la creatividad y experiencia de cada uno de los involucrados en el proceso productivo se ha logrado alcanzar las metas planteadas para cada proceso. En particular el proceso de molienda cuya función es exponer al oro que se encuentra en el mineral hacia las soluciones cianuradas, es el responsable directo del grado de extracción del oro de los minerales.

Planta Marañon es una planta de cianuración directa, realizándose la lixiviación del oro principalmente en los circuitos de molienda primaria y remolienda; con la finalidad de maximizar la extracción de oro en molienda y la extracción total, se han realizado cambios en el circuito de gravimetría y remolienda, y desarrollado ensayos

a nivel de laboratorio y a escala industrial para incrementar la cinética con el uso de agentes oxidantes.

Las metas propuestas con el desarrollo de estos trabajos son:

- Incrementar la extracción de oro en molienda de 87% a 92%.
- Incrementar la recuperación total de oro en planta en 1.1%.

CAPITULO I
GENERALIDADES

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

Compañía Minera Poderosa está ubicada en el Distrito y Provincia de Pataz, en el Departamento de La Libertad, geográficamente se encuentra localizada en el sector norte de la Cordillera Oriental Peruana, ocupando parte del plano Oriental del Valle del Mantaro.

La Planta de Cianuración Marañón está ubicada en el caserío de Vijus, próximo al río Marañón a una altitud de 1250 m.s.n.m. y a 360 Km. de la ciudad de Trujillo. Específicamente se encuentra ubicada en las siguientes coordenadas:

Latitud Sur 07° 40' 38'

Longitud Oeste 77° 38' 11'

Podemos considerar las siguientes vías de acceso desde Lima.

Vía terrestre:	Lima – Trujillo (Panamericana norte)	360 Km.	8 h
	Trujillo – Huamachuco – Chagual	340 Km.	16 h
	Chagual – Vijus	20 Km.	0.5 h
Vía aérea	Lima – Chagual		1.5 h
	Trujillo – Chagual		0.5 h

1.2 CLIMA Y VEGETACION

La zona presenta un clima y vegetación sumamente variado debido en gran parte a lo accidentado de su topografía.

En el flanco Este se reciben abundantes lluvias de los vientos húmedos proveniente de la cuenca Amazónica, por lo que la vegetación es exuberante hasta los 2500 m.s.n.m, a partir de esta altitud y bordeando las cumbres de la cordillera en dirección Oeste se tiene un clima frío y por consiguiente una vegetación herbácea.

En el flanco Oeste de la Cordillera y bajo los 3600 m.s.n.m, hay condiciones adecuadas para la agricultura.

El valle del Marañón recibe poca precipitación de lluvias durante el año, por lo que tiene una vegetación semidesértica por debajo de los 2000 m.s.n.m, salvo a lo largo de los pequeños valles que forman las vertientes del Marañón. El clima en esta región es cálido y sumamente seco con temperaturas altas durante casi todo el año.

Como recursos naturales aprovechables para la minería, existen pequeños bosques de eucalipto de personas naturales y otras de la compañía.

El agua ocurre con suficiente cantidad para satisfacer las diferentes necesidades de la empresa y pobladores de la zona, las aguas provenientes de la parte alta de la cordillera se aprovecha en la generación de energía, campamentos, proceso minero metalúrgico y agricultura del valle de Vijus.

1.3 GEOLOGIA

1.3.1 Topografía.

Es muy accidentada y con fuertes pendientes. El terreno superficial ha tenido como agentes modeladores al tectonismo y la erosión fluvial (en parte eólica), formando

profundos valles que se alternan con picos elevados, creando desniveles que en distancias cortas varían desde 1800 a 4200 m.s.n.m.

Las terrazas con planicies regularmente extensas, son utilizadas en la agricultura por los pobladores de la zona.

1.3.2 El Batolito de Pataz

En la región de Pataz, en el flanco Occidental y paralelo a la zona axial de la Cordillera Oriental, aflora un conjunto de rocas intrusivas con dimensiones batolíticas (más de 150Km² de superficie).

Estos afloramientos parecen representar las partes superiores de un gran batolito que se emplazó a lo largo de la Cordillera Oriental del Norte Peruano.

El Batolito instruye las metamorfitas del complejo y a las pizarras negras del ordoviciano; cerca de los bordes abundan los enclaves de diferentes tamaños desde centímetros hasta decenas de metros; los retazos de techo son numerosos. Superiormente el “Batolito” está discordantemente cubierto por las rocas cenozoicas de los “Volcánicos Lavasén”.

Respecto a la forma del “Batolito”, el plano de afloramiento muestra una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional del plegamiento andino. En general se observa cierto paralelismo con los batolitos de la Cordillera Occidental tales como el batolito de la Cordillera Blanca y el Gran Batolito de la Costa, y en general con la dirección andina.

La forma y tamaño con relación a la profundidad de emplazamiento es difícil de estimar. Algunos contactos con la roca encajonante, fallas de contacto profundas y

con fuertes buzamientos hacen pensar en la posibilidad de que el “Batolito” tenga un fondo situado a gran profundidad de la superficie.

1.3.3 Geología económica de la región.

En la vertiente Occidental de la Cordillera Oriental del Norte Peruano, entre los 7°30' latitud Sur y los 8°40' se presentan una serie de vetas auríferas formadas a partir de la intrusión calco alcalina del Batolito de Pataz. Es evidente que los yacimientos de Pataz se deben a procesos hidrotermales Post-Magmáticos, es decir cuando el proceso principal de cristalización ha concluido en lo fundamental (temperaturas entre 200 a 300°C). La mineralogía es sencilla, uniforme y similar en todas las vetas; predomina el cuarzo y la pirita, luego la arsenopirita, la galena, la esfalerita, la calcopirita, el oro y el eléctrum. El oro es común encontrarlo en finos cristales incluidos en las microfracturas de la pirita, a veces acompañado de galena y esfalerita.

1.3.4 Mineralogía

En el proceso de formación de las menas en la región, es notable la presencia de los “Estadios”. En el estadio del cuarzo metalífero, el oro se encuentra en estado libre y en pequeña proporción. En el estadio de los sulfuros, el oro se deposita en la pirita, arsenopirita, galena y esfalerita. La pirita es el sulfuro más abundante, luego la arsenopirita, la galena es típica en la asociación y se le observa en las zonas de oxidación formando a veces agregados de grano fino y otros en forma masiva con los llamados “pacos”; la esfalerita no es muy frecuente, se presenta en la zona de sulfuros acompañando siempre a la galena y pirita. El oro y el eléctrum se

encuentran al borde o dentro de las microfracturas de la pirita en tamaños que varían entre 0.001 a 0.3mm.

Las estructuras minerales del distrito de Pataz, presentan una mineralogía realmente simple, que se describe a continuación:

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

1.4 EXPLORACION.

Se realiza mediante exploración con Perforadora Diamantina (DDH), también con labores verticales y horizontales como cortadas y chimeneas. La perforación DDH, se realiza elaborando cámaras de exploración o diamantinas, donde se estaciona el equipo para luego sondear con taladros de 50 hasta 350 m hacia las zonas con potencial de mineral, ya que en ese momento no se cuenta con accesos y el uso de estos equipos es mas práctico para llegar a una zona y evidenciar recursos minerales. Para el año 2007 las exploraciones están priorizadas en las vetas de Jimena (NV1937), Consuelo (NV2450), Glorita (NV2420), Atahualpa (NV2655) y Choloque (NV1600).

1.5 EXPLOTACIÓN.

1.5.1 Preparación y Desarrollo.

Es la preparación para la explotación del mineral en la que se ejecutan labores horizontales y verticales como rampas, chimeneas, galerías y subniveles.

1.5.2 Métodos de Explotación.

Compañía Minera Poderosa, cuenta con un total de 465 trabajadores entre ingenieros y personal de línea, encargados de la explotación del mineral. Esta explotación, se realiza por Métodos Convencionales y Sistema Trackless (mecanizado). Por las características del yacimiento, especialmente en la veta Jimena con buzamiento de 10° a 20°, se realiza la limpieza de los tajos y subniveles utilizando winches eléctricos de rastrillaje, los que acumulan el mineral en cámaras, para luego ser extraídos, con los equipos Trackless.

Laboreo minero

El laboreo minero, se desarrolla en dos áreas conocidas como Zona Sur y Zona Norte, en las vetas Jimena, Karola, y Consuelo, que se agrupan en cuatro áreas de explotación denominadas: La Lima, Papagayo, El Tingo y Consuelo.

Dentro del proceso Minado, se tiene dos actividades principales: La Exploración y La Explotación.

Los métodos usados consisten en:

Corte y Relleno Ascendente:

Este método se ejecuta teniendo en cuenta las características de la roca (techo estable) y buena mineralización. Se aplica a vetas de 1,0 m a 3,0 m de potencia que tiene alto buzamiento (mayor de 45°) cuyas cajas son competentes. Para ello, se delimita el block con galerías, chimeneas y echaderos de mineral necesarios.

Para iniciar la rotura del mineral, se perfora desde el subnivel en toda su longitud. El mineral roto, es acarreado por rastrillos con winches eléctricos, hacia las cámaras inferiores para posteriormente, ser limpiados por los Scoops hacia los echaderos que cuentan con tolvas neumáticas. Posteriormente, se procede a rellenar la abertura con

material estéril (desmonte) proveniente de las labores en desarrollo. Esta operación minera es considerada como elemento de sostenimiento que sirve para soportar las cajas y plataformas de trabajo para minar el siguiente corte.

1.5.3 Ciclo de minado.

Perforación

Es la primera operación minera; consiste en perforar los tajos o frentes de avance a través de un diseño de malla establecido. En los tajos, se realizan perforaciones verticales siguiendo la dirección del buzamiento y con 75° de inclinación respecto a la horizontal, con espaciamiento que varían del 0.75 m a 1.0 m.

Las perforaciones, se realizan con barra de perforación y brocas de 4' y 6', de 36mm de diámetro, utilizando maquinas perforadoras Jack-leg, accionadas por aire comprimido. En los frentes de avance, igualmente se utilizan los mismos equipos neumáticos.

Voladura

La voladura se efectúa con explosivos tales como: dinamita y emulsiones de 7"x 7/8", que es utilizada en los tajos y frentes de avance. Como accesorios de voladura se usan guías de seguridad y fulminantes. Ellos son utilizados en tajos y labores de desarrollo, cuando el terreno presenta poca humedad y esta medianamente fracturado, suelto o panizado.

Ventilación

En esta fase de la operación minera, se realiza la dispersión de polvos en suspensión a través de las chimeneas; para lo cual se dispone de ventiladores de 10000, 20000 y 50000 CFM, instalados en puntos que generan la circulación de aire limpio y ayudan a

la expulsión de polvos y gases. Generalmente, el tiempo que se necesita para ventilar la zona volada es de 40 a 60 minutos.

Después de la ventilación se hace el regado, con la finalidad de mitigar la presencia de gases y polvo de la carga volada, y para que cuando se realice la limpieza no se generen suspensión de polvos. El tiempo que se realiza esta actividad es de aproximadamente 15 a 20 minutos.

Sostenimiento

El sostenimiento, viene a ser una estructura rígida que se coloca para controlar el riesgo de caídas de rocas y mantener abierta las labores mineras durante el tiempo que dura la explotación. Se aplican varios tipos de sostenimiento. Los más empleados son:

Sostenimiento con Cuadros de Madera.- es uno de los métodos mas empleados que consiste en la colocación de cuadros de madera de eucalipto.

Sostenimiento con perno y Malla.- es un sistema de enmallado tejido de alambre, el cual es colocado en el área afectada con ayuda de pernos mariposa. Es uno de los sistemas de sostenimiento más seguros.

Sostenimiento con Shotcrete.- consiste en el lanzado de concreto y fibras de acero al techo. Se utiliza en labores de avance, que sirven de acceso a galerías o labores con roca muy deleznable.

Limpieza-Extracción y Transporte de Mineral

Se realiza con winches eléctricos conduciendo el mineral hacia las cámaras de almacenamiento, de donde es recogido por los Scoops (capacidad de 3 TN) para ser llevados a los echaderos o tolvas de mineral. Los Dumpers conducen el mineral hacia los Ore pass y finalmente es extraído con locomotoras y carros mineros hacia la tolva

de superficie, donde los volquetes transportan el mineral hacia la planta ubicada en la unidad de Vijus.

Para la limpieza de los subniveles se utiliza directamente los Scoops, llevando el mineral hacia los echaderos siguiendo los mismos procesos. La limpieza de los frentes de avance se realiza con Scoops. La extracción, se realiza con Dumpers que llevan el desmonte hacia la superficie depositándolos en las canchas de desmonte. También se utiliza este material estéril para realizar el relleno mecánico en los tajos explotados.

1.6 PROCESAMIENTO. “Planta de Cianuración Marañon”

Planta Marañon, es una planta de cianuración directa y recuperación del oro por Merrill Crowe, con una capacidad instalada de 600TMSD. (Anexo 9)

1.6.1 Recepción y tolvas.

El mineral transportado de mina en camiones de terceros de 12 y 22TM de capacidad, es pesado en una balanza de plataforma electrónica de 60TM de capacidad y descargado en la tolva de gruesos N°1 de 250 o N°2 de 400TMH implementadas con parillas de 8” y 10” de luz respectivamente, la tolva de gruesos N°1 es usada generalmente para la recepción de minerales especiales como son los de compra, minerales de alta ley y los provenientes de Compañía Aurífera Real Aventura.

1.6.2 Chancado.

Equipo Principal (Figura 2)

El circuito de chancado es convencional y en dos etapas, con una capacidad instalada de 65TM/h, para obtener un producto chancado de 96%-3/8"

En la etapa de chancado primario el mineral es descargado de las tolvas de gruesos ya sea por el alimentador de de placas N°1 o N°2, el alimentador de placas N°2 alimenta a la FT0 y esta a su vez al grizzly vibratorio con abertura de 2", el alimentador de placas N°1 alimenta directamente al grizzly vibratorio, el overzise pasa a la chancadora de quijadas que reduce a un 60% - 2", este producto se une con el underzise del grizzly en la FT1.

La etapa de chancado secundario se realiza en una chancadora cónica Symon's con una calibración del lado cerrado de 10mm, en circuito cerrado con una zaranda vibratoria de doble piso con mallas de 1" y 3/8"; El mineral de la FT1 es alimentado a la zaranda vibratoria ZV3, los productos gruesos mayores a 3/8" se alimentan a la chancadora cónica, el producto es descargado a la FT2 quien alimenta a la FT1 para cerrar el circuito, los productos menores a 3/8" son descargados a la FT3 quien alimenta al silo de finos con capacidad de almacenamiento de 1200TM.

Control de Proceso e Instrumentación.

La potencia consumida por la chancadora de quijadas y cónica, así como el tiempo de operación son monitoreados en el panel de control principal ubicado en el edificio de chancado secundario.

Todo el equipo principal es arrancado en el tablero de control principal, con una secuencia lógica de arranque observando el siguiente orden: Sirena de prevención,

CS1, FT3, ZV3, FT2, FT1, CQ1, GV1, DT1, AP1; en el caso que se alimente de la TG2, FT0, DT2 y AP2.

A fin de proteger chancadoras se cuenta con detectores de metales tanto en la FT0 y FT1 y de un magneto fijo en la FT1, El detector ubicado en la FT0 esta calibrado para detectar metales con tamaños mayores a 1" y el de la FT1 metales mayores a ¼"; El detector de metales de la FT0 desactiva al AP2 y FT0 y el de la FT1 a las FT1 y FT2, luego de ser retirados los metales por el operador estos equipos son arrancados desde un mando local.

Parámetros de operación

Abertura entre rieles de grizzly	: 2"
Abertura de set de chancadora de quijadas	: 1 3/4"
Abertura de set de chancadora cónica	: 9 a 10mm
Abertura de mallas de zaranda vibratoria	
Piso superior	: 3/4" y 1"
Piso Inferior	: 3/8" y 1/2"

1.6.3 Molienda, gravimetría y remolienda.

Equipo Principal (Figura 3)

La molienda primaria se realiza en el molino de bolas COMESA de 8'x10' en circuito cerrado con ciclones de fondo plano ERAL (D-15") para reducir el tamaño del mineral a 50%-200m; el alimento fresco a este molino es transportado desde la base del silo de finos por la FT4 y luego por la FT5, los productos finos (O/F) del ciclón pasan a una zaranda de alta frecuencia para eliminar elementos extraños al mineral; este producto limpio pasa a una segunda etapa de clasificación en dos ciclones de fondo plano Mozley (D-10"), el producto fino(O/F) con una granulometría de 92%-200m sale del circuito de molienda hacia separación sólido-líquido y los productos gruesos pasan al circuito de concentración gravimétrica.

La concentración gravimétrica se realiza en espirales en dos etapas: La primera etapa de concentración se realiza en un banco clasificador de espirales MG4, obteniéndose tres productos: concentrados, medios y relaves, estos relaves son alimentados a la segunda etapa de concentración en espirales LG7; los relaves de esta segunda etapa con una granulometría de 30%-200m salen del circuito hacia separación S/L.

Los concentrados de las dos etapas de concentración son alimentados al circuito inverso de remolienda del molino de bolas LORO PARISINI 5'x10' que opera en circuito cerrado con un ciclón cónico (D-10"), los finos (O/F) de este circuito se unen con los finos de la molienda primaria cerrando de esta manera el circuito de remolienda de concentrados.

Los medios de ambas etapas se alimenta al circuito inverso de remolienda del molino de bolas COMESA 6'x 6' que opera en circuito cerrado con un ciclón cónico (D-10"), los finos de este circuito con una granulometría de 80%-200m van hacia separación sólido-líquido.

Control de Proceso e Instrumentación.

Al igual que en el circuito de chancado, el monitoreo de potencia de los molinos y control de temperatura del sistema de lubricación del M8'x10' es realizado desde el panel de control principal ubicado en frente del M8'x10'.

La secuencia de arranque es la que se indica a continuación: Sirena de prevención (vibrador del silo de finos), BH2, ZT1, BA7, BA3, BA2, BA5, BD5, M8'x10', FT5, FT4, M6'x6', M5'x10' y muestreadores.

La alimentación de mineral al circuito de molienda es controlada en forma manual mediante una compuerta de regulación ubicada en la descarga del silo de finos y sobre la FT4, el peso es regulado por el operador para mantener en promedio

26TMH/h; en caso que falte mineral en la FT4 se activa automáticamente el vibrador del silo de finos y la sirena, en la FT5 se tiene instalada una balanza electromecánica para el control del tonelaje tratado.

Para el control de densidades se tiene como herramienta una balanza para pulpas.

Para el control del grado de molienda, extracción y balance metalúrgico; se tiene muestreadores automáticos en la descarga de la FT4, finos del circuito del M8'x10', relave de espirales y finos del circuito de remolienda del M6'x6', los finos de los ciclones Mozley se muestrean en forma manual. El control de la presión de alimentación a los ciclones se realiza mediante manómetros instalados en las respectivas tuberías de alimentación.

Parámetros de operación

Cuadro 1

Circuito	Densidad de Pulpa (gr/l)				Presión (PSI)	Granulometría en el O/F (%-200m)
	Alimento al molino	Descarga del molino	O/F HC	U/F HC		
M8' X 10'	-	1950	1300	2200	14	50
M6' X 6'	1650	1950	1080	1900	20	80
M5' X 10'	1300	1850	1070	2300	20	70
Mozley	-	-	1100	1900	20	92

Cuadro 2

Circuito	Dosificación de Solución de NaCN al 20% (cm ³ /min) Mínimo - normal - máximo	Cianuro Libre en la descarga (ppm) Mínimo - normal - máximo	pH
M 8' X 10'	850 - 1000 - 1150	600 - 700 - 800	10.5
M 5' X 10'	80 - 100 - 120	400 - 500 - 600	11.0

1.6.4 Separación sólido/líquido, Lixiviación por agitación y Lavado en contracorriente.

Equipo Principal (Figura 4)

La separación sólido/líquido, se realiza en los espesadores E1 y E5, el E1 recibe los finos del circuito de remolienda de medios y parte de los finos de los ciclones Mozley, mientras que el E5 recibe los relaves del banco de concentración LG7 y la otra parte de los finos de los ciclones Mozley. La solución rebose (solución rica) de estos espesadores se descargan al tanque de paso de solución rica del cual en promedio $80\text{m}^3/\text{h}$ pasan al proceso Merrill Crowe, y el excedente va hacia el tanque de paso de solución molino.

La descarga de estos espesadores con una concentración de sólidos de 58%, es alimentado al agitador A1 en el cual también ingresa solución barren para bajar la concentración de sólidos a 48%, la descarga del A1 alimenta al A2 y así sucesivamente hasta el A4, completando un tiempo de residencia promedio de 48horas.

El lavado en contracorriente, se realiza en cuatro espesadores; La pulpa del A4 se alimenta al E9, la descarga de este espesador pasa al E2 luego al E3 y finalmente al E4; al E4 se alimenta solución barren y agua fresca para el lavado de los sólidos, la solución rebose del E4 pasa al E3, luego al E2 y finalmente al E9, la solución rebose del E9 pasa al tanque de paso de solución molino desde donde es bombeado hacia el circuito de molienda y/o tanque de solución molino.

Control de Proceso e Instrumentación.

El arranque de los equipos puede realizarse desde el tablero de control principal o desde mandos locales, no existe una secuencia enclavada y definida para el arranque.

Para el control de las densidades se cuenta con una balanza para pulpas y para el control de las características del relave se tiene un muestreador automático en la descarga del E4.

Los espesadores están equipados con sistemas de alarma luminosos y sonoros para el caso de sobrecarga, el E9 tiene un mecanismo automatizado para elevar y bajar las rastras, controlado por el torque de las rastras.

Dosificación de reactivos

Se dosifica lechada de cal preparada al 8.3% en los cajones de distribución de pulpa que alimentan a los E1 y E5, a un flujo promedio de 3000cm³/minuto a cada espesador, para mantener un pH de la solución rica entre 11.4 a 11.6.

Para mejorar el proceso de sedimentación en los espesadores, se dosifica floculante PHP40 diluido a 0.07% en las siguientes dosis:

E1: 120 cm ³ /min.	E9: 1800 cm ³ /min.	E3: 200 cm ³ /min.
E5: 120 cm ³ /min.	E2: 150 cm ³ /min.	E4: 250 cm ³ /min.

Parámetros de operación:

Cuadro 3

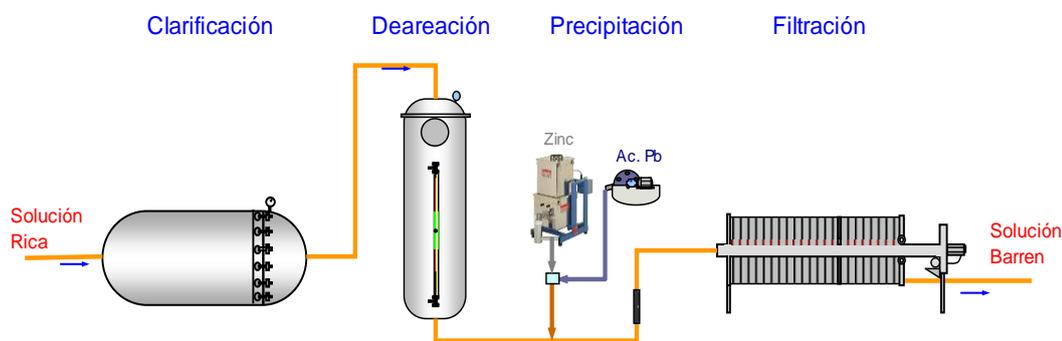
	Densidad de pulpa en la descarga (g/l)							
	E1	E5	A ₁₋₂₋₃₋₄	E9	E2	E3	E4	Relave
Mínimo	1600	1600	1420	1550	1600	1600	1630	1620
Optimo	1620	1620	1450	1580	1620	1620	1650	1630
Máximo	1650	1650	1480	1600	1650	1650	1700	1650

1.6.5 Merrill Crowe.

Equipo Principal (Figura 5)

El Proceso Merrill Crowe, tiene una capacidad de tratamiento de 80m³/h de solución y comprende las actividades de Clarificación, Deareación, Precipitación y Filtración.

Figura 1



- Clarificación.

La solución rica que se obtiene en la etapa de Separación sólido/líquido con alto contenido de sólidos en suspensión (50NTU), ingresa al tanque de paso de solución rica donde se dosifica ayuda filtrante y antincrustante, para luego ser bombeada hacia el filtro clarificador FS1 (FS2) mediante la BCS4 (BCS5), obteniéndose una solución rica clarificada con una turbidez menor a 0.5NTU.

- Deaeración.

La solución rica clarificada que sale del circuito de clarificación ingresa a la botella de vacío la cual trabaja a una presión negativa 22.5 pulgadas de Hg generada por la BVS1 (BVS2), con la finalidad de reducir la concentración de oxígeno disuelto en la solución de 5ppm a menos de 0.05ppm.

- Precipitación.

La solución rica clarificada y deaerada a la cual se dosifica polvo de zinc, es succionada por las bombas de tornillo en línea BM5 y BM7 (BM6), que luego de pasar por el mezclador en línea y producida la precipitación del oro, plata e impurezas es impulsada hacia el FP1 (FP2).

- Filtración

El oro precipitado es retenido en el FP1 (FP2), la solución pobre o solución barren pasa al cajón de descarga de los filtros prensa y evacuado mediante la bomba BCS6 (BCS5) hacia las actividades de Lixiviación por Agitación y CCD.

Control de Proceso e Instrumentación.

El arranque de los equipos se realiza desde el tablero general, también se puede arrancar las bombas de solución rica y de tupido desde un tablero secundario ubicado en el sector de clarificación, desde donde también se arranca la bomba de lavado de los filtros clarificadores. La secuencia de arranque de este circuito es como se indica: Bomba de vacío, Alimentador de Zinc, bomba de solución rica, bombas de tornillo y bomba de solución barren.

El circuito cuenta con sensor de pH, Oxímetro en línea y flujómetro, el nivel de turbidez se realiza con turbidímetro de mesa, los filtros clarificadores y filtros prensa están equipados con manómetros, la botella de vacío esta equipada con un vacuometro y un visor de nivel. Los cambios de Filtro Prensa se realizan cuando estos alcanzan una presión de 60psi o cuando se tenga programado, y los filtros clarificadores se cambian cuando alcanzan una presión en la descarga menor a 10psi.

Parámetros de operación:

En Clarificación

- Ayuda filtrante para precapado: 45.4 a 68.1Kg
- Dosificación de ayuda filtrante: 22.7 a 45.4 Kg/Turno(8horas)
- Mezcla de ayuda filtrante: 0.9% en peso, con solución barren
- Antincrustante 70cc/min. (solución al 10%)

- Presión en la descarga del FS > 10 PSI
- Turbidez en la solución rica clarificada: <0.5 NTU

En Deaeración

- Presión de vacío: 22 a 23.5 Pulgadas de Hg.
- Oxígeno en la solución rica clarificada: <0.05 ppm

En Precipitación

- Dosificación de Zinc; R Zn/Au: 1.0 a 2.0 gr Zn / gr Au
- Dosificación de acetato de Pb: 5 a 10% del peso de Zn

En Precipitación

- Ayuda filtrante precapado: 300gr / marco
- Presión del Filtro Prensa: < 60PSI

1.6.6 Disposición de relaves.

La pulpa que es evacuada del Espesador 4 con una densidad de pulpa promedio de 1680 gr/l es diluida con agua a 1650 gr/l, esta pulpa es evacuada por gravedad a través de tuberías de polipropileno de 4" hacia un cajón repartidor localizado en el punto Erika, desde el cual se alimenta a las diferentes Canchas que se tiene en Operación. Actualmente se tiene 4 canchas operativas las cuales están a cargo de un solo personal cada 8 horas. Estas canchas son la 1B, 4, 5 Y 6.

La disposición de las Canchas se realiza de la siguiente manera:

Una vez terminado con el llenado de un nivel de una cancha, esta se deja orear y seguidamente personal de contrata realiza la construcción de muros con el mismo relave, del borde del nivel se corre una distancia de un 1.5m y de ahí se da inicio al nuevo muro de una altura de 1m y un ancho de 1m, terminado el nuevo muro se realiza la evacuación del Relave a dicha cancha iniciándose esta en dirección contraria a los muros, esto se hace para que el espejo de solución se forme lo mas

alejadas a los muros y así evitar filtraciones de soluciones o deterioros de muros, el método de construcción es de aguas arriba.

1.6.7 Refinería.

La planta de refinería esta definido por dos actividades para la obtención del producto final de comercialización: La actividad de Fundición por oxidación para obtener un bullón con 63% de oro en promedio. Y la actividad de Refinería química para obtener barras con 99.5% de oro y granallas de plata con 99.5% de pureza.

Fundición por oxidación:

La planta de Fundición tiene una capacidad de 360 kilos secos de precipitado por día. Para la fundición del precipitado se le agrega los fundentes como; bórax decahidratado, carbonato de sodio y nitrato de sodio, en las siguientes proporciones con respecto al peso del precipitado 50%, 30% y 9%. Estas proporciones pueden variar según como varía el contenido de los componentes del precipitado.

El bórax es un excelente disolvente de los metales básicos no ferrosos. Se debe usar de 45 a 60% con respecto al peso de precipitado.

El carbonato de Sodio (Soda ASH), es un fundente básico muy poderoso, actúa como oxidante, fluidiza a las escorias. Usado de 25 a 35% con respecto al precipitado.

El nitrato de Sodio, es un poderoso agente oxidante, oxida principalmente al Plomo, Cobre y Zinc, agregar lo mínimo necesario, un exceso reaccionaría con el Carbono del crisol; Usado de 2 a 12% con respecto al peso del precipitado.

Refinería química:

La refinería química comprende las etapas de ataque químico del precipitado con agua regia, separación sólido/líquido a partir del cual se obtiene la solución de

cloruro aurico (AuCl_3) y lodos de cloruro de plata (AgCl_2); la solución de cloruro aurico pasa a una etapa de neutralización con urea, precipitación con bisulfito de sodio, filtración y fundición del precipitado de oro. Los lodos de plata pasa a una etapa de metalización de la plata con polvo de zinc en medio ácido, fundición con la adición de bórax, granallado, ataque químico con ácido nítrico, separación S/L, precipitación de la plata con cloruro de sodio, fundición y granallado, los residuos pasan nuevamente a la etapa de ataque con agua regia.

Los gases producidos durante las reacciones químicas son tratados en un sistema de lavado de gases con soda cáustica y carbón activado; las soluciones son neutralizadas también con soda cáustica antes de ser evacuados a las canchas de relave.

Figura 2
DIAGRAMA DE FLUJO

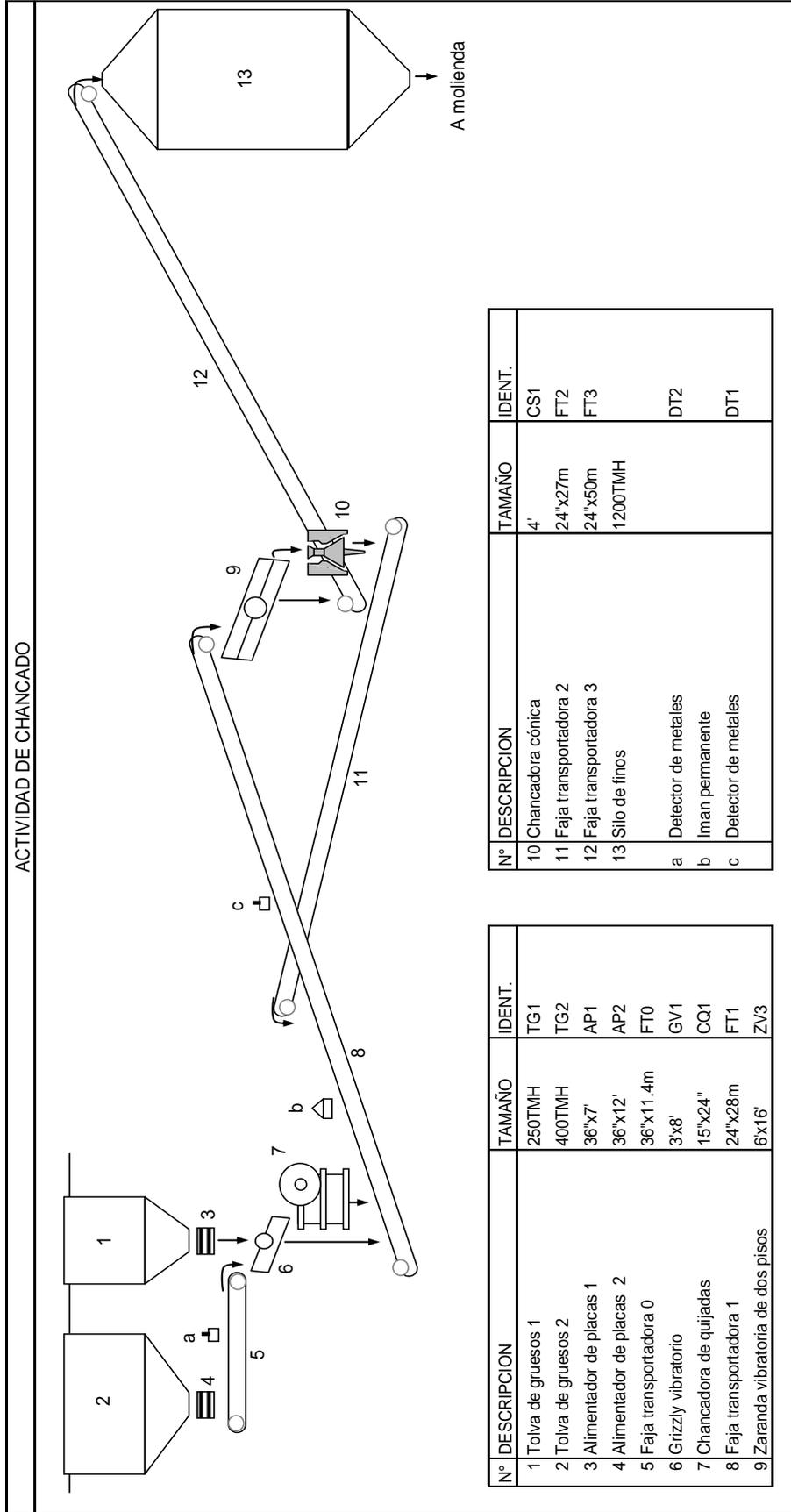


Figura 3
DIAGRAMA DE FLUJO

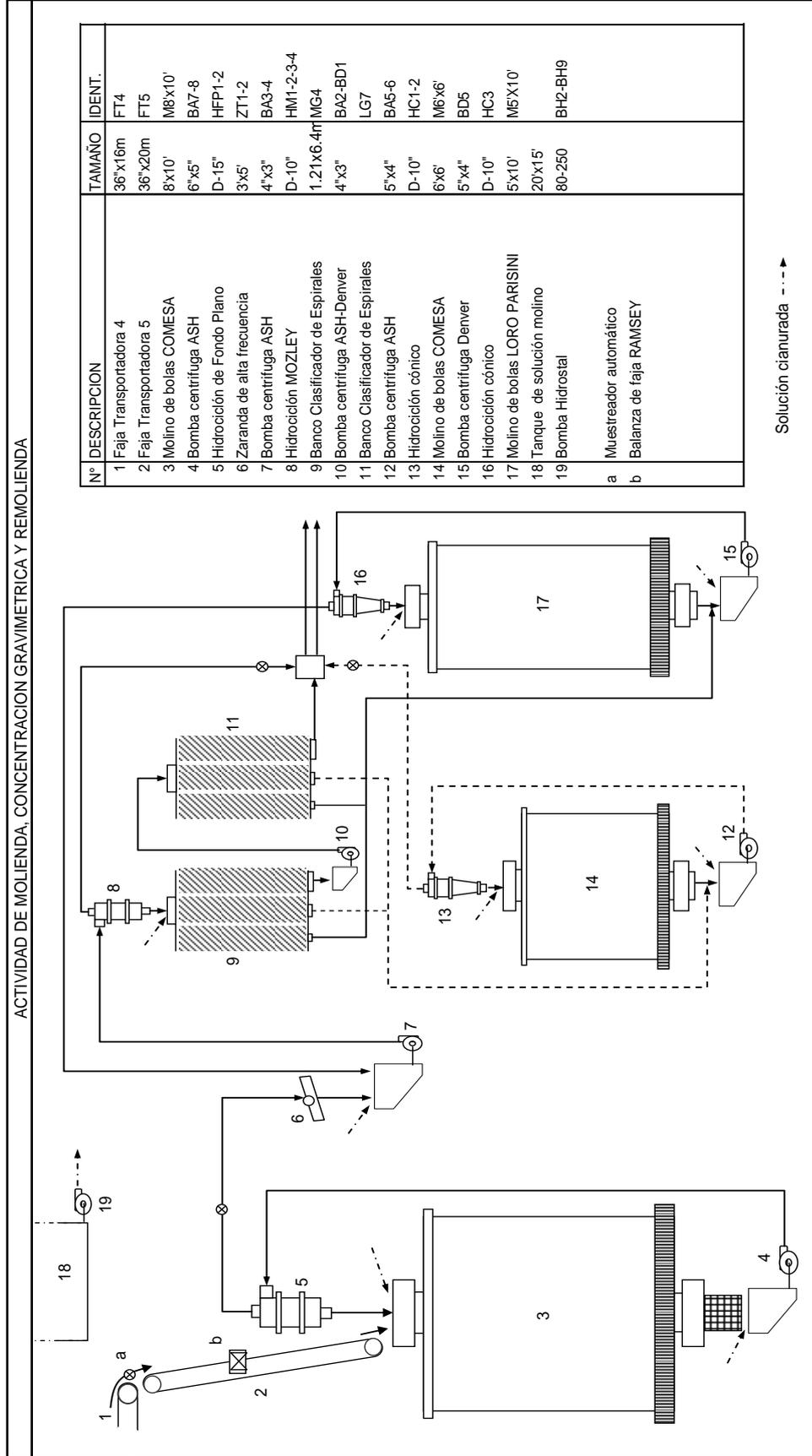


Figura 4
DIAGRAMA DE FLUJO

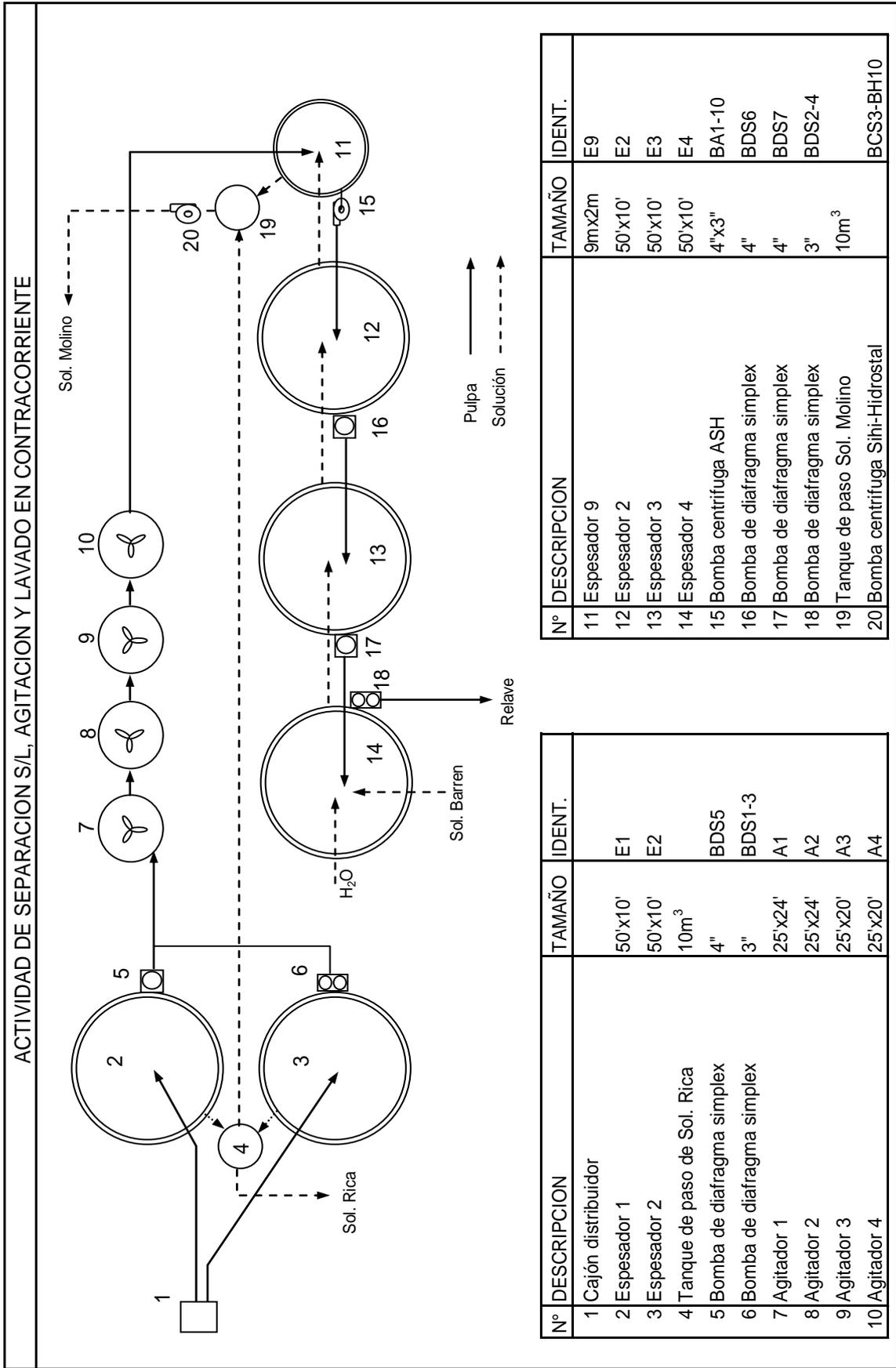
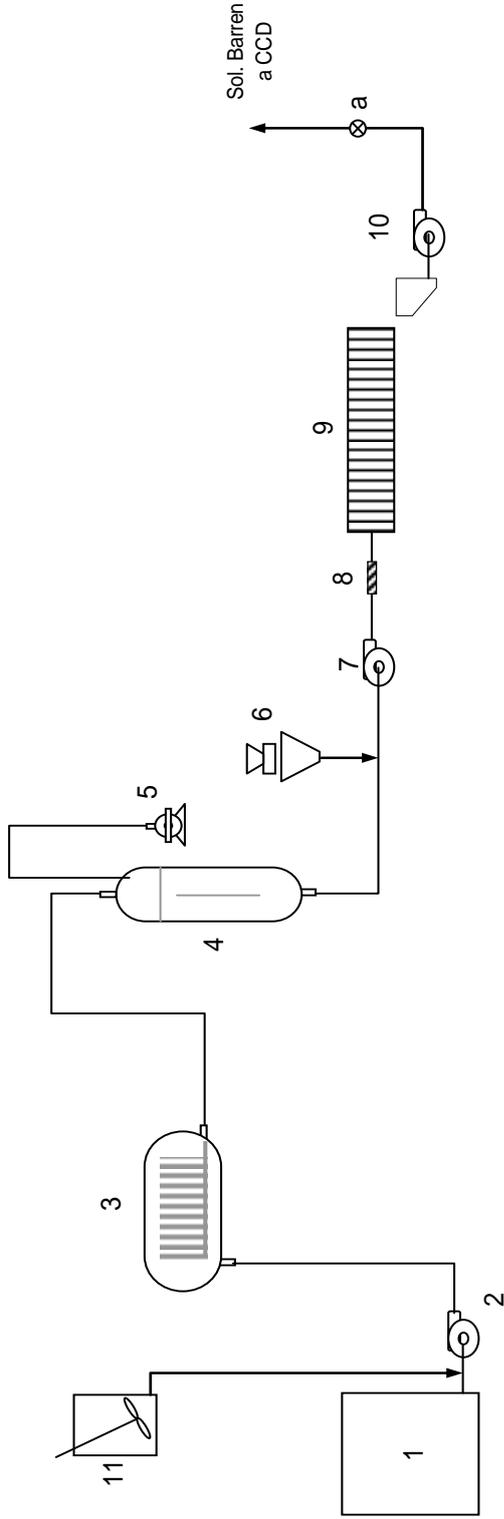


Figura 5
DIAGRAMA DE FLUJO

ACTIVIDAD DE CLARIFICACION, DEAREACION, PRECIPITACION Y FILTRACION

PROCESO MERRILL CROWE



N°	DESCRIPCION	TAMAÑO	IDENT.
1	Tanque de paso de Sol. Rica	10m ³	BCS4-5
2	Bomba centrifuga Sihi		FS1-2
3	Filtro clarificador Sparkler		BSV1-2
4	Botella de vacío		AF5
5	Bomba sifon de vacío		BM5-6-7
6	Dosificador de Zinc		
7	Bomba de tornillo		
8	Mezclador en línea		
9	Filtro prensa		FP1-2

N°	DESCRIPCION	TAMAÑO	IDENT.
10	Bomba hidrostal		BH5-6
11	Tanque de dosificación de ayuda filtrante		
a	Flujometro		

CAPITULO II

FUNDAMENTO TEORICO DE LA CIANURACION DE ORO

CAPITULO II

FUNDAMENTO TEORICO DE LA CIANURACION DE ORO

El proceso hidrometalúrgico mas utilizado en la recuperación del oro de sus menas, es aquel en donde el oro es disuelto mediante soluciones alcalinas cianuradas, en presencia de oxígeno.

L. Elsner, químico alemán fue quien demostró solubilidad del oro en soluciones diluidas de cianuro de potasio. Pero J.S. Mc. Arthur, químico metalurgista en Escocia, fue quien le dio significado a la ecuación de Elsner.



2.1 FISICOQUIMICA DEL PROCESO DE CIANURACIÓN

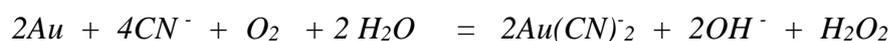
Se conoce termodinámicamente que el oxígeno no oxida al oro en un ambiente normal.



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



El proceso de disolución del oro es de naturaleza electroquímica (Habashi, 1966 – 1976) la reacción global principal es:



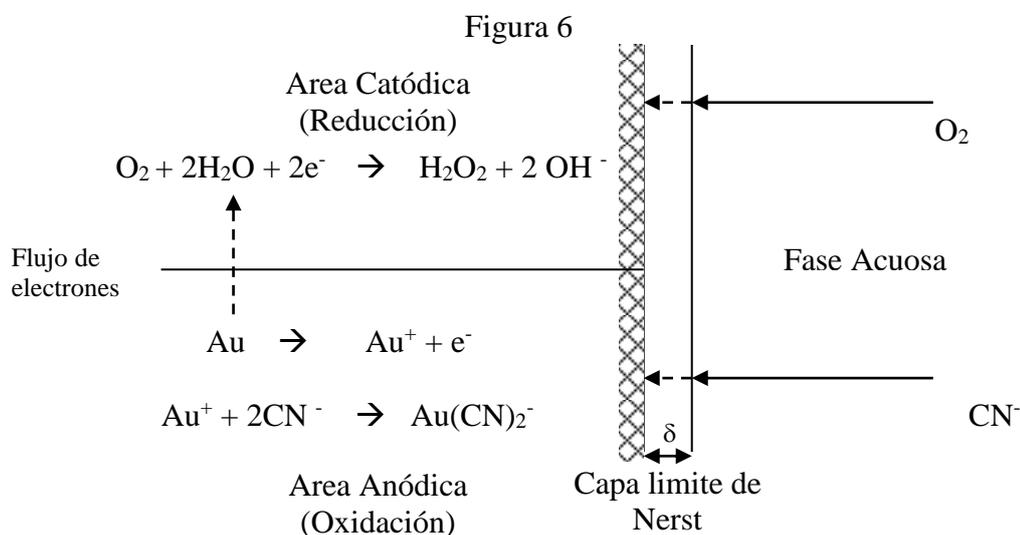
Algo de peroxido de hidrogeno formado puede ser usado en la reacción



La disolución del oro y la plata en soluciones de cianuro y peroxido, en ausencia de oxígeno, es un proceso lento; el exceso de peroxido 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.

Mecanismo de la reacción

Boonstra y Thompson propusieron modelos electroquímicos en los cuales el oro se disuelve totalmente en los sitios anódicos, mientras que el oxígeno es reducido en sitios catódicos. Se ilustra el mecanismo de reacción de disolución de oro en una solución de cianuro:



2.2 CINETICA DE LA REACCION:

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

$$V = \frac{2 A D_{CN} D_{O_2} [CN^-] [O_2]}{\delta(D_{CN} [CN^-] + 4D_{O_2}[O_2])}$$

Donde:

V: velocidad de reacción, en eq-gr/s

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

D: Coeficiente de difusión, en cm/s:

1.83x10⁻⁵ y 2.76x10⁻⁵ para el CN⁻ y O₂ respectivamente.

[]: Concentración, en mol/ml de CN⁻ y O₂ disueltos en la solución.

δ: Espesor de la capa límite de Nerst, en cm.

Varia entre 2 a 9x10⁻³cm, depende de la velocidad y método de agitación.

De acuerdo a esta ecuación se consideran dos posibilidades:

Si la concentración de cianuro es alta, la velocidad de la reacción es controlada por la concentración de oxígeno. La velocidad de disolución sería:

$$V = \frac{2 A D_{O_2}[O_2]}{\delta} \quad ; \delta(4D_{O_2}[O_2])=0$$

Si la concentración de cianuro es baja, la velocidad de la reacción es controlada por la concentración de cianuro, la velocidad de disolución estaría dada por:

$$V = \frac{A D_{CN} [CN^-]}{2\delta} \quad ; \delta(D_{CN} [CN^-])=0$$

La velocidad máxima de disolución ocurrirá cuando las ecuaciones anteriores se igualen, obteniendo la siguiente relación:

$$[CN^-] / [O_2] = 6 \quad ; \text{valores experimentales se hallan entre 4.5 y 7.5}$$

2.3 VARIABLES QUE INFLUYEN EN EL PROCESO DE CIANURACION

Concentración de cianuro

La velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro, alcanza un máximo pasando de soluciones concentradas a diluidas, este máximo se alcanza a 0.25% de NaCN en la solución. A mayor concentración por encima de este máximo, hay una

disminución de la recuperación, y más bien aumenta el consumo de cianuro por que empiezan a ser atacadas con mayor intensidad las impurezas.

A nivel del mar y a 25°C donde la concentración de O₂ disuelto en la solución alcanza los 8ppm, la concentración de cianuro que da la máxima velocidad de disolución del oro es de 0.01% de NaCN

Concentración oxígeno

La ecuación global de disolución del oro pone en evidencia la necesidad de la presencia de oxígeno para que la reacción tenga lugar, generalmente el oxígeno es aportado por el aire agregado a la solución por diferentes mecanismos, el uso de agentes oxidantes como el peróxido de sodio, permanganato de potasio, perborato de sodio, cloro y bromo han sido usados antes con debido éxito, pero con razón a costos y a las complicaciones para usarlos han caído en desuso.

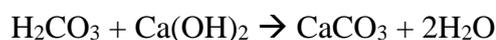
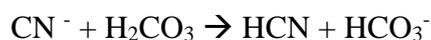
Alcalinidad

La razón de la adición de bases (CaO, NaOH, etc.) al proceso de cianuración son muchas, entre ellas podemos citar las siguientes:

- Para prevenir las pérdidas de cianuro por hidrólisis, manteniendo un pH de 10.5 a 11.



- Para prevenir la pérdida de cianuro por la acción del dióxido de carbono del aire.



- Para descomponer los bicarbonatos presentes en el agua que se emplea en el proceso de cianuración.
- Para neutralizar los componentes ácidos, tales como sales férricas, ferrosas y sulfato de magnesio presente en el agua.
- Para neutralizar los constituyentes ácidos del mineral, que resultan de la descomposición de las especies existentes en la mena (pirita).



- Para ayudar en el asentamiento de las partículas finas de mineral en los procesos de separación sólido-líquido y facilitar la obtención de una solución bien clarificada.

Sin embargo, un exceso de álcali, puede disminuir la efectividad de la disolución del metal, principalmente en minerales sulfurados.

Temperatura.

Dos factores opuestos afectan la velocidad de disolución del oro en función a la temperatura; por un lado el incremento de la temperatura incrementa la actividad de los componentes de la solución y por lo tanto la velocidad de disolución, por otro lado la concentración de O_2 disminuye con el incremento de la temperatura, es así que a temperaturas mayores a 85°C la solubilidad del oro en soluciones de cianuro a 0.25% disminuye.

2.4 LIXIVIACIÓN DE ORO CON PEROXIDO DE HIDROGENO: PROCESO PAL.

El último avance en la optimización de la cianuración, es el uso del peróxido de hidrógeno como un oxidante líquido. El sistema de lixiviación ayudado por peróxido (PAL), permite el uso de este oxidante fuerte en la cianuración mientras se mantiene una reacción entre el H_2O_2 y el cianuro. La disponibilidad del H_2O_2 , en la cianuración acelera significativamente la cinética de extracción comparando a la técnica standard que usa aire de compresora u oxígeno como oxidante.

La cinética de extracción optimizada, condujo a mayores recuperaciones de oro y redujo los tiempos de lixiviación. Además del uso de un oxidante fuerte en la cianuración, minimiza el consumo de cianuro por reducción del tiempo de lixiviación, evita las pérdidas de cianuro por volatilización del HCN y pasiva el consumo de cianuro por los minerales sulfurados.

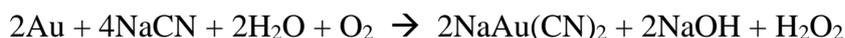
La primera aplicación de la adición controlada de peróxido de hidrógeno, fue el proceso Peroxide Assisted Leach, introducido en 1987 en la mina de oro de Fairview en Sud África, presento ventajas significativas sobre la técnica de aereación convencional:

- Cinética de lixiviación acelerada.
- Incremento en la recuperación de oro por extracción de todo el oro accesible al cianuro.
- Ahorros en consumo de cianuro.
- Reducción de costos de operación.

El PAL, es aplicado en varias minas de Australia, Sud África y recientemente en Norte América.

Cinética de extracción de oro utilizando PAL:

La cinética de extracción de oro, depende de la concentración de oxígeno disuelto en la solución de lixiviación. Sin embargo, esta dependencia no es observada en el caso del proceso PAL. Una aplicación del PAL, llevado a cabo al mismo nivel de oxígeno como una lixiviación convencional muestra una cinética de extracción mucho mayor. La cinética más rápida es causada probablemente por la presencia de H₂O₂, así como el O₂ disuelto. Una reacción de cianuración debe ser formulada asumiendo que el H₂O₂ es formado como un producto intermedio, el cual reacciona como un oxidante:



La primera reacción, usando oxígeno como oxidante es significativamente mas lenta que la segunda reacción con H₂O₂. Durante el proceso PAL la concentración de H₂O₂ disponible es mayor comparada a la cianuración convencional, por consiguiente, la velocidad de la reacción de cianuración se ve favorecida.

Ahorro de cianuro en el PAL:

El uso del PAL, permitió una reducción significativa del consumo de cianuro, en muchos casos, los ahorros son un resultado de lo siguiente:

- Reducción en el tiempo de retención: Una aplicación exitosa del PAL, conduce a una reducción significativa del tiempo de lixiviación necesario para extraer el oro accesible al cianuro. La reducción del tiempo de lixiviación disminuye la cantidad de cianuro consumido en varias reacciones paralelas, las cuales no están relacionadas a la disolución de oro.
- Prevención de la pérdida de cianuro por volatilización, algo de cianuro es siempre perdido por volatilización del HCN, durante los procesos de cianuración

la pérdida del cianuro es dependiendo del pH y la intensidad de aereación a menor pH, un porcentaje alto de cianuro esta presente como HCN disuelto (50% a pH 9,38, 20% a pH 10) y puede ser extraído por aereación. Con un aumento del pH, el equilibrio se torna a favor de los iones CN^- y la pérdida es reducida.

En contraste, durante el proceso PAL, el H_2O_2 líquido es introducido como un oxidante y no es requerida una aereación adicional, previniendo las perdidas de cianuro por volatilización.

- Pasivación del consumo de cianuro por los minerales sulfurados: Los cuerpos sulfurados especialmente cuando la pirrotita y arsenopirita están presentes tienden a consumir una cantidad alta de cianuro por formación de tiocianato (SCN^-). Debido al fuerte poder oxidante del H_2O_2 la superficie de minerales conteniendo azufre se pasiva, esto ha sido demostrado por la reducción simultanea de cianuro consumido y SCN^- formado.

Ahorros de cianuro relacionado a la pasivación de minerales sulfurados han sido encontrados en pruebas realizadas en una mina de oro en el norte de Ontario. Las pruebas PAL, en esta planta mostraron una reducción en el consumo de cianuro en las colas para la misma velocidad de adición de cianuro.

Esta reducción en la adición de cianuro no mostró influencia sobre la cinética de extracción pero condujo a ahorros de 50% en el consumo de cianuro.

Campo de aplicación del PAL:

El campo principal de aplicación del PAL, es el procesamiento de minerales sulfurados que son consumidores de oxígeno y cianuro. En contraste a la técnica de aereación estándar; el proceso PAL, trabaja muy eficientemente y económicamente sobre este tipo de mineral. Ha sido reportado que las extracciones de oro aumentan

(generalmente de 5% a 20%), y el consumo de cianuro disminuyo hasta en 50%. Así, en tales casos el uso del oxidante H_2O_2 que es costoso, es económicamente justificado.

Conforme los cuerpos oxidados son minados y junto con ello mas minerales de oro sulfurados deben ser liberados, es probable que el PAL, sea usado en mayor grado en la cianuración.

La aplicación del PAL, tiene la ventaja adicional, en minas que están planeando incrementar su capacidad de tratamiento mineral sin incurrir en gastos considerables. La aceleración de la cinética de extracción del oro da como resultado una reducción del tiempo de retención requerido.

Por lo tanto, el proceso PAL, puede permitir a la planta de lixiviación en operación, incrementar su velocidad de cianuración significativamente, sin perder la recuperación de oro y sin ningún cambio en el diseño de la planta de cianuración.

CAPITULO III

INCREMENTO DE LA EXTRACCION DE ORO MEJORANDO EL CIRCUITO DE GRAVIMETRIA Y REMOLIENDA

CAPITULO III

INCREMENTO DE LA EXTRACCION DE ORO MEJORANDO EL CIRCUITO DE GRAVIMETRIA Y REMOLIENDA

3.1 PROCESO ANTES DE LA MEJORA

3.1.1 Descripción del proceso.

El producto del circuito de molienda primaria molido a un 45%-200m, se une al producto del circuito de remolienda de medios (M5'x10') para ser clasificado en los ciclones Mozley, el o/f sale del circuito hacia separación S/L a una granulometría de 93%-200m; El u/f es alimentado al banco de espirales MG4 donde se obtienen tres productos: concentrados, medios y relaves, los relaves son alimentados al banco de espirales LG7 donde también se obtiene tres productos: concentrados, medios y relaves; los concentrados de ambos bancos se unen para ser alimentados al circuito de remolienda en el M6'x6', los medios de ambos bancos mas el 60% de los relaves de los espirales LG7 se alimentan al circuito de remolienda en el M5'x10', el relave restante de los espirales LG7 sale del circuito hacia separación S/L a una granulometría de 18%-200m; El o/f de circuito de remolienda de concentrados sale hacia separación S/L a una granulometría de 67%-200m , mientras que el o/f del circuito de medios se une al producto de molienda primaria cerrando el circuito. En estas condiciones el producto general de molienda resulta con una granulometría de 77%-200m y 47%-400m.

3.1.2 Balance de materia.

En el Cuadro 7 y Figura 7, se muestra el balance de materia del circuito de molienda, concentración gravimétrica y remolienda, realizado el 24 de Enero del 2004 (ver detalles de la evaluación en el Anexo 1)

3.1.3 Balance metalúrgico.

Cuadro 4

BALANCE METALÚRGICO DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PRIMARIA (M8x10)

24-Ene-04

Producto	TMH	Ley Au (ppm)	Contenido Au (gr)	Distribución Au (%)	Extracción Au (%)
Cabeza analizada	24.94	13.06			
Agua fresca	0.86	0.00	0.00		
Solución molino (al M8x10)	44.47	3.03	134.89		
O/F sólido CM8x10	24.94	4.33	107.97	20.69	
O/F solución CM8x10	45.34	9.13	413.93	79.31	72.10
Cabeza calculada	24.94	15.52	387.01	100.00	

Cuadro 5

BALANCE METALÚRGICO DEL CIRCUITO DE MOLIENDA - REMOLIENDA (Total)

24-Ene-04

Producto	TMH	Ley Au (ppm)	Contenido Au (gr)	Distribución Au (%)	Extracción Au (%)
Cabeza analizada	24.94	13.06			
Agua fresca	0.86	0.00	0.00		
Solución molino (total)	153.94	3.03	466.90		
O/F sólidos Mozley	14.70	2.00	29.40		
O/F solución Mozley	85.03	5.28	448.89		
Relave Espirales sólidos	2.75	1.34	3.68		
Relave Espirales solución	4.66	5.57	25.93		
O/F sólido CM6x6	7.48	2.73	20.41		
O/F solución CM6x6	65.11	4.99	324.98		
Sólido producto molienda	24.93	2.15	53.49	6.27	
Solución producto molienda	154.80	5.17	799.79	93.73	86.16
Cabeza calculada	24.94	15.50	386.39	100.00	

Cuadro 6

BALANCE METALÚRGICO DEL CIRCUITO DE ESPIRALES

24-Ene-04

Producto	TMH	Ley Au (ppm)	Contenido Au (gr)	Distribución Au (%)
Concentrado	7.48	9.87	73.77	67.66
Medio	17.55	1.80	31.59	28.97
Relave	2.75	1.34	3.68	3.37
Alimento calculado	27.78	3.92	109.03	100.00

Cuadro 7a

Balance de materia del circuito de molienda primaria

24-Ene-04	M 8'x10'					
	Alimento Fresco	Alimento Molino	Descarga Molino	Alimento Ciclón	U/F M8x10	O/F M8x10
Mineral (TMSH)	24.9	106.0	106.0	106.0	81.0	24.9
Solución (m3/h)	0.9	38.5	38.5	71.1	25.8	45.3
Pulpa (TMPH)	25.8	144.5	144.5	177.1	106.8	70.3
Pulpa (m3/h)		74.6	74.6	107.1	53.0	54.1
Densidad Pulpa (TM/m3)	3.348%	1.938	1.938	1.653	2.015	1.298
Gravedad esp. (gr/cc)	2.833	2.941	2.941	2.941	2.976	2.833
% Solidos (en peso)		73.34	73.34	59.84	75.86	35.48
Adición de Sol(m3/h)				32.6		
C.C. = U/O					3.249	
F80(um)	7547.8					
P80(um)	236.7					50.22
Potencia consumida (Kw)	265.4					85.63
Radio de reducción	31.9					43.00
Wi operacional (Kwh/TM)	19.90					100.6

Cuadro 7b

Balance de materia del circuito de clasificación secundaria y gravimetría

24-Ene-04	Clasificación secundaria y Gravimetría							
	O/F Ciclón M5x10	Alimento al Mozley	Underflow Mozley	Overflow Mozley	Alimento Espirales	Concen. Espirales	Medio Espirales	Relave Espirales
Mineral (TMSH)	17.5	42.5	27.8	14.7	27.8	7.5	17.5	2.8
Solución (m3/h)	44.5	93.2	8.2	85.0	41.4	3.5	31.7	4.7
Pulpa (TMPH)	62.1	135.7	36.0	99.7	69.1	10.9	49.2	7.4
Pulpa (m3/h)	51.3	108.8	18.3	90.5	51.5	5.9	38.5	5.7
Densidad Pulpa (TM/m3)	1.210	1.247	1.964	1.102	1.343	1.842	1.280	1.290
Gravedad esp. (gr/cc)	2.590	2.727	2.746	2.692	2.746	3.020	2.590	2.526
% Solidos (en peso)	28.27	31.30	77.18	14.74	40.19	68.34	35.63	37.16
Adición de Sol(m3/h)		3.4			33.1			
C.C. = U/O								
Eficiencia de finos (n1)			n ₁ =	67.73				
Eficiencia de gruesos (n2)			n ₂ =	89.89		d ₅₀ (um) =	63.4	
Eficiencia total (n)			n =	60.88				

Cuadro 7c

Balance de materia de los circuitos de remolienda de medios y concentrados

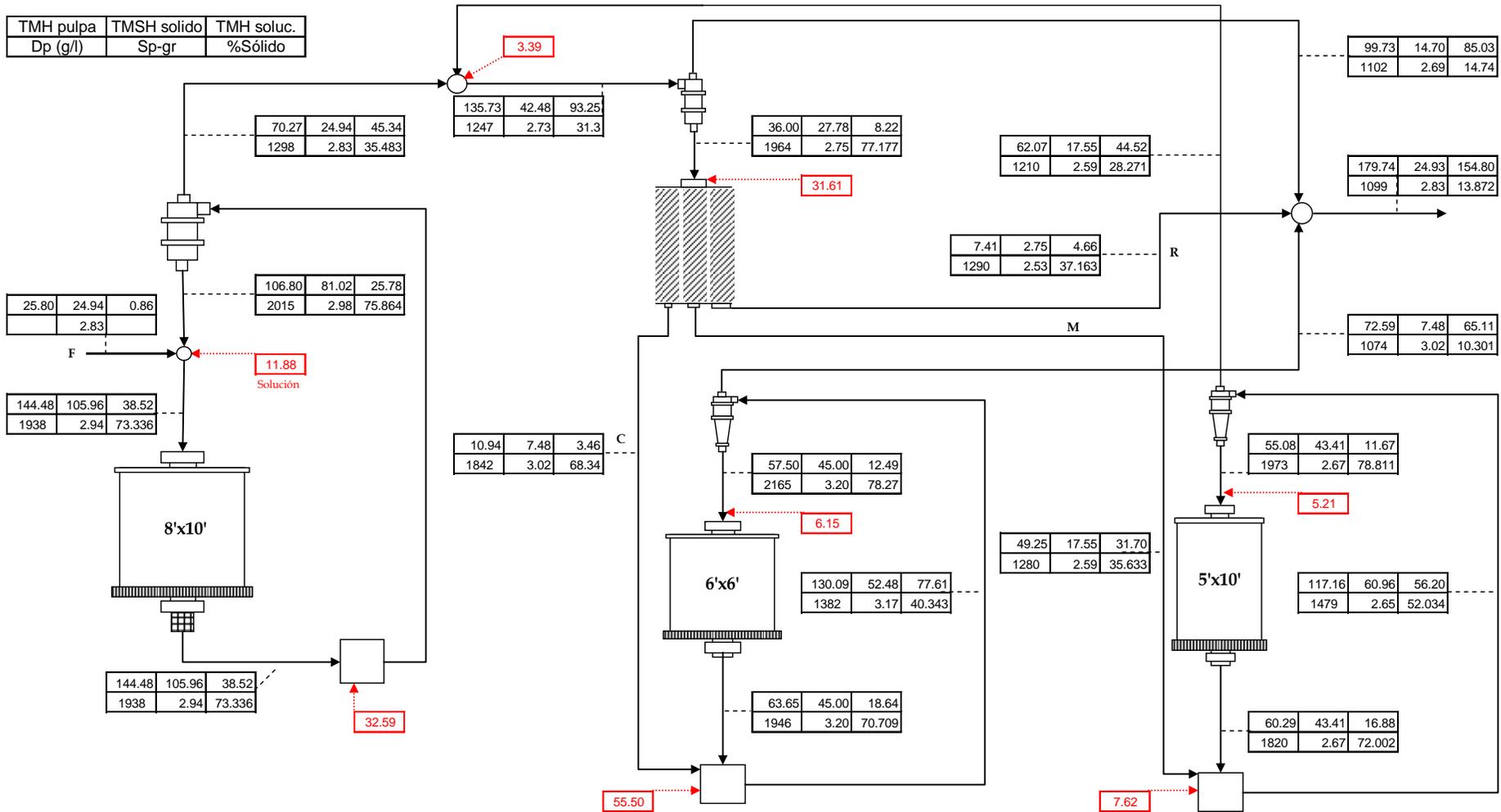
24-Ene-04	M 6'x6'					M 5'x10'				
	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	7.5	45.0	52.5	45.0	7.5	17.5	43.4	61.0	43.4	17.5
Solución (m3/h)	3.5	18.6	77.6	12.5	65.1	31.7	16.9	56.2	11.7	44.5
Pulpa (TMPH)	10.9	63.6	130.1	57.5	72.6	49.2	60.3	117.2	55.1	62.1
Pulpa (m3/h)	5.9	32.7	94.1	26.6	67.6	38.5	33.1	79.2	27.9	51.3
Densidad Pulpa (TM/m3)	1.842	1.946	1.382	2.165	1.074	1.280	1.820	1.479	1.973	1.210
Gravedad esp. (gr/cc)	3.020	3.200	3.173	3.200	3.020	2.590	2.672	2.687	2.672	2.590
% Solidos (en peso)	68.34	70.71	40.34	78.27	10.30	35.63	72.00	51.58	78.81	28.27
Adición de Sol(m3/h)			55.5					7.6		
C.C. = U/O				6.019					2.386	
F80(um)	209.1					237.0				
P80(um)	90.2			n ₁ =	63.97	127.0			n ₁ =	50.36
Potencia consumida (Kw)	69.9			n ₂ =	88.89	86.6			n ₂ =	77.11
Radio de reducción	2.32			n =	56.87	1.87			n =	38.84
Wi operacional (Kwh/TM)	25.86			d ₅₀ (um) =	19.9	20.75			d ₅₀ (um) =	71.0



Cia Minera Poderosa S.A

TMH pulpa	TMSH solido	TMH soluc.
Dp (g/l)	Sp-gr	%Sólido

BALANCE DE MATERIA DE MOLIENDA Y GRAVIMETRÍA
PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN
24-Ene-04



3.2 CRITERIOS PARA LA MEJORA

Considerando la necesidad de operar el circuito de molienda a capacidad máxima (25TMS/H), debido a la reducción de la ley de cabeza que trae consigo un incremento de material estéril, por consiguiente una molienda más gruesa y una reducción en la recuperación del oro, por otro lado estudios de caracterización del relave general indican que el mayor contenido de oro en el relave se encuentra en los sulfuros, por lo que se toma la decisión de evaluar y realizar cambios en los circuitos de gravimetría y remolienda para incrementar el grado de liberación del oro contenido en los sulfuros.

3.2.1 Caracterización del relave general.

La caracterización del relave general, tiene por objetivo determinar como se distribuye el oro a diferentes mallas, tanto en los sulfuros como en la ganga y explorar el incremento de extracción del oro que se podría obtener incrementando el grado de molienda, para lo cual se realizan pruebas de flotación, molienda y cianuración.

A continuación se presentan los resultados de las pruebas realizadas sobre el compuesto de relave del mes de Diciembre del 2005.

Cuadro 8
FLOTACIÓN SOBRE EL RELAVE GENERAL - PLANTA MARAÑÓN
COMPÓSITO MES DE DICIEMBRE 2005

PRODUCTO	Peso (%)	R.C.	Leyes (ppm)		Recuperación (%)		% -200 m
			Au	Ag	Au	Ag	
Concentrado Flot.	12.00	8.33	5.08	36.90	60.6%	22.4%	85.03
Relave Flot.	88.00		0.45	17.49	39.4%	77.6%	67.17
Relave Calculado	100.00		1.01	19.82	100.0%	100.0%	69.31
Relave Analizado	100.00		1.10	22.00	100.0%	100.0%	81.74

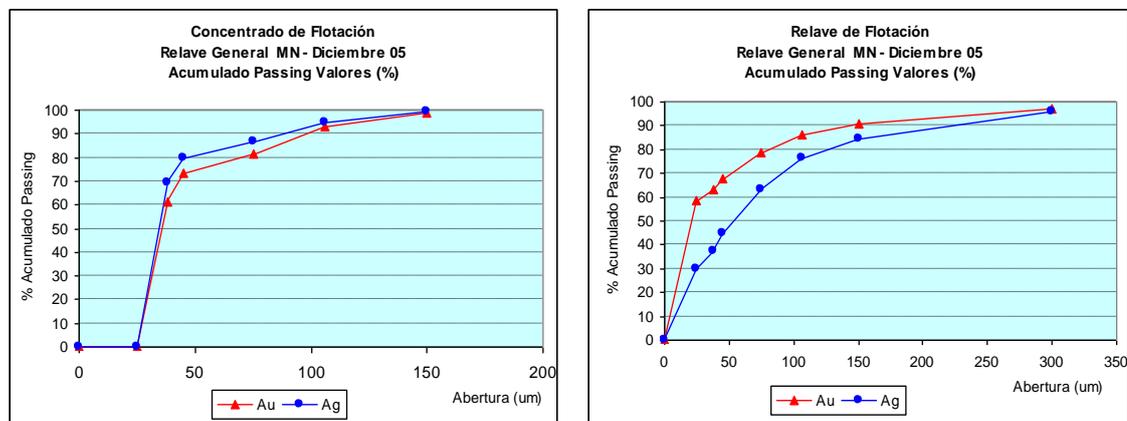
Cuadro 9
ANÁLISIS DE VALORES POR MALLAS
PRODUCTOS DE FLOTACIÓN - RELAVE GENERAL
COMPOSITO MES DE DICIEMBRE 2005

1. CONCENTRADO DE FLOTACIÓN				Distribución Valores					
				Leyes (ppm)		Parcial (%)		Acumulado Passing (%)	
Malla	Abertura (um)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
100	150	0.83	99.17	6.80	49.60	1.03	0.74	98.97	99.26
140	106	4.79	94.38	6.80	49.60	5.96	4.28	93.01	94.98
200	75	9.35	85.03	6.80	49.60	11.63	8.36	81.38	86.62
325	45	7.07	77.96	6.00	52.00	7.76	6.63	73.62	79.99
400	38	10.72	67.24	6.20	55.20	12.16	10.67	61.46	69.33
500	25	67.11	0.12	5.00	57.20	61.38	69.18	0.08	0.15
-500		0.12	0.00	3.80	66.60	0.08	0.15	0.00	0.00
Concent. Flot. Calculado		100.00	-	5.47	55.49	100.00	100.00		
Concent. Flot. Analizado		100.00	-	5.08	36.90				

Cuadro 10

2. RELAVE DE FLOTACIÓN				Distribución Valores					
				Leyes (ppm)		Parcial (%)		Acumulado Passing (%)	
Malla	Abertura (um)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
50	300	4.07	95.93	0.20	15.85	2.64	4.21	97.36	95.79
100	150	10.03	85.90	0.20	16.95	6.50	11.10	90.87	84.69
140	106	7.52	78.38	0.20	16.60	4.87	8.15	86.00	76.53
200	75	11.21	67.17	0.20	18.15	7.26	13.29	78.74	63.25
325	45	16.94	50.23	0.20	16.60	10.97	18.36	67.77	44.88
400	38	6.69	43.54	0.20	17.10	4.33	7.47	63.44	37.41
500	25	7.27	36.28	0.20	15.30	4.70	7.26	58.73	30.16
-500		36.28	0.00	0.50	12.73	58.73	30.16	0.00	0.00
Concent. Flot. Calculado		100.00	-	0.31	15.31	100.00	100.00		
Concent. Flot. Analizado		100.00	-	0.45	17.49				

Figura 8



Cuadro 11

3. RELAVE GENERAL				Distribución Valores					
				Leyes (ppm)		Parcial (%)		Acumulado Passing (%)	
Malla	Abertura (um)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Au (CM)	Au	Ag	Au	Ag
200	75	30.69	69.31	0.59	0.18	19.39	29.02	80.61	70.98
400	38	22.93	46.38	0.75	0.17	18.57	23.01	62.04	47.97
500	25	14.45	31.94	2.88	0.42	44.78	27.74	17.26	20.23
-500		31.94	0.00	0.50	0.16	17.26	20.23	0.00	0.00
Relave Calculado		100.00	-	0.93	0.93	100.00	100.00		
Relave Analizado		100.00	-	1.10					

Cuadro 12
CIANURACIÓN DEL CONCENTRADO DE FLOTACIÓN
RELAVE GENERAL - COMPÓSITO MES DE DICIEMBRE 2005

Prueba	C0		C1		C2		C3	
%-200m	85.0		92.0		97.0		99.8	
%-400m	67.2		88.1		95.4		97.8	
Resultados	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Ley Solución Rica (g/m3)	0.37	2.42	0.69	3.01	1.16	3.97	1.59	4.68
Ley Relave (g/TM)	4.90	51.60	5.40	53.60	5.20	56.60	3.90	54.35
Cabeza calculada (ppm)	5.24	53.84	6.06	56.49	6.30	60.37	5.40	58.76
Extracción (%)	7.08%	4.49%	11.38%	5.32%	18.40%	6.57%	29.38%	7.96%

Cuadro 13
CIANURACIÓN RELAVE DE FLOTACION
RELAVE GENERAL - COMPÓSITO MES DE DICIEMBRE 2005

Prueba	R0		R1		R2		R3		R4	
%-200m	67.2		75.0		85.0		90.0		99.8	
%-400m	43.5		57.4		61.5		73.9		87.2	
Resultados	Au	Ag								
Ley Solución Rica (g/m3)	0.067	0.332	0.111	0.447	0.103	0.465	0.112	0.485	0.143	0.613
Ley Relave (g/TM)	0.20	21.10	0.28	22.18	0.20	19.95	0.20	20.95	0.22	20.80
Cabeza calculada (ppm)	0.26	21.42	0.39	22.61	0.30	20.39	0.31	21.41	0.35	21.37
Recuperación (%)	25.37%	1.55%	28.71%	1.98%	34.62%	2.28%	36.54%	2.27%	40.46%	2.87%

Cuadro 14
INFLUENCIA DEL GRADO DE MOLIENDA DE CONCENTRADOS Y RELAVES
EN EL INCREMENTO DE LA EXTRACCION DEL ORO
DICIEMBRE DEL 2005

		Grado de molienda: Relave de flotación						Extracción del Au con respecto a la cabeza general (%)
		%-200 m	%-200 m	75.00	85.00	90.00	99.85	
		%-400m	%-400m	43.54	57.37	61.45	73.91	
Grado de molienda: Concentrado de flotación	85.03	67.24	0.86	0.93	1.05	1.08	1.16	
	92.00	88.13	1.08	1.14	1.26	1.30	1.38	
	97.00	95.45	1.43	1.49	1.61	1.65	1.73	
	99.75	97.76	1.98	2.04	2.16	2.20	2.28	

Los resultados de las pruebas sobre el relave general, muestran que más del 60% de oro que se pierde en el relave están en los sulfuros (pirita) y de estos el 61% bajo la malla 400, lo cual nos indica que se tiene poca probabilidad de ser recuperados, sin embargo se puede recuperar el oro que se encuentra en las mallas superiores.

Las pruebas de cianuración a diferentes grados de molienda, muestran que es posible incrementar el grado de extracción incrementando el grado de molienda de los concentrados hasta en 1.98% y esto es factible debido a que el volumen de concentrados representa el 12% del mineral, por lo que es necesario realizar mejoras en el circuito de concentración gravimétrica y remolienda para incrementar la extracción de oro.

3.2.2 Evaluación del circuito de gravimetría.

La evaluación del circuito de gravimetría, consiste en determinar la característica de cada uno de los productos de los dos bancos de espirales, mediante un análisis de malla valorada.

Cuadro 15
ANÁLISIS DE VALORES POR MALLA
CONCENTRACION GRAVIMETRICA
9 de Diciembre de 2005

CABEZA MG4					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	405.2	19.29	80.71	5.47	16.53	24.83	15.43	75.17	84.57	5.47
100	150	738.7	35.16	45.55	2.80	14.93	23.17	25.40	52.00	59.17	3.75
140	106	336	15.99	29.56	2.73	15.54	10.27	12.03	41.73	47.15	3.52
200	75	280	13.33	16.23	3.60	26.00	11.29	16.77	30.44	30.38	3.53
325	45	169.5	8.07	8.16	6.20	33.80	11.77	13.19	18.67	17.19	3.76
400	38	40.9	1.95	6.21	8.20	45.90	3.76	4.32	14.91	12.86	3.86
-400		130.5	6.21	0.00	10.20	42.80	14.91	12.86	0.00	0.00	4.25
Total		2100.8	100	CC	4.25	20.67	100.00	100.00			

CONCENTRADOS MG4					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	357.1	17.30	82.70	6.00	20.33	4.17	7.62	95.83	92.38	6.00
100	150	435.3	21.09	61.62	22.30	39.20	18.91	17.90	76.91	74.48	14.95
140	106	358.6	17.37	44.25	22.10	39.50	15.44	14.86	61.47	59.62	17.18
200	75	410.6	19.89	24.36	22.50	41.60	18.00	17.92	43.47	41.70	18.58
325	45	277.6	13.45	10.91	34.40	59.40	18.61	17.30	24.87	24.39	20.97
400	38	119.2	5.77	5.13	43.50	77.40	10.10	9.68	14.77	14.71	22.34
-400		106	5.13	0.00	71.50	132.30	14.77	14.71	0.00	0.00	24.86
Total		2064.4	100	CC	24.86	46.17	100.00	100.00			

MEDIOS MG4					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	404.6	18.47	81.53	1.43	13.60	9.10	12.71	90.90	87.29	1.43
100	150	741.8	33.87	47.65	2.06	14.00	24.03	23.99	66.88	63.31	1.84
140	106	394.5	18.01	29.64	1.80	11.60	11.16	10.57	55.71	52.74	1.83
200	75	306	13.97	15.67	1.60	16.60	7.70	11.73	48.02	41.01	1.79
325	45	154.6	7.06	8.61	4.70	32.00	11.42	11.43	36.59	29.58	2.01
400	38	30.8	1.41	7.20	9.00	48.20	4.36	3.43	32.23	26.15	2.12
-400		157.7	7.20	0.00	13.00	71.80	32.23	26.15	0.00	0.00	2.90
Total		2190	100	CC	2.90	19.77	100.00	100.00			

RELAVE MG4					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	477.8	23.25	76.75	0.73	12.60	19.52	19.64	80.48	80.36	0.73
100	150	828.6	40.32	36.43	0.60	13.00	27.82	35.14	52.67	45.22	0.65
140	106	263.3	12.81	23.62	0.53	14.00	7.81	12.03	44.86	33.19	0.63
200	75	201.5	9.80	13.81	0.60	12.10	6.76	7.95	38.09	25.24	0.62
325	45	112.9	5.49	8.32	1.20	13.83	7.58	5.09	30.51	20.14	0.66
400	38	27.1	1.32	7.00	2.60	29.50	3.94	2.61	26.57	17.53	0.69
-400		143.9	7.00	0.00	3.30	37.35	26.57	17.53	0.00	0.00	0.87
Total		2055.1	100	CC	0.87	14.915	100.00	100.00			

CONCENTRADO LG7					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	449.4	21.87	78.13	1.13	15.34	15.51	18.68	84.49	81.32	1.13
100	150	778.5	37.88	40.26	1.00	13.53	23.78	28.55	60.71	52.77	1.05
140	106	338.6	16.47	23.78	1.00	13.80	10.34	12.66	50.37	40.11	1.04
200	75	244.7	11.91	11.88	1.33	15.07	9.94	9.99	40.43	30.11	1.08
325	45	138.8	6.75	5.12	3.00	28.20	12.72	10.61	27.71	19.50	1.21
400	38	30.6	1.49	3.63	6.70	56.50	6.26	4.69	21.45	14.82	1.30
-400		74.7	3.63	0.00	9.40	73.20	21.45	14.82	0.00	0.00	1.59
Total		2055.3	100	CC	1.59	17.95	100.00	100.00			

MEDIOS LG7					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	520.6	25.72	74.28	0.47	12.06	19.34	25.63	80.66	74.37	0.47
100	150	937.1	46.30	27.97	0.40	11.93	29.63	45.64	51.03	28.73	0.42
140	106	288.7	14.27	13.71	0.33	11.00	7.53	12.96	43.49	15.77	0.41
200	75	164.2	8.11	5.59	0.33	8.80	4.28	5.90	39.21	9.87	0.40
325	45	66	3.26	2.33	0.67	11.80	3.50	3.18	35.71	6.69	0.41
400	38	10.7	0.53	1.80	1.80	33.00	1.52	1.44	34.19	5.25	0.42
-400		36.5	1.80	0.00	11.85	35.25	34.19	5.25	0.00	0.00	0.63
Total		2023.8	100	CC	0.63	12.10	100.00	100.00			

RELAVE LG7					Leyes (ppm)		Distribución (%)		Distribución Ac.(-)		Ley Ac (+)
Malla	(um)	Peso (gr)	% Peso	% Ac. (-)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
50	300	148	23.96	76.04	0.27	12.66	15.12	22.69	84.88	77.31	0.27
100	150	221.3	35.83	40.21	0.20	12.13	16.75	32.50	68.14	44.81	0.23
140	106	78.7	12.74	27.47	0.27	12.00	8.04	11.43	60.10	33.38	0.24
200	75	57.2	9.26	18.21	0.27	10.86	5.84	7.52	54.25	25.86	0.24
325	45	39.8	6.44	11.77	0.53	10.27	7.98	4.95	46.27	20.91	0.26
400	38	10.7	1.73	10.04	1.00	36.80	4.05	4.77	42.22	16.14	0.27
-400		62	10.04	0.00	1.80	21.50	42.22	16.14	0.00	0.00	0.43
Total		617.7	100	CC	0.43	13.37	100.00	100.00			

Cuadro 16
BALANCE METALURGICO CONCENTRACION GRAVIMETRICA
9 de Diciembre de 2005

Descripción	TMS/h	%- 200m	%- 400m	Leyes		% Distribución	
				Au (ppm)	Ag (ppm)	Au (%)	Ag (%)
Cabeza Planta				14.00	20.20		
U/F Mozley	27.78	16.77	6.43	4.25	20.29	100.00	100.00
Concentrado MG4	2.88	25.30	5.42	24.86	46.17	60.58	23.56
Medios MG4	12.23	10.67	2.66	2.90	19.77	30.09	42.90
Relave MG4	12.67	14.04	6.93	0.87	14.92	9.34	33.54
Concentrado LG7	4.60	11.52	3.42	1.59	17.95	6.21	14.66
Medios LG7	1.20	6.67	3.03	0.63	12.10	0.63	2.57
Relave LG7	6.88	32.72	25.74	0.43	13.37	2.49	16.31

Cuadro 17
DISTRIBUCION DE LOS PRODUCTOS DE GRAVIMETRIA HACIA LOS CIRCUITOS DE REMOLIENDA
9 de Diciembre de 2005

DESCRIPCIÓN	TMS/h	Leyes		Contenido metálico		% Distribución	
		Au (ppm)	Ag (ppm)	Au (gr)	Ag (gr)	Au (%)	Ag (%)
Concentrado MG4 + LG7 (a M6x6)	7.48	10.54	28.80	78.85	215.45	66.79	38.22
Medios MG4 + LG7 +0.6Rel LG7 (a M5x10)	17.55	2.17	17.74	38.04	311.46	32.22	55.26
0.4Relave LG7 (a Separación S/L)	2.75	0.43	13.37	1.18	36.77	1.00	6.52
U/F Mozley Calculado	27.78	4.25	20.29	118.06	563.68	100.00	100.00

Los resultados muestran que el circuito de concentración gravimétrica trabaja adecuadamente, llegándose a recuperar el 66.79% del oro en los concentrados y el

30.72% en los medios; como podemos ver el relave final de este circuito tiene muy bajo contenido de oro, concentrándose la mayor ley bajo la m400, por lo que es innecesario que parte de este relave ingrese al circuito de remolienda pues no se obtiene beneficio alguno, mas bien recarga el circuito por tratarse de material estéril a base de cuarzo.

De acuerdo a estas observaciones se toma la decisión de que el 100% del relave final salga del circuito hacia Separación sólido/líquido.

3.2.3 Caracterización de los productos de molienda.

Con la finalidad de determinar la necesidad de incrementar el grado de molienda en los diferentes productos los circuitos de molienda y remolienda, se realiza pruebas de cianuración sobre muestras de estos productos, los resultados de varios seguimientos reportan datos similares. A continuación se presenta los resultados de una de las pruebas. (Ver detalles de las pruebas de cianuración en los Anexos 3 al 7)

Cuadro 18
Caracterización de los productos de molienda

Fecha de muestreo: 19-Ene-06
Muestreado por: Lab. Metalúrgico
Tiempo de muestreo 8 horas

Descripción	Finos M6x6	Finos Mozley	Rlve.Espirales	Finos M8x10	Finos M5x10
Tonelaje (TMS/h)	7.48	14.70	2.76	24.94	17.55
Ley analizada	Au (g/T): 3.11	0.77	0.76	2.88	0.86
Prod. Molienda	Ag (g/T): 41.75	32.23	24.35	36.94	29.13
Mallas	%-200m 80.85	84.56	30.44	50.28	74.73
	%-400m 52.47	60.43	14.65	35.00	44.02
Gravedad específica	2.83	2.69	2.53	2.83	2.59

Ley analizada Au producto molienda a S/L: 1.47 g/TM

Cuadro 19
Pruebas de cianuración sobre los productos de molienda

Descripción	Finos M6x6	Finos Mozley	Rlve.Espirales	Finos M8x10	Finos M5x10
Tonelaje (TMS/h)	7.48	14.70	2.76	24.94	17.55
Ley calculada Prod. Molienda	Au (g/T): 4.09	1.09	0.91	2.86	1.22
Ley analizada Relaves CN	Au (g/T): 1.75	0.49	0.48	0.98	0.53
% Recuperación Au	57.23	55.50	48.02	65.77	56.87

Ley cabeza 19/01/06 2°Turno: 17.27 g/TM
 Ley calculada Au producto molienda a S/L: 1.97 g/TM
 Ley calculada Au relaves: 0.86 g/TM

Extracción Molienda (%) **88.59**
 Extracción Total Sólidos (%) **95.00**

De los resultados de la cianuración de los productos de molienda, podemos observar que el oro contenido en el o/f de los ciclones Mozley y Relave de Espirales esta libre y será lixiviado en la actividad de agitación, de igual manera sucede con el o/f del circuito de remolienda de medios (M5x10) el cual innecesariamente retornan hacia el circuito de gravimetría y que representan 17.55 TMS/h de carga circulante; Por otro lado los relaves de cianuración del o/f del circuito de remolienda de concentrados (M6'x6') presenta una contenido de oro no liberado relativamente alto.

Considerando las observaciones anteriores de toma la decisión de remoler los concentrados en el M5'x10' y los medios en el M6'x6', de tal manera que se recirculen los concentrados al circuito de gravimetría y los medios luego de ser remolidos saldrían a Separación S/L, de esta manera se obtendrá definitivamente un mayor grado de liberación del oro por estar obteniendo una remolienda selectiva.

3.3 PROCESO DESPUES DE LA MEJORA

Los cambios que se realizaron no implicaron inversión significativa:

En el caso de sacar todo el relave del banco de espirales LG7 hacia separación S/L solamente se modificaron las instalaciones de las tuberías de recepción de estos

productos, este cambio se realizo en febrero del 2006, luego del cual se verifico los resultados con caracterización del relave de espirales.

En el caso del intercambio de la alimentación de concentrados y medios a los molinos M5'x10' y M6'x6', por tratarse de circuitos inversos no se tubo mayor inconveniente mas que instalar una tubería de mayor diámetro para en ingreso de solución molino al cajón de descarga del M5'x10' e intercambiar los puntos de descarga de las tuberías de concentrados hacia el M5'x10' y medios hacia el M6'x6', este cambio se realizo en abril del 2006, luego del cual se verifica los resultados con el seguimiento de la caracterización de los productos de molienda.

3.3.1 Descripción del proceso.

El producto del circuito de molienda primaria molido a un 45%-200m, se une al producto del circuito de remolienda de concentrados (M5x10) para ser clasificado en los ciclones Mozley, el o/f sale del circuito hacia Separación S/L a una granulometría de 98%-200m; El u/f es alimentado al banco de espirales MG4 donde se obtienen tres productos: concentrados, medios y relaves, los relaves son alimentados al banco de espirales LG7 donde también se obtiene tres productos: concentrados, medios y relaves; Los concentrados de ambos bancos se unen para ser alimentados al circuito de remolienda en el M5x10, los medios de ambos bancos se alimentan al circuito de remolienda en el M6x6, el relave de los espirales LG7 sale del circuito hacia separación S/L a una granulometría de 28%-200m; El o/f de circuito de remolienda de medios sale hacia Separación S/L a una granulometría de 77%-200m , mientras que el o/f del circuito de remolienda de concentrados se une al

producto de molienda primaria cerrando el circuito. En estas condiciones el producto general de molienda resulta con una granulometría de 76%-200m y 62%-400m.

3.3.2 Balance de materia.

En el Cuadro 25 y Figura 9, se muestra el balance de materia del circuito de molienda, concentración gravimétrica y remolienda, realizado el 24 de Julio del 2006 (ver detalles de la evaluación en el Anexo 2)

3.3.3 Balance metalúrgico.

Cuadro 20
BALANCE METALÚRGICO DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PRIMARIA (M8x10)
24-Jul-06

Producto	TMH	Ley Au (ppm)	Contenido Au (gr)	Distribución Au (%)	Extracción Au (%)
Cabeza analizada	25.48	11.33			
Agua fresca	0.85	0.00	0.00		
Solución molino (al M8x10)	49.04	4.37	214.10		
O/F sólido CM8x10	25.48	3.94	100.41	20.30	
O/F solución CM8x10	49.89	7.90	394.34	79.70	64.22
Cabeza calculada	25.48	11.01	280.65	100.00	

Cuadro 21
BALANCE METALÚRGICO DEL CIRCUITO DE MOLIENDA - REMOLIENDA (Total)

Producto	TMH	Ley Au (ppm)	Contenido Au (gr)	Distribución Au (%)	Extracción Au (%)
Cabeza analizada	25.48	11.33			
Agua fresca	0.85	0.00	0.00		
Solución molino (total)	204.89	4.37	894.54		
O/F sólidos Mozley	13.97	1.00	13.97		
O/F solución Mozley	129.25	6.21	802.88		
Relave Espirales sólidos	6.56	1.33	8.72		
Relave Espirales solución	22.51	4.57	102.89		
O/F sólido CM6x6	4.96	1.13	5.60		
O/F solución CM6x6	53.98	4.53	244.53		
Sólido producto molienda	25.48	1.11	28.29	2.40	
Solución producto molienda	205.74	5.59	1150.30	97.60	90.04
Cabeza calculada	25.48	11.15	284.05	100.00	

Cuadro 22
BALANCE METALÚRGICO DEL CIRCUITO DE ESPIRALES

Producto	TMH	Ley Au (ppm)	Contenido Au (gr)	Distribución Au (%)
Concentrado	7.85	13.78	108.10	81.26
Medio	4.96	3.27	16.21	12.19
Relave	6.56	1.33	8.72	6.56
Alimento calculado	19.36	6.87	133.03	100.00

Cuadro 23a

Balance de materia del circuito de molienda primaria

24-Jul-06	M 8'x10'					
	Alimento Fresco	Alimento Molino	Descarga Molino	Alimento Ciclón	U/F M8x10	O/F M8x10
Mineral (TMSH)	25.5	134.2	134.2	134.2	108.7	25.5
Solución (m3/h)	0.9	48.4	48.4	81.7	31.9	49.8
Pulpa (TMPH)	26.3	182.6	182.6	215.9	140.6	75.3
Pulpa (m3/h)		95.1	95.1	128.3	69.4	58.9
Densidad Pulpa (TM/m3)	3.238%	1.921	1.921	1.682	2.025	1.278
Gravedad esp. (gr/cc)	2.797	2.878	2.878	2.878	2.898	2.797
% Solidos (en peso)		73.47	73.47	62.15	77.29	33.86
Adición de Sol(m3/h)				33.3		
C.C. = U/O					4.266	
F80(um)	7826.9					
P80(um)	248.4		Eficiencia de finos (n_1)			48.72
Potencia consumida (Kw)	255.9		Eficiencia de gruesos (n_2)			89.79
Radio de reducción	31.5		Eficiencia total (n)			43.75
Wi operacional (Kwh/TM)	19.26		d_{50} (um) =			102.7

Cuadro 23b

Balance de materia del circuito de clasificación secundaria y gravimetría

24-Jul-06	Clasificación secundaria y Gravimetría							
	O/F Cyclón M5x10	Alimento al Mozley	Underflow Mozley	Overflow Mozley	Alimento Espirales	Concen. Espirales	Medio Espirales	Relave Espirales
Mineral (TMSH)	7.8	33.3	19.4	14.0	19.4	7.8	5.0	6.6
Solución (m3/h)	82.4	136.8	7.5	129.2	29.3	3.3	3.5	22.5
Pulpa (TMPH)	90.2	170.1	26.9	143.2	48.7	11.2	8.4	29.1
Pulpa (m3/h)	84.9	148.5	14.2	134.3	36.0	5.9	5.3	24.9
Densidad Pulpa (TM/m3)	1.063	1.146	1.895	1.066	1.353	1.904	1.604	1.166
Gravedad esp. (gr/cc)	3.090	2.843	2.910	2.755	2.910	3.090	2.776	2.717
% Sólidos (en peso)	8.70	19.60	71.96	9.75	39.78	70.19	58.84	22.56
Adición de Sol(m3/h)		4.6			21.8			
C.C. = U/O								
Eficiencia de finos (n1)			n ₁ =	81.92				
Eficiencia de gruesos (n2)			n ₂ =	92.12		d ₅₀ (um) =	42.0	
Eficiencia total (n)			n =	75.47				

Cuadro 23c

Balance de materia de los circuitos de remolienda de medios y concentrados

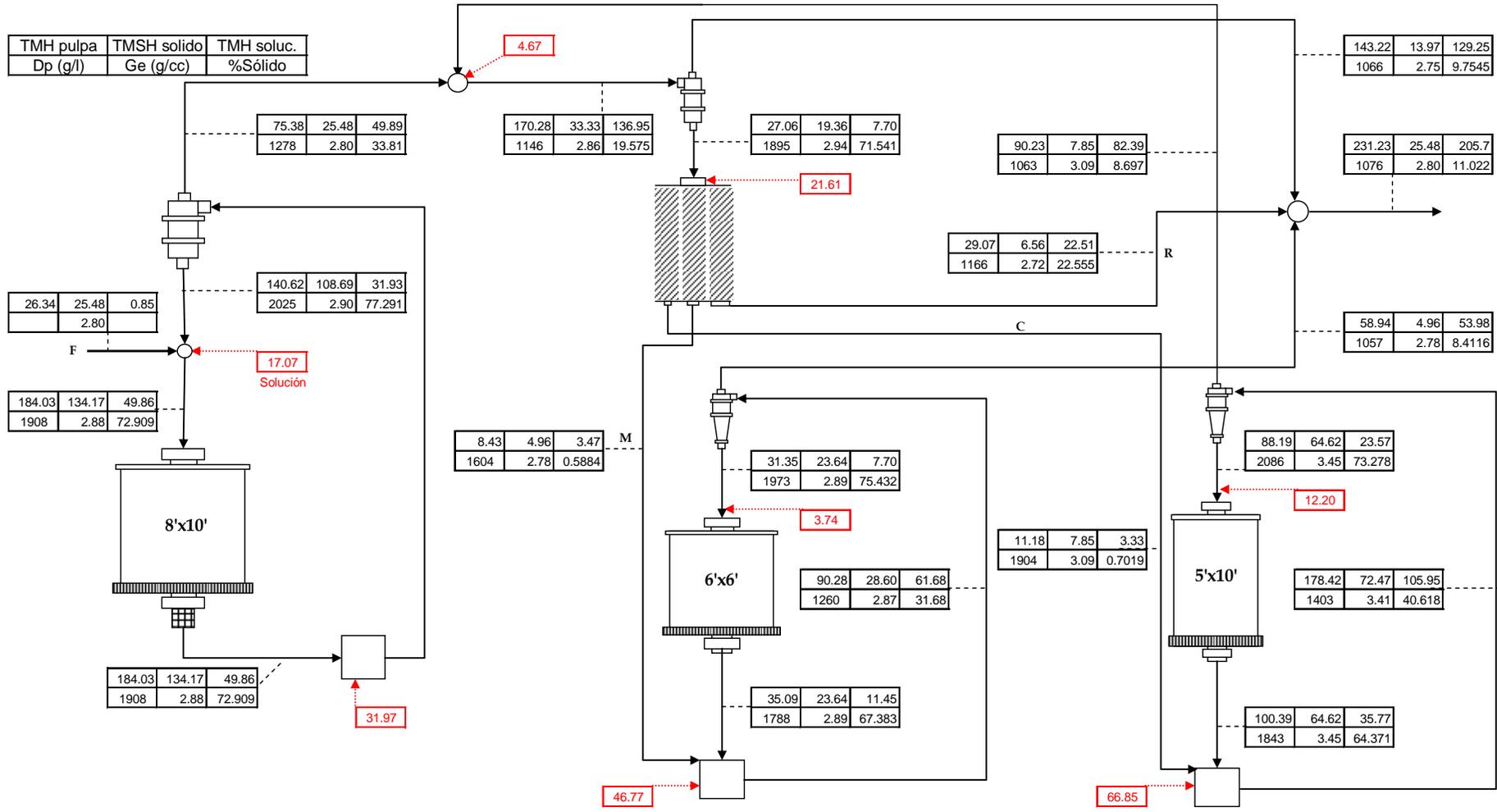
24-Jul-06	M 6'x6'					M 5'x10'				
	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	5.0	23.6	28.6	23.6	5.0	7.8	64.6	72.4	64.6	7.8
Solución (m3/h)	3.5	11.4	61.7	7.7	54.0	3.3	35.7	105.9	23.6	82.4
Pulpa (TMPH)	8.4	35.1	90.3	31.3	58.9	11.2	100.3	178.4	88.1	90.2
Pulpa (m3/h)	5.3	19.6	71.6	15.9	55.8	5.9	54.5	127.2	42.3	84.9
Densidad Pulpa (TM/m3)	1.604	1.788	1.260	1.973	1.057	1.904	1.843	1.402	2.086	1.063
Gravedad esp. (gr/cc)	2.776	2.889	2.868	2.889	2.776	3.090	3.452	3.409	3.452	3.090
% Solidos (en peso)	58.84	67.38	31.68	75.43	8.41	70.19	64.37	40.61	73.28	8.70
Adición de Sol(m3/h)			46.8					66.9		
C.C. = U/O				4.770					8.230	
F80(um)	307.8					283.9				
P80(um)	79.8			n ₁ =	56.97	50.5			n ₁ =	55.99
Potencia consumida (Kw)	71.7			n ₂ =	89.84	84.4			n ₂ =	92.65
Radio de reducción	3.9			n =	51.18	5.6			n =	51.88
Wi operacional (Kwh/TM)	26.33			d ₅₀ (um) =	31.0	13.23			d ₅₀ (um) =	3.3



Cia Minera Poderosa S.A

Figura 9

BALANCE DE MATERIA DE MOLIENDA Y GRAVIMETRÍA
PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN
24-Jul-06



3.4 RESUMEN DE RESULTADOS

Cuadro 24

Resumen de parámetros de operación antes y después de realizado las mejoras

Circuito	Parámetros	Antes (2005)	Después (2006)
M8'x10'	Cabeza (TM/h)	24.9	25.5
	C.C. (U/O)	3.25	4.27
	Radio de reducción	31.9	31.5
	Wi operacional (Kwh/TM)	19.9	19.3
	d ₅₀ (um)	100.6	102.7
	Eficiencia de clasificación (n)	43.0	43.7
	%-200m o/f HFP D-15	44.8	46.2
	%-400m o/f HFP D-15	32.0	35.4
Ciclones Mozley - Gravimetría	Alimento al Mozley (TM/h)	42.5	33.3
	d ₅₀ (um)	63.4	42.0
	Eficiencia de clasificación (n)	60.9	75.5
	%-200m o/f Mozley D-10	92.6	98.3
	%-400m o/f Mozley D-10	61.9	87.0
	Concentrados (TM/h)	7.5	7.8
	Medios (TM/h)	17.5	5.0
	Relaves (TM/h)	2.8	6.6
M6'x6'	Cabeza	Concentrados	Medios
	Cabeza (TM/h)	7.5	5.0
	C.C. (U/O)	6.02	4.77
	Radio de reducción	2.3	3.9
	Wi operacional (Kwh/TM)	25.9	26.3
	d ₅₀ (um)	19.9	31.0
	Eficiencia de clasificación (n)	56.9	51.2
	%-200m o/f HC D-10	67.1	77.0
%-400m o/f HC D-10	33.4	52.2	
M5'x10'	Cabeza	Medios	Concentrados
	Cabeza (TM/h)	17.5	7.8
	C.C. (U/O)	2.39	8.23
	Radio de reducción	1.9	5.6
	Wi operacional (Kwh/TM)	20.8	13.2
	d ₅₀ (um)	71.0	3.3
	Eficiencia de clasificación (n)	38.8	51.9
	%-200m o/f HC D-10	42.5	92.4
%-400m o/f HC D-10	18.0	73.8	
Producto genela de molienda	%-200m	76.7	76.1
	%-400m	47.2	61.9
	% Extracción Au	86.2	90.0

3.5 BENEFICIO ECONOMICO.

Para determinar el beneficio económico obtenido luego de las mejoras, tomaremos en cuenta la reducción en la ley del relave general de planta, ya que este es el indicador que indirectamente mide el desempeño del proceso de molienda. A continuación se presenta la evolución de este y otros indicadores.

Cuadro 25

Mes-Año	TMS/h	LEY Au CABEZA (g/TM)	LEY Au RELAVE (g/TM)	% -200m Rlve Gral	% EXT SOLIDO Molienda	% EXT. SOLIDO Planta	% EXT. TOTAL Planta	% (Ext Soli-Ext Total)	[CN] ppm M8x10	[CN] ppm M6x6	NaCN (Kg/TM)
2000	23.17	10.73	0.97	82.02%	79.76%	90.94%	90.07%	0.83%			0.86
2001	23.21	11.83	1.01	77.90%	81.77%	91.42%	90.40%	0.90%			0.79
2002	22.81	15.69	1.09	78.96%	84.97%	93.03%	92.20%	0.69%			0.73
2003	23.32	19.46	1.03	76.26%	88.67%	94.72%	94.04%	0.61%	896	631	0.75
2004	24.39	19.11	0.98	73.64%	87.74%	94.87%	94.25%	0.61%	880	635	0.74
2005	24.66	17.58	1.00	70.50%	87.15%	94.32%	93.82%	0.45%	744	555	0.67
2006	24.93	15.03	0.86	68.76%	88.51%	94.27%	93.70%	0.55%	674	467	0.61
Ene-06	25.11	13.91	0.86	67.99%	88.88%	93.84%	93.45%	0.39%	636	428	0.62
Feb-06	24.77	14.22	0.85	69.76%	88.97%	94.02%	93.57%	0.45%	671	483	0.62
Mar-06	24.37	14.49	0.82	70.66%	88.00%	94.32%	93.92%	0.40%	689	489	0.70
Abr-06	24.66	16.24	0.86	70.55%	89.68%	94.71%	94.36%	0.35%	685	481	0.56
May-06	25.45	15.88	0.83	69.44%	89.36%	94.76%	94.07%	0.69%	674	471	0.66
Jun-06	25.25	13.87	0.85	71.05%	87.47%	93.86%	93.12%	0.74%	670	468	0.73
Jul-06	24.44	14.51	0.88	67.64%	89.05%	93.93%	93.16%	0.77%	670	450	0.45
Ago-06	25.05	15.53	0.90	67.60%	89.02%	94.19%	93.47%	0.72%	720	510	0.58
Sep-06	24.81	17.06	0.89	67.91%	88.69%	94.77%	94.21%	0.56%	650	431	0.60
Oct-06	24.52	14.64	0.88	69.78%	87.04%	94.01%	93.55%	0.46%	670	480	0.59
Nov-06	25.92	15.39	0.91	67.15%	87.04%	94.07%	93.72%	0.35%	615	425	0.60
Dic-06	24.85	14.61	0.81	65.57%	88.92%	94.49%	93.79%	0.69%	743	484	0.62

Figura 10

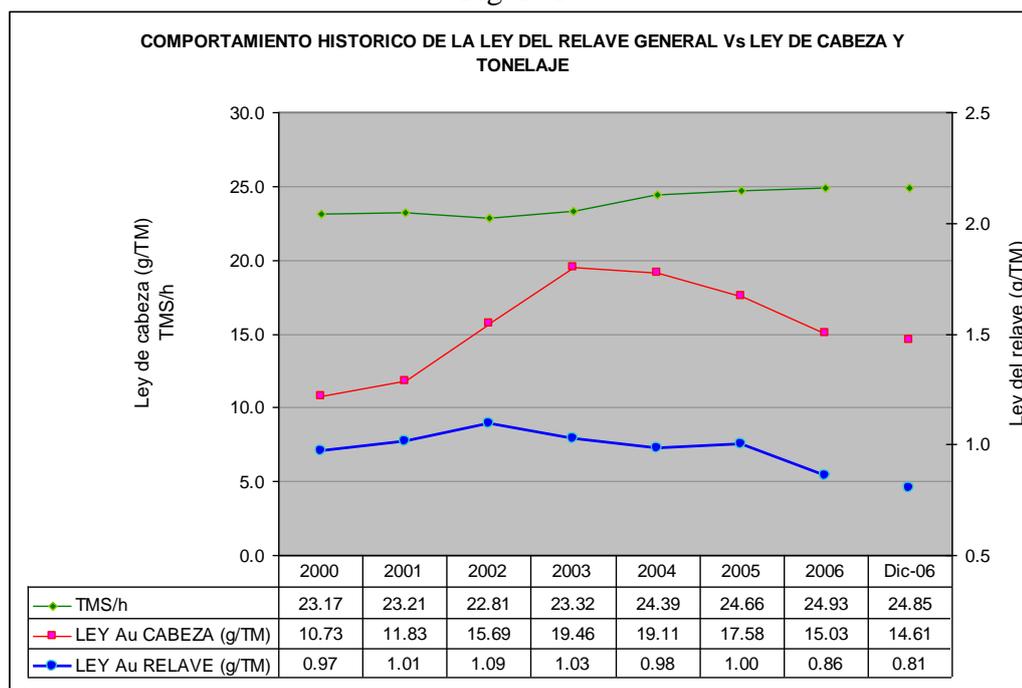
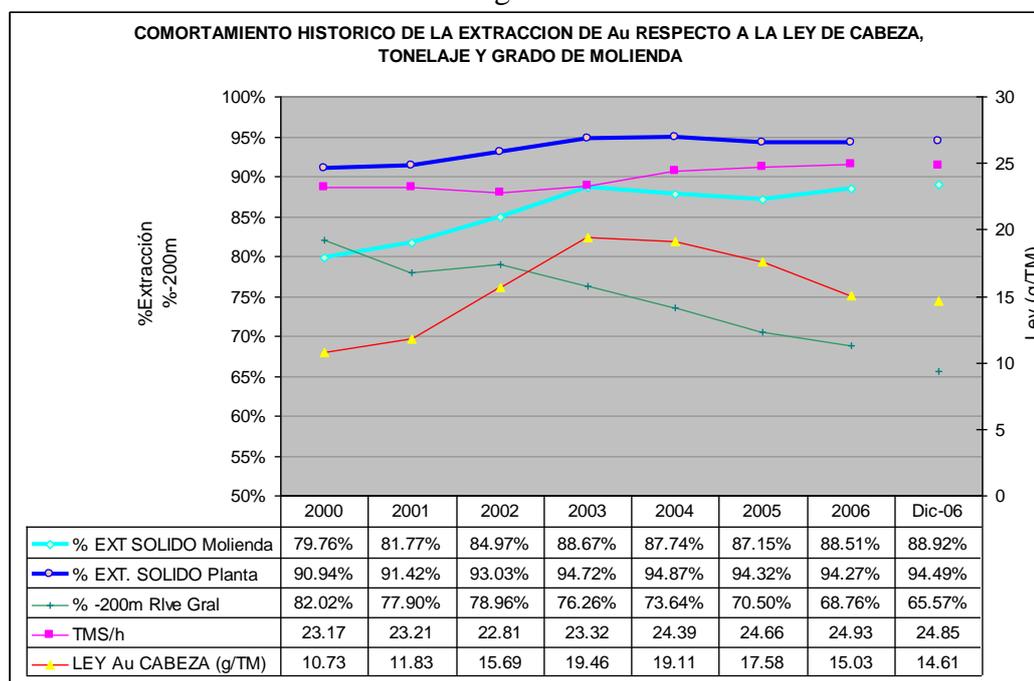


Figura 11



De acuerdo a los datos históricos observamos que la ley en oro del relave general para los años anteriores al 2006, se mantenía en promedio sobre 1.0 g/TM para una ley de cabeza que varía entre 10.73 y 19.46 g/TM, sin embargo para el año 2006 la ley del relave general bajo drásticamente a 0.86 g/TM, pese a incrementarse el tonelaje de tratamiento a 24.93TMS/h en comparación a años anteriores, podemos observar también que el grado de molienda expresado por el %-200m se ha reducido debido a que se está logrando realizar una remolienda mas efectiva de los sulfuros y no del cuarzo, este efecto se nota si observamos el %-400m que a tenido un incremento muy significativo, todo esto gracias a las cambios realizados en los circuitos de gravimetría y remolienda.

El beneficio promedio mensual de acuerdo a las observaciones anteriores se calcula en US\$ 42,813.

Cuadro 26
BENEFICIO POR INCREMENTO EN LA EXTRACCION DE ORO

Descripción:	Valor
Ley del relave general, promedio años anteriores al 2006 (Au g/TM)	1.00
Ley del relave general, promedio año 2006 (Au g/TM)	0.86
Diferencia (g/TM)	0.14
Cabeza Calculada año 2005 (Au g/TM)	15.03
Incremento de la extracción de Au (%)	0.93
Eficiencia de Lavado (%)	95.0
Oro adicional recuperado (g/TM)	0.13
Precio del oro (\$/Oz)	600
Beneficio adicional (\$/TM)	2.57
Tratamiento, promedio mensual TM	16687
Beneficio mensual (US\$)	42813.2

3.6 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Los trabajos de caracterización del relave general, productos de molienda y gravimetría, entregan resultados objetivos sobre el proceso industrial, sobre los cuales se toman las decisiones de mejora, actualmente estos mismos criterios se están tomando para mejorar el circuito de molienda en Planta Santa Maria de 8.3TMS/h de capacidad.
- El circuito de concentración gravimétrica cumple una función muy importante para lograr el grado de liberación adecuado del oro en todo el proceso de molienda, por lo que se ha implementado a partir de fines del año 2005 la evaluación de este circuito, por determinarse crítico para el proceso se esta solicitando la reposición de repuestos que están deteriorados, con la finalidad de optimizar este circuito y mejorar aun más la extracción del oro.

- El grado de molienda expresado como %-200m en el relave general, no es el indicador adecuado para expresar el grado de liberación del oro y por consiguiente el comportamiento del circuito de molienda, puesto que lo que queremos liberar es el oro contenido en los sulfuros y no en el cuarzo, de acuerdo a esto este indicador bajara cuando el mineral sea mas pobre lo cual no me indica que el circuito de molienda esta trabajando mal; En este caso se debe cambiar el indicador expresado como el %-400m en el relave general.
- Los cambios realizados, han logrado en general mejorar drásticamente todos los indicadores del proceso de molienda, lográndose reducir en un 55% la carga circulante hacia los ciclones Mozley y de esta manera descongestionar los circuitos de gravimetría y remolienda, lográndose incrementar el %-400m de 47.2% a 61.9% en el producto general de molienda.
- Luego del mantenimiento y optimización del circuito de concentración gravimétrica, se debe realizar una redistribución de cargas a los circuitos de remolienda, actualmente los concentrados de ambos bancos(MG4+LG7) se unen y se alimenta al circuito de remolienda del M5'x10', pero los medios del banco MG4 tiene mayor ley que los concentrados del banco LG7, por lo que al M5'x10' debe ingresar los concentrados y medios del banco de espirales MG4, y los concentrados y medios del banco de espirales LG7 debe ingresar al circuito del M6'x6'.
- Finalmente los cambios realizados y los que están por realizarse mantendrán las extracciones alcanzadas hasta ahora, pero con un ligero incremento de la capacidad de la planta de 25 a 25.5TMS/h.

CAPITULO IV

INCREMENTO DE LA EXTRACCIÓN DE ORO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA CON EL USO DE AGENTES OXIDANTES

CAPITULO IV

INCREMENTO DE LA EXTRACCIÓN DE ORO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA CON EL USO DE AGENTES OXIDANTES

INTRODUCCION.

La necesidad de incrementar al máximo la extracción del oro en el proceso de molienda, es de minimizar la pérdida de oro que acompaña a la solución del relave general, puesto que al reducirse la cantidad de oro en estado sólido que pasa al circuito de Separación sólido/líquido se reducirá la ley de la solución que se obtiene en la actividad de agitación, y por consiguiente el lavado en contracorriente cumplirá su función; ya que se observa que existe una mayor extracción en el circuito de lavado en contracorriente que en agitación.

Figura 12

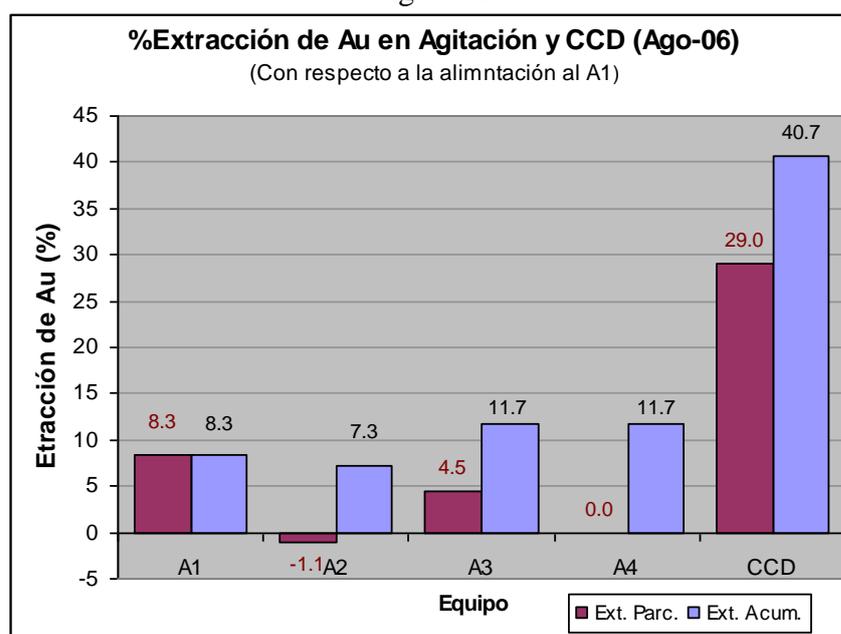
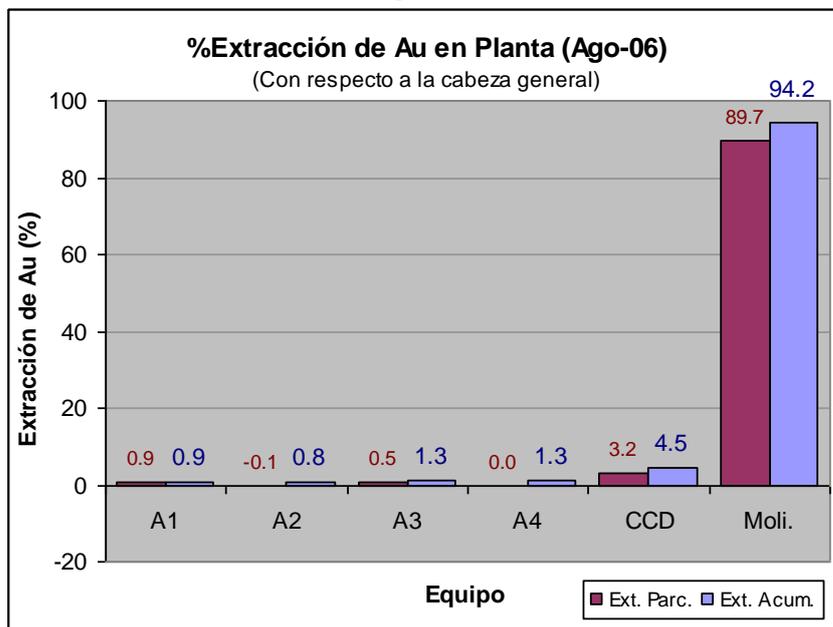


Figura 13



4.1 PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN MOLIENDA CON EL USO DE AGENTES OXIDANTES

4.1.1 Objetivo.

Evaluar a nivel de laboratorio la influencia del uso de agentes oxidantes en la extracción del oro en el proceso de molienda.

4.1.2 Condiciones generales de las pruebas.

- Muestra de mineral.

La muestra considerada para la realización de las pruebas corresponde al compósito del mineral de cabeza de Planta Marañon del mes de octubre del 2005

- Reactivos en prueba

Los reactivos a considerar en las pruebas fueron los siguientes:

- Perborato de sodio monohidratado.(PBS)
- Peróxido de hidrogeno al 50%. (H_2O_2)

- Procedimiento experimental

Las pruebas de cianuración en molienda se realizan en el molino de laboratorio de 8"x8" al cual se le da un tiempo de molienda estándar de 43'08" para lograr una molienda de 80%-200m, los condiciones comunes de las pruebas se muestran a continuación.

Condiciones Comunes

Gravedad específica del mineral:	2.76
Peso de mineral < 10 mallas (g):	1000
Volumen de agua (cc):	600
% Sólidos:	62.5
Tiempo de molienda:	43'08"
Ley de cabeza Au (g/TM):	13.83
Ley de cabeza Ag (g/TM):	32.45

Datos de operación: Referenciales

Densidad pulpa descarga M8x10:	1950
Fuerza de NaCN descarga M8x10:	700
Consumo de NaCN en planta (Kg/TM)	0.71
Consumo de Cal (Kg/TM)	1.33
pH	11.05
% Sólidos en la descarga:	76.40

- Modelo experimental

Para la planificación de las pruebas se ha recurrido al modelo experimental de "Diseño Factorial 2^k con Réplica en el Punto Central del Diseño"

Puesto que se tiene evidencia que tres son los factores que afectan el proceso de disolución del oro en soluciones que contienen cianuro: la fuerza de cianuro, el pH y la presencia de oxígeno u otro agente oxidante como en este caso el PBS o el H_2O_2 , por lo que $K=3$, se tienen que correr 8 pruebas y 3 replicas en el punto central.

Para las pruebas con perborato de sodio (PBS), se consideró los siguientes niveles para las variables:

Cuadro 27

Variables	Nivel(-)	Nivel(+)	Z_j^0	ΔZ_j^0	\mathcal{E}_j
Z_1 NaCN (Kg/TM)	0.4	0.7	0.55	0.15	3.67
Z_2 Cal (Kg/TM)	0.5	1	0.75	0.25	3
Z_3 PBS (Kg/TM)	0	0.2	0.1	0.1	1

De igual manera para las pruebas con peróxido de hidrogeno (H_2O_2), se consideró los siguientes niveles para las variables:

Cuadro 28

Variables	Nivel(-)	Nivel(+)	Z_j^0	ΔZ_j^0	ϵ_j
Z_1 NaCN (Kg/TM)	0.4	0.7	0.55	0.15	3.67
Z_2 Cal (Kg/TM)	0.5	1	0.75	0.25	3
Z_3 H_2O_2 (Kg/TM)	0.5	1.5	1	0.5	2

La variable respuesta, es el porcentaje de extracción de oro.

4.1.3 Resultados y cálculos

4.1.3.1 Pruebas de cianuración en molienda con perborato de sodio.

Cuadro 29

TEST DE CIANURACIÓN CON AGENTES OXIDANTES EN MOLIENDA PRIMARIA
MINERAL COMPOSITO PLANTA (Octubre 05)
CIANURACIÓN EN EL MOLINO CON PERBORATO DE SODIO MONOHIDRATADO

Codigo de prueba	PBS1	PBS2	PBS3	PBS4	PBS5	PBS6	PBS7	PBS8	PBS9	PBS10	PBS11
Fuerza de NaCN inicial (ppm)	667	1167	667	1167	667	1167	667	1167	917	917	917
NaCN adicionado(g/Kg)	0.40	0.70	0.40	0.70	0.40	0.70	0.40	0.70	0.55	0.55	0.55
Cal adicionada (gr/Kg)	0.50	0.50	1.00	1.00	0.50	0.50	1.00	1.00	0.75	0.75	0.75
Perborato de sodio (gr/Kg)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.20	0.20	0.20	0.20	0.10	0.10	0.10
Fuerza de NaCN final (ppm)	375	750	500	925	475	800	550	975	750	725	750
pH final	10.3	10.5	11.2	11.2	10.4	10.5	11.2	11.2	10.9	10.8	10.8
% -200 mallas	84	84	83	83	83	83	83	83	83	82	84
% -400 mallas	55	56	56	56	55	56	56	55	56	55	57
%Extracción	52.18	55.93	50.03	51.52	50.54	57.70	47.97	52.49	54.04	53.88	53.94
Costo US\$/TM*	0.52	0.87	0.57	0.92	0.86	1.21	0.91	1.26	0.89	0.89	0.89

*Costo de cianuro, cal y perborato de sodio

1 Planificación del diseño experimental

Donde: X_j Valores de las variables a escala codificada
 Z_j Valores de las variables a escala natural
Y Recuperación de oro en %

Cuadro 30

N	X_1	X_2	X_3	Z_1	Z_2	Z_3	Y	N	r	n_0
1	-1	-1	-1	0.4	0.5	0	52.18	8	1	3
2	+1	-1	-1	0.7	0.5	0	55.93			
3	-1	+1	-1	0.4	1	0	50.03			
4	+1	+1	-1	0.7	1	0	51.52			
5	-1	-1	+1	0.4	0.5	0.2	50.54			
6	+1	-1	+1	0.7	0.5	0.2	57.70			
7	-1	+1	+1	0.4	1	0.2	47.97			
8	+1	+1	+1	0.7	1	0.2	52.49			
9	0	0	0	0.55	0.75	0.1	54.04			
9	0	0	0	0.55	0.75	0.1	53.88			
9	0	0	0	0.55	0.75	0.1	53.94			

Cuadro 31

2 Matriz de variables independientes y cálculo de efectos e interacciones

N	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	Y
1	1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	52.18
2	1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	55.9279
3	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	50.0331
4	1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	51.5207
5	1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	50.5394
6	1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	57.6965
7	1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	47.9718
8	1	1	1	1	1	1	1	1	52.4872

$$[X] = \begin{bmatrix} 1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \end{bmatrix} \quad [X]^T = \begin{bmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\ 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ -1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 \end{bmatrix} \quad Y = \begin{bmatrix} 52.176 \\ 55.928 \\ 50.033 \\ 51.521 \\ 50.539 \\ 57.696 \\ 47.972 \\ 52.487 \end{bmatrix}$$

$$[X]^T Y = \begin{bmatrix} 418.35 \\ 16.912 \\ -14.327 \\ -0.9628 \\ -4.9061 \\ 6.4331 \\ -1.2268 \\ -0.3774 \end{bmatrix} \quad [X]^T Y / (N/2)r = \begin{bmatrix} 104.59 \\ 4.23 \\ -3.58 \\ -0.24 \\ -1.23 \\ 1.61 \\ -0.31 \\ -0.09 \end{bmatrix} \quad b_j = \begin{bmatrix} 52.29 \\ 2.11 \\ -1.79 \\ -0.12 \\ -0.61 \\ 0.80 \\ -0.15 \\ -0.05 \end{bmatrix}$$

Cuadro 32

Efectos y coeficientes de las variables e interacciones

	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃
[X] ^T Y	418.352	16.9119	-14.327	-0.9628	-4.9061	6.43307	-1.2268	-0.3774
Efectos	[X] ^T Y/(N/2)r	4.23	-3.58	-0.24	-1.23	1.61	-0.31	-0.09
b _j	52.29	2.11	-1.79	-0.12	-0.61	0.80	-0.15	-0.05

3 Analisis de varianza del diseño con réplicas en el punto central del diseño

Cálculo del promedio general sin considerar las réplicas

$$P(Y_j) \quad [X_0]^T Y / N \quad 52.2941$$

Cálculo del promedio de las réplicas

$$P(Y_i^0) \quad 53.95$$

Cálculo de la suma de cuadrados del error

$$SS_E \quad 0.0131$$

Cálculo de la suma de cuadrados de la curvatura

$$SS_{Curv} \quad 6.01568$$

Cálculo de la suma de cuadrados debida a los tratamientos

$$SS_{X_j} \quad ([X]^T Y)^2 / N$$

	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃
([X] ^T Y) ² /N	35.75	25.66	0.12	3.01	5.17	0.19	0.02

Cuadro 33
Análisis de varianza con réplicas en el centro del diseño

Fuente de variación	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Media de cuadrados	F_0
X_1	35.75	1	35.75	5443.12
X_2	25.66	1	25.66	3906.32
X_3	0.12	1	0.12	17.64
X_1X_2	3.01	1	3.01	458.07
X_1X_3	5.17	1	5.17	787.59
X_2X_3	0.19	1	0.19	28.64
$X_1X_2X_3$	0.02	1	0.02	2.71
Curvatura	6.02	1	6.02	915.88
Error	0.01	2	0.01	
Total	75.94	10		

Una variable o interacción es significativa si se cumple la siguiente relación: $F_0 > F_{\alpha, f_1, f_2}$

F_{α, f_1, f_2} F de tablas, α el nivel de confiabilidad o significancia (0.01% o 0.05%)

$a = 0.01$

$f_1 = 1$

$f_2 = 2$

$F = 98.5$

Las variables significativas son:

X_1

X_2

Las interacciones significativas son:

X_1X_2

X_1X_3

4 Modelo matemático a escala codificada

$$Y = 52.29 + 2.11X_1 - 1.19X_2 - 0.61X_1X_2 + 0.8X_1X_3$$

5 Modelo matemático a escala natural

$$Y = 54.37 + 12.82Z_1 - 4.71Z_2 - 16.35Z_1Z_2 + 53.61Z_1Z_3$$

$$[X] = \begin{bmatrix} 1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \end{bmatrix} \quad [X]^T = \begin{bmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & 1 \\ 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\ 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ -1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 \end{bmatrix} \quad Y = \begin{bmatrix} 56.771 \\ 59.692 \\ 52.278 \\ 57.079 \\ 63.125 \\ 64.645 \\ 53.723 \\ 57.24 \end{bmatrix}$$

$$[X]^T Y = \begin{bmatrix} 464.55 \\ 12.76 \\ -23.913 \\ 12.913 \\ 3.8773 \\ -2.6846 \\ -9.7024 \\ 0.117 \end{bmatrix} \quad [X]^T Y / (N/2)r = \begin{bmatrix} 116.14 \\ 3.19 \\ -5.98 \\ 3.23 \\ 0.97 \\ -0.67 \\ -2.43 \\ 0.03 \end{bmatrix} \quad b_j = \begin{bmatrix} 58.07 \\ 1.60 \\ -2.99 \\ 1.61 \\ 0.48 \\ -0.34 \\ -1.21 \\ 0.01 \end{bmatrix}$$

Cuadro 37

Efectos y coeficientes de las variables e interacciones

	X_0	X_1	X_2	X_3	X_1X_2	X_1X_3	X_2X_3	$X_1X_2X_3$
$[X]^T Y$	464.552	12.7604	-23.913	12.9134	3.87733	-2.6846	-9.7024	0.11702
Efectos	$[X]^T Y / (N/2)r$	3.19	-5.98	3.23	0.97	-0.67	-2.43	0.03
b_j	58.07	1.60	-2.99	1.61	0.48	-0.34	-1.21	0.01

4 Analisis de varianza del diseño con réplicas en el punto central del diseño

Cálculo del promedio general sin considerar las réplicas

$$P(Y_j) \quad [X_0]^T Y / N \quad 58.069$$

Cálculo del promedio de las réplicas

$$P(Y_i^0) \quad 60.83$$

Cálculo del la suma de cuadrados del error

$$SS_E \quad 0.0323$$

Cálculo del la suma de cuadrados de la curvatura

$$SS_{Curv} \quad 16.6233$$

Cálculo del la suma de cuadrados debida a los tratamientos

$$SS_{X_j} \quad ([X]^T Y)^2 / N$$

	X_1	X_2	X_3	X_1X_2	X_1X_3	X_2X_3	$X_1X_2X_3$
$([X]^T Y)^2 / N$	20.35	71.48	20.84	1.88	0.90	11.77	0.00

Cuadro 38

Fuente de variación	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Media de cuadrados	F_0
X_1	20.35	1	20.35	1262.15
X_2	71.48	1	71.48	4432.54
X_3	20.84	1	20.84	1292.59
X_1X_2	1.88	1	1.88	116.53
X_1X_3	0.90	1	0.90	55.87
X_2X_3	11.77	1	11.77	729.69
$X_1X_2X_3$	0.00	1	0.00	0.11
Curvatura	16.62	1	16.62	1030.84
Error	0.03	2	0.02	
Total	143.88	10		

Una variable o interacción es significativa si se cumple la siguiente relación: $F_0 > F_{\alpha, f_1, f_2}$

F_{α, f_1, f_2} F de tablas, α el nivel de confiabilidad o significancia (0.01% o 0.05%)

$$a = 0.01$$

$$f_1 = 1$$

$$f_2 = 2$$

F	=	98.5
---	---	------

Las variables significativas son:

X_1

X_2

X_3

Las interacciones significativas son:

X_1X_2

X_2X_3

4 Modelo matemático a escala codificada

$$Y = 58.07 + 1.6X_1 - 2.99X_2 + 1.61X_3 + 0.48X_1X_2 - 1.21X_2X_3$$

5 Modelo matemático a escala natural

$$Y = 55.345 + 9.639Z_1 - 9.044Z_2 + 1.413Z_3 + 12.924Z_1Z_2 - 0.202Z_2Z_3$$

4.1.4 Observaciones y conclusiones

- Cianuración en molienda sin agentes oxidantes.

La máxima extracción obtenida es de 55.9% en condiciones de una alta concentración de cianuro (750ppm) y bajo pH (10.5) equivalente a 0.7Kg/TM de NaCN y 0.5Kg/TM de CaO respectivamente.

- Cianuración en molienda con perborato de sodio monohidratado (PBS)

La máxima extracción obtenida es de 57.7% en condiciones de una alta concentración de cianuro (800ppm), bajo pH (10.45) y máxima dosificación de

PBS, equivalente a 0.7Kg/TM de NaCN, 0.5Kg/TM de CaO y 0.2Kg/TM de PBS.

De acuerdo a los resultados las variables significativas son la concentración de cianuro (efecto positivo) y el pH (efecto negativo), el PBS no resulta ser significativo, por si solo causa un efecto negativo y va a tener un efecto positivo con un incremento de la concentración de cianuro.

- Cianuración en molienda con Peróxido de Hidrógeno (H₂O₂)

Las máximas extracciones obtenidas son de 63.13% a 64.65% en condiciones que no dependen de la concentración de cianuro (350 a 700ppm), bajo pH (10.3 a 10.4) y máxima dosificación de H₂O₂, equivalente a 0.4 a 0.7Kg/TM de NaCN, 0.5Kg/TM de CaO y 1.5Kg/TM de H₂O₂

Las variables significativas son la concentración de cianuro (efecto +), el pH (efecto muy -) y el H₂O₂ (efecto +), existiendo interacción también significativa entre el pH y el H₂O₂.

- Conclusiones finales

Extracción máxima sin uso de agentes oxidantes de 55.9%, a un costo de 0.87US \$/TM.

El uso de PBS no influye significativamente en la cinética de disolución del oro, extracción máxima de 57.7% a un costo de 1.21US \$/TM.

El uso de H₂O₂ influye significativamente en la cinética de disolución del oro, alcanzando extracciones de 64.7% a 1.62US \$/TM, 63.1% a 1.27US \$/TM y de 60.9% a 1.22US \$/TM.

En vista que se logra incrementar la extracción del oro en molienda con el uso de peróxido de hidrogeno, se plantea realizar las pruebas a nivel industrial.

4.2 PRUEBAS A NIVEL INDUSTRIAL: USO DE PEROXIDO DE HIDROGENO EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA PRIMARIA

4.2.1 Objetivo

Evaluar a nivel industrial el incremento de la extracción de oro en el circuito de molienda mediante el uso de peróxido de hidrógeno como agente oxidante, como una alternativa para incrementar la extracción total del oro.

4.2.2 Condiciones generales de las pruebas.

- Puntos de muestreo y controles durante la evaluación.

Con la finalidad de conocer en forma concreta los beneficios del uso del peróxido de hidrógeno en el incremento de la extracción del oro en el circuito de molienda, se considera los siguientes puntos de muestreo y control:

Cuadro 39

Puntos de muestreo para el control y seguimiento

Punto	Descripción	Tipo de control				
		Muestra sólidos	Análisis por Au y Ag	Mallas	pH	[CN]
1	Cabeza M8x10	x	x			
2	O/F del ciclón M8x10	x	x	x		
3	O/F Mozley	x	x	x		
4	O/F M6x6	x	x	x		
5	Relave Espirales	x	x	x		
6	O/F Molino 5x10	x	x	x		
7	Descarga del molino 8x10				x	x
8	Descarga del molino 6x6				x	x

- Dosificación de reactivos.

La dosificación de solución de cianuro de sodio al 20%, se mantiene en 1.1l/min. En la alimentación al M8x10 y de 0.1l/min. En la alimentación al M6x6, para mantener la fuerza de CNL alrededor de 550ppm en la descarga del M8x10 y 390ppm en la descarga del M6x6; la dosificación de lechada de cal al 3.6% se realiza en la alimentación al M8x10; El peróxido de hidrogeno se alimenta a la

línea de dosificación de lechada de cal que ingresa al M8x10 a razón de 0.5Kg/TM, equivalente a 0.19l/min.

Cuadro 40

Tratamiento TMS/h : 25	Kg/TM	Litros/minuto	[CN] (ppm)	pH
Cianuro de sodio al 20%	0.576	1.2	550	10.8
Circuito M8x10		1.1		
Circuito M6x6		0.1		
Peróxido de hidrógeno al 50%	0.5	0.19	390	10.9
Circuito M8x10	1.25	14.47		
Lechada de cal al 3.6%				
Circuito M8x10				

- Procedimiento.

Los muestreos para la evaluación se realizan durante 8 horas durante el segundo turno.

Se realiza el muestreo durante 4 días, sin dosificación de peróxido de hidrogeno.

Se realiza el muestreo durante 3 días seguidos, con dosificación de peróxido de hidrogeno el cual se mantiene las 24horas del día.

4.2.3 Resultados.

Los resultados de las pruebas realizadas en noviembre del 2005, se muestran en el cuadro siguiente.

Cuadro 41
PRUEBAS A NIVEL INDUSTRIAL DE CIANURACIÓN EN MOLIENDA CON EL USO DE H₂O₂
PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN

Fecha	TMS/h H ₂ O ₂ (Kg/TM)	25		25		14.75		7.5		2.75		Extracciones de Au (%)	
		Cabeza M8x10		O/F M8x10		O/F Mozley		O/F M6x6		Relave Espirales		M8x10	Molienda
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag		
18-11-05	0	16.33	34.33	4.10	22.12	1.13	20.87	4.93	34.65	1.07	18.87	74.89	86.15
19-11-05	0	16.49	28.24	3.92	20.89	1.60	18.84	4.45	31.90	1.03	18.50	76.26	85.49
20-11-05	0	12.80	22.25	4.10	22.23	1.17	18.10	3.95	31.58	1.34	16.30	67.97	84.23
26-11-05	0	11.78	27.95	4.00	24.55	1.70	22.00	4.30	46.70	0.90	14.33	66.04	79.69
28-11-05	0.5	12.55	22.00	2.80	16.40	0.87	18.53	2.70	28.60	0.60	18.73	77.69	88.93
29-11-05	0.5	12.50	22.50	3.23	22.60	0.80	20.53	2.53	27.54	1.00	20.87	74.16	89.27
30-11-05	0.5	8.75	29.00	2.87	20.86	1.07	21.80	3.70	40.00	0.93	20.14	67.20	78.93

* Se dosifica peróxido de hidrógeno a la línea de dosificación de lechada de cal del M8x10

Cuadro 42
RESUMEN
PRUEBAS A NIVEL INDUSTRIAL DE CIANURACIÓN EN MOLIENDA CON EL USO DE H₂O₂
PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN

Descripción:	(Evaluación total) Extracción Au (%)		(Ley cabeza <11.78 a 13>) Extracción Au (%)	
	M8x10	Molienda	M8x10	Molienda
Extracción Sin H ₂ O ₂	71.29	83.89	67.01	81.96
Extracción Con H ₂ O ₂ (0.5 kg/TM)	73.02	85.71	75.92	89.10
Diferencia (%)	1.73	1.82	8.92	7.14

4.2.4 Beneficio económico.

Para el cálculo del beneficio económico que se obtendría con la dosificación de peróxido de hidrógeno al circuito de molienda, se consideran aquellos resultados que tienen una ley de cabeza cercanos, en este caso los que corresponden a los días 20, 26 28 y 30 de noviembre; en los cuales se obtiene un incremento de 7.14% en la extracción del oro en molienda, el beneficio estimado resulta en US\$ 10,809

Cuadro 43
Cálculo del beneficio esperado con el uso de H₂O₂ en molienda

Descripción	Valor
Incremento de la extracción	7.14
Cabeza Calculada (g/TM):	12.41
Eficiencia de Lavado (%):	95%
Au recuperado* (g/TM):	0.044
Precio del oro (\$/Oz)	600
Beneficio adicional (\$/TM)	0.855
Consumo de H ₂ O ₂ (kg/TM)	0.5
Costo H ₂ O ₂ (\$/kg)	0.414
Beneficio neto adicional (\$/TM)	0.648
Tratamiento mensual TM	16691
Beneficio mensual US\$	10809

4.3 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

- La dosificación de peróxido de hidrógeno al circuito de molienda primaria en una dosis de 0.5kg/TM incrementa los niveles de extracción de oro en molienda primaria de 67% a 76% y en la extracción total de molienda de 82% a 89%, para una ley de cabeza promedio de 12.4g/TM.

- Los niveles de cianuro libre y pH en la descarga del M8x10 y M6x6 se mantuvieron sin variación durante el corrido de las pruebas, por lo que la dosificación empleada de peróxido de hidrógeno no tuvo efecto sobre la posible neutralización del cianuro.
- Los beneficios económicos que se pueden obtener al implementar la dosificación de peróxido de hidrógeno en el circuito de molienda son del orden de los US\$ 10,809 mensuales.
- De acuerdo a pruebas similares realizadas en la planta de Santa Maria, el beneficio económico es directamente proporcional a la ley de cabeza, la cual también debe ir de la mano con el incremento de la dosificación de peróxido. (Anexo 8: Pruebas en Planta Santa Maria)
- Los estudios del posible incremento del consumo de medios moledores, deben realizarse a nivel de laboratorio e industrial, pero en el caso de CMPSA si se llega a implementar la dosificación del peróxido se evaluara considerando el consumo de medios moledores en forma mensual.
- Se esta planificando desarrollar pruebas a nivel de laboratorio con otros reactivos como el litargirio y acetato de plomo.
- Se deben realizar pruebas a nivel de laboratorio usando otro tipo de diseño experimental que nos permita optimizar, como el diseño hexagonal.
- De acuerdo a los resultados obtenidos a escala industrial, se ha presentada la solicitud de gastos de inversión para el desarrollo de este proyecto en el programa de Gestión por Políticas del 2007. (Cuadro 44)

Cuadro 44
FORMATO DE SOLICITUD DE AUTORIZACION DE GASTOS DE INVERSION

UNIDAD Vijus	AREA Planta		Nº DE AGI
Nº DE PROYECTO	TIPO Innovación		FECHA 03-10-06
DESCRIPCION DEL PROYECTO "Incrementar la extracción de sólidos en molienda, con el uso de H ₂ O ₂ " Las estrategias planteadas para este proyectos son: . Pruebas anivel industrial con uso de H ₂ O ₂ , para incrementar la extracción . Implementación del sistema de dosificación de peroxido de hidrógeno el cual incluye mezclador estático, y bombas de dosificación de lechada de cal y peróxido de hidrógeno . Diseño y construcción del almacenamiento de H ₂ O ₂ , en contenedores de 1TN			MONTO PRESUPUESTADO \$15,048
RESUMEN DE RQ Y OT Equipos y materiales \$10,463 Diseño \$400 Construcción y montaje \$3,139 Imprevistos \$1,046 TOTAL \$15,048			MONTO APROBADO
			RESP. EJECUCION Equipo TPM Molienda
			SUPERVISOR OBRA Victor Marreros P Juan Diaz F / Abdon Ramos V
			COORDINADOR LIMA Martin Molina
			FECHA DE INICIO 10-01-07
JUSTIFICACION DEL PROYECTO Mediante pruebas realizadas a nivel de laboratorio y a escala industrial se ha conseguido incrementar la extacción de oro en las actividades de molienda y remolienda en mas del 5%, este incremento influye directamente en la recuperación total del oro, pues el incremento de ley de la solución por disolución del oro solido en las actividades de lixiviación por agitación y CCD va a ser mínima y por consiguiente la pérdida de oro en solución relave se reduce. Con ejecución de este preyecto, se logrará: . Incrementar la extracción de oro en molienda en 4% . Incrementar la extracción total de oro en 0.2% . Reducir el consumo de energia en agitación, por dejar de operar un agitador . Reducir el consumo de cianuro de sodio			TIEMPO DE EJECUCION 6 meses
			RENTABILIDAD (12 meses) \$108,693
			T.I.R. (12 meses) 659%
SITUACION ACTUAL			
ORIGINADO POR Victor Marreros P.			FECHA 06-10-06
REVISADO POR	FECHA	RVSADO Y APBDO POR	FECHA
APROBADO POR	FECHA	APROBADO POR	FECHA

CAPITULO V

ANEXOS

Anexo 1



COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.

Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas
Planta de Cianuración

EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PLANTA MARAÑÓN

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Balance Circuito de Molienda Primaria (M 8'x10' / Ciclón FP D15")
--

	Alimento Fresco	Alimento Molino	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	24.9	106.0	106.0	106.0	81.0	24.9
Solución (m ³ /h)	0.9	38.5	38.5	71.1	25.8	45.3
Pulpa (TMPH)	25.8	144.5	144.5	177.1	106.8	70.3
Pulpa (m ³ /h)		74.6	74.6	107.1	53.0	54.1
Densidad Pulpa (TM/m ³)	3.348%	1.938	1.938	1.653	2.015	1.298
Gravedad esp. (gr/cc)	2.833	2.941	2.941	2.941	2.976	2.833
% Sólidos (en peso)	96.7	73.3	73.3	59.8	75.9	35.5
Ley de oro (gr/TM)	13.1					4.3
Extracción de oro (%)						66.8

Distribución de partículas

i	Malla	Abertura (um)	% Acumulado pasante					
1	3/8"	9500	93.17	98.39	100.00	100.00	100.00	100.00
2	5/16"	8000	83.56	96.13	100.00	100.00	100.00	100.00
3	1/4"	6300	69.87	92.42	99.51	99.51	99.36	100.00
4	m4	4750	57.76	89.54	99.48	99.48	99.32	100.00
5	m6	3350	47.46	86.11	98.47	98.47	98.00	100.00
6	m8	2360	38.41	82.83	97.32	97.32	96.50	100.00
7	m12	1700	36.05	81.88	96.92	96.92	95.98	100.00
8	m16	1180	28.30	76.72	93.59	93.59	91.62	99.98
9	m20	850	24.52	72.07	89.79	89.79	86.70	99.86
10	m30	600	21.07	64.94	83.28	83.28	78.44	99.02
11	m40	425	17.84	53.90	72.05	72.05	65.00	94.98
12	m50	300	15.46	42.48	59.46	59.46	50.80	87.62
13	m70	212	13.21	30.60	45.54	45.54	35.96	76.68
14	m100	150	11.25	20.51	33.08	33.08	23.36	64.66
15	m140	106	9.67	14.41	25.13	25.13	15.86	55.26
16	m200	75	8.16	9.60	18.21	18.21	10.04	44.76
17	m270	53	6.91	6.80	13.52	13.52	6.76	35.48
18	m325	45	6.69	6.15	12.40	12.40	5.98	33.24
19	m400	38	6.53	5.70	11.69	11.69	5.44	31.98
	D80, microns		7548	1493	545	545	643	237

Energía específica consumida:	10.64	KWH/ton
Work index operacional sistema:	19.90	KWH/ton
Work index operacional molino:	14.78	KWH/ton

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Clasificación Ciclón FP D 16" (M 8'x10')

Número de ciclones:	1	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	Fondo Plano	Flujo de alimentación (m ³ /hr)	107.1
Diámetro (plg)	16.00	Presión (psi)	No tomado
Altura (plg)		D50 (um)	100.6
Vortex (mm)		By-Pass de agua (%)	36.2
Apex (mm)		Carga circulante (%)	324.9

i	Distribución partícula (% Passing)						Eficiencia clasificación	
	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Real	Corregido
1	3/8"	9500	8718	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
2	5/16"	8000	7099	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
3	1/4"	6300	5470	99.51	99.36	100.00	100.00	100.00
4	m4	4750	3989	99.48	99.32	100.00	100.00	100.00
5	m6	3350	2812	98.47	98.00	100.00	100.00	100.00
6	m8	2360	2003	97.32	96.50	100.00	100.00	100.00
7	m12	1700	1416	96.92	95.98	100.00	100.00	100.00
8	m16	1180	1001	93.59	91.62	99.98	99.86	99.24
9	m20	850	714	89.79	86.70	99.86	99.26	97.68
10	m30	600	505	83.28	78.44	99.02	96.97	94.25
11	m40	425	357	72.05	65.00	94.98	91.53	88.61
12	m50	300	252	59.46	50.80	87.62	86.24	80.76
13	m70	212	178	45.54	35.96	76.68	81.51	71.39
14	m100	150	126	33.08	23.36	64.66	77.30	61.37
15	m140	106	89	25.13	15.86	55.26	72.16	51.44
16	m200	75	63	18.21	10.04	44.76	64.30	42.25
17	m270	53	49	13.52	6.76	35.48	53.46	34.09
18	m325	45	41	12.40	5.98	33.24	53.08	30.66
19	m400	38	19	11.69	5.44	31.98	58.21	27.40
	Mineral (TMSH)			106.0	81.0	24.9		
	Solución (m ³ /h)			71.1	25.8	45.3		
	Pulpa (TMPH)			177.1	106.8	70.3		
	Pulpa (m ³ /h)			107.1	53.0	54.1		
	Densidad Pulpa (TM/m ³)			1.653	2.015	1.298		
	% Sólidos (en peso)			59.8	75.9	35.5		

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Performance del Molino de bolas 8'x10'

Diámetro (pies)	8.0	Potencia molino (KW)	265.36
Longitud (pies)	10.0	Sp. Energy, KWH/ton	2.50
Velocidad crítica (%)	77.0	Reduction Ratio	2.74
Densidad aparente (TM/m3)		Reduction Ratio (circuito)	31.88
Nivel de carga (%)			

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución partículas		Eficiencia Molienda
				Alimento Molino	Descarga Molino	
1	3/8"	9500	8718	98.39	100.00	100.00
2	5/16"	8000	7099	96.13	100.00	100.00
3	1/4"	6300	5470	92.42	99.51	93.59
4	m4	4750	3989	89.54	99.48	95.06
5	m6	3350	2812	86.11	98.47	88.99
6	m8	2360	2003	82.83	97.32	84.41
7	m12	1700	1416	81.88	96.92	83.03
8	m16	1180	1001	76.72	93.59	72.45
9	m20	850	714	72.07	89.79	63.47
10	m30	600	505	64.94	83.28	52.32
11	m40	425	357	53.90	72.05	39.38
12	m50	300	252	42.48	59.46	29.52
13	m70	212	178	30.60	45.54	21.52
14	m100	150	126	20.51	33.08	15.81
15	m140	106	89	14.41	25.13	12.53
16	m200	75	63	9.60	18.21	9.53
17	m270	53	49	6.80	13.52	7.21
18	m325	45	41	6.15	12.40	6.66
19	m400	38	19	5.70	11.69	6.35
D80, microns				1493	545	

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Balance Circuito de Clasificación Mozley (Mozley D10")

	Overflow Ciclón M8x10	Overflow Ciclón M5x10	Alimento Compuesto al Mozley	Underflow Mozley	Overflow Mozley
Mineral (TMSH)	24.9	17.5	42.5	27.8	14.7
Solución (m ³ /h)	45.3	44.5	93.2	8.2	85.0
Pulpa (TMPH)	70.3	62.1	135.7	36.0	99.7
Pulpa (m ³ /h)	54.1	51.3	108.8	18.3	90.5
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.298	1.210	1.247	1.964	1.102
Gravedad esp. (gr/cc)	2.833	2.590	2.727	2.746	2.692
% Sólidos (en peso)	35.5	28.3	31.3	77.2	14.7

Clasificación Ciclón Mozley (D10")

Número de ciclones:	2	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	FP D-15	Flujo de alimentación (m ³ /hr)	108.8
Diámetro (plg)	3.94	Presión (psi)	24.7
Altura (plg)		D50 (um)	63.4
Vortex (mm)	85.00	By-Pass de agua (%)	8.8
Apex (mm)	42.00		

Distribución partícula (% Passing)

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Mozley	Underflow Mozley	Overflow Mozley	Eficiencia clasificación	
							Real	Corregido
1	30	600	505	99.42	99.12	100.00	100.00	100.00
2	40	425	357	97.03	95.49	99.95	99.28	100.00
3	50	300	252	92.67	88.87	99.85	99.21	99.87
4	70	212	178	85.88	78.54	99.75	99.49	98.18
5	100	150	126	75.39	62.55	99.65	99.67	91.14
6	140	106	89	61.29	41.53	98.65	97.55	76.86
7	200	75	63	43.82	17.98	92.64	88.11	58.75
8	270	53	49	31.60	9.79	72.81	43.82	41.42
9	325	45	41	28.21	8.03	66.35	34.04	34.40
10	400	38	31	26.20	7.31	61.90	23.45	28.09
11	500	25	19	24.11	6.72	56.96	18.33	16.43

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Balance Circuito de Concentración (Espirales LG4 y LG7)

	Alimento Espirales	Concentrado Espirales	Medio Espirales	Relave Espirales
Mineral (TMSH)	27.8	7.5	17.5	2.8
Solución (m ³ /h)	39.8	3.5	31.7	4.7
Pulpa (TMPH)	67.6	10.9	49.2	7.4
Pulpa (m ³ /h)	49.9	5.9	38.5	5.7
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.354	1.842	1.280	1.290
Gravedad esp. (gr/cc)	2.746	3.020	2.590	2.526
% Sólidos (en peso)	41.1	68.3	35.6	37.2
Ley Oro sólido (ppm)	3.92	9.87	1.80	1.34
Concentración sólido Au (%)		67.66	28.97	3.37

Distribución partícula (% Passing)

	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Espirales	Concentrado Espirales	Medio Espirales	Relave Espirales
i							
1	30	600	505	99.12	98.51	99.31	99.55
2	40	425	357	95.49	94.16	95.83	96.94
3	50	300	252	88.87	89.72	88.45	89.27
4	70	212	178	78.54	84.69	76.29	76.18
5	100	150	126	62.55	75.46	57.99	56.58
6	140	106	89	41.53	51.25	38.27	35.88
7	200	75	63	17.98	16.54	18.62	17.86
8	270	53	49	9.79	11.97	8.95	9.28
9	325	45	41	8.03	10.24	7.15	7.64
10	400	38	31	7.31	11.56	5.63	6.50
11	500	25	19	6.72	14.20	3.75	5.40
		D80, microns		223	179	237	236

BALANCE DE ORO EN ESPIRALES				
Item	Producto	TMS/h	Au (ppm)	Distrib (%)
Pesos (TMH)	Concentrado	7.48	9.87	67.66
	Medio	17.55	1.80	28.97
	Relave	2.75	1.34	3.37
	Alimento calc.	27.78	3.92	100.00

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Balance Circuito de Remolienda Concentrados (M 6'x6' / Ciclón D10")

	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	7.5	45.0	52.5	45.0	7.5
Solución (m ³ /h)	3.5	18.6	77.6	12.5	65.1
Pulpa (TMPH)	10.9	63.6	130.1	57.5	72.6
Pulpa (m ³ /h)	5.9	32.7	94.1	26.6	67.6
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.842	1.946	1.382	2.165	1.074
Gravedad esp. (gr/cc)	3.020	3.200	3.173	3.200	3.020
% Solidos (en peso)	68.340	70.709	40.343	78.270	10.301

Distribución de partículas

i	Malla	Abertura (um)	% Acumulado pasante				
1	30	600	99.01	98.43	98.51	98.26	100.00
2	40	425	95.23	96.37	96.21	95.58	100.00
3	50	300	88.41	94.01	93.21	92.10	99.90
4	70	212	80.68	89.27	88.04	86.11	99.70
5	100	150	65.10	78.32	76.43	72.74	98.70
6	140	106	48.88	57.64	56.39	50.26	93.29
7	200	75	27.67	35.79	34.63	29.23	67.14
8	270	53	15.00	17.69	17.31	12.37	47.03
9	325	45	11.91	12.18	12.14	7.80	38.30
10	400	38	7.46	9.55	9.25	5.24	33.37
11	500	25	3.95	6.11	5.81	2.19	27.54
D80, microns			209	159	168	182	90

Energía esp. consumida sistema:	9.35	KWH/ton
Work index operacional sistema:	25.86	KWH/ton
Work index operacional molino:	29.14	KWH/ton

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Clasificación Ciclón D 10" (M 6'x6')

Número de ciclones:	1	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	Cónico	Flujo de alimentación (m ³ /hr)	94.1
Diámetro (plg)	10.00	Presión (psi)	21.3
Altura (plg)		D50 (um)	19.9
Vortex (mm)		By-Pass de agua (%)	16.1
Apex (mm)		Carga circulante (%)	602%

	Distribución partícula (% Passing)						Eficiencia	
	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Real	Corregido
i								
1	30	600	505	98.51	98.26	100.00	100.00	100.00
2	40	425	357	96.21	95.58	100.00	100.00	100.00
3	50	300	252	93.21	92.10	99.90	99.52	99.95
4	70	212	178	88.04	86.11	99.70	99.45	99.63
5	100	150	126	76.43	72.74	98.70	98.77	98.38
6	140	106	89	56.39	50.26	93.29	96.15	95.20
7	200	75	63	34.63	29.23	67.14	82.88	89.33
8	270	53	49	17.31	12.37	47.03	83.46	80.73
9	325	45	41	12.14	7.80	38.30	75.93	75.96
10	400	38	31	9.25	5.24	33.37	75.72	70.70
11	500	25	19	5.81	2.19	27.54	75.87	57.19
Mineral (TMSH)				52.5	45.0	7.5		
Solución (m ³ /h)				77.6	12.5	65.1		
Pulpa (TMPH)				130.1	57.5	72.6		
Pulpa (m ³ /h)				94.1	26.6	67.6		
Densidad Pulpa (TM/m ³)				1.382	2.165	1.074		
% Sólidos (en peso)				40.3	78.3	10.3		

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Performance del Molino de bolas 6'x6'

Diámetro (pies)	6.0	Potencia molino (KW)	69.91
Longitud (pies)	6.0	Sp. Energy, KWH/ton	1.55
Velocidad crítica (%)	65.1	Reduction Ratio	1.15
Densidad aparente (TM/m3)		Reduction Ratio (circuito)	2.32
Nivel de carga (%)			

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución		Eficiencia Molienda
				Alimento Molino	Descarga Molino	
1	30	600	505	98.26	98.43	9.45
2	40	425	357	95.58	96.37	17.92
3	50	300	252	92.10	94.01	24.19
4	70	212	178	86.11	89.27	22.75
5	100	150	126	72.74	78.32	20.48
6	140	106	89	50.26	57.64	14.84
7	200	75	63	29.23	35.79	9.27
8	270	53	49	12.37	17.69	6.07
9	325	45	41	7.80	12.18	4.76
10	400	38	31	5.24	9.55	4.54
11	500	25	19	2.19	6.11	4.01
D80, microns				182	159	

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Balance Circuito de Remolienda Medios (M 5'x10' / Ciclón D10")

	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	17.5	43.4	61.0	43.4	17.5
Solución (m ³ /h)	31.7	16.9	56.2	11.7	44.5
Pulpa (TMPH)	49.2	60.3	117.2	55.1	62.1
Pulpa (m ³ /h)	38.5	33.1	79.2	27.9	51.3
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.280	1.820	1.479	1.973	1.210
Gravedad esp. (gr/cc)	2.590	2.672	2.648	2.672	2.590
% Sólidos (en peso)	35.633	72.002	52.034	78.811	28.271

Distribución de partículas

i	Malla	Abertura (um)	% Acumulado pasante				
1	30	600	99.31	99.85	99.70	99.57	100.00
2	40	425	95.83	99.20	98.23	97.53	99.95
3	50	300	88.45	96.55	94.22	91.94	99.85
4	70	212	76.29	87.45	84.24	78.29	98.95
5	100	150	57.99	65.91	63.63	52.71	90.64
6	140	106	38.27	43.59	42.06	30.82	69.86
7	200	75	18.62	23.67	22.21	14.02	42.48
8	270	53	8.95	14.74	13.07	7.81	26.09
9	325	45	7.15	11.22	10.05	5.60	21.07
10	400	38	5.63	9.68	8.51	4.69	17.99
11	500	25	3.75	7.53	6.44	3.72	13.18
D80, microns			237	190	199	222	127

Energía específica consumida:	4.94	KWH/ton
Work index operacional sistema:	20.75	KWH/ton
Work index operacional molino:	36.77	KWH/ton

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Clasificación Ciclón D 10" (M 5'x10')

Número de ciclones:	1	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	Cónico	Flujo de alimentación (m ³ /hr)	79.2
Diámetro (plg)	10.00	Presión (psi)	No tomado
Altura (plg)		D50 (um)	71.0
Vortex (mm)		By-Pass de agua (%)	20.8
Apex (mm)		Carga circulante (%)	247%

	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución partícula (% Passing)			Eficiencia		
				Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Real	Corregido	
i									
1	30	600	505	99.70	99.57	100.00	100.00	99.99	
2	40	425	357	98.23	97.53	99.95	99.02	99.79	
3	50	300	252	94.22	91.94	99.85	99.28	98.24	
4	70	212	178	84.24	78.29	98.95	97.40	92.87	
5	100	150	126	63.63	52.71	90.64	88.39	82.28	
6	140	106	89	42.06	30.82	69.86	72.27	67.77	
7	200	75	63	22.21	14.02	42.48	60.28	52.37	
8	270	53	49	13.07	7.81	26.09	48.39	38.45	
9	325	45	41	10.05	5.60	21.07	52.16	32.79	
10	400	38	31	8.51	4.69	17.99	42.28	27.61	
11	500	25	19	6.44	3.72	13.18	33.27	17.61	
				Mineral (TMSH)	61.0	43.4	17.5		
				Solución (m ³ /h)	56.2	11.7	44.5		
				Pulpa (TMPH)	117.2	55.1	62.1		
				Pulpa (m ³ /h)	79.2	27.9	51.3		
				Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.479	1.973	1.210		
				% Sólidos (en peso)	52.0	78.8	28.3		

Anexo 1

FECHA DE MUESTREO

24-Ene-04

Performance del Molino de bolas 5'x10'

Diámetro (pies)	5.0	Potencia molino (KW)	86.60
Longitud (pies)	10.0	Sp. Energy, KWH/ton	1.99
Velocidad crítica (%)	71.5	Reduction Ratio	1.17
Densidad aparente (TM/m3)		Reduction Ratio (circuito)	1.87
Nivel de carga (%)	0.0%		

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución		Eficiencia Molienda
				Alimento Molino	Descarga Molino	
1	30	600	505	99.57	99.85	64.90
2	40	425	357	97.53	99.20	67.55
3	50	300	252	91.94	96.55	57.19
4	70	212	178	78.29	87.45	42.20
5	100	150	126	52.71	65.91	27.90
6	140	106	89	30.82	43.59	18.46
7	200	75	63	14.02	23.67	11.22
8	270	53	49	7.81	14.74	7.52
9	325	45	41	5.60	11.22	5.96
10	400	38	31	4.69	9.68	5.24
11	500	25	19	3.72	7.53	3.96
D80, microns				222	190	

BALANCE DE PRODUCTOS AL RELAVE GENERAL

	TMSH	Ley Au (ppm)	% -200m	%-400m
Cabeza de faja	24.9	13.1		
Overflow Mozley	14.7	2.0	92.64	61.90
Overflow Ciclón M 6'x6'	7.5	2.73	67.14	33.37
Relave Espirales	2.8	1.34	17.86	6.50
Producto molienda	24.9	2.15	76.73	47.22

Anexo 2



COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.

Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas
Planta de Cianuración

EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PLANTA MARAÑÓN

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Balance Circuito de Molienda Primaria (M 8'x10' / Ciclón FP D15")
--

	Alimento Fresco	Alimento Molino	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	25.5	134.2	134.2	134.2	108.7	25.5
Solución (m ³ /h)	0.9	49.9	49.9	81.8	31.9	49.9
Pulpa (TMPH)	26.3	184.0	184.0	216.0	140.6	75.4
Pulpa (m ³ /h)		96.5	96.5	128.4	69.4	59.0
Densidad Pulpa (TM/m ³)	3.238%	1.908	1.908	1.682	2.025	1.278
Gravedad esp. (gr/cc)	2.797	2.878	2.878	2.878	2.898	2.797
% Sólidos (en peso)	96.8	72.9	72.9	62.1	77.3	33.8
Ley de oro (gr/TM)	11.3	30.5	30.0	30.0	35.0	3.9
Extracción de oro (%)			1.5			65.2

Distribución de partículas

i	Malla	Abertura (um)	% Acumulado pasante					
1	3/8"	9500	92.77	98.63	100.00	100.00	100.00	100.00
2	5/16"	8000	81.52	96.49	100.00	100.00	100.00	100.00
3	1/4"	6300	66.41	92.94	99.32	99.32	99.16	100.00
4	m4	4750	53.95	89.87	98.61	98.61	98.29	100.00
5	m6	3350	43.26	86.59	97.37	97.37	96.75	100.00
6	m8	2360	35.29	83.00	95.29	95.29	94.18	100.00
7	m12	1700	29.62	79.29	92.66	92.66	90.93	100.00
8	m16	1180	24.88	74.58	88.84	88.84	86.23	99.94
9	m20	850	21.44	68.79	83.63	83.63	79.89	99.58
10	m30	600	18.60	60.30	75.38	75.38	70.08	98.02
11	m40	425	16.19	48.01	62.70	62.70	55.47	93.52
12	m50	300	14.30	36.53	50.11	50.11	41.74	85.84
13	m70	212	12.65	25.68	37.60	37.60	28.73	75.40
14	m100	150	11.25	17.09	27.22	27.22	18.46	64.60
15	m140	106	10.08	11.73	20.34	20.34	12.11	55.40
16	m200	75	9.05	7.92	14.99	14.99	7.66	46.24
17	m270	53	8.13	6.41	12.51	12.51	6.01	40.22
18	m325	45	7.76	5.59	11.23	11.23	5.08	37.46
19	m400	38	7.63	5.13	10.40	10.40	4.54	35.38
	D80, microns		7827	1813	732	732	855	248

Energía específica consumida:	10.04	KWH/ton
Work index operacional sistema:	19.26	KWH/ton
Work index operacional molino:	14.17	KWH/ton

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Clasificación Ciclón FP D 16" (M 8'x10')

Número de ciclones:	1	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	Fondo Plano	Flujo de alimentación (m ³ /hr)	128.4
Diámetro (plg)	16.00	Presión (psi)	No tomado
Altura (plg)		D50 (um)	102.7
Vortex (mm)		By-Pass de agua (%)	39.0
Apex (mm)		Carga circulante (%)	426.5

i	Distribución partícula (% Passing)						Eficiencia clasificación		
	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Real	Corregido	
1	3/8"	9500	8718	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
2	5/16"	8000	7099	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
3	1/4"	6300	5470	99.32	99.16	100.00	100.00	100.00	
4	m4	4750	3989	98.61	98.29	100.00	100.00	100.00	
5	m6	3350	2812	97.37	96.75	100.00	100.00	100.00	
6	m8	2360	2003	95.29	94.18	100.00	100.00	100.00	
7	m12	1700	1416	92.66	90.93	100.00	100.00	100.00	
8	m16	1180	1001	88.84	86.23	99.94	99.70	99.64	
9	m20	850	714	83.63	79.89	99.58	98.69	98.56	
10	m30	600	505	75.38	70.08	98.02	96.41	95.71	
11	m40	425	357	62.70	55.47	93.52	93.26	90.39	
12	m50	300	252	50.11	41.74	85.84	88.41	82.41	
13	m70	212	178	37.60	28.73	75.40	84.16	72.49	
14	m100	150	126	27.22	18.46	64.60	80.23	61.68	
15	m140	106	89	20.34	12.11	55.40	74.63	50.95	
16	m200	75	63	14.99	7.66	46.24	67.47	41.11	
17	m270	53	49	12.51	6.01	40.22	53.89	32.51	
18	m325	45	41	11.23	5.08	37.46	58.93	28.95	
19	m400	38	19	10.40	4.54	35.38	52.46	25.60	
				Mineral (TMSH)	134.2	108.7	25.5		
				Solución (m ³ /h)	81.8	31.9	49.9		
				Pulpa (TMPH)	216.0	140.6	75.4		
				Pulpa (m ³ /h)	128.4	69.4	59.0		
				Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.682	2.025	1.278		
				% Solidos (en peso)	62.1	77.3	33.8		

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Performance del Molino de bolas 8'x10'

Diámetro (pies)	8.0	Potencia molino (KW)	255.93
Longitud (pies)	10.0	Sp. Energy, KWH/ton	1.91
Velocidad crítica (%)	77.0	Reduction Ratio	2.48
Densidad aparente (TM/m3)		Reduction Ratio (circuito)	31.51
Nivel de carga (%)			

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución partículas		Eficiencia Molienda
				Alimento Molino	Descarga Molino	
1	3/8"	9500	8718	98.63	100.00	100.00
2	5/16"	8000	7099	96.49	100.00	100.00
3	1/4"	6300	5470	92.94	99.32	100.00
4	m4	4750	3989	89.87	98.61	100.00
5	m6	3350	2812	86.59	97.37	100.00
6	m8	2360	2003	83.00	95.29	100.00
7	m12	1700	1416	79.29	92.66	100.00
8	m16	1180	1001	74.58	88.84	99.92
9	m20	850	714	68.79	83.63	99.47
10	m30	600	505	60.30	75.38	97.57
11	m40	425	357	48.01	62.70	92.27
12	m50	300	252	36.53	50.11	83.48
13	m70	212	178	25.68	37.60	71.84
14	m100	150	126	17.09	27.22	60.11
15	m140	106	89	11.73	20.34	50.40
16	m200	75	63	7.92	14.99	40.89
17	m270	53	49	6.41	12.51	34.93
18	m325	45	41	5.59	11.23	32.20
19	m400	38	19	5.13	10.40	30.04
D80, microns				1813	732	

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Balance Circuito de Clasificación Mozley (Mozley D10")

	Overflow Ciclón M8x10	Overflow Ciclón M5x10	Alimento Compuesto al Mozley	Underflow Mozley	Overflow Mozley
Mineral (TMSH)	25.5	7.8	33.3	19.4	14.0
Solución (m ³ /h)	49.9	82.4	136.9	7.7	129.2
Pulpa (TMPH)	75.4	90.2	170.3	27.1	143.2
Pulpa (m ³ /h)	59.0	84.9	148.6	14.3	134.3
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.278	1.063	1.146	1.895	1.066
Gravedad esp. (gr/cc)	2.797	3.090	2.861	2.943	2.755
% Sólidos (en peso)	33.8	8.7	19.6	71.5	9.8
Ley de oro (gr/TM)	3.9	3.7	3.9	5.1	1.0
Extracción de oro (%)					74.6

Clasificación Ciclón Mozley (D10")

Número de ciclones:	2	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	FP D-15	Flujo de alimentación (m ³ /hr)	148.6
Diámetro (plg)	10.00	Presión (psi)	0.0
Altura (plg)		D50 (um)	42.0
Vortex (mm)	80.00	By-Pass de agua (%)	5.6
Apex (mm)			

i	Distribución partícula (% Passing)						Eficiencia clasificación	
	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Mozley	Underflow Mozley	Overflow Mozley	Real	Corregido
1	30	600	505	98.49	97.44	99.94	98.34	100.00
2	40	425	357	95.04	91.52	99.92	99.76	99.98
3	50	300	252	89.16	81.43	99.88	99.72	99.69
4	70	212	178	81.17	67.69	99.86	99.90	98.10
5	100	150	126	72.82	53.37	99.78	99.60	93.48
6	140	106	89	65.51	40.93	99.58	98.85	84.73
7	200	75	63	57.11	27.39	98.31	93.66	72.60
8	270	53	49	49.82	17.78	94.24	76.60	58.97
9	325	45	41	46.91	14.92	91.24	56.90	52.62
10	400	38	31	44.42	13.73	86.95	27.86	46.34
11	500	25	19	0.00	0.00	0.00	17.95	32.74

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Balance Circuito de Concentración (Espirales LG4 y LG7)

	Alimento Espirales	Concentrado Espirales	Medio Espirales	Relave Espirales
Mineral (TMSH)	19.4	7.8	5.0	6.6
Solución (m ³ /h)	29.3	3.3	3.5	22.5
Pulpa (TMPH)	48.7	11.2	8.4	29.1
Pulpa (m ³ /h)	35.9	5.9	5.3	24.9
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.356	1.904	1.604	1.166
Gravedad esp. (gr/cc)	2.943	3.090	2.776	2.717
% Sólidos (en peso)	39.8	70.2	58.8	22.6
Ley Oro sólido (ppm)	5.13	13.78	3.27	1.33
Concentración sólido Au (%)		81.26	12.19	6.56

Distribución partícula (% Passing)

	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Espirales	Concentrado Espirales	Medio Espirales	Relave Espirales
i							
1	30	600	505	97.44	96.65	96.99	98.72
2	40	425	357	91.52	90.49	89.90	93.98
3	50	300	252	81.43	81.86	77.72	83.73
4	70	212	178	67.69	70.84	61.78	68.38
5	100	150	126	53.37	58.49	45.64	53.09
6	140	106	89	40.93	45.97	32.65	41.15
7	200	75	63	27.39	32.07	19.18	27.98
8	270	53	49	17.78	20.42	11.65	19.25
9	325	45	41	14.92	17.40	8.99	16.44
10	400	38	31	13.73	15.75	7.90	15.72
11	500	25	19	0.00	0.00	0.00	0.00
		D80, microns		290	284	321	277

BALANCE DE ORO EN ESPIRALES				
Item	Producto	TMS/h	Au (ppm)	Distrib (%)
Pesos (TMH)	Concentrado	7.85	13.78	81.26
	Medio	4.96	3.27	12.19
	Relave	6.56	1.33	6.56
	Alimento calc.	19.36	6.87	100.00

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Balance Circuito de Remolienda Medios (M 6'x6' / Ciclón D10")

	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	5.0	23.6	28.6	23.6	5.0
Solución (m ³ /h)	3.5	11.4	61.7	7.7	54.0
Pulpa (TMPH)	8.4	35.1	90.3	31.3	58.9
Pulpa (m ³ /h)	5.3	19.6	71.7	15.9	55.8
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.604	1.788	1.260	1.973	1.057
Gravedad esp. (gr/cc)	2.776	2.889	2.868	2.889	2.776
% Sólidos (en peso)	58.844	67.383	31.680	75.432	8.412
Ley Oro sólido (ppm)	3.27	4.77	4.51	5.67	1.13
Extracción de oro (%)		15.96			65.44

Distribución de partículas

i	Malla	Abertura (um)	% Acumulado pasante				
1	30	600	97.14	99.67	99.23	99.07	100.00
2	40	425	90.56	98.70	97.29	96.72	99.98
3	50	300	79.22	96.02	93.11	91.67	99.94
4	70	212	63.90	89.11	84.74	81.57	99.88
5	100	150	47.34	72.99	68.54	62.08	99.38
6	140	106	33.42	51.63	48.47	38.73	94.93
7	200	75	18.74	33.27	30.75	21.05	77.04
8	270	53	11.12	26.10	23.51	15.61	61.16
9	325	45	8.50	22.02	19.67	11.85	56.97
10	400	38	7.50	20.18	17.98	10.80	52.23
11	500	25	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
D80, microns			308	176	193	207	80

Energía esp. consumida sistema:	14.46	KWH/ton
Work index operacional sistema:	26.33	KWH/ton
Work index operacional molino:	51.55	KWH/ton

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Clasificación Ciclón D 10" (M 6'x6')

Número de ciclones:	1	Condiciones de operación:	
Tipo de ciclón:	Cónico	Flujo de alimentación (m3/hr)	71.7
Diámetro (plg)	10.00	Presión (psi)	0.0
Altura (plg)		D50 (um)	31.0
Vortex (mm)		By-Pass de agua (%)	12.5
Apex (mm)		Carga circulante (%)	477%

i	Distribución partícula (% Passing)						Eficiencia	
	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón	Real	Corregido
1	30	600	505	99.23	99.07	100.00	100.00	100.00
2	40	425	357	97.29	96.72	99.98	99.82	100.00
3	50	300	252	93.11	91.67	99.94	99.83	99.92
4	70	212	178	84.74	81.57	99.88	99.88	99.31
5	100	150	126	68.54	62.08	99.38	99.47	96.95
6	140	106	89	48.47	38.73	94.93	96.15	91.32
7	200	75	63	30.75	21.05	77.04	82.50	81.99
8	270	53	49	23.51	15.61	61.16	62.02	69.90
9	325	45	41	19.67	11.85	56.97	81.06	63.77
10	400	38	31	17.98	10.80	52.23	51.36	57.42
11	500	25	19	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Mineral (TMSH)				28.6	23.6	5.0		
Solución (m ³ /h)				61.7	7.7	54.0		
Pulpa (TMPH)				90.3	31.3	58.9		
Pulpa (m ³ /h)				71.7	15.9	55.8		
Densidad Pulpa (TM/m ³)				1.260	1.973	1.057		
% Sólidos (en peso)				31.7	75.4	8.4		

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Performance del Molino de bolas 6'x6'

Diámetro (pies)	6.0	Potencia molino (KW)	71.69
Longitud (pies)	6.0	Sp. Energy, KWH/ton	3.03
Velocidad crítica (%)	65.1	Reduction Ratio	1.18
Densidad aparente (TM/m ³)		Reduction Ratio (circuito)	3.85
Nivel de carga (%)			

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución		Eficiencia Molienda
				Alimento Molino	Descarga Molino	
1	30	600	505	99.07	99.67	100.00
2	40	425	357	96.72	98.70	99.79
3	50	300	252	91.67	96.02	99.71
4	70	212	178	81.57	89.11	99.67
5	100	150	126	62.08	72.99	98.82
6	140	106	89	38.73	51.63	92.38
7	200	75	63	21.05	33.27	71.75
8	270	53	49	15.61	26.10	56.30
9	325	45	41	11.85	22.02	52.98
10	400	38	31	10.80	20.18	48.35
11	500	25	19	0.00	0.00	0.00
D80, microns				207	176	

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Balance Circuito de Remolienda Concentrados (M 5'x10' / Ciclón D10")

	Alimento Fresco	Descarga Molino	Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón
Mineral (TMSH)	7.8	64.6	72.5	64.6	7.8
Solución (m ³ /h)	3.3	35.8	106.0	23.6	82.4
Pulpa (TMPH)	11.2	100.4	178.4	88.2	90.2
Pulpa (m ³ /h)	5.9	54.5	127.2	42.3	84.9
Densidad Pulpa (TM/m ³)	1.904	1.843	1.403	2.086	1.063
Gravedad esp. (gr/cc)	3.090	3.452	3.409	3.452	3.090
% Sólidos (en peso)	70.187	64.371	40.618	73.278	8.697
Ley Oro sólido (ppm)	13.78	18.00	17.54	18.65	3.65
Extracción de oro (%)		3.49			73.50

Distribución de partículas

i	Malla	Abertura (um)	% Acumulado pasante				
1	30	600	96.65	99.52	99.21	99.12	100.00
2	40	425	90.49	98.17	97.34	97.02	99.98
3	50	300	81.86	96.29	94.73	94.09	99.96
4	70	212	70.84	93.73	91.25	90.20	99.92
5	100	150	58.49	88.36	85.13	83.38	99.52
6	140	106	45.97	78.28	74.78	71.92	98.34
7	200	75	32.07	58.52	55.66	51.19	92.42
8	270	53	20.42	42.85	40.42	35.49	81.02
9	325	45	17.40	36.50	34.43	29.19	77.58
10	400	38	15.75	29.23	27.77	22.19	73.77
11	500	25	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
D80, microns			284	113	127	136	51

Energía específica consumida:	10.76	KWH/ton
Work index operacional sistema:	13.23	KWH/ton
Work index operacional molino:	15.49	KWH/ton

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Clasificación Ciclón D 10" (M 5'x10')								
Número de ciclones:			1			Condiciones de operación:		
Tipo de ciclón:			Cónico			Flujo de alimentación (m ³ /hr)		
Diámetro (plg)			10.00			Presión (psi)		
Altura (plg)						D50 (um)		
Vortex (mm)						By-Pass de agua (%)		
Apex (mm)						Carga circulante (%)		
						127.2		
						No tomado		
						3.3		
						22.2		
						823%		
Distribución partícula (% Passing)							Eficiencia	
i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución partícula (% Passing)			Real	Corregido
				Alimento Ciclón	Underflow Ciclón	Overflow Ciclón		
1	30	600	505	99.21	99.12	100.00	100.00	99.99
2	40	425	357	97.34	97.02	99.98	99.88	99.96
3	50	300	252	94.73	94.09	99.96	99.92	99.85
4	70	212	178	91.25	90.20	99.92	99.88	99.57
5	100	150	126	85.13	83.38	99.52	99.29	98.99
6	140	106	89	74.78	71.92	98.34	98.77	97.91
7	200	75	63	55.66	51.19	92.42	96.65	96.14
8	270	53	49	40.42	35.49	81.02	91.90	93.54
9	325	45	41	34.43	29.19	77.58	93.79	92.00
10	400	38	31	27.77	22.19	73.77	93.79	90.19
11	500	25	19	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Mineral (TMSH)				72.5	64.6	7.8		
Solución (m ³ /h)				106.0	23.6	82.4		
Pulpa (TMPH)				178.4	88.2	90.2		
Pulpa (m ³ /h)				127.2	42.3	84.9		
Densidad Pulpa (TM/m ³)				1.403	2.086	1.063		
% Sólidos (en peso)				40.6	73.3	8.7		

Anexo 2

FECHA DE MUESTREO

24-Jul-06

Performance del Molino de bolas 5'x10'

Diámetro (pies)	5.0	Potencia molino (KW)	84.41
Longitud (pies)	10.0	Sp. Energy, KWH/ton	1.31
Velocidad crítica (%)	69.7	Reduction Ratio	1.21
Densidad aparente (TM/m3)		Reduction Ratio (circuito)	5.62
Nivel de carga (%)	0.0%		

i	Malla	Abertura (um)	Tamaño promedio	Distribución		Eficiencia Molienda
				Alimento Molino	Descarga Molino	
1	30	600	505	99.12	99.52	100.00
2	40	425	357	97.02	98.17	99.79
3	50	300	252	94.09	96.29	99.78
4	70	212	178	90.20	93.73	99.73
5	100	150	126	83.38	88.36	98.84
6	140	106	89	71.92	78.28	96.93
7	200	75	63	51.19	58.52	88.84
8	270	53	49	35.49	42.85	76.14
9	325	45	41	29.19	36.50	72.86
10	400	38	31	22.19	29.23	68.86
11	500	25	19	0.00	0.00	0.00
D80, microns				136	113	

BALANCE DE PRODUCTOS MOLIENDA

	TMSH	Ley Au (ppm)	% -200m	%-400m
Cabeza de faja	25.48	11.3		
Overflow Mozley	13.97	1.0	98.31	86.95
Overflow Ciclón M 6'x6'	4.96	1.13	77.04	52.23
Relave Espirales	6.56	1.33	27.98	15.72
Producto molienda	25.48	1.11	76.08	61.87

Extracción sólido Au molienda (%)	90.20	%
-----------------------------------	-------	---

Anexo 3

FINOS DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO FINOS M 6x6 - Muestreo 19/01/06

Condiciones Pruebas de Cianuración

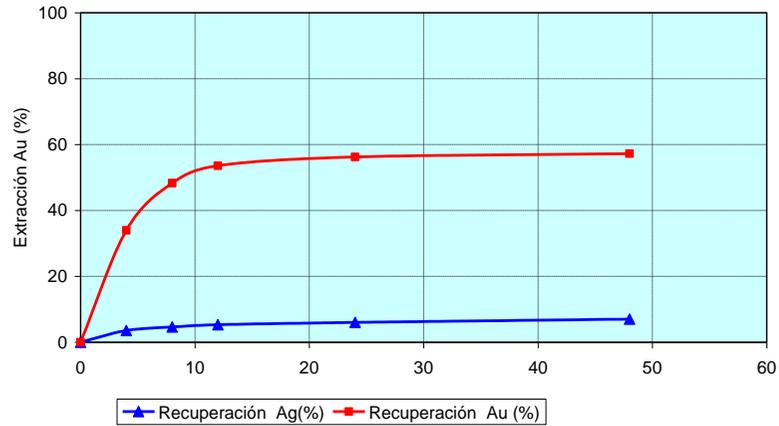
Cabeza analizada Au (gpt)	3.11	Dilución (L/S)	2.0	Consumo de Cal (Kg/TM)	7.77
Cabeza analizada Ag (gpt)	41.75	pH	11	Consumo de NaCN (Kg/TM)	2.07
Peso de mineral (grs.)	300	Fecha de inicio de la prueba	23-Ene-06	Cabeza calculada Au (gpt)	4.09
Fuerza de NaCN (%)	0.05%	Fecha de culminación de la prueba	25-Ene-06	Cabeza calculada Ag (gpt)	55.38
Tiempo (horas)	48	Volumen final de solución (cc)	531.7	Recuperación Au (%)	57.23
Granulometría % -200 mallas	80.85	Evaporación (cc/hora)	1.01	Recuperación Ag (%)	7.01
Granulometría % -400 mallas	52.47				

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	NaCN ⁻	Consumo Reactivos (kg/TM)		Leyes (ppm)				Extracción (%)	
				ppm	NaCN	Cal	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	600.00	4.00	9.01	196.00	1.607	5.333	1.000	0.993	0.700	0.695	3.59	33.98
Sol. Rica 2 (*)	600.00	8.00	10.43	464.00	1.677	7.667	1.300	1.287	1.000	0.989	4.65	48.32
Sol. Rica 3 (*)	600.00	12.00	11.02	535.00	1.677	7.767	1.500	1.479	1.112	1.097	5.34	53.59
Sol. Rica 4 (*)	600.00	24.00	10.71	446.00	1.783	7.767	1.700	1.666	1.170	1.151	6.02	56.24
Sol. Rica 5 (*)	600.00	48.00	10.35	357.00	2.067	7.767	2.010	1.941	1.193	1.171	7.01	57.23
Residuo	300.00						51.500	51.500	1.750	1.750	92.99	42.76
Cabeza Calc.	300.00							55.382		4.093	100.00	100.00

(*) Volumen en cc.

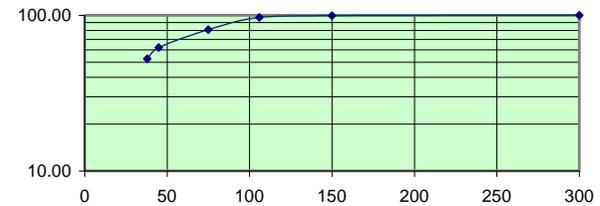
**CIANURACIÓN
Finos M 6x6**



ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones (x)	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
50 m	300	0.40	0.04	0.04	99.96
100 m	150	5.00	0.50	0.54	99.46
140 m	106	25.30	2.55	3.10	96.90
200 m	75	159.20	16.05	19.15	80.85
325 m	45	186.50	18.81	37.96	62.04
400 m	38	95.00	9.58	47.53	52.47
-400m	25	520.30	52.47	100.00	0.00
Total		991.70	100.00		

**Análisis Granulométrico % Ac(-)
Finos M 6x6**



Anexo 4

FINOS DEL CIRCUITO DE CLASIFICACION SECUNDARIA

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO FINOS Mozley - Muestreo 19/01/06

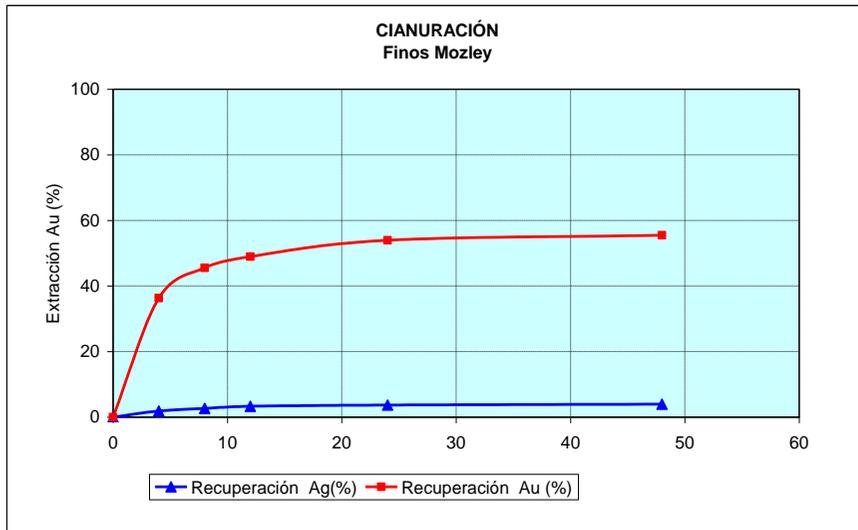
Condiciones Pruebas de Cianuración

Cabeza analizada Au (gpt)	0.77	Dilución (L/S)	2	Consumo de Cal (Kg/TM)	6.00
Cabeza analizada Ag (gpt)	32.23	pH	10.5	Consumo de NaCN (Kg/TM)	1.46
Peso de mineral (grs.)	300	Fecha de inicio de la prueba	23-Ene-06	Cabeza calculada Au (gpt)	1.09
Fuerza de NaCN (%)	0.05%	Fecha de culminación de la prueba	25-Ene-06	Cabeza calculada Ag (gpt)	30.22
Tiempo (horas)	48	Volumen final de solución (cc)	518.7	Recuperación Au (%)	55.50
Granulometría % -200 mallas	84.56	Evaporación (cc/hora)	0.03	Recuperación Ag (%)	3.95
Granulometría % -400 mallas	60.43				

RESULTADOS

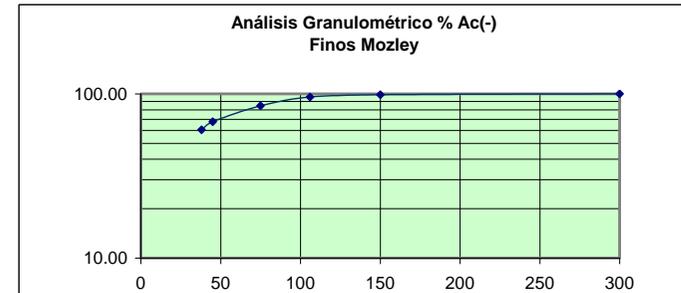
PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	Consumo Reactivos (kg/TM)			Leyes (ppm)				Extracción (%)	
				NaCN ppm	NaCN	Cal	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	600.00	4.00	9.88	321.00	1.357	4.333	0.280	0.280	0.198	0.198	1.85	36.32
Sol. Rica 2 (*)	600.00	8.00	10.51	535.00	1.357	6.000	0.410	0.406	0.250	0.248	2.68	45.54
Sol. Rica 3 (*)	600.00	12.00	10.78	500.00	1.357	6.000	0.510	0.499	0.270	0.267	3.30	48.97
Sol. Rica 4 (*)	600.00	24.00	10.70	446.00	1.463	6.000	0.580	0.562	0.300	0.294	3.72	53.91
Sol. Rica 5 (*)	600.00	48.00	10.58	480.00	1.463	6.000	0.620	0.596	0.310	0.302	3.95	55.50
Residuo	300.00						29.030	29.030	0.485	0.485	96.05	44.50
Cabeza Calc.	300.00							30.223		1.090	100.00	100.00

(*) Volume en cc.



ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones (x)	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
50 m	300	1.10	0.07	0.07	99.93
100 m	150	18.90	1.16	1.23	98.77
140 m	106	50.50	3.09	4.32	95.68
200 m	75	181.50	11.12	15.44	84.56
325 m	45	275.40	16.87	32.31	67.69
400 m	38	118.50	7.26	39.57	60.43
-400m	25	986.30	60.43	100.00	0.00
Total		1632.20	100.00		



Anexo 5

RELAVE DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Relave Espirales - Muestreo 19/01/06

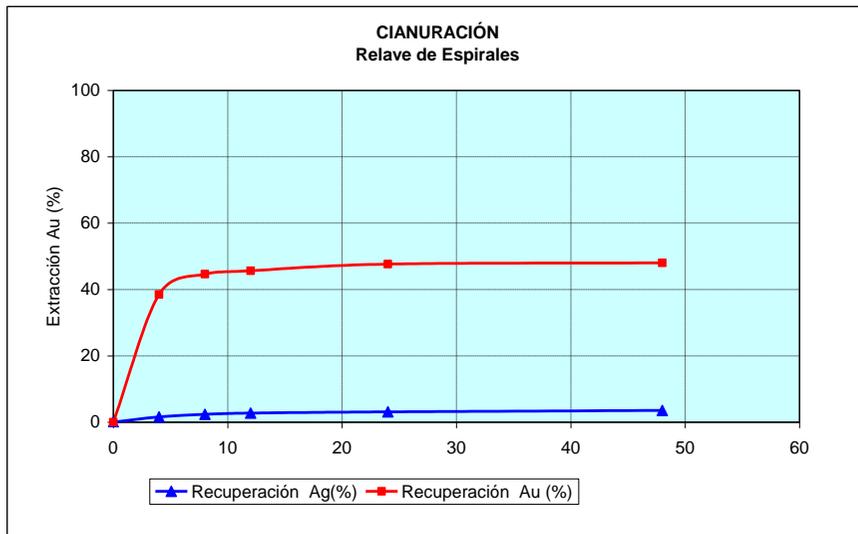
Condiciones Pruebas de Cianuración

Cabeza analizada Au (gpt)	0.76	Dilución (L/S)	2	Consumo de Cal (Kg/TM)	2.10
Cabeza analizada Ag (gpt)	24.35	pH	11	Consumo de NaCN (Kg/TM)	2.58
Peso de mineral (grs.)	300	Fecha de inicio de la prueba	23-Ene-06	Cabeza calculada Au (gpt)	0.91
Fuerza de NaCN (%)	0.05%	Fecha de culminación de la prueba	25-Ene-06	Cabeza calculada Ag (gpt)	24.96
Tiempo (horas)	48	Volumen final de solución (cc)	515.3	Recuperación Au (%)	48.02
Granulometría % -200 mallas	30.44	Evaporación (cc/hora)	0.10	Recuperación Ag (%)	3.55
Granulometría % -400 mallas	14.65				

RESULTADOS

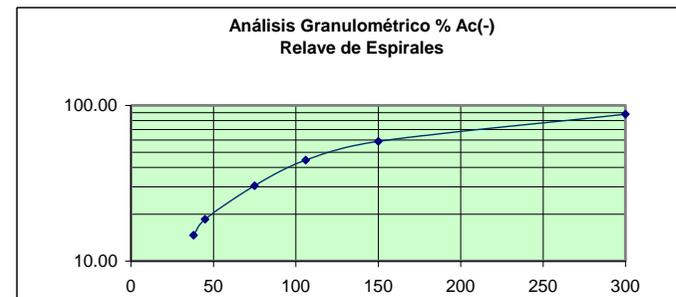
PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	Consumo Reactivos (kg/TM)			Leyes (ppm)				Extracción (%)	
				NaCN ppm	NaCN	Cal	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	600.00	4.00	10.61	428.00	1.143	2.000	0.200	0.200	0.176	0.176	1.60	38.53
Sol. Rica 2 (*)	600.00	8.00	10.95	553.00	1.143	2.000	0.300	0.296	0.205	0.204	2.37	44.66
Sol. Rica 3 (*)	600.00	12.00	10.90	535.00	1.143	2.100	0.350	0.343	0.210	0.209	2.75	45.68
Sol. Rica 4 (*)	600.00	24.00	10.60	428.00	2.577	2.100	0.400	0.388	0.220	0.217	3.11	47.64
Sol. Rica 5 (*)	600.00	48.00	10.49	510.00	2.577	2.100	0.464	0.443	0.222	0.219	3.55	48.02
Residuo	300.00						24.075	24.075	0.475	0.475	96.45	52.00
Cabeza Calc.	300.00							24.962		0.913	100.00	100.00

(*) Volume en cc.



ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones (x)	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
50 m	300	175.10	12.24	12.24	87.76
100 m	150	414.10	28.95	41.19	58.81
140 m	106	204.90	14.33	55.52	44.48
200 m	75	200.80	14.04	69.56	30.44
325 m	45	170.40	11.91	81.47	18.53
400 m	38	55.40	3.87	85.35	14.65
-400m	25	209.60	14.65	100.00	0.00
Total		1430.30	100.00		



Anexo 6

FINOS DEL CIRCUITO DE MOLIENDA PRIMARIA

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO FINOS M 8x10 - Muestreo 19/01/06

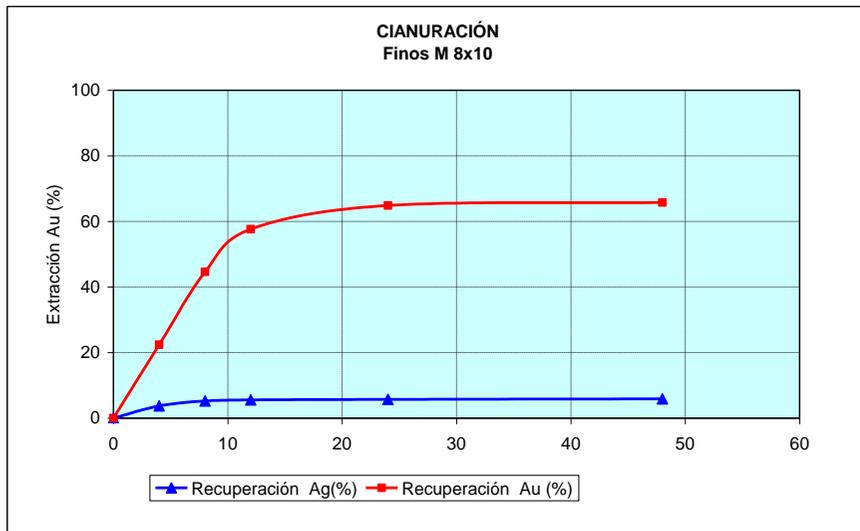
Condiciones Pruebas de Cianuración

Cabeza analizada Au (gpt)	2.88	Dilución (L/S)	2	Consumo de Cal (Kg/TM)	0.83
Cabeza analizada Ag (gpt)	36.94	pH	10.5	Consumo de NaCN (Kg/TM)	1.323
Peso de mineral (grs.)	300	Fecha de inicio de la prueba	23-Ene-06	Cabeza calculada Au (gpt)	2.86
Fuerza de NaCN (%)	0.05%	Fecha de culminación de la prueba	25-Ene-06	Cabeza calculada Ag (gpt)	31.94
Tiempo (horas)	48	Volumen final de solución (cc)	516.7	Recuperación Au (%)	65.77
Granulometría % -200 mallas	50.28	Evaporación (cc/hora)	0.07	Recuperación Ag (%)	5.89
Granulometría % -400 mallas	35.00				

RESULTADOS

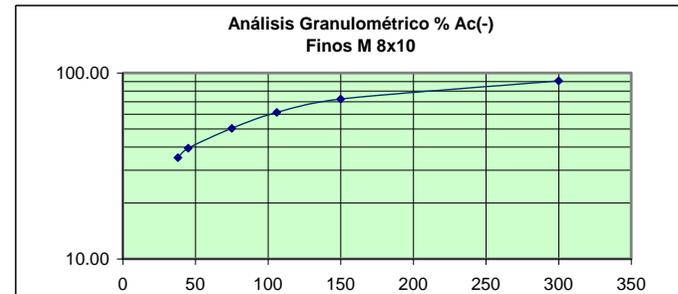
PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	Consumo Reactivos (kg/TM)			Leyes (ppm)				Extracción (%)	
				NaCN ppm	NaCN	Cal	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	600.00	4.00	10.11	410.00	1.180	0.667	0.600	0.600	0.321	0.321	3.75	22.41
Sol. Rica 2 (*)	600.00	8.00	10.87	535.00	1.180	0.667	0.850	0.841	0.650	0.639	5.27	44.61
Sol. Rica 3 (*)	600.00	12.00	10.88	517.00	1.180	0.833	0.900	0.888	0.850	0.825	5.56	57.63
Sol. Rica 4 (*)	600.00	24.00	10.68	428.00	1.323	0.833	0.928	0.913	0.965	0.928	5.72	64.84
Sol. Rica 5 (*)	600.00	48.00	11.17	530.00	1.323	0.833	0.961	0.941	0.981	0.942	5.89	65.77
Residuo	300.00						30.060	30.060	0.980	0.980	94.11	34.23
Cabeza Calc.	300.00							31.943		2.863	100.00	100.00

(*) Volume en cc.



ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones (x)	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
50 m	300	213.80	9.29	9.29	90.71
100 m	150	424.40	18.44	27.73	72.27
140 m	106	253.00	10.99	38.72	61.28
200 m	75	253.20	11.00	49.72	50.28
325 m	45	251.70	10.93	60.65	39.35
400 m	38	100.10	4.35	65.00	35.00
-400m	25	805.60	35.00	100.00	0.00
Total		2301.80	100.00		



Anexo 7

FINOS DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA

CIANURACIÓN EN BOTELLA - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO FINOS M 5x10 - Muestreo 19/01/06

Condiciones Pruebas de Cianuración

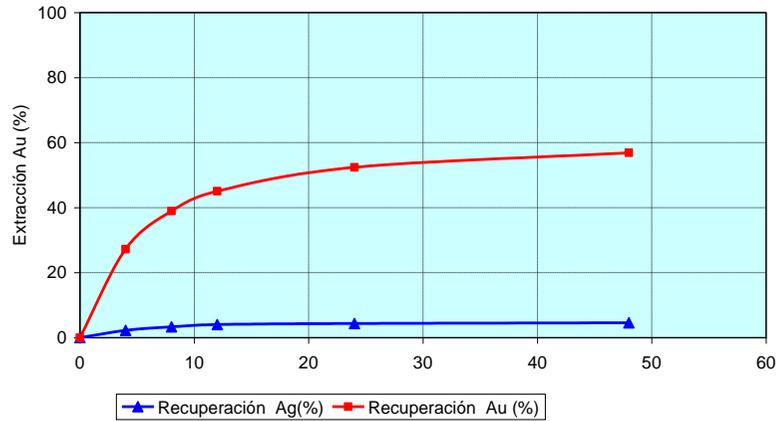
Cabeza analizada Au (gpt)	0.86	Dilución (L/S)	2	Consumo de Cal (Kg/TM)	3.33
Cabeza analizada Ag (gpt)	29.13	pH	11	Consumo de NaCN (Kg/TM)	1.25
Peso de mineral (grs.)	300	Fecha de inicio de la prueba	23-Ene-06	Cabeza calculada Au (gpt)	1.22
Fuerza de NaCN (%)	0.05%	Fecha de culminación de la prueba	26-Ene-06	Cabeza calculada Ag (gpt)	26.49
Tiempo (horas)	48	Volumen final de solución (cc)	510.1	Recuperación Au (%)	56.87
Granulometría % -200 mallas	74.73	Evaporación (cc/hora)	0.21	Recuperación Ag (%)	4.57
Granulometría % -400 mallas	44.02				

RESULTADOS

PRODUCTOS	PESO (grs.)	Tiempo (horas)	pH	Consumo Reactivos (kg/TM)			Leyes (ppm)				Extracción (%)	
				NaCN ⁻ ppm	NaCN	Cal	Analisis Ag	Reajuste Ag	Analisis Au	Reajuste Au	Ag	Au
Sol. Rica 1 (*)	600.00	4.00	10.27	428.00	1.143	2.667	0.300	0.300	0.166	0.166	2.26	27.24
Sol. Rica 2 (*)	600.00	8.00	10.70	535.00	1.143	2.667	0.450	0.444	0.240	0.237	3.35	38.96
Sol. Rica 3 (*)	600.00	12.00	10.64	500.00	1.143	3.333	0.550	0.537	0.280	0.274	4.06	45.07
Sol. Rica 4 (*)	600.00	24.00	10.47	446.00	1.250	3.333	0.600	0.582	0.330	0.319	4.39	52.40
Sol. Rica 5 (*)	600.00	48.00	11.07	500.00	1.250	3.333	0.628	0.605	0.362	0.346	4.57	56.87
Residuo	300.00						25.275	25.275	0.525	0.525	95.43	43.13
Cabeza Calc.	300.00							26.488		1.217	100.00	100.00

(*) Volume en cc.

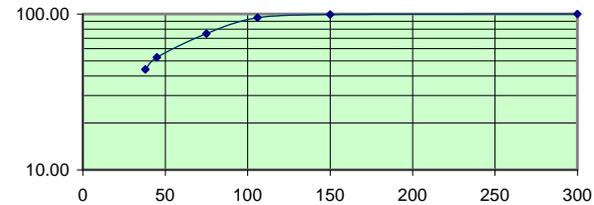
**CIANURACIÓN
Finos M 5x10**



ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Malla	Abertura micrones (x)	Peso Parcial		Peso Acumulado (%)	
		g	%	Retenido	Pasante
50 m	300	0.60	0.04	0.04	99.96
100 m	150	9.00	0.62	0.66	99.34
140 m	106	66.20	4.53	5.19	94.81
200 m	75	293.40	20.08	25.27	74.73
325 m	45	321.90	22.03	47.31	52.69
400 m	38	126.70	8.67	55.98	44.02
-400m	25	643.10	44.02	100.00	0.00
Total		1460.90	100.00		

**Análisis Granulométrico % Ac(-)
Finos M 5x10**



Anexo 8

EVALUACIÓN DEL USO DE PEROXIDO DE HIDROGENO A NIVEL INDUSTRIAL PARA INCREMENTAR LA EXTRACCION DE ORO EN MOLIENDA Planta Santa Maria

1. OBJETIVO:

Evaluar a nivel industrial el incremento de la extracción de oro en el circuito de molienda mediante el uso de peróxido de hidrógeno como agente oxidante, como una alternativa para incrementar la extracción total a la falta de tiempo de cianuración por falta de un agitador.

2. OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES:

- Las pruebas se realizaron en dos etapas: la primera en marzo del 2006 y la segunda en agosto del 2006, en la primera etapa se dosificó H_2O_2 mezclado con solución molino al cajón de descarga de los ciclones primarios; en la segunda etapa se dosificó el H_2O_2 mezclado con lechada de cal al cajón de alimentación del M6x7.
- Los niveles de extracción dosificando H_2O_2 mezclado con solución molino a una dosis de 0.5Kg/TM, se incrementaron en 3.81% en el circuito de molienda primaria y en 8.29% en todo el circuito de molienda, cabe señalar también que durante tres guardias para una ley de cabeza promedio de 21.6 la extracción en molienda primaria fue solamente de 55.17%.
- Los niveles de extracción dosificando H_2O_2 mezclado con lechada de cal a una dosis de 1.0Kg/TM, se incrementaron en 19.54% en el circuito de molienda primaria y en 8.55% en todo el circuito de molienda.

- Los niveles de extracción dosificando H_2O_2 mezclado con lechada de cal a una dosis de 1.5Kg/TM, se incrementaron en 33.13% en el circuito de molienda primaria y en 22.1% en todo el circuito de molienda, en este caso la diferencia de extracción de sólidos en molienda y la extracción total es de 0.32%, es necesario señalar también que durante dos guardias con una ley de cabeza promedio de 18.67gr/TM, se obtuvo una ley del producto general de molienda de 0.97gr/TM y una extracción en molienda primaria de 88.67%
- Los beneficios económicos estimados para cada caso considerando una ley de cabeza fija de 9.43gr/TM serian de 0.673, 0.364 y 1.389 US\$/TM, estos beneficios se incrementan directamente proporcional a la ley de cabeza.
- Con respecto a la dosificación de cianuro, en las pruebas de la segunda etapa, se mantuvo en promedio de 400cc/min. al M6x7 y de 300cc/min. al M5x6 alcanzándose en promedio una concentración de CNL de 800, 1500 y 300ppm en la descarga de los molinos 6x7, 5x6 y 5x5 respectivamente, en las tres ultimas guardias se instalo temporalmente un punto de dosificación en el M5x5 y se distribuyo las dosificaciones a 350, 150 y 150cc/min. Obteniéndose concentraciones de CNL de 750, 780 y 750ppm respectivamente.
- De acuerdo a los resultados mostrados, la dosificación de H_2O_2 al circuito de molienda incrementa considerablemente la extracción en molienda, alcanzando mejores resultados cuando se mezcla con lechada de cal.
- Definitivamente se debe dosificar H_2O_2 mezclado previamente con lechada de cal al circuito de molienda, en dosis que varíen entre 1.0 y 1.5Kg/TM,

dependiendo de la ley de cabeza, para esto es necesario preparar el circuito de dosificación, ya que con el que se instalo se tenía problemas de atoros e intermitencias en la dosificación de cal.

- Se tiene que implementar un punto de dosificación de cianuro al M5x5, y bajar la concentración de cianuro libre en todo el circuito de molienda, ya que se siente una alta concentración de HCN comparado a Planta Marañon, es necesario el monitoreo de HCN.
- Los resultados de los ensayos de las muestras preparadas por LQ y Laboratorio Metalúrgico, difieren exageradamente, dando leyes mucho menores para los productos de molienda las remitidas por LM, por lo que no se puede evaluar metalúrgicamente las mejoras con leyes reportadas por LQ que corresponden a operación. Necesariamente LM tiene que preparar las muestras para estar seguro con sus resultados.

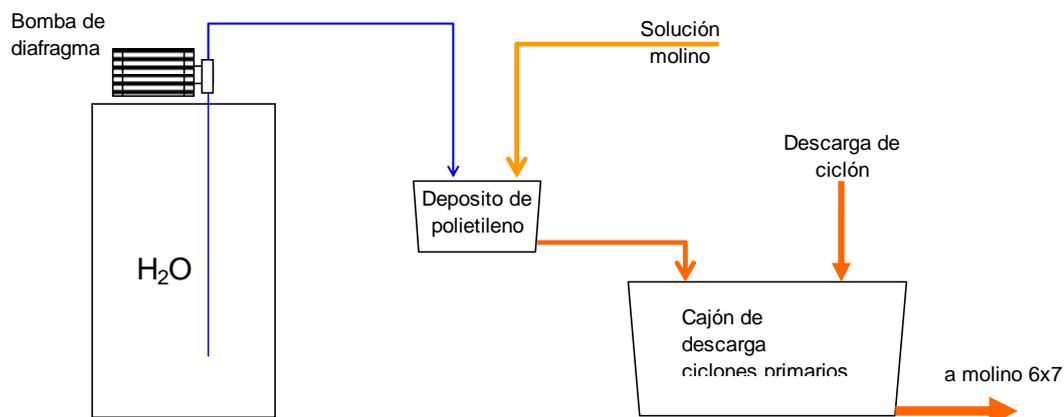
3. DESARROLLO:

3.1. Instalaciones para la dosificación de H₂O₂

Primera Etapa: Dosificación de H₂O₂ mezclado con solución molino.

El circuito preparado para la dosificación consistió de:

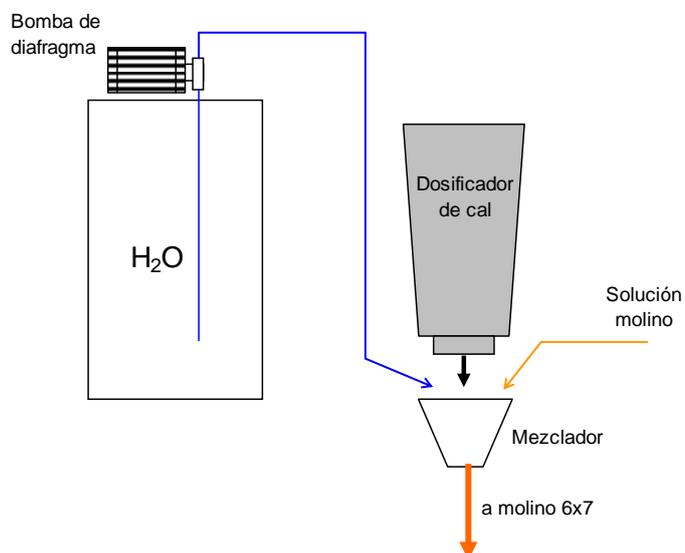
- 01 tanque de almacenamiento de H₂O₂ ubicado al costado de los ciclones de molienda primaria,
- 01 bomba de diafragma con sus respectivos accesorios
- 01 depósito de polietileno y
- 01 manguera de 1"



Segunda Etapa: Dosificación de H₂O₂ mezclado con Lechada de Cal.

El circuito consistió de:

- 01 tanque de almacenamiento de H₂O₂, ubicado al costado de los ciclones de molienda primaria.
- 01 bomba de diafragma con sus respectivos accesorios
- 01 Dosificador de cal (se traslado al costado de los ciclones de molienda primaria)
- 01 Deposito de Fe/Negro confeccionado para la mezcla
- 01 manguera de 1"



3.2. Condiciones y Resultados:

Primera etapa:

ANÁLISIS QUÍMICO PRODUCTOS MUESTREADOS DURANTE LA EVALUACIÓN DE USO DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO EN PLANTA SANTA MARÍA:

* Se dosifica peróxido de hidrógeno diluido con solución molino a la descarga del ciclón del M6x7

Fecha	Turno	Dosificación de H ₂ O ₂ (Kg/TM)	1		2		3		5		8		Extracciones de Au		
			Alimentación fresca FT4		O/F del ciclón del M6x7		O/F del ciclón del M 5x6		Producto general de molinenda		Relave General		M6x7	Molienda	Total
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	%	%	%
03-Mar-06	1	0	12.28	49.96	5.54	41.06	2.00	42.07	3.50	40.83	1.13	31.34	54.89	71.50	90.80
03-Mar-06	2	0	12.20	44.46	6.47	35.40	2.93	37.27	4.07	37.30	1.33	37.67	46.97	66.64	89.10
04-Mar-06	1	0	11.99	48.60	6.93	40.20	1.87	42.66	3.06	44.80	1.40	42.13	42.18	74.47	88.32
04-Mar-06	2	0	11.34	46.33	4.34	43.46	1.60	38.60	2.20	39.67	1.47	36.53	61.71	80.59	87.03
05-Mar-06	1	0	11.04	49.53	4.27	38.20	1.40	37.47	1.53	38.74	1.60	35.87	61.30	86.14	85.50
05-Mar-06	2	0	12.30	73.20	5.20	51.07	1.73	46.60	2.80	67.13	1.53	38.60	57.72	77.24	87.56
06-Mar-06	1	0	8.39	63.26	4.60	50.56	1.60	49.50	2.33	47.27	1.20	30.16	45.14	72.21	85.69
06-Mar-06	2	0	11.22	61.76	4.53	44.27	1.27	34.73	2.60	54.60	1.33	33.74	59.63	76.83	88.15
07-Mar-06	1	0	11.47	47.80	5.87	31.40	1.47	28.40	1.73	30.27	1.60	35.67	48.82	84.92	86.05
07-Mar-06	2														
08-Mar-06	1	0.5	19.90	48.33	7.27	46.13	2.20	36.00	1.67	43.26	1.67	42.33	63.47	91.61	91.61
08-Mar-06	2	0.5	10.63	46.40	6.47	38.26	2.00	35.00	2.20	35.67	1.20	39.10	39.13	79.30	88.71
09-Mar-06	1	0.5	9.57	42.93	3.00	30.40	1.00	30.20	1.20	30.27	1.47	37.60	68.64	87.45	84.63
09-Mar-06	2	0.5	7.17	42.26	3.47	34.73	1.40	34.07	1.67	33.20	1.47	36.23	51.60	76.71	79.50
10-Mar-06	1	0.5	8.80	44.93	2.87	33.26	1.60	31.20	1.47	32.26	1.70	47.95	67.39	83.30	80.68
10-Mar-06	2	0.5	24.55	70.68	11.05	56.95	3.40	38.07	1.87	37.66	1.36	41.04	54.98	92.38	94.46
11-Mar-06	1	0.5	16.80	59.47	5.33	40.34	3.33	52.27	1.13	33.74	1.33	40.00	68.27	93.27	92.08
11-Mar-06	2	0.5	23.46	63.56	13.55	90.85	4.30	77.00	5.60	79.00	1.20	36.73	42.24	76.13	94.88

RESUMEN DE OPERACIÓN EN SANTA MARÍA: Información obtenida de los A.Q. a partir de muestras de LabMet y reportes de operación.

Descripción:	Extracción Au Circuito M6x7 (%)		Extracción Au Molienda (%)		Extracción Au Total (%)	
	LM	OPERACIÓN	LM	OPERACIÓN	LM	OPERACIÓN
Extracción Sin Uso de H ₂ O ₂	53.15	49.06	76.72	69.77	87.58	87.60
Extracción Con Uso de H ₂ O ₂ (0.5 kg/TM)	56.97	57.96	85.02	76.23	88.32	86.99
Diferencia (%)	3.81	8.90	8.29	6.45	0.74	-0.61

CALCULO DE BENEFICIOS

Cabeza Calculada (g/TM):	9.43
Eficiencia de Lavado (%):	95%
AU que no se hubiera perdido en CCD por mejora de la extracción en molienda (g/TM):	0.039
Precio del oro (\$/oz)	700
Beneficio adicional (\$/TM)	0.880
Consumo de H ₂ O ₂ (kg/TM)	0.5
Costo H ₂ O ₂ (\$/kg)	0.414
Beneficio neto adicional (\$/TM)	0.673

Segunda etapa:

ANÁLISIS QUÍMICO PRODUCTOS MUESTREADOS DURANTE LA EVALUACIÓN DE USO DE PERÓXIDO DE HIDRÓGENO EN PLANTA SANTA MARÍA

* Se dosifica peróxido de hidrógeno mezclado con lechada de cal para generar peróxido de calcio

Fecha	Turno	Dosificación de H ₂ O ₂ (Kg/TM)	1		2		3		5		8		Extracciones de Au		
			Alimentación fresca FT4		O/F del ciclón del M6x7		O/F del ciclón del M 5x6		Producto general de molienda		Relave General		M6x7	Molienda	Total
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	%
23-Ago-06	2	0	8.73	24.54	5.67	23.13	2.67	21.46	3.60	21.07	1.07	13.00	35.05	58.76	87.74
24-Ago-06	1	0	10.67	20.46	4.04	19.76	1.80	18.20	2.20	17.53	1.27	14.60	62.14	79.38	88.10
24-Ago-06	2	1	6.07	17.53	2.87	17.00	2.13	16.34	2.07	14.00	1.13	14.60	52.72	65.90	81.38
25-Ago-06	1	1	7.00	20.13	3.93	18.14	1.07	12.86	2.60	16.60	1.27	12.40	43.86	62.86	81.86
25-Ago-06	2	1	9.20	19.80	2.73	16.74	1.24	16.34	1.80	15.87	1.20	14.40	70.33	80.43	86.96
26-Ago-06	1	1	7.20	18.53	2.80	15.33	1.13	13.94	1.73	13.40	1.20	15.80	61.11	75.97	83.33
26-Ago-06	2	1	7.27	19.93	2.67	16.20	1.20	15.07	1.67	14.33	1.20	13.60	63.27	77.03	83.49
27-Ago-06	1	1	6.13	19.60	1.93	15.74	1.07	14.46	1.40	14.93	1.20	14.47	68.52	77.16	80.42
27-Ago-06	2	1.5	13.00	20.73	5.27	18.66	1.47	17.93	1.50	20.86	1.40	12.53	59.46	88.46	89.23
28-Ago-06	1	1.5	4.53	15.54	1.93	16.14	1.13	15.74	1.40	14.67	1.27	16.06	57.40	69.09	71.96
28-Ago-06	2	1.5	15.93	16.47	2.27	12.13	0.80	11.27	0.87	11.26	1.20	13.73	85.75	94.54	92.47
29-Ago-06	1	1.5	21.40	22.20	1.80	13.13	1.00	12.67	1.07	11.53	1.13	12.14	91.59	95.00	94.72
29-Ago-06	2	0	5.44	21.60	4.13	22.60	1.93	19.00	2.40	19.27	1.13	8.87	24.08	55.88	79.23

RESUMEN DE OPERACIÓN EN SANTA MARÍA: Información obtenida de los A.Q. a partir de muestras de LabMet y reportes de operación

Descripción:	Extracción Au Circuito M6x7 (%)		Extracción Au Molienda (%)		Extracción Au Total (%)	
	LM	OPERACIÓN	LM	OPERACIÓN	LM	OPERACIÓN
Extracción Sin Uso de H2O2	40.42	56.99	64.68	75.50	85.02	86.02
Extracción Con Uso de H2O2 (1.0 kg/TM)	59.97	59.64	73.23	72.66	82.91	83.84
Diferencia (%)	19.54	2.66	8.55	-2.84	-2.11	-2.18
Extracción Con Uso de H2O2 (1.5 kg/TM)	73.55	59.22	86.77	80.54	87.10	83.48
Diferencia (%)	33.13	2.23	22.10	5.04	2.07	-2.54

BENEFICIO POR INCREMENTO EN LA EXTRACCION TOTAL DE ORO

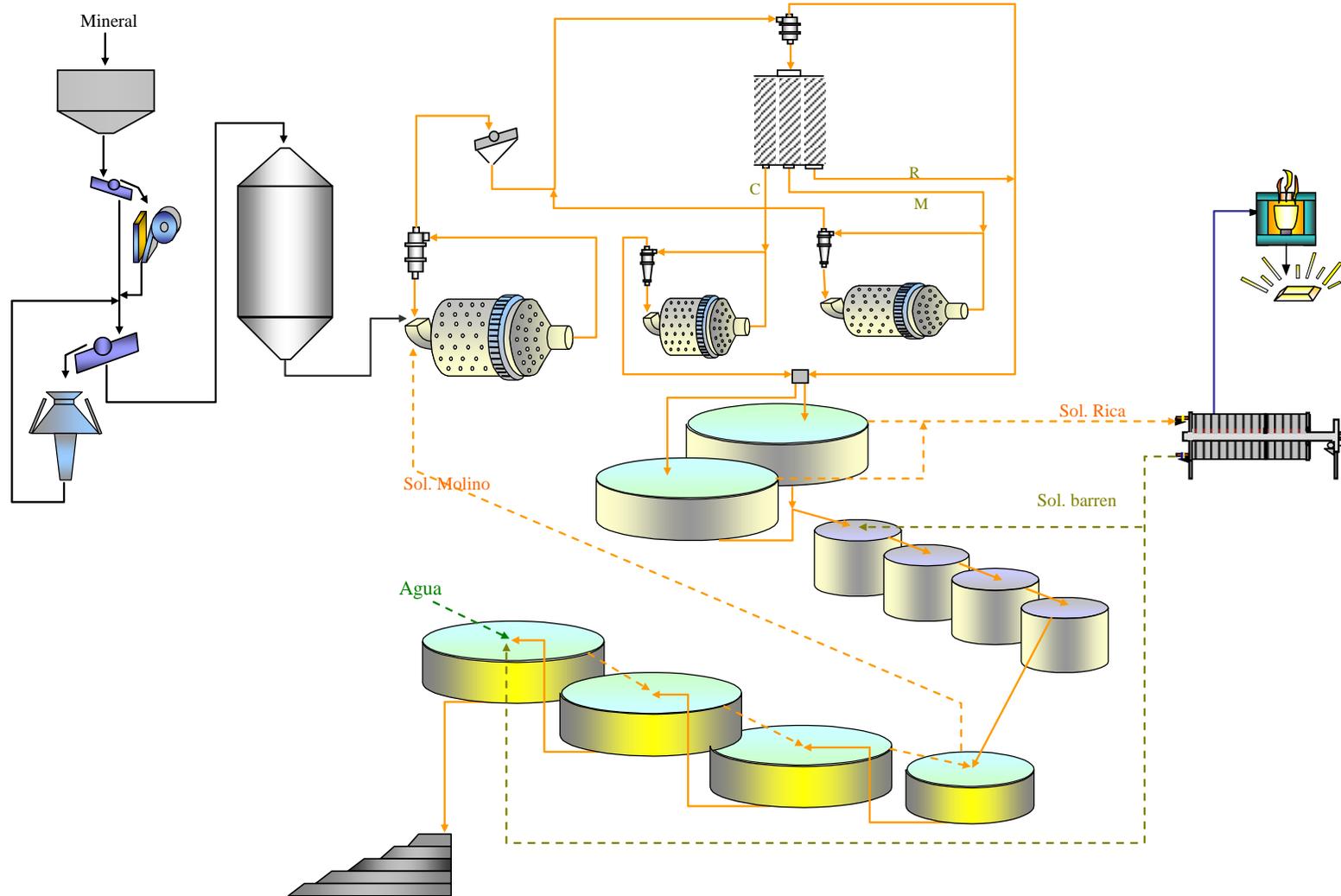
Cabeza Calculada (g/TM):	9.43	9.43
Eficiencia de Lavado (%):	95%	95%
AU que no se hubiera perdido en CCD por mejora de la extracción en molienda (g/TM):	0.040	0.104
Precio del oro (\$/oz)	600	600
Beneficio adicional (\$/TM)	0.778	2.010
Consumo de H2O2 (kg/TM)	1	1.5
Costo H2O2 (\$/kg)	0.414	0.414
Beneficio neto adicional (\$/TM)	0.364	1.389

Concentración de cianuro libre en la descarga de los molinos:

Fecha	Turno	Dosificación de H ₂ O ₂	[CN]ppm		
			M6X7	M5X6	M5X5
23-Ago-06	2	0	1080	580	80
24-Ago-06	1	0	968	1303	357
24-Ago-06	2	1	790	1273	288
25-Ago-06	1	1	943	1697	227
25-Ago-06	2	1	713	1513	207
26-Ago-06	1	1	725	1585	295
26-Ago-06	2	1	815	1750	250
27-Ago-06	1	1	830	1770	330
27-Ago-06	2	1.5	665	1435	1080
28-Ago-06	1	1.5	820	1065	285
28-Ago-06	2	1.5	650	790	830
29-Ago-06	1	1.5	800	780	720
29-Ago-06	2	0	810	790	680

Anexo 9

LINEA DE PROCESO PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN



CAPITULO VI

BIBLIOGRAFIA

CAPITULO VI

BIBLIOGRAFIA

1. METALURGIA DEL ORO; Fidel Sergio Misari Ch.
2. INFLUENCIA DEL GRADO DE MOLIENDA Y DOSIFICACION DE H₂O₂ SOBRE EL GRADO DE EXTARCCION DE ORO A PARTIR DE LIXIVIACIÓN DEL MINERAL “Minera Aurífera Victoria S.A.” Tesis de Investigación: Juan Carlos Garcia H; Willam Jorge Zavaleta B. Universidad Nacional de Trujillo
3. EVALUACIONES E INFORMES DE TRABAJOS DESARROLLADOS EN LABORATORIO METALURGICO DE CMPSA, RELACIONADOS A MOLIENDA Y CIANURACION.
4. MANUAL DE OPERACIÓN DE PROCESOS DE PLANTA DE CIANURACIÓN MARAÑÓN; Cia. Minera Poderosa S.A.
5. TRATAMIENTO ESTADISTICO DE DATOS Y DISEÑOS EXPERIMENTALES; FERAYHI Ingeniería y Computación EIRL