

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

*FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA
MINERA Y METALURGICA*



PROYECTO LAGUNAS TRATAMIENTO 500 TMPD

**INFORME DE INGENIERIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERIA METALURGISTA**

PRESENTADO POR

Walter José Luis Montoya Becorena

LIMA – PERU

2001

Dedicado
A mi esposa Maruja
A mis hijos Amelia, Pochita y Walter Jr.
A mi madre Juana
A la memoria de mi padre Hernán

PROYECTO LAGUNAS

INDICE

CAPITULO I ANTECEDENTES Y DESCRIPCION DEL YACIMIENTO

1.1.0 Antecedentes	I - 8
1.2.0 Objetivos.....	I - 9
1.3.0 Ubicación del Proyecto.....	I - 10
1.4.0 Geología y Mineralización.....	I - 10
1.5.0 Reservas.....	I - 12

CAPITULO II EVALUACION METALURGICA

2.1.0 ANTECEDENTES.....	II - 2
2.2.0 TRABAJOS EFECTUADOS.....	II - 2
2.3.0 EVALUACION DE LA CIANURACION.....	II - 4
2.3.10 EXTRACCION DEL ORO.....	II - 4
2.3.20 EXTRACCION DE PLATA.....	II - 6
2.3.30 CONSUMO DE CIANURO DE SODIO.....	II - 8
2.3.40 CONSUMO DE OXIDO DE CALCIO.....	II - 8
2.3.50 SOLUBILIDAD DEL OXIGENO.....	II - 9
• PRUEBAS VARIANDO CONCENTRACIÓN OXIGENO.....	II - 11
• PRUEBAS INSITU	II - 11
3.3.60 BALANCE METALÚRGICO.....	II - 12
2.4.0 EVALUACIÓN DE LA FLOTACIÓN.....	II - 13
2.4.10 RECUPERACIÓN DE ORO.....	II - 13
2.4.20 RECUPERACIÓN DE LA PLATA	II - 13
2.4.30 DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS	II - 14
2.4.40 BALANCE METALURGICO.....	II - 15
2.5.0 MINERALOGÍA.....	II - 16
2.6.0 SELECCIÓN DEL PROCESO METALÚRGICO	II - 17

CAPITULO III <u>FACILIDADES DEL PROYECTO</u>	III - 2
3.1.0 TAMAÑO.....	III - 2
3.2.0 MINA	III - 2
CRITERIO DE DISEÑO PARA LA PLANTA DE 500 TMD	III - 4
3.3.0 ALMACENAMIENTO DE MINERAL Y CHANCADO.....	III - 4
3.4.0 CIRCUITO DE MOLIENDA PRIMARIA Y MOLIENDA SECUNDARIA	III - 5
3.5.0 CIRCUITO DE LIXIVIACION POR CIANURACION	III - 7
3.6.0 DECANTACIÓN CONTINUA EN CONTRACORRIENTE	III - 7
3.7.0 CIRCUITO DE PRECIPITACIÓN MERRILL - CROWE	III - 9
Clarificación	
Deaereación	
Precipitación	
3.8.0 FUNDICIÓN	III - 12
3.9.0 DEPOSITO DE RELAVE.....	III - 13
SISTEMA DE RECUPERACIÓN DE AGUA DE COLAS	III - 14
PLANTA DE TRATAMIENTO DE EXCEDENTES DE AGUA	III - 15
4.0.0 REACTIVOS, SERVICIOS Y CONTROL SCDA	III - 16
4.1.0 CIANURO DE SODIO	III - 16
4.2.0 CAL	III - 16
4.3.0 FLOCULANTE	III - 17
4.4.0 DIATOMITA	III - 18
4.5.0 ANTI-INCRUSTANTE	III - 19
4.6.0 SERVICIOS DE AGUA Y AIRE	III - 19
4.7.0 CONTROL DE PROCESO	III - 20

CAPITULO IV MEDIO AMBIENTE

4.1.0 ANTECEDENTES. LINEA CERRO DEL PROYECTO.....	IV - 2
4.2.0 ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL.....	IV - 4
4.3.0 EFECTOS PREVISIBLES DE LA ACTIVIDAD.....	IV - 6
4.4.0 EL CONTROL Y MITIGACIÓN DE LOS EFECTOS DE LA ACTIVIDAD.....	IV - 7

CAPITULO V EVALUACIÓN ECONÓMICA

5.1.0 PROGRAMA DE PRODUCCION.....	V - 2
• CALCULO DE RESERVA.....	V - 2
• PRODUCCIÓN DE MINA.....	V - 2
• PRODUCCIÓN DE PLANTA.....	V - 3
5.2.0 COSTO DE CAPITAL.....	V - 8
• LISTADO DE EQUIPOS DE PLANTA.....	V - 8
• COSTOS DIRECTOS.....	V - 8
• COSTOS INDIRECTOS.....	V - 8
5.3.0 COSTO DE PRODUCCIÓN PLANTA.....	V - 15
• COSTO VARIABLES DE PRODUCCIÓN	V - 15
• COSTO TOTAL DE PRODUCCION.....	V - 15
5.4.0 INVERSIONES.....	V - 17
• INVERSIONES ACTIVO FIJO.....	V - 17
• FLUJO OPERATIVO.....	V - 19
• VAN	V - 19

CUADROS Y GRÁFICOS DE EVALUACION METALÚRGICA

- CUADRO Nº 1 RESUMEN DE RESULTADOS DE CIANURACIÓN. PRIMERA ETAPA EVALUACIÓN
- CUADRO Nº 2a RESUMEN DE PRUEBAS CIANURACIÓN P80= 65 µ. SEGUNDA ETAPA EVALUACIÓN
- CUADRO Nº 2b RESUMEN DE PRUEBAS CIANURACIÓN P80= 100 µ. SEGUNDA ETAPA EVALUACIÓN
- CUADRO Nº 3 EXTRACCIÓN DE PLATA PARA MINERALES PUROS
- CUADRO Nº 4 INDICES DE CONSUMO DE CIANURO A DOS NIVELES DE MOLIENDA
- CUADRO Nº 5 INDICES DE CONSUMO DE CAL A DOS NIVELES DE MOLIENDA
- CUADRO Nº 6 RESUMEN DE PRUEBAS DE CIANURACIÓN VARIANDO LA CONCENTRACIÓN DE OXIGENO
- CUADRO Nº 7 RESUMEN DE PRUEBAS DE CIANURACIÓN INSITU
- CUADRO Nº 8 RESULTADOS DE PRUEBAS INSITU CON Y SIN AGITACIÓN MECÁNICA E INYECCIÓN AIRE
- CUADRO Nº 9 BALANCE METALÚRGICO DE LA CIANURACIÓN PARA 500 TMD
- CUADRO Nº 10 RESUMEN DE RESULTADOS DE FLOTACIÓN DE ORO CON 75% -m200
- CUADRO Nº 11 RESUMEN DE RESULTADOS DE FLOTACIÓN DE PLATA CON 75% -m200
- CUADRO Nº 12 BALANCE METALÚRGICO DE LA FLOTACIÓN PARA 500 TMD
- CUADRO Nº 13 RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS GRAVIMETRICAS

ANEXO I

GRÁFICOS DE EVALUACION METALÚRGICA

- GRAFICO Nº 1 CINETICA DE CIANURACION DEL ORO. 65 micrones
- GRAFICO Nº 2 CINETICA DE CIANURACION DE LA PLATA. 65 micrones
- GRAFICO Nº 3 CINETICA DE CIANURACION DEL ORO. 100-133micrones
- GRAFICO Nº 4 CINETICA DE CIANURACION DE LA PLATA. 100-133 micrones
- GRAFICO Nº 5 CINETICA DE FLOTACION DE ORO Y PLATA
- GRAFICO Nº 6 RECUPERACION DE FLOTACION VS RADIO DE CONCENTRACION

ANEXO II

FLOW SHEET DE PLANTA

ANEXO III

REPORTE DE PRUEBAS INSITU

CAPITULO I

ANTECEDENTES Y DESCRIPCION DEL YACIMIENTO

CAPITULO I

ANTECEDENTES Y DESCRIPCION DEL YACIMIENTO

CAPITULO I ANTECEDENTES Y DESCRIPCION DEL YACIMIENTO

1.1.0 ANTECEDENTES

1.1.1 El yacimiento fue descubierto en 1992 en el Paraje Cajchaya de los denuncios "Lagunas 15, 16, 17 y 19" de Cia Minera Jupiter en Arequipa a través de reconocimiento de fotografías satelitales, en que se determinó la existencia de una ventana geológica dentro de un basto derrame volcánico característico de la zona.

1.1.2 Las exploraciones en 1993 se iniciaron sobre superficie y continuaron a través de dos inclinados sobre la veta Victoria con leyes sobre 18 Au gr/tm, permitiendo disponer de 15000 tms de mineral para una explotación a pequeña escala. Taladros diamantinos comprobaron la existencia de mineral hasta más de 100 mt de profundidad.

1.1.3 A fines de 1993 se realizó en el laboratorio de mina próxima al proyecto pruebas experimentales de flotación con mineral procedente de las exploraciones iniciales de Lagunas con resultados muy promisorios por arriba en recuperación sobre el 82% Au y Ag. En base a estos datos y con el objeto de evaluar a nivel piloto el proceso de flotación, se compró en Enero de 1994, de una pequeña mina paralizada ubicada en Depto. Lima, equipos de una planta con capacidad de tratamiento por flotación de 100 TMD.

PLANTA PILOTO

1.1.4 Entre Enero y Abril de 1994 se efectuaron una serie de pruebas confirmatorias de flotación y se dio inicio al desarrollo de pruebas de cianuración. Se encontró que para una adecuada flotación, los requerimientos de molienda de 75% - 200 mallas, Ph de 7.5 y una dosificación aerofloat 31, Aerofloat 208, Xantato Z-6 y el colector S-70, con un total de 120 gr/tm, iniciándose las operaciones de planta piloto de flotación en Abril.

1.1.5 La Cia Minera Jupiter repotenciando y acondicionando equipos, instaló en Abril de 1994 una planta piloto de flotación de 100 tms que produjo concentrados de más de 800 Au gr/tm y 250 Ag

Oz/tm y que le permitió solventar los gastos de exploración continuando desarrollando los inclinados sobre vetas Victoria y otra veta Maruja cortada a partir de la veta Victoria

1.1.6 A partir de Junio de 1994 se efectuaron pruebas en la planta piloto de flotación para encontrar mejores condiciones de operación, lograndose en efectivo un promedio de 80% de recuperación de Au y Ag. Entre Octubre y Diciembre del mismo año se priorizo los estudios de cianuración, realizandose pruebas a nivel laboratorio y piloto batch con 500 kg.

1.1.7 En Enero a Mayo de 1995, en laboratorio de Lagunas y en Lab de Tecsup se realizaron pruebas de lixiviación en vats en relaves de flotación, con aglomeración recuperandose 70% de oro en ocho días de riego y un día de lavado. Las pruebas a escala piloto realizadas en Lagunas por este método también dieron una recuperación del 70%.

1.1.9 En mina, se continuó evaluando las alternativas de tratamiento llegando a Junio 1995 al planteamiento de un proceso combinado de flotación y cianuración CIL del relave, como una de los procesos para el mineral del Proyecto Lagunas.

1.1.10 Al incrementarse las reservas y cumplido los objetivos del pilotaje de flotación, la planta paralizó sus operaciones en Agosto 1995 iniciandose una nueva etapa, la de evaluación del proyecto para definir la instalación de una planta industrial de flotación o de cianuración, desarrollando los estudios de factibilidad para el desarrollo de una mina.

1.2.0 OBJETIVOS

1.2.1 Dentro del objetivo general de desarrollar y poner en explotación la Mina del Proyecto Lagunas, se incluye el objetivo del presente trabajo que es el de **implementación de una planta con capacidad para tratar 500 TM/Día de mineral de oro y plata**. La planta debera contar las instalaciones y equipos necesarios para la operación de procesos que permita la maxima recuperaciones de plata y oro.

1.2.2 La experiencia de flotación con 80% de recuperación de Au y Ag en la planta piloto será evaluada ante la alternativa de cianuración y seleccionar la ruta más efectiva para el logro de mayor rendimiento técnico-económico. El estudio deberá sustentarse con suficiente solidez para los fines de préstamos bancarios.

1.3.0 UBICACION E HIDROLOGIA DEL PROYECTO

1.3.1 El depósito de Lagunas está ubicado aproximadamente 200 kilómetros al Nor-Este de la ciudad de Arequipa - Perú. La propiedad está en la latitud 15° sur y longitud 72° oeste a una elevación de 4,950 m.s.n.m. El propietario de este depósito es la Compañía Minera Jupiter S.A.C. una compañía de accionariado peruano.

1.3.2 El acceso por carretera afirmada desde Arequipa, está a 280 km siguiendo la ruta Sibayo - Caylloma - Arcata, encontrándose una derivación de 3 km a 22 km de Arcata. También se puede llegar desde Orcopampa siguiendo al noreste por 35 Kms de carretera. (Figura N.º 1)

1.3.3 La precipitación es de 800 mm, con una evaporación anual de 300 mm, a una altura de 4950 msnm, con una temperatura anual promedio de 3°C, siendo en invierno -15°C y en verano de 8-12°. La presión barométrica es de 0.5 atm.

1.4.0 GEOLOGIA Y MINERALIZACION

Localización regional

1.4.1 El yacimiento de Lagunas, conjuntamente con Arcata, Orcopampa y Caylloma, se encuentran dentro de una amplia franja de rocas volcánicas de composición intermedia a silícea, cuyas edades fluctúan entre el "Mioceno Temprano" y "Plioceno Tardío". Las rocas volcánicas están constituidas por una secuencia de lavas andesíticas y riolíticas intercaladas con tufos de composición riolíticas a dáctica.

1.4.2 Estas rocas volcánicas del Neógeno, afloran extensamente en el sudoeste del Perú y

suprayacen discordantemente a rocas sedimentarias mesozoicas deformadas durante el Cretáceo y Paleógeno.

Tipos de rocas y Alteración hidrotermal

1.4.3 En el yacimiento afloran una secuencia de tufos y lavas pertenecientes a diferentes etapas de actividad volcánicas.

1.4.4 Las lavas andesíticas superiores más recientes, producto de la actividad de los volcanes vecinos Cajchaya y Huajrahuire, cubren parcialmente una extensa área de tufos alterados, donde afloran discontinuamente las vetas epitermales de oro de Lagunas, y un domo volcánico de composición riolítica.

1.4.5 En Lagunas ocurren dos áreas contiguas con intensa alteración argílica conteniendo vetas de cuarzo, que son parte de una zona alterada de mayor extensión cubierta por las lavas volcánicas más recientes, antes mencionadas.

1.4.6 Estas dos áreas alteradas contienen hasta siete vetas de cuarzo denominadas, en orden de importancia, Victoria, Maruja, Guadalupe, María y Tania.

Mineralogía

1.4.7 Las vetas se presentan en dos sistemas de orientación NE-SW y E-W, buzamientos cercanos a la vertical, con longitudes individuales de 100 hasta 900m. y anchos 0.5 a 3.50 m. El ensamblaje mineralógico de estas vetas lo constituyen bandas de cuarzo lechoso y hialino con sílice coloidal y limonitas, con diseminaciones esporádicas de pirita, marcasita, tetraedrita y estibinita. También se observan patinas de óxidos de manganeso.

1.4.8 Los tres cuerpos silificados han sido denominados como estructuras A, B y Stockwork, este último es el más importante con un área de 450 x200 m., cuyo eje mayor va de norte a sur. Su

afloramiento es conspicuo semejante a una "torta" (domo erosionado); en conjunto es un cuerpo silificado con vetillas de cuarzo hialino y lechoso y limonitas. También ocurre pirita diseminada tanto en las vetillas como en las rocas silificadas. Es notoria la textura porosa y coloración blanqueada de esta área por encontrarse moderadamente lixiviada.

1.4.9 Los minerales sulfurados identificados en mayor o menor grado son: pirita, esfalerita, galena, covelita, calcopirita, marcasita, pirolusita, limonitas, jarosita aparte de los minerales de oro y plata. El contenido de azufre asociado varía de 0.03 a 0.26%.

1.4.10 Sobre los minerales de plata y oro se determinó que la presencia de partículas finas como oro nativo, tanto liberadas, e inclusiones, estas últimas asociadas con ganga silicosa y limonita. La presencia de electrum como granos liberados y finas partículas incrustadas y asociadas con ganga silicosa y limonita y la presencia de argentita, también asociada e incrustada en ganga silicosa y encapsulamiento de limonita.

1.5.0 RESERVAS

1.5.1 Los trabajos de exploración comprendieron un programa de exploraciones por labores en las vetas Victoria y Maruja y, paralelamente, otro de exploración en superficie mediante taladros diamantinos dirigidos hacia las estructuras mineralizadas de otras vetas.

1.5.2 Con los resultados obtenidos hasta fines de 1995 se efectuó un cálculo de reservas, el cual arroja un total de 1',060,000 tm de mineral probado/probable con una ley promedio de 20.5 gr Au/TM y 8.0 Oz Ag/TM, tal como se detalla en el cuadro siguiente:

RESERVAS

<u>VETA</u>	<u>CERTEZA</u>	<u>A.Veta</u>	<u>Ag</u>	<u>Au</u>	<u>TMS</u>
		(m)	oz/tm	g/tm	
Victoria	Probado	1.62	7.48	24.37	639,150
Vict./Mar.	Probable	1.33	8.79	14.63	420,850
TOTAL	Probado/Prbale	1.46	8.00	20.50	1',060,000

Se ha considerado en el cálculo, por dilución un castigo de. 15% + 5% por pérdida en exploración.

1.5.3 Un análisis de otros contenidos metálicos dan:

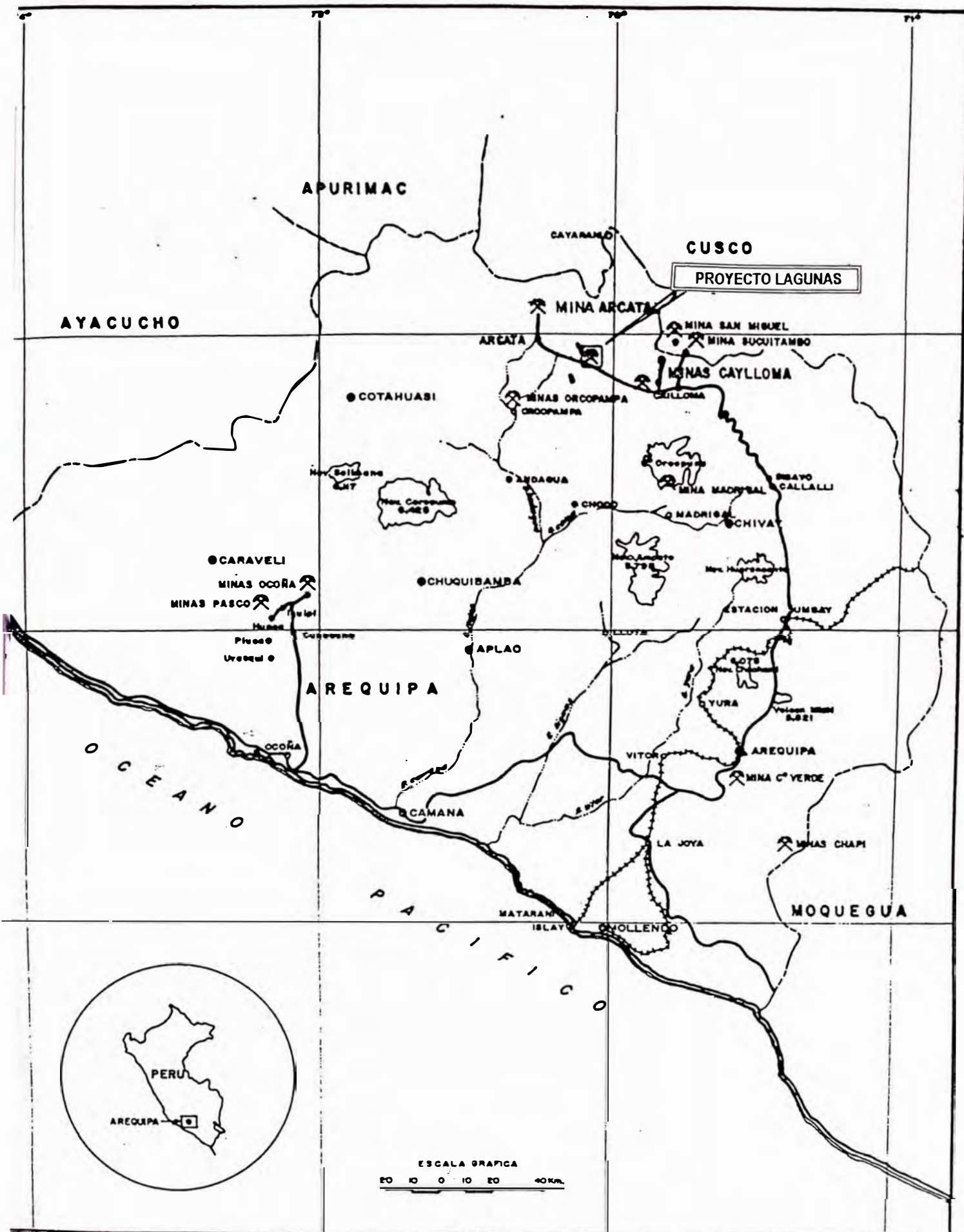
<u>Ley de Mineral</u>	<u>Unidad</u>	<u>Promedio</u>
Arsénico	g/t	340.0
Fierro	g/t	1.8
Plomo	g/t	42.5
Zinc	g/t	23.5
Azufre	%	0.14
Hg	ppm	1.2

CARACTERISTICAS DEL MINERAL

1.5.4 El mineral contiene 8% a 12% H₂O en el año, con una gravedad específica 2.5, una densidad aparente de 1.8, el ángulo de reposo de 42 grados, el contenido de arcilla de 10 a 15% con el mineral de Victoria y de 5 a 10% con el mineral de Maruja.

MINADO

1.5.5 El desarrollo inicial en las vetas Victoria y Maruja permite concluir que por el tipo de mineral y el tipo de caja de poca consistencia, este yacimiento es factible de ser explotado por el método de corte y relleno ascendente. Los estudios de minado se orientaron al desarrollo de una rampa para la explotación mecanizada del proyecto.



IA. MINERA JUPITER S.A.C.
AREQUIPA

PROYECTO LAGUNAS
PLANTA 500 TMPD

PLANO UBICACION
Escala 1/2'000,000

FIGURA
01

CAPITULO II

EVALUACION METALÚRGICA

EVALUACION METALÚRGICA

2.1.0 INTRODUCCIÓN

Se programó en seis meses efectuar la evaluación metalúrgica con el apoyo de laboratorio de experiencia internacional que a su vez faciliten el aval para un préstamo. Los resultados se presentaron mediante reportes progresivos en dos etapas para permitir la definición entre las alternativas de cianuración vs la de flotación, apoyándose de ser necesario por gravimetría, se consideró para el oro y la plata la evaluación de las variables de: molienda, tiempo de extracción, fuerza y consumo de cianuro, consumo de cal y solubilidad del oxígeno.

2.2.0 TRABAJOS EFECTUADOS

1era Etapa (Prefactibilidad)

2.2.1 Se caracterizó una muestra representativa de tratamiento en la planta piloto de flotación, a la cual se le determinaron las especies valiosas de oro/plata y otros sulfuros, así como las asociaciones y tamaño de liberación metálicas.

2.2.2 En la primera etapa se realizaron 9 pruebas de cianuración, agrupadas en tres series para evaluar la molienda y la fuerza de cianuro, para una muestra compósito de Lagunas..

1era Serie Test 1,2,3. Con 0.5 g/l CNNa, variando la molienda P_{80} en 46, 65 y 133 micrones.

2da Serie Test 4,5,6. Con 1 g/ CNNa, variando la molienda P_{80} en 46, 65 y 133 micrones.

3era Serie Test 7,8 y 9 . Con 2 g/l CNNa, variando la molienda P_{80} en 46, 65 y 133 micrones.

(Ver Cuadro N°1)

Se mantuvieron los parámetros de 33% sólidos en botella de 5 lt, se reguló con cal el ph de 10.5 a 11, efectuándose la cianuración por 72 hr. Se tomaron muestras de solución a las 8, 24 y 48 hr, siendo analizado el residuo luego de tres lavados.

2da Etapa (Factibilidad)

2.2.3 Mediante un muestreo sistemático de mina de las dos vetas a ser explotadas según inventario, se obtuvieron diez muestras las que se fueron caracterizadas analizándose química y mineralógicamente.

2.2.4 Se realizaron 10 pruebas de cianuración batch en botella, a nivel $P_{80} = 65$ micras, por 48 horas, 2 gr/lit de CNNa y 33% de sólidos. (Ver Cuadro N°2a)

2.2.5 Variando la molienda a nivel $P_{80} = 100$ micras, por 48 horas, 2 gr/lit de CN.Na y 33% de sólidos, se efectuaron otras diez pruebas de cianuración batch en botella. (Ver Cuadro N°2b)

2.2.6 Para determinar la influencia de la gravimetría, se efectuaron diez pruebas de concentración gravitacional, como sigue: (Ver Cuadro N°13)

- Molienda de un kg de mineral, con 50% sólidos, a un tamaño de 150μ , la pulpa ingresa a la mesa vibratoria Wifley No 18, recirculándose los productos intermedios para obtener un relave y un concentrado de mesa.
- El concentrado pasa a un concentrador super panner, obteniéndose un concentrado final y un relave, para ser analizados.
- Se complementó con un Informe de Estudio Microscópico de muestras de concentrado gravimétrico.

2.2.7 Para evaluar la flotación se programaron siete pruebas a condiciones standard de planta piloto, aplicando la sulfurización que permita mejorar las condiciones. Sobre la flotación se realizaron 2 pruebas de cinética de flotación en laboratorio de Lima. (Ver Cuadro N° 10).

- Molienda primaria para un tamaño de 75% -m200.
- El uso de una serie de colectores en molienda como PAX, A-208, A-404 y Dow-703
- Flotación primaria de sulfuros por 21 min con adición de colectores y Dow-250.
- Adicionalmente, una flotación primaria de óxidos por 6 min con silicato de sodio para dispersar la pulpa, mas hidrosulfato de sodio y colectores Gasoil/Unitol y PAX/Unitol.
- Dos etapas de limpieza fueron usados para el circuito de sulfuros seguidos de un scavenger-cleaner. Para el balance metalúrgico, los relaves de la 1a y 2a limpiezas fueron tomados junto al relave de la limpieza scavenger y ensayados.

Pruebas con menor contenido oxígeno (Ver Cuadro N° 6)

2.2.8 Con el objetivo de conocer la influencia de un bajo nivel de oxígeno sobre la extracción de oro y plata se efectuó en laboratorio internacional a 1000 msnm, con una muestra de c/veta una

serie de seis pruebas de cianuración por agitación a 125 rpm, 33% sólidos , 2 g/l CNNa, ph 10.5 a 11, por 48 hr ampliándose a 96 hr de acuerdo a resultados de primeras pruebas.

Pruebas Insitu (Ver Cuadro N° 7)

2.2.9 Con el objetivo de evaluar en la mina las condiciones de cianuración desarrolladas para el mineral de Lagunas, se programó en laboratorio de planta piloto pruebas de cianuración por agitación en botella y mecánica, registrándose el oxígeno disuelto en la pulpa:

- En Nov.95 se efectuó una serie de seis pruebas en pares comparativos de muestras compósito por vetas del mineral de Lagunas. El dos primeros pares, comparando la cianuración en botella por 48 hr con la de 96 hr, manteniendo las condiciones definidas de fuerza de cianuro, ph y % sólidos para cada veta; un ultimo par para comparar la mismas condiciones efectuando una cianuración por 96 hr con agitación mecánica.
- En Ene.96 se efectuó una ultima serie de cuatro pruebas comparativas con nueva muestra compósito de mineral total de Laguna y de la veta principal Vicky, por 96 hr comparando la agitación mecánica con inyección de aire manteniendo en 6 mg/l de O₂ con la agitación en botella.

2.3.00 EVALUACION DE LA CIANURACION

2.3.10 EXTRACCION DEL ORO

2.3.11 En el Cuadro N° 1 se presentan los resultados en 8 hr, 24 hr y 48 hr para la extracción de oro y plata de pruebas de la **1era Etapa (Prefactibilidad)** , con una muestra compósito del yacimiento combinando las condiciones de tres grados de molienda y tres fuerzas de cianuro, lo que nos permite apreciar :

- Para el oro, con la fuerza de cianuro de 2 g/l a partir de 24 hr con un ph de 10.5, 33% sólidos, se logrará con la cianuración más de 94% de extracción, para los tres grados de molienda probados, superando los resultados obtenidos con la fuerza de cianuro de 0.5 y 1 g/l.
- En los promedios de balance por solución a 48 hr y por sólidos a 72 hr se observa que la recuperación se incrementa con la fuerza de cianuro estando más próximos los resultados con 1 y 2 g/l, sobre 0.5 g/l, independiente de la granulometría.

- En los promedios de recuperaciones por grado de molienda, observamos que esta se incrementa con la molienda, alcanzando a 72 hr max. 95% con 46 micrones y min. 93.3% con 133 μ . Siendo mayor el consumo con molienda fina con max. 2.7 kg/t (46 μ).

2.3.12 De la **2da Etapa** en **Cuadros N° 2a y 2a**, se presentan los resultados de la cianuración de Au y Ag del mineral de más importantes bloques de reservas de vetas "Victoria" y de "Maruja", bajo las condiciones de $P_{80} = 65$ micrones y $P_{80} = 100$ micrones, con 2 gr/lit de CN Na:

- Para el oro, con la fuerza de cianuro de 2 g/l en 48 hr, con un ph de 10.5, 33% sólidos, se logra con la cianuración el 96.2% de extracción promedio aplicando un grado de molienda de $P_{80} = 65$ micrones, performance que supera los resultados con grado de molienda $P_{80} = 100$ micrones en que se alcanza un promedio de 93.1%.
- Las extracciones a las 6 hr y las 24 hr para el grado de molienda de 65 μ (71.7% y 89.9%) son superiores a las obtenidas para 100 μ (65.8% y 84.4%).
- Las extracciones en el mineral de veta Maruja son igualmente superiores para las pruebas efectuadas con granulometría de 65 μ .

2.3.13 En la 1era Etapa de pruebas se esbozaron los rangos de condiciones para mejores resultados para la cianuración por agitación, los que se confirmaron en la 2da etapa con una expectativa de extracción de 96%Au en 48 horas y a una altura de 1000 msnm .

2.3.13 En el **Gráfico N°1** se presenta la curva de extracción vs el tiempo de cianuración para el oro, con una granulometría de 65 micrones, fuerza de cianuro de 2 g/l y 33% sólidos. Comparando los datos de la muestra compósito con el promedio de cianuración por bloques

- La cinética de extracción del oro es similar en ambas etapas con minerales representativos del yacimiento en que se alcanza en 24 hr mas de 85% de extracción superando metalúrgicamente a la flotación, presentandose una curva que se hace asintótica hacia las 72 hr.

2.3.14 En el **Gráfico N°3** se presenta la extracción de oro vs el tiempo de agitación, resultados de la cianuración para granulometrias 133 y 100 micrones, fuerza de cianuro de 2 g/l y 33% sólidos. Comparando la muestra compósito de la 1a Etapa y el promedio de bloques de la segunda etapa de pruebas:

- La cinética de extracción del oro es rápida en las primeras 24 hr, similar en ambas

etapas, a las 48 hr se alcanza mas de 93% de extracción superando metalúrgicamente a la flotación, con una tendencia a menor extracción respecto de pruebas a 65 micrones.

2.3.15 Para todos los tiempos de control (6, 24, 48 y 72 hr), los valores de extracción con $P_{80} > 100$ micrones son menores que con $P_{80} = 65$ m. Esto nos permite concluir que el grado requerido de molienda para la cianuración del oro es 80% -m 250.

2.3.20 EXTRACCION DE PLATA

2.3.21 En el Cuadro N° 1 se presentan los resultados de pruebas de la denominada **1era Etapa (Prefactibilidad)** lo que nos permite apreciar para la plata que con la fuerza de cianuro de 2 g/l en 72 hr, con un ph 10.5, 33% sólidos, se logrará con la cianuración una extracción de 87 a 92%, a medida que se incrementa el grado de molienda de 133 a 46 micrones, superando en el promedio (89.9%) a los resultados con fuerza de cianuro de 0.5 y 1 g/l

2.3.22 En el Cuadro N° 2a y 2b, se presentan los resultados de **2da Etapa (Factibilidad)** obtenidos en la cianuración de la plata del mineral de vetas "Victoria" y de "Maruja", bajo las condiciones de $P_{80} = 65$ micrones y $P_{80} = 100$ micrones. con 2 gr/lt de CN Na.

- Para la plata, con la fuerza de cianuro de 2 g/l en 48 hr, un ph 10.5, 33% sólidos, se logra con la cianuración una extracción promedio de 84.8% con el grado de molienda de $P_{80} = 65$ micrones, superando los resultados con grado molienda $P_{80} = 100$ micrones que alcanza un promedio de 82.5%.

3.3.23 Los resultados de la **1era etapa** de pruebas permiten estrechar el rango de condiciones para los mejores resultados aplicando la cianuración por agitación, los que se confirman en la **2da etapa** con una expectativa de extracción de 85% Ag en 48 horas. Igualmente estos resultados de laboratorio efectuados a 1000 msnm requerían ser confirmados insitu a 5000 msnm lugar de la mina del Proyecto Lagunas.

2.3.24 Graficados los resultados de la extracción de plata vs el tiempo de cianuración para una granulometría de 65 micrones, comparando los resultados de mineral compuesto de 1era Etapa con el promedio de cianuración por bloques de la 2da Etapa:

- En el **Gráfico N° 2** observamos que la cinética de extracción de la plata para las primeras 48 hr varía de 84.8 a 90 %. Que un mayor tiempo de agitación como 72 hr, no logra mayor incremento de la extracción de plata. Estos resultados se han obtenido a nivel de 1000 msnm y que requerían confirmarse al nivel de la mina del Proyecto Lagunas para un escalamiento a nivel de planta.

2.3.25 Graficados los resultados de la cianuración para una granulometrias 133 y 100 micrones y comparando con los obtenidos para diferentes muestras representativas probadas, observamos:

- Que la cinética de extracción de la plata (en el **Gráfico N° 4**) es mas lenta respecto del oro, siendo similares en ambas series de pruebas con mineral compósito y promedio de bloques, aproximandose al llegar a las 48 hr en que se diferencian de 82.5 a 86.8%. En general en ambos casos hay una tendencia a menor extracción respecto de las pruebas a 65 micrones.

2.3.26 En todos los tiempos de control (6,24,48 y 72 hr), los valores de extracción con P_{60} 133 y 100 μ son menores que con P_{60} = 65 μ . Esto nos permite concluir que el grado de molienda para la cianuración del plata en el laboratorio es de 80% -m 250..

2.3.27 En el estudio de Prefactibilidad se dio una expectativa de extracción de 85 a 89% en 24 horas, con 2 g/l CNNa, 33% sólidos y diferentes granulometrias 46, 65 133 m. para un compósito de mineral de planta piloto de flotación, .en el estudio de Factibilidad se llega en 48 horas a una extracción promedio de 82.5 a 84.8 % en 20 pruebas con 100 y 65 micrones respectivamente, datos mas conservadores y de mayor valides que permite apreciar los niveles alcanzables por cianuración, que son superiores a los obtenidos en la flotación piloto.

2.3.28 Se debe tener en cuenta que los resultados obtenidos son menores en un 10% para los minerales de veta Maruja respecto de veta Victoria, a tener en cuenta en el complemento de la evaluación.

2.3.29 En el **Cuadro N° 3**, se presentan los rangos de extracción por cianuración logradas por el Buro de Minas de USA para los minerales puros de Ag. Esto explicaría la relativa menor extracción de Ag respecto del Au, sobre todo para el mineral que contiene sulfosales de Ag, como es el caso del mineral de Lagunas veta Maruja especialmente.

2.3.30 CONSUMO DE CIANURO DE SODIO

2.3.31 En el Cuadro N° 1 se tienen los consumos para la primera etapa que presentan una tendencia a incrementarse con el grado de molienda y el incremento de la fuerza, en un rango de 1.2 a 4.1 Kg/t. El consumo de cal se mantiene en un rango de 2.4 a 3.7 kg/t, siendo menor con el incremento de cianuro.

2.3.32 En el Cuadro No 4 se tienen los consumos para la 2da etapa de experimentación en que se observa para la molienda de 65 micrones:

- Que para esta molienda con mejores extracciones de Au/Ag, el consumo promedio es de 1.97 Kg/t de CNNa.
- Para el mineral de Victoria, el mas alto indice por tonelada se presenta en la zona NE de Victoria, muestra N°1599 (2.54 kg/tm) donde Geología reporta la presencia de arsenopirita, especie que descompuesta porta el cianicida As y explicaria este comportamiento de mayor consumo de cianuro.
- Para el mineral de veta Maruja, los índices de consumo en kg de cianuro por tonelada de mineral en las zonas SW y NE de Maru, esta por arriba del promedio, consumo que se justifica al revisar los indices por gramos de Au + Ag, en que disminuyen notoriamente por la presencia de mayor cantidad de Ag que se requiere cianurar.
- Los indices de Consumo de cianuro en gr de CNNa por gr de Au, encontramos los valores de mas altos y en ambos niveles de molienda para la muestra N°1654 de la zona al tope del SW de Victoria, donde se reporta igualmente la presencia de arsenopirita.

2.3.33 Las zonas con mayor consumo de cianuro que tienen menor peso en el inventario de reservas, exigirá un seguimiento para efectuar el blending conveniente para la operación.

2.3.40 CONSUMO DE OXIDO DE CALCIO

3.3.41 En el Cuadro N° 1 se tienen los consumos para la primera etapa que no presentan una tendencia definida ademas de el menor consumo a medida de incrementarse la dosis de cianuro por la alcalinidad aportante de este ultimo. El consumo de cal se mantiene en un rango de 2.4 a 3.7 kg/t.

2.3.42 En el Cuadro No 5 se tienen los consumos para la 2da etapa de experimentación en que se observa para la molienda de 65 y 100 micrones:

- Que el consumo promedio esperado para 65 micrones es de 1.45 Kg de CaO/tm y 1.75 Kg/tm para 100 micrones.
- Nuevamente, al igual que con el CNNa, se presenta el mas alto indice de consumo por tonelada en la muestra N°1599 al NE de Vicky, Gal 820 Niv 4870 en una zona donde la estructura se reporta angosta en un ramal y la labor se interrumpió; con consumos arriba de 2.31 kg/tm. La ubicación y procedencia de la muestra tiene una relación con la presencia de mayor caja que, a su vez esta relacionada con una mayor cantidad de pirita, especie que al enterarse acidificada el medio; esto sugiere que al producirse alteraciones del de la roca, se acidifica el medio; esto sugiere para la explotación minera una menor dilución con rocas de las cajas.
- Si observamos los índices de consumo de Cal por gramo de oro de Au + Ag, vemos en el Cuadro No 5 que la muestra No 1654 al extremo SW de Vicky, presenta los valores más altos, no recomendados por el poco valor de mineral.

2.3.43 Para el mineral de Maru se observan bajos indices de consumo de CaO por lo que se puede decir que es dócil y con pH natural ligeramente alcalino.

2.3.50 SOLUBILIDAD DEL OXIGENO

2.3.51 Teóricamente, por estequiometría de las reacciones de cianuración del oro y de la plata, sabemos que éstas dependen de la concentración del oxígeno en el medio acuoso, ésta a su vez depende de la solubilidad del oxígeno que varía con la altitud y la presión de aire.

2.3.52 Los rangos de concentración que dan los libros, van desde un mínimo de 4 mgr/lit hasta 11 mgr/lit, para una solución saturada con aire. No se tiene información en tablas sobre la concentración de oxígeno en el agua a 5,000 msnm. (0.5 atm. de presión atmosférica), por lo que el actuar dependerá de la experiencia que se acumule para los mejores resultados del proceso en este proyecto.

2.3.53 En la 2da Etapa, para el nivel de molienda de $K_{80} = 65$ micras, el promedio concentración de oxígeno reportado en las 10 pruebas efectuadas es de 6.95 mgr/lit, dato que

esta dentro del rango recomendado y suficiente para una mejor disolución del Au y Ag.

2.3.54 Se discutió el tema de la concentración de oxígeno y el efecto en la extracción revisándose las experiencias al respecto:

- Se menciona el tema sobre la experiencia con una mina en Chile a 450 m.s.n.m., en que se presentó una concentración de 3 mgr/lit de O_2 , que no afectó la extracción de Oro y que solo fue necesario incrementar el tiempo de cianuración para la plata en un 30%.
- Revisando mayor información al respecto encontramos un reporte de pilotaje de cianuración en columnas ⁽¹⁾, inicialmente efectuado en La Serena - Chile a nivel del mar y luego llevado a El Indio a 4200 msnm., haciendo notar que el contenido de Oxígeno es alrededor de 40% menor, que al nivel del mar, afectándose la extracción del Oro en 20%.
- Lo experimentado en el laboratorio mina ⁽²⁾ durante la etapa de pilotaje de flotación, sin mediciones de concentración de Oxígeno, indica la obtención de una extracción de 92.7 % Au y 79.7 %Ag, bajo condiciones de inyección de aire forzado, hecho considerado crítico, caso contrario la recuperación de oro es afectada en más de 15%. Pruebas efectuadas a escala de 500kg en cianuración batch y con CIL se consumió 1.5 gr/lit de CN Na y para molienda sobre 75% - m 200.

3.3.55 Tres métodos se practican para incrementar la concentración de oxígeno en el medio acuoso:

- Cianuración a presión, donde la concentración de O_2 se puede elevar de 20 a 30 mgr/lit.
- Inyección de oxígeno contenido en el aire, u oxígeno enriquecido elevando la presión parcial de oxígeno en el sistema.
- Adición de peróxido de hidrógeno como sustituto oxidante de la interface de la reacción.

Trabajos relacionados con estas técnicas deberán efectuarse, para introducirlo en el esquema de la cianuración a iniciarse.

PRUEBAS VARIANDO CONCENTRACIÓN OXIGENO

2.3.56 En el Cuadro N°6 se presentan los resultados con las muestras 1598 de veta Victoria y 1652 de veta Maruja variando la concentración de oxígeno y el tiempo de lixiviación, obteniéndose que:

- ☞ Se confirma que a un nivel de 7 mg/l de oxígeno, 65 micrones, 2 g/l CNNa, 33% sólidos se obtienen en 48 hr extracciones de Au de 94 a 95% y de Ag de 68 a 82%
- ☞ Cuando se disminuye la disolución de oxígeno en la pulpa a 2.5 mg/l, se reduce la extracción de oro en más de 20% y la plata igualmente en 20%.
- ☞ Para mantener las extracciones proyectadas se requirió incrementar el tiempo de lixiviación a 96 hr, alcanzando de 89 a 93% Au y de 72 a 81% Ag.

PRUEBAS INSITU

2.3.57 En el Cuadro N°7 se resumen las seis primeras pruebas insitu del proyecto efectuadas en Nov.95 con el mineral de Lagunas, también se presentan en este caso los detalles de las pruebas por c/u:

- En los dos primeros pares, comparando la cianuración en botella por 48 hr con la de 96 hr, manteniendo las condiciones definidas de fuerza de cianuro, pH y % sólidos para cada veta; se obtienen resultados que confirman que es necesario incrementar el tiempo de cianuración a 96 hr para alcanzar las mejores extracciones.
- Si se incrementa el oxígeno disuelto en la pulpa por una agitación mecánica intensa como 300 rpm, se logra mejorar la cinética de extracción respecto de la agitación en botella.

3.3.58 Con el objetivo de evaluar definir insitu las condiciones de cianuración desarrolladas para el mineral de Lagunas, se efectuó en laboratorio de planta piloto pruebas de cianuración por agitación en botella y mecánica con inyección de aire, registrándose el oxígeno disuelto en la pulpa, que se presentan en el Cuadro N°8:

- Con 96 hr de agitación a baja concentración de oxígeno disuelto en la pulpa como es en la agitación en botella se obtiene extracciones de 94.2 % Au y 82% Ag.
- Efectuando una agitación mecánica con inyección de aire forzado por 96 hr bajo las condiciones de molienda de 65 micrones, fuerza de 2 grl, 33% sólidos y pH 10.5, se obtienen para el mineral compuesto de Lagunas 96 % Au y 85.5% Ag.

- Es conveniente mantener una concentración de oxígeno disuelto por arriba de 6 ppm en la solución lixivante para lograr los mejores resultados de extracción de oro y plata, esto se logra no solo agitando la pulpa sino inyectando aire.

2.3.60 BALANCE METALÚRGICO

3.3.61 Tomando como base los promedios de extracciones obtenidas en el nivel de $P_{80} = 65$ micrones para el mineral de Victoria y Maruja, inferimos el balance metalúrgico total de la cianuración que incluye las etapas de lixiviación, lavado en contra corriente, precipitación Merrill Crowe y fundición en el cuadro N° 9.

- ☞ Por las características del mineral en cuanto a la presencia de alto contenido de Ag en la cabeza se plantea la no aplicación de absorción con carbón activado, sino la precipitación con Cinc del proceso.
- ☞ Hemos estimado para las diferentes etapas posibles luego de la cianuración: para el lavado en contracorriente 99.8% extracción, para el filtrado, clarificación y precipitación de lodos de Au y Ag, recuperaciones de lodos de 98.0% para Au y Ag y para la fundición 99.9% por la carga circulante que se producirá en el circuito.
- ☞ Para las 500 TMD de tratamiento de mineral del yacimiento Lagunas se producirían con una ley de 20.5 Au g/tm y 8 Ag Oz/tm, recuperaciones de 95% de oro y 85% de plata. Estas performances darían una producción diaria de 9.7 Kg de oro y 105.7 Kg de plata.

Referencia Bibliográfica:

- (1) Procesamiento de Minerales en Altura. Planta de lixiviación de Pilas Tambo y Planta CIP del Indio, por L. Pacheco y A. Milos, 43ava Convención Anual de Minas de Chile, 1992.
- (2) Informe de Pruebas de Cianuración, memorándum Interno MHC, W. Montoya, 1994
- (3) Hidrometalurgy of Precious Metals Recovery, by C.A. Fleming, Lakefield - Canada, 1992.

2.4.00 EVALUACIÓN DE LA FLOTACIÓN

2.4.10 RECUPERACIÓN DE ORO

2.4.11 En el cuadro N° 10 se presentan los resultados de flotación del oro, a las condiciones de molienda de 75% - m 200, tiempo de 21 min y dosificación standard de pilotaje Jupiter (73.5 min en planta).

- Se obtienen promedios totales de recuperación 73.2% para el concentrado de 2da limpieza, con un máximo de 88.8 % para el concentrado primario (Ro + Sc) estimándose para la planta en 81 %.
- Estos resultados de laboratorio difieren de los obtenidos en la planta piloto, en que luego de diferentes ajustes, se alcanzan las recuperaciones de 72.5% para Victoria y 80.5% para Maru.

2.4.14 Se efectuó una prueba combinada de gravimetría seguida de flotación, con una mezcla en partes iguales las muestras 1598 de victoria y 1652 de Maru, obteniéndose resultados que evidencian que los valores de oro recuperados por gravimetría mas flotación 76.4%, no son mayores que los obtenidos en flotación . No habiendo aporte de recuperación de oro en un proceso combinado, amén del menor costo operativo de un proceso gravimétrico.

2.4.15 En el gráfico N°6 se puede apreciar la incidencia de obtener menor ley de concentrado para ganar en recuperación, observándose:

- Poca incidencia en la recuperación aún con bajos radios de concentración.
- Los resultados sugieren mantener la flotación en el rango de 40 a 60 de RC, con mayores radios la recuperación se ve afectada disminuyendo de 85% a menos de 75%

2.4.20 RECUPERACIÓN DE LA PLATA

2.4.21 En el cuadro N° 11 se presentan los resultados de flotación de la plata, a las condiciones de molienda de 75% - m 200, tiempo de 21 min. y dosificación standard del pilotaje en Jupiter.

- Se obtienen promedio totales de recuperación de 72.2% para el concentrado de 2da limpieza, máximo de 88.7% para el concentrado primario (Ro + Sc) estimándose para la planta un 80.5 .

2.4.24 En la prueba combinada de gravimetría y flotación efectuada, se obtienen recuperaciones que indican que los valores de plata recuperables por gravimetría, están mayormente incluidos en los obtenidos por flotación. Esto significa que hay poco aporte de recuperación de plata (2%) en un proceso combinado de gravimetría-flotación, quedando solo la ventaja de menor costo operativo por gravimetría.

2.4.25 En el gráfico N°5 se presenta la cinética de flotación de oro y plata según las pruebas de flotación efectuadas.

- La velocidad de flotación es muy alta en los primeros 9 minutos, haciéndose progresivamente lento alcanzando a los 15 minutos la recuperación mas alta a nivel de laboratorio.
- Extendiendo el tiempo de flotación a 21 min. Se tiene un pequeño incremento de la recuperación de 1.5% con ambos elementos.
- La constante de velocidad son de 0.1514 seg^{-1} para el oro y de 0.1523 seg^{-1} para la plata, evidenciando un comportamiento similar.

2.4.30 DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS

2.4.31 Las pruebas efectuadas se hicieron siguiendo el standard de flotación de planta piloto de Jupiter que mantiene 80 gr/tm de mezcla (Z-6/A-208/A-404) en dosificación fraccionada, 40 gr/lit A-242, el S-70 30 gr/tm y espumante D-200 que fue reemplazado por el D-250. Con 2 limpiezas después de una etapa Rougher y Scavenger de 7 y 14 min., con 75% - m 200., que fue reemplazado, que fue reemplazado por el D- 250. Con dos limpiezas después de una etapa Rougher y Scavenger de 7 y 14 min, con 75 - m 200.

2.4.32 En los resúmenes técnicos se acordó como posibilidad de mejorar los resultados, la aplicación de técnica de sulfurización empleada en Sud - Africa para la flotación de Malaquita que se resume:

- Acondicionamiento inicial con silicato de sodio, 200 gr/tm .
- Dosificación de Z - 6/Unitol (80/20) , gas Oil/Unitol.
- Dosificación de Na SH, 200gr/tm.

- Medición del potencial que debe estar sobre 300 milivoltios
- Tiempo de flotación 9 min.

2.4.33 Los resultados de esta sulfurización, no dan mas de 1.4% de incremento de recuperación con muy baja selectividad y elevado consumo de reactivos. No se considera de importancia para flotación de los minerales Ares.

2.4.40 BALANCE METALURGICO

2.4.41 En base a la información de la cubación de reservas al 30 de Setiembre y los datos de recuperaciones obtenidas en las pruebas de flotación de laboratorio, se ha efectuado el balance metalúrgico presentado en el cuadro N°12, el que nos permite apreciar los finos de oro a obtenerse por este proceso.

2.4.42 Comparativamente con la cianuración los resultados de laboratorio son menores y no resulta recomendable para aplicarlo como proceso para el proyecto.

2.5.0 CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

2.5.1 Los resultados de las pruebas de concentración gravimétrica presentadas en el Cuadro N°13 permite apreciar:

- Las leyes de concentrados son significativamente altos con promedios de 20.5 Au Kg/ton y 42.2 Ag Kg/tm, siendo las recuperaciones de 13.4% Au y 4.1% Ag que confirman la presencia de oro libre muy fino y poco contenido de plata libre o como electrum
- No justifica la inclusión de la gravimetría en el circuito por ser la recuperación de oro menor del 15% y la de plata menos del 5%. También, por los requerimientos adicionales para el proyecto de seguridad física para el producto en el área de operación de molienda.
- Una prueba combinada de gravimetría y flotación sobre una muestra compósito de Victoria 1598 y Maruja 1652 con 31 Au g/ton y 513 Ag g/ton obtiene un relave final de 4.8 Au g/ton y 65.9 Ag g/ton que no mejora la recuperación total de oro que llega solo a 83.4%.

2.6.0 MINERALOGÍA

2.6.1 En el pilotaje de flotación, el análisis de concentrado efectuado por ASA en agosto '94, presenta valores destacables como es la presencia de Hg (100 ppm), Ge (200 ppm), Te (500 ppm); en un segundo nivel el Sb (0.08), Cu (0.12 %) As (0.51 %) y mn (1.81 %). Estos valores dan indicio de los minerales involucrados presentes.

2.6.2 La concentración gravimétrica efectuada permitió ver físicamente el oro libre y aleado a plata (electrum) en tamaño de 150 u. Y ratificar La presencia de sulfosales de plata del tipo proustita-pirargirita

2.6.3 La lista de minerales con contenidos metálicos de importancia para el estudio y confirmados por microscopia son:

- Argentita $S Ag_2$ (87.1% Ag)
- Calcosita $S Cu_2$ (79.8% Cu), Covelita SCu , Digenita $S_5 Cu_9$
- Pirita , Marcacita, Arsenopirita, Calcopirita.
- Tetraedrita/Tenantita $As_4 S_{13}$ (Cu, Fe, Zn, Ag) 12
- Proustita $As S_3 Ag_3$ (65 % Ag)
- Electrum
- Oro nativo
- Plata Nativa
- Cobre nativo

2.7.0 SELECCIÓN DEL PROCESO METALÚRGICO

2.7.1 Las pruebas de cianuración y flotación efectuadas indican con suficiente claridad que:

- Hay una mejor extracción de oro y plata del mineral de Lagunas, aplicando el primer proceso. Previéndose obtener en la primera etapa de cianuración de las reservas cubiertas : 96.0% y 85.5 % de extracción para el oro y la plata.
- Los resultados de las pruebas de flotación con recuperación 79% Au corroboran los obtenidos en el pilotaje de flotación de mas de un año con promedio aun menor de 73%, asegurando que metalúrgicamente la opción de cianuración es superior a la de flotación.

2.7.2 Los parámetros del proceso que metalúrgicamente mejor responde para el mineral del proyecto Lagunas son:

- Grado de Molienda P80 = 65 micrones.
- Fuerza de cianuro 2 g/l
- Ph de 10.5 a 11. Porcentaje de sólidos 33%
- Se esperan consumos de CNNa de 1.97 kg/tm y cal (80% CaO) de 1.45 Kg/tm.
- Concentración de oxígeno en las solución de 6 mgr/l.
- Tiempo de lixiviación de 96 hr.

2.7.3 La cianuración por agitación con inyección de aire permitirá luego, seguir la secuencia de separación solido liquido con el lavado en contracorriente, para luego precipitar los metales valiosos siguiendo el proceso Merrill Crowe y al final, fundir el precipitado para obtener el metálico denominado Dore.

CUADRO N° 1 RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS DE CIANURACION. PRIMERA ETAPA (PREFACTIBILIDAD)

Test N°	P80 g/l	NaCN g/l	REACTIVOS (Kg/t)		RECUP. (72 hr)		RESIDUO		CABEZA CALC.		EXTRACC. (%) Au			EXTRACC. (%) Ag		
			NaCN	CaO	Au %	Ag %	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	8 hr	24 hr	48 hr	8 hr	24 hr	48 hr
CN1	133	0.5	1.20	3.73	92.6	66.6	1.4	59.0	18.7	177.0	43.4	46.6	50.3	22.9	47.0	63.7
CN2	65	0.5	1.09	3.00	91.2	65.4	1.6	61.0	18.3	176.0	40.6	62.8	66.3	21.8	44.3	59.7
CN3	46	0.5	1.68	3.38	90.2	67.6	1.9	62.0	19.8	191.0	39.6	71.2	83.5	16.6	41.9	58.6
CN4	133	1.0	1.32	2.92	93.2	78.9	1.2	37.0	17.9	175.0	48.8	64.6	56.8	41.0	67.1	77.0
CN5	65	1.0	1.98	3.28	96.3	86.1	0.7	24.0	17.9	173.0	52.1	86.8	92.1	46.1	69.7	81.4
CN6	46	1.0	2.32	2.34	97.2	86.8	0.5	23.0	18.1	175.0	50.9	98.5	99.6	38.4	74.7	83.9
CN7	133	2.0	2.82	2.42	94.1	87.9	1.1	20.0	17.8	166.0	71.4	93.8	94.0	68.0	85.8	86.8
CN8	65	2.0	3.03	2.53	96.7	90.2	0.6	16.0	17.3	164.0	79.2	94.0	95.5	76.9	89.5	90.0
CN9	46	2.0	4.14	2.38	97.6	91.6	0.4	14.0	17.6	168.0	46.6	94.6	96.0	23.1	89.6	90.7
PROMEDIO 0.5 g/l			1.3	3.4	91.3	66.5					41.2	60.2	66.7	20.4	44.4	60.7
PROMEDIO 1 g/l			1.9	2.8	95.6	83.9					50.6	83.3	82.8	41.8	70.5	80.8
PROMEDIO 2 g/l			3.3	2.4	96.1	89.9					65.7	94.1	95.2	56.0	88.3	89.2
PROMEDIO 133 μ			1.8	3.0	93.3	77.8					54.5	68.3	67.0	44.0	66.6	75.8
PROMEDIO 65 μ			2.0	2.9	94.7	80.6					57.3	81.2	84.6	48.3	67.8	77.0
PROMEDIO 46 μ			2.7	2.7	95.0	82.0					45.7	88.1	93.0	26.0	68.7	77.7

CUADRO N° 2a

RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS DE CIANURACION P80= 65 micrones. SEGUNDA ETAPA (FACTIBILIDAD)

Muest. N°	Veta	NaCN g/l	REACTIVOS (Kg/ t)		CABEZA CALC.		RESIDUO		RECUP.(%) Au			RECUP.(%) Ag		
			NaCN	CaO	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	6 hr	24 hr	48 hr	6 hr	24 hr	48 hr
1596	Victoria	2.0	1.78	0.94	10.4	45.9	0.3	3.0	80.4	97.9	97.5	68.3	81.2	93.5
1597	Victoria	2.0	2.13	0.86	29.1	152.0	1.0	16.0	62.6	94.0	96.6	50.9	81.0	90.2
1598	Victoria	2.0	2.15	0.60	48.7	363.0	3.5	56.0	52.7	80.3	92.7	44.7	71.0	84.6
1599	Victoria	2.0	2.54	2.56	11.0	85.6	0.4	10.0	68.2	91.8	96.6	68.6	90.0	88.3
1600	Victoria	2.0	1.23	1.32	58.6	291.0	2.0	58.0	89.2	90.6	96.6	56.6	70.3	80.1
1651	Victoria	2.0	2.41	2.35	13.4	118.0	0.4	18.0	65.2	83.6	96.9	60.4	78.3	84.8
1652	Maruja	2.0	2.47	1.33	10.9	700.0	0.7	180.0	54.3	90.1	94.0	36.3	59.8	74.3
1653	Maruja	2.0	2.05	1.36	10.2	651.0	0.4	155.0	85.6	91.9	96.1	46.3	65.6	76.2
1654	Victoria	2.0	1.67	1.83	1.5	6.0	0.1	1.0	73.8	81.1	96.0	68.2	75.8	83.3
1655	Victoria	2.0	1.25	1.33	29.1	38.4	0.4	3.0	84.9	98.1	98.8	73.2	92.2	92.8
PROMEDIO			2.0	1.4					71.7	89.9	96.2	57.4	76.5	84.8

CUADRO N° 2b

RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS DE CIANURACION P80= 100 micrones. SEGUNDA ETAPA (FACTIBILIDAD)

Muest. N°	Veta	NaCN g/l	REACTIVOS (Kg/ t)		CABEZA CALC.		RESIDUO		RECUP.(%) Au			RECUP.(%) Ag		
			NaCN	CaO	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	6 hr	24 hr	48 hr	6 hr	24 hr	48 hr
1596	Vicky	2.0	1.18	1.35	10.3	38.8	0.5	4.0	72.0	93.1	95.3	74.6	85.9	89.7
1597	Vicky	2.0	1.56	1.51	29.0	156.0	1.3	24.0	26.3	92.1	95.4	35.8	92.1	95.4
1598	Vicky	2.0	1.35	0.64	48.7	359.0	5.5	71.0	58.9	77.9	88.7	44.8	69.6	80.2
1599	Vicky	2.0	1.58	2.95	10.6	81.1	0.7	12.0	77.4	89.8	93.8	77.3	81.4	85.2
1600	Vicky	2.0	1.27	1.48	59.5	304.0	4.9	85.0	89.7	91.3	91.7	51.2	66.4	72.1
1651	Vicky	2.0	1.77	2.62	20.6	105.0	1.0	23.0	39.1	47.3	95.4	41.5	60.0	78.2
1652	Maru	2.0	1.78	1.29	11.3	692.0	1.3	203.0	57.2	77.6	88.5	34.4	59.5	70.7
1653	Maru	2.0	1.67	1.77	10.7	657.0	0.4	182.0	74.2	94.6	95.9	46.0	64.2	72.3
1654	Vicky	2.0	1.15	1.87	1.6	8.1	0.2	1.7	79.2	83.8	88.5	79.2	83.8	88.5
1655	Vicky	2.0	1.06	1.59	28.2	37.2	0.7	2.8	83.5	96.9	97.4	75.3	91.4	92.5
PROMEDIO			1.4	1.7					65.8	84.4	93.1	56.0	75.4	82.5

CUADRO N° 3**EXTRACCION DE PLATA PARA MINERALES PUROS (*)**

MINERAL	FORMULA	USBM 1927 Leaver y Woolf RANGO DE EXTR.	USBM 1931 Leaver, Woolf y Karcmen RANGO DE EXTR.
Querargirita	Ag Cl	-	97.0%
Iodyryta	Ag I	99.30%	-
Argentita	Ag 2S	92.20%	87.9%
Proustita	Ag 3-As S3	29.5 - 44%	42.5%
Pirargirita	Ag 3SbS3	41.6 - 46%	67.0%
Tetraedrita	8[Cu3SbS3]	13.0 - 41%	25.0%

(*) Silver Leaching Fundamentals ,D.M. Wyslouzil and R.S. Salter, LKF 1990

CUADRO N° 4**INDICES DE CONSUMO DE CN Na, PARA 20 PRUEBAS
BATCH DE CIANURACION, A DOS NIVELES DE MOLIENDA.**

N° Muestra	PROCEDENCIA MUESTRA	Para K80 = 65 μ			Para K80 = 100 μ		
		Consumo de CN Na			Consumo de CN Na		
		KG/TM	GR/GR (Au)	GR/GR (Au + Ag)	KG/TM	GR/GR (Au)	GR/GR (Au + Ag)
1596	Gal 890 SW Vicky	1.78	171	31	1.18	115	25
1597	Gal 890 SW Vicky	2.13	73	11	1.56	54	8
1598	Gal 890 SW Vicky	2.15	44	5	1.35	28	3
1599	Gal 890 SW Vicky	2.54	231	26	1.58	149	17
1600	Gal 890 SW Vicky	1.23	21	4	1.27	21	3
1651	Cortada Maru	2.41	180	18	1.77	86	14
1652	Gal 040 SW Maru	2.47	227	3	1.78	158	3
1653	Gal 040 SW Maru	2.05	201	6	1.67	156	3
1654	Gal 820 SW Vicky	1.67	1113	216	1.14	713	153
1655	Gal 820 SW Vicky	1.25	43	19	1.06	38	16
Promedio		1.97	230	34	1.44	152	25

CUADRO N°5

INDICES DE CONSUMO DE CaO y PH PARA 20 PRUEBAS BATCH DE CIANURACION, A DOS NIVELES DE MOLIENDA

	Para P80 = 65 μ					Para P80 = 100 μ				
	Consumo de Ca O					Consumo de Ca O				
	KG/TM	GR/GR (Au)	GR/GR (Au + Ag)	PH MOL	PH INIC.	KG/TM	GR/GR (Au)	GR/GR (Au + Ag)	PH MOL	PH INIC.
1596	0.94	90	16	6.7	10.7	1.35	131	28	7.1	11.0
1597	0.86	30	5	7.5	10.7	1.51	52	8	-	10.9
1598	0.6	12	1	7.8	10.5	0.64	13	2	7.7	10.8
1599	2.56	233	26	7.5	10.6	2.95	278	32	6.9	10.6
1600	1.32	23	4	8.1	10.6	1.48	25	4	7.9	10.8
1651	2.35	175	18	6.7	11.0	2.62	127	21	6.7	10.6
1652	1.33	122	2	7.8	10.6	1.29	114	2	7.5	10.7
1653	1.36	133	2	8.2	10.6	1.77	165	3	7.7	10.5
1654	1.83	1220	237	7.2	10.7	1.87	1169	171	6.6	10.6
1655	1.33	46	20	7.6	10.8	1.59	56	24	7.0	10.7
Promedio	1.45	208	33			1.71	213	30		

CUADRO N° 6 RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS DE CIANURACION VARIANDO LA PRESENCIA OXIGENO

Muest. N°	Veta	Oxigeno mg/l	REACTIVOS (Kg/ t)		CABEZA CALC.		RESIDUO		RECUP.(%) Au				RECUP.(%) Ag			
			NaCN	CaO	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	24 hr	48 hr	72 hr	96 hr	24 hr	48 hr	72 hr	96 hr
1598	Vicky	7.0	3.06	0.61	44.6	356.0	2.0	62.0	78.5	95.4	-	-	68.0	82.6	-	-
1652	Maru	7.1	4.50	0.70	10.6	633.0	0.6	201.0	69.1	94.4	-	-	52.8	68.3	-	-
1598	Vicky	2.5	4.10	0.50	31.6	284.0	11.4	103.0	61.6	63.9	-	-	65.0	63.7	-	-
1652	Maru	2.8	4.91	0.56	8.2	584.0	2.4	310.0	51.5	71.4	-	-	34.6	47.0	-	-
1598	Vicky	2.5	3.88	0.76	39.1	356.0	4.3	70.0	65.4	84.1	89.0	89.1	66.5	79.1	80.3	80.7
1652	Maru	2.6	5.02	1.26	8.2	635.0	0.6	174.0	56.4	74.1	81.3	92.7	49.6	67.6	72.3	72.9

CUADRO N° 7 RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS DE CIANURACION INSITU

Muest. N°	Veta	Oxigeno mg/l	REACTIVOS (Kg/ t)		CABEZA CALC.		RESIDUO		RECUP.(%) Au				RECUP.(%) Ag			
			NaCN	CaO	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	24 hr	48 hr	72 hr	96 hr	24 hr	48 hr	72 hr	96 hr
1598	Vicky	2.8	1.40	0.90	36.1	405.5	3.5	82.0	67.7	79.3	90.3	90.4	59.8	72.0	74.6	80.0
1652	Maru	3.1	2.00	0.76	10.2	690.3	1.2	117.8	63.9	64.7	72.5	88.4	56.3	66.7	71.8	83.2
1598	Vicky	3.9	4.40	1.06	36.0	395.1	5.7	167.7	57.7	84.9	-	-	41.1	59.7	-	-
1652	Maru	3.6	4.20	0.60	10.4	584.7	2.3	205.0	46.5	78.3	-	-	49.4	65.5	-	-
1598	Vicky	5.9	8.80	1.10	28.1	394.6	2.8	145.0	65.0	90.2	-	-	43.5	63.7	-	-
1652	Maru	5.8	7.80	1.20	11.0	527.0	2.1	102.9	50.8	81.1	-	-	80.1	80.6	-	-

CUADRO N° 8 RESULTADOS DE PRUEBAS COMPARTIVAS DE CIANURACION CON Y SIN AGITACION MECANICA POR 96 HR

Muest. N°	Veta	Oxigeno mg/l	REACTIVOS (Kg/ t)		CABEZA CALC.		RESIDUO		RECUP.(%) Au				RECUP.(%) Ag			
			NaCN	CaO	Au (g/t)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (g/t)	24 hr	48 hr	72 hr	96 hr	24 hr	48 hr	72 hr	96 hr
Ene. 1	Tot. Lag.	4.8	1.74	1.12	47.7	412.2	2.8	69.0	66.9	78.3	84.2	94.4	59.3	73.6	77.6	83.9
Ene. 2	Vicky	4.3	2.28	0.75	46.1	426.4	2.8	88.6	41.7	60.4	73.8	94.1	48.4	64.4	74.6	80.0
Ene. 3	Tot. Lag.	6.1	2.20	0.56	56.1	432.2	2.2	62.8	41.5	71.0	88.7	96.1	45.7	70.0	83.8	85.7
Ene. 4	Vicky	6.1	2.47	0.56	45.3	437.9	1.8	65.0	60.2	77.2	83.4	96.1	32.1	61.7	76.3	85.3

CIA MINERA JUPITER S.A.C.

Cuadro N° 9 BALANCE METALURGICO PARA 500 TPD

BALANCE METALURGICO ETAPA CIANURACION							
PRODUCTO	PESO o VOLUMEN	LEYES		FINOS		%EXTRACCION	
		Au	Ag	Gr Au	Gr Ag	Au	Ag
CABEZA CIANURAC.	500.00 TMS	20.50 gr/tm	248.83 gr/tm	10250.00	124413.92	100.00	100.00
Soluc. Rica	1250.00 M3	7.87 ppm	85.10 ppm	9840.00	106373.90	96.00	85.50
Solid.Relave Cian.	499.98 TMS	0.82 gr/tm	36.08 gr/tm	410.00	18040.02	4.00	14.50

BALANCE METALURGICO ETAPA CCD							
PRODUCTO	PESO o VOLUMEN	LEYES		FINOS		%RECUPERAC.	
		Au	Ag	Gr Au	Gr Ag	Au	Ag
Soluc. Rica	1250.00 M3	7.87 ppm	85.10 ppm	9840.00	106373.90	100.00	100.00
Soluc. Pregnant.	4375.00 M3	2.24 ppm	24.27 ppm	9820.32	106161.15	99.80	99.80
Soluc.Relave CCD	505.00 M3	0.04 ppm	0.42 ppm	19.68	212.75	0.20	0.20

BALANCE METALURGICO ETAPA MERRILL - CROWE							
PRODUCTO	PESO o VOLUMEN	LEYES		FINOS		%RECUPERAC.	
		Au	Ag	Gr Au	Gr Ag	Au	Ag
Soluc. Pregnant.	4375.00 M3	2.24 ppm	24.27 ppm	9820.32	106161.15	100.00	100.00
Precipitado Au-Ag	0.15 TMS	6 %	70 %	9722.12	105099.54	99.00	99.00
Soluc. Barren	3375.37 M3	29.09 ppm	314.52 ppm	98.20	1061.61	1.00	1.00

BALANCE METALURGICO ETAPA FUNDICION							
PRODUCTO	PESO o VOLUMEN	LEYES		FINOS		%RECUPERAC.	
		Au	Ag	Gr Au	Gr Ag	Au	Ag
Precipitado Au-Ag	150.00 KGS	6.48 gr/kg	70.07 gr/kg	9722.12	105099.54	100.00	100.00
Barras DORE	117.00 KGS	8 %	90 %	9720.17	105078.52	99.98	99.98
Escoria	74.00 KGS	0.003 %	0.03 %	1.94	21.02	0.02	0.02

BALANCE METALURGICO TOTAL							
PRODUCTO	PESO o VOLUMEN	LEYES		FINOS		%RECUPERAC.	
		Au	Ag	Gr Au	Gr Ag	Au	Ag
CABEZA PROCESO	500.00 TMS	20.50 gr/tm	248.83 gr/tm	10250.00	124413.92	100.00	100.00
Barras DORE	117.00 KGS	8.31 %	89.81 %	9720.17	105078.52	94.83	84.46
Relave(Solid.+Soluc.)	1004.98 TMS	0.53 PPM	19.24 PPM	529.83	19335.40	5.17	15.54

CUADRO N° 10 RESUMEN DE RESULTADOS DE FLOTACION DE ORO CON 75% - m 200
DE PRUEBAS EFECTUADAS EN LABORATORIO

MUESTRA N°	PROCEDENCIA MUESTRA	CABEZA ORO CIANURACION		CONCENTRACION FLOTACION ORO gr/tm	RECUP. FLOTACION FLOT.	RECUP. MAXIMA FLOT.	RECUP. ESTIMADA PLANTA	RADIO DE CONC.
		ENSAYADA	CALCULADA		% R Au	% R Au	% R Au	
		gr/tm	gr/tm					
1569	Gal 890 SW Victoria	9.5	9.2	1,398	61.3	81.6	71.5	247.3
1567	Gal 890 NE Victoria	50.8	52.8	2,858	70.9	86.8	78.8	76.3
1598	Gal 820 NE Victoria	69.3	56.7	8,327	69.8	86.4	78.2	210.3
1599	Gal 820 NE Maruja	13	13	667	79.7	92.2	86.0	64.3
1600	Gal 040 SW Maruja	44.1	9.8	123.7	74.2	94.5	84.4	13.9
1655	Gal 820 SW Victoria	18.8	3.4	561.5	80.0	89.9	85.0	31.0
*1598/1652	Victoria Maruja	31.9	22.3	37,117.00 Grav. 674.8 Flot. 900.7 Prom.	76.4	90.4	83.4	38.2
PROMEDIO VICTORIA					70.5	86.2	78.4	
PROMEDIO MARUJA					77.0	93.4	85.2	
PROMEDIO TOTAL					73.2	88.8	81.0	

* Prueba combinada de concentración gravimetrica seguida de flotación

**CUADRO N° 11 RESUMEN DE RESULTADOS DE FLOTACION POR PLATA CON 75% - m 200
DE PRUEBAS EFECTUADAS EN LABORATORIO**

MUESTRA N°	PROCEDENCIA MUESTRA	CABEZA ORO CIANURACION		CONCENTRACION FLOTACION ORO gr/tm	RECUP. FLOTACION FLOT.	RECUP. MAXIMA FLOT.	RECUP. ESTIMADA FLOT.	RADIO DE CONC.
		ENSAYADA	CALCULADA		% R Au	% R Au	% R Au	
		gr/tm	gr/tm					
1596	Gal 890 SW Victoria	1.4	1.4	200	58.1	81.1	69.6	247.3
1598	Gal 890 NE Victoria	11.7	11.6	650	73.4	88.4	80.9	76.3
1600	Gal 820 NE Victoria	10	8.7	1,128	61.8	80.3	71.1	210.3
1652	Gal 820 NE Maruja	22.7	22.3	1074.3	75	91.9	83.5	64.3
1653	Gal 040 SW Maruja	22.3	22	217.1	70.9	94.3	82.6	13.9
1655	Gal 820 SW Victoria	10.2	1.3	35.5	88.4	92.9	90.7	31
*1598/1652	Victoria Maruja	17.2	165.5	5,031.60 Grav. 485.5 Flot. 457.1 Prom.	77.5	92	84.4	38.2
PROMEDIO VICTORIA					70.4	85.7	78.1	
PROMEDIO MARUJA					73	93.1	83.1	
PROMEDIO TOTAL					72.2	88.7	80.5	

* Prueba combinada de concentración gravimetrica seguida de flotación

CIA. MINERA JUPITER S.A.C.

CUADRO N° 12 BALANCE METALURGICO DE FLOTACION

BALANCE METALURGICO DE FLOTACION VICTORIA

PRODUCTO	TMS	LEYES		FINOS		% EXTRACCION	
		Au gr/tm	Ag Oz/tm	Kgr Au	Onz Ag	Au	Ag
CABEZA	405.00	23.03	6.95	9327.15	2814.75	100.00	100.00
CONC.	4.48	1632.17	490.67	7312.49	2198.32	78.40	78.10
RELAVE	400.52	5.03	1.54	2014.66	616.43	21.60	21.90

BALANCE METALURGICO FLOTACION MARUJA

PRODUCTO	TMS	LEYES		FINOS		% EXTRACCION	
		Au gr/tm	Ag Oz/tm	Kgr Au	Onz Ag	Au	Ag
CABEZA	95.00	9.70	12.48	921.50	1185.60	100.00	100.00
CONC.	2.98	263.31	330.43	785.12	985.23	85.20	83.10
RELAVE	92.02	1.48	2.18	136.38	200.37	14.80	16.90

BALANCE METALURGICO TOTAL

PRODUCTO	TMS	LEYES		FINOS		% EXTRACCION	
		Au gr/tm	Ag Oz/tm	Kgr Au	Onz Ag	Au	Ag
CABEZA	500.00	20.50	8.00	10248.65	4000.35	100.00	100.00
CONC.	7.46	1085.19	426.64	8097.60	3183.55	79.01	79.58
RELAVE	492.54	4.37	1.66	2151.05	816.80	20.99	19.78

CUADRO N° 13 RESUMEN DE RESULTADOS DE PRUEBAS GRAVIMETRICAS

MUESTRA N°	PROCEDENCIA MUESTRA	LEY CONCENTRADO		RECUPERACIONES	
		gr/tm	gr/tm	% R Au	% R Au
1596	Victoria	7380	8910	15.0	4.3
1597	Victoria	9022	49860	4.7	3.9
1598	Victoria	25680	92100	9.6	4.7
1599	Victoria	395	799	22.5	6.6
1600	Victoria	47105	NE	16.3	NE
1651	Victoria	8360	23910	3.6	0.9
1652	Maruja	4247	53107	24.2	5.3
1653	Maruja	20420	98810	20.3	1.7
1654	Victoria	457	3425	1.0	2.0
1655	Victoria	82620	49000	17.1	7.2
	Promedio	20568.6	42213.4	13.4	4.1

CAPITULO III

FACILIDADES DEL PROYECTO

FACILIDADES DEL PROYECTO

3.1.0 TAMAÑO

3.1.1 De acuerdo al inventario de reservas y las características del yacimiento se proyectó un tamaño de planta de 500TMS/día siguiendo el proceso de cianuración por agitación, seguido de lavado en contra corriente y precipitación Merrill Crowe para finalmente fundir el precipitado y producir barras de dore acorde con el contenido metálico. Deberá preverse el espacio y la instalación modular de equipos que permita un crecimiento orgánico previsto para la planta.

3.1.2 La capacidad de tratamiento de mineral de 500 tmsd con una ley de 20.5 gr/tm de Au y 8.0 Oz/tm de Ag permitira producir 9.737 Kgr de oro y 105.749 Kgr de plata considerando una recuperación total del proceso de 95% Au y 84.5% Ag.

3.2.0 MINA

3.2.1 El mineral de Lagunas contiene 8% a 12% H₂O en el año, con una gravedad especifica 2.5, densidad aparente de 1.8, angulo de reposo de 42 grados siendo el contenido de arcilla de 10 a 15% con el mineral de Vicky y de 5 a 10% con el mineral de Maru.

3.2.2 El minado se considera en 365 dia/año, 7día/semana, en 2 turnos/día de 12 horas/turno, un metodo de subterráneo, para explotar con un tamaño máximo de 508 mm, se transportara en camiones de 20 ton para ser almacenado en planta en un stock pile de 3000 ton.

3.2.3 El metodo que se aplicara en la explotacion de las vetas Victoria y Maruja es el de corte y relleno semi-mecanizado. Inicialmente sera necesario la construccion de una rampa de acceso hasta los niveles mas profundos de Veta Victoria y desde dos diferente niveles accesar a Veta Maruja. Asimismo, se planea realizar los trabajos de preparacion respectivos.

3.2.4 El acceso principal a traves de una rampa con gradiente -12%, by-pass y cruceros de seccion de 4.5m x 4.0m. Estas labores seran contruidas en tres etapas ,fundamentalmente con el objeto de llegar a los niveles + 50, 0 y - 50 y permitiran la explotacion de las vetas Vicky y Maru, asi como la construcción de galerias, chimeneas, etc, asi como labores de preparacion inherentes al proceso .

El resumen de las labores de acceso es el siguiente:

Labor	Veta	Longitud
a)Rampa No.1	Victoria	1150
b)Cruceros	Victoria	200
c)By pass	Victoria	2200
d)By pass	Maruja	500
f)Ventanas	Maruja	100
g)Ventana	Victoria	300

Para concretar la explotación de las vetas Victoria y Maruja a una velocidad de 500 TM/día se prepararan chimeneas y tolvas por un total de 1,200 mts.

Requerimiento de equipos

3.2.5 El requerimiento de equipos necesario para desarrollar la mina, según el plan de minado expuesto, es el que se detalla a continuación.

Descripción	Cantidad	Hp
- Jumbo	1	
- LHD 3 cu-yd	4	
- Perforadoras	15	
- Sistema shotcrete	1	120
Tubería de 2",3",8"	2.000mts	
-Bombas de Lamas 50 Hp	3 pzas.	100
-Ventilador eléctrico 25 Hp	3 pzas	50
-Compresora 500 CFM	4 pzas	320
-Winches 15-20 Hp	10 pzas.	280

CRITERIOS DE DISEÑO PARA LA PLANTA DE 500 TMD

3.3.0 ALMACENAMIENTO DE MINERAL Y CHANCADO

3.3.1 El proceso se inicia con la salida de mineral de la mina la cual contará con una rampa, esta característica la permite ser considerada como parte del sistema de manipuleo, el cual será una combinación de camión, pala y rastrillo. El mineral salido directamente de la mina de 20" de tamaño máximo, será descargado normalmente por camiones de 20 toneladas de capacidad a una tolva de 50 toneladas.

3.3.2 Debido a la variedad en ley y comportamiento del mineral, se ha previsto, contar con un área de almacenamiento de mineral salido de la mina (ROM) en stock pile con una capacidad de 3,000 toneladas aproximadamente. Este almacenamiento, le dará flexibilidad para el "blending" de la carga en cuanto a humedad, especialmente en la época de lluvias, así como también mantener un cierto grado de alimentación uniforme de contenido metálico de oro y plata.

3.3.3 En la sección chancado se tiene considerado:

- Que la operación del personal será las 24 hr, en turnos de 12 hr por día, los siete días de la semana. Con una disponibilidad del tiempo de chancado del 75%.
- Que el mineral será extraído de la tolva mediante alimentadores de placas de 36" de ancho y provisto de un sistema de velocidad variable y descargados a un chancador de quijadas cuya capacidad requerida es de 56 tmh, para cubrir una ampliación a 1000 tmsd.
- Proveer una chancadora de capacidad 150 tph, que es 2.7 veces mayor del requerimiento, para flexibilidad en las horas de operación de menor demanda energética y cubrir la disponibilidad de mineral para molienda. Una chancadora de quijadas de 30"x40" con motor de 150 HP y con setting de 4 ½" .
- El chancador descargará por un transportador al área de almacenamiento de mineral chancado de 3,000 toneladas de capacidad total, con una carga viva de 1000tm.
- El sistema de recojo está formado por un túnel de 3 m. de diámetro por 30 m. de longitud y provisto de 2 alimentadores vibratorios por donde correrá la faja transportadora que alimentará el molino semi autógeno en el área de la molienda.

3.3.4 El contenido de arcilla en el mineral de hasta 15% ha sido reconocido y experimentado en la operación de la planta piloto, esta condición puede afectar seriamente las operaciones de chancado durante la estación lluviosa lo que a su vez puede afectar la operación produciendo pérdidas de

producción debido a las lluvias. Para lo cual se tiene previsto un chute de emergencia, a ser alimentado por un cargador frontal 966, en las tolvas y chutes se deberán priorizar el ángulo recto para evitar atoros por acumulación de carga con arcilla.

3.3.5 Cal quemada molida será almacenada en una tolva instalada al lado del transportador que alimenta al molino SAG, la que se alimentará para mantener un pH entre 10.5 a 11 en el proceso. La cal será de producción local y será manipulada en bolsas de 1,000 kgs.

3.3.6 Se ha previsto también utilizar en el área de chancado un sistema de supresión de polvo consistente en una mezcla de agua y aire comprimido, los cuales formarán una neblina eliminando el polvo en suspensión en los meses de Mayo a Noviembre en que el mineral es mas seco.

3.4.0 CIRCUITO DE MOLIENDA

3.4.1 La sección molienda de planta tiene considerado:

- Operara los 365 días del año, las 24 hrs del día, en 2 turnos de 12 hr por día, los 7 días.
- Que esta constituido por un molino SAG dimensionado para procesar a futuro 1,000 toneladas métricas por día de mineral triturado a 4 ½ pulgadas y un molino de bolas.
- Que el molino de bolas, tendrá una capacidad para tratar 500 toneladas métricas por día para cubrir el requerimiento en esta etapa. La planta de molienda entregará un producto $P_{80} = 65$ micras.

3.4.2 El **circuito de molienda primaria** considera:

- Un molino primario SAG de 15' 1/2 diam. x 7' Long., el que tendrá una disponibilidad de tiempo de 94 %, con una fuerza requerida de 400 HP, esta fuerza para 5000 msnm es de 700 HP.
- La carga inicial de bolas al molino SAG será aproximadamente 10% por volumen, esto para procesar 500 toneladas por día de mineral. Dependiendo de la dureza del mineral, se usarán bolas de hasta 5".
- El tamaño de la alimentación a la molienda primaria debere ser de 114000 micras (F_{80}) para producir una descarga de 800 micras (P_{80}) . El indice de trabajo determinado es de 17.5 kwh/ton, con una energía específica de 6.6 kwh/ton.
- Para evitar que los fragmentos de las bolas del molino y sobre tamaños descarguen a los pozos de las bombas, la descarga del molino de bolas está condicionado con un muñón, el

cual descarga a un cedazo de 4' x 8' de 10 HP, el cedazo estará equipado con mallas de poliuretano de 3/16" x 3/4" de abertura.

- Una chancadora cónica de 3' diam., permitirá reducir los tamaños gruesos del SAG colectados en el over flow de la zaranda, los que retornaran a la alimentación por un sistema de fajas transportadoras.
- La faja transportadora que alimentara el molino SAG, estará equipada con una balanza automática para controlar el tonelaje alimentado a la planta. Periódicamente se tomarán muestras del rebalse de los ciclones para ensayos en el laboratorio por oro y plata, porcentaje de sólidos, análisis de mallas y ph para el control metalúrgico de las operaciones.

3.4.3 El **circuito de molienda secundaria** considera:

- El molino de bolas requerido para 500 TMPD es de 9'- 6" diam. x 15' longitud., el que tendrá una alimentación F_{80} de 1200 micras y un producto P_{80} de 65 micras. Se dispondrá del 94% del tiempo, requiere una fuerza de 359 HP lo que significa a 5000 msnm 600 HP.
- La carga inicial para el molino de bolas consistirá de bolas de acero fundido, se usará inicialmente una mezcla de 45% de bolas de 3" y 55% de bolas de 2".
- La clasificación a través de ciclones tendrá dos líneas independientes una instalada y otra en stand by, c/u tendrá un flujo de alimentación capacidad de 97.5 m³/h, con 58% sólidos.
- Utilizando tres ciclones de 10" de diámetro, 2 en operación y 1 en espera, para cada molino de bolas. El underflow del ciclón será recirculado al molino de bolas, mientras que el rebose del ciclón con un contenido de 38% de sólidos ingresara al circuito de cianuración.
- El molino de bolas descargará a un pozo, el cual alimentará de las dos bombas de alimentación a los ciclones. El pozo tiene una capacidad de retención de 40 segundos. El pozo tendrá un controlador de nivel que mantendrá automáticamente el nivel óptimo, introduciendo agua de compensación, para diluir la pulpa al porcentaje deseado de sólidos para ser alimentado al ciclón.
- Adicionalmente, la bomba estará equipada con un sistema de velocidad variable y sensores, los cuales regularán el nivel operacional del pozo. Las bombas que alimentan el ciclón será de 4'x 3' revestida con jebe y accionadas por un motor eléctrico de 25 HP.
- La descarga de los ciclones con 70% sólidos, 300% de carga circulante y un flujo de 53.1 m³/h. El rebose por línea tendrá un flujo de 44.4 m³/h, con 38% sólidos.

3.4.6 Se dispondrá de muestreadores automáticos para tomar muestras de pulpa a ser analizada en el laboratorio por oro y plata, % sólidos, análisis granulométrico y pH para el control metalúrgico de las operaciones. El cianuro de sodio requerido para la disolución del oro y la plata contenidas en el mineral, se agregará en forma de solución acuosa al molino SAG.

3.5.0 CIRCUITO DE LIXIVIACION POR CIANURACION

3.5.1 El rebose de los ciclones, se enviará a seis tanques de lixiviación que proporcionarán 96 horas de tiempo de retención, cuando la planta opere con 500 toneladas métricas por día. Para permitir que la carga fluya por gravedad, se ha previsto un desnivel de 610 mm entre tanque y tanque, el volumen de cada tanque será de aproximadamente 824 m³ permitiendo un espacio libre de 500 mm. Los tanques de lixiviación a considerar son 6 de 10 m diam. X 11 m de alto, con agitadores de 3.9 m diam. con motor de 50 HP.

3.5.2 La alimentación a los tanques será por la parte superior y la descarga será por el fondo. Esto se logra descargando a través de un descargador que tiene una sección transversal de aproximadamente 0.04 m² para una velocidad de ascenso de aproximadamente 0.9 mts por segundo. El diseño de operación de los agitadores, permitirá manipular 44.37 m³ por hora de pulpa con 38% de sólidos. Para esta condición se ha seleccionado un motor eléctrico para el agitador de 50 HP.

3.5.3 Se inyectará aire a cada tanque agitador a una dosis de 0.01 SCFM por pie³ de volumen de tanque (0.6 m³/h/m³, lo que da un ratio total de 3000 m³/h, standard al nivel del mar) a una presión de aproximadamente 30 psi para asegurar la presencia del oxígeno como una ayuda en la disolución del oro. Este aire será suministrado por un compresor de baja presión, de 1,750 p³ por minuto y accionados por un motor eléctrico de 500 HP. El ph de la pulpa sera de 10.5-11.

3.6.0 DECANTACION CONTINUA EN CONTRACORRIENTE

3.6.1 Para la inclusión del C.C.D. en el circuito de planta se considera:

- Que el éxito del proceso planteado de cianuración dependiera mucho de la eficiencia de lavado para el cumplimiento del diagrama de flujo convencional de cianuración con el mineral de Lagunas.
- Las pruebas de sedimentación llevadas a cabo por Outokumpu (Simulación de Circuito CCD), indican que se puede obtener una economía en el área de espesamiento para el tratamiento

del mineral de Ares con el uso de floculantes a pH 10.5 a 11. También, se ha informado que no se han observado efectos negativos, debido a la presencia de arcilla.

3.6.2 Para el circuito, se han seleccionado:

- Cinco etapas de lavado con una relación de lavado de 3.5 para el tratamiento de mineral de Lagunas. Bajo estas condiciones la eficiencia calculada de lavado es 99.8%. El área unitaria de espesado de $2.5 \text{ m}^3/\text{h}/\text{m}^2$, con una adición de floculante en total de 50 g/t.
- El tamaño de los tanques espesadores High Rate seleccionados es de 10 mts. de diámetro por 2.2 mts. de altura, estos tanques permitirán procesar hasta 1,000 toneladas por día de mineral. La alimentación primaria que recibirán será de $170.3 \text{ m}^3/\text{h}$, para 500 tm/día.
- Cada espesador será equipado con dos bombas de velocidad variable para descargar los espesadores, (una en operación y una en espera), las bombas seleccionadas serán de 3" x 4" y accionadas por un motor eléctrico de 15 HP.
- A fin de evitar interrupciones en la operación como resultado de reparaciones en el espesador, se ha previsto instalar una tubería de desvío a cada espesador.
- Una bomba centrífuga de 10" x 8" accionada por un motor de 30 HP para la solución rica
- Tanque DVHP (doble v Hopper Clarifier) preclarificador de 9' diam x 5 m de altura.

3.6.3 Para la operación del circuito se tendrá en consideración que:

- Que el rebose del primer tanque espesador, o solución enriquecida "pregnant" contiene la mayor cantidad del metal disuelto. La descarga de este espesador "underflow" es bombeada al pozo central del espesador No.2 donde es diluido (la dilución de pulpa en el feed well será de 10-12% sólidos) con el rebose del tanque espesador No.3 y así sucesivamente. Esta secuencia continúa hasta el espesador No.5, donde la descarga del espesador "underflow" (con una descarga de 45 a 50% sólidos) es bombeada al depósito de residuos o relaves.
- Que en cada etapa del proceso de lavado en contracorriente, una cantidad relativamente pequeña de solución rica se mezcla con un gran volumen de solución pobre, de manera que los valores de la solución que ingresen a cada espesador en forma sucesiva vayan siendo menores. Similarmente en cada etapa se agregan cantidades adecuadas de floculantes para obtener la densidad requerida en la descarga del tanque.
- Que las soluciones de lavado se agregan al pozo central del espesador N°5 y consisten en solución pobre, agua fresca y agua de recirculación de relaves. La descarga del espesador

No.5, conteniendo 45- 50% de sólidos, fluirá por gravedad a través de un muestreador eléctrico antes de ser bombeado al área de relaves o residuos.

- El rebose del espesador, del tanque No.5 avanzará por gravedad al espesador No.4, y así sucesivamente hasta el espesador No.1, para enviar la solución rica al tanque pre-clarificador.

3.6.4 El **tanque Pre-clarificador** reducirá el contenido de sólidos en suspensión de la solución rica desde un nivel de 50 - 60 ppm a 10 - 20 ppm, con la ayuda de floculantes frescos agregados al Pre-clarificador. La solución pre-clarificada se bombeará al tanque de almacenamiento de solución rica. Se ha previsto que la capacidad de almacenamiento de este tanque será de 3 horas (12 m de diámetro x 10 m de alto) cuando la planta opere a 1,000 TMPD de mineral.

3.7.0 CIRCUITO DE PRECIPITACION MERRILL CROWE

3.7.1 La planta Merrill Crowe ha sido dimensionada para procesar 500 TMPD con una tolerancia de capacidad de 15% sobre la capacidad presentada, la que considera:

- Una sección para la clarificación final mediante filtros de la solución.
- Una torre de deaeración o vacío.
- Sección de precipitación con polvo de zinc y la filtración en tipos prensa del precipitado.
- La planta operará 24 horas diarias, 365 días al año. El diseño permite cubrir variaciones sobre el promedio sin que se produzcan pérdidas.

3.7.2 Para obtener una eficiente precipitación de la plata y el oro de la solución con polvo de zinc, es necesario extraer al máximo los sólidos en suspensión y el oxígeno disuelto, operaciones que se llevan a cabo en los filtros clarificadores y en la torre de vacío respectivamente.

Clarificación

3.7.3 Esta etapa considera:

- La solución pre-clarificada de 170 m³ por hora de solución enriquecida(10 a 20 ppm TSS) es bombeada a través de un filtro clarificador. Siendo el área requerida de 87m², se proveerá filtros de 100 m²
- Dos filtros (uno en stand by) c/u estará equipado con 31 discos paralelos de superficie filtrante montados verticalmente sobre un eje horizontal; cada elemento filtrante está espaciado a 3" de su centro.

- Para evitar la obturación de los elementos filtrantes y proporcionar el máximo ciclo de filtración, los filtros serán revestidos de un medio filtrante (40 g/m³ de diatomita). También se asume que la operación de clarificación requerirá de alimentación del medio filtrante en forma continua durante el ciclo de filtración, consumo de 163 kg por ciclo de 12 hr.
- Dos tanques y sus bombas correspondientes han sido previstas para la preparación del medio filtrante y se ha estimado que el ciclo de filtración para esta operación será de doce horas.

3.7.4 La instalación de un medidor de flujo, antes de los filtros clarificadores proporcionará información correspondiente al volumen de solución que está siendo procesada y un muestreador automático permitirá controlar la eficiencia del proceso de clarificación.

Deaereación o Vacío

3.7.5 La solución clarificada es enviada directamente a la torre de deaereación o vacío. La torre es de 2,438 mm de diámetro por 6,020 mm de alto (8 pies de diámetro por 20 pies de alto)

- Se requiere un tanque de 11 m³, previendose uno de 25 m³ (para 1000tmd) para tratar un mayor flujo, con un flujo máximo de 340 m³ por hora a 12 grados celsius y una entrega de 0.1 ppm de oxígeno.
- La torre estará provista de un visor, el cual permitirá visualizar los niveles de solución dentro de la torre, así mismo, tendrá alarmas para controlar el nivel alto y bajo dentro de la torre, con sus respectivos indicadores en el panel de control.
- Además se dispondrá de un medidor de oxígeno disuelto en la solución para controlar la eficiencia del proceso de deaereación.

3.7.6 Para proveer el vacío de operación a la torre se ha previsto de una bomba de vacío Nash con un motor eléctrico de 20 HP. Esta bomba está provista con interruptores locales.

Precipitación

3.7.7 Para las operaciones en Lagunas se ha seleccionado:

- Un alimentador tipo tornillo de cinc con una capacidad de 40 litros (cap. 4.5 Kg/hr).
- Dos filtros prensa del tipo de platos y marcos (una en operación y otro en stand by) . El filtro prensa tiene 104 metros cuadrados de área filtrante (1,126 pies cuadrados) para un volumen de torta de filtro de 1.4 metros cúbicos (50 p³).

- Para esta aplicación se ha seleccionada una bomba centrífuga, vertical y en línea (que alimenta el precipitado filtrado). Esta bomba ha sido diseñada para manejar 170 metros cúbicos por hora a 160 pies de agua (total de cabeza dinámica) cuando la planta opera a 500 TMPD.
- Un mezclador estatico de 8" diam.
- Se ha provisto un compresor de 600 scfm para el secado del precipitado y otras aplicaciones.
- El filtrado del filtro de prensa (solución residual o pobre) es almacenada en un tanque de 12 metros de diámetro por 12 metros de altura (1,300 metros cúbicos de capacidad de agua).

3.7.8 Para la operación en la precipitación se considera:

- El polvo de zinc es añadido (relacion 1.5/1 de metalico) a través de un alimentador volumétrico seco para que ocurra la reacción química generada cuando el oro y la plata son precipitados con zinc metálico, se basa en las fuerza electromotriz de la reacción. Por esta reacción, el zinc es disuelto formando un complejo con el cianuro mientras que el oro, la plata y el mercurio son precipitados en forma elemental.
- Para obtener resultados óptimos, el zinc (98.5% pureza) deberá ser lo más fino como sea posible (tres o cuatro micras) para maximizar el contacto superficial entre el zinc y la solución rica "pregnant".
- El polvo de zinc descarga a una mezcladora cónica donde será emulsificado con solución pobre. Es muy importante evitar la introducción de aire (oxígeno) en esta etapa del proceso.
- Si fuera necesario, se agregará una solución de nitrato de plomo, en el cono de zinc.. Este reactivo se utiliza cuando están presentes sustancias indeseables tales como sulfuros y tioarsenatos. La sal de plomo precipita estas impurezas creando un mejor ambiente para la reacción de precipitación de zinc. Con una concentración de 10% en un tanque de 750 litros, dosificación cuando se requiera en el como del polvo de cinc con bomba dosificadora de 0.35 l/hr.
- Los precipitados son pre-secadas por insuflación de aire comprimido dentro de los filtros prensa. La humedad contenida en los precipitados secos se reduce a aproximadamente 30 % de agua. Para mejorar el ciclo de filtrado, la prensa de precipitados usará una pre-capa de medio filtrante. Adicionalmente, una pequeña cantidad de zinc emulsificado será colocado en la superficie del filtrado para asegurar un ligero exceso de zinc durante la precipitación y filtración.

- .Para el filtrado considerar la adición de medio filtrante (diatomita) como precapa previa renovable en cada ciclo de filtrado, estimándose un consumo de 35 kg/día.
- Se prevé una producción de 150 kg/día de precipitado, conteniendo 115 kg de Au/Ag

3.7.9 El tanque barren proveerá agua para lavado al circuito de espesamiento CCD, agua de proceso para la planta de molienda y otros requerimientos de la planta, tales como preparación de reactivos. Bajo condiciones normales de operación el tanque de almacenamiento tiene capacidad para seis horas de operación para 500 tmpd de mineral.

- La solución residual es bombeada al alimentador del espesador CCD No.5 para comenzar el ciclo de lavado y mantener el balance de la solución de la planta.
- La solución residual también es usada como un sello del collarín para prevenir el ingreso de material abrasivo entre la manga del eje y las superficies selladas de algunas de las bombas de pulpa.

3.7.10 La composición prevista del precipitado en base seca es:

Oro	6.5 %	Zinc	4.5 %
Plata	70.1 %	Silice	18.0 %
Mercurio	0.02%	Total	100.0 %

3.8.0 FUNDICION

3.8.1 Los equipos a ser provistos son:

- Dos retortas de mercurio (una en Stan by) de 25 p³ de capacidad (350 kg deprecitado), calentamiento con resistencia eléctrica. Tendrá el sistema de enfriamiento para la condensación. Se proveerá de espacio para una tercera retorta de mercurio, si fuera necesario.
- Horno de fundición de crisol (# 600) a petróleo y accesorios .
- Lavador de gases con una cap. De 15000 acfm, con un exhaust fan de 50 hp.
- Equipos de preparación mecánica de escorias: Chancadora de quijadas, 5"x 8", chancadora de rodillos de 12" diam. y zaranda de 2" diam.

3.8.2 La operación en las retortas en este circuito considera:

- Que los filtros prensa de precipitación se cosecharan tres veces por semana, si la planta opera a 500 tmpd de mineral, los precipitados húmedos (30 % H₂O) serán transportados a una retorta de mercurio empleando bandejas móviles.

- Con el datos disponibles de contenido de Hg en el mineral de cabeza de aproximadamente 1.2 ppm, se espera llegar en la solución rica a un máximo de 0.02 ppm y en el precipitado 0.7 Hg gr/kg, para obtener aprox. 105 gr por día.
- El ciclo de retorte considera una hora de secado a 200°C. para luego desmercurizar por 10 hr a 540°C y terminar con un enfriamiento por 3 hr
- Los gases del mercurio serán condensados y el mercurio será recolectado en forma líquida. El mercurio será embotellado en frascos de acero especiales y vendidos en el mercado.

3.8.3 La operación en la fundición considera que:

- Los precipitados secos de la retorta serán mezclados con fundentes (anhidrido de borax, sílice, nitro y fluorspar) y luego fundido en un horno de 2.6 millones BTU, con fuego de petróleo diesel.
- Después de la fundición de los precipitados se recoge la escoria producida en depósitos de acero. El bullion o lingotes, es re-fundido y moldeado en barras doré de 15 kg.
- Una vez a la semana, las escorias son chancadas, pulverizadas en un molino de rodillo, y cernido. Cada mes, el producto final fino será muestreado para análisis y recirculado a la molienda., mientras que los gruesos clasificados serán re-fundidos en el horno para recuperación de oro y plata.

3.8.4 Se estima una producción de escoria de 172 kg por fusión , para 3 fusiones por semana se tendrán 516 kg, en un año 26.8 tms.

3.9.0 DEPOSITO DE RELAVES

3.9.1 Compañía Minera Jupiter S.A.C. considera la instalaciones requeridas para la disposición de los relaves. El plan es procesar 500 tmpd. de mineral, con una posible expansión a futuro de 1,000 tmpd de mineral.

3.9.2 El sistema de disposición de relaves será diseñado para contar con un depósito que permite almacenar un millón de toneladas de relaves sólidos en forma de pulpa. Las reservas de mineral a la fecha son de 1.0 millones de toneladas métricas.

- El Estudio de Factibilidad⁽⁴⁾ ha considerado dos lugares potenciales e incluye un diseño básico del lugar más conveniente.

- Las características que se han considerado en el diseño básico incluyen drenaje del área de relaves, revestimiento parcial del área de almacenamiento, recirculación del agua de la parte superior y el control del polvo en las playas de los relaves.
- Las instalaciones para la disposición de relaves cubrirá una área de aproximadamente 200,000 m². Se ha previsto una poza de 50,000 m³ de capacidad para épocas de lluvias que pudieran exceder la capacidad de almacenamiento de la presa de relaves.

Ref.Bibliográfica: (1) Estudio Factibilidad Presa Relaves, Knight Piésold, 1996

SISTEMA DE RECUPERACION AGUAS DE COLAS

3.9.3 Tan pronto se acumule suficiente agua decantada en la cancha de relaves, se activará el sistema de bombeo hasta el área de espesadores (Espesador N°5 o Espesador N°4 si el Espesador N°5 está fuera de servicio).

3.9.4 Para este propósito se utilizarán dos (2) bombas verticales de turbina (una en operación y otra en stand - by sin instalar). La bomba que está en operación se instalará en una balsa flotante especialmente diseñada para este propósito.

3.9.5 Las bombas seleccionadas para esta función tendrán una capacidad (diseño) de 70 m³/h. Dadas las características químicas del agua decantada, el cuerpo de la bomba será de acero, sin partes de bronce en contacto con el agua. Se estima que una bomba de dos etapas de 10" diam será necesaria. El motor tendrá una potencia de 15 HP.

PLANTA DE TRATAMIENTO DE EXCEDENTES DE AGUA

3.9.6 Debido a que las operaciones de la mina Ares están ubicadas en un área con balance de agua positivo (por ejemplo, la precipitación promedio es superior a la evaporación promedio), será necesario tratar químicamente el agua excedente.

Cálculos preliminares basados en información hidrológica muy incompleta, indican que será necesario instalar una planta de tratamiento de 40 m³/h de capacidad.

3.9.7 Para este propósito se ha seleccionado tratar las aguas excedentes con peróxido de hidrógeno (50% w/w) para detoxificar el cianuro que pudieran contener estas aguas. El tratamiento seleccionado es simple de aplicar y efectivo. Se espera que el agua excedente satisfaga el límite máximo de 0.2 ppm de contenido de cianuro (WAD) en solución. Este es el límite aceptado por autoridades peruanas e internacionales.

3.9.8 El peróxido de hidrógeno se almacenará en un lugar cercano a su punto de aplicación, en contenedores plásticos de 55 galones de capacidad (200 l) mediante un dosificador especialmente diseñado (Degussa, el peróxido de hidrógeno se adicionará al agua excedente en un tanque provisto con un agitador. Se estima que el tiempo de reacción será inferior a dos horas y que el consumo de peróxido de hidrógeno será inferior a dos horas y que el consumo de peróxido de hidrógeno será de 220 litros por día. La planta de tratamiento de agua excedente se ubicará contigua a la poza de agua excedente.

3.10.00 REACTIVOS, SERVICIOS Y SISTEMA CONTROL SCDA

3.10.10 REACTIVOS. CIANURO DE SODIO

3.10.11 Los resultados de las pruebas metalúrgicas han indicado que se requieren aproximadamente 2 kgs de Cianuro de Sodio por tm de mineral para lograr una extracción aceptable de oro y plata. En previsión a poder manejar soluciones con altas concentraciones de oro y plata se ha diseñado las instalaciones para el manejo del cianuro, para un consumo de 2.5 kgs de cianuro por tm de mineral. Las instalaciones han sido dimensionadas para cuando se opere a 1,000 tmpd.

3.10.12 Con este propósito se ha provisto de un tanque mezclador de fierro de 2.2 metros de diámetro por 2.35 metros de alto. Su capacidad es de aproximadamente 8 metros cúbicos, para alimentara solución por 24 hr.

3.10.13 El cianuro en forma de perdigones o briquetas se mezclará con solución pobre en un tanque provisto con agitador accionado por un motor de 2 HP.

- Cuando el cianuro está completamente disuelto se transferirá con una bomba (1-1/2" por 1" y un motor eléctrico de 1-1/2 HP) al tanque de almacenamiento de las mismas dimensiones que el tanque mezclador.
- Se alimentará solución a los tanques de lixiviación 0.05 m³/hr , al molino primario 0.3 m³/hr y a la precipitación con cinc 0.05 m³/hr.
- Se proveerá de una bomba en el piso que permita recoger los derrames y cuando se proceda a la limpieza del área.
- Se instalará una ducha de seguridad así como un lavador de ojos de emergencia.

3.10.20 REACTIVOS. CAL

3.10.21 Se requiere el uso de cal para mantener el pH en el proceso entre 10.5 y 11. A este pH se reduce la hidrólisis del cianuro de sodio y consecuentemente posibles emanaciones de ácido cianhídrico a la atmósfera.

3.10.22 La cal es necesaria también para obtener una sedimentación satisfactoria en los espesadores en contracorriente. Para obtener la alcalinidad deseada se requiere de 2 kgs de cal por tonelada de mineral (80 % como oxido de calcio) .

3.10.23 La cal será transportada en bolsa de una tonelada . y serán almacenadas en áreas cercanas al punto de adición o uso, por ejemplo la faja alimentadora del molino SAG. La cal será almacenada en tanques receptores de una capacidad de 5.6 tm y se adicionará al molino a través de un alimentador de tornillo de Cap max 100 kg/hr. El equipo de cal estará controlado localmente por interruptores en la planta y en el panel de control.

3.10.30 REACTIVOS. FLOCULANTE

3.10.31 Para la operación de adición de floculante se ha considerado:

- Se ha estimado que la cantidad requerida de floculante a ser adicionada a los espesadores CCD serán de un promedio de 10 gr por tonelada de mineral por espesador.
- El floculante y la solución residual serán mezcladas para producir una solución 0.5 % (W/W) de concentración. Por razones prácticas se preparará diariamente la emulsión de floculante.

3.10.32 Los equipos para el manejo de floculantes:

- Debido a la naturaleza física de la larga cadena de polimeros constituyentes de este reactivo se usará un mezclador lento para esta aplicación . Se requiere un tanque para 100 kg de floculante lo que da un volumen de 20 m³ para 48 hr de operación, el tanque mezclador será de 3 metros de diámetro por 3.2 metros y estará equipado con un agitador accionado por un motor eléctrico de 3 HP.
- La solución de floculante será transferida a un tanque receptor de dimensiones similares y también equipado con un agitador accionado, por un motor eléctrico de 3 HP. La bomba de transferencia seleccionada es de desplazamiento positivo, de bajas revoluciones y con una capacidad de 7 metros cúbicos por hora y accionada por un motor eléctrico de 3 HP.
- La alimentación a cada espesador sera mediante bombas dosificadoras de 0.1 m³/hr, se provera de una capacidad de 0.3 m³/hr. Además, se adicionará floculante al Pre-clarificador con una bomba de floculante separada.
- La solución del floculante será bombeada vía las bombas dosificadoras a cada uno de los cinco espesadores del circuito del CCD. Debido a la filosofía de control individual adoptada por los espesadores de alta capacidad seleccionados, cada espesador será equipado con un sistema separado para la adición del floculante.

3.10.40 REACTIVOS. DIATOMITA

3.10.41 El consumo de diatomita (TD) se estiman:

- Mezclar con solución pobre en un tanque mezclador de 2.4 metros de diámetro por 2.5 metros de alto (esto significa un tanque de 8 m^3).El tanque está equipado con un agitador accionado por un motor eléctrico de 2 HP.
- Se requiere alimentar diatomita 20 g/m^3 de solución para consumir 100 kg/día en el body feed, 190 kg/día en la precapa y filtro de precipitados.
- La bomba del body feed requerida de $0.6 \text{ m}^3/\text{hr}$, se provera de $1.13 \text{ m}^3/\text{hr}$. La cap. Bomba precapa que se provera es de $81.8 \text{ m}^3/\text{hr}$

3.10.42 La concentración de sólidos en la pulpa de DE será de 4 % (W/W). Esta pulpa será inyectada en la tubería que alimenta a los filtros clarificadores a razón de aproximadamente de 20 litros por minuto máximo. Esto equivale a una relación de 2: 1 (ppm TD :ppm solidos en suspensión). Para esta aplicación se ha seleccionado una bomba de desplazamiento positivo, con una relación de 20 litros por minuto.

3.10.43 La bomba es accionada por un motor eléctrico de 2 HP. Para propósito de pre-capa ya sea para los filtros clarificadores o los filtros prensa se utilizara un tanque separado. Este tanque también estará equipado con un agitador accionado por un motor eléctrico de 2 HP.

3.10.44 La operación de pre-capa es un tipo de operación por tandas (no continua). En el caso de los filtros clarificadores se requerirán de dos tandas por día, y en el caso de los filtros prensa se requerirá de tres (3) tandas por semana cuando se opere la planta a 500 tmpd.

3.10.45 La bomba de pre-capa seleccionada es de 4 " x 3" y una capacidad de 80 metros cúbicos por hora y accionada por un motor eléctrico de 40 HP.

3.10.50 REACTIVOS.ANTI-INCORUSTANTES

3.10.51 Los anti-incrustantes son polímeros dispersantes utilizados para prevenir la acumulación de óxido de calcio y depósitos de calcio alcalino contenidos en las aguas de la planta.

3.10.52 Las propiedades combinadas de dispersión e inhibición de los anti-incrustantes, no solamente evitan la formación de depósitos de calcio en las tuberías, impulsores de las bombas y telas de los filtros sino que también disuelven lentamente la acumulación de depósitos existentes.

3.10.53 El anti-incrustante deberá ser alimentado en un punto del sistema donde la turbulencia del flujo asegure un mezclado óptimo. El reactivo deberá ser alimentado al circuito, tal cual es recibido, y no deberá ser mezclado con otros reactivos para el tratamiento de aguas. La dosificación dependerá de la calidad del agua. Para propósitos de este estudio hemos asumido una adición de anti-incrustante que fluctúa entre 5 y 10 ppm.

3.10.54 Los proveedores generalmente suministran las bombas dosificadoras necesarias para esta aplicación. En caso contrario, Ares deberá adquirir este equipo

El consumo previsto de anti-incrustante es de 5-10 mg/l, para una densidad de 1.24, pH de 7.5 se dosificará en el ingreso de la bomba rica, ingreso del filtro clarificador e ingreso de bombas de relave.

3.10.60 SERVICIOS DE AGUA Y AIRE

3.10.61 Para el agua a ser bombeada de la laguna Machucocha próxima a 3000 m, se proveerá un tanque de 1300 m³, dimensiones de 12 m x 12 m (diam.x altura)

3.10.62 Para el aire requerido en lixiviación, un compresor de baja presión con una capacidad de 1750 scfm, 30 psig, fuerza de 500 HP.

3.10.63 Para el control de equipos, un compresor de alta presión para los controles con cap. 600 scfm, 100 psig, fuerza de 200 HP.

3.10.70 CONTROL DE PROCESO

3.10.70 El control de proceso, está basado en un sistema de Controladores Lógicos Programables (PLC's) distribuidos en las diferentes áreas de la planta y conectados a su vez a una red redundante de información industrial. Los instrumentos de campo estarán instalados en equipos o tuberías del proceso y conectados a los PLC's correspondientes.

3.10.72 Se ha previsto una Estación Central de Control en la Planta de Molienda que permitirá visualizar y actuar sobre todos los procesos del proyecto. Adicionalmente, habrán pantallas de interfase para información local del operador en chancado, decantación continua por contracorriente (CCD) y casa de fuerza.

- Los PLC's se configurarán para hacer lógica discreta, control analógico PID y registro-totalización de señales analógicas.
- Todos los PLC's, interfases de operador, estación central serán conectados a la red de información industrial mediante cable o fibra óptica, si las distancias lo requieren (por ejemplo la Planta de Agua).
- Todos los motores tendrán selectores remoto/local incorporados dentro de su botonera de arranque/parada. De esta manera el equipo puede ser operado localmente en el campo o desde la Estación Central de Control a través de los PLC's, cuando el selector está en remoto. El estado de los selectores remoto/local será monitoreado en la Estación Central.
- Los enclavamientos para motores mayores de 100 HP deben ser cableados y no pueden ser ignorados usando "puentes" eléctricos. El enclavamiento para motores menores se harán a través del PLC, y cuando el selector está en local, estos enclavamientos serán ignorados.
- Toda la instrumentación de campo reportará a la red de PLC's y las alarmas e indicaciones de estado serán monitoreados en la Estación Central y localmente en los paneles de interfase de operador. Los dispositivos digitales de terceros usarán el protocolo adecuado para enlazarse a la red de información y serán monitoreados también por la Estación Central.

3.10.73 En el **CHANCADO** todas las señales de entrada y salida serán cableadas a un bloque remoto I/O instalado en el MCC de chancado y de ahí se enlazarán al PLC de Chancado/Molienda. En modo local los equipos como son Apron Feeder, fajas chancadoras pueden operarse desde el campo y adicionalmente el operador tendrá un panel de interfase ubicada cerca a la tolva de descarga del mineral de mina, para conocer el estado de la Planta de Chancado. En modo remoto todas las

funciones de control y monitoreo se harán desde la Estación Central de Molienda. En este modo se activarán sirenas y luces de prevención de arranque remoto.

Todas las alarmas e indicación de estado de esta planta estarán disponibles en la Estación Central de Molienda y en el panel de interfase del operador.

3.10.74 En la **MOLIENDA** se considera el control de peso, densidad y adición de cal de la alimentación al molino SAG, así como su estrategia de control, serán realizados por el PLC de Chancado/Molienda y visualizados en la Estación Central de Control de esta área

- También se incluye en esto los controles de arranque y parada de motores tanto en los modos remoto como local.
- Tanto el molino SAG como el molino de bolas, estarán equipados con sus respectivas alarmas e instrumentación que permita parar los molinos en caso de calentamiento de los cojinetes y/o insuficiente flujo de aceite, o la falla de cualquier otros sistema de lubricación.
- Para propósitos de control metalúrgico, se instalará un muestreador eléctrico al rebose del ciclón.

3.10.75 En la **LIXIVIACION**, el control de esta area se hace mediante el PLC de CCD/Lixiviación y por su cercanía a la molienda, la estación central de molienda permitirá visualizar y actuar sobre los equipos de lixiviación en modo remoto. En modo local la operación es convencional desde el campo. Para el arranque en modo remoto se instalarán sirenas y luces de prevención de arranque.

Se tendrán señales permanentemente de las corrientes del motor de cada agitador de los tanques de lixiviación a fin de alertar al operador de variaciones inusuales de densidades, niveles o estado mecánico del mecanismo agitador. Todo esto también manejado por el PLC de CCD/Lixiviación.

3.10.76 En la **DECANTACION CONTINUA EN CONTRACORRIENTE**, todas las señales de esta área se conectarán a un bloque remoto I/O el cual a su vez será manejada por el PLC de CCD/Lixiviación. Los paquetes de control de terceros provistos para el control de espesadores, en caso de tener salidas digitales, se enlazarán al PLC de CCD/Lixiviación mencionado. En caso de tener solamente señales discretas y analógicas, se conectarán al bloque remoto I/O del circuito CCD.

Se ha previsto un panel de interfase para el operador en el campo, pero también se puede visualizar y actuar desde la estación central de molienda. Igualmente para el caso de arranque remoto, se proveerán de sirenas y luces de prevención de arranque.

3.10.77 En la **FILTRACION Y PRECIPITACION**, los procesos de esta planta serán controlados en forma manual desde el campo. Los paquetes de control de terceros también se controlarán manualmente (flujos, presiones, etc.).

La torre de deareación estará provista de un visor, el cual permitirá visualizar los niveles de solución dentro de la torre, así mismo, tendrá alarmas para controlar el nivel alto y bajo dentro de la torre, con sus respectivos indicadores en el panel de control.

3.10.78 En la **REFINERIA**, esta planta será controlada en modo local solamente. Una cámara de TV en circuito cerrado podrá visualizar las operaciones de la Refinería desde la Estación Central de Control en Molienda.

- Se prevé arranque remoto con la prevención correspondiente.
- La retorta de mercurio será operada localmente junto con los equipos auxiliares (bombas, ventiladores, etc.)
- El horno de fusión de precipitados será operado localmente por un interruptor manual-automático.

3.10.79 En la **REACTIVOS**, esta planta será de control totalmente local y manual, exceptuando las alarmas de bajo nivel de los tanques de almacenamiento las cuales se conectarán al PLC de Chancado/Molienda.

CAPITULO IV
MEDIO AMBIENTE

CAPITULO IV. MEDIO AMBIENTE

4.0.0 ANTECEDENTES. LINEA CERO DEL PROYECTO

4.0.1 En 1995 la Cia. Minera Jupiter SAC efectuó la Línea Referencial Cero del Proyecto Lagunas como paso esencial para la planificación ambiental del aspecto minero-metalúrgico. Para su ejecución se desarrolló un amplio trabajo de campo para inventariar, elaborar y determinar la situación ambiental de los recursos naturales existentes en la zona.

4.0.2 Para lograr el objetivo de armonizar el proyecto con el medio ambiente se fijaron los objetivos:

- Inventariar y evaluar los recursos naturales del área del proyecto, con la finalidad de determinar el potencial aprovechable
- Establecer la línea ecológica base del área del proyecto y su entorno, determinando la situación de deterioro de los sistemas ecológicos y componentes.
- Establecer los impactos ambientales previsibles de orden negativo y de mayor interés por su magnitud e importancia.
- Proponer el Plan de Acondicionamiento Ecológico para armonizar el proyecto con el medio ambiente.
- Que los controles que se determinen sean adecuados y soporte para una capacidad de producción de 500 tmpd

4.0.3 Con poca información instrumental se hace un inventario de recursos naturales del área establece

- Un **clima** de altas precipitaciones de tipo sólido que alcanzan un promedio anual de 800 mm y con temperaturas de un nivel de congelamiento con promedio anual 3°C con oscilaciones por debajo de -15°C. Se registran importantes vientos SO-NE que establecen bajas condiciones de vida en la zona.
- Del **agua** no se tiene información meteorológica de la cuenca Machucocha, se estima para 4 km² un volumen de precipitación de 1.5 Millones cubos por año.
- Los **suelos** son topográficamente accidentados y gélidos, sin mayor potencial agropecuario. No poseen potencial para fines agrícolas, calificado limitado fines pecuarios de tipo lanar auquenido.

- Los **pastos** son acordes con las condiciones adversas y limitadas del suelo y clima, es un área donde predomina de especies vegetales como la yareta, ichu, werneria, etc, etremezclada con stipa de poco desarrollo.
- La **presencia biológica** regulada por el ecosistema de la Laguna Machucocha, en la fauna están los refugios de vicachas unos 3000 individuos, aves migratorias y nativas como flamencos, gaviotas, huallatas y patos silvestres, entre otros. Se reporta la presencia de vicuñas, venados y zorros. Pastores poseen rebaños de ovejas y alpacas. En la laguna la trucha arco iris.

4.0.4 La evaluación hídrica de la Lag. Machucocha (52.5 Millones cubos) y Cajchaya (93 Mil cubos), considera la presencia en la parte alta del nevado Huajrahuri de 5438 msnm y cerro Cajchaya de 5050 msnm cuyos deshielos alimentan las lagunas. Las aguas son de buena calidad con ph 7 y 2 ppm CO₂ . El balance hídrico establece un saldo positivo de 52 Millones cubos, respecto de la disponibilidad y demanda.

4.0.5 *Los impactos negativos:*

- En los componentes humanos, riesgos de accidentes en la construcción y operación.
- En el componente económico , por el uso del suelo para la planta , cancha de relaves, campamentos y bocaminas.
- En el componente flora, daño a la vegetación por la apertura de caminos al desbrozar el estrato herbáceo.
- En el componente fauna, disminución de habitantes, al perturbar los refugios de animales y anidación aves.
- En el componente agua, posibilidad de contaminación de no tomarse medidas mitigadoras correctivas planificadas.
- En el componente atmósfera, por la presencia de ruidos y polvos.

4.0.6 *Los impactos positivos:*

- Aumento de los puestos de trabajo
- Aumento del ingreso promedio de la población

- Aumento de la actividad económica en todo el ámbito de la provincia.
- Aumento de las vías de comunicación mejorando la calidad de vida de la zona.

4.0.7 Programa de monitoreo y recomendaciones:

- Para evaluar la validez de las predicciones de los impactos sobre el ambiente.
- Para detectar los impactos no previstos.
- Construir una batería de crianza de truchas en la Lag. Machucocha, para verificar si sufren cambios biológicos por contaminación.

4.1.0 ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

4.1.1 El Estudio de Impacto Ambiental de la Cia Minera Jupiter SAC es elaborado de acuerdo al proyecto de Instalación de una Planta de Beneficio de Minerales de Oro y Plata, con un costo estimado total de \$31.7 Millones, mediante el sistema de lixiviación por cianuración con una capacidad de tratamiento de 500 TMSD de acuerdo a una base legal dada por el texto Único Ordenado de la Ley General de Minería sobre el medio ambiente, Capítulo II de los EIA, Código del Medio Ambiente y los Recursos Naturales y la Ley de Promoción de Inversiones en Sector Minero.

4.1.2 La Cia Minera Jupiter SAC es una empresa que se dedica a las actividades propias de la industria minera, como cateo, prospección, exploración, desarrollo, explotación, las operaciones de labor general y beneficio. El proyecto se encuentra ubicado en el Departamento de Arequipa, Provincia de Castilla, distrito de Orcopampa, paraje de Cajchalla entre las coordenadas de 850000E y 8'336,000 N a una altura de 4975 msnm.

4.1.3 Dentro del área de influencia de la mina sólo se encuentran dos pequeños caseríos: Quinsachata y Viscacuto con poblaciones reducidas de unos 200 pobladores dispuestos en forma extensiva, a una distancia de 05 Kms cercanos a la Laguna de Machucocha. Las características de la zona corresponde a la zona de Vida Natural identificada como formación ecológica tundra Pluvial Alpino Sub Tropical y se extiende entre los 4500 a 5000 msnm La topografía es semi-accidentada unida a un clima muy frío, con una precipitación promedio total de 6.97 mm, temperatura promedio entre 3°C.

4.1.4 La agricultura resulta muy limitada y solamente al recurso de pastos naturales conformado por típicas especies de forma de almohadilla y el stipa ichu que es una gramínea de poca capacidad de pastoreo por su baja capacidad alimenticia y poca preferencia por el ganado, siendo los bofedales los únicos lugares adecuados para el pastoreo que constituyen pastizales siempre verdes y lugares adecuados y bebederos de agua fresca para los animales debido a que fluyen aguas superficiales y subterráneas. Se tiene una fauna silvestre como vizcachas, venados, choca andina, ayoya, parihuana común pato de puna, gaviotas y gaviotín de poca bio diversidad, aves como gorriones y de rapiña, zorros, roedores reptiles e insectos.

4.1.5 La zona donde se desarrolla el proyecto se encuentra en la parte central de un ambiente continental constituida por rocas volcánicas sedimentarias terciarias de edad cenozoica de composición intermedia a ácidos que corresponden a diferentes etapas de actividad de los volcanes vecinos Huajrahuiri y Cajchalla cuenta con lagunas los que proveerán de agua al proyecto en general. La calidad de estas aguas son buenas presentando la siguiente composición: pH 7, conductividad 75 us, dureza 32 mg/l, fierro 0.02 mg/l, plomo 0.01 mg/l, cianuro 0.01 mg/l, colifecales ausente, cobre 0.01 mg/l.

Las características del mineral a tratarse es como sigue:

Origen	Hidrotermal
Naturaleza	Metálica
Sustancias	Oro nativo, electrum, sulfuros de plata, sulfosales de plata, sulfuros de fierro.
Elementos	Oro, Plata, Mercurio
Menas	Oro, nativo, electrum, argentita, proustita, pirargirita
Gangas	Cuarzo, limonitas, piritita, marcasita
Leyes (cabeza)	Au: 20.5 g/TM, Ag 8.0 Onz/TM, Hg: 280 ppb

4.2.0 EFECTOS PREVISIBLES DE LA ACTIVIDAD

4.2.1 **Salud Humana:** El proyecto no prevé efectos negativos de relevancia sobre la salud humana, salvo riesgos ocupacionales. Los niveles de ruidos generados darían en conjuntos niveles de 80 db en el área de la misma planta de cianuración, y disipándose gradualmente; los polvos generados no contendrán componentes tóxicos.

4.2.2 **Flora y Fauna:** Los efectos son mínimos, debido a la poca biodiversidad y escasez de los mimos, sin embargo el proyecto prevé la incorporación de áreas verdes como parte del ornato; asimismo la población de pequeños caseríos de Quinsachata y Viscacuto poseen escasa ganadería cuyas áreas de pastores no interfieren con las operaciones de la empresa.

En la zona existe fauna silvestre como vicuñas, venados, viscachas, las cuales estarían expuestas a la toxicidad de la solución que contiene cianuro si es que la bebieran; para evitar este efecto se tendrá que poner un cerco metálico en la periferia de la planta y alrededor de la cancha de relaves y sus drenajes, áreas de almacenamiento de soluciones, etc.

4.2.3 **Ecosistema:** No se prevé debido a la ausencia de ecosistemas frágiles por ser preponderantemente frígido y estar a una altura de 4,900 a 5,000 msnm con componentes muy resistentes a la intervención humana.

4.2.4 Recursos Hídricos:

- Es importante tener en cuenta que el rendimiento de las lagunas de Machucocha y Cajchalla estudiadas es positivo habiéndose obtenido el siguiente balanceo hídrico.
- Para la microcuenca de la laguna Machucocha se observa un incremento de altura promedio de 1.024 m. Sobre el nivel inicial a la recarga: El siguiente cuadro muestra los resultados de los análisis:

4.2.5 **Socioeconómicos:** Son positivos debido a la generación de empleo, facilidades para la comunicación, desarrollo tecnológico, asistencia médica, consumo de los productos locales.

4.3.0 EL CONTROL Y MITIGACION DE LOS EFECTOS DE LA ACTIVIDAD

4.3.1 Cancha de Relaves: Proyectado de acuerdo a las especificaciones de la Ley General de Minería y su Reglamento. Para evitar los polvos se mantendrán las superficies frecuentemente húmedas; así mismo en el curso de las precipitaciones que pudieran hacer perder la estabilidad de la presa existirán canales de derivación de aguas escorrentía.

El proyecto presenta una alternativa para canchas de relaves (Ver Diagrama 9), la que presenta una base de rocas fracturadas las cuales se impermeabilizarán con geomembranas en un 100% del área para evitar la contaminación del nivel freático y el sistema hídrico general.

Según estudio geotécnico la roca tiene una potencia de 50 m. Es maciza, dura, compacta y de capacidad portante bastante alta.

4.3.2 Aguas de Mina: Los volúmenes de las aguas de mina se encuentran en el orden de 0.20 lt / seg. en épocas de lluvia siendo ligeramente alcalino (7.8), con conductividades de 460 us., contenido de metales bajo (Fe y Zn con 2 a 3 ppm y 1 a 1,5 ppm, Cu y Pb con valores inferiores de 1 ppm), esta agua al mismo modo que la cancha de relaves serán recicladas.

4.3.3 Residuos domésticos: Los residuos líquidos contarán con pozos sépticos y los residuos sólidos se enviarán al relleno sanitario.

4.3.4 Otros tipos de residuos: Los otros tipos de residuo estarán dispuestos en el depósito de chatarra.

4.3.5 Polvos en Planta: Se generarán en las zonas de chancado primario, secundario y tamizado del mineral, captándose mediante campanas de ventilación exhaustiva local, recuperándose los finos de mineral precioso de oro y plata para su tratamiento. También se evaluará en el campo deportivo, área administrativa y campamento.

4.3.6 Derrames de Hidrocarburos: Derrame y todo material impregnado con este residuo serán enviados a una área destinada con este fin, el cual contara con una fondo impermeabilizado para evitar la percolación.

4.3.7 Programa de Monitoreo: Se tendrá establecido la vigilancia permanente de los drenajes de la Cancha de Relaves, así mismo los residuos líquidos a generarse, como de la calidad del aire, evaluando la generación de polvos y su dispersión.

- **Los puntos de monitoreo sugeridos son los siguientes:**
 - a. Drenaje de cancha de relaves.
 - b. Aguas de mina
 - c. Agua de uso industrial.
 - d. Agua de uso domestico.

- En cuanto a la generación de polvo este se evaluará en el campo deportivo, área administrativa y campamento.

- La frecuencia de muestreo sugerida es trimestral.

CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA

CAPITULO V . EVALUACION ECONOMICA

5.1.0 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN

CALCULO DE RESERVAS

5.1.1 Diversos trabajos de exploración de las vetas Victoria y Maruja llevaron al inventario de reservas en los niveles 50 y 100. En el **Cuadro V-1** se presentan los resultados del cálculo de reservas hasta fines de 1995 en el que podemos observar:

- Que el mineral probado a partir de la galería de nivel, las chimeneas de comprobación de mineral y la potencia de vetas se estima en 639,150 TMS
- Que el mineral probable a partir de los resultados de muestreos de galería y el ancho de veta para las vetas Victoria y Maruja en los diferentes frentes del SE y SW, obteniéndose un total de 420,850 TMS
- Que el mineral extraído de las exploraciones de las vetas Victoria y Maruja, acumulado en las canchas se ha calculado en 20,000 TMS
- El total de mineral probado y probable con leyes de 20.5 Au gr/tm y de 8.0 Ag Oz/tm estimado es de 1'060,000 TMS.

PRODUCCIÓN DE MINA

5.1.2 Seleccionado el método de explotación se elaboró el proyecto de minado mediante el cual se establece el desarrollo de una rampa de acceso para una explotación semimecanizada de los tajeos a ser preparados:

- En el **Cuadro V - 2** se presenta el programa de producción mina para los seis primeros años de explotación en el que se consideran el mineral extraído por preparación y el desarrollo de mina.
- Se planea extraer para el tratamiento 165,000 tms en el primer año y 120,000 TMS el sexto año acumulando un total de 1'005,100 TMS, con leyes sobre los 8 Ag Oz/tm y 20.5 Au gr/tm.
- Sumados el mineral de desarrollos, preparación y explotación en los seis años se tendrá un acumulado de 1'040,000 TMS, que sumados a los 20,000 TMS de canchas, dan una disponibilidad de 1'060,000.

PRODUCCIÓN DE PLANTA

5.1.3 En el Cuadro V - 3a se proyecta el movimiento de mineral para seis años a partir del total de reservas:

- A partir del stock inicial de reservas de 1'060,000, calculamos para un tratamiento de 500 tmsd el tratamiento anual de 180,000 TMS (para 360 días de operación efectiva). La cifra de tratamiento anual cubre el tonelaje producido por mina incluyendo el stock de canchas.
- Se llega a stock cero al final del sexto año, fecha para la cual debe haberse incrementado las reservas iniciales para dar mayores años de operación a la mina.

5.1.4 En el Cuadro V - 3b se presenta el balance metalúrgico:

- Para un volumen de tratamiento anual de 180,000 TM y ley de cabeza de la reserva de 20.5 Au gr/tm y 8 Ag Oz/tm, se aplica la recuperación obtenida según evaluación metalúrgica del mineral a tratar del proyecto.
- El cálculo de contenido finos para cada año obtiene 1'224,000 Onzas de Plata y 112,704 Onzas de Oro.

5.1.5 En el Cuadro V - 4 se valoriza le producción de planta:

- Teniendo como fuente de información el London Metal Echange (ver Cuadro de Proyección de Demanda y Cotizaciones) para la estimación promedio de las cotizaciones promedio de Oro y Plata en 310 Au \$/Oz y 5.1 Ag \$/Oz.
- Consideramos tres escenarios de desarrollo del proyecto: OPTIMISTA, ESPERADO Y PESIMISTA.
- La alternativa ESPERADA considera 280.0 Au \$/Oz (90% del valor estimado promedio) y 4.8 Ag \$/Oz, con las leyes y el tonelaje de la reserva indicados.
- Los cargos por refinación del dore a ser producido se estima en 1.5 Au \$/Oz y 0.1 Ag \$/Oz, según propuestas de contratos de compra/venta.
- La valorización para el primer año se estima en \$ 5'752,800 por plata y \$ 31'388,164 que da un total de \$ 37'140,964, obtenido a partir de las cotizaciones menos los cargos por refinaria, multiplicado por la producción de finos. Igual resultado se proyecta hasta los seis años.

CUADRO V - 1

RESERVAS GEOLOGICAS "PROYECTO LAGUNAS"

BLOCK	RESERVAS	ANCHO DE	LEYES		CATEGORIA
Nivel	TMS	VETA (m)	Ag Gr/TM	Au Gr/TM	
"VICKY"					
1 Nv -100	54,900	1.65	7.00	29.18	Probado
2 Nv -100	54,600	1.60	6.80	28.50	Probado
3 Nv -100	56,700	1.55	6.90	29.30	Probado
5 Nv -100	53,900	1.58	7.60	27.40	Probado
8 Nv -100	43,200	1.50	7.70	24.60	Probado
9 Nv -100	49,200	1.66	8.90	23.50	Probado
14 Nv 50	44,500	1.40	9.30	23.40	Probado
15 Nv 50	57,400	1.50	7.50	17.00	Probado
16 Nv 50	48,000	1.55	7.80	18.90	Probado
17 Nv 50	39,900	1.60	8.90	22.10	Probado
18 Nv 50	45,750	1.75	5.10	23.40	Probado
19 Nv 50	43,500	1.72	6.70	24.30	Probado
20 Nv 50	47,600	1.68	7.50	23.70	Probado
Sub-Total	639,150	1.60	7.48	24.37	Probado
"VICTORIA"					
3 Nv -100	34,600	1.40	7.40	24.30	Probable
4 Nv -100	42,600	1.30	6.30	22.23	Probable
6 Nv -100	33,800	1.65	5.70	25.70	Probable
7 Nv -100	34,450	1.05	6.20	27.77	Probable
10 Nv -100	35,450	1.20	5.30	27.80	Probable
"MARUJA" 1 Nv 50	36,750	1.40	10.10	6.30	Probable
2 Nv -50	31,800	1.10	10.50	5.80	Probable
3 Nv -50	33,600	1.50	11.00	7.20	Probable
4 Nv -50	52,000	1.35	11.30	6.60	Probable
5 Nv -50	50,300	1.20	10.60	6.20	Probable
6 Nv -50	35,500	1.50	10.90	6.90	Probable
Sub-Total	420,850	1.33	8.79	14.63	Probable
Niv. 0	4,500		7.90	17.70	Canchas
Niv. -50	9,000		8.20	20.60	Canchas
Niv.- 100	6,500		7.80	22.30	Canchas
Sub-Total	20,000		8.00	20.50	Canchas

SUMARIO DE RESERVAS GEOLOGICAS

CATEGORIA	RESERVAS TMS	ANCHO DE VETA (m)	LEYES	
			Ag Gr/TM	Au Gr/TM
Probado	639,150	1.60	7.48	24.37
Probable	420,850	1.33	8.79	14.63
TOTAL	1,060,000	1.46	8.00	20.50

CUADRO V - 3 a
MOVIMIENTO DE MINERALES "PROYECTO LAGUNAS"

DESCRIPCION	UNIDAD	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
STOCK INICIAL							
VOLUMEN:	TMS	1060000	880000	700000	520000	340000	180000
LEY:	Ag:	OZ/TM	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00
	Au:	Gr/TM	20.50	20.50	20.50	20.50	20.50
TRATAMIENTO PLANTA							
VOLUMEN:	TMS	180000	180000	180000	180000	180000	180000
LEY:	Ag:	OZ/TM	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00
	Au:	Gr/TM	20.50	20.50	20.50	20.50	20.50
STOCK FINAL							
VOLUMEN:	TMS	880000	700000	520000	340000	160000	0
LEY:	Ag:	OZ/TM	8.00	8.00	8.00	8.00	0.00
	Au:	Gr/TM	20.50	20.50	20.50	20.50	0.00

CUADRO IV - 3 b
BALANCE METALURGICO "PROYECTO LAGUNAS"

DESCRIPCION	UNIDAD	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
TRATAMIENTO PLANTA							
VOLUMEN:	TMS	180000	180000	180000	180000	180000	180000
LEY:	Ag:	OZ/TM	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00
	Au:	Gr/TM	20.50	20.50	20.50	20.50	20.50
RECUPERACION							
LEY:	Ag:	%	85.0%	85.0%	85.0%	85.0%	85.0%
	Au:	%	95.0%	95.0%	95.0%	95.0%	95.0%
CONTENIDO FINO							
Plata	Onzas	1,224,000	1,224,000	1,224,000	1,224,000	1,224,000	1,224,000
Ag	Onzas	112,704	112,704	112,704	112,704	112,704	112,704
Au:	Onzas						

5.2.0 COSTO DE CAPITAL

LISTADO DE EQUIPOS DE PLANTA (Ver Listado y Costos de Equipos Planta)

5.2.1 De acuerdo al diseño de planta el listado de equipos calculados para el tratamiento inicial de 500 tmsd con crecimiento organico a futuro a 1000 tmsd se presenta en el cuadro LISTADO Y COSTOS DE EQUIPOS :

- Se indica por item y secciones de Chancado, Molienda , Cianuración, CCD, Merrill Crowe, Medio Ambiente, Reactivos y Servicios.
- Se indican las dimensiones y la potencia requerida. En el caso del Laboratorio se incluyen como un modulo a ser preveido integralmente, según proyecto de la sección.

COSTOS DIRECTOS (Ver Listado y Costos de Equipos Planta)

5.2.2 De acuerdo al listado de equipos se efectuaron cotizaciones de equipos principales a diversos proveedores , calculandose segun los precios unitarios los montos por \$ US x 1000 por items y secciones:

- Para el Chancado \$ 598.1 Mil, Molienda \$1981.8 Mil, Cianuración \$ 840.3 Mil, CCD \$ 888.1 Mil, Merrill Crowe \$ 689.1 Mil, Medio Ambiente \$ 170.4, Reactivos 122.8 Mil y Servicios \$ 606 Mil. Lo que da un total en equipos de \$ 6'203,000.
- Para las Instalaciones y Edificios de Planta, así como otras Facilidades de Planta, se estiman a partir del costo total de equipos, aplicando factores de cálculo según experiencia de Hatch y Kilborn en plantas similares, adecuados a los costos de Perú. Obteniendose \$ 4963.1 Mil y 434.3 respectivamente.

COSTOS INDIRECTOS (Ver Pag 6 de Listado y Costos de Equipos Planta)

5.2.3 Para el **Diseño y Construcción de Planta** igualmente se estiman a partir del costo total de equipos, aplicando factores de cálculo lo que da un estimado de \$ 5'360,000.

5.2.4 Para el **Capital de Trabajo**, se considera repuestos por un monto de 2% del costo de equipos de planta, tres meses de operación y una carga inicial con 6 días de operación.

ITEM	QUANT.	DESCRIPTION	SIZE	HP	Precio Unitario US \$ (x1000)	Monto US \$
<u>PRIMARY CRUSHER</u>						
1	1	FRONT END LOADER - 966			126.0	126.0
2	1	JAW CRUSHER	30" x40"	150 HP	116.0	116.0
3	1	CRUSHER AREA SUMP PUMP	64mm. DIA.	15 HP	7.2	7.2
4	1	DUST CONTROL SYSTEM		5 HP	15.0	15.0
5	1	DRIBBLE CONVEYOR No.1	914 mm.W x 8 m	5 HP	10.8	10.8
6	1	BELT CONVEYOR No.2	762mm.W x 65 m	20 HP	100.0	100.0
7	1	BELT CONVEYOR No. 3	762mm.W x 30m	25 HP	30.0	30.0
8	1	BELT CONVEYOR No. 4	762mm.W x 36 m	10 HP	45.0	45.0
9	1	EMERGENCY BELT FEEDER	762mm W	5 HP	4.0	4.0
10	1	DUMP HOPPER (concrete)	50 MT (TOTAL)		20.8	20.8
11	1	CONVEYOR WEIGHT SCALE	30"		18.0	18.0
12	1	APRON FEEDER	36" WIDE x 16' L.	5 HP	78.5	78.5
13	2	VIBRATING FEEDER	30" x 72"	5 HP	13.4	26.8
Sub Total Crusher Equipment						596.1
<u>MILL</u>						
14	1	REBUILD BALL MILL 10' Diam. x 15'	9.1/2'DIAM. x 15'L	600 HP	200.0	200.0
15	1	SAG MILL 16' Diam. x 7'	15.1/2'DIAM. x 7'L	700 HP	1200.0	1200.0
16	1	VIBRATING SCREEN	4' x 8'	10 HP	300.0	300.0
17	2	CYCLONE FEED PUMP	4" x 5"	75 HP	25.0	50.0
18	2	LEACHING FEED PUMP	4" x 3"	25 HP	10.0	20.0
19	1	GRINDING AREA SUMP PUMP	2.5" DIAM.	15 HP	7.3	7.3
20	1	SAMPLER	16"W	1 HP	7.0	7.0
21	1	CYCLONE PACK (3)	10"DIAM.		21.7	21.7
22	1	BELT CONVEYOR No.5	24" WIDE	5 HP	4.0	4.0
23	1	BELT CONVEYOR No. 6	24" WIDE	20 HP	40.0	40.0
24	1	BELT CONVEYOR No. 7	24" WIDE	5 HP	4.0	4.0
25	1	BRIDGE CRANE	10 T	15 HP	30.0	30.0
26	1	CONE CRUSHER	3' DIA.	100 HP	80.0	80.0
27	1	CYCLONE FEED PUMPBOX	1.6m. x 3.0m. x 1.60m.		4.0	4.0
28	1	LEACHING FEED PUMPBOX	1.2m. x 1.2m. x 2.0mH		2.6	2.6
29	1	SELF CLEANING MAGNET			6.0	6.0
30	1	METAL DETECTOR			5.0	5.0
Sub Total Mill Equipment						1981.8
<u>LEACHING</u>						
31	1	LEACHING AREA SUMP SUMP	2.5" DIAM.	15 HP	5.3	5.3
32	6	LEACH AGITATOR No.1, 2, 3, 4, 5, 6		50 HP	48.0	288.0
33	1	LEACH TANK No.1, 2, 3, 4, 5, 6	10m. DIAM. x 11m. h		90.0	540.0
34	1	DISTRIBUTOR	1.2m.x1.2mx1.2m		6.0	6.0
35	1	CCD FEED BOX	1.2m.x1.2mx1.2m		1.0	1.0
Sub Total Leaching Equipment						840.3

Cia MINERA JUPITER S.A.C.
LISTADO Y COSTOS DE EQUIPOS DE PLANTA

"PROYECTO LAGUNAS"

ITEM	QUANT.	DESCRIPTION	SIZE	HP	Precio Unitario US \$ (x1000)	Monto US \$
CCD CIRCUIT						
36	2	PREGNANT SOLUTION PUMPS	10"x8"	30 HP	5.6	11.2
37	2	THICKENER U/F PUMPS 1	3"x4"	15 HP	10.0	20.0
38	2	THICKENER U/F PUMPS 2	3"x4"	15 HP	10.0	20.0
39	2	THICKENER U/F PUMPS 3	3"x4"	15 HP	10.0	20.0
40	2	THICKENER U/F PUMPS 4	3"x4"	15 HP	10.0	20.0
41	2	THICKENER U/F PUMPS 5	3"x4"	15 HP	10.0	20.0
42	1	CCD AREA SUMP PUMP	2" DIAM.	15 HP	5.3	5.3
43	1	CCD SLURRY SAMPLER	16"W	1 HP	7.0	7.0
44	1	CCD SLURRY SAMPLER BOX			1.6	1.6
45	5	CCD THICKENER No.1, 2, 3, 4, 5	Mechanism for 10 m	5.5 HP	90.2	451.0
46	5	CCD THICKENER TANK No.1, 2, 3, 4, 5	10 m. DIAM. x 2.5 m.		35.0	175.0
47	1	PREGNANT SOLUTION STAND PIPE	1.0m. DIAM. x 5.85m. h		6.0	6.0
48	1	" W " PRECLARIFIER WITH FLOCCULANT TANK AND AGITATOR	9m Diam.		110.0	110.0
49	1	SLUDGE PUMP - AIR OPERATED	2"DIA		5.0	5.0
50	2	DOUBLE V PRECLARIFIER OVERFLOW PUMP	10" x 8"	30 HP	8.0	16.0
Sub-Total CCD Equipment						888.1
MERRILL CROWE						
51	2	CLARIFIER FILTER FEED PUMPS	6"x4"	85 HP	7.3	14.6
52	2	BARREN SOLUTION PUMPS	10"x8"	50 HP	5.1	10.2
53	1	CLARIF. FILTER BACKWASH PUMP	4"x3"	60 HP	4.8	4.8
54	2	PRECIP. FILTER FEED PUMPS	4"x7"	50 HP	8.0	16.0
55	1	SLUDGE SUMP PUMP	2" DIAM.	15 HP	5.3	5.3
56	1	DEAREATION VACUUM PUMP		20 HP	16.0	16.0
57	1	WIRE SAMPLER			1.0	1.0
58	2	CLARIFIER FILTER	66" DIAM x 31 LEAVES	2 HP	120.0	240.0
59	2	PRECIPITATE-FILTER PRESSES	48"x48"x44 PLATES		54.0	108.0
60	1	Zn TANK AGITATOR	8" DIAM.	1 HP	1.3	1.3
61	1	STATIC MIXER	8" DIAM.		3.4	3.4
62	1	Zn DUST SCREW FEEDER		1/4 HP	3.8	3.8
63	1	PREGNANT SOLUTION STORAGE TANK	12m DIAM. x 10m H		87.0	87.0
64	1	ZINC TANK	50 L		0.5	0.5
65	1	BARREN SOLUTION TANK	12m.DIAM x 12m.H		98.2	98.2
66	1	Zn DUST BIN	40 L.		0.5	0.5
67	1	DEAREATION TOWER	2.4m.DIAM x 6m.H		65.3	65.3
68	1	TURBIDIMETER			1.5	1.5
69	1	OXIGEN METER			1.2	1.2
70	2	GLAND WATER PUMP	1.1/2" x 1"	3 HP	4.0	4.0
71	2	FLOW METER			3.0	6.0
72	1	PRECIPITATE CAR	500 Kg Cap.		0.5	0.5
Sub-Total Equipment						689.1
FUNDICION RETORT						
73	1	SCRUBBER EXHAUST FAN	85 m3/h	7.5 HP	5.0	5.0
74	1	MERCURY SCRUBBER			8.0	8.0
75	1	MERCURY RETORT FURNANCE 25 cu.ft	8'x20'x8'H	80 kW	74.0	74.0
76	1	MERCURY LIQUID FLASK			0.5	0.5
77	1	MERCURY CONDENSER TANK			1.5	1.5
Sub Total Retort Equipment						89.0

LISTADO Y COSTOS DE EQUIPOS DE PLANTA

ITEM	QUANT.	DESCRIPTION	SIZE	HP	Precio Unitario US \$ (x1000)	Monto US \$
<u>REFINING</u>						
78	1	SLAG JAW CRUSHER	5"x6"	7.5 HP	9.0	9.0
79	1	SLAG ROLL CRUSHER	12"DIAM. x 8"	7.5 HP	16.0	16.0
80	1	SLAG SCREEN	3" DIAM.	1 HP	6.0	6.0
81	1	GRAVITY CONCENTRATOR	12" DIAM	4 HP	20.0	20.0
82	1	REFINERY AREA SUMP PUMP	2" DIAM.	15 HP	5.2	5.2
83	1	EXHAUST FAN for WET SCRUBBER		50 HP	1.3	1.3
84	1	WET SCRUBBER	15000 ACFM		75.5	75.5
85	1	VENTILATION HOOD			5.0	5.0
86	1	CRUCIBLE FURNANCE 6.4 cu.ft.	10' x 6' x 8'H (6.4 ft ³)	2.6 MBTU	74.0	74.0
87	1	GOLD RECOVER BOX			0.5	0.5
88	1	SLAG POT			1.0	1.0
89	1	PLATAFORM BALANCE	150 KG. CAP.		0.5	0.5
90	1	DORE BALANCE ELECTRONIC.	1000 TROY OZ. CAP.		4.5	4.5
Sub Total Refining Equipment						218.5
Sub Total Refort and Refining Equipment						307.5
<u>ENVIROENMENTAL TAILINGS</u>						
91	2	TAILING CENTRIFUGAL PUMPS	5"x4"x12.5"	50 HP	11.2	11.2
92	1	TAILING FEED PUMPBOX	3'x3'x4'		1.2	1.2
Sub Total Equipment						12.4
<u>RECLAIM WATER</u>						
93	1	RECLAIM WATER PUMPS BARGE			2.5	2.5
94	2	RECLAIM WATER SUPPLY VERTICAL PUMPS		15 HP	3.0	3.0
Sub Total Equipment						5.5
<u>EXCESS WATER TREATMENT PLANT</u>						
95	1	WATER TREATMENT PLANT - PEROXIDE SYSTEM			10.0	10.0
96	1	WATER TREATMENT AGITATOR		48 HP	45.0	45.0
97	1	WATER TREATMENT TANK	10m. DIAM. x 11m. h		90.0	90.0
98	1	TREATMENT WATER PUMPS BARGE			2.5	2.5
99	1	EXCESS WATER TREAT. PLANT FEED VERTICAL PUMPS		15 HP	5.0	5.0
Sub Total Equipment						152.5
Sub Total Environmental Equipment						170.4
<u>REAGENTS</u>						
<u>LIME</u>						
100	1	LIME SCREW CONVEYOR	4" DIAM. x 20'.L	1 HP		3.8
101	1	GRANULAR LIME HOPPER	5.6 MT			2.5
102	1	LIME AREA BRIDGE MONORAIL	1.5 T	2 HP		2.0
Sub Total Lime Equipment						8.3

ITEM	QUANT.	DESCRIPTION	SIZE	HP	Precio Unitario US \$ (x1000)	Monto US \$
<u>FLOCCULANT - EQUIPMENT</u>						
103	1	FLOCCULANT TRANSFER PUMP	30 GPM	3 HP	4.0	4.0
104	6	FLOCCULANT METERING PUMPS 100 gph	80 GPH	0.5 HP	3.0	9.0
105	1	FLOC. MIXING AGITATOR 22.6 m3		3 HP	2.0	2.0
106	1	FLOC. STORAGE AGITATOR 22.6 m3		3 HP	2.0	2.0
107	1	DRY FLOCCULANT BIN 450 Lt Cap.	550 L		0.7	0.7
108	1	FLOCCULANT MIXING TANK	3m. DIA. x 3.2m. H		5.5	5.5
109	1	FLOC. SOLN DISTRIB. TANK	3m. DIA. x 3.2m. H.		5.5	5.5
110	1	PLASTIC DISPENSER EDUCTOR by flocc supplier			15.0	15.0
		Sub Total Flocculant Equipment				43.7
<u>SODIUM CYANIDE</u>						
111	1	SAFETY SHOWER			0.5	0.5
112	2	NaCN TRANSFER PUMPS	1.5"x1" (30 gpm)	1.5 HP	2.0	4.0
113	2	CYANIDE SOLN METERING PUMPS	1 1/2"x1 1/2" (195 gph)	1 HP	1.9	3.8
114	1	CYANIDE AREA SUMP PUMP	2" DIAM.	2 HP	5.7	5.7
115	1	EXHAUST FAN FOR DUST COLLECTOR		5 HP	1.0	1.0
116	1	NaCN MIXING AGITATOR		2 HP	2.0	2.0
117	1	VENTILATION HOOD			1.0	1.0
118	1	NaCN HOIST	0.5 TON	1 HP	1.0	1.0
119	1	NaCN MIXING TANK	2.2m.DIAM.x2.35m.H		3.0	3.0
120	1	NaCN HOLDING TANK	2.5m.DIAM.x2.35m.H		1.2	1.2
		Sub Total Cyanide Equipment				23.2
<u>ANTISCALANT</u>						
121	2	ANTISCALANT METERING PUMP		1 HP	1.9	3.8
<u>EARTH DIATOMACEOUS</u>						
122	1	PRECOAT PUMP	4"x3"	40 HP	8.0	8.0
123	2	BODY FEED PUMPS	300 GPH	2 HP	3.7	7.4
124	1	PREACOAT MIXER AGITATOR	800 mm. DIA. impeller	2 HP	2.0	2.0
125	1	BODY FEED AGITATOR	800 mm. DIA. impeller	2 HP	2.0	2.0
126	1	PRECOAT MIXING TANK	2.4m. DIA. x 2.5m. H.		3.5	3.5
127	1	BODY FEED D.E SLURRY TANK	2.4m. DIA. x 2.5m. H.		3.5	3.5
128	1	BAG BREAKER			3.0	3.0
129	1	EXHAUST FAN		3 HP	2.5	2.5
130	1	DUST COLLECTOR	3'x3'x7'		3.0	3.0
		Sub Total Equipment				34.9
<u>LEAD NITRATE</u>						
131	1	LEAD NITRATE SOL. METERING PUMP		1 HP	2.0	2.0
132	1	LEAD NITRATE AGITATOR		1 HP	2.0	6.0
133	1	LEAD NITRATE MIXING TANK	750 L		1.0	1.0
		Sub Total Equipment				9.0
<u>Sub Total Area Reagents Equipment</u>						
<u>SERVICES</u>						
<u>FRESH WATER</u>						
134	2	VERTICAL TURBINE PUMP BARGE		15 HP	5.0	10.0
135	2	VERTICAL TURBINE PUMPS		15 HP	5.3	10.6
136	2	FRESH WATER BOOSTER PUMPS		150 HP	25.0	50.0
137	1	FIRE WATER PUMP	8"X6"	125 HP	23.0	23.0
138	1	FIRE WATER PUMP DIESEL				
139	1	JOCKEY PUMP	2" x 1"	5 HP	5.0	5.0
140	1	FRESH/FIRE WATER STORAGE TANK	12m.DIAM.x12m.H		90.0	90.0
141	1	BOOSTER TANK	5 m.DIA x 3.50 m H		30.0	30.0
		Sub Total Fresh Water Equipment				218.6

ITEM	QUANT.	DESCRIPTION	SIZE	HP	Precio Unitario US \$ (x1000)	Monto US \$
		<u>POTABLE WATER</u>				
142	1	CHLORINATOR			3.0	3.0
143	1	POTABLE WATER STOR.TANK	4.0m.DIAM.x4.25m.H		3.6	3.6
		Sub Total Potable Water Equipment				6.6
		<u>COMPRESSED AIR</u>				
144	2	LOW PRESSURE AIR COMPRESSOR	1750 SCFM @ 30 PSIG	500 HP	128.0	128.0
145	1	UTIL.HIGH PRESS. AIR COMPRESSOR	600 SCFM @ 100 PSIG	200 HP	90.0	90.0
146	1	AIR DRYER			2.0	2.0
147	1	UTILITIES AIR RECIEVER	2.3 m ³ (600 GAL.)		3.0	3.0
148	1	PROCESS AIR RECIEVER	5.85 m ³ (1550 GAL.)		7.8	7.8
		Sub Total Compressed Air Equipment				230.8
149		<u>LABORATORY</u>			150.0	150.0
		Sub Total Services Area Equipment				606.0
		GRAND TOTAL FOR PROCESS EQUIPMENT				6203.9

LISTADO Y COSTOS DE EQUIPOS DE PLANTA

ESTIMACIONES DE COSTO DE INSTALACIONES/EDIFICIOS. DISEÑO Y CONSTRUCCION. CAPITAL DE TRABAJO

<u>INSTALACIONES Y EDIFICIOS</u>		<u>FACTOR SOBRE VALOR EQUIPOS</u>		
150	ELECTRICIDAD (Materiales & Instalación)	factor 0.15		930.6
151	TUBERIAS (Materiales & Instalación)	factor 0.15		930.6
152	INSTRUMENTACION	factor 0.10		620.4
153	EDIFICIO PLANTA (Inc. servicios)	factor 0.30		1861.2
154	EDIF. AUXILIARES(Inc. servicios)	factor 0.10		620.4
Sub Total Instalaciones y Edificios				4963.1
155	FACILIDADES PLANTA (caminos, cerco)	factor 0.07		434.3
<u>DISEÑO Y CONSTRUCCION DE PLANTA</u>				
156	CONTRATISTAS Gastos Generales y Utilidades	factor 0.25		1551.0
157	Movilizacion Desmovilizacion	factor 0.08		397.0
158	INGENIERIA DEL PROYECTO. Inc.Factibilidad y Gerencia	factor 0.20		1240.8
159	CONTINGENCIAS	factor 0.15		930.6
160	Flete (cif, embalaje, agencia, inspeccion, seguro, fob, transp. mina, impuestos)	factor 0.20		1240.8
Sub Total Diseño y Construcción de Planta				5260.2
<u>CAPITAL DE TRABAJO</u>				
161	Repuestos p' stock inicial	2% Equipos Proceso		124.1
162	Capital de Trabajo	3 Meses Operación		2930.4
163	Carga inicial	6 Dias Operación		195.4
Sub Total Capital de Trabajo				3249.8

5.3.0 COSTO DE PRODUCCIÓN PLANTA

COSTOS VARIABLES DE PRODUCCION(Ver Cuadro V-5 Costo de Producción Proyecto lagunas)

5.3.1 Para las rubros de trabajo de la unidad minera (Geología, Mina, Planta, Gastos Generales y Servicios) se estiman costos fijos segun la explotación y tratamiento en US \$/TMS y los costos fijos correspondientes a planillas de empleados y obreros a partir de montos mensuales.

5.3.2 El costo total de la unidad minera estimado es de \$ 55 /tms de tratamiento, con un costo fijo anual de \$1'656,000.

5.3.3 Adicionalmente se tienen los rubros de Gastos Administrativos de la Oficina de Lima y los Gastos de Comercialización de Dore, cuyos montos son fijos mensualmente.

COSTOS TOTAL DE PRODUCCION PLANTA

5.3.4 El costo total de operación planta sumado el costo variable y costos fijos para un tratamiento anual de 180,000 TMS estimado para los seis años es de \$ 64.8/tms de tratamiento, que da un costo anual de tratamiento de US \$ 11'664,000, convertido da US \$ 87.25 / Oz Au (Equiv.).

CUADRO V - 5
COSTOS DE PRODUCCION "PROYECTO LAGUNAS"

DESCRIPCION		UNIDAD	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
GEOLOGIA								
Variable		US \$/TMS	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00
Fijo	\$12,500/mes	US \$ x 1000	150.00	150.00	150.00	150.00	150.00	150.00
MINA SUBTERRANEA								
Variable		US \$/TMS	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00
Fijo	\$45,000/mes	US \$ x 1000	540.00	540.00	540.00	540.00	540.00	540.00
PLANTA DE PROCESO								
Variable		US \$/TMS	16.30	16.30	16.30	16.30	16.30	16.30
Fijo	\$25,500/mes	US \$ x 1000	306.00	306.00	306.00	306.00	306.00	306.00
GASTOS GENERALES								
Variable		US \$/TMS	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Fijo	\$40,000/mes	US \$ x 1000	480.00	480.00	480.00	480.00	480.00	480.00
SERVICIOS GENERALES								
Variable		US \$/TMS	3.80	3.80	3.80	3.80	3.80	3.80
Fijo	\$15,000/mes	US \$ x 1000	180.00	180.00	180.00	180.00	180.00	180.00
TOTAL COSTOS								
Variable		US \$/TMS	55.60	55.60	55.60	55.60	55.60	55.60
Fijo		US \$ x 1000	1656.00	1656.00	1656.00	1656.00	1656.00	1656.00
GASTOS ADMINISTRATIVOS								
Oficina Lima	\$50,000/mes	US \$ x 1000	600.00	600.00	600.00	600.00	600.00	600.00
GASTOS COMERCIALIZACION								
Variable	1.50%	US \$ x 1000	557.11	557.11	557.11	557.11	557.11	557.11
Fijo	\$10,500/mes	US \$ x 1000	126.00	126.00	126.00	126.00	126.00	126.00
COSTO TOTAL OPERACIÓN			US \$/TMS	64.80	64.80	64.80	64.80	64.80
COSTO ANUAL (Fijo+ Variable)			US \$	11,664,000	11,664,000	11,664,000	11,664,000	11,664,000
COSTO OPERACION			US \$/ Oz Au (Equiv)	87.25	87.25	87.25	87.25	87.25

5.4.0 INVERSIONES DEL PROYECTO LAGUNAS

INVERSIONES EN ACTIVO FIJO(Ver Cuadro V-6 Inversiones por Realizarse Proyecto Lagunas).

5.4.1 En el acápite 4.2.0 se calcularon los costos de capital para la instalación de planta, que constituyen la inversión a efectuarse para poner operativo una planta de cianuración de 500 tmsd. Al igual se han hecho los cálculos de inversión en equipos para la operación de la mina y los servicios generales.

5.4.2 Los montos de inversión de mina, planta y servicios generales se estima en US \$ 21'039,384

5.4.3 Las inversiones intangibles en labores mineras, estudio de diseño de mina y planta, la cancha de relaves y los petitorios correspondientes se estiman en US \$ 10'710,165. Se considera para el cierre de operaciones un monto de US \$ 1'000,000.

5.4.4. El capital de trabajo se ha calculado en US \$ 3'249,800.

DEPRECIACIÓN

5.4.5 Para cada ítem de activo fijo se ha considerado un periodo de depreciación en años que varían de 6 a 30 años.

5.4.6 Para los equipos de la Mina, Planta y Servicios Generales se aplica la depreciación estimada calculando anualmente un amortización de US \$ 1'986.822.

FLUJO OPERATIVO (Ver Cuadro V-7 Flujo Operativo Proyecto Lagunas).

5.4.7 A partir de los ingresos estimados de la valorización de la producción anual y de los egresos por costos operativos de tratamiento, sumando los gastos de administración y de comercialización, sumando la amortizaciones por depreciación obtenemos la utilidad antes de impuestos anual en US \$22'207,027.

5.4.8 Luego de aplicar los impuestos obtenemos la utilidad neta y los fondos generados en US \$ 17'531,741.

5.4.9 El flujo de inversiones en el inicio se estima en US \$ 34'999,387.

VAN

5.4.10 El flujo de caja económico, nos permite calcular el Valor Actual Neta aplicando las tasas ajustadas según la amortización de la deuda, obteniendo US \$ 27,176,752.

CUADRO IV - 7
FLUJO OPERATIVO "PROYECTO LAGUNAS"

DESCRIPCIÓN	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
INGRESOS		37,140,964	37,140,964	37,140,964	37,140,964	37,140,964	37,140,964
EGRESOS		14,933,937	14,933,937	14,933,937	14,933,937	14,933,937	14,933,937
Costo variable		10,008,000	10,008,000	10,008,000	10,008,000	10,008,000	10,008,000
Costo fijo		1,656,000	1,656,000	1,656,000	1,656,000	1,656,000	1,656,000
Gastos administración		600,000	600,000	600,000	600,000	600,000	600,000
Gastos comercialización		683,114	683,114	683,114	683,114	683,114	683,114
Depreciación		1,986,822	1,986,822	1,986,822	1,986,822	1,986,822	1,986,822
Utilidad antes de impuestos		22,207,027	22,207,027	22,207,027	22,207,027	22,207,027	22,207,027
(-) Impuestos 30%		6,662,108	6,662,108	6,662,108	6,662,108	6,662,108	6,662,108
Utilidad neta		15,544,919	15,544,919	15,544,919	15,544,919	15,544,919	15,544,919
(+) Depreciación		1,986,822	1,986,822	1,986,822	1,986,822	1,986,822	1,986,822
FONDOS GENERADOS		17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741

FLUJO DE INVERSIONES

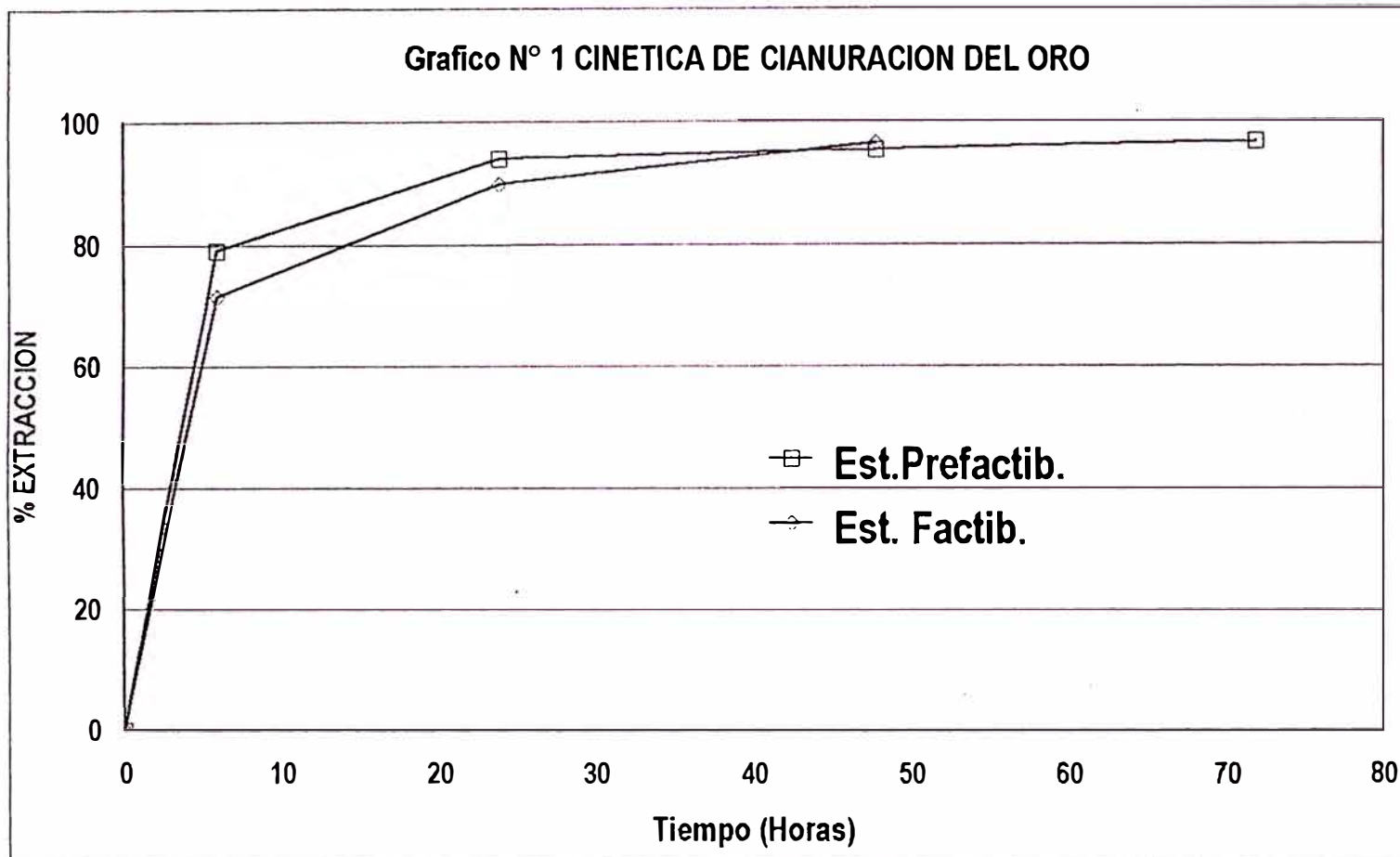
DESCRIPCIÓN	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
Inversión activo fijo	(21,039,384)	-	-	-	-	-	-
Inversión intangibles	(10,710,165)	-	-	-	-	-	-
Capital de trabajo	(3,249,838)	-	-	-	-	-	-
Recupero capital trabajo		-	-	-	-	-	3,249,838
Recup. Venta de activo		-	-	-	-	-	3,524,490
Imp. Venta de activo		-	-	-	-	-	-
Cierre de operaciones		-	-	-	-	-	(1,000,000)
FLUJO DE CAPITAL	(34,999,387)	-	-	-	-	-	5,774,328

FLUJO DE CAJA ECONOMICO

DESCRIPCIÓN	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
Flujo de capital	(34,999,387)	-	-	-	-	-	5,774,328
Flujo operativo	-	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741
FLUJO DE CAJA ECON.	(34,999,387)	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741	17,531,741	23,306,069
Tasa Ajustada		16.82%	18.03%	19.57%	21.55%	21.55%	21.55%
VANE	27,176,752	62,176,139	55,099,997	47,501,344	39,267,667	30,198,108	19,174,059

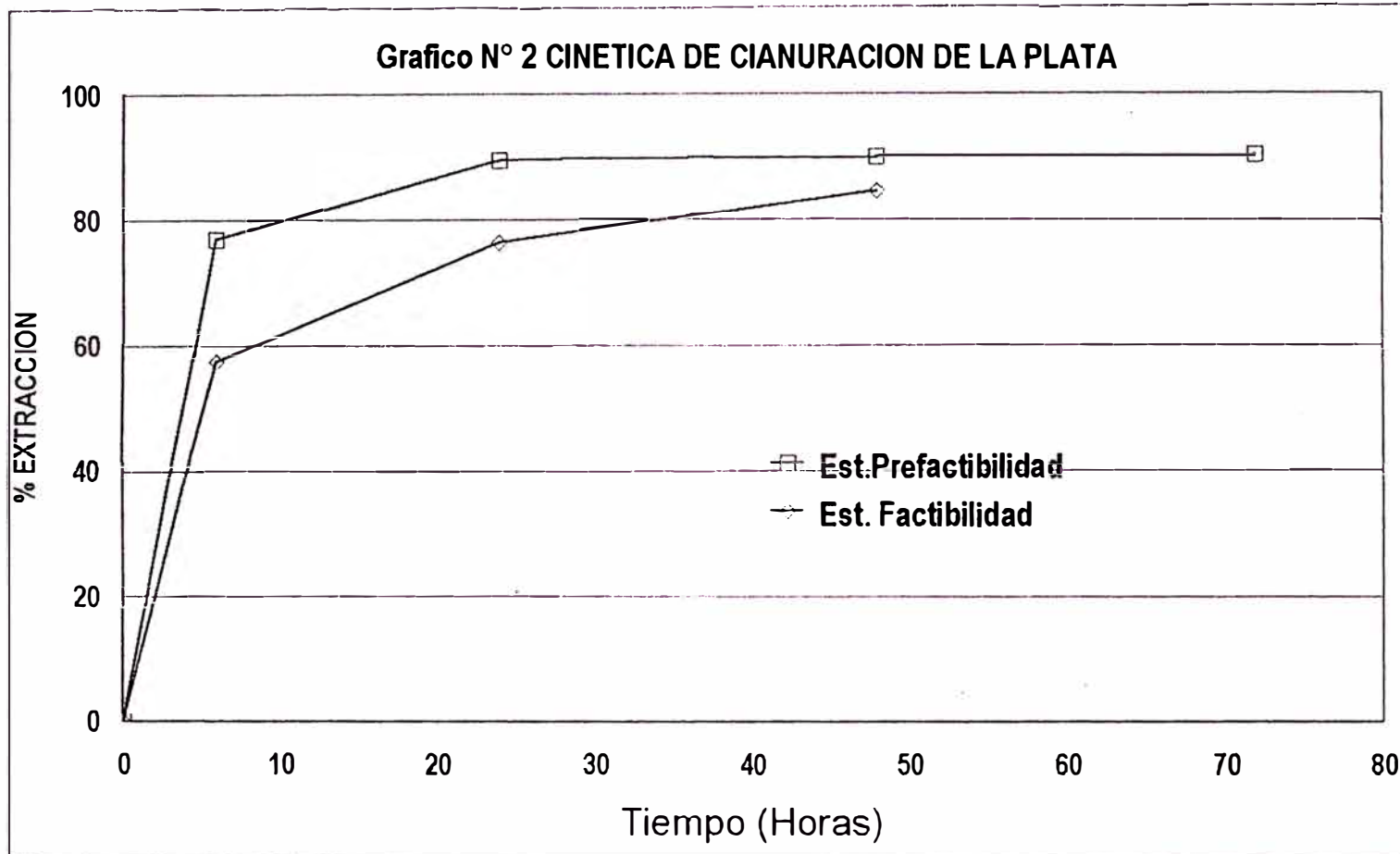
ANEXO I

CUADROS Y GRÁFICOS DE EVALUACION **METALÚRGICA**



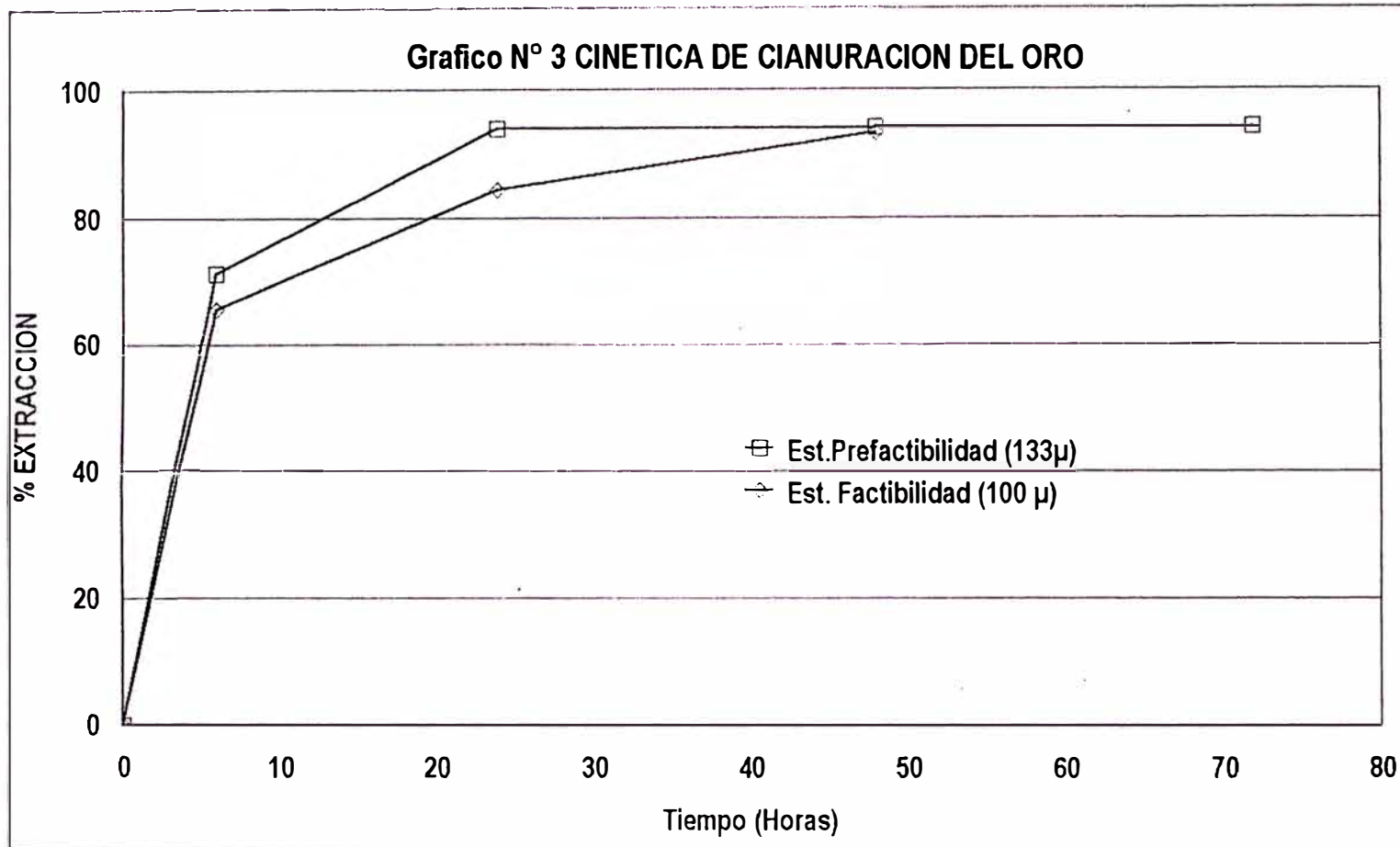
EVALUACION LABORATORIO	% EXTRACCIONES A DIFERENTES TIEMPOS DE CIANURACION			
	6	24	48	72
Tiempo (hr)	6	24	48	72
Est. Prefactib.	79.2	94.0	95.5	96.7
Est. Factib.	71.7	89.9	96.5	-

Condición : Mineral Lagunas , P80 = 65 micrones y 2 gr/l



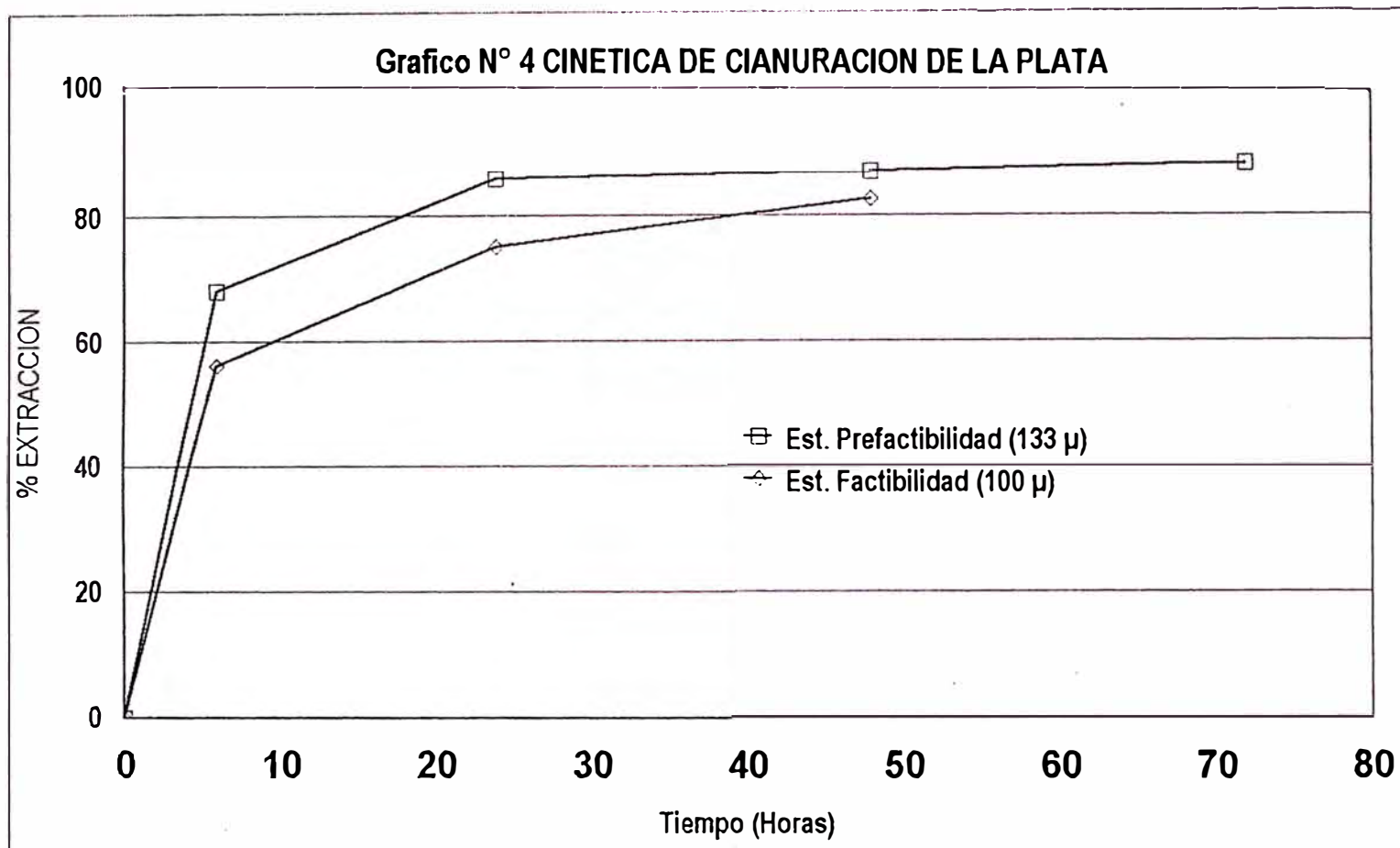
EVALUACION LABORATORIO	% EXTRACCIONES A DIFERENTES TIEMPOS DE CIANURACION			
	6	24	48	72
Tiempo (hr)	6	24	48	72
Est. Prefactibilidad	76.9	89.5	90.0	90.2
Est. Factibilidad	57.4	76.5	84.8	-

Condición : Mineral Lagunas , P80 = 65 micrones y 2 gr/l



EVALUACION LABORATORIO	% EXTRACCIONES A DIFERENTES TIEMPOS DE CIANURACION			
	6	24	48	72
Tiempo (hr)				
Est. Prefactibilidad (133 μ)	71.4	93.8	94.0	94.1
Est. Factibilidad (100 μ)	65.8	84.4	93.1	-

Condición : Min. Lagunas , P80 = 100-133 micrones y 2 gr/l



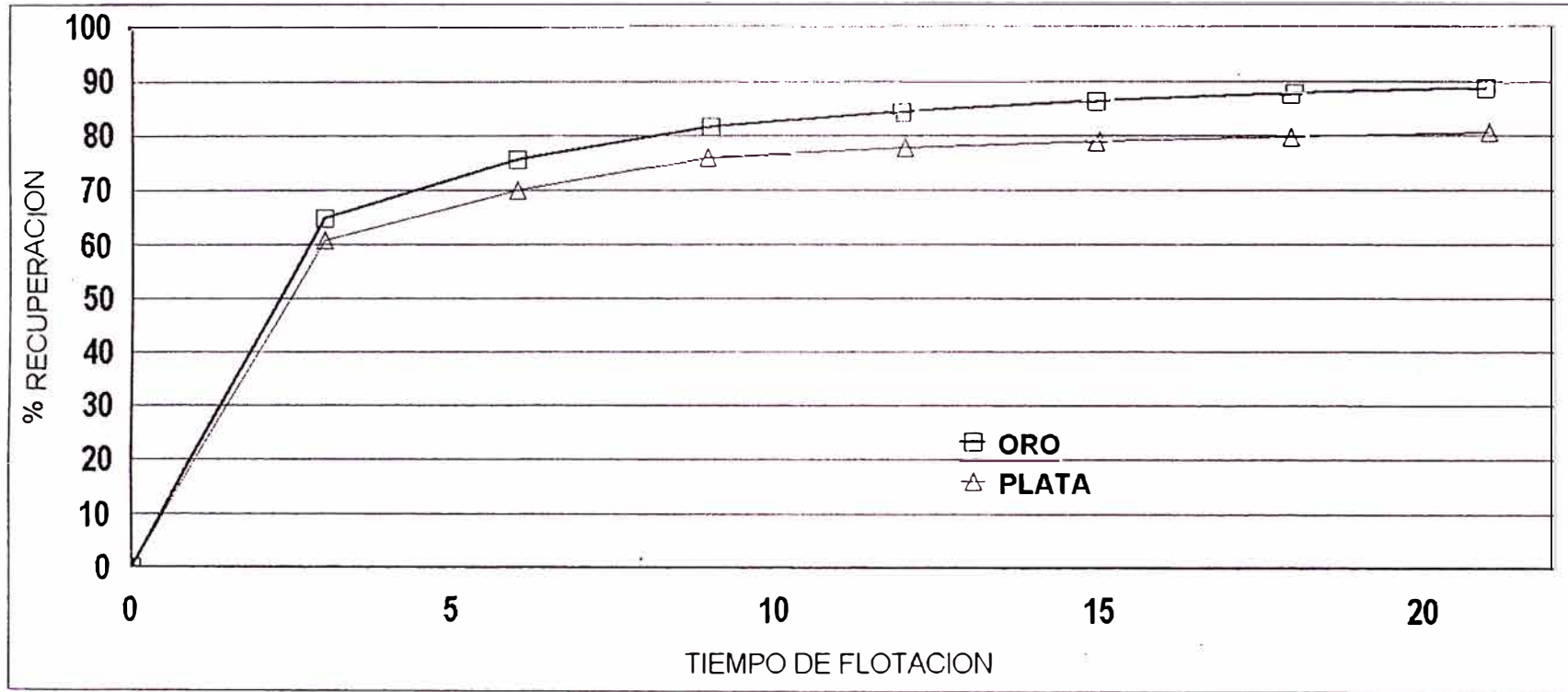
EVALUACION LABORATORIO	% EXTRACCIONES A DIFERENTES TIEMPOS DE CIANURACION			
	6	24	48	72
Tiempo (hr)	6	24	48	72
Est. Prefactibilidad	68.0	85.8	86.8	87.9
Est. Factibilidad	56.0	75.0	82.5	-

Condición : Min. Lagunas , 2 gr/l

GRAFICO N°5

CINETICA DE FLOTACION DE ORO Y PLATA

DE VETAS VICTORIA Y MARUJA



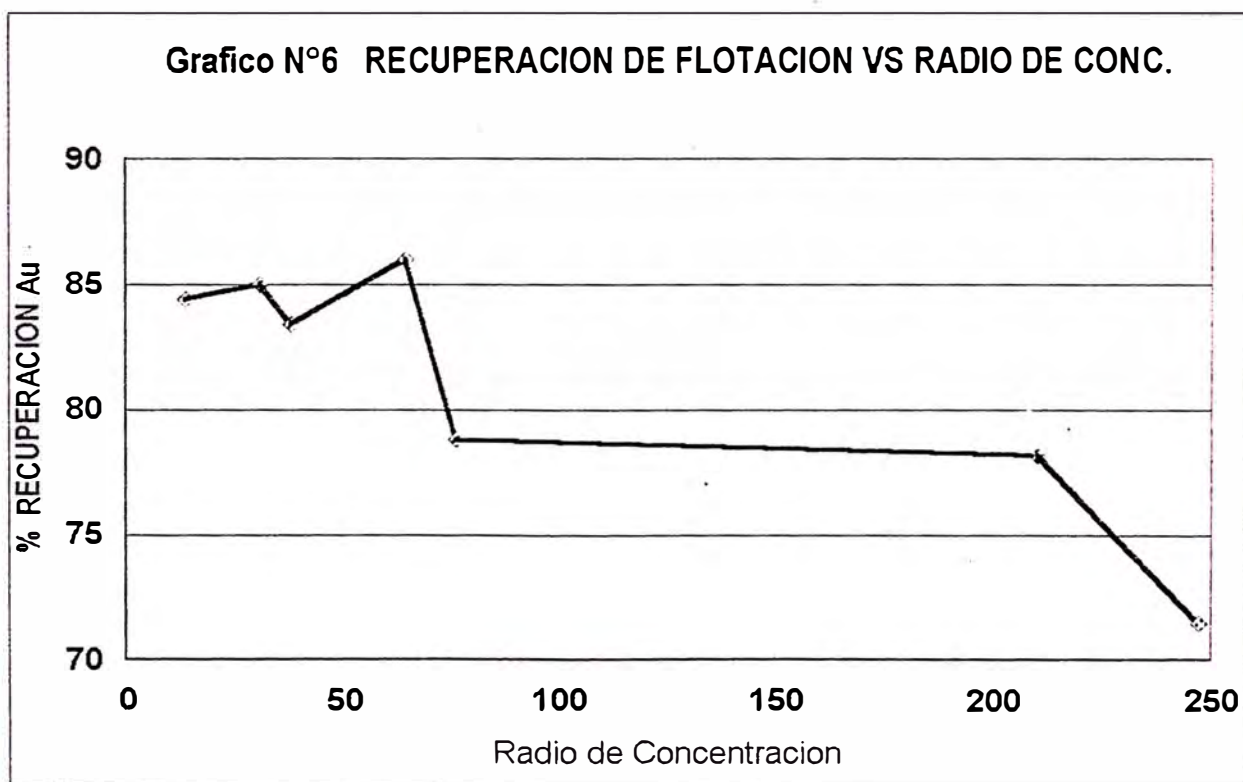
EVALUACION LABORATORIO	% RECUPERACIONES ACUMULADAS EN LA FLOTACION DE VICKY Y MARU							
	Tiempo (min)	0	3	6	9	12	15	18
ORO	0.0	64.7	75.5	81.5	84.4	86.3	87.7	88.8
PLATA	0.0	60.8	70.0	76.1	77.8	79.0	79.8	80.5

Condición : Compósito Lagunas, 75% -m 200, dosificación standard planta piloto Jupiter

VARIACION DE RECUPERACION DE FLOTACION CON RADIO CONCENTRACION

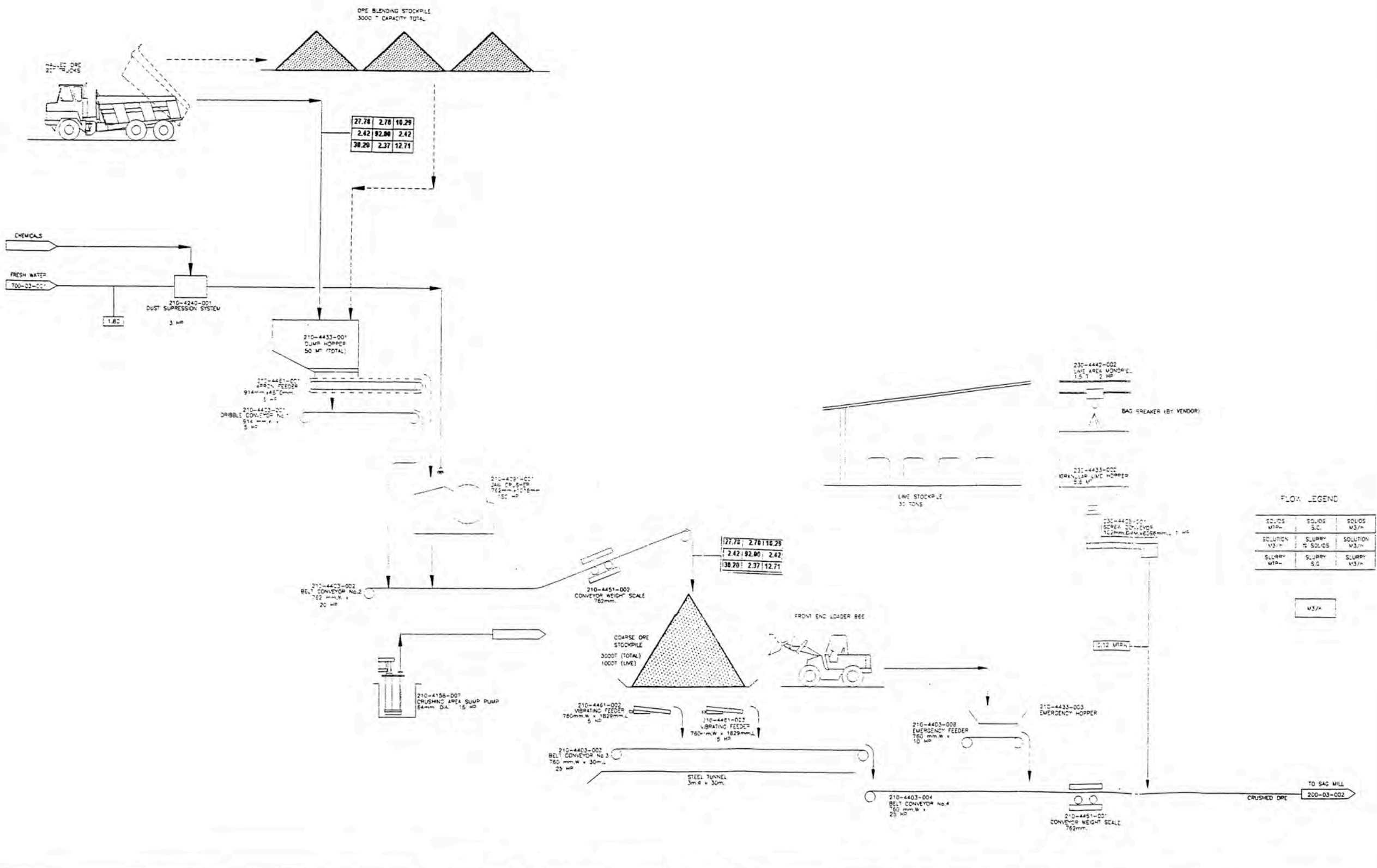
Condición : Mineral de Vicky , P80 = 65 micrones y 2 gr/l

EVALUACION LABORATORIO	MUESTRA N°						
	1596	1598	1600	1652	1653	1655	1598/1652
% RECUP.ORO	71.5	78.8	78.2	86.0	84.4	85.0	83.4
Radio de Conc.	247.3	76.3	210.3	64.3	13.9	31.0	38.2



ANEXO II

FLOW SHEET DE PLANTA



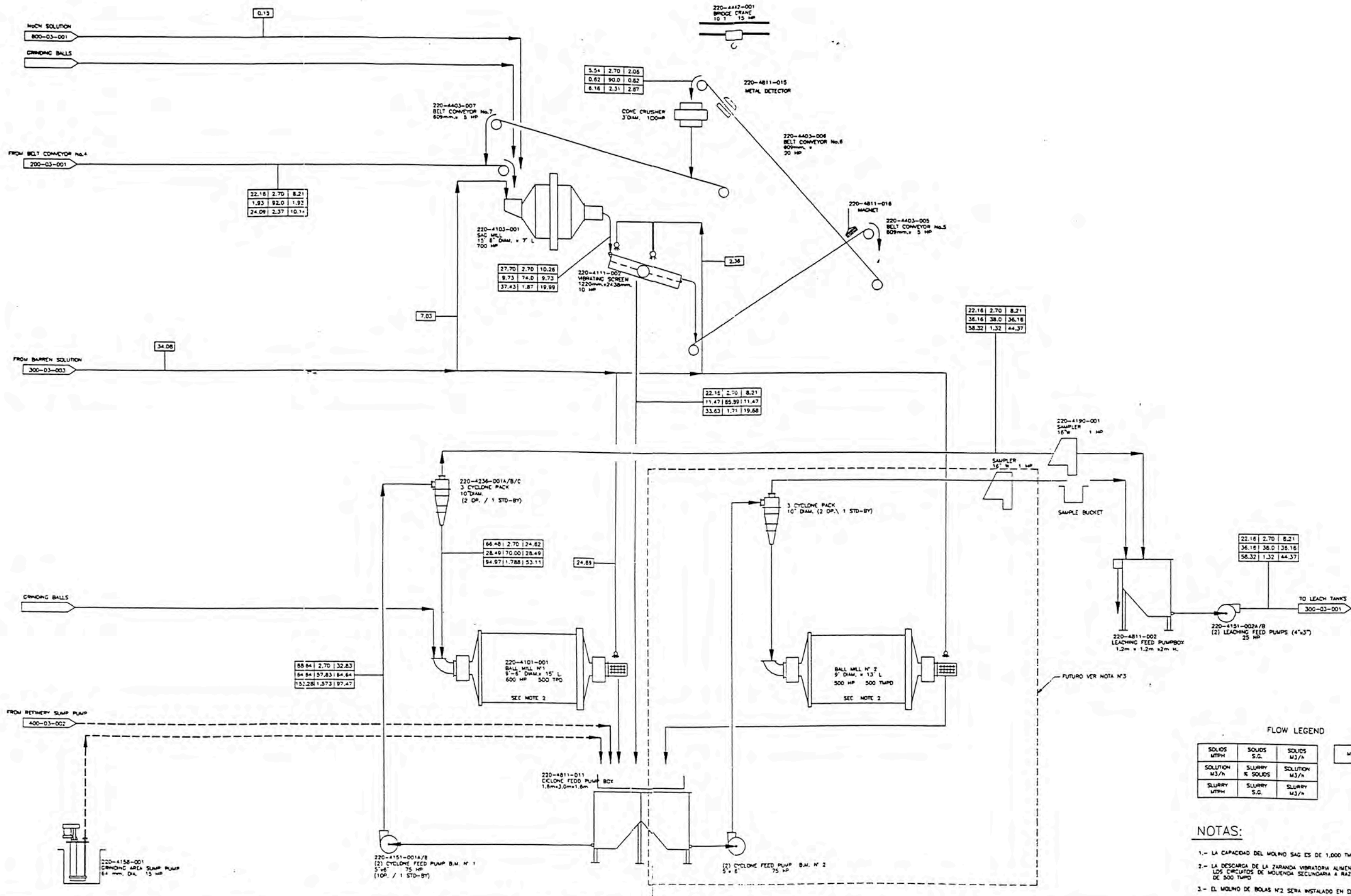
CIA. MINERA JUPITER S.A.C.
AREQUIPA

PROYECTO LAGUNAS
PLANTA 500 TMPD

DIAGRAMA DE FLUJOS
CHANCADO

DIAGRAMA
01

PLANO	REVISION	FECHA	DESCRIPCION
200-03-002	01		DIAGRAMA DE FLUJOS DE MOJENDA
			PLANCOS DE REFERENCIA



FLOW LEGEND

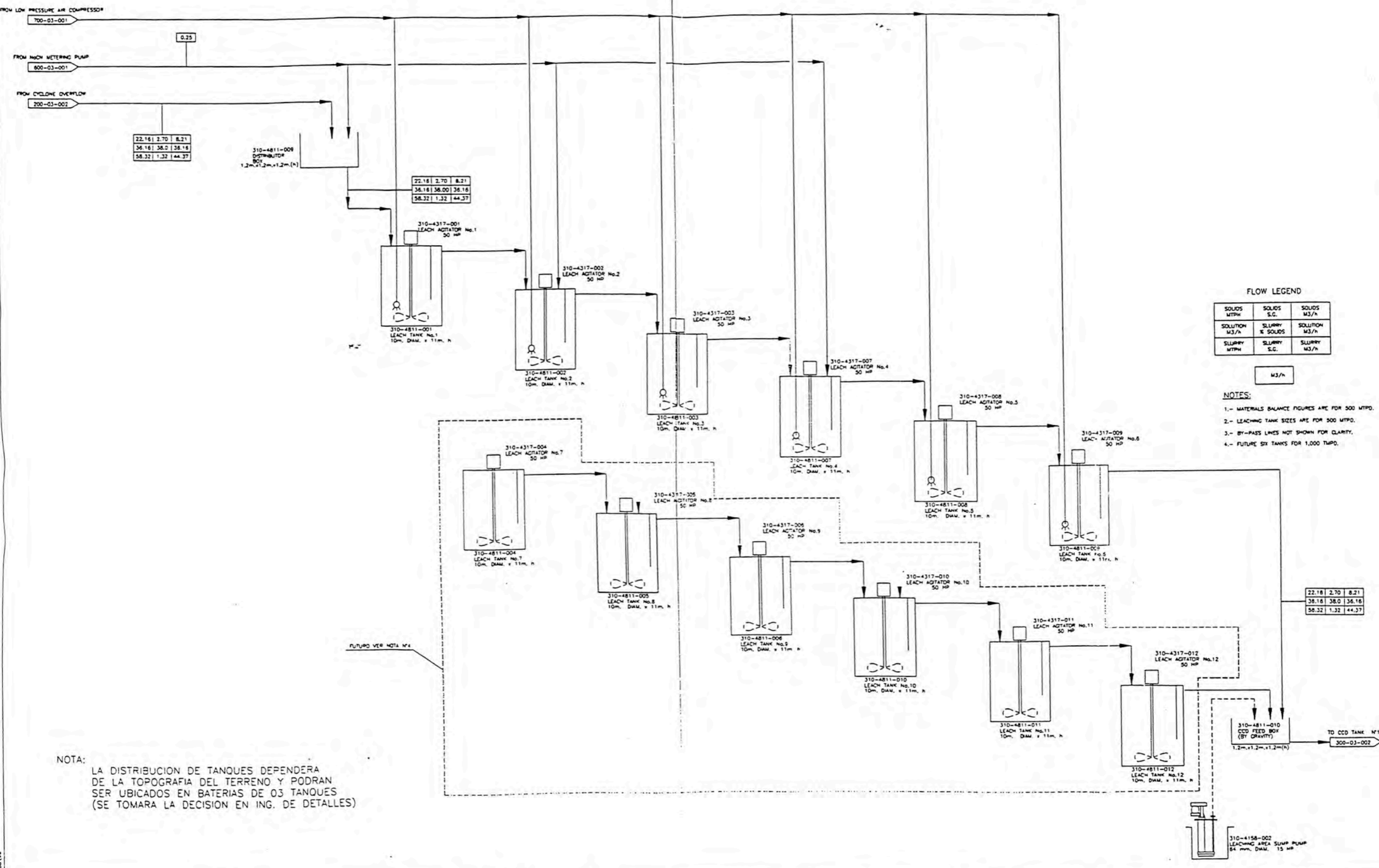
SOLIDS MTPH	SOLIDS S.C.	SOLIDS M3/h	M3/h
SOLUTION M3/h	SLURRY % SOLIDS	SOLUTION M3/h	
SLURRY MTPH	SLURRY S.C.	SLURRY M3/h	

- NOTAS:
- LA CAPACIDAD DEL MOLINO SAG ES DE 1,000 TMPD
 - LA DESCARGA DE LA ZARANDA VIBRATORIA ALIMENTARA LOS CIRCUITOS DE MOLINERIA SECUNDARIA A RAZON DE 500 TMPD
 - EL MOLINO DE BOLAS M2 SERA INSTALADO EN EL FUTURO

CIA. MINERA JUPITER S.A.C. AREQUIPA
 PROYECTO LAGUNAS PLANTA 500 TMPD
 DIAGRAMA DE FLUJOS MOLIENDA
 DIAGRAMA 02

PLANO NUMERO	PLANOS DE REFERENCIA	REVISION	FECHA	POR	DESCRIPCION
300-03-001	DIAGRAMA DE FLUJOS DE CHANARACION				
200-03-001	DIAGRAMA DE FLUJOS DE CHANADO				

SE GUARDA RESPONSA ASES. 17/08/98



FLOW LEGEND

SOLIDS MTPH	SOLIDS S.C.	SOLIDS M3/h
SOLUTION M3/h	SLURRY % SOLIDS	SOLUTION M3/h
SLURRY MTPH	SLURRY S.C.	SLURRY M3/h

M3/h

- NOTES:**
- 1.- MATERIALS BALANCE FIGURES ARE FOR 500 TMPD.
 - 2.- LEACHING TANK SIZES ARE FOR 500 TMPD.
 - 3.- BY-PASS LINES NOT SHOWN FOR CLARITY.
 - 4.- FUTURE SIX TANKS FOR 1,000 TMPD.

NOTA:
 LA DISTRIBUCION DE TANQUES DEPENDERA DE LA TOPOGRAFIA DEL TERRENO Y PODRAN SER UBICADOS EN BATERIAS DE 03 TANQUES (SE TOMARA LA DECISION EN ING. DE DETALLES)

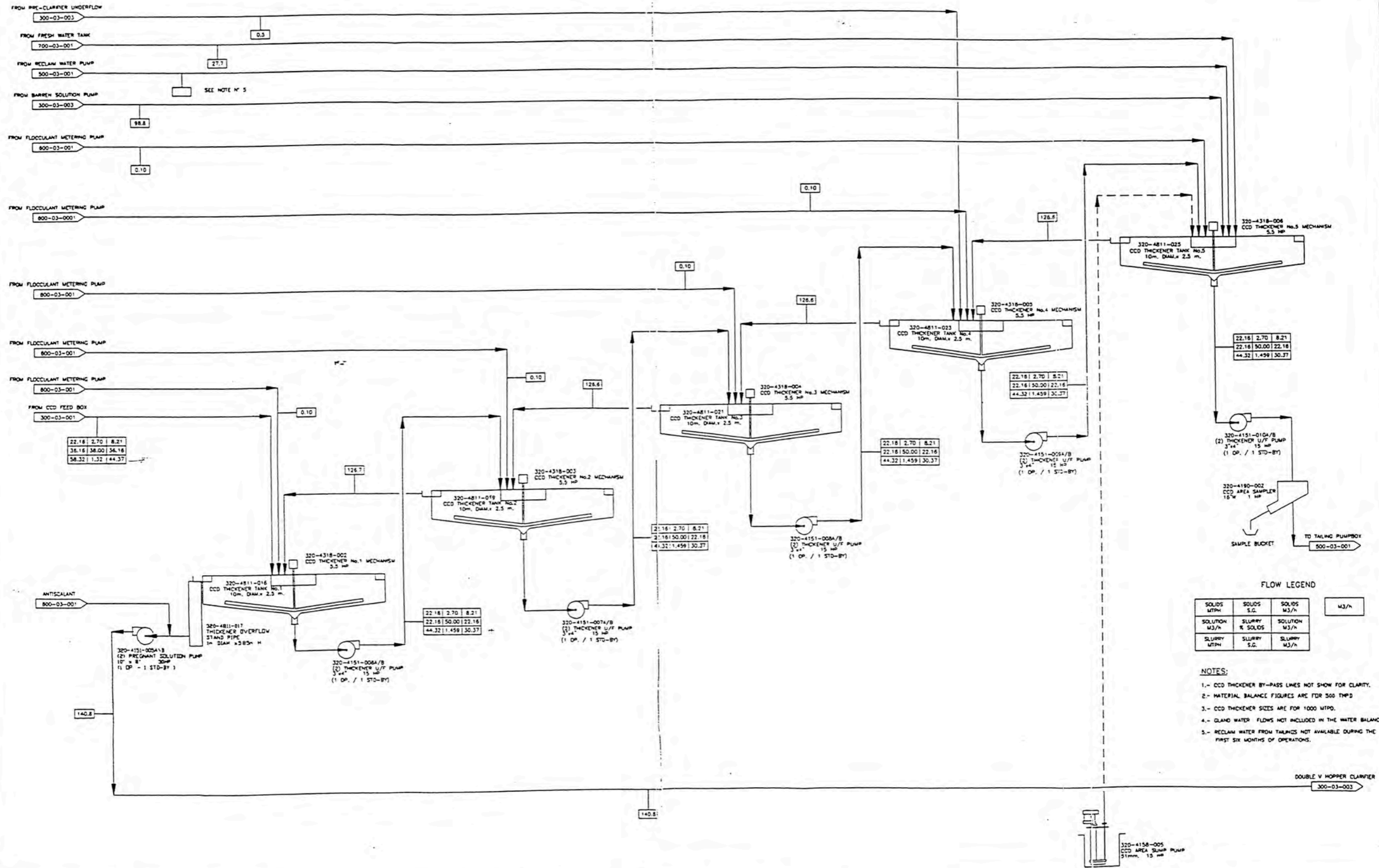
700-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE SERVICIOS
800-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE REACTIVOS
100-03-002	DIAGRAMA DE FLUJO LAVADO EN CONTRACORRIENTE
200-03-002	DIAGRAMA DE FLUJO DE MOLENORA
PLANO NUMERO	PLANOS DE REFERENCIA

CIA. MINERA JUPITER S.A.C.
 AREQUIPA

PROYECTO LAGUNAS
 PLANTA 500 TMPD

DIAGRAMA DE FLUJOS
 CIANURACION

DIAGRAMA
 03



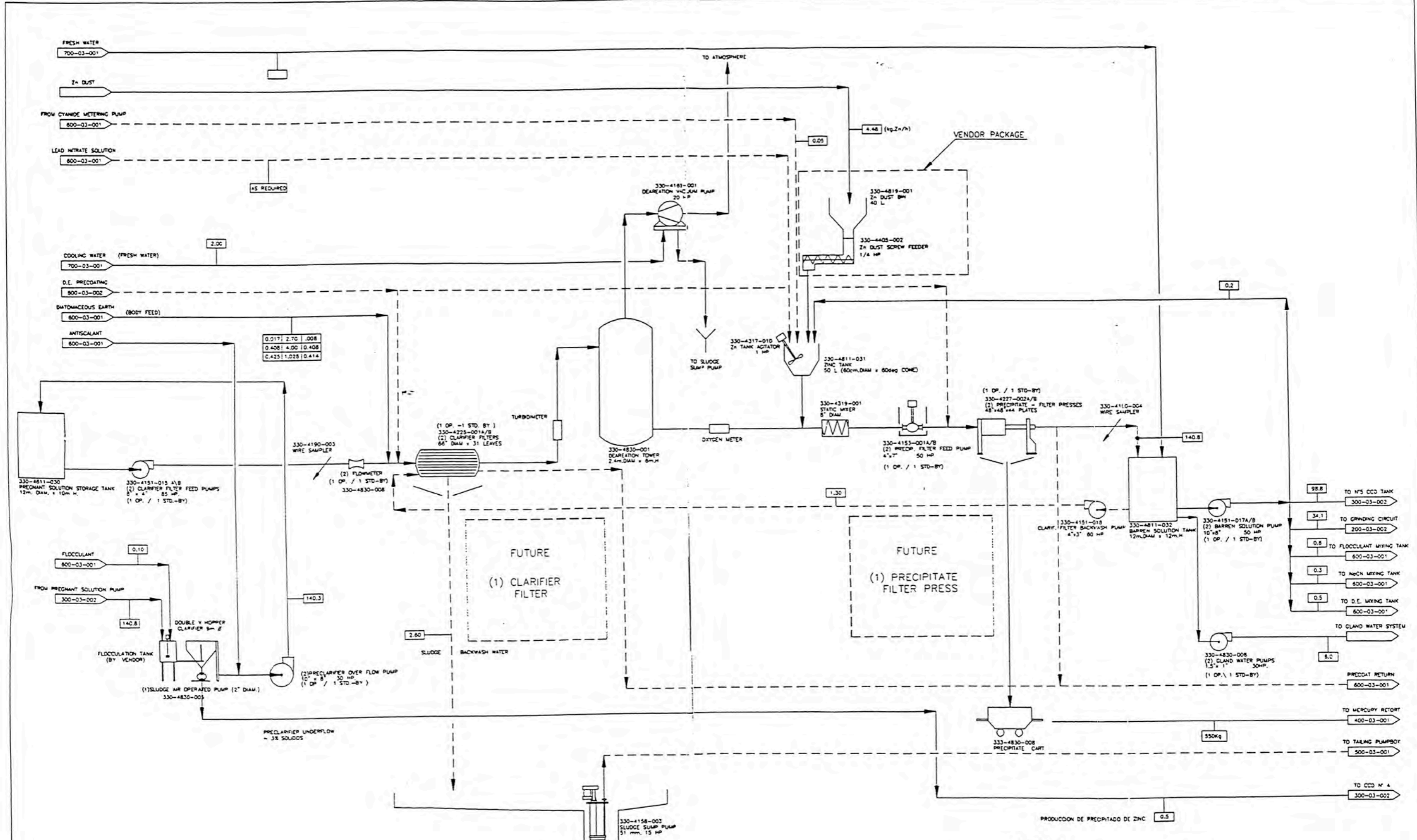
700-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE SERVICIOS								
800-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE REACTIVOS								
500-03-001	DIAGRAMA DE RELAVE Y RECUP. DE AGUA								
300-03-003	DIAGRAMA DE FILTRACION Y PRECIPITACION								
300-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE CANTONACION								
PLANO	PLANOS DE REFERENCIA	SECRETARÍA	CLIENTE	INGENIERO	REVISADO	Nº	DESCRIPCION	FECHA	POR
NUMERO							REVISION		

CIA. MINERA JUPITER S.A.C.
AREQUIPA

PROYECTO LAGUNAS
PLANTA 500 TMPD

DIAGRAMA DE FLUJOS
CCD

DIAGRAMA
04



FLOW LEGEND

SOLIDS	SOLIDS	SOLIDS	
M ³ /H	S.G.	M ³ /H	M ³ /H
SOLUTION	SOLUTION	SOLUTION	
M ³ /H	& SOLIDS	M ³ /H	
SLURRY	SLURRY	SLURRY	
M ³ /H	S.G.	M ³ /H	

NOTAS:

TODOS LOS FLUJOS SON PARA 500 T/MH
 TODOS LOS EQUIPOS ESTAN DISEÑADOS PARA
 1,000 T/MH CO EXCEPCION DE LOS FILTROS
 CLARIFICADORES Y FILTROS PRENSA
 PRODUCCION DE PRECIPITADOS DE ZINC PROMEDIO
 (550 Kg/dia) (numeros) CADA 2 DIAS

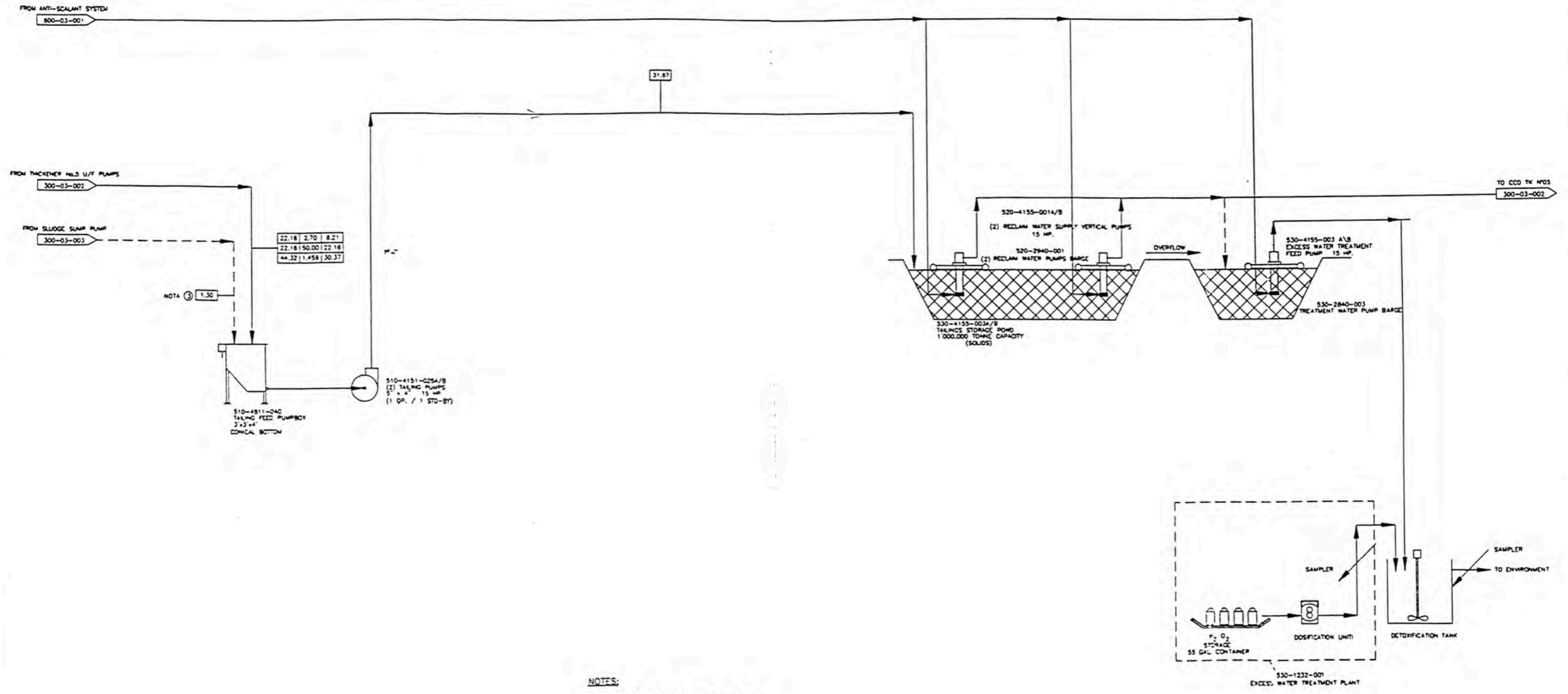
700-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE SERVICIOS								
800-03-001	DIAGRAMA DE FLUJO DE REACTIVOS								
500-03-001	DIAGRAMA DE RELAVE Y RECUP. DE AGUA								
300-03-002	DIAGRAMA DE FLUJOS CCD								
PLANO	PLANOS DE REFERENCIA	GERENTE	PROYECTO	CLIENTE	M ³ /H	PROYECTO	FECHA	POR	CLIENTE
NUMERO	REVISION								

CIA. MINERA JUPITER S.A.C.
AREQUIPA

PROYECTO LAGUNAS
PLANTA 500 TMPD

DIAGRAMA DE FLUJOS
MERRILL CROWE

DIAGRAMA
05



NOTA ③ 1.30

22.18	2.70	8.21
22.18	150.00	22.18
44.32	1.458	30.37

31.87

NOTES:

- 1.- MATERIALS BALANCE FIGURES ARE FOR 1,000 MTPD
- 2.- EQUIPMENT SIZES FOR 1000 MTPD ORE.
- 3.- ESTA OPERACION SE EFECTUARA 2 VECES AL DIA. EL TIEMPO ES DE UNA HORA APROXIMADAMENTE

FLOW LEGEND

SOLIDS M ³ /H	SOLIDS S.C.	SOLIDS M ³ /A	M ³ /H
SOLUTION M ³ /H	SLURRY & SOLIDS	SOLUTION M ³ /A	
SLURRY M ³ /H	SLURRY S.C.	SLURRY M ³ /A	

SECCION DE MISION ASES 17/08/78

800-03-001	DIAG. DE FLUJOS DE REACTIVOS								
300-03-003	DIAGRAMA DE FILTRACION Y REFINACION								
300-03-002	DIAGRAMA DE FLUJOS CCD								
	PLANOS DE REFERENCIA	GERENTE	CLIENTE	PROYECTO	REVISOR	Nº	DESCRIPCION	FECHA	POR
							REVISION		

CIA. MINERA JUPITER S.A.C.
AREQUIPA

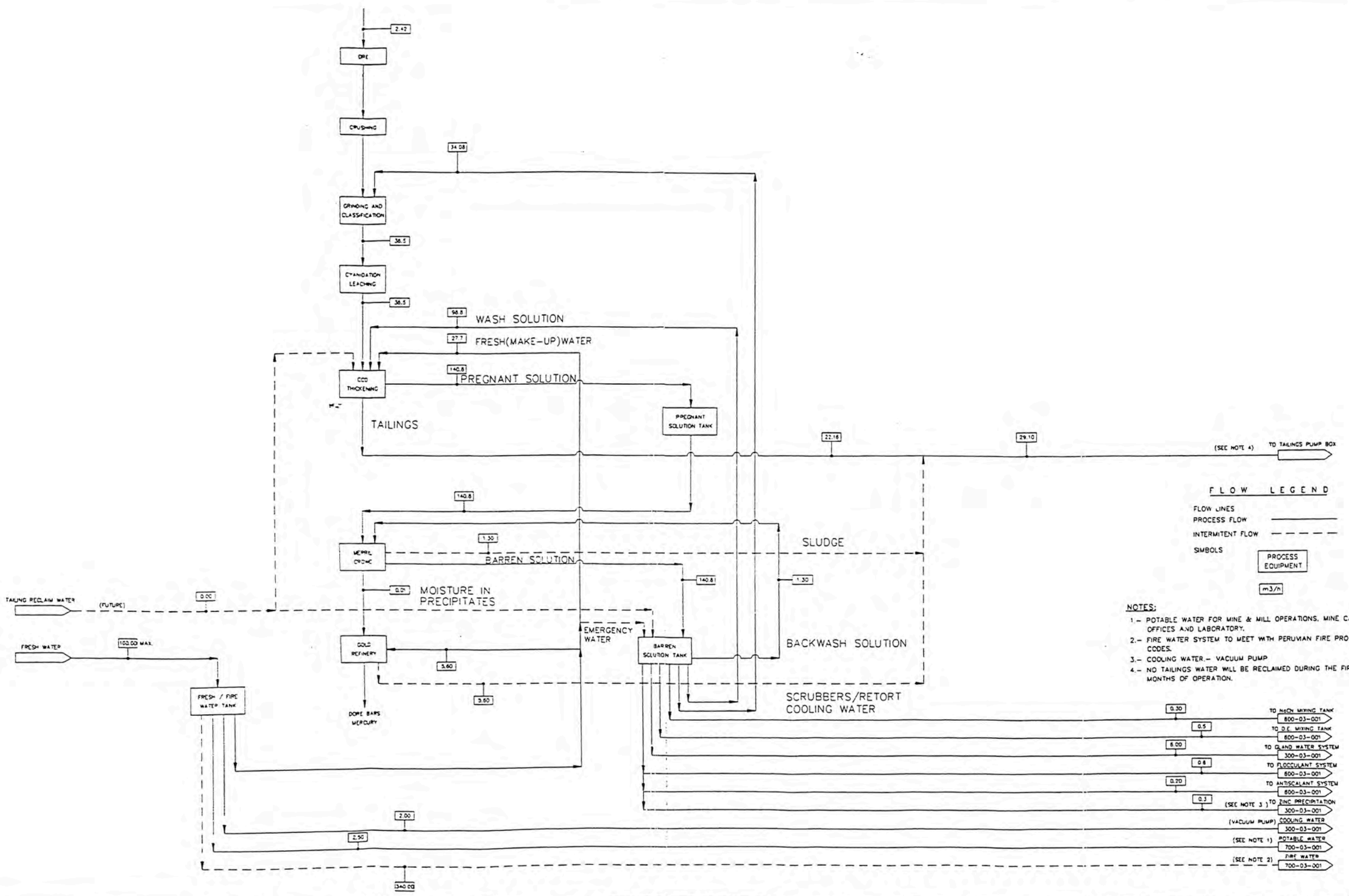
PROYECTO LAGUNAS
PLANTA 500 TMPD

DIAGRAMA DE FLUJOS
RELAVE

DIAGRAMA
06

SEGUNDA REVISION ARES 12\08\96

C
B
A
4

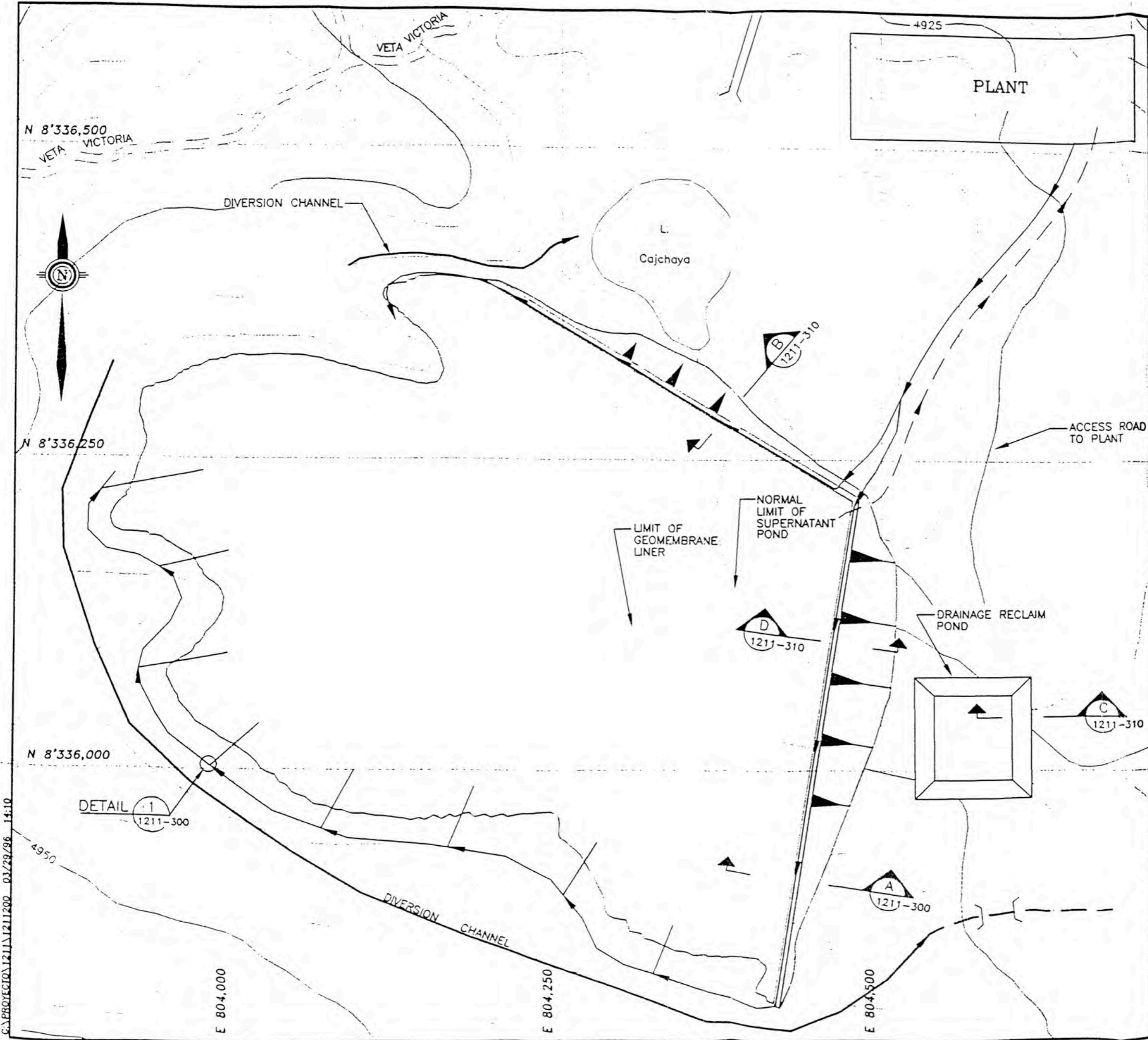


CIA. MINERA JUPITER S.A.C.
AREQUIPA

PROYECTO LAGUNAS
PLANTA 500 TMPD

DIAGRAMA DE FLUJOS
BALANCE DE AGUA

DIAGRAMA
08



LEGEND :

- Tailings Distribution Pipeline
- Reclaim Water Pipeline

NOTES :

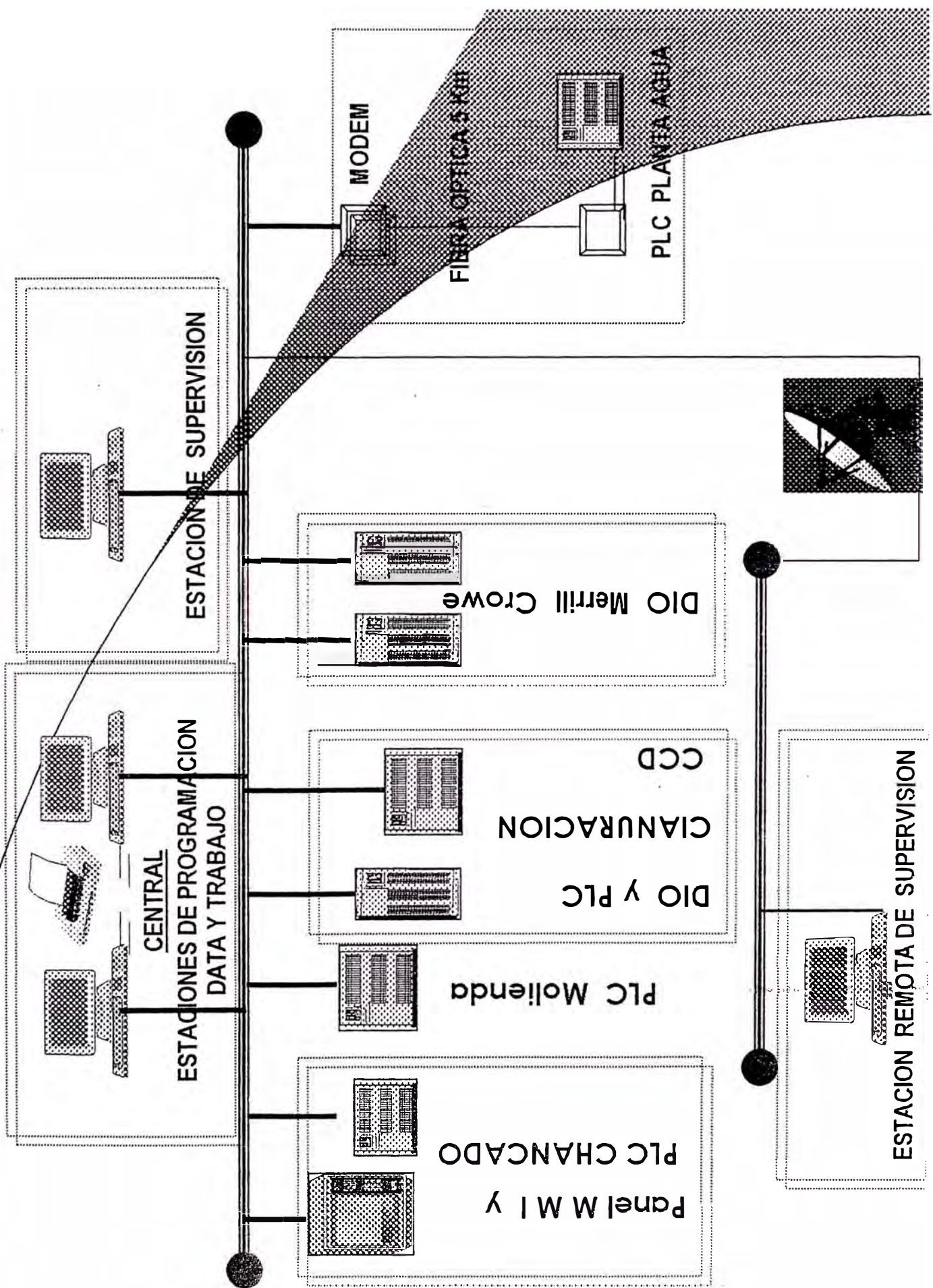
1. Layout shown is the ultimate limit for 1 million cubic meters storage volume.
2. Ultimate crest elevation = 4937 m.
3. Stage 1 construction to elevation 4933 meters could provide a storage volume of 500,000 m³.
4. A limited volume of supernatant water could be stored in the tailings facility, for example after a storm event.

Scale = 1:3000

CIA. MINERA JUPITER S.A.C. AREQUIPA	DIAGRAMA 09
PROYECTO LAGUNAS	
DIAGRAMA DE CANCHA DE RELAVES	

C:\PROYECTOS\1211\1211200_03\29/96_14:10

SISTEMA SCADA JUPITER



ANEXO III

REPORTES DE PRUEBAS INSITU

TEST DE CIANURACION EN BOTELLA

Test N° : **Nov 01**

Fecha : 05 / 11 / 95

Cetivo : Evaluar en mina (4,950 msnm) la influencia del nivel de O₂ en la extracción de Oro y Plata de la muestra 1598 - veta Vicky

Procedimiento La muestra fué pulpeada en una botella de 4.5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación en botella por 96 horas, a una velocidad de 50 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 6, 24, 48, 72 y 96 horas las que se analizaron por Au y Ag. A las 96 horas la pulpa fué lavada por decantación tres veces con agua. Todos los productos finales fueron analizados. Se trabajó en ambiente cerrado con calefacción eléctrica sobre 10°C.

CONDICIONES DE OPERACION

Cantidad	500 gr.	Peso de Pulpa
Volumen Solucion	1000 ml.	
% Sólidos	33 %	06 hrs 1,485.0 gr
Composición Solución :	2.0 gr/l Na CN	24 hrs 1474.7 gr
Rango pH :	10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs 1451.5 gr
Molienda	29 min con molino bolas @ 50% sól.	72 hrs 1427.5 gr
Velocidad de agitación :	50 rpm	96 hrs 1404.3 gr

Consumo de reactivos (kg/t alimentación) Na CN : 1.40
Ca (OH)₂ : 0.90

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °C
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
0 - 2	2.04	0.60	2.00	0.45	1.80	-	0.20	0.45	10.5	2.9	11.0
2 - 6	0.20	-	0.20	-	1.80	-	0.20	-	10.5	2.8	10.5
6 - 24	0.20	-	0.20	-	1.90	-	0.10	-	11.0	1.5	7.1
24 - 48	0.10	-	0.10	-	2.00	-	0.00	-	11.0	3.0	13.0
48 - 72	0.00	-	0.00	-	1.90	-	0.10	-	11.0	3.4	12.2
72 - 96	0.10	-	0.10	-	1.90	-	0.10	-	11.0	2.9	13.0
Total	2.64	0.60	2.60	0.45	1.90	0.00	0.70	0.45			

Balance Metalúrgico

Productos	Análisis Químicos				% Distribución		Extracción Estimada	
	Cantidad g, ml	g/l, mg/l						
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Solución 6 hrs	20.0	7.8	70.2	0.9	0.7	42.7	34.1	
Solución 24 hrs	20.0	12.5	124.4	1.4	1.2	67.7	59.8	
Solución 48 hrs	20.0	15.0	153.4	1.7	1.5	79.3	72.0	
Solución 72 hrs	20.0	17.9	163.0	2.0	1.6	90.3	74.6	
Solución 96 hrs	910.2	16.7	167.0	84.5	75.0	90.4	80.0	
Residuo	494.1	3.5	82.0	9.6	20.0			
Plata (calculada)		36.0	405.5					
Plata (analizada)			366.1					

TEST DE CIANURACION EN BOTELLA

Test N° : **Nov 02**

Fecha : 05 / 11 / 95

Objetivo : Evaluar en mina (4,950 msnm) la influencia del nivel de O₂ en la extracción de Oro y Plata de la muestra 1652 - veta Maru..

Procedimiento La muestra fué pulpeada en una botella de 4.5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación en botella por 96 horas, a una velocidad de 50 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 6, 24, 48, 72 y 96 horas las que se analizaron por Au y Ag. A las 96 horas la pulpa fué lavada por decantación tres veces con agua. Todos los productos finales fueron analizados. Se trabajó en ambiente cerrado con calefacción eléctrica sobre 10°C.

CONDICIONES DE OPERACION

Alimentación	500 gr.	Peso de Pulpa
Volumen Solucion	1000 ml.	
% Sólidos	33 %	06 hrs 1,487.4 gr
Composición Solución	2.0 gr/l Na CN	24 hrs 1482.4 gr
Rango pH	10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs 1464.6 gr
Molienda	31 min con molino bolas @ 50% sól.	72 hrs 1443.5 gr
Velocidad de agitación	50 rpm	96 hrs 1411.8 gr

Consumo de reactivos (kg/t alimentación)

Na CN : 2.00
Ca (OH)₂ : 0.76

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
0 - 2	2.04	0.50	2.00	0.38	1.80	-	0.20	0.38	10.5	3.0	12.0
2 - 6	0.20	-	0.20	-	1.80	-	0.20	-	10.5	2.5	11.0
6 - 24	0.20	-	0.20	-	1.80	-	0.20	-	11.0		
24 - 48	0.20	-	0.20	-	1.60	-	0.40	-	11.0	3.8	12.6
48 - 72	0.41	-	0.40	-	2.00	-	0.00	-	11.0	3.3	12.0
72 - 96	0.00	-	0.00	-	2.00	-	0.00	-	11.0	2.9	12.9
Total	3.06	0.50	3.00	0.38	2.00	-	1.00	0.38			

Balace Metalúrgico

Productos	Análisis Químicos				% Distribución		Extracción Estimada		
	Cantidad g, ml	g/l, mg/l		Au	Ag	Au	Ag	Extracción Estimada	
		Au	Ag					Au	Ag
Solución 6 hrs	20.0	1.6	71.6	0.6	0.4	31.1	20.5		
Solución 24 hrs	20.0	3.3	197.4	1.3	1.1	63.9	56.3		
Solución 48 hrs	20.0	3.4	237.9	1.3	1.4	64.7	66.7		
Solución 72 hrs	20.0	3.9	262.0	1.5	1.5	72.5	71.8		
Solución 96 hrs	921.8	4.6	294.2	83.6	78.8	88.4	83.2		
Residuo	490.0	1.2	117.8	11.6	16.8				
Chabeza (calculada)		10.1	688.6						
Chabeza (analizada)		10.5	569.6						

TEST DE CIANURACION EN BOTELLA

Test N° : **Nov 03**

Fecha : 05 / 11 / 95

Objetivo : Evaluar en mina (4,950 msnm) la influencia del Nivel de O₂ en la extracción de Oro y Plata de la muestra 1598 - veta Vicky.

Procedimiento : La muestra fué pulpeada en una botella de 4.5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación en botella por 48 horas, a una velocidad de 50 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24 y 48 horas las que se analizaron por Au y Ag. A las 48 horas la pulpa fué lavada por decantación tres veces con agua. Todos los productos finales fueron analizados. Se trabajó en ambiente cerrado con calefacción eléctrica sobre 10°C.

CONDICIONES DE OPERACION

Alimentación	: 500 gr.	Peso de pulpas
Volumen Solucion	: 1000 ml.	
% Solidos	: 33 %	12 hrs 1479.8
Composición Solución	: 2.0 gr/l Na CN	24 hrs 1451.4
Rango pH	: 10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs 1427.3
Molienda	: 29 min con molino bolas @ 50% sól.	
velocidad de agitación	: 50 rpm	

Consumo de reactivos (kg/t alimentación) Na CN : 4.40
Ca (OH)₂ : 1.06

Tiempo	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °C
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
Horas	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
0 - 4	2.04	0.70	2.00	0.53	0.40	-	1.60	0.53	11.0	4.3	14.5
4 - 12	1.63	-	1.60	-	1.60	-	0.40	-	12.0	4.4	10.8
12 - 24	0.41	-	0.40	-	1.80	-	0.20	-	12.0	3.9	14.5
24 - 48	0.20	-	0.20	-	2.00	-	0.00	-	11.5	3.0	10.5
-	-	-	-	-	-	-	-	-			
-	-	-	-	-	-	-	-	-			
Total	4.28	0.70	4.20	0.53	2.00	-	2.20	0.53			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químicos g/l, mg/l		% Distribución		Extracción Estimada	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Solución 12 hrs	20.0	5.6	48.1	0.6	0.5	30.5	23.9
Solución 24 hrs	20.0	10.9	85.4	1.2	0.9	57.7	41.1
Solución 48 hrs	952.0	15.7	121.0	83.1	58.3	84.9	59.7
Residuo	475.3	5.7	167.7	15.1	40.3		
Cabeza (calculada)		36.0	395.1				
Cabeza (analizada)			366.1				

TEST DE CIANURACION EN BOTELLA

Test N° : **Nov 04**

Fecha : 05 / 11 / 95

Objetivo Evaluar en mina (4,950 msnm) la influencia del Nivel de O₂ en la extracción de Oro y Plata de la muestra 1652 - veta Maru.

Procedimiento La muestra fué pulpeada en una botella de 4.5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación en botella por 48 horas, a una velocidad de 50 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24 y 48 horas las que se analizaron por Au y Ag. A las 48 horas la pulpa fué lavada por decantación tres veces con agua. Todos los productos finales fueron analizados. Se trabajó en ambiente cerrado con calefacción eléctrica sobre 10°C.

CONDICIONES DE OPERACION

Alimentación	500 gr.	Peso de pulpas	
Volumen Solucion	1000 ml.		
% Solidos	33 %	12 hrs	1492.4
Composición Solución	2.0 gr/l Na CN	24 hrs	1467.3
Rango pH	10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs	1443.1
Molienda	31 min con molino bolas @ 50% sól.		
Velocidad de agitación	50 rpm		

Consumo de reactivos (kg/t alimentación) Na CN : 4.20
Ca (OH)₂ : 0.60

Tiempo	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
Horas	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
0 - 4	2.04	0.40	2.00	0.30	0.50	-	1.50	0.30	11.0	4.0	14.0
4 - 12	1.53	-	1.50	-	1.50	-	0.50	-	12.0	4.0	9.8
12 - 24	0.51	-	0.50	-	2.00	-	0.00	-	12.0	3.3	14.0
24 - 48	0.00	-	0.00	-	1.90	-	0.10	-	12.0	3.1	10.0
-	-	-	-	-	-	-	-	-			
-	-	-	-	-	-	-	-	-			
Total	4.08	0.40	4.00	0.30	1.90	-	2.10	0.30			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químicos g/l, mg/l		% Distribución		Extracción Estimada	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Solución 12 hrs	20.0	1.3	104.2	0.5	0.7	24.8	35.4
Solución 24 hrs	20.0	2.5	149.2	1.0	1.0	46.5	49.4
Solución 48 hrs	951.8	4.2	196.0	76.8	63.8	78.3	65.5
Residuo	491.3	2.3	205.0	21.7	34.5		
Cabeza (calculada)		10.4	584.7				
Cabeza (analizada)		10.8	566.1				

TEST DE CIANURACION CON AGITACION MECANICA

Test N° : 05

Fecha : 05 / 11 / 95

Objetivo : Evaluar en mina (4,950 msnm) la influencia de la agitación mecánica en el nivel de O₂ y en la extracción de Oro y Plata de la muestra 1598 - veta Vicky.

Procedimiento La muestra fué pulpeada con agua en un vaso de 5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se realizó mediante agitación con un impulsor a una velocidad de 300 rpm. en 48 horas. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24 y 48 horas las que se analizaron por Au y Ag. A las 48 horas la pulpa fué lavada por decantación tres veces con agua. Todos los productos finales fueron analizados. Se trabajó en ambiente cerrado con calefacción eléctrica sobre 10°C.

CONDICIONES DE OPERACION

Alimentación	500 gr.	Peso de pulpas
Volumen Solucion	1000 ml.	
% Solidos	33 %	12 hrs 1312.2
Composición Solución	2.0 gr/l Na CN	24 hrs 1088.3
Rango pH	10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs 1083.7
Molienda	29 min con molino bolas @ 50% sól.	
Velocidad de agitación	300 rpm	

Consumo de reactivos (kg/t alimentación) Na CN : 8.80
Ca (OH)₂ : 1.10

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
0 - 2	2.04	0.70	2.00	0.53	1.40	-	0.60	0.53	11.0	6.2	9.5
2 - 6	0.61	-	0.60	-	1.70	-	0.30	-	11.0	6.1	9.9
6 - 12	0.31	-	0.30	-	1.40	-	0.60	-	11.0	5.7	9.9
12 - 24	0.61	-	0.60	-	0.70	-	1.30	-	11.0	5.1	13.0
24 - 48	1.33	-	1.30	-	0.40	-	1.60	-	11.0	6.6	12.8
-	-	-	-	-	-	-	-	-			
Total	4.90	0.70	4.80	0.53	0.40	-	4.40	0.53			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químicos g/l, mg/l		% Distribución		Extracción Estimada	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Solución 12 hrs	20.0	12.1	92.8	1.7	0.9	70.0	38.2
Solución 24 hrs	20.0	15.5	146.0	2.2	1.5	65.0	43.5
Solución 48 hrs	590.2	20.5	205.0	86.2	61.3	90.2	63.7
Residuo	493.5	2.8	145.0	9.8	36.3		
Cabeza (calculada)		28.1	394.6				
Cabeza (analizada)			386.5				

TEST DE CIANURACION CON AGITACION MECANICA

Test N° : **Nov 06**

Fecha : 05 / 11 / 95

Objetivo : Evaluar en mina (4,950 msnm) la influencia de la agitación mecánica en el nivel de O₂ y en la extracción de Oro y Plata de la muestra 1598 - veta Maru.

Procedimiento : La muestra fué pulpeada con agua en un vaso de 5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se realizó mediante agitación en botella por 48 horas, a una velocidad de 50 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24 y 48 horas las que se analizaron por Au y Ag. A las 48 horas la pulpa fué lavada por decantación tres veces con agua. Todos los productos finales fueron analizados. Se trabajó en ambiente cerrado con calefacción eléctrica sobre 10°C.

CONDICIONES DE OPERACION

Alimentación	500 gr.	Peso de pulpas
Volumen Solución	1000 ml.	
% Sólidos	33 %	12 hrs 1493.8
Composición Solución	2.0 gr/l Na CN	24 hrs 1299
Rango pH	10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs 1162.8
Molienda	31 min con molino bolas @ 50% sól.	
Velocidad de agitación	300 rpm	

Consumo de reactivos (kg/t alimentación) Na CN : 7.80
Ca (OH)₂ : 1.20

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
0 - 2	2.04	0.80	2.00	0.60	0.40	-	1.60	0.60	11.0	5.5	9.3
2 - 6	1.63	-	1.60	-	1.50	-	0.50	-	11.0	6.8	9.6
6 - 12	0.51	-	0.50	-	1.70	-	0.30	-	11.0	6.0	10.1
12 - 24	0.31	-	0.30	-	1.50	-	0.50	-	12.0	5.2	12.8
24 - 48	0.51	-	0.50	-	1.00	-	1.00	-	11.0	5.7	12.8
-	-	-	-	-	-	-	-	-			
Total	5.00	0.80	4.90	0.60	1.00	-	3.90	0.60			

Balance Metalúrgico

Productos	Análisis Químicos				% Distribución		Extracción Estimada	
	Cantidad g, ml	g/l, mg/l						
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Solución 12 hrs	20.0	3.2	191.2	1.2	1.5	57.7	72.1	
Solución 24 hrs	20.0	3.5	264.2	1.3	2.0	50.8	80.1	
Solución 48 hrs	666.8	6.5	305.0	78.7	77.2	81.1	80.6	
Residuo	496.0	2.1	102.9	18.9	19.4			
Cabeza (calculada)		11.0	527.0					
Cabeza (analizada)		10.9	521.2					

TEST DE CIANURACION EN BOTELLA

Test N°: **ENE. 01**

echa : : 29 / 01 / 96

Objetivo : Confirmar la extracción del oro y plata en Lagunas (4,950 msnm) aplicando comparativamente la cianuración por agitación en botella, de la muestra No 1 (Compósito de reservas Lagunas, Enero-96).

Procedimiento : La muestra fué pulpeada en una botella de 4.5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación en botella por 96 horas, a una velocidad de 25 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24, 36, 48, 60, 72, 84 y 96 horas las que se analizaron por Au y Ag. Al final la pulpa fué lavada por decantación cuatro veces con agua. Se trabajó en ambiente cerrado sin calefacción eléctrica. Se efectuó reposición de agua.

CONDICIONES DE OPERACION

Peso de Pulpa

Alimentación	:	500 gr.	Inicio	1,502.0 gr
Volumen Solucion	:	1000 ml.	12 hrs	1,498.0 gr
% Solidos	:	33 %	24 hrs	1,496.5 gr
Concentración	:	2.0 gr/l Na CN	36 hrs	1,500.0 gr
Rango pH	:	10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs	1,498.5 gr
Molienda	:	86.5% -m200	60 hrs	1,500.5 gr
Velocidad de agitación	:	25 rpm	72 hrs	1,499.0 gr
			84 hrs	1,498.2 gr
			96 hrs	1,501.6 gr

Consumo de reactivos (kg/t alimentación)

Na CN : 1.74

Ca (OH)2 : 1.12

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O2 mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH)2	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
00 - 12	2.00	0.75	1.96	0.56	1.67	-	0.33	0.56	11.0	3.5	9.5
12 - 24	0.34	-	0.33	-	1.99	-	0.01	-	11.0	4.2	2.2
24 - 36	0.01	-	0.01	-	1.98	-	0.02	-	11.0	8.7	9.3
36 - 48	0.02	-	0.02	-	1.92	-	0.08	-	11.0	4.3	2.5
48 - 60	0.08	-	0.08	-	2.00	-	0.00	-	11.0	3.5	8.9
60 - 72	0.00	-	0.00	-	1.92	-	0.08	-	11.0	4.1	2.0
72 - 84	0.08	-	0.08	-	1.92	-	0.08	-	11.0	3.8	9.8
84 - 96	0.08	-	0.08	-	1.73	-	0.27	-	11.0	4.0	2.4
Total	2.61	0.75	2.56	0.56	1.73	0.00	0.87	0.56			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químico g/t, mg/l		% Distribución		% Extracción	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Solución 12 hrs	15.0	12.0	78.5	0.8	0.6	50.2	38.0
Solución 24 hrs	15.0	16.0	122.6	1.0	0.9	66.9	59.3
Solución 36 hrs	15.0	17.0	144.0	1.1	1.0	71.3	69.9
Solución 48 hrs	15.0	18.7	151.9	1.2	1.1	78.3	73.6
Solución 60 hrs	15.0	19.0	155.0	1.2	1.1	79.8	75.2
Solución 72 hrs	15.0	20.1	160.0	1.3	1.2	84.2	77.6
Solución 84 hrs	15.0	21.5	167.0	1.4	1.2	90.0	80.9
Solución 96 hrs	1,021.1	20.2	155.0	86.5	76.8	94.4	83.9
Residuo	480.5	2.8	69.0	5.6	16.1		
Cabeza (calculada)		47.7	412.2				
Cabeza (analizada)		45.2	381.3				

TEST DE CIANURACION EN BOTELLA

Test N° : **ENE. 02**

Fecha : : 29 / 01 / 96

Objetivo : Confirmar la extracción del oro y plata en Lagunas (4,950 msnm) aplicando comparativamente la cianuración por agitación en botella, de la muestra N° 2(Compósito de veta Vicky, Enero-96).

Procedimiento : La muestra fué pulpeada en una botella de 4.5 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación en botella por 96 horas, a una velocidad de 25 rpm. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24, 36, 48, 60, 72, 84 y 96 horas las que se analizaron por Au y Ag. Al final la pulpa fué lavada por decantación cuatro veces con agua. Se trabajó en ambiente cerrado sin calefacción eléctrica. Se efectuó reposición de agua.

CONDICIONES DE OPERACION

				<u>Peso de Pulpa</u>
Alimentación	:	500 gr.		Inicio 1,500.0 gr
Volumen Solucion	:	1000 ml.		12 hrs 1,480.0 gr
% Solidos	:	33 %		24 hrs 1,460.0 gr
Concentración	:	2.0 gr/l Na CN		36 hrs 1,460.0 gr
Rango pH	:	10.5 - 11.0 con CaO		48 hrs 1,460.0 gr
Tails Screen Analysis	:	85.0% -m200		60 hrs 1,480.0 gr
Velocidad de agitación	:	25 rpm		72 hrs 1,500.0 gr
				84 hrs 1,499.0 gr
				96 hrs 1,497.8 gr

Consumo de reactivos (kg/t alimentación)

Na CN : 2.28
Ca (OH)2 : 0.75

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O2 mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH)2	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
00 - 12	2.00	0.50	1.96	0.38	1.82	-	0.18	0.38	10.5	3.7	6.5
12 - 24	0.18	-	0.18	-	1.84	-	0.16	-	10.5	4.0	2.5
24 - 36	0.16	-	0.16	-	2.00	-	0.00	-	10.5	3.6	7.1
36 - 48	0.00	-	0.00	-	1.85	-	0.15	-	10.5	3.9	3.0
48 - 60	0.15	-	0.15	-	1.88	-	0.12	-	10.5	3.5	6.5
60 - 72	0.12	-	0.12	-	1.49	-	0.51	-	10.5	3.8	3.2
72 - 84	0.51	-	0.50	-	2.00	-	0.00	-	10.5	3.4	6.8
84 - 96	0.00	-	0.00	-	1.98	-	0.02	-	10.5	4.0	2.6
Total	3.12	0.50	3.06	0.38	1.98	0.00	1.14	0.38			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químico		% Distribución		% Extracción	
		g/t, mg/l		Au	Ag	Au	Ag
		Au	Ag				
Solución 12 hrs	15.0	2.0	65.0	0.1	0.5	8.5	29.9
Solución 24 hrs	15.0	10.0	107.5	0.7	0.8	41.7	48.4
Solución 36 hrs	15.0	13.0	125.0	0.8	0.9	54.2	56.3
Solución 48 hrs	15.0	14.5	143.0	0.9	1.0	60.4	64.4
Solución 60 hrs	15.0	15.0	150.0	1.0	1.1	63.8	69.0
Solución 72 hrs	15.0	17.0	159.0	1.1	1.1	73.8	74.6
Solución 84 hrs	15.0	20.5	160.0	1.3	1.1	88.9	75.0
Solución 96 hrs	1,015.8	20.0	154.4	88.2	73.6	94.1	80.0
Residuo	482.0	2.8	88.6	5.9	20.0		
Cabeza (calculada)		46.1	426.4	100	100		
Cabeza (analizada)		47.2	423.4				

TEST DE CIANURACION CON AGITACION MECANICA

Test N° : ENE. 03

Fecha : : 29 / 01 / 96

Objetivo : Confirmar la extracción del oro y plata en Lagunas (4,950 msnm) aplicando comparativamente la cianuración por agitación mecánica, de la muestra No 1 (Compósito de reservas Lagunas, Enero-96).

Procedimiento: La muestra fué pulpeada en una reactor de 5.0 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación con eje y elice, por 96 hr con 150 rpm, se inyectó de aire para 6 mg/l O₂. Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24, 36, 48, 60, 72, 84 y 96 horas las que se analizaron por Au y Ag. Al final la pulpa fué lavada por decantación cuatro veces con agua. Se trabajó en ambiente cerrado sin calefacción eléctrica. Se efectuó reposición de agua.

CONDICIONES DE OPERACION

				<u>Peso de Pulpa</u>	
Alimentación	:	1000 gr.		Inicio	3,000.0 gr
Volumen Solucion	:	2000 ml.		12 hrs	2,970.0 gr
% Solidos	:	33 %		24 hrs	2,940.0 gr
Concentración	:	2.0 gr/l Na CN		36 hrs	3,000.0 gr
Rango pH	:	10.5 - 11.0 con CaO		48 hrs	2,990.0 gr
Molienda	:	86.5% -m200		60 hrs	3,000.0 gr
Velocidad de agitación	:	150 rpm		72 hrs	2,990.0 gr
Inyección de aire	:	5 psi		84 hrs	2,985.0 gr
Sistema cerrado con tapa				96 hrs	2,982.5 gr

Consumo de reactivos (kg/t alimentación)

Na CN : 2.20
Ca (OH)₂ : 0.56

Tiempo	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
Horas	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
00 - 12	4.00	0.75	3.92	0.56	3.70	-	0.30	0.56	11.0	6.1	6.4
12 - 24	0.30	-	0.29	-	3.22	-	0.78	-	11.0	6.0	2.4
24 - 36	0.78	-	0.76	-	3.80	-	0.20	-	11.0	6.2	7.0
36 - 48	0.20	-	0.20	-	3.60	-	0.40	-	11.0	6.1	2.8
48 - 60	0.40	-	0.39	-	3.80	-	0.20	-	11.0	6.5	6.4
60 - 72	0.20	-	0.20	-	4.00	-	0.00	-	11.0	6.0	3.0
72 - 84	0.00	-	0.00	-	3.86	-	0.14	-	11.0	5.9	6.7
84 - 96	0.14	-	0.14	-	3.82	-	0.18	-	11.0	6.0	2.5
Total	6.02	0.75	5.90	0.56	3.82	0.00	2.20	0.56			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químico		% Distribución		% Extracción	
		g/t, mg/l		Au	Ag	Au	Ag
		Au	Ag				
Solución 12 hrs	15.0	5.0	43.3	0.1	0.2	17.6	19.7
Solución 24 hrs	15.0	12.0	101.7	0.3	0.4	41.5	45.7
Solución 36 hrs	15.0	19.0	155.0	0.5	0.5	67.8	71.7
Solución 48 hrs	15.0	20.0	152.0	0.5	0.5	71.0	70.0
Solución 60 hrs	15.0	25.0	175.0	0.7	0.6	89.2	81.0
Solución 72 hrs	15.0	25.0	182.0	0.7	0.6	88.7	83.8
Solución 84 hrs	15.0	25.5	185.0	0.7	0.6	90.3	85.0
Solución 96 hrs	1,996.1	26.0	178.0	92.5	82.2	96.1	85.7
Residuo	986.4	2.2	62.8	3.9	14.3		
Cabeza (calculada)		56.1	432.2	100	100		
Cabeza (analizada)		45.2	381.29				

TEST DE CIANURACION CON AGITACION MECANICA

Test N° : ENE. 04

Fecha : : 29 / 01 / 96

Objetivo : Confirmar la extracción del oro y plata en Lagunas (4,950 msnm) aplicando comparativamente la cianuración por agitación mecánica, de la muestra No 2 (Compósito de veta Vicky, Enero-96).

Procedimiento : La muestra fué pulpeada en una reactor de 4.0 litros, se agregó cal y Na CN y la cianuración se llevó a cabo mediante agitación con eje y elice, por 96 hr con 150 rpm, se inyectó de aire para 6 mg/l O₂ . Fueron tomadas alícuotas a las 12, 24, 36, 48, 60, 72, 84 y 96 horas las que se analizaron por Au y Ag. Al final la pulpa fué lavada por decantación cuatro veces con agua. Se trabajó en ambiente cerrado sin calefacción eléctrica. Se efectuó reposición de agua.

CONDICIONES DE OPERACION

		Peso de Pulpa	
Alimentación	: 1000 gr.	Inicio	3,000.0 gr
Volumen Solucion	: 2000 ml.	12 hrs	2,975.0 gr
% Solidos	: 33 %	24 hrs	2,950.0 gr
Concentración	: 2.0 gr/l Na CN	36 hrs	3,000.0 gr
Rango pH	: 10.5 - 11.0 con CaO	48 hrs	3,000.0 gr
Molienda	: 85% -m200	60 hrs	3,000.0 gr
Velocidad de agitación	: 150 rpm	72 hrs	2,989.0 gr
Inyección de aire	: 5 psi	84 hrs	2,982.0 gr
		96 hrs	2,980.5 gr

Consumo de reactivos (kg/t alimentación)

Na CN : 2.47
Ca (OH)₂ : 0.56

Tiempo Horas	Adición gramos				Residual		Consumido		pH	O ₂ mg/l	T° de soluc. °c
	Actual		Equivalente		Gramos		Gramos				
	Na CN	Ca(OH) ₂	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O	Na CN	Ca O			
Molienda											
00 - 12	4.00	0.75	3.92	0.56	3.30	-	0.70	0.56	11.0	5.8	6.7
12 - 24	0.70	-	0.69	-	3.37	-	0.63	-	11.0	5.9	3.0
24 - 36	0.63	-	0.62	-	3.80	-	0.20	-	11.0	5.8	7.2
36 - 48	0.20	-	0.20	-	3.85	-	0.15	-	11.0	6.2	2.9
48 - 60	0.15	-	0.15	-	3.95	-	0.05	-	11.0	6.3	6.3
60 - 72	0.05	-	0.05	-	3.94	-	0.06	-	11.0	6.4	3.5
72 - 84	0.06	-	0.06	-	3.92	-	0.08	-	11.0	6.2	6.9
84 - 96	0.08	-	0.08	-	3.40	-	0.60	-	11.0	6.0	3.1
Total	5.87	0.75	5.75	0.56	3.40	0.00	2.47	0.56			

Balance Metalúrgico

Productos	Cantidad g, ml	Análisis Químico		% Distribución		% Extracción	
		g/t, mg/l		Au	Ag	Au	Ag
		Au	Ag				
Solución 12 hrs	15.0	12.0	78.5	0.4	0.3	52.3	35.4
Solución 24 hrs	15.0	14.0	72.0	0.5	0.2	60.2	32.1
Solución 36 hrs	15.0	14.0	101.5	0.5	0.3	61.8	46.4
Solución 48 hrs	15.0	17.5	135.0	0.6	0.5	77.2	61.7
Solución 60 hrs	15.0	18.0	158.0	0.6	0.5	79.4	72.2
Solución 72 hrs	15.0	19.0	168.0	0.6	0.6	83.4	76.3
Solución 84 hrs	15.0	21.2	172.0	0.7	0.6	92.7	77.8
Solución 96 hrs	1,990.5	21.0	181.0	92.2	82.3	96.1	85.3
Residuo	990.0	1.8	65.0	3.9	14.7		
Cabeza (calculada)		45.3	437.9	100	100		
Cabeza (analizada)		47.2	423.4				