

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



**“APLICACIÓN DE OXIGENO EN EL CIRCUITO DE
CIANURACION POR AGITACIÓN - COMPAÑÍA MINERA
HORIZONTE S.A.”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

Para Optar el Título Profesional de

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR:

Maruja Soledad, Vásquez Benancio.

Lima – Perú

2010

DEDICATORIA

A mis padres: Máximo y Teodora- por su gran amor y apoyo incondicional a lo largo de mi vida.

A mis hermanos: en forma especial Arturo y Yohon como muestra de gratitud, por la invaluable ayuda en mi formación profesional y logro de mis aspiraciones; del mismo modo a Fermín y Guaberto.

*A Dios y a mi adorado Manuel por ser quien soy
MSVB.*

AGRADECIMIENTO

A Dios por creador y protector del universo y la humanidad; el nos dio el intelecto para dirigir nuestra vida hacia el bien; los sentimiento que nos permiten gozar de los dones de la bondad divina, encontrar la felicidad y la alegría en la vida.

A la Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica a todos los profesores y catedráticos quienes entregaron desinteresadamente su valioso tiempo y conocimiento durante los años de estudio por la enseñanza brindada para nuestra formación profesional.

A los Ingenieros de diferentes empresas quienes me dieron la oportunidad para poder desarrollarme profesionalmente.

Al Ingeniero José Mere Quispe, por sus enseñanzas y sus consejos brindados como profesional y amigo.

A mis familiares quienes me brindaron su apoyo incondicional para la culminación de una etapa en mi formación como profesional.

RESUMEN

El presente estudio se realizó con el Objetivo principal de mejorar las recuperaciones del oro en la etapa de Cianuración por Agitación. En primer lugar se evaluó la etapa de molienda donde con el empleo de un molino de bolas de remolienda 5'x 8' se lograba una molienda de 84-86% -400 mallas, con esta granulometría se lograba recuperaciones del oro del 90%.

De acuerdo a las pruebas metalúrgicas, con moliendas alrededor del 96% -400 mallas se obtenían recuperaciones del oro entre 95-96%. En planta para lograr este objetivo se reubicó el molino de bolas 6'x 6' de la sección flotación en el área de remolienda, el cual trabajara con 2 molinos de remolienda, con el cual se lograra la molienda requerida y se incrementará el tonelaje procesado. Como apoyo a la clasificación se reemplazara los 2 nidos de hidrociclones de 10 unidades y 6 unidades tipo D-4 por un nido de hidrociclones D-10 del tipo G-max con 03 unidades, lo que mejorara la clasificación del producto molido.

De acuerdo a las pruebas experimentales, donde se evaluó la Cianuración sin adición y con adición de oxígeno, se demostró que la adición de oxígeno incremento la recuperación del oro en 4-5%. Por consideraciones de operación y costo se optó reemplazar la compresora GA110 (150 HP) por una planta de oxígeno (25 HP) con ello se logró incrementar la cinética de Cianuración y disminuir el consumo de cianuro.

En conclusión tan solo con una baja inversión (instalación de la planta de oxígeno) y reubicación de equipos existentes se ha logrado optimizar el proceso de Remolienda y Cianuración, reduciéndose los costos de operación y por ende incrementándose las utilidades para la Empresa.

I N D I C E

	<u>PAGINA</u>
INTRODUCCION	1
i.1 Descripción del Problema	1
i.2 Planteamiento del Problema	2
i.3 Justificación de la Investigación	2
i.4 Objetivos	2
i.4.1 Objetivos Generales	2
i.4.2 Objetivos Específicos	3
CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES DE LA MINA CONSORCIO MINERO HORIZONTE	 4
1.1 Ubicación, Acceso y Clima	4
1.1.1 Ubicación	4
1.1.2 Acceso	4
1.1.3 Clima	5
1.2 Mineralogía	6
1.3 Geología	6
1.3.1 Geología Regional	7
1.3.2 Geología Local	9
1.4 Descripción de la Planta Concentradora	10
1.4.1 Sección tolva de Gruesos	10
1.4.2 Sección Chancado	10
1.4.3 Sección Molienda	11
1.4.4 Sección Flotación	12
1.4.5 Sección Remolienda – cianuración	13
1.4.6 Sección de Precipitación (Merrill Crowe)	15
1.4.7 Sección Manejo de Relaves	16
1.4.8 Detoxificación de Efluentes de Cianuración	16

	<u>PAGINA</u>
CAPITULO II: ASPECTOS TEORICOS	18
2. PRINCIPIOS FISICOS - QUIMICOS DE LA CIANURACION	18
2.1 Termodinámica de la Cianuración	18
2.2 Mecanismo Electroquímico	19
2.3 Cinética de la Reacción	22
2.3.1 Efectos Aceleradores y Retardadores	26
2.4 Métodos de Cianuración	32
2.4.1 Cianuración Dinámica o Agitación	32
2.5 Recuperación del oro de las soluciones lixiviantes	35
2.5.1 Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe)	36
2.5.2 Columnas de Carbón Activado	37
2.6 Métodos de Desorción del Carbón Activado cargado	37
2.7 Electrodeposición	39
2.8 Flotación de Minerales de oro	41
CAPITULO III: PRUEBAS EXPERIMENTALES	52
3.1 CARACTERIZACION DEL MINERAL	52
3.1.1 Mineralogía	52
3.1.2 Análisis Químico	53
3.1.3 Gravedad Específica	53
3.2 Análisis Granulométricos	53
3.3 PRUEBAS METALURGICAS	62
3.3.1 Pruebas de Cianuración por Agitación sin adición de oxígeno	62
3.3.2 Pruebas de Cianuración por Agitación con adición de Oxígeno	63

	<u>PAGINA</u>
3.3.3 Prueba de Cianuración por Agitación a nivel piloto Nº 1 con adición de oxígeno	65
3.3.4 Prueba de Cianuración por Agitación a nivel piloto Nº 2 con adición de oxígeno	66
3.3.5 Prueba de Adsorción con Carbón activado con pulpa del relave de cianuración	69
CAPITULO IV: ASPECTOS DE INGENIERIA PARA LA OPTIMIZACION Y AMPLIACION DE LA PLANTA	71
4.1 AMPLIACION DE LA SECCION CIANURACION	71
4.2 Antecedentes	72
4.3 Selección de Equipos para la Ampliación	73
4.4 Diagramas de Flujo	74
4.4.1 Operación Actual	74
4.4.2 Operación Proyectada	74
4.5 Energía	77
4.5.1 Energía Operación Actual	77
4.5.2 Energía Proyecto de Ampliación	78
4.6 Balance Metalúrgico	79
4.6.1 Balance Metalúrgico Operación Actual	79
4.6.2 Balance Metalúrgico Proyecto de Ampliación	80
CAPITULO V: COMPARACION DE COSTOS: SIN PLANTA DE O₂ Y CON PLANTA DE O₂	81
5.1 COSTO DE INVERSION	81
5.2 COSTOS OPERATIVOS	81
5.2.1 Energía	81
5.2.2 Mantenimiento	82

	<u>PAGINA</u>
5.2.3 Mano de Obra	82
5.2.4 Costo total de Operación	83
CONCLUSIONES	84
BIBLIOGRAFIA	88
ANEXOS	90
Plano de Ubicación	
Diagrama de Flujo de la Planta C.M.H. S.A.	
Foto	

INTRODUCCIÓN

i.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Si bien el método de extracción de oro más importante y empleado en la actualidad es la Cianuración, no siempre es posible aplicarlo exitosamente en forma directa sin antes conocer las características del mineral o concentrado.

Las dificultades en el tratamiento por Cianuración se presentan principalmente en minerales en que el oro está finamente diseminado en minerales sulfurados, sea que este se presente como oro libre o como oro encapsulado. La sola presencia de sulfuros de hierro y de metales base, de minerales de arsénico, antimonio, bismuto, etc. hacen difícil su tratamiento por Cianuración convencional.

El problema de la Cianuración de los minerales sulfurados es que estos o los productos de su descomposición pueden reaccionar con el cianuro causando un excesivo consumo del citado reactivo o pueden reaccionar con el oxígeno de la solución de cianuro y desde luego reducir la velocidad de disolución de los minerales de oro.

Para que el oro se disuelva completamente en soluciones alcalinas de cianuro, se debe de satisfacer ciertos requerimientos, tales como:

- El oro debe de estar como partículas discretas y limpias.
- Deben de estar ausentes de impurezas que puedan inhibir la reacción.
- Se debe de disponer de un adecuado suministro de oxígeno.

Por lo general se utiliza aire en los tanques de agitación, en este caso se inyectara oxígeno a estos tanques, para tener la suficiente cantidad de oxígeno que aumente la velocidad de disolución de los minerales de oro.

i.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Estudiar experimentalmente el efecto del Oxígeno en la Cianuración por agitación de un mineral de Oro y aplicar los resultados para la Ingeniería de ampliación de la planta de Cianuración.

i.3 JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN

Las empresas mineras que procesan minerales sulfurados auríferos, en la actualidad tienen problemas en la recuperación de oro por Cianuración, debido a que en el medio están presentes elementos cianicidas, que dificultan la extracción del oro.

En este caso se inyectara oxígeno en el agitador N° 1 buscando acelerar la reacción de Cianuración de modo que permita acortar el circuito de agitación.

i.4 OBJETIVOS

i.4.1 OBJETIVOS GENERALES

- Ampliar y optimizar la planta de Cianuración.

i.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Eliminación de aire comprimido en la Cianuración en tanques agitadores.
- Optimizar el periodo de lixiviación.
- Incremento de la capacidad de lixiviación con la misma capacidad instalada.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA CONSORCIO MINERO HORIZONTE

1.1 UBICACIÓN, ACCESO Y CLIMA

1.1.1 UBICACIÓN

Distrito Minero de Parcoy que pertenece a la provincia de Pataz;
Departamento de La Libertad que tiene como coordenadas:

77° 29' Longitud Oeste

08° 01' Latitud Sur

A una altitud de 2,600 a 4,100 m.s.n.m.

1.1.2 ACCESO

El acceso a la mina es principalmente por carretera afirmada, con las siguientes distancias:

TRUJILLO	- HUAMACHUCO	=	270 Km.
HUAMACHUCO	- CHAGUAL	=	80 Km.
CHAGUAL	- RETAMAS	=	60 Km.

	TOTAL	=	410 Km.

La provincia de Pataz también cuenta con un aeropuerto ubicado al Norte de Parcoy en el lugar denominado Chagual. Actualmente la empresa cuenta con un Aeropuerto en Pias.

1.1.3 CLIMA

Fisiográficamente este yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la cordillera oriental y define 03 unidades geomorfológicas y estas son:

El altiplano, La etapa valle, El cañón

Entre los 1,000 y 3,000 m.s.n.m. el clima es esencialmente templado; lluvioso en los meses de invierno (Noviembre - Marzo).

Entonces el clima presenta dos estaciones bien marcadas de Abril a Octubre que es la época seca con precipitaciones raras, y la otra de Noviembre a Marzo que es la estación húmeda con precipitaciones frecuentes.

1.2 MINERALOGIA

Los minerales que conforman las estructuras de interés económico son:

Macroscópicamente.- Cuarzo lechoso abundante, pirita, en algunas zonas se observa pequeñas cantidades de galena, esfalerita, arsenopirita, también se observa oro nativo en el cuarzo, en la pirita, en las zonas de espejos de falla.

Microscópicamente.- A continuación se nombra el orden decreciente de abundancia de los minerales hipógenos y supergénicos según informe del estudio Mineragráfico de Ing^o Luis Angel de Montrevil Díaz (20-02-90).

Cuarzo	(SiO ₂) es el componente predominante
Pirita	(FeS ₂)
Calcita	(CaCO ₃)
Sericita	Kal ₂ (AlSi ₃ O ₁₀) (OH) ₂
Arsenopirita	(Fe AsS)
Galena	(PbS)
Esfalerita	(Zn,Fe)
Calcopirita	(CuFeS ₂)
Oro Nativo	(Au)
Esfena o Tetanita	(Ca Ti SiO ₃)
Pirrotita	(Fe S _{1-x})
Cerusita	(Pb CO ₃)
Covellita	(Cu S)
Limonita (goethita)	(Fe ₂ O _{2n} H ₂ O)
Bornita	(Cu ₅ FeS ₄)

1.3 Geología

Las principales estructuras son grandes fallas longitudinales, que tiene un rumbo NW – SE (Sistema Andino).

Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces fueron intruídas por magmas que luego forme el Batolito de Pataz; en el terciario se emplaza otro intrusivo diorítico que aflora en pilancones.

En base al mapeo geológico y a las observaciones de campo, hasta el momento sólo se ha definido un tipo de yacimiento hidrotermal tipo filoneano de cuarzo – pirita.

Una notable alteración hidrotermal de las rocas encajonantes acompaña a este tipo de mineralización, está caracterizada principalmente por propilitización, sericitización y silificación.

1.3.1 Geología Regional

El magmatismo y el tectonismo del Carbonífero produjeron una gran sutura tectónica en la secuencia metavolcánica y sedimentos del pretorosoico carbonífero del valle del Marañon que sirvió de emplazamiento al Batolito de Pataz y a la consecuente mineralización aurífera posterior.

Los minerales auríferos en el distrito de Parcoy proviene de vetas y/o estructuras filoneanos antiguos, conformando yacimientos filoneanos hidrotermales, con relleno de cuarzo y pirita, arsenopirita, esfalerita y galena.

Estas vetas se alojan principalmente en rocas Intrusivas del Batolito de Pataz de edad carbonífera emplazado durante la orogenia hercínica.

Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W y está controlado por cizallas marginales y cabalgamiento de geometría lítrica. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación de orientación predominantes NW – SE producidos como parte de las grandes cizallas regionales. Este cizallamiento regional

NW – SE conjugados con el sistema de fallamiento E – W controla la ubicación de mineralización de oro en vetas y lazos cimoides.

Con relación a la mineralización los esfuerzos intrusivos parecen haber ocurrido en tres etapas:

- ◆ Primera Etapa : Pre – mineral
- ◆ Segunda Etapa : Intra – mineral
- ◆ Tercera Etapa : Post – mineral

Como resultado de la primera etapa Pre – mineral se formarían fallas con rumbo NW – SE (fallas longitudinales), estas fallas son importantes porque en ellas se emplazó la mineralización. La segunda etapa Intra – mineral son fallas subparalelas en rumbo y buzamiento a las estructuras minerales, se a observado donde la veta ha sido duplicada por un fallamiento longitudinal (Intra – mineral), al reactivarse la estructura Pre – mineral. La tercera etapa Post – mineral se forma fallas rumbo E – W y son transversales a las fallas descritas, han producido desplazamiento y son del tipo sinextral; estas fallas son Fierro, Parcoy, Doncella, Balcón y los Muertos; estas fallas son las que dislocan al Batolito en bloques.

Fallamiento en bloques.- El notable control estructural de las vetas en el distrito minero de Parcoy (C.M.H.S.A.) se debe a un cizallamiento regional tipo lístrico de dirección NW – SE de gran profundidad y persistencia.

Fallas transversales de orientación NE y EW post – mineral (tectónica andina), produjeron una tectónica de fallamiento en bloques dentro del Batolito que expusieron los diferentes niveles de las estructuras mineralizadas; así tenemos que en el distrito minero de Parcoy se ha determinado tres bloques importantes que se elevan

y bajan y a la vez desplazan a las estructuras mineralizadas. Estas son:

- ◆ Zona o Bloque Huariracra
- ◆ Zona o Bloque Retamas
- ◆ Zona o Bloque Cachica – Potacas

1.3.2 Geología Local

Las fracturas pre- existentes a la mineralización tiene un rumbo paralelo a las grandes fallas N – S , con buzamiento variable al Noreste, la mineralización ha rellenado estas fracturas con cuarzo, pirita que posteriormente fueron afectadas por fallas transversales; esto dio origen a que las vetas presentan modelo tipo rosario, estas fallas transversales en este depósito es de corto desplazamiento a excepción de la falla H, la cual llega a desplazar 60 m. Horizontales a la veta Candelaria, verificada en el nivel 2815 Candelaria.

El tectonismo a las fracturas preexistentes, presenta la forma de un “huso”, como se puede observar en la proyección de las diferentes vetas, como por ejemplo, la veta Candelaria, Orquídea, etc. El mapeo geológico subterráneo de las estructuras a medida que profundizan se va verticalizando de manera tal, que en profundidad tratarán a unirse en una sola. Realizando las correlaciones de las estructuras principales, en la componente horizontal tendiendo a unirse todas al Norte por la quebrada Vergaray y en la zona Sur de las estructuras de la unidad Candelaria tienden a cerrarse 1000 m más delante de la falla H, este hecho nos da un “huso” de 3000 m de largo y en profundidad puede ser igual.

1.4 DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA

1.4.1 SECCIÓN TOLVA DE GRUESOS

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

El Mineral extraído de la mina es almacenado en las Tolvas de gruesos; La Tolva N° 1 de capacidad de 200 Toneladas, la Tolva N° 2 también de 200 Toneladas y la N° 3 de 280 Toneladas de capacidad, cada una es provista de parrillas de $\frac{3}{4}$ 8" x 8", las que descargan en las fajas OA y OB a través de 2 alimentadores Reciprocantes y la que descarga por la Faja O a un Grizzly Vibratorio de 4' x 8'.

1.4.2 SECCIÓN CHANCADO

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

Una vez depositado el mineral en las Tolvas de grueso, el mineral es alimentado a través de fajas a un Grizzly Vibratorio de 4' x 8' de 1.5" de Set consta de 2 parrillas de una de 3 ½ y la otra de 3/2, la fracción +3/2 alimenta a la chancadora primaria Faco de 10" x 36".

La descarga se juntan con la fracción -3/2" en la faja N° 1 que es alimentada a la Zaranda 5' x 10' de doble parrilla con cocadas de 3/8" x 3/4" y 3/4" x 3/4" la fracción pasante es parada a la Tolva de Finos por la Faja N° 8, el rechazo ingresa a la chancadora hidrocónica 2000 de 1" de set cuyo producto se traslada a través de la faja transportadora N° 2 y descarga en la Faja N° 3 que alimenta a la Zaranda vibratoria horizontal de 8' x 16', con malla en cocadas de 3/8", el pasante descarga en la Tolva de Finos y el rechazo es recibido por la Faja N° 4 que conduce a la Trituradora Cónica Symons de 3' SH, que recircula conjuntamente con el

producto de la chancadora H-2000. como nos indica en el diagrama de flujo de esta área que se adjunta.

1.4.3 SECCIÓN MOLIENDA

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

La carga de la Tolva de Finos es recepcionado por 2 fajas N° 5 y 6 mediante unos Shuts de descarga, primero trabaja uno luego el otro, el mineral descarga a una tercera Faja N° 7, la cuál cuenta con un controlador de peso para su alimentación al Molino 8' x 10' marca Comesa, la descarga de este Molino alimenta al Concentrador Gravimétrico, conjuntamente con la descarga del Molino 6' x 8' de marca Comesa.

El relave de este concentrado es bombeado a los Hidrociclones D-20 1 y 2, que anteriormente eran D-15 1,2.

La descarga fina del clasificador (overflow) alimenta al circuito de flotación y la descarga gruesa (underflow) retorna un porcentaje al 8' x 10' el otro porcentaje al 6' x 8'.

La Molienda tiene como objetivo realizar una reducción de tamaño en rangos Finos de tal manera que se libere el mineral valioso. Esta sección es de vital importancia y responsabilidad de la Planta porque de ella depende el tonelaje y la liberación del mineral valioso para propósitos de la Flotación.

Las variables en el proceso de Molienda son específicamente: El Alimento, el Suministro de agua, Carga de Bolas; Forros, Tiempo de Molienda, Carga Circulante.

1.4.4 SECCIÓN FLOTACIÓN

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

Esta sección esta conformada por Celdas Circulares de Flotación y dos bancos de doble rebose Celdas Wenco la adición de reactivos para flotación ingresa en el Molino 8' x 10' ingresa también agua de Flotación y agua fresca de mina.

El Overflow del Hidrociclón (D-15) actualmente es el D-20 ingresa a un DSM y esto alimenta a una primera Celda Circular de 10' x 10' Jamerson y el relave de este a la 2^{da} celda circular de 10' x 10' 3,4 x 45, se adiciona reactivos a partir de la 2^{da} celda circular; los reactivos adicionados son el Z-6, ARND 1210 YARN 1208; como espumantes Aceite de Pino y Drow Front; como modificadores Ácido Sulfúrico y Sulfato de Cobre.

Los concentrados de las celdas circulares se juntan conjuntamente con los concentrados de las celdas Wenco; el concentrado de Flotación se unen con el concentrado del JIG para ser bombeados a un Hidrociclón D-10 donde su Overflow es retornado a un espesador de Flotación, el rebase es bombeado a un tanque, agua de flotación, lo espeso es bombeado a un filtro de discos a una sección de remolienda i cianuración que se une a la corriente del Underflow del Hidrociclón D-10.

1.4.5 SECCIÓN REMOLIENDA - CIANURACIÓN

SECCIÓN REMOLIENDA

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

Al circuito de Remolienda ingresa el total del concentrado de gravimetría que ingresa al filtro de discos y de este al molino 5' x 8', ingresa solución intermedia ó barren, Cianuro de Sodio y Cal viva.

La descarga es bombeada al molino 6' x 6' y a esto solo se adiciona cal viva, su descarga es bombeado a un Hidrociclón D-10 su underflow ingresa al Molino 5' x 8', y el Overflow es bombeado a un nido de Hidrociclones D-4, su underflow ingresa al molino 6' x 6' y su overflow es dirigido al espesador N°1, donde el rebose es la solución rica que pasa a un tanque clasificador y lo espeso es bombeado en forma continua al Agitador N°1, que cumple la función de acondicionar y se cuenta con 5 agitadores; que anteriormente se utilizaban lanzas de aire comprimido actualmente oxígeno al 45% de pureza.

SECCION CIANURACION

DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

Tanques de cianuración

Del espesador de cianuración, el under flow es succionado por una bomba de diafragma a una densidad de 1800 gr/lit. y es diluida con solución barren a una densidad de 1300 gr/lit y alimentada al primer tanque de agitación 20' x 20' para continuar con la

cianuración de los concentrados en los siguientes dos tanques de 20' x 20'.

El oxígeno proveniente de la planta de oxígeno es inyectado al primer tanque de agitación donde se obtiene una concentración del 10 ppm de oxígeno en la pulpa.

La descarga del tercer tanque de agitación es enviada al segundo espesador de Cianuración de 10' x 42' para operar en un circuito de lavado en contracorriente CCD. El over flow del espesador retorna al circuito de remolienda y el under Flow se diluye con la solución barren del proceso de Merrill Crowe e ingresa al tercer espesador de Cianuración 10' x 42' para seguir el proceso de lavado en contracorriente, el over flow del espesador pasa al espesador No 2 y el under flow del espesador No 3 es diluido con agua e ingresa la pulpa al circuito de carbón en pulpa.

Tanques de Carbón en Pulpa (CIP)

El under flow del espesador No 3 diluida con agua a 1300 gr/lt ingresa al circuito CIP ella consta de dos tanques agitadores de 20' x 20' equipados con un sistema de air lift y una zaranda vibratoria para realizar el traspaso de carbón de tanque a tanque y para realizar las cosechas de carbón activado.

El circuito CIP es un sistema continuo, la cantidad cosechada de producto en el carbón es una cantidad bastante poca comparada con la producción del proceso de Merrill Crowe llegando a aproximadamente a poco más del 1% de la producción mensual.

Finalmente del proceso CIP sale el relave de Cianuración a través de la ventana que tiene una malla No 20 y que se va a la relavera de cianuración.

1.4.6 SECCION DE PRECIPITACION (Merrill Crowe)

El circuito de Merrill Crowe consta de tres filtros prensa clarificadores con 18 marcos y 19 placas cada una, donde se clarifica la solución rica o pregnant, la turbidez de solución ingresante a los filtros es de 100 NTU y la solución de salida reporta una turbidez de 1.5 NTU, luego la solución clarificada ingresa a la torre de desaereación a una presión de -20 pulgadas de mercurio, a la solución desaereada se le adiciona acetato de plomo y polvo de zinc los cuales precipitan a los valiosos, el flujo de precipitación es de 80 m³ de solución rica por hora, se reportan soluciones ricas en el rango de 5 a 11 ppm de Au y soluciones barren promedio de 0.03 ppm.

El consumo de polvo de zinc es de 1.6 gramos por cada gramo de oro precipitado; los precipitados son depositados en el filtro de precipitados perrin, las cuales se cosechan, se secan, homogenizan y se despachan de acuerdo a un programa establecido.

El producto preciado es enviado a la ciudad de Lima para su fundición y refinación.

1.4.7 SECCION MANEJO DE RELAVES

Los relaves de cianuración son enviados por una línea de conducción (tubería de 4") con una pendiente del 5%, a la presa de relaves impermeabilizado con geomembrana a una distancia de 7.5 Km. de distancia por gravedad, en la presa el relave sólido es sedimentado mientras que la solución con contenidos de cianuro es enviado a la planta de degradación por el método del peróxido de hidrógeno, sulfato de cobre y sulfato férrico; finalmente el efluente luego de pasar por las pozas de sedimentación y 03 columnas de carbón es vertido al río en un caudal de 3.4 lt/seg.

Los relaves de flotación se evacuan a través de 2 tuberías de polietileno de 4"φ del tipo HDP a la relavera de flotación de Alpamarca a 9.6 Km. de distancia de la planta. Dicho relave se clasifica previamente para usar la fracción gruesa en relleno hidráulico de la mina y la otra parte va a canchas, la cantidad aproximada que se usa en relleno hidráulico en de 25%.

1.4.8 Detoxificación de Efluentes de Cianuración

La industria del procesamiento hidrometalúrgico que involucra transformación por acción de agentes químicos, en alguna medida generan contaminantes durante el proceso los que se desplazan hasta el producto final de descarte.

Las especies cianuradas que contaminan el efluente son los cianuros libres y los complejos cianurados con metales bases, los cuales son destruidos y eliminados durante proceso de Detoxificación antes de ser evacuados.

Método Del Peróxido de Hidrógeno con catalizador Sulfato de Cobre (DETOX)

El tratamiento **DETOX** consiste en la destrucción selectiva de los complejos cianurados por etapas desde los fácilmente destructibles hasta los más estables.

Etapa 1

Destrucción de los cianuros se realiza con el H_2O_2 , actuando con el $CuSO_4$ como catalizador. La cantidad de H_2O_2 es 7 veces la relación estequiométrica por una parte de los cianuros fácilmente dissociables en ácido débil.

Etapa 2

Eliminación de los ferrocianuros y arsénico.

Los ferrocianuros se eliminan por precipitación con $CuSO_4$ en la relación de 1 Fe/2.278 Cu, seguido de la precipitación del arsénico con sulfato ferroso en relación 3Fe/1As.

Estos precipitados se separan por sedimentación en las canchas de relaves.

CAPITULO II

ASPECTOS TEORICOS

2. PRINCIPIOS FISICOS - QUIMICOS DE LA CIANURACION

2.1 Termodinámica de la Cianuración

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

Estos diagramas muestran que compuestos potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a la causa de la gran estabilidad de este último.

En el diagrama Au-H₂O-CN (**Fig. N° 2-1**), no obstante, la reacción: $\text{Au(CN)}_2^- + e^- = \text{Au} + 2 \text{CN}^-$ se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente, muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a nueve) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los

compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{3+} y HAuO_3^{2-} son reducidos por la introducción del cianuro.

2.2 MECANISMO ELECTROQUIMICO

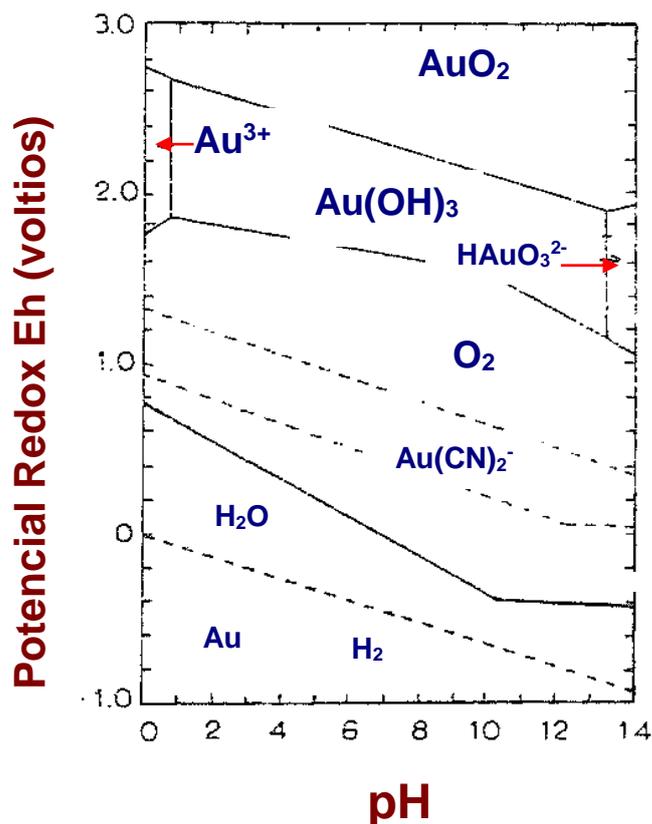


Figura N° 2-1.- Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-CN⁻ a 25°C. [CN⁻] = 10⁻³M, concentración de todos los espacios solubles de oro = 10⁻⁴M y p(O₂)=p(H₂)=1 atm

Si bien, en forma general, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físico como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la Cianuración se ha podido establecer que la disolución está regida por los principios electroquímicos de la corrosión. Fue Thompson (1947) quien demostró Este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro

y una solución solidificada como soportes de éstas, haciendo circular una corriente KCN libre de aire constató, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuestos al de la incidencia del flujo; después de otros tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad (Ver **Fig. N° 2-2**).

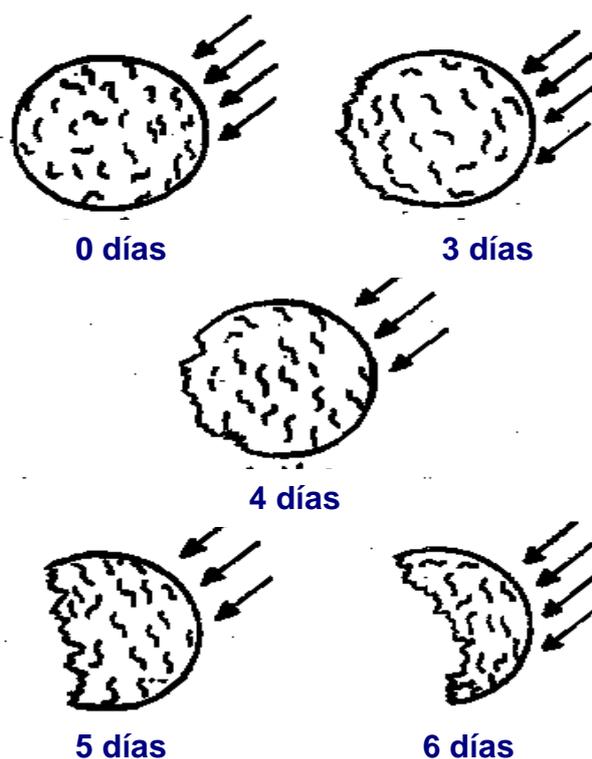


Figura N° 2-2.- Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120 u diam.) en KCN en presencia de oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno (Thompson, 1947)

La explicación esquemática de este fenómeno se facilita mediante el gráfico de la **Fig. N° 2-3**; la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:

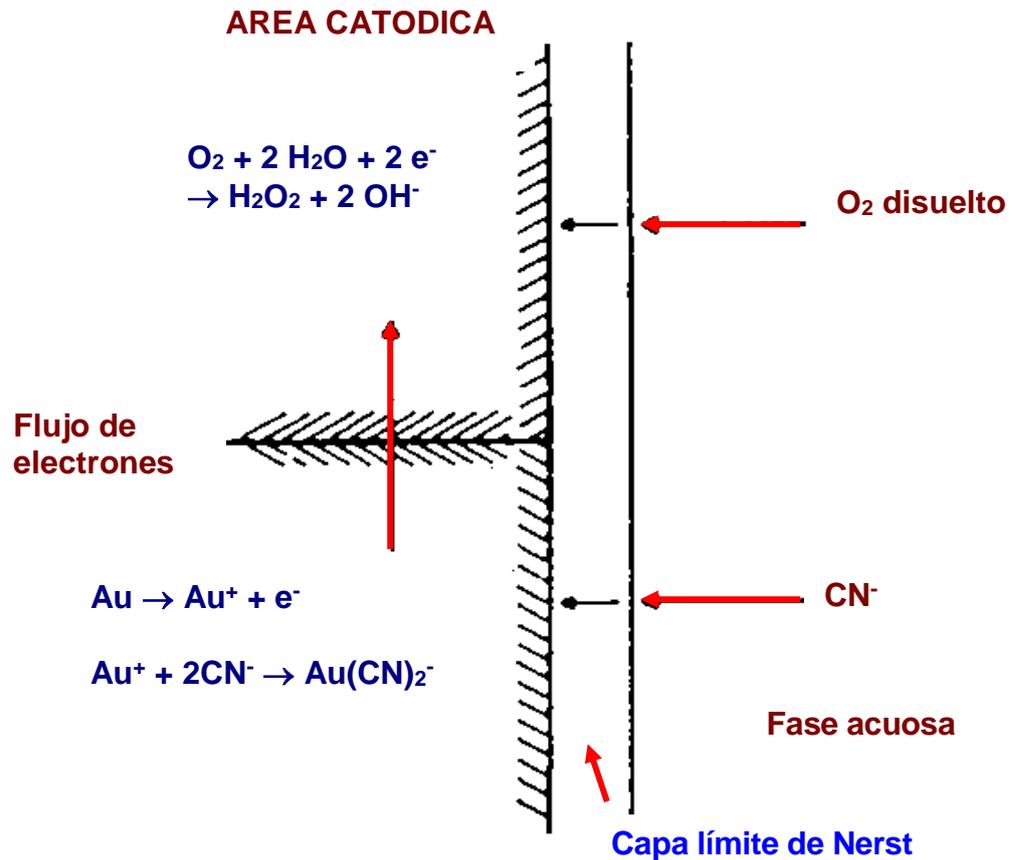
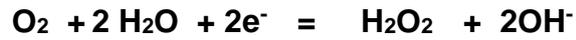


Figura Nº 2-3.-Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.

El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en el que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro. La capa límite de

Nernst, situada entre ambas fases, tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación.

2.3 CINÉTICA DE LA REACCIÓN

Como el tiempo en el cual se lleva a cabo la reacción es, en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante) es importante identificar su rapidez.

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

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

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que la de las etapas 2 , 3 y 4 es función de la rapidez de los procesos químicos.

Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para la aceleración, si en cambio esta última es retardada, por los procesos químicos se debe incrementar la temperatura.

La Cianuración está gobernada por las leyes de Fick, expresada matemáticamente de la siguiente manera:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} \{ [O_2] - [O_2]_s \}$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} \{ [CN^-] - [CN^-]_s \}$$

Donde:

$$\frac{d(O_2)}{dt}, \frac{d(CN^-)}{dt} = \text{Velocidades de difusión de } O_2 \text{ y } CN^- \text{ (moles/lit)}$$

$$D_{O_2}, D_{CN^-} = \text{Coeficientes de difusión (cm}^2/\text{seg)}$$

$$A_1, A_2 = \text{Superficies anódica y catódica (cm}^2\text{)}$$

$$\delta = \text{Ancho de la capa límite de Nernst (cm)}$$

$$[O_2], [CN^-] = \text{Concentración de oxígeno y cianuro en la solución (moles/lit)}$$

$$[O_2]_s, [CN^-]_s = \text{Concentración de oxígeno y cianuro en la superficie (moles/lit)}$$

Si en las dos anteriores ecuaciones se considera que la reacción química es muy rápida, se tiene $[O_2]_s = [CN^-]_s = 0$. Si se acepta asimismo que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene la siguiente igualdad:

$$2 D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} [O_2] = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} [CN^-]$$

Se debe tener en cuenta, además, que el área total es $A = A_1 + A_2$. Resolviendo este sistema de ecuaciones se deduce que la velocidad de Cianuración es:

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

Obtenida esta ecuación se deben considerar dos posibilidades; cuando las concentraciones de cianuro son bajas, el primer término del denominador es despreciable respecto del segundo, con lo cual de la expresión anterior se tiene:

$$V = \frac{1}{2} D_{\text{CN}^-} \frac{A}{\delta} [\text{CN}^-]$$

$$V = k_1 [\text{CN}^-]$$

Por lo tanto, en estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración de cianuro, hecho que ha sido comprobado experimentalmente. La segunda posibilidad es que las concentraciones de este compuesto sean altas. En este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto del primero, por lo que la ecuación se convierte en:

$$V = 2 D_{\text{O}_2} \frac{A}{\delta} [\text{O}_2]$$

$$V = k_2 [\text{O}_2]$$

Esto significa que, a altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Los experimentos han corroborado también esta previsión teórica.

Para hallar el límite en el cual él predomina de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la velocidad de lixiviación, se debe volver a la ecuación general.

$$D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] = 4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2]$$

Cuando dicha ecuación se cumple o lo que es lo mismo,

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}}$$

Si se asume que: $\frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}} = 1.5$

(promedio establecido a partir de diferentes pruebas experimentales) se determina que el límite referido se alcanza

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 6$$

cuando:

Los valores encontrados en las experiencias de laboratorio varían de 4.6 a 7.4, por lo que aquel obtenido en el cálculo teórico se considera representativo.

Se ha hecho evidente, a lo largo de toda la demostración anterior que es importante conocer la cantidad de oxígeno disuelto durante la Cianuración. Como esta cantidad varía con la altitud y la temperatura a las que se realiza el experimento, se ha insertado el gráfico de Figura N° 2-4 en el cual se dan valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas.

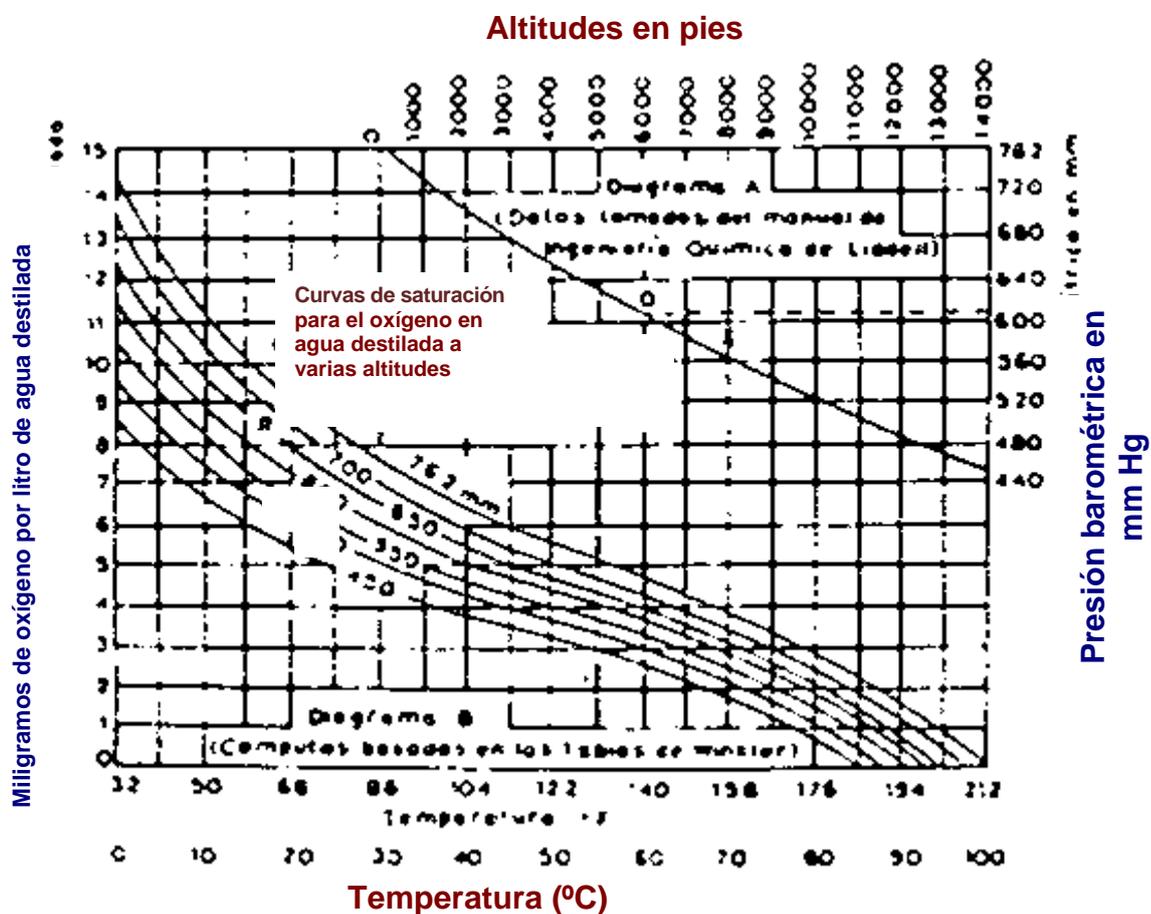


FIGURA N° 2-4.- valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas.

2.3.1 EFECTOS ACELERADORES y RETARDADORES

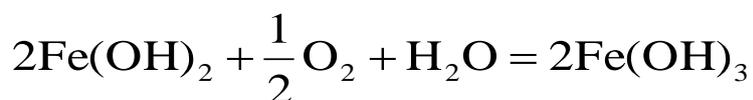
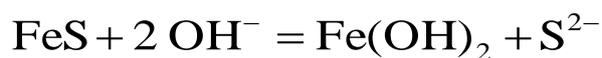
Haden investigó por primera vez, en 1938, el efecto de otros elementos que aceleran la disolución de oro en el cianuro, más tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de sales de plomo y mercurio aceleran el proceso. Otros aún determinaron que sales de bismuto y talio producían el mismo efecto.

Este puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nernst al disminuir el espesor de la misma, acelerando, por tanto, el proceso ya que, como se dijo, la etapa que controla el mecanismo de la Cianuración es la difusión. En cambio se pudo comprobar que aumentando las cantidades de plomo se lograba retardar el proceso. Tal fenómeno de retardación en la Cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes como Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} y Ba^{2+} , siendo los dos últimos efectivos a valores altos de alcalinidad.

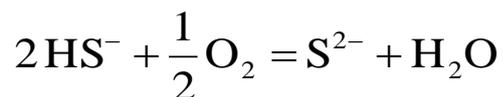
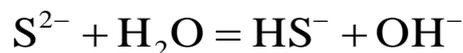
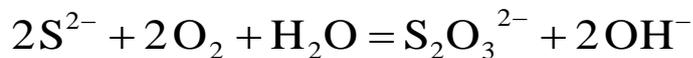
Según lo propuesto por HABASHI el efecto de retardación sería imputable a una o más de las siguientes causas:

i. Consumo de oxígeno de la disolución

La presencia de oxígeno influye, como ya se ha visto, sobre la disolución puesto que su consumo la retarda. Así por ejemplo, si la mena contiene pirrotita, esta se descompone fácilmente formando hidróxidos ferrosos que posteriormente se oxidan con el oxígeno:



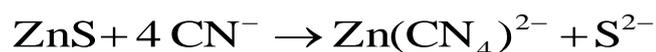
y el ion azufre, al oxidarse también, produce tiosulfatos y polisulfuros:



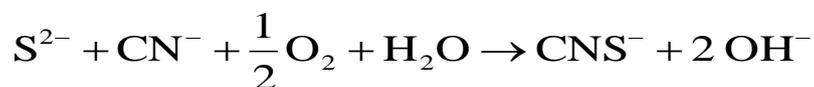
ii. Consumo de cianuro libre

Se debe a factores tales como:

- Formación de complejos cianurados a partir de iones solubles.



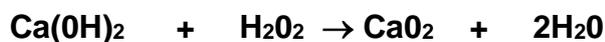
- Generación de tiocianatos a partir de los iones azufre liberados de los sulfuros solubles



- Formación de capas delgadas sobre la superficie del metal, que evitan su disolución a causa de:

a) La producción de un sulfuroso insoluble sobre las superficies de las partículas de oro, en presencia de otros sulfuros.

b) La deposición de peróxido; así el de calcio, resultante de la descomposición del hidróxido del mismo a pH superiores a 11.3 según la siguiente reacción:



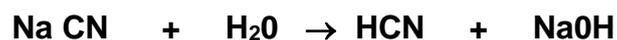
- c) La generación de óxidos como el de oro, insoluble, en presencia de ozono, el cual también ataca al cianuro de potasio oxidándole:



- d) La aparición de cianuros insolubles, como en el caso de la reacción del plomo con el cianuro libre que forma una capa insoluble de $\text{Pb}(\text{CN})_2$
- e) La presencia de xantato en el mineral flotado que da lugar a la aparición de una capa de xantato aúrico insoluble que evita la disolución del oro.

iii. Descomposición de las soluciones de cianuro

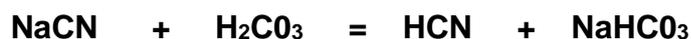
Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



El grado al cual esta hidrólisis produce en soluciones de cianuros comerciales en agua depende primeramente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable.

En ausencia de álcali libre, la hidrólisis puede ser retardada por la adición de cal. En la práctica la adición de cal a una pulpa de cianuro es prácticamente universal, no solo para evitar perdidas de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral el cual de otro modo liberaría ácido cianhídrico.

Otro factor que afecte a la descomposición de las soluciones de cianuro es la presencia de dióxido de carbono en el aire. El ácido carbónico que es el más fuerte que el ácido cianhídrico descompone las soluciones como sigue:



Esta reacción también puede evitarse por el uso de cal y otros álcalis. Tales álcalis mantienen la alcalinidad de la solución y reaccionan con el óxido de carbono para formar compuestos inofensivos como el carbonato de calcio.

Los resultados de esta prueba mostrados en la **Tabla N°2-1**, demuestran el efecto de la alcalinidad sobre la pérdida de cianuro por hidrólisis y; por la acción del dióxido de carbono del aire.

TABLA N°2 – 1.- Efecto de la Cal sobre la perdida de Cianuro

EFFECTO DE LA CAL SOBRE LA PERDIDA DE CIANURO				
	SIN CAL		CON CAL	
	Inicial	Después de 6 horas	Inicial	Después de 6 horas.
NaCN%	0,051	0,034	0,051	0,051
CaO%	0,001	0,0005	0,061	0,015
pH	10,2	9.07	11,6	11,2
Pérdida de NaCN (lb/ton)		0,34		nada

TABLA N° 2-2**SOLUBILIDAD DE MINERALES DE DISTINTOS METALES EN
SOLUCIONES CIANURADAS****(Extraído de F. Habashi)**

Oro	Calaverita	Rápidamente soluble	JOHNSTON (1933)
Plata	Argentita	Rápidamente soluble	LEAVER WOOLF y KARCHMER (1931)
	Cerargirita Proustita	Moderadamente soluble	
	Pirargirita		
Cobre	Azurita	94,5	LEAVER y WOOLF (1931)
	Malaquita	90,2	
	Calcocita	90,2	
	Cuprita	85,5	
	Bornita	70,0	
	Enargita	65,8	
	Tetraedrita	21,9	
	Crisocola Calcopirita	11,8 5,6	
Zinc	Smithsonita	40,2	LEAVER y WOOLF (1931)
	Zincita	35,2	
	Hidrozincita	35,1	
	Franklinita	20,2	
	Esfalerita	18,4	
	Hemimorfita	13,4	
	Willemita Willomita	13,1	
Hierro	Pirrotita	Rápidamente soluble	HEDLEY y TABACHNICK (1958)
	Pirita	Moderadamente soluble	
	Hematita Magnetita	Prácticamente insoluble	
	Siderita		
Arsénico	Oropimente	73,0	
	Rejalgar	9,4	
	Arsenopirita	0,9	
Antimonio	Estibina	21,1	
Plomo	Galena	Soluble a alta alcalinidad	LEMMON (1940)

2.4 METODOS DE CIANURACION

De los procesos empleados para la extracción del oro y la plata de los minerales, el de mayor uso es la Cianuración. Al disolverse el oro con el cianuro sobre la base de los mecanismos Físico químicos mencionados en (1).

De acuerdo al método Cianuración a emplearse, se clasifican:

- i.** Cianuración Dinámica o Agitación.
- ii.** Cianuración Estática o Percolación.

A continuación se detallan estos procesos.

2.4.1 Cianuración Dinámica o Agitación

Los procesos de Cianuración dinámica o agitación son empleados generalmente para minerales de oro de alta ley (> 1 oz Au/TC), donde el costo de operación es elevado, debido a que se emplean etapas de Chancado, Molienda y Agitación, incrementándose el consumo energético a niveles donde puede resultar antieconómico para leyes bajas de oro.

Los tanques agitadores pueden ser mecánicos o neumáticos, un estudio adicional indicaría la selección del tanque agitador. En la actualidad se recomienda el uso de los tanques agitadores mecánicos para producir una agitación más eficiente que los neumáticos.

De acuerdo a como se extrae el oro disuelto de la solución cosecha, los procesos de Cianuración por agitación se clasifican:

- i.** Cianuración Convencional.
- ii.** Cianuración con Carbón en Pulpa (CIP).
- iii.** Cianuración con Carbón en Lixiviación (CIL).

A continuación se detallan estos procesos.

Cianuración por Agitación Convencional

Es un método eficiente para el tratamiento de minerales de Oro y Plata por Cianuración, y si bien los nuevos procesos puestos en práctica requieren menor control en varias etapas, el método convencional es todavía preferido por gran cantidad de empresas mineras, el proceso consiste en:

Molienda y clasificación.- el mineral triturado en seco (2 ó 3 etapas) es alimentado al circuito de molienda en circuito cerrado con el propósito de moler las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción del cianuro que se agrega desde esta etapa (se logran extracciones de 30 a 85%).

Espesamiento Primario y Lixiviación.- La pulpa obtenida de molienda se sedimenta en un espesador llamado primario del cual se obtiene la solución rica (pregnant) que se envía a precipitación y la descarga espesada que se envía a lixiviación. La lixiviación se realiza en 3 agitadores a 30-50% sólidos con adición de aire y con un tiempo de retención de hasta 48 horas; los agitadores pueden ser mecánicos (Dorr) con hélices o rastrillos o verticales con agitación únicamente por aire comprimido (Brown o Pachuca), el número mínimo es 3 para evitar el corto - circuito del material durante la lixiviación.

Decantación continua en contra corriente.- La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado para recuperar todos los valores disueltos, el método más eficiente consiste en espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 ó 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que la pulpa y la solución circulen en sentidos contrarios, enriqueciéndose la solución y empobreciéndose la pulpa en contenido valioso, de allí

el nombre de Decantación Continua en Contracorriente (CCD). La pulpa sedimentada del último espesador constituye el relave lavado y la solución o rebose del primer espesador se recircula a molienda; la eficiencia de lavado en CCD es superior al 99%, dependiendo del número de etapas.

Precipitación y refinación.- La solución pregnant obtenida del espesador primario se envía a precipitación continua con polvo de zinc según el proceso Merrill-Crowe; primeramente la solución es clarificada en filtros de hojas y/o con camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la deareación (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío, reduciendo el contenido de oxígeno de 5-6 ppm a 0.5 ppm con un vacío de 22" Hg (esto es una presión absoluta de 0.25atm); La solución deareada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino (-200 ó -325 mesh), recuperándose el precipitado de oro-plata en filtros prensa.

El precipitado obtenido se seca y se funde con bórax, carbonato de sodio y sílice para reducirlo a bullón que contiene 10-15 % de impurezas (Zn, Cu, Pb) y el resto oro y plata; Si la ley de plata no es alta, el bullón puede enriquecerse lavando previamente el precipitado con ácido para eliminar la plata, zinc y otras impurezas; posteriormente varios bullones (doré) se funden en lingotes y se envían a refinación electrolítica.

Métodos empleando el Carbón Activado en Pulpa

En los últimos años se ha desarrollado el uso del carbón activado para recuperar principalmente oro a partir de soluciones de cianuro. El carbón activado absorbe el oro de la solución rica.

Durante el proceso de Cianuración por agitación se adiciona el carbón activado a la pulpa en agitación con la finalidad de que se produzca la adsorción del oro dentro del tanque de agitación. De

acuerdo a la forma de adición del carbón el proceso se clasifica en:

- Carbón en Pulpa (CIP)
- Carbón en Lixiviación (CIL)

Carbón en Pulpa (CIP)

Proceso que consiste en una primera etapa de Cianuración y una segunda etapa de adsorción con el carbón en pulpa. El objetivo de este proceso es que en la primera etapa se obtiene la máxima extracción del oro y plata para luego complementarlos con la adsorción en tanques agitadores cuya velocidad (r.p.m.) es menor a los agitadores empleados en la Cianuración, evitando que el carbón se deteriore por la fuerte adsorción, producida por la agitación.

Carbón en Lixiviación (CIL)

En este proceso se adiciona el carbón activado junto con el cianuro produciéndose en forma paralela la disolución y adsorción del oro y la plata de las soluciones.

Este método se usa cuando el mineral posee minerales carbonaceos, que pueden producir durante la operación el efecto "Robing" que es adsorción del oro y la plata de las soluciones por los materiales carbonaceos provenientes del mineral.

2.5 Recuperación del Oro de las Soluciones Lixiviantes

Los procesos que se emplean para recuperar el oro de las soluciones cosecha, son:

- Con polvo de Zinc (Merrill Crowe)
- Columnas de Carbón Activado (CIC)

A continuación se detallan estos procesos:

2.5.1 Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe)

El fundamento del uso del zinc como precipitante se basa en que el oro y la plata se encuentran en el extremo opuesto al zinc en la serie electromotriz, y son por tanto desplazados electroquímicamente por éste de las soluciones cianuradas.

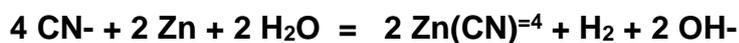
Adicionalmente la formación del complejo $\text{Zn}(\text{CN})_4^{=4}$ ocurre con gran facilidad, permitiendo la completa sustitución del oro y la plata de sus complejos cianurados.



En ella se pueden diferenciar las etapas de reemplazamiento electroquímico del oro por el zinc.



La disolución del zinc por acción del cianuro:



La reacción explica perfectamente los siguientes hechos, observados en la práctica:

1. Incremento de la alcalinidad después de la precipitación y evolución del hidrógeno gaseoso.
2. La presencia de cianuro libre favorece la precipitación.
3. La presencia de oxígeno disuelto disminuye la eficiencia de precipitación.

En el proceso de Merrill Crowe las soluciones son previamente clarificadas, para luego ser desoxigenadas en un tanque de vacío e inmediatamente precipitados con polvo de zinc (100% - 200 mallas) y filtradas para recuperar el precipitado que es posteriormente fundido y refinado de las impurezas como cobre, plomo, antimonio,

bismuto, arsénico, telurio y el zinc residual.

El uso de sales de plomo en la precipitación es también benéfico, ya que la formación de un activo par galvánico plomo-zinc acelera la precipitación y eleva la eficiencia del proceso.

2.5.2 Columnas de Carbón Activado (CIC)

La aplicación de las columnas de carbón activado es recomendable cuando se obtiene oro en soluciones claras de cianuro de procesos de Heap Leaching, o donde se emplean espesados. La aplicación de las columnas de carbón depende de la cantidad de plata disuelta que se tiene en solución, si la proporción es menor a 2:1 con respecto al oro, se emplea las columnas, de lo contrario no es recomendable ya que las columnas se saturarían de plata reduciéndose la eficiencia de adsorción del oro. El diseño del número de columnas a emplearse depende de la ley del mineral de cabeza y del porcentaje de extracción del oro en la cianuración, normalmente se considera que la relación del diámetro de la columna a la altura debe de 3:1 considerándose un 20% como porcentaje de vacío.

La instalación de las columnas se debe realizar en lo posible aprovechando la gravedad para el desplazamiento de las soluciones a alimentarse o del contrario se debe instalar una bomba, para servir de apoyo a las columnas de carbón activado.

2.6 Métodos de Desorción del Carbón Activado Cargado

La Desorción consiste en la extracción del oro y la plata absorbida sobre el carbón activado. Hay varios métodos de Desorción y a continuación mencionamos las más importantes:

- 1. Método Zadra.** Utiliza como eluente una solución de cianuro alcalino (1.0% NaOH + 0.10% NaCN) caliente (90 a 93°C) a

presión atmosférica, el oro y la plata son eluidos satisfactoriamente en 50 horas aproximadamente dependiendo de la carga del carbón.

2. Método Zadra Modificada. Utiliza como eluente la misma solución anterior diferenciándose en que este proceso necesita una presión de 75 lb/pulg cuadrada y una temperatura mayor (110 - 180°C), reduciéndose el tiempo de tratamiento a 8 horas.

3. Método de Hein (Alcohol). Establece una modificación del fluente de cianuro alcalino (1,0% NaOH + 0.1% NaCN) por la adición de 20% en volumen de alcohol (etano, metanol) soluble en agua. Los resultados muestran la eficiencia de la desorción de oro y plata, 99% de estos valores puede ser eluido en 6.8 horas a 80°C, comparando a las 50 horas sin la adición de alcohol.

4. Método del sulfuro de sodio. Esta técnica no es aplicable a carbones que contienen plata como el sulfuro de plata insoluble es precipitado en los poros del carbón y es también retenido. El oro puede ser eluido eficientemente con la solución caliente de sulfuro de sodio a 93°C.

Hay varios métodos más que no se mencionan en este trabajo.

Las unidades de desorción y electrodeposición trabajan por lo general en circuito cerrado, en la que la solución del efluente es bombeada de abajo hacia arriba del lecho del carbón cargado, y el efluente conteniendo el oro y la plata va a las celdas electrolíticas adecuadas que tiene ánodo de acero inoxidable y un cátodo permeable que contiene lana de acero. El oro y la plata efluidos son removidos del efluente por electrodeposición tan rápidamente

como ellos son desorbidos desde el carbón, el efluente barren es reciclado al circuito de desorción. Finalmente el oro y la plata son recuperados por fusión de la lana a bullón.

DESORCION PRACTICA

La selección del método de Desorción del carbón depende de las condiciones de la plata. En plantas pequeñas la Desorción atmosférica es buena, requiere menos equipos con bajo capital y costo de operación. En cambio en plantas donde el tonelaje sea grande, se requiere que el tiempo de tratamiento sea corto (6 -10 horas) la Desorción a presión con cianuro cáustico, alcohol o la angloamericana son las adecuadas. Cuando uno se decide por el sistema del alcohol se debe tener especial cuidado en el diseño para la recuperación del vapor y sistemas de control por los peligros de incendio y accidentes.

Durante la Desorción a veces es necesario sangrar la solución para evitar que suba las concentraciones de los iones metálicos tales como cobre, zinc y otros. De allí la importancia del control de las soluciones de reextracción para su regulación de tal manera que no interfiera en la electrólisis.

2.7 Electrodeposición

Las celdas Zadra se han usado en las primeras plantas son eficientes cuando son instaladas adecuadamente, el oro y la plata son depositada en el cátodo cilíndrico de lana de acero.

Las celdas rectangulares fueron desarrolladas para pequeñas operaciones, requieren de menor espacio en el piso y los cátodos pueden ser movidos sin parar el circuito. Estas celdas tienen un problema por la fácil ocurrencia de corto circuitos.

La densidad de los cátodos de lana de acero varía de 0.5 - 1.0 lb/pie³. La electrorefinación de oro se efectúan a partir de ánodos fundidos con los bullones obtenidos de los procesos anteriores.

El proceso Wohlwill es el método más conocido para la electrorefinación del oro, en este caso se emplean ánodos que contengan 94% Au como mínimo, siendo la mayor parte del resto, es decir, 6% contenido por Ag. Si la plata es superior a esta cantidad es mejor refinarla por el proceso Moebias o por el Thum.

El proceso Wohlwill se basa fundamentalmente en la electrólisis de ánodos de oro impuro en una solución ácida caliente de cloruro de oro. El oro, cobre plomo, platino y paladio se disuelven anódicamente, mientras que la plata, iridio, sodio y senio permanecen en los lodos.

En la electrorefinación de la plata en las celdas tipo Moebius la plata se deposita en cátodos verticales de acero inoxidable en forma de cristales poco adherentes, mientras que el oro se recoge en los lodos anódicos. Los ánodos se introducen en bolsas de lana con él objeto de que los lodos no contaminen la plata depositada. El electrólito está constituido por una solución de nitrato de plata que tiene una concentración de 15 a 60 g/l de AgNO₃ y 40 g/l de Cu.

Entre los ánodos y los cátodos se encuentran raspadores mecánicos que agitan el electrólito y desprenden los cristales de plata depositados. En las bolsas se recogen los lodos que contienen Au, Pt y otros. Estos lodos se lavan, se secan, se funden en ánodos y se refinan por el proceso Wohlwill.

Las celdas de THUM o BALBACH, que son el otro proceso para la electrofinación de plata. Están constituidas por un cátodo de plancha de grafito o de carbón que recubre horizontalmente el fondo de la celda. Encima del cátodo en un soporte tipo cesto descansan horizontalmente los ánodos de bullón, el cesto y debajo de los ánodos se coloca una lona que hace de diafragma y evita que los lodos caigan sobre la plata depositada en el cátodo. La plata depositada se separa periódicamente con un raspador. En general el proceso Moebius requiere menor superficie y una cantidad inferior de energía por unidad de plata producida, además de consumir menos ácido nítrico que el Thum: En la celda de Thum los ánodos se consumen totalmente

2.8 FLOTACIÓN DE MINERALES DE ORO

Del total de las reservas de minerales metálicos no ferrosos del territorio peruano, una proporción mayoritaria corresponde a yacimientos de sulfuros que contienen metales básicos como el Cu, Pb, Zn, y elementos secundarios (aunque no siempre menos valiosos) como la plata, el bismuto, arsénico, antimonio, cobalto, molibdeno, **oro**, selenio, telurio y otros.

La aplicación de estrategias adecuadas para la obtención de concentrados colectivos (bulks) o individuales de los minerales de oro extraídos de estos yacimientos debe apoyarse en unos adecuados conocimientos de los fundamentos básicos del beneficio de minerales por flotación.

MENAS DE ORO

En general las menas de oro pueden ser divididas en tres clases

principales:

1. Menas de oro en las cuales la oxidación de los sulfuros ha progresado hasta el punto en que prácticamente todo el oro está libre, esto son liberadas de la ganga. Esta clase de mena es generalmente muy baja de sulfuros.
2. Menas de oro en las cuales una parte del oro se encuentra libre bien sea en forma metálica o como un telururo, estando el resto asociado con sulfuros tales como pirita. La mayoría de las menas de oro pertenecen a esta clase.
3. Menas cuyos componentes más valiosos son minerales de metales básicos tales como plomo, zinc y cobre. Generalmente estas menas son consideradas como menas de metales básicos, pero en ciertos casos puede haber suficiente oro presente como para que su aprovechamiento entre los demás productos del molino tenga importancia en la aplicación de los reactivos.

En la flotación de menas de las clases 1 y 2, es muy empleada una combinación de reactivos consistente en promotor AEROFLOAT 208 y Xanto Aéreo 301, junto con Promotor Aerofloat 15 o Promotor Aerofloat 25 como espumante. Las cantidades de cada uno de estos reactivos dependen de las características de la mena, pero generalmente son de aproximadamente 0.025 a 0.050 kg. de Promotor Aerofloat 208 y Xanto Aero 301 por toneladas métricas de mena y de 0.025 a 0.075 kg. de Promotor Aerofloat 15 por tonelada de mena, de acuerdo con los requerimientos específicos

de dicha mena. El Aerofloat 208 sirve como promotor para el oro metálico liberado.

Otra combinación de reactivos muy usada para menas de oro de las dos primeras clases, incluye el Promotor Aero 404 y el Promotor Aerofloat 242. El Promotor Aero 4040 actúa como promotor principal, mientras que las funciones del Aerofloat 242 son las de espumante y promotor a la vez.

Para la flotación de pirita, arsenopirita, pirrotita y otros sulfuros con los cuales es probable que el oro se encuentre asociado, el Xanto Aero 301 es un promotor poderoso y no selectivo. En particular, resulta efectivo en la flotación de sulfuros parcialmente oxidados. El Xantato Aero 350 es también un excelente promotor para este tipo de flotación y ocasionalmente es usado en combinación con el promotor Aerofloat 208.

El aceite de pino y el ácido cresílico son espumantes comúnmente usados, bien sea solos o en combinación con el Aerofloat 15. Sin embargo, se ha encontrado en muchas plantas que es muy conveniente la combinación del Promotor Aerofloat 242 y un espumante alcohólico de cadena larga, tal como alguno de los espumantes Aerofroth. Una mezcla de 30% en peso de Promotor Aerofloat 25 y 75% en peso de espumante Aerofroth 70 ha dado buenos resultados como combinación espumante, particularmente para el tratamiento de menas que contengan lamas de ganga indeseables.

Los telururos de oro, por lo general, flotan fácilmente con el Xantato

Aero 301 y un espumante tipo alcohólico tal como alguno de los espumantes Aerofroth o con aceite de pino.

En el tratamiento de menas de oro conteniendo parte de sus valores como oro metálico libre, deberá evitarse el uso de un circuito alcalino por que la cal casi siempre actúa como depresor de oro metálico. Generalmente, no se requiere ningún regulador de pH en el tratamiento de menas de la clase 1 y 2, pero a veces el carbonato sódico, en cantidades apropiadas, es beneficioso para la flotación de sulfuros de hierro parcialmente oxidados.

En general, las partículas limpias de oro metálico de menos de 65 mallas flotan fácilmente con los reactivos anteriormente mencionados. Las partículas cuyo tamaño es mayor de 65 mallas son más difíciles de flotar y generalmente se recuperan con mayor facilidad por amalgamación o bien por el método de concentración por gravedad.

Cuando la alimentación a la flotación contiene oro libre y solamente una pequeña cantidad de sulfuros, como en el caso de menas de la clase 1, generalmente es aconsejable flotar la pulpa en una densidad relativamente alta, quizá de 30 a 35% de sólidos.

Cuando la arsenopirita está presente en cantidades apreciables y se desea flotar dicho mineral, resulta casi siempre benéfica una combinación de aditivos consistente en sulfato de cobre y carbonato de sódico. Generalmente es suficiente usar de 0.025 a 0.500 kg. de sulfato de cobre por tonelada de alimentación. La cantidad de carbonato sódico requerida dependerá, por supuesto,

de la acidez de la mena; pero generalmente no excederá de 0.500 kg. a 0.750 kg. por tonelada. En el caso de las menas de la clase 3, es también aconsejable usar carbonato sódico en lugar de cal como regular del pH. Se encontrarán mas detalles concernientes a la flotación de este tipo de menas bajo la descripción de menas de plomo - zinc y cobre.

Ocasionalmente se encuentra menas de oro que pertenecen parcialmente a la clase 1 y parcialmente a la clase 2, esto es, que la pirita aurífera se encuentra parcialmente oxidada. El problema entonces consiste en flotar el oro libre y la pirita parcialmente oxidada.

Aunque el oro flota fácilmente con la combinación usual de los reactivos xantato Aéro 301 y promotor Aerofloat 208, la pirita parcialmente oxidada es siempre algo difícil de flotar y requiere un tratamiento especial.

Para la flotación de tales piritas el Promotor Aero 404 ha dado excelentes resultados. Generalmente se obtienen mejores recuperaciones si la pulpa es acondicionada con sulfuro de sodio en cantidades de 0.025 hasta 1.000 kg. por tonelada de mena, antes de añadir el Promotor Aero 404. Siendo el sulfuro de sodio un depresor del oro libre, es recomendable flotar primero éste con el xantato Aero 301 y el Aerofloat 208 y posteriormente flotar la pirita oxidada usando sulfuro de sodio y Promotor Aero 404.

A veces puede ser conveniente usar el Xantato Aero 301 o el Xantato Aero 350 junto con el Promotor Aero 4040 para asegurar la

máxima recuperación de la pirita parcialmente oxidada.

Para el tratamiento de menas de oro conteniendo ganga carbonosa los depresores Aero de la serie 600 encuentran gran aplicación. El depresor Aero 620 y el depresor Aero 633 son particularmente útiles para este objeto. Además, el depresor Aero 610, el depresor Aero 620 y el depresor Aero 633 han sido también usados eficazmente como depresores para minerales de ganga de tipo talcoso. Debe recordarse, sin embargo, que únicamente deberán añadirse las cantidades óptimas de los depresores de la serie 600 a causa de su tendencia a deprimir el oro libre y ciertos sulfuros, si se usan en exceso.

El Aerofloat 208 es un promotor no - espumante. Su mayor aplicación es la flotación de menas de oro, plata y cobre. Este reactivo, ya sea solo o combinado con el xantato Aero 301, constituye un promotor ideal para menas de oro es muy usado para este objeto, este promotor es el más eficiente que se ha encontrado para la flotación de oro fino metálico que ha sido liberado de sulfuros y ganga.

El Xantato Aero 301 es un promotor fuerte para la flotación "bulk" de todos los minerales sulfurosos y es también muy eficiente para menas de metales oxidados básicos después de la sulfurización. **En combinación con el promotor Aerofloat 208, el Xantato Aero 301 es muy usado en la flotación de menas piríticas de oro.** A menudo se emplea la combinación promotor espumante formada por Xantato Aero 301 y Promotor Aerofloat 15.

El Xantato Aero 301 es usado eficientemente para la flotación de arsenopirrita, sulfuros de níquel y cobalto y otros minerales sulfuros difíciles de flotar. **Es especialmente efectivo para la flotación de pirita aurífera gruesa.**

El Aerofloat 15 es un promotor efectivo para sulfuros de plata, cobre, plomo y zinc, cuya flotación promueve selectivamente, en presencia de sulfuros de hierro en un circuito alcalino. También es valiosos como **promotor secundario y espumante primario en la flotación de menas de oro.**

El promotor Aero 404 puede ser empleado como colector de carbonato de plomo sin requerir el uso de agente sulfurizante. También es usado en la flotación de minerales de vanadio. Es un promotor excelente para la **flotación de pirita aurífera y oro fino libre.** En muchas operaciones donde el oro y la plata son tratados por flotación, se obtienen mejores resultados con el uso del promotor Aero 404 ya sea solo o en combinación con el promotor Aerofloat 242.

Nota. El Aerofloat 242 después de un almacenamiento prologando este reactivo se vuelve más transparente a causa del asentamiento de una pequeña porción de materias en suspensión. Esto no afecta su efectividad.

Los depresores Aero de la serie 600 fueron originalmente manufacturados en el laboratorio de metalurgia de la American Cynamid Company para la **depresión de ganga carbonos en la flotación de minerales de oro.**

Esta ganga carbonosa aparece a menudo en concentrados auríferos en tal cantidad que hace imposible la Cianuración de dichos concentrados, debido a la acción precipitante del diluyente de la ganga carbonosa.

Su uso, muy extendido en los molinos, ha demostrado concluyentemente que una gran porción de la ganga carbonosa y algunas otras gangas flotables que constituyen en las mismas, puede ser deprimidas por los depresores Aero de la serie 600. En algunos casos, la metalurgia mejora a tal grado que la proporción de la concentración se ha más que duplicado debido a la eliminación de ganga. Esto a su vez resulta en una notable reducción del contenido de humedad en los concentrados mejorando notablemente las operaciones de espesamiento y filtración.

Los depresores de la serie 600 incluyen el depresor Aero 610, el depresor Aero 615, el depresor Aero 620 y el depresor Aero 633. La experiencia en varios distritos mineros de todo el mundo, donde se encuentran minerales carbonosos, ha demostrado que el depresor Aero 633 es el más efectivo para deprimir la ganga carbonosa.

Depresor Aero 610 sólo en combinación con el depresor Aero 633, en la depresión de talco, sericita y otros minerales foliados de silicato ferromagnesiano. El depresor Aero 620 también promete como depresor de ganga esquisto-talcosa.

En una planta de flotación de oro en Canadá, el uso de 0,050 kg. de depresor Aero 620 por toneladas métricas de mena molido, redujo el contenido de oro en las colas finales de 40 a 20 gramos por toneladas y aumento la proporción de concentración de aproximadamente 10:1 a 14,5:1.

El depresor Aero 610 también ha resultado muy efectivo en los circuitos de flotación de zinc. Numerosas plantas han obtenido concentrados con mayor contenido de zinc y menor de insolubles al usar este reactivo.

FORMULAS PARA EL USO DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN

1. Para reactivos secos.

$$\frac{(\text{gr. del reactivo/mi}) (1440 \text{ min./día})}{\text{Toneladas métricas/día}} = \frac{\text{gr. reactivo}}{\text{TM}}$$

2. Para reactivos líquidos.

$$\frac{(\text{mil de reactivo/min.}) (\text{g esp. del reactivo}) (1440 \text{ min./día})}{\text{Toneladas métricas de mineral/día}}$$

$$= \frac{\text{gramos de reactivo}}{\text{Toneladas métricas de mineral}}$$

3. Para reactivos en solución.

$$\frac{(\text{mil de sol./min.}) (\text{g de reactivo/lit de sol.}) (1440 \text{ min./día})}{(\text{Toneladas métricas de mineral/día}) (400)}$$

$$= \frac{\text{gramos de reactivo}}{\text{Tonelada métrica de mineral}}$$

Nota:

$$\frac{1 \text{ gramo}}{\text{Tonelada métrica}} = \frac{0,002 \text{ lb}}{\text{Tonelada métrica}}$$

- Los Xantatos son completamente solubles en agua, y relativamente estables. Normalmente presentan un olor característico y su color puede fluctuar desde blanquecino hasta amarillo profundo, sin alteración de sus propiedades colectoras.
- Por regla general no se recomienda almacenarlos por lapsos mayores de un año, procurando mantenerlos herméticamente cerrados en un lugar fresco y seco.
- Bajo condiciones favorables, son promotores excelentes para todos los minerales sulfurosos. En ausencia de agentes modificaciones, su acción es esencialmente no selectiva.
- Xantato Isopropílico de Sodio: Z.11, ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector.
- La flotación generalmente se lleva a cabo en una pulpa alcalina, aunque en algunos casos suelen usarse pulpas ligeramente ácidos. Los xantatos tienden a descomponerse en soluciones con un pH muy inferior a 6,0.
- Las personas que manejan físicamente los xantatos o las

soluciones de estos, deben tomar ciertas precauciones. Debe evitarse la llama viva o el fuego. Los xantatos en si arden en forma similar al azufre puesto que los xantatos y algunos de los productos de descomposición son combustibles.

- La experiencia ha demostrado que el uso combinado de xantatos y ditiofosfatos o formulaciones de ditiofosfatos, frecuentemente producen recuperaciones y velocidades de flotación mayores y una mejor selectividad comparados con el uso de cualesquiera colectores grasos. Algunas de las combinaciones de colectores más exitosamente usados son el xantato isopropílico o amílico junto con los ditiofosfatos AR-1238 y AR1404.

CAPITULO III

PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

3.1.1 Mineralogía

Los minerales que conforman las estructuras de interés económico son:

Macroscópicamente.- Cuarzo lechoso abundante, pirita en algunas zonas se observa pequeñas cantidades de galena, esfalerita, arsenopirita, también se observa oro nativo en el cuarzo, en la pirita, en la zona de espejos de falla.

Microscópicamente.- A continuación se nombra el orden decreciente de abundancia de los minerales hipogénicos según informe del estudio mineragráfico del Ing. Luis Angel de Montrevil Díaz (20-02-90).

- | | |
|-----------------|--|
| 1. Cuarzo | (SiO ₂) es el componente predominante |
| 2. Pirita | (FeS ₂) |
| 3. Calcita | (CaCO ₃) |
| 4. Serecita | (KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂ |
| 5. Arsenopirita | (FeAsS) |
| 6. Galena | (PbS) |
| 7. Esfalerita | (Zn,Fe)S |
| 8. Calcopirita | (CuFeS ₂) |
| 9. Oro Nativo | (Au) |

10. Esfena o Tetanita	(CaTiSiO ₃)
11. Pirrotita	(FeS _{1-x})
12. Cerusita	(PbCO ₃)
13. Covelita	(CuS)
14. Limonita (Goethita)	(Fe ₂ O ₃ +NH ₂ O)
15. Bornita	(Cu ₃ FeS ₄)

3.1.2 Análisis químico

La Tabla N° 3 – 1, nos muestra los análisis químicos de las muestras utilizadas para el estudio minerográfico.

TABLA N°3 – 1

ANALISIS QUIMICO DE LA MUESTRA

MUESTRA	Au ppm	Ag ppm	Hg ppm	Sb ppm	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	S (%)
SECTOR 6	10-16	5-10	-	-	0.001	0.001	0.01	0.01	5-9	4.00

3.1.3 Gravedad específica

Para determinar la gravedad específica del relave se empleo el método del Picnómetro.

Gravedad específica = 2.63 gr/cc

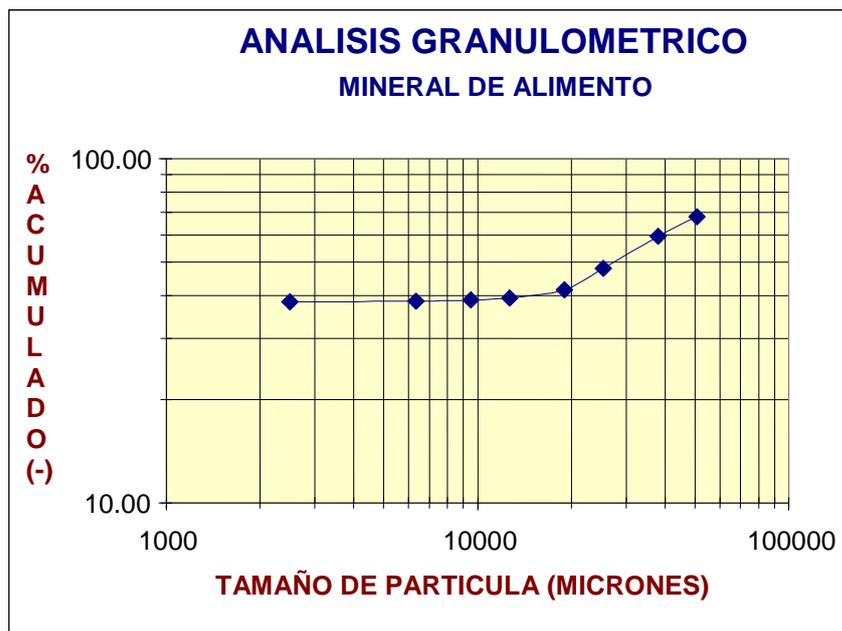
3.2 ANALISIS GRANULOMETRICOS

Mineral de Cabeza

La Tabla N° 3 – 2 y figura N° 3 - 1, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N° 3 – 2**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL DE CABEZA**

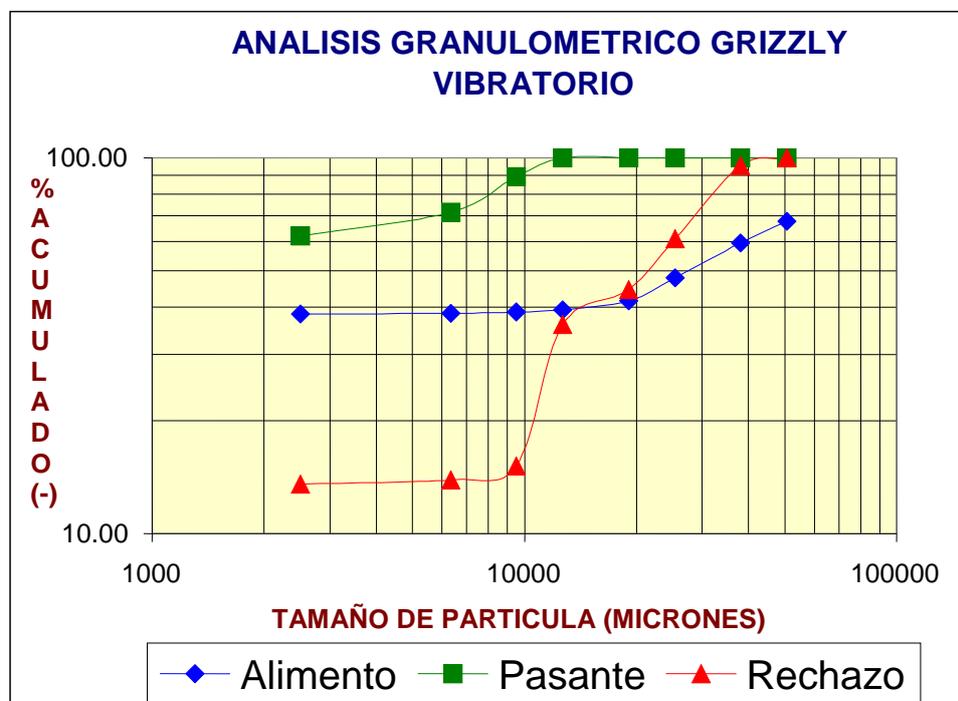
MALLA	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	% PESO	% Acumulado (+)	% Acumulado (-)
+ 2"	50800	32.07	32.07	67.93
+ 1.5"	38100	8.52	40.59	59.41
+ 1"	25400	11.38	51.97	48.03
+ 3/4"	19050	6.36	58.33	41.67
+ 5/8"	12700	2.34	60.67	39.33
+ 3/8"	9525	0.49	61.16	38.84
+ 1/4"	6350	0.26	61.42	38.58
+ 4M	2500	0.17	61.59	38.41
- 4M		38.41	100.00	0.00
TOTAL		100.00		

**Fig. N° 3.1.-** Análisis granulométrico del Alimento**Grizzly Vibratorio 4´x8´**

La Tabla N° 3 - 3 y figura N°3 - 2, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N°3-3**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO - GRIZZLY VIBRATORIO 4'X8'**

MALLA	Tamaño de Partícula (u)	Mineral de Mina (6.21% H ₂ O)			Pasante deck N° 2 (7.15% H ₂ O)			Rechazo deck N° 2 (2.37% H ₂ O)		
		% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
+ 2"	50800	32.07	32.07	67.93	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1.5"	38100	8.52	40.59	59.41	0.00	0.00	100.00	4.71	4.71	95.29
+ 1"	25400	11.38	51.97	48.03	0.00	0.00	100.00	34.29	39.00	61.00
+ 3/4"	19050	6.36	58.33	41.67	0.00	0.00	100.00	16.37	55.37	44.63
+ 5/8"	12700	2.34	60.67	39.33	0.00	0.00	100.00	8.56	63.93	36.07
+ 3/8"	9525	0.49	61.16	38.84	10.97	10.97	89.03	20.95	84.88	15.12
+ 1/4"	6350	0.26	61.42	38.58	17.33	28.30	71.70	1.23	86.11	13.89
+ 4M	2500	0.17	61.59	38.41	9.81	38.11	61.89	0.35	86.46	13.54
- 4M		38.41	100.00	0.00	61.89	100.00	0.00	13.54	100.00	0.00
TOTAL		100.0			100.0			100.0		

**Fig. N° 3.2.-** Análisis granulométrico del Grizzly Vibratorio 4'x 8'

Zaranda Vibratoria 5'x 10'

La Tabla N° 3 - 4 y figura N° 3 - 3, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Cuadro N° 3 – 4

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO -ZARANDA 5'X10'

MALLA	Tamaño de Partícula (u)	Alimento (2.11% H ₂ O)			Pasante deck N° 2 (2.50% H ₂ O)			Rechazo deck N° 1- N° 2 (1.82% H ₂ O)		
		% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
+ 2"	50800	0.58	0.58	99.42	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1.5"	38100	3.26	3.84	96.16	0.00	0.00	100.00	1.90	1.90	98.10
+ 1"	25400	30.27	34.11	65.89	0.00	0.00	100.00	33.50	35.40	64.60
+ 3/4"	19050	19.53	53.64	46.36	0.00	0.00	100.00	21.18	56.58	43.42
+ 5/8"	12700	19.20	72.84	27.16	0.13	0.13	99.87	26.76	83.34	16.66
+ 3/8"	9525	6.42	79.26	20.74	1.06	1.19	98.81	8.53	91.87	8.13
+ 1/4"	6350	4.57	83.83	16.17	11.41	12.60	87.40	2.69	94.56	5.44
+ 4M	2500	2.19	86.02	13.98	12.08	24.68	75.32	0.36	94.92	5.08
- 4M		13.98	100.00	0.00	75.32	100.00	0.00	5.08	100.00	0.00
TOTAL		100.0			100.0			100.0		

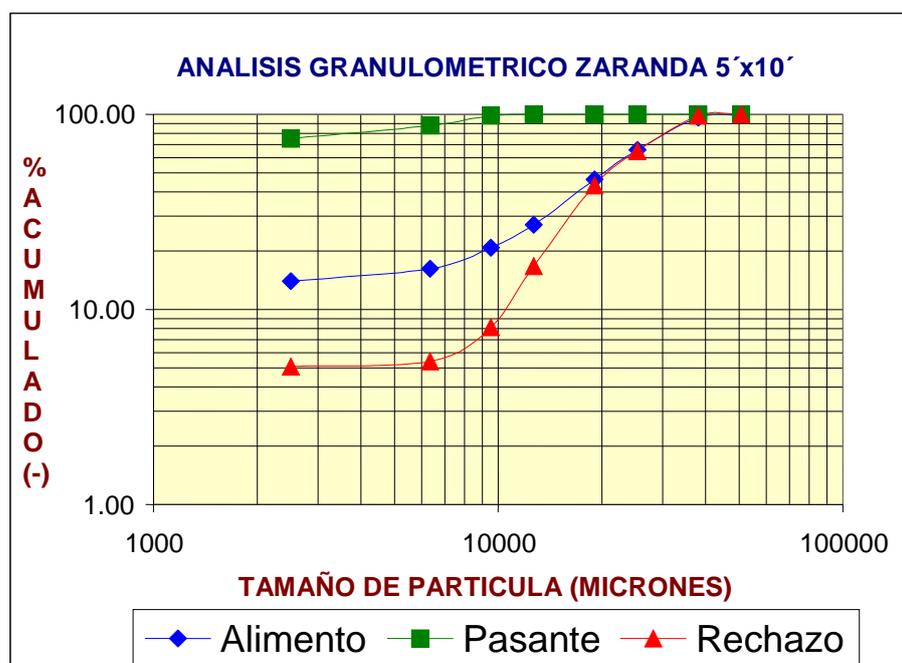


Fig. N° 3.3.- Análisis granulométrico de la Zaranda 5'x 10'

Zaranda Vibratoria 8' x 16'

La Tabla N° 3 - 5 y figura N° 3 - 4, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N° 3-5

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO -ZARANDA 8'X16'

MALLA	Tamaño de Partícula (u)	Alimento (0.92% H ₂ O)			Pasante (1.82% H ₂ O)			Rechazo (0.81% H ₂ O)		
		% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
+ 2"	50800	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1.5"	38100	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1"	25400	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00	1.20	1.20	98.80
+ 3/4"	19050	2.24	2.24	97.76	0.00	0.00	100.00	9.35	10.55	89.45
+ 5/8"	12700	14.31	16.55	83.45	0.00	0.00	100.00	37.49	48.04	51.96
+ 3/8"	9525	12.54	29.09	70.91	2.10	2.10	97.90	33.27	81.31	18.69
+ 1/4"	6350	16.92	46.01	53.99	18.80	20.90	79.10	13.48	94.79	5.21
+ 4M	2500	8.14	54.15	45.85	12.79	33.69	66.31	0.19	94.98	5.02
- 4M		45.85	100.00	0.00	66.31	100.00	0.00	5.02	100.00	0.00
TOTAL		100.0			100.0			100.0		

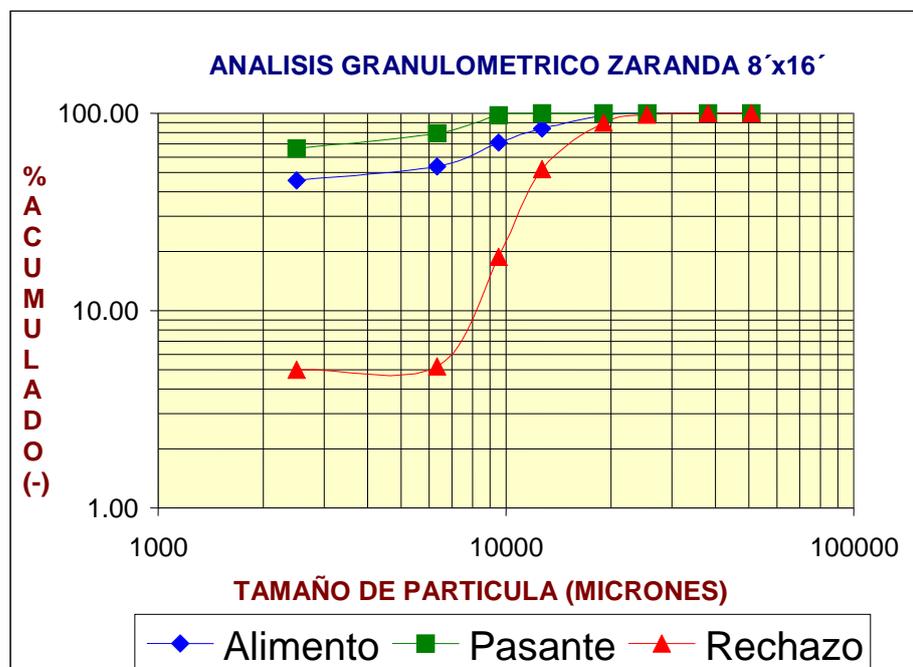


Fig. N° 3.4.- Análisis granulométrico de la Zaranda 8' x 16'

Chancadora H - 2000

La Tabla N° 3-6 y figura N° 3 - 5, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N° 3 – 6

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO -CHANCADORA H - 2000

MALLA	Tamaño de Partícula (u)	Alimento (1.82% H ₂ O)			Producto (1.58% H ₂ O)		
		% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
+ 2"	50800	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1.5"	38100	1.90	1.90	98.10	0.00	0.00	100.00
+ 1"	25400	33.50	35.40	64.60	0.00	0.00	100.00
+ 3/4"	19050	21.18	56.58	43.42	3.53	3.53	96.47
+ 5/8"	12700	26.76	83.34	16.66	28.67	32.20	67.80
+ 3/8"	9525	8.53	91.87	8.13	17.11	49.31	50.69
+ 1/4"	6350	2.69	94.56	5.44	15.14	64.45	35.55
+ 4M	2500	0.36	94.92	5.08	5.26	69.71	30.29
- 4M		5.08	100.00	0.00	30.29	100.00	0.00
TOTAL		100.0			100.0		

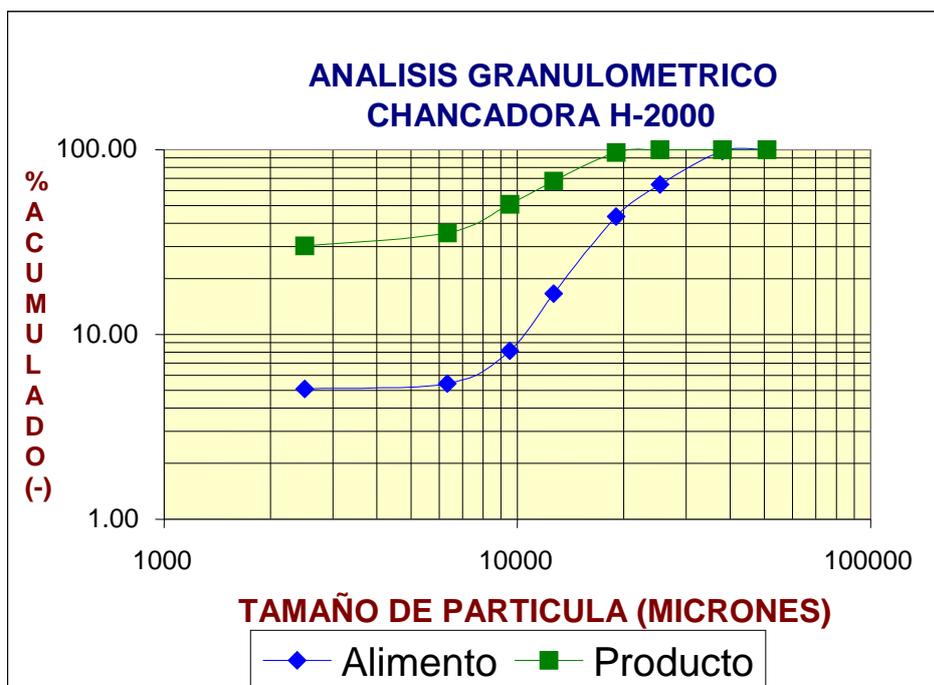


Fig. N° 3.5.- Análisis granulométrico Chancadora H- 2000

Chancadora Symons 3´

La Tabla N° 3 - 7 y figura N° 3 - 6, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N° 3 – 7

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO -CHANCADORA SYMONS 3´

MALLA	Tamaño de Partícula (u)	Alimento (0.81% H ₂ O)			Producto (0.78% H ₂ O)		
		% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
+ 2"	50800	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1.5"	38100	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	100.00
+ 1"	25400	1.20	1.20	98.80	0.00	0.00	100.00
+ 3/4"	19050	9.35	10.55	89.45	0.00	0.00	100.00
+ 5/8"	12700	37.49	48.04	51.96	0.00	0.00	100.00
+ 3/8"	9525	33.27	81.31	18.69	2.86	2.86	97.14
+ 1/4"	6350	13.48	94.79	5.21	17.51	20.37	79.63
+ 4M	2500	0.19	94.98	5.02	18.20	38.57	61.43
- 4M		5.02	100.00	0.00	61.43	100.00	0.00
TOTAL		100.0			100.0		

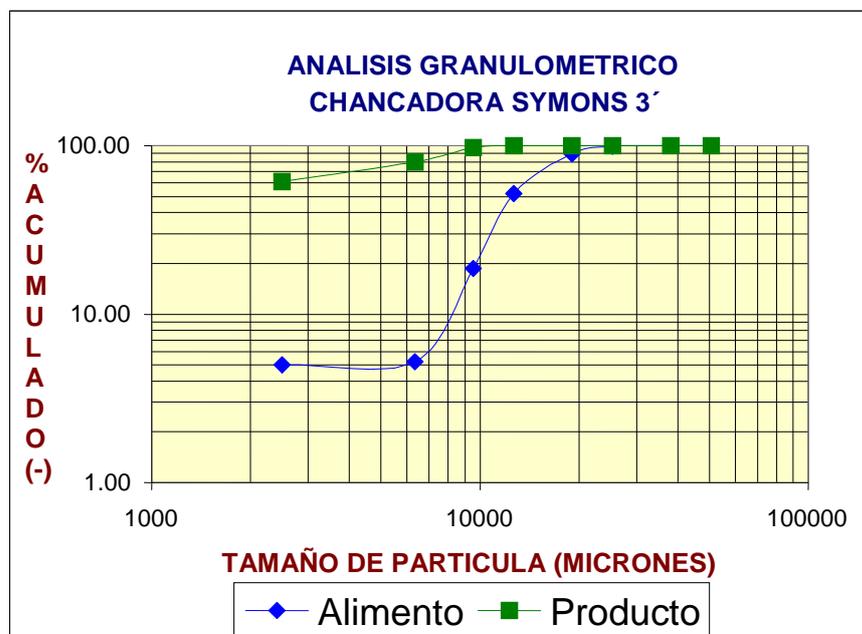


Fig. N° 3.6.- Análisis granulométrico Chancadora Symons 3´

CICLÓN D-15

La Tabla N° 3 - 8 y figura N° 3 - 7, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N° 3 – 8

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO -CICLÓN D-15

MALLA	Tamaño de Partícula (u)	UNDER FLOW			OVER FLOW		
		% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
+ 6M	1184	3.22	3.22	96.78	0.00	0.00	100.00
+ 10M	840	2.99	6.21	93.79	0.00	0.00	100.00
+ 20M	596	10.91	17.12	82.88	0.00	0.00	100.00
+ 35M	423	26.62	43.74	56.26	2.25	2.25	97.75
+ 50M	300	16.97	60.71	39.29	5.52	7.77	92.23
+ 70M	212	14.89	75.60	24.40	11.08	18.85	81.15
+ 100M	150	9.36	84.96	15.04	11.75	30.60	69.40
+ 150M	105	5.27	90.23	9.77	11.11	41.71	58.29
+ 200M	75	2.72	92.95	7.05	8.31	50.02	49.98
- 200M		7.05	100.00	0.00	49.98	100.00	0.00
TOTAL		100.0			100.0		

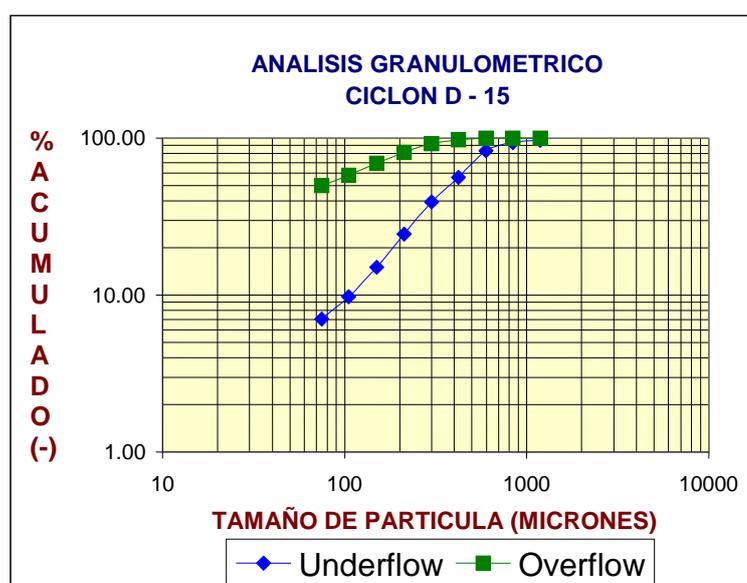


Fig. N° 3.7.- Análisis granulométrico del Ciclón D - 15

RELAVE DE FLOTACION

La Tabla N° 3 - 9 y figura N° 3 - 8, nos muestran los resultados del análisis granulométrico.

Tabla N° 3 – 9

Análisis Granulométrico del Relave de Flotación

MALLA	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	% PESO	% Acumulado (+)	% Acumulado (-)
+ 70M	212	24.12	24.12	75.88
+ 100M	150	11.24	35.36	64.64
+ 150M	105	10.22	45.58	54.42
+ 200M	75	9.04	54.62	45.38
- 200M		45.38	100.00	0.00
TOTAL		100.00		

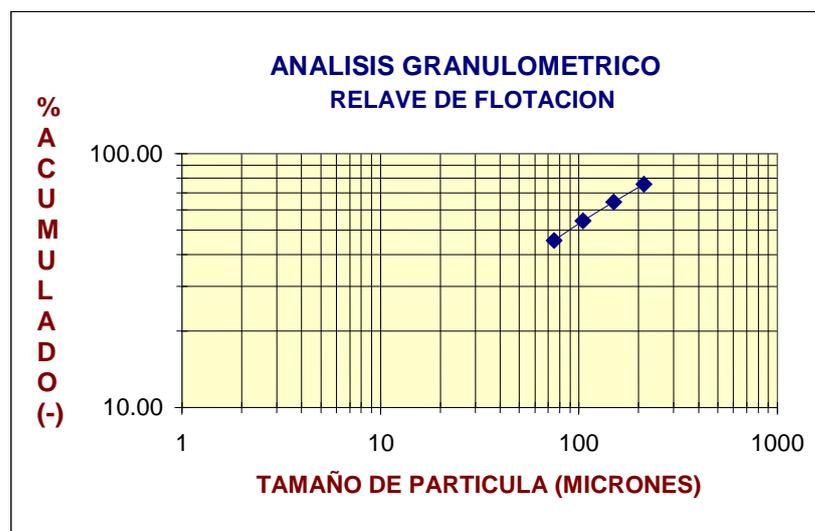


Fig. N° 3.8.- Análisis granulométrico del Relave de Flotación

3.3 PRUEBAS METALÚRGICAS

3.3.1 Pruebas de Cianuración por Agitación sin adición de oxígeno

La prueba de Cianuración se realizó en condiciones normales sin adicionar oxígeno. Los resultados se muestran en la Tabla N° 3 - 10 y figuras N° 3 - 9 y N° 3 -10.

Condiciones:

Oxígeno, disuelto,mg/lt	0,87
Densidad, gr/lt	1,43
% NaCN	0,13
pH	11,5
G.E.	3,8
% Sólidos	40,81
Solución, m ³	3,59
Sólido, TMS	2,47
Vol, total, m ³	4,24

TABLA N° 3 -10

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (hr)	LEYES			EXTRACCION (%)	
	Sólido (gr/TM)		Solución (gr/m ³)	Au	
	Analizado	Calculado		Sólido	Solución
0	119,00	119,00	9,52	0,00	0,00
4	80,25	81,68	35,20	32,56	31,36
8	62,22	62,35	48,50	47,71	47,61
12	48,35	49,12	57,60	59,37	58,72
16	30,20	31,78	69,53	74,62	73,29
24	21,30	21,91	76,32	82,10	81,59
48	8,30	8,92	85,26	93,03	92,50
72	6,00	7,07	86,53	94,96	94,06
Total Au, gr	293,93				

3.3.2 Pruebas de Cianuración por Agitación con adición de oxígeno

Esta prueba de Cianuración se realizó con inyección de oxígeno al tanque de agitación. Los resultados se muestran en la Tabla N° 3 - 11 y figuras N° 9 y N° 10.

Condiciones:

Oxígeno, disuelto, mg/lt	6,5
Densidad, gr/lt	1,42
% NaCN	0,13
pH	11,5
G.E.	3,8
% Sólidos	40,14
Solución, m ³	3,6
Sólido, TMS	2,42
Vol, total, m ³	4,24

TABLA N° 3 – 11

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (hr)	LEYES			EXTRACCION (%)	
	Sólido (gr/TM)		Solución (gr/m ³)	Sólido	Solución
	Analizado	Calculado			
0	119	119	9,45	0,00	0,00
4	70,5	69,75	42,56	40,76	41,39
8	58,24	59,39	49,52	51,06	50,09
12	25,63	25,41	72,36	78,46	78,64
16	12,25	13,31	80,5	89,71	88,82
24	8,53	9,21	83,25	92,83	92,26
48	5,5	6,22	85,26	95,38	94,77
72	5	4,35	86,52	95,80	96,34
Total Au, gr	287,98				

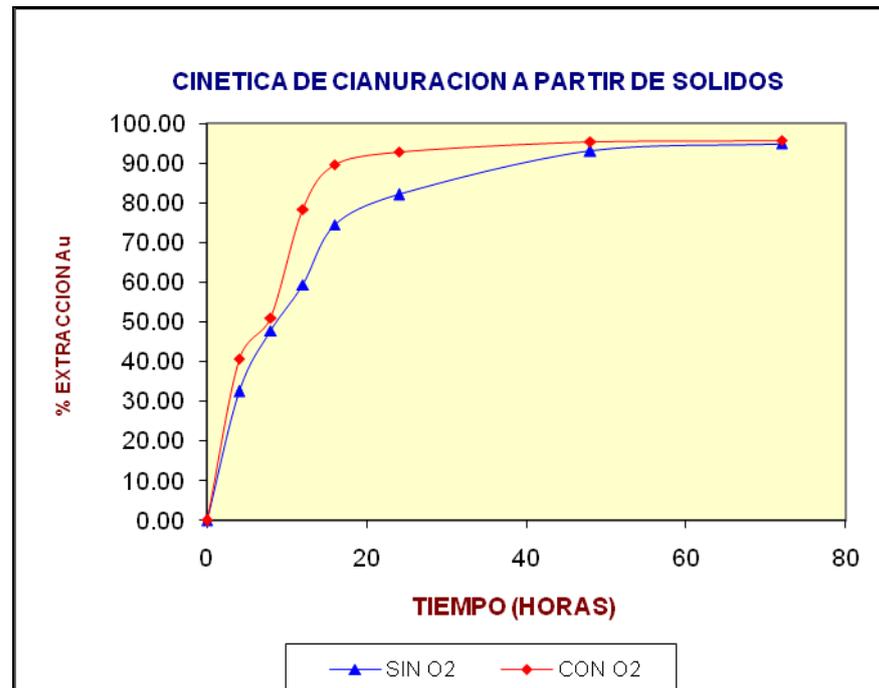


Fig. N° 3.9.- Cinética de Cianuración a partir de sólidos

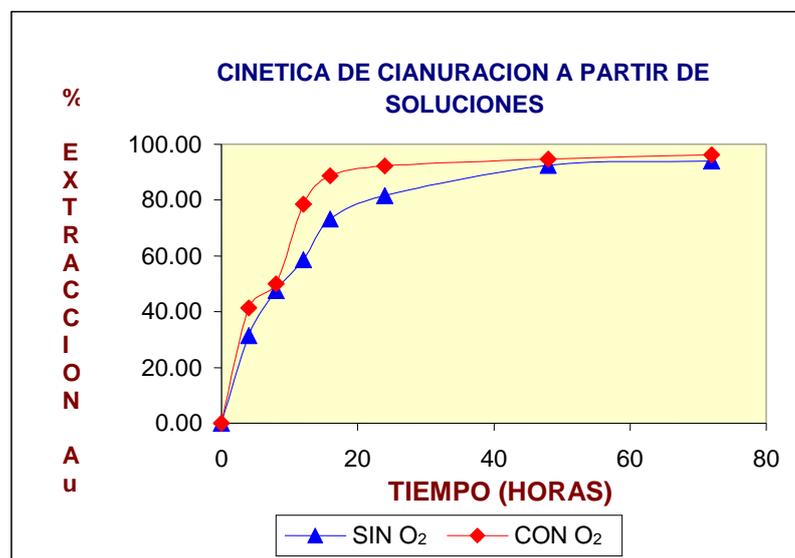


Fig. N° 3.10.- Cinética de Cianuración a partir de soluciones

3.3.3 Prueba de Cianuración por Agitación a nivel piloto N° 1 con adición de oxígeno

Esta prueba de Cianuración se realizó con inyección de oxígeno a nivel piloto. Los resultados se muestran en la Tabla N° 3 - 12 y figura N° 3 – 11.

Equipo: Agitador 6´x 6´
Pulpa, U/F espesador cianuración –
Muestra: 1
Condiciones:

Oxígeno, disuelto	6,5
Densidad, gr/lt	1,395
% NaCN	0,115
pH	11,5
G.E.	3,8
% Sólidos	38,428
Solución, m ³	3,728
Sólido, TMS	2,327
Vol, total, m ³	4,34

TABLA N° 3 - 12
BALANCE METALURGICO

TIEMPO (hr)	LEYES			EXTRACCION Au (%)	
	Sólido (gr/TM)		Solución (gr/m ³)	Sólido	Solución
	Analizado	Calculado			
0	120,50	120,50	6,84	0,00	0,00
1	102,30			15,10	
2	92,36	90,45	25,60	23,35	24,94
3	75,60	74,97	35,26	37,26	37,78
4	65,32	66,48	40,56	45,79	44,83
6	45,23	44,53	54,26	62,46	63,05
8	32,56	31,57	62,35	72,98	73,80
12	22,10	21,00	68,95	81,66	82,58
16	18,25	17,31	71,25	84,85	85,63
20	12,35	10,90	75,25	89,75	90,95
24	10,23	9,30	76,25	91,51	92,28
48	6,02	5,12	78,86	95,00	95,75
72	5,00	4,82	79,05	95,85	96,00
Total Au, gr	280,40				

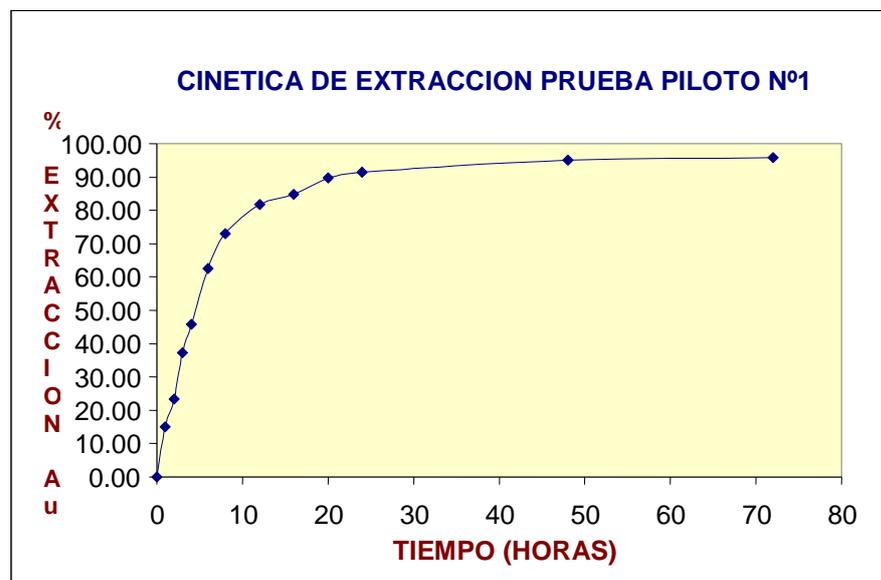


Fig. N° 3.11.- Cinética de Cianuración de la prueba piloto N° 1

3.3.4 Prueba de Cianuración por Agitación a nivel piloto N° 2 con adición de oxígeno

Esta prueba de Cianuración se realizó con inyección de oxígeno a nivel piloto, donde se realizara un control en forma continua la presencia de oxígeno y su consumo. Los resultados se muestran en las Tablas N° 3 - 13 y N° 3 - 14 y figuras N° 3 - 12 y N° 3 - 13.

Equipo: Agitador 6´x 6´
 Botella de oxígeno AGA con regulador
 Oxímetro de laboratorio, marca WTW,
 modelo profiline OXI-197-S

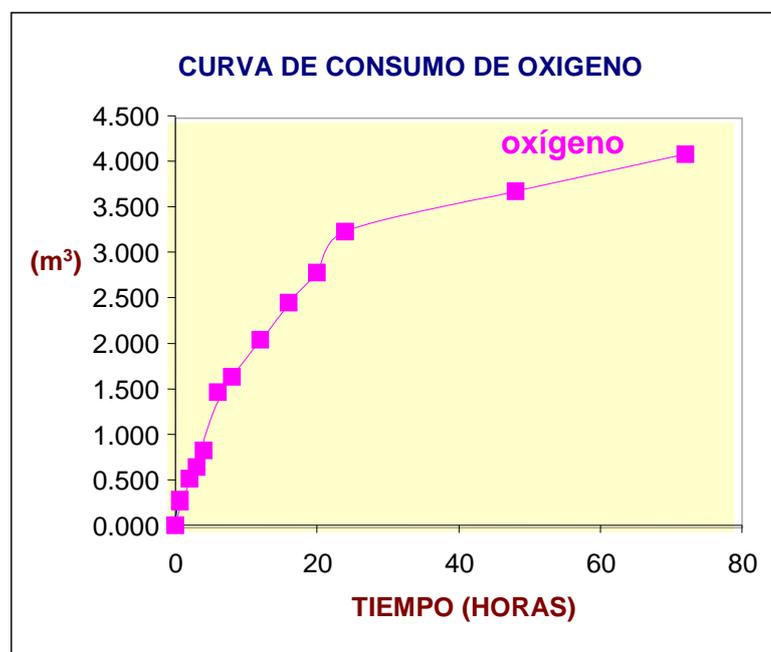
Condiciones:

Oxígeno, disuelto,mg/l	6,5
Densidad, gr/l	1405
% NaCN libre	0,12
pH	11,4
G.E.	3,78
% Sólidos	39,12
Solución, m ³	3,87
TMS conc.	2,85

Vol, total, m ³	4,52
----------------------------	------

TABLA N° 3 - 13

TIEMPO (hr)	NaCN (%)	CONSUMO NaCN Acum. (kg/TM)	CONSUMO O₂ Acum. (m³)	Lectura PSI
0	0,120	0,000	0,00	2650
1	0,110	0,372	0,27	2570
2	0,105	0,559	0,51	2500
3	0,110	0,872	0,65	2460
4	0,090	1,118	0,82	2410
6	0,115	1,304	1,46	2220
8	0,113	1,565	1,63	2170
12	0,110	1,938	2,04	2050
16	0,115	2,124	2,45	1930
20	0,118	2,199	2,78	1830
24	0,115	2,385	3,23	1700
48	0,113	2,646	3,67	1570
72	0,110	3,019	4,08	1450

**Fig. N° 3.12.-** Cinética de consumo de Oxígeno

Prueba Piloto N° 2

TABLA N° 3 – 14

TIEMPO (hr)	LEY SOLIDOS (gr Au/TM)	FINOS Au (gr)	% EXTRACCION Au
0	121,50	346,275	0,00
1	105,20	299,820	13,42
2	90,56	258,096	25,47
3	58,32	166,212	52,00
4	42,50	121,125	65,02
6	32,50	92,625	73,25
8	25,60	72,960	78,93
12	20,30	57,855	83,29
16	15,60	44,460	87,16
20	12,60	35,910	89,63
24	8,50	24,225	93,00
48	5,50	15,675	95,47
72	5,00	14,250	95,88

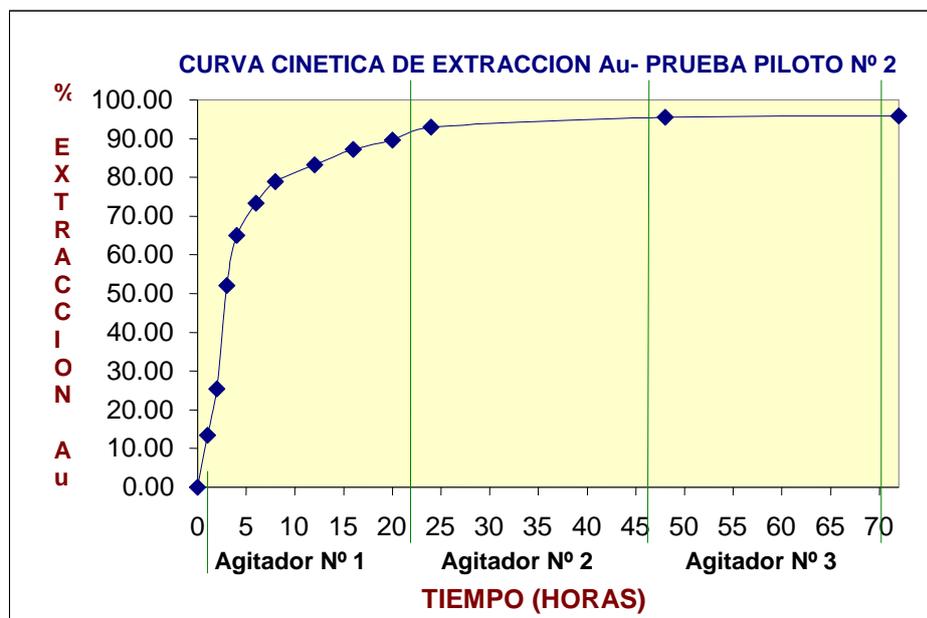


Fig. N° 3.13.- Cinética de Extracción del oro
Prueba Piloto N° 2

3.3.5 Prueba de Adsorción con Carbón activado con pulpa del relave de Cianuración

La mayor extracción de oro en remolienda por los cambios efectuados, el incremento de la cinética de Cianuración en agitación por el posible uso de oxígeno, nos conduce a replantear el circuito de Cianuración, en donde la pulpa saliente del último espesador N° 3 ingresaría al agitador N° 4 y N° 5, convertidos en pachuca para captar la pequeña cantidad de oro que quede en la solución, para luego ser considerada esta pulpa como relave de Cianuración. La cual se empleo para realizar una prueba a nivel piloto con Carbón Activado.

Equipo usado : Agitador 6´x 6´

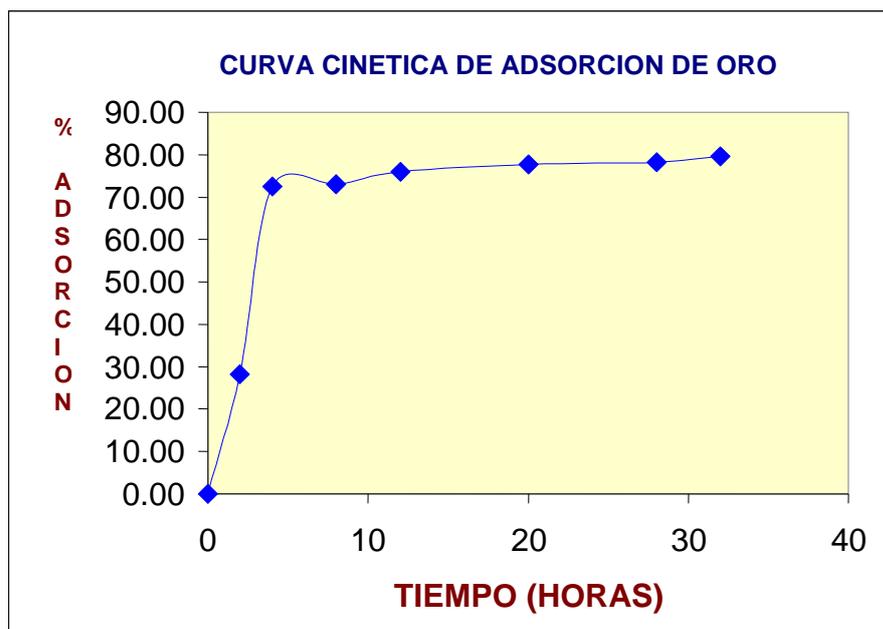
Condiciones

% NaCN	:	0.046
Densidad de pulpa, gr/lt	:	1380
Volumen de pulpa, m ³	:	4.52
Carbón Activado, gr/lt pulpa	:	30
Peso de carbón, kg	:	135.7

La Tabla N° 3 -15 nos presenta el balance metalúrgico y la figura N° 14, nos muestra la curva cinética de Adsorción del carbón activado.

TABLA N° 3 -15**BALANCE METALURGICO**

TIEMPO (hr)	NaCN (%)	LEY SOLUCION (gr/m³)	FINOS Au (gr)	EFICIENCIA DE ADSORCION (%)
0	0.045	0.270	1.22040	0.00
2	0.040	0.194	0.87688	28.15
4	0.040	0.074	0.33448	72.59
8	0.038	0.073	0.32996	72.96
12	0.038	0.065	0.29380	75.93
20	0.035	0.060	0.27120	77.78
28	0.032	0.059	0.26668	78.15
32	0.030	0.055	0.24860	79.63

**Fig. N° 3.14.-** Cinética de Adsorción del oro

CAPITULO IV

ASPECTOS DE INGENIERIA PARA LA OPTIMIZACION Y AMPLIACION DE LA PLANTA

4.1 AMPLIACION DE LA SECCIÓN CIANURACIÓN

En esta sección se tiene como objetivo incrementar la capacidad de remolienda para lograr obtener mejor recuperación; esto se logrará con la reubicación del molino 6´ x 6´ que saldrá del circuito de planta concentradora y se ubicará en el circuito de remolienda.

Para no incrementar el número de tanques de agitación por la ampliación se necesita instalarse una planta de oxígeno que favorece la cinética de Cianuración.

La sección de Cianuración se inicia con la remolienda de concentrados obtenidos en los procesos gravimétricos y concentración por flotación, en la cual se adiciona cianuro al proceso.

Actualmente se cuenta con un solo molino 5´x 8´ de remolienda en la cual se obtiene un producto molido de 84-86 % en la malla -400, esta molienda no es la adecuada para obtener una buena recuperación en Cianuración, las pruebas indican que deberán molerse a 96%-400 mallas para obtener recuperaciones del orden del 96%. En tal sentido una acción es la instalación del molino 6´x 6´ que saldrá de la planta concentradora para obtener el producto deseado, la capacidad del molino 5´x 8´ es de 72 TMSD, y se

requiere moler un adicional de 102 TMSD. Esto se lograra con la reubicación del molino 6'x6' para remolienda. Para complementar y mejorar el circuito de remolienda-clasificación se ha visto conveniente reemplazar los dos nidos de hidrociclones de 10 unidades y 6 unidades respectivamente de hidrociclones D-4 por un nido de hidrociclones D-10 del tipo G-max con 03 unidades, estos hidrociclones de Kreeps tienen mejorado la geometría del ingreso de la pulpa y adicionado a su mayor longitud vertical dan mejores eficiencias que los hidrociclones normales en el orden del 5% adicionales.

En la sección de Cianuración debido al alto costo de generación de aire con la compresora GA110 (150 Hp) se vio conveniente eliminarlo y en cambio se decidió por instalar una planta de oxígeno que consume menos energía (25Hp) que favorece la cinética de Cianuración y disminuye el consumo de cianuro, esto lo demuestran las pruebas metalúrgicas.

4.2 ANTECEDENTES

La planta en esta sección cuenta con los siguientes equipos principales:

Molino de bolas Allis Chalmer de 5'x8'

Potencia: 100 Hp

Nido de hidrociclones D-4 x10 presión de trabajo 16 PSI

Nido de hidrociclones D-4x6 presión de trabajo 16 PSI

Filtro de discos 4x6'.

Bombas SRL 6x6 para doble clasificación.

03 Espesadores de 10' x 42' para lavado en contracorriente.

03 Tanques de agitación de 20' de diámetro x 20' de altura.

4.3 SELECCIÓN DE EQUIPOS PARA LA AMPLIACIÓN

MOLINO 6'x6'

Molino de bolas 6' x 6'

Marca: COMESA

Potencia: 146 Hp

Usa bolas de acero de 1"

HIDROCICLONES G-MAX

Nido de Hidrociclones g-MAX D-10" x 3 unidades

Modelo : g-MAX

Marca : Kreeps

Apex : 7/8"

Vortex: 3"

Presión : 15 psi

DISEÑO DE LA PLANTA DE OXIGENO

De la prueba de Cianuración Batch en piloto con Agitador 6' x 6' se tiene.

El consumo de Oxígeno fue de 4.08 m³ O₂ en 44 horas que es igual a 0.0927 m³ O₂ / hr para un volumen de pulpa de 4.62 m³, de este consumo se obtiene:

$(4.08 \text{ m}^3 \text{ O}_2 / 44 \text{ hr}) / 4.62 \text{ m}^3 \text{ pulpa} = 0.02 \text{ m}^3 \text{ O}_2 / \text{hr} \times \text{m}^3 \text{ pulpa}.$

Que es equivalente a un consumo de 0.7063 pie³ O₂ / hr x m³ pulpa.

Para escala industrial adicionaremos Oxígeno a los dos primeros agitadores cuyo volumen en pulpa es de :

- 160 m³ pulpa / tanque * 2 tanques = 320 m³ pulpa
- Equivalente a 320 m³ pulpa / 10 m³ / hr = 32 hrs de Cianuración.

La pulpa saliente del agitador tendrá el Oxígeno saturado y el proceso de Cianuración continuará en el tercer agitador.

CAUDAL DE OXIGENO NECESARIO

El caudal necesario de O₂ es:

$$320 \text{ m}^3 \text{ pulpa} \times 0.7063 \text{ pie}^3 \text{ O}_2 / \text{hr} \times \text{m}^3 \text{ pulpa} = \mathbf{226.0 \text{ pie}^3 \text{ O}_2/\text{hr}}$$

La planta seleccionada tiene una capacidad de **400 pie³ O₂/hr.**

De la capacidad ofrecida solamente será necesario el 56.50%.

PLANTA DE OXIGENO

Planta de oxígeno marca Xobox

Generación de Oxígeno: 7.2 lt/min

Columnas de resinas: O₂ columnas

Compresor de tornillo Marca SULLAIR Potencia 25 Hp

4.4. DIAGRAMAS DE FLUJO

4.4.1 OPERACIÓN ACTUAL

El diagrama de flujo de la operación actual se muestra en la figura N° 4 – 1.

4.4.2 OPERACIÓN PROYECTADA

El diagrama de flujo de la operación proyectada se muestra en la figura N° 4 – 2.

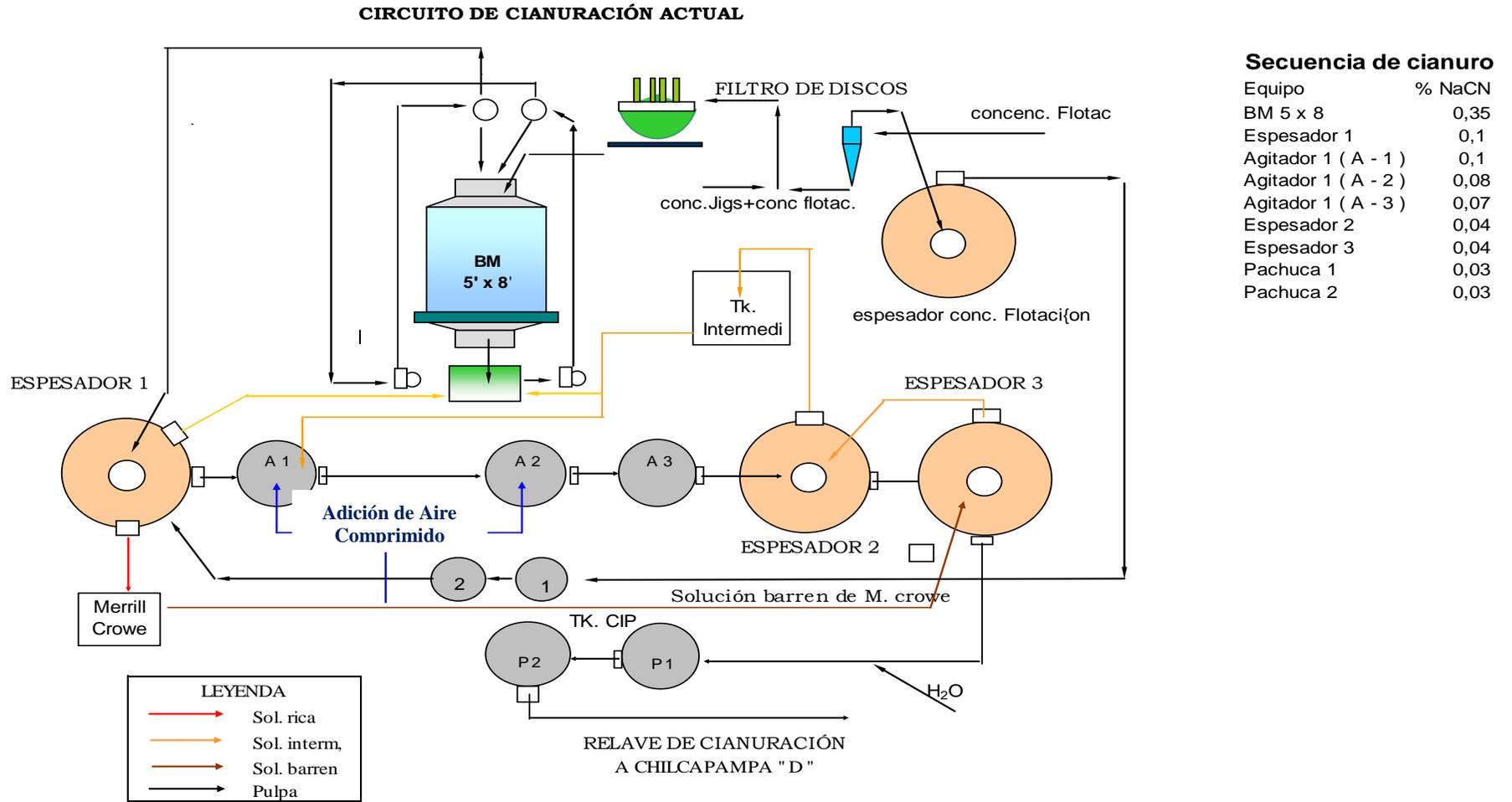


FIGURA Nº 4 - 1

CIRCUITO DE CIANURACIÓN PROYECTADO

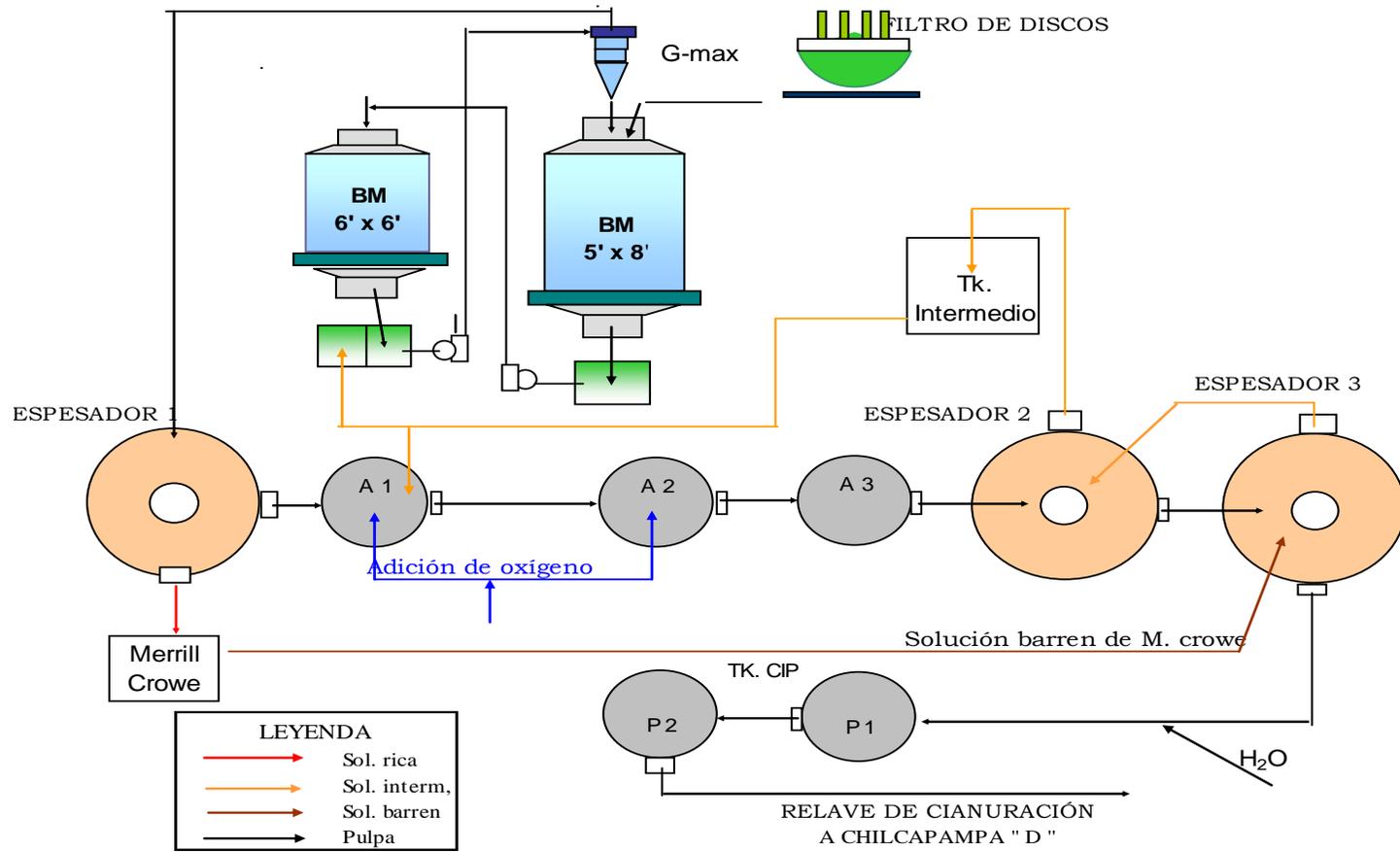


FIGURA Nº 4 - 2

4.5 ENERGÍA

4.5.1 Energía Operación Actual

LIXIVIACION	POT. NOMINAL		TIEMPO OP. (horas)	KW-H	KW-H/TM
	(HP)	(KW)			
TANQUE PREPARACION DE CIANURO	12,0	9,0	2,0	17,9	0,02
TECLE PREP. CIANURO	3,5	2,6	0,2	0,5	0,00
BOMBA BREDEL SP15 DE CIANURO	0,5	0,4	24,0	9,0	0,01
BOMBA BREDEL SP32 DE T. PREP. DE CIANURO	4,0	3,0	0,0	0,0	0,00
MILINO 5X8	100,0	74,6	24,0	1790,4	1,63
B. DE DESCARGA N° 1 - MOL. 5 X 8	50,0	37,3	24,0	895,2	0,81
B. DE DESCARGA N° 2 MOLINO 5X8	50,0	37,3	0,0	0,0	0,00
BOMBA DE SELLO N° 1 - BOMBAS REMOLIENDA	15,0	11,2	24,0	268,6	0,24
BOMBA DE SELLO N° 2 - BOMBAS REMOLIENDA	25,0	18,7	0,0	0,0	0,00
ALIMENTADOR DE CAL ESPESADOR N.1	1,2	0,9	24,0	21,5	0,02
MUESTREADOR 7B - CABEZA CIANURACION	0,5	0,4	1,0	0,4	0,00
COMPRESORA ATLAS COPCO - GA 110	148,0	110,4	24,0	2649,8	2,41
AGITADOR N° 1	30,0	22,4	24,0	537,1	0,49
AGITADOR N° 2	30,0	22,4	24,0	537,1	0,49
AGITADOR N° 3	30,0	22,4	24,0	537,1	0,49
AGITADOR DE FINOS TQ. 12' X 12' N° 01	5,3	4,0	24,0	94,9	0,09
AGITADOR DE FINOS TQ. 12' X 12' N° 01	5,3	4,0	24,0	94,9	0,09
AGITADOR DE FINOS TQ. 12' X 12' N° 01	5,3	4,0	24,0	94,9	0,09
ESPESADOR CIANURACION N° 1	6,0	4,5	24,0	107,4	0,10
B. DIAFRAGMA N° 1 - SIMPLEX - ESP. CIAN. N° 1	4,8	3,6	24,0	85,9	0,08
B. DIAFRAGMA N° 2 - DUPLEX - ESP. CIAN. N° 1	4,8	3,6	0,0	0,0	0,00
B. DE SOLUCION RICA N° 01 DEL ESP-01(RECIRCULACIÓN AL M 5'X8')	10,0	7,5	24,0	179,0	0,16
B. DE SOLUCION RICA N° 02 DEL ESP-01(RECIRCULACIÓN AL M 5'X8')	30,0	22,4	0,0	0,0	0,00
ESPESADOR DE CIANURACION N° 2	5,0	3,7	24,0	89,5	0,08
B. DIAFRAGMA N° 5 - ESP. CIANURACION N° 2	3,0	2,2	24,0	53,7	0,05
B. DIAFRAGMA N° 6 DUPLEX - ESPEZ. CIAN. N° 2	3,6	2,7	0,0	0,0	0,00
BOMBA DE SOL. INTERMEDIA N° 1	30,0	22,4	24,0	537,1	0,49
BOMBA DE SOL. INTERMEDIA N° 2	30,0	22,4	0,0	0,0	0,00
ESPES. CIANURACION N° 3	6,6	4,9	24,0	118,2	0,11
B. DIAFRAGMA N° 7 - ESP. CIANURACION N° 3	3,0	2,2	24,0	53,7	0,05
B. HORIZONTAL - DESCARGA ESPESADOR 3	7,5	5,6	24,0	134,3	0,12
B. VERTICAL - DESCARGA ESPESADOR N° 3 (PARA EL FLUJÓMETRO)	24,0	17,9	24,0	429,7	0,39
CONSUMO SECCION LIXIVIACION	683,9	510,2	531,2	9337,8	8,49

4.5.2 Energía Proyecto de Ampliación

A continuación se detallan los consumos estimados para el proyecto de ampliación de la planta de tratamiento.

LIXIVIACION	POT. NOMINAL		TIEMPO OP. (horas)	KW-H	KW-H/TM
	(HP)	(KW)			
TANQUE PREPARACION DE CIANURO	12,0	9,0	2,0	17,9	0,01
TECLE PREP. CIANURO	3,5	2,6	0,2	0,4	0,00
BOMBA BREDEL SP15 DE CIANURO	0,5	0,4	24,0	9,0	0,01
BOMBA BREDEL SP32 DE T. PREP. DE CIANURO	4,0	3,0	0,0	0,0	0,00
MILINO 5X8	100,0	74,6	24,0	1790,4	1,19
MOLINO 6 X 6	145,0	108,2	24,0	2596,1	1,73
B. DE DESCARGA N° 1 - MOL. 5 X 8	50,0	37,3	24,0	895,2	0,60
B. DE DESCARGA N° 2 MOLINO 5X8	50,0	37,3	0,0	0,0	0,00
BOMBA DE SELLO N° 1 - BOMBAS REMOLIENDA	15,0	11,2	24,0	268,6	0,18
BOMBA DE SELLO N° 2 - BOMBAS REMOLIENDA	25,0	18,7	0,0	0,0	0,00
ALIMENTADOR DE CAL ESPESADOR N.1	1,2	0,9	24,0	21,5	0,01
MUESTREADOR 7B - CABEZA CIANURACION	0,5	0,4	1,0	0,4	0,00
COMPRESORA DE PLANTA DE OXIGENO	25,0	18,7	24,0	447,6	0,30
AGITADOR N° 1 20'X20'	30,0	22,4	24,0	537,1	0,36
AGITADOR N° 2 20'X20'	30,0	22,4	24,0	537,1	0,36
AGITADOR N° 3 20'X20'	30,0	22,4	24,0	537,1	0,36
ESPEZADOR CIANURACION N° 1	6,0	4,5	24,0	107,4	0,07
B. DIAFRAGMA N° 1 - SIMPLEX - ESP. CIAN. N° 1	4,8	3,6	24,0	85,9	0,06
B. DIAFRAGMA N° 2 - DUPLEX - ESP. CIAN. N° 1	4,8	3,6	0,0	0,0	0,00
B. DE SOLUCION RICA N° 01 DEL ESP-01	10,0	7,5	24,0	179,0	0,12
B. DE SOLUCION RICA N° 02 DEL ESP-01	30,0	22,4	0,0	0,0	0,00
ESPEZADOR DE CIANURACION N° 2	5,0	3,7	24,0	89,5	0,06
B. DIAFRAGMA N° 5 - ESP. CIANURACION N° 2	3,0	2,2	24,0	53,7	0,04
B. DIAFRAGMA N° 6 DUPLEX - ESPEZ. CIAN. N° 2	3,6	2,7	0,0	0,0	0,00
BOMBA DE SOL. INTERMEDIA N° 1	30,0	22,4	24,0	537,1	0,36
BOMBA DE SOL. INTERMEDIA N° 2	30,0	22,4	0,0	0,0	0,00
ESPEZ. CIANURACION N° 3	6,6	4,9	24,0	118,2	0,08
B. HORIZONTAL - DESCARGA ESPESADOR 3	7,5	5,6	24,0	134,3	0,09
BOMBA DEL FLUJOMETRO	10,0	7,5	24,0	179,0	0,12
FILTRO RELAVE 01	10,0	7,5	24,0	179,0	0,12
BOMBA RELAVE A CURAUBAMBA	40,0	29,8	24,0	716,2	0,48
FILTRO RELAVE 2	10,0	7,5	24,0	179,0	0,12
FAJA DE RELAVE	5,0	3,7	24,0	89,5	0,06
CONSUMO SECCION LIXIVIACION	738,0	550,5	555,2	10306,4	6,87

4.6 BALANCE METALURGICO

4.6.1 Balance Metalúrgico Operación Actual

BALANCE METALURGICO DE LA PLANTA DE BENEFICIO ACTUAL

BALANCE METALURGICO ACTUAL PLANTA CONCENTRADORA

PRODUCTO	TMSD	LEY gr Au/TM	CONTENIDO Au (gr)	DISTRIBUCION Au (%)
MINERAL CABEZA	1105	14,44	15956,2	100,0%
CONCENTRADO JIGS	14,77	285,43	4215,8011	26,4%
CONCENTRADO DE FLOTACIÓN	109,4	99,06	10837,164	67,9%
RELAVE DE CONCENTRADORA	980,83	0,92	902,3636	5,7%

RECUPERACIÓN TOTAL PLANTA
CONCENTRADORA

15052,9651 **94,34%**

BALANCE METALURGICO ACTUAL PLANTA DE CIANURACIÓN

PRODUCTO	TMSD	LEY gr Au/TM	CONTENIDO Au (gr)	DISTRIBUCION Au%
CABEZA DE CIANURACIÓN	124,17	121,23	15052,97	100,0%
RELAVE DE CIANURACIÓN	124,17	6,17	766,13	5,09%
Au RECUPERADO EN SOLUCIÓN			14286,84	94,91%

RECUPERACIÓN TOTAL PLANTA CONCENTRADORA + PLANTA DE
CIANURACIÓN:

89,5%

BALANCE METALURGICO ACTUAL PLANTA DE RECUPERACIÓN

PRODUCTO	CONTENIDO gr Au	DISTRIBUCIÓN %
ORO EN MERRILL CROWE + CIP	14279,64	100%
ORO EN LIQUIDO DE RELAV CIANU.	7,2	0,05%

RECUPERACIÓN TOTAL PLANTA DE RECUPERACIÓN

99,95%

gr Au

**RECUPERACIÓN TOTAL DEL PROCESO
DE BENEFICIO**

14279,64

89,49%

4.6.2 Balance Metalúrgico Proyecto de Ampliación

BALANCE METALÚRGICO DE LA PLANTA DE BENEFICIO PROYECTO 1500 TMPD

BALANCE METALURGICO PROYECTO PLANTA CONCENTRADORA

PRODUCTO	TMSD	LEY gr Au/TM	CONTENIDO gr Au	DISTRIBUCION %
MINERAL CABEZA CONCENTRADO JIGS+ C.FLASH	1500	12	18000	100,0%
CONCENTRADO DE FLOTACIÓN	55	156	8580	47,7%
RELAVE DE CONCENTRADORA	130	67,41	8763,3	48,7%
	1315	0,5	657,5	3,7%
	1500		18000,8	100,0%
RECUPERACIÓN TOTAL PLANTA CONCENTRADORA			17343,3	96,35%

BALANCE METALURGICO PROYECTO PLANTA DE CIANURACIÓN

PRODUCTO	TMSD	LEY gr Au/TM	CONTENIDO gr Au	DISTRIBUCION %
CABEZA DE CIANURACIÓN	185	93,75	17343,30	100,0%
RELAVE DE CIANURACIÓN	185	4,5	832,50	4,80%
Au RECUPERADO EN SOLUCIÓN			16510,80	95,20%

RECUPERACIÓN TOTAL PLANTA CONCENTRADORA + PLANTA DE
CIANURACIÓN: 91,7%

BALANCE METALURGICO PROYECTO PLANTA DE RECUPERACIÓN

PRODUCTO	CONTENIDO gr Au	DISTRIBUCIÓN %
ORO EN MERRILL CROWE + CIP	16500,99	100%
ORO EN LIQUIDO DE RELAV CIANU.	9,81	0,06%

RECUPERACIÓN TOTAL PLANTA DE RECUPERACIÓN 99,94%

RECUPERACIÓN TOTAL DEL PROCESO DE BENEFICIO	16500,99	91,67%
--	-----------------	---------------

CAPITULO V

COMPARACION DE COSTOS: SIN PLANTA DE O₂ Y CON PLANTA DE O₂

5.1 COSTO DE INVERSION

A continuación se detalla el plan de Inversiones necesarios para el proyecto de ampliación de la planta a 1500 TMPD

TABLA N° 5 – 1

AÑO	INVERSION	US\$
0	Planta de Oxígeno Incluido Secador	25000.00

5.2 COSTOS OPERATIVOS

5.2.1 ENERGIA

TABLA N° 5 – 2

DESCRIPCION	Consumo de Energía (kw)		Costo (US\$/mes)		Costo Unitario (US\$/TM)	
	Actual	Con Planta O ₂	Actual	Con Planta O ₂	Actual	Con Planta O ₂
Circuito de Tanques (Agitadores + Espesadores y bombas)	99.79	83.36	12214.83	10203.06	8.14	6.80
Circuito CIP (Tanques+Zarandas+ Bombas y Compresor)	91.71	29.29	11224.68	3584.70	7.48	2.39
TOTAL	191.50	112.65	23439.51	13787.76		
COSTO DE ENERGIA ANUAL (US\$)			281274.12	165453.12	15.62	9.19

5.2.2 MANTENIMIENTO

TABLA N° 5 – 3

DESCRIPCION	Costo (US\$/mes)		Costo Unitario (US\$/TM)	
	Actual	Con Planta O ₂	Actual	Con Planta O ₂
Tanques Agitadores	848.00	540.00	0.57	0.36
Tanques CIP + Infraestructura	811.02	0.00	0.54	0.00
Compresora Compair	218.23	0.00	0.15	0.00
Compresora GA 110 Atlas Copco	0.00	0.00	0.00	0.00
Planta de Oxígeno	0.00	208.33	0.00	0.14
TOTAL	1877.25	748.33		
COSTO DE MANTENIMIENTO ANUAL (US\$)	22527.00	8979.96	1.26	0.50

5.2.3 MANO DE OBRA

TABLA N° 5 – 4

DESCRIPCION	Costo (US\$/mes)		Costo Unitario (US\$/TM)	
	Actual	Con Planta O ₂	Actual	Con Planta O ₂
03 Lixiviadores	876.03	876.03	0.58	0.58
TOTAL	876.03	876.03		
COSTO DE MANO DE OBRA ANUAL (US\$)	10512.36	10512.36	0.58	0.58

5.2.4 COSTO TOTAL DE OPERACIÓN

TABLA N° 5 – 5

DESCRIPCION	Costo (US\$/Año)		Costo Unitario (US\$/TM)	
	Actual	Con Pta O ₂	Actual	Con Pta O ₂
COSTO DE ENERGIA ANUAL	281274.12	165453.12	15.62	9.19
COSTO DE MANTENIMIENTO ANUAL	22527.00	8979.96	1.26	0.50
COSTO DE MANO DE OBRA ANUAL	10512.36	10512.36	0.58	0.58
COSTO TOTAL DE OPERACION ANUAL (US\$)	314313.48	184945.44	17.46	10.27

CONCLUSIONES

Mineral

- De acuerdo a los estudios de microscopia en los minerales se observa que gran porcentaje del oro libre se encuentra asociado a la pirita, esfalerita y galena; un pequeño porcentaje también esta asociado a cuarzo, existe oro encapsulado en la arsenopirita en un rango del 2%.
- Las leyes de oro en el mineral de cabeza se encuentran entre 10-16 gr Au/TM, la plata se encuentra en rangos de 5-10 gr Ag/TM.
- La gravedad específica del mineral es de 2.63 gr/cc, esto es debido a que la especie predominante es el cuarzo.

Pruebas Metalúrgicas

- La prueba de Cianuración del concentrado sin adición de oxígeno nos da una recuperación de 94.06%, para un tiempo de agitación de 72 horas.
- La prueba de Cianuración del concentrado con adición de oxígeno, nos da una recuperación del oro de 96.34% para un tiempo de agitación de 65 horas.

- Las pruebas pilotos N° 1 y N° 2 de Cianuración con adición de oxígeno al concentrado nos da una recuperación promedio de 96% del oro.

Ingeniería

- En la sección de Cianuración, la adición de un molino de bolas 6´x 6´, un nido de hidrociclones D -10 y la planta de oxígeno, permitirá incrementar la molienda de 85 % a 96% -400 mallas, y a su vez incrementará la recuperación total del oro de 89% a 92%, debido a que se incrementará el grado de liberación del oro.

Evaluación Económica

- El costo de Inversión para el proyecto de ampliación de la planta oxígeno es 25000 \$USA.
- El costo de operación de la PLANTA DE LIXIVIACION se resumen en el cuadro siguiente:

DESCRIPCION	Costo (US\$/Año)		Costo Unitario (US\$/TM)	
	Actual	Con Pta O ₂	Actual	Con Pta O ₂
COSTO DE ENERGIA ANUAL	281274.12	165453.12	15.62	9.19
COSTO DE MANTENIMIENTO ANUAL	22527.00	8979.96	1.26	0.50
COSTO DE MANO DE OBRA ANUAL	10512.36	10512.36	0.58	0.58
COSTO TOTAL DE OPERACION ANUAL (US\$)	314313.48	184945.44	17.46	10.27

- Se tendrá como ventaja económica que la introducción de oxígeno directo elimina el uso de aire comprimido, dado por un compresor GA

110 Atlas Copco que consume 95 Kw contra una planta de oxígeno de 16 Kw. La ventaja económica por energía es de:

$(95 - 16) \text{ Kw} \times 24 \text{ hrs} \times 30 \text{ días} \times 0.17 \text{ \$USA/Kwh} \times 12 \text{ meses} = 116035 \text{ \$USA/año.}$

- Otra ventaja es que la cinética de disolución del oro se acorta al 25% de su velocidad actual en que se usa aire comprimido. Es decir que los resultados que se consiguen en 72 horas de agitación (5 tanques) serán reducidos a 18 horas. Se podrá prescindir de 3 tanques agitadores 20' x 20', pero conservadoramente prescindiremos de dos haciendo un ahorro de energía adicional.
- El hecho de prescindir de dos tanques agitadores nos da la ventaja de colocarlos como tanques CIP para adsorción de oro reemplazando a los 6 agitadores pachucas dando mayor simplificación a la operación. El ahorro en esta etapa de la eliminación de los tanques pachuca estaría en la eliminación de sus 6 motores de 4 Kw y su bomba Comesa 6x6 de 18.70 Kw instalados que sirve como transpaso de carbón. Paralelamente se elimina el flujo de aire que esta trabajando en las pachucas
- El consumo de cianuro disminuye por el hecho de trabajar directamente con oxígeno la formación de tiocianatos (SCN^-) decrecerá por ser más espontáneo la formación de $\text{SO}_4^{=}$ (ión sulfato) que no consume cianuro como lo hace el ión sulfuro S^{-2} el cual es producto de la disolución de metales en cianuros básicos procedentes de los concentrados. El Oxígeno procedente del aire comprimido genera formación de tiocianatos (SCN^-) provocando mayor consumo de cianuro (efecto de concentración).

- El trabajo en lixiviación está predeterminado a partículas muy finas de oro (menos de 74 micrones), supuestamente el oro grueso mayores a este tamaño debe concluir su disolución en el molino de remolienda y no ingresar a lixiviación en tanques. Simplificándose la operación de Cianuración.

BIBLIOGRAFIA

1. **Fidel Sergio Misari Ch. “ METALURGIA DEL ORO” - Vol I y Vol II**
CEPECT Noviembre 1993
2. **Dr. De Mountrill “ESTUDIO MINERAGRAFICO EN SECCIONES PULIDAS”**
3. **Arthur F. Taggart “HANDBOOK OF MINERAL DRESSING” 1954**
4. **Pierre Blazy “EL BENEFICIO DE LOS MINERALES”** Editorial Rocas y Minerales – Madrid –33
5. **Errol G. Kelly – David J. Spottiswod “INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES”** Editorial Limusa – 1990
6. **Andreu L. Mular Roshan Bhappu “DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESOS DE MINERALES”** Editorial Rocas y Minerales - 1985
7. **Iván Quiroz Núñez “OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES”** Cuzco – Setiembre de 1986
8. **Hong Young Sohn; Milton E. Wadsworth “CINETICA DE LOS PROCESOS DE LA METALURGIA EXTRACTIVA”** Editorial Trillas – 1986

9. **Fathi Habashi “A TEXT BOOK OF HIDROMETALLURGY”** Edition Marquis Limiteé – 1992
10. **Leonard G. Austin “DISEÑO Y SIMULACION DE CIRCUITOS DE MOLIENDA Y CLASIFICACION”** Editorial Taller Multimedia – Abril 1994
11. **Fernando Concha “MANUAL DE FILTRACIÓN Y SEPARACIÓN”** Editora Margarita Menéndez – Chile 2001
12. **Adrian Smith y Terry Mudde “TRATAMIENTO DE RESIDUOS DE CIANURACION”** Londres 1991

ANEXOS

- **PLANO DE UBICACIÓN**
- **DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA**
- C.M.H. S.A.**
- **FOTOS**

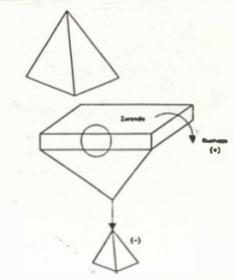
ANEXO



PLANO DE UBICACIÓN.

**DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA
C.M.H. S.A.**

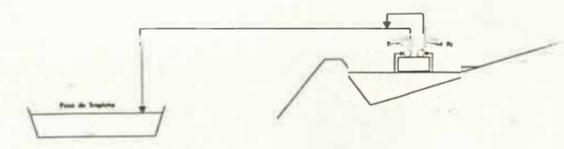
CONSORCIO
MINERO HORIZONTE
FLOW SHEET MANAGER
PLANTA DE BENEFICIO
OPERACION ACTUAL A 1100 TMPD



Legenda

Carga	-----
Pulpa Cianuración	-----
Pulpa Cianuración Concentrada	-----
Agua	-----
Solución con Sulfuro	-----
Solución Rica	-----
Barren	-----
Aire	-----
Carbon Sólido	-----
Oxígeno	-----
Flujo Diesel	-----
Flujo Diverso	-----

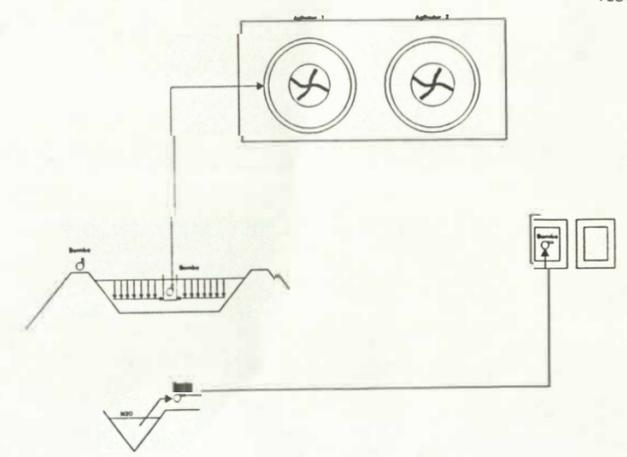
Elaborado por: GRAFICA CONSULTORA S.A. Junio 2,002
Aprobado por: Ing. Fernando Zamora Rodríguez, Superintendente de Metalurgia y Relaves



Legenda

Carga	-----
Pulpa Concentrada	-----
Pulpa Cianuración	-----
Concentrado	-----
Agua	-----
Solución con Cianuro	-----
Solución Rica	-----
Barren	-----
Aire	-----
Carbon Sólido	-----
Oxígeno	-----
Flujo Diesel	-----
Flujo Diverso	-----

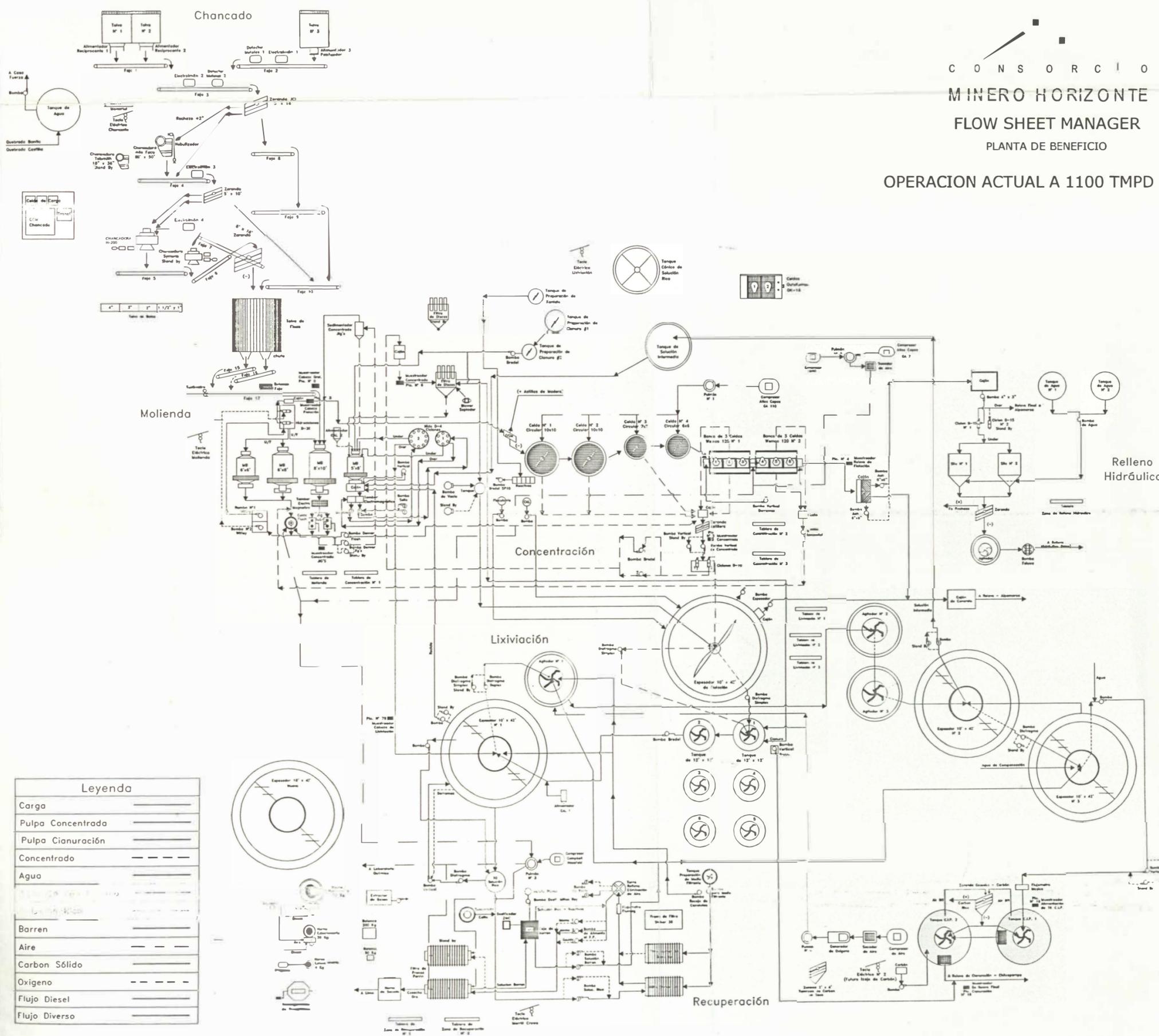
Elaborado por: GRAFICA CONSULTORA S.A. Junio 2,002
Aprobado por: Ing. Fernando Zamora Rodríguez, Superintendente de Metalurgia y Relaves



Legenda

Carga	-----
Pulpa Concentrada	-----
Pulpa Cianuración	-----
Concentrado	-----
Agua	-----
Solución con Cianuro	-----
Solución Rica	-----
Barren	-----
Aire	-----
Carbon Sólido	-----
Oxígeno	-----
Flujo Diesel	-----
Flujo Diverso	-----

Elaborado por: GRAFICA CONSULTORA S.A. Junio 2,002
Aprobado por: Ing. Fernando Zamora Rodríguez, Superintendente de Metalurgia y Relaves



Leyenda

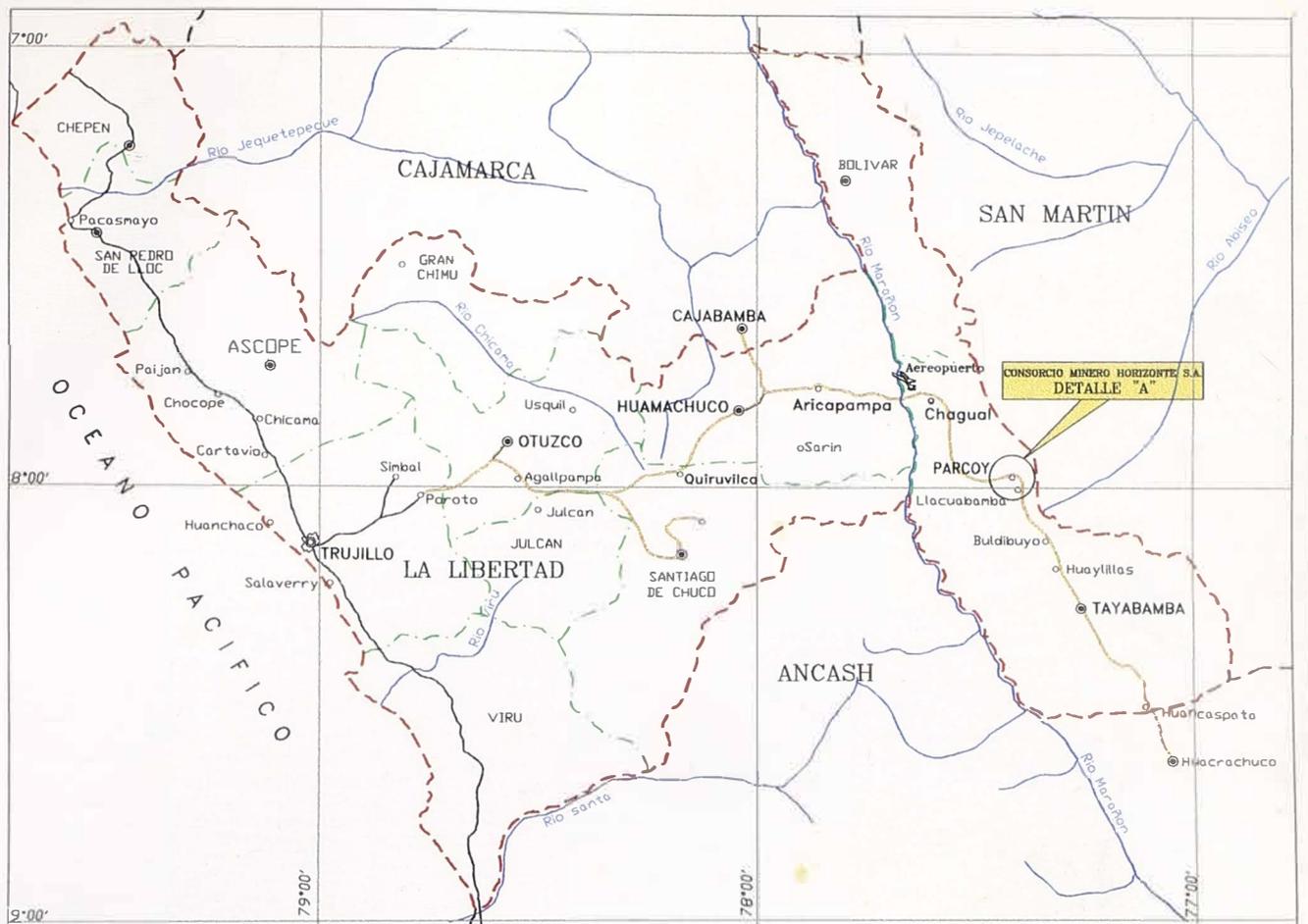
Carga	-----
Pulpa Concentrada	-----
Pulpa Cianuración	-----
Concentrado	-----
Agua	-----
Barren	-----
Aire	-----
Carbon Sólido	-----
Oxígeno	-----
Flujo Diesel	-----
Flujo Diverso	-----

Elaborado por: GRAFICA CONSULTORA S.A. Junio 2,002
Aprobado por: Ing. Fernando Zamora Rodríguez, Superintendente de Metalurgia y Relaves

FOTO

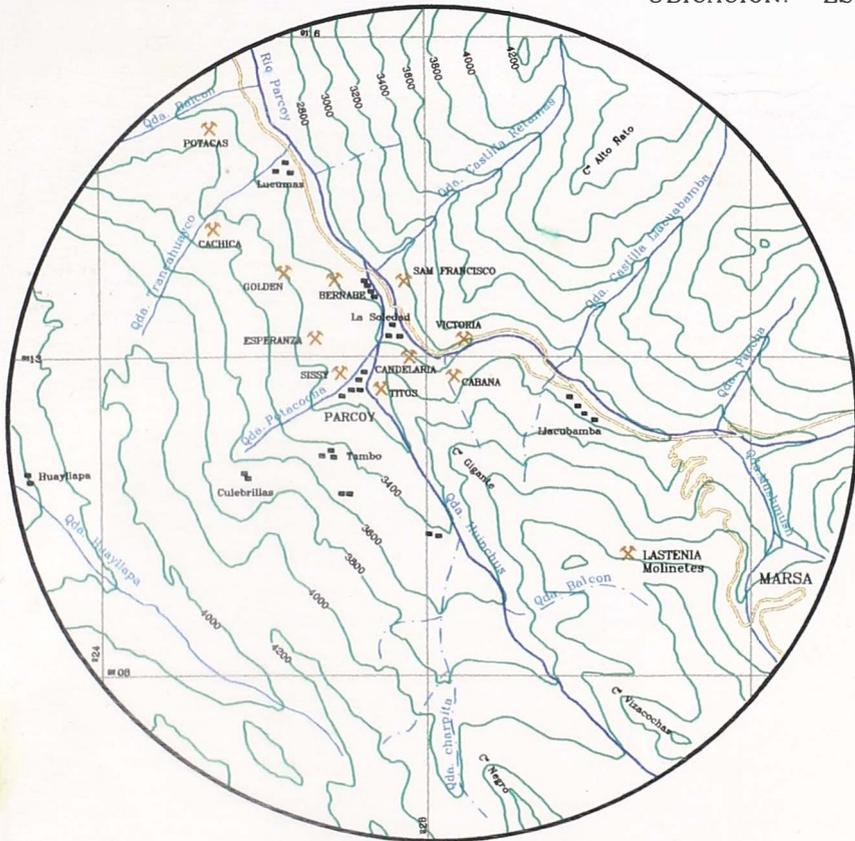


Foto N° 1 : Prueba de Cianuracion inyectando Oxigeno.

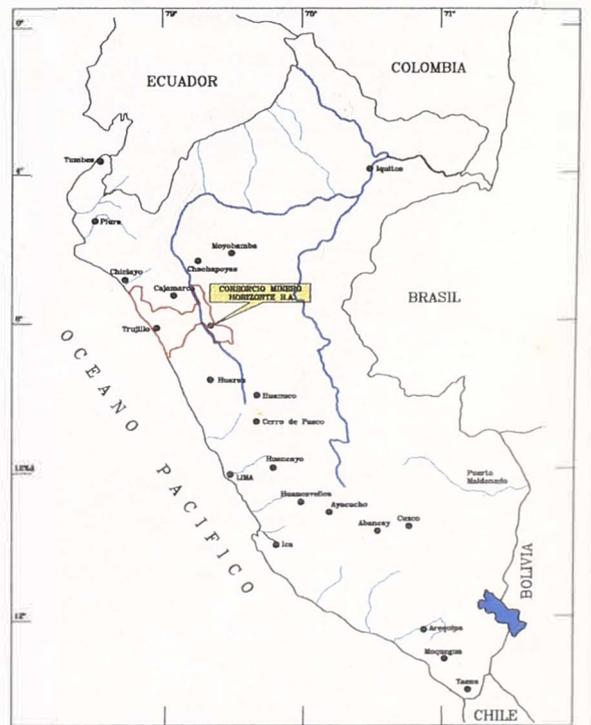


DETALLE A

UBICACION: ESC. 1/2'100,000



LOCALIZACION: ESC. 1/100,000



UBICACION DEL DPTO. LA LIBERTAD EN EL PERU

LEYENDA

- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Limite Departamental
- Limite Provincial
- Carretera Pavimentada
- Carretera Afirmada
- Unidad Minera

PLANO DE UBICACION Y ACCESO