

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y
METALURGICA



INFORME PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO
METALURGICO

“PROYECTO SELENE”

JESUS CÉSAR BALDOCEDA CASTILLO

1999

“PROYECTO SELENE”

Tabla de Contenido

INTRODUCCION	3
CAPITULO I.....	5
GENERALIDADES	5
1.1. <i>Ubicación y Accesos</i>	5
1.2. <i>Recursos</i>	5
1.2.1. <i>Energía</i>	5
1.2.2. <i>Agua</i>	5
1.2.3. <i>Clima y Fisiografía</i>	6
CAPITULO II.....	7
GEOLOGÍA Y MINERÍA.....	7
2.1. <i>Generalidades</i>	7
2.2. <i>Concesiones Mineras - Estado Legal</i>	8
2.3. <i>Historia- Estudios Geológicos Anteriores</i>	9
2.4. <i>Geología del Yacimiento</i>	10
2.4.1. <i>Localización y Tipo de Roca</i>	10
2.4.2. <i>Características de la Mineralización</i>	11
2.4.2.1 <i>Alteración</i>	11
2.4.2.2 <i>Mineralización</i>	11
2.5. <i>Mina</i>	13
CAPITULO III.....	14
CONCENTRACIÓN POR GRAVEDAD	14
3.1. <i>Introducción</i>	14
3.2. <i>Principios de la Concentración Gravimétrica</i>	15
3.3. <i>Separadores Gravimétricos</i>	16
3.4. <i>Pulsadoras</i>	21
3.4.1 <i>Descripción del Jig Denver</i>	21
3.5. <i>Descripción del Knelson</i>	22
3.6. <i>Espirales</i>	26
3.7. <i>Mesas Concentradoras</i>	28
3.8. <i>Canalón cubierto con Corduroy</i>	30
CAPITULO IV	31
PLANTA GRAVIMÉTRICA SELENE.....	31
4.1. <i>Pruebas Metalúrgicas con Mineral de Selene</i>	31
4.1.1. <i>Análisis granulométrico del mineral de Cabeza</i>	31
4.1.2. <i>Análisis Granulométrico del Chancado Secundario</i>	33
4.1.3. <i>Análisis granulométrico del producto de molienda</i>	35
4.1.4. <i>Distribución del Oro en las Etapas de Reducción de Tamaños</i>	37
4.1.4.1. <i>Mineral de Cabeza</i>	37
4.1.4.2. <i>Chancado Secundario</i>	37
4.1.4.3. <i>Molienda</i>	38
4.1.5. <i>Pruebas Metalúrgicas</i>	38
4.1.5.1. <i>Esquema Número 1</i>	38
4.1.5.2. <i>Esquema Número 2</i>	40

4.2.	<i>Observaciones y Conclusiones de las Pruebas Metalúrgicas con Mineral de Selene.....</i>	44
4.3.	<i>Selección del Diagrama de Flujo.....</i>	47
4.3.1	<i>Diagrama N° 1.....</i>	47
4.3.2	<i>Diagrama N° 2.....</i>	48
4.3.3	<i>Diagrama N° 3.....</i>	49
4.3.4	<i>Diagrama de Flujo N° 4.....</i>	50
4.3.5	<i>Diagrama de Flujo Final N° 5.....</i>	51
4.4	<i>Cuadros de Producción 1996 - 1997 - 1998.....</i>	51
4.5	<i>Cuadros de Consumo de Energía 1996 - 1997 - 1998.....</i>	56
4.6	<i>Cuadros de Operación Jig-Knelson-Espiral-Mesas.....</i>	59
	CAPITULO V.....	62
	ANALISIS ECONOMICO DE LA OPERACIÓN DE LA PLANTA SELENE.....	62
5.1	<i>Introducción.....</i>	62
5.2	<i>Incremento del Valor de los Minerales con el Cambio Knelson por Jigs.....</i>	62
5.3	<i>Incremento del Valor de los Minerales por Flotación de Relaves Gravimétricos.....</i>	63
5.4	<i>Margen Operativo.....</i>	64
5.5	<i>Apéndice.....</i>	65
5.5.1	<i>Apéndice 1.....</i>	65
5.5.2	<i>Apéndice 2.....</i>	70
	CONCLUSIONES.....	77
	ANEXO.....	79
	BIBLIOGRAFIA.....	80
	INFORME MENSUAL DE PLANTA - NOVIEMBRE 1998.....	81
	CICLONES HORIZONTALES.....	87
	CICLONES DE FONDO PLANO.....	89
	PARAMETROS DE OPERACIÓN CICLON D-10.....	93
	PARAMETROS DE OPERACIÓN CICLON DE FONDO PLANO D-4.....	96
	PARAMETROS DE OPERACIÓN CICLON INCLINADO D-6.....	99

INTRODUCCION

El siguiente informe es la descripción del trabajo desarrollado en el pilotaje efectuado en la Mina "Selene", propiedad de Mauricio Hochschild.

El trabajo se realiza en varias etapas que comprendieron primeramente la visita en el campo de la mina, luego las pruebas metalúrgicas, el trabajo en gabinete que comprendió la definición del diagrama de flujos y luego la construcción de la Planta Piloto "in situ".

Estos trabajos fueron desarrollados entre los años 1995-1996, realizándose primeramente el trabajo de gabinete, presentándose varios diagramas de flujo de acuerdo a las características del mineral, conocido verbalmente por informes del geólogo de campo.

Una vez obtenida la muestra, que fueron aproximadamente 30 Kg, se realizaron las pruebas en la Universidad Nacional de Ingeniería, y en base a los resultados, se definió el diagrama de flujo llevándose a cabo la construcción de la Planta Piloto.

Esta Planta Piloto que operó desde el 12 de Enero de 1996, tuvo desde el inicio una serie de variaciones para definir el diagrama final de la operación.

Primeramente se arrancó con un Jig Denver Dúplex 16 * 24 operando en serie con un Knelson de 7.5"; circuito que operó hasta el mes de noviembre de 1997, cambiándose luego, el Jig por un Knelson de 12" obteniéndose un incremento de la recuperación en 10 puntos.

El mineral conforme profundizaba, fue cambiando sus características por lo que también se fue modificando el diagrama de flujo y agregando nuevas etapas de concentración.

Se adicionó una etapa de Flotación, empezándose con una celda WS-180 obtenida de las Minas de Arcata, y flotándose solo con Xantato Z-6, Aerofloat 208 y Espumante DF-250, se obtienen recuperaciones por encima del 90%.

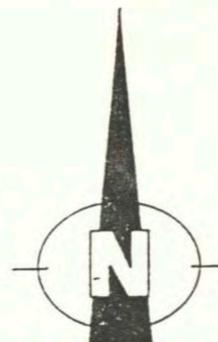
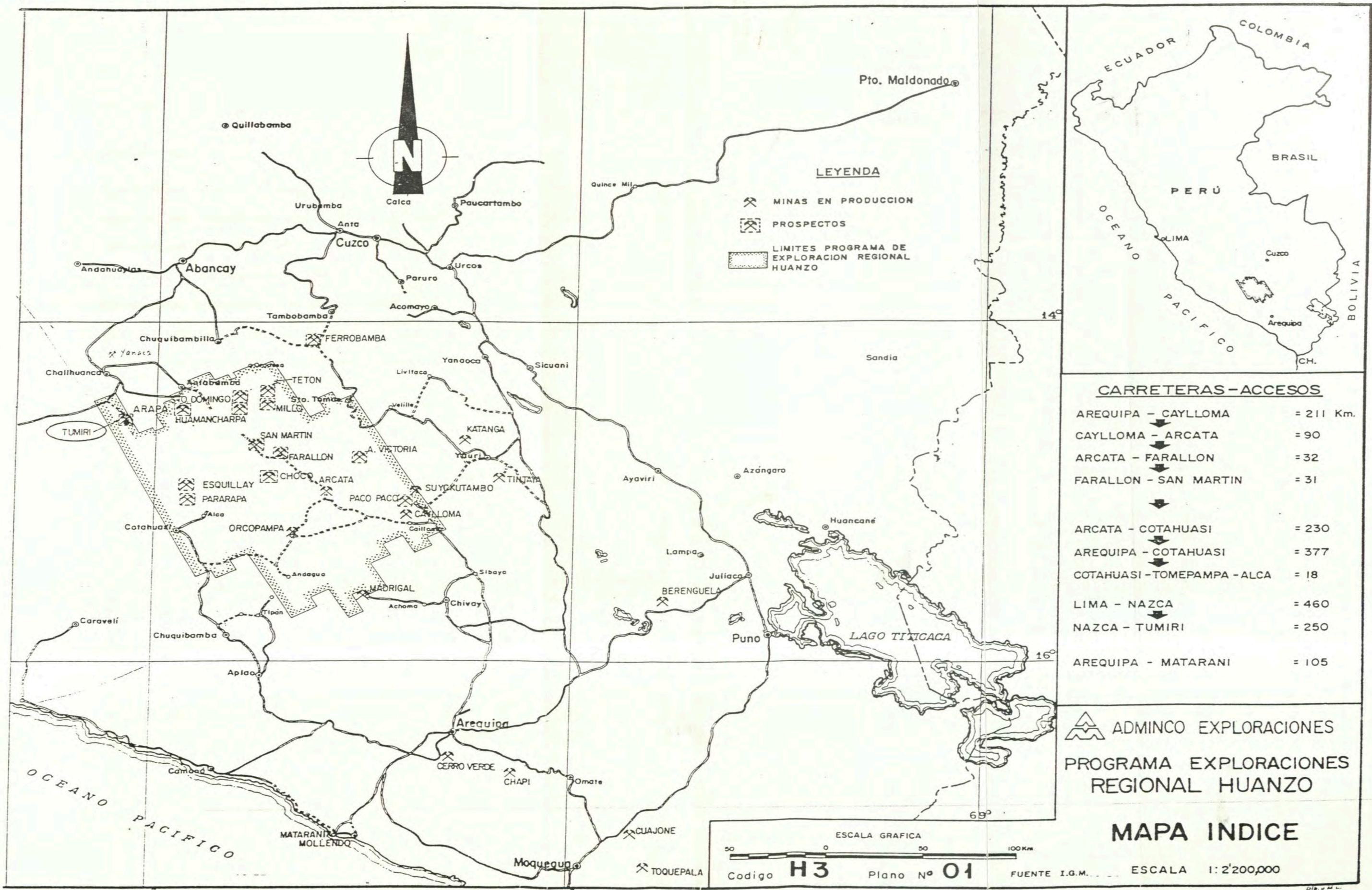
El 28 de febrero de 1997 se paralizaron las operaciones para acondicionar la mina y recuperar los relaves de la cancha, para prepararla adecuadamente, ya que se tenían valores promedio de 4.5 g /TM y un total de 18,000 TM.

El 1° de Noviembre de 1997 arranca nuevamente la Planta, entrando en operación la Planta de Flotación, adicionándose dos celdas WS-180 como Rougher y Scavenger y dos etapas Cleaner , en Enero de 1998 se modifica nuevamente el flujograma de gravimetría, agregándose un Knelson CD-20 en lugar del CD-12 y éste se ubicó en la descarga del molino 4x4 (molienda secundaria).

Todo lo indicado, se debió a los cambios notorios en las características del mineral. Se comenzó apreciar mineral fino, así como el incremento de leyes de plata altas.

Esta fue la última variación que se realizó en el flujograma, obteniéndose resultados alentadores en cuanto a gravimetría y también en flotación.

Las operaciones fueron paralizadas el 31 de Enero de 1999 para pasar a la etapa Industrial con el prospecto de Explorador.



LEYENDA

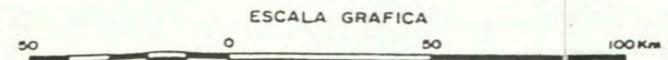
-  MINAS EN PRODUCCION
-  PROSPECTOS
-  LIMITES PROGRAMA DE EXPLORACION REGIONAL HUANZO

CARRETERAS - ACCESOS

AREQUIPA - CAYLLOMA	= 211 Km.
↓	
CAYLLOMA - ARCATA	= 90
↓	
ARCATA - FARALLON	= 32
↓	
FARALLON - SAN MARTIN	= 31
↓	
ARCATA - COTAHUASI	= 230
↓	
AREQUIPA - COTAHUASI	= 377
↓	
COTAHUASI - TOMEPA MPA - ALCA	= 18
↓	
LIMA - NAZCA	= 460
↓	
NAZCA - TUMIRI	= 250
↓	
AREQUIPA - MATARANI	= 105

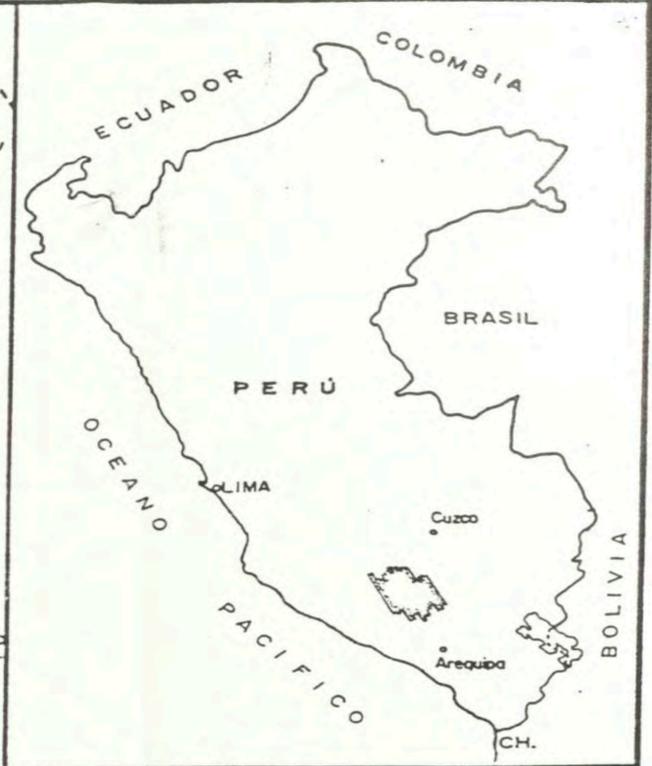
 ADMINCO EXPLORACIONES
PROGRAMA EXPLORACIONES REGIONAL HUANZO

MAPA INDICE



Codigo **H3** Plano No **01**

FUENTE I.G.M. ESCALA 1:2'200,000



CAPITULO I

Generalidades

1.1. Ubicación y Accesos

El área del prospecto Tumiri Norte, está localizado inmediatamente al norte de la mina Tumiri y a 25 km, al sur del pueblo de Chalhuanca. Políticamente pertenece al distrito de Cotahuasi, provincia de Aymarás, departamento de Apurímac. Siendo sus coordenadas geográficas las siguientes:

14° 38´ Latitud Sur

73° 08´ Longitud Este

Para el acceso se utiliza la carretera de 320 km, que une la mina Tumiri y el puerto de San Juan (Nazca). El extremo norte del prospecto, puede ser accesible desde la carretera Chalhuanca-Antabamba.

1.2. Recursos

1.2.1. Energía

La Planta piloto cuenta con tres grupos electrógenos Volvos de 2 kv., los cuales operan dos y uno se mantiene en stand-by. Los cuales satisfacen las necesidades de toda la operación.

1.2.2. Agua

Los recursos de agua son abundantes.

La Planta se alimenta por agua industrial traída del río Tormiri, el cual se trae por tubería de polipropileno de 4" de diámetro desde una distancia de 1,500 metros y una gradiente de 2%, con un caudal de 28.8 m³/ h. El agua doméstica, se capta de un puquial el cual alimenta a un tanque de cemento de 2.5 m³, suficiente para todo el personal de la mina.

1.2.3. Clima y Fisiografía

El prospecto Tumiri Norte, se encuentra localizado en un área de topografía algo escarpada con cerros que alcanzan altitudes de 4,800 m.s.n.m.

El drenaje es radial y pertenece a la hidrografía de la cuenca Amazónica. El clima es frío y lluvioso durante los meses de Octubre a Marzo y seco y frío durante el resto de los meses. Las variaciones de temperatura fluctúan entre -10 a 15 °C durante el año.

CAPITULO II

Geología y minería

2.1. Generalidades

Tumiri Norte abarca aproximadamente 2,000 Ha., donde ocurren 4 sectores con intensa alteración hidrotermal similar a la aureola de alteración del yacimiento Tumiri. En el mes de Octubre de 1984 se realizó solamente el reconocimiento preliminar a caballo del sector situado inmediatamente al norte de la Mina Tumiri. Este reconocimiento tuvo por finalidad determinar las posibilidades geológicas del prospecto para la ejecución conjunta de futuros trabajos de exploración.

El sector del prospecto visitado, que muestra una intensa alteración hidrotermal se encuentra ubicado a 5 Km, en línea recta al norte de la mina Tumiri y se centra aproximadamente en el cerro Colcobamba de una altitud de 4,634 m.s.n.m. Las principales rocas que afloran en el sector son tufos, dacitas y andesitas del Terciario, afectados mayormente por alteración argílica y propilítica. La mineralización es del tipo de relleno de fracturas (vetas), ocurriendo además mineralización diseminada principalmente de pirita.

Una estructura principal ancha con un lineamiento bien conspicuo a lo largo de 3 Km, aflora discontinuamente en el cerro Pillone y falda norte del cerro Puca Corral. La estructura se encuentra alojada mayormente en tufos propilitizados y exhibe una intensa silicificación a través de una franja de 30 m, dentro de la cual ocurren diques delgados de riolita. El lado sur de la estructura está limitada por una veta de antimonio discontinua que sigue el mismo rumbo.

En el área del cerro Pillone, la estructura además de estar limitada por la veta de antimonio, se encuentra cruzada hacia el norte por vetas delgadas de cuarzo con diseminaciones de oro y plata rojas, que parecen no haber sido conocidas con anterioridad, las cuales se unen en profundidad, para formar una sola veta de cuarzo definida y ancha (1.20 m) que posee aproximadamente el mismo rumbo que la veta de antimonio pero con buzamiento divergente.

Hacia el extremo este de la estructura principal, aflora además, un sistema de vetas rellenas con cuarzo lechoso brechado similar al mineral de la veta Tumiri. Las brechas parecen ser del tipo hidrotermal y muestran solamente diseminaciones finas de pirita.

El resultado de los ensayos de las muestras, mayormente tipo "chips" recolectados en el prospecto indica que los valores altos de plata y oro están localizados principalmente a lo largo de la estructura principal, más específicamente en las vetas de cuarzo auríferas. Dichos valores fluctúan entre 5.1 y 26.7 onz. Ag/TM y 1.8 g a 6 g Au/TM. Tres muestras especiales, tomadas en vetillas de cuarzo con abundantes diseminaciones de oro, dieron valores extraordinariamente altos de plata y oro que varían entre 27 a 24 onz. Ag /TM y 4,000 y 5,300 g Au /TM para anchos de 5 a 6 cm.

2.2. Concesiones Mineras - Estado Legal

En el plano geológico preliminar, se indica la distribución de los denuncios que cubren el prospecto y alrededores siendo los siguientes denuncios los ofrecidos por el grupo Zacarías (Cía. Minera Tumiri S.A.) para la exploración conjunta con Adminco (cuadro N° 1)

Cuadro N°1					
Nombre	Estado	Propietario	Extensión (Ha)	N° Part.	Fecha de Denuncio
Palca 1	Explotación	Cía. Minera Tumiri S.A.	700	5812	20/10/83
Palca 2	Explotación	Cía. Minera Tumiri S.A.	873	5813	20/10/83
Palca 3	Explotación	Cía. Minera Tumiri S.A.	375	5814	20/10/83
Augusta Elena IV	Explotación	J. Triveño P.	1,000	5436	10/03/80

Estos denuncios se encuentran superpuestos y rodeados por los denuncios Puca Corral N° 49, 50, 51, 52, 54, 55, 65, 66, 70, 71, 72, 73, 74, 75, 94 y 95 de propiedad de Adminco.

2.3. Historia- Estudios Geológicos Anteriores.

El conocimiento del distrito Minero Tumiri es relativamente reciente, habiéndose realizado el primer denuncio en el año 1970 al ubicarse unas pequeñas labores españolas en la veta principal Tumiri.

En el año 1983, el grupo Zacarías por intermedio de Compañía Minera Millotingo construye una trocha carrozable que une la mina con la carretera Puquio-Chalhuanca. Al final de este año, se estableció la Cía. Minera Tumiri S.A. y el contrato de arriendo con J. Triveño dueño del denuncio Augusta Elena IV, fue firmado en 1974.

En 1973 hasta 1980, Aquiles Bottger, contratista minero, desarrolla las tres galerías conocidas actualmente a lo largo de la veta principal Tumiri y constituyen la mina Tumiri. La producción minera formal se inicio en 1980 con una capacidad de 50 TM/ día.

En el mes de Octubre de 1983, se realizó un reconocimiento geológico preliminar de la mina Tumiri y alrededores, por los geólogos de Adminco, como parte de la segunda etapa de la exploración por helicópteros de la región Huanzo.

2.4. Geología del Yacimiento

2.4.1. Localización y Tipo de Roca

El reconocimiento geológico realizado en la parte sur del prospecto y la interpretación de las aerofotografías a color, indican que en el área afloran mayormente rocas volcánicas terciarias que subrayan a calizas carbonáceas mesozoicas hacia el extremo norte del área donde se ubica el prospecto Piste.

Las rocas volcánicas, están constituidas por una secuencia de lavas andesíticas, tufos y domos riolíticos. Estas rocas, se encuentran localmente afectadas por una intensa alteración hidrotermal similar a la del yacimiento Tumiri y están localizadas en los cerros Huachuhuilca, Colcabamba, Caylloma, Ccuello Ccuello, Surputa Cacasmayo y Condormarca, Sepucho.

El reconocimiento geológico, recientemente realizado, abarca solamente una pequeña área localizada entre el límite norte de la aureola de alteración del yacimiento de Tumiri y la falda sur de los cerros Colcabamba y Caylloma, a ambos flancos de la quebrada Huinchuyo; por lo que, a continuación, se mencionará solamente las características de mineralización de la misma.

2.4.2. Características de la Mineralización

2.4.2.1 Alteración

En el sector del prospecto, arriba mencionado, afloran mayormente tufos, dacitas y andesitas con alteración argílica y propilitica.

2.4.2.2 Mineralización

La mineralización es del tipo de relleno de fracturas (vetas) ocurriendo también mineralización diseminada muy localizada de pirita en la falda sur del Cerro Caylloma.

Una estructura ancha con un lineamiento bien conspicuo, a lo largo de 3 Km, aflora discontinuamente en el Cerro Pillone y falda del Cerro Puca Corral. La estructura se encuentra alojada mayormente en tufos propipitizados y muestra una silicificación a través de una franja de 30 m, dentro de la cual, ocurren diques delgados de riolita. El lado sur de la estructura está limitado por una veta de antimonio también discontinua que sigue el mismo rumbo y posee un buzamiento que varía entre 50° y 70° S.

En el área del cerro Pillone, la veta de antimonio fue explotada por el Sr. Triveño en la década del 70. Los trabajos mineros existentes, son muy superficiales y muestran una veta de 0,60 m de ancho, rellena por sílice coloidal con diseminaciones de grandes cristales radiales de estibina. En este mismo sector ocurren, hacia el lado norte de la estructura, vetas desgadas de cuarzo conteniendo diseminaciones de oro nativo que parecen no haber sido conocidas con anterioridad, las cuales se unen en

profundidad para formar una sola estructura, más ancha (1.20 m) y cuyo buzamiento de 75° N es divergente del buzamiento de la veta de antimonio contigua.

La diferente composición mineralógica y los buzamientos divergentes de las dos vetas; indican la posibilidad de la existencia de dos fuentes distintas de mineralización. Es probable que la mineralización de la veta de antimonio esta relacionada con la alteración del yacimiento Tumiri y que la mineralización de oro se encuentra relacionada con el emplazamiento de los diques de riolita; las que a su vez, estarían genéticamente conectadas con los procesos de alteración hidrotermal localizados en los cerros Colcabamba y Caylloma.

Hacia el extremo este de la estructura principal, aflora además un sistema de vetas rellenas con cuarzo lechoso brechado similar al mineral de la veta Tumiri. Las brechas parecen ser del tipo hidrotermal y muestran solamente disseminaciones finas de pirita.

La mineralización de oro, dentro de la veta, se encuentra asociada en todos los casos, con una microbrecha constituida por fragmentos de rocas intensamente sericitizados y cementados por cuarzo hidrotermal que muestra una textura de ebullición, con inclusiones fluídas.

La mineralización de oro se presenta como oro nativo y los minerales de plata son naumatita (Ag_2Se) y aguilarita ($\text{Ag}_2\text{Se S}$).

En resumen, la mineralización de oro en el prospecto Tumiri Norte,

está asociada a una alteración cuarzi-sericita y los minerales de plata son seleniuros. En consecuencia, la exploración por oro en el prospecto, estaría basada en la localización de estructuras con anomalías geoquímicas de selenio y telurio y alteración de cuarzo-sericita.

2.5. Mina

La mina se desarrolló por niveles y se utilizó el método de corte y relleno, trabajando en dos niveles principales, el nivel 20 donde se obtenía mineral de buena ley con poca pirita, y el nivel 50 donde se obtenía mineral de regular ley con bastante pirita.

Todo éste mineral era alimentado por una chimenea al nivel 100 y de aquí era trasladado hacia la Planta Piloto en un camión Volvo de 22 TM de capacidad.

El método de explotación de ésta mina es de corte y relleno, casi artesanal al tener vetas delgadas (10 a 20 cm) y al no tener que diluir demasiado las leyes, obligaba a trabajar en túneles estrechos para mandar a la Planta mineral bastante rico en ley (por encima de 20 g de Au /TM).

CAPITULO III

Concentración por Gravedad

3.1. Introducción

Los métodos de separación se usan para tratar una gran variedad de materiales, que varían desde los sulfuros metálicos pesados como la galena (densidad relativa 7.5) hasta el carbón (densidad relativa 1.3), en algunos casos con tamaños de partícula menores de 5 μm .

Estos métodos perdieron importancia en la primera mitad del siglo debido al desarrollo del proceso de Flotación en espuma, el que permite el tratamiento selectivo de las menas complejas de bajo grado. Sin embargo, de todos modos permanecen como los principales métodos de concentración para las menas de hierro y tungsteno y se usan ampliamente en el tratamiento de las menas de estaño. Aunque en la presente década se han desarrollado técnicas de flotación para la casiterita, alrededor del 85 % del estaño mundial aún se produce mediante la separación Gravimétrica. Cada vez que se prefieren los métodos por gravedad a los de flotación, generalmente se debe a que los costos relativos favorecen su aplicación. Los minerales que se liberan con tamaño superior a la escala normal de flotación se pueden concentrar aún más económicamente usando los métodos Gravimétricos.

En los últimos años, muchas compañías han revalido los sistemas gravimétricos debido al incremento en los costos de los reactivos de flotación, la relativa simplicidad de los procesos gravimétricos y al hecho de que producen relativamente poca contaminación ambiental. Cuando se incorporan a las plantas de alta capacidad, las técnicas gravimétricas modernas, resultan eficientes para la

concentración de minerales que tienen tamaños de partícula de 50 -10 μm . Si se acoplan con tecnología de bombeo y una mejor instrumentación. En muchos casos una alta proporción del mineral en un cuerpo de mena puede al menos ser preconcentrado efectivamente por los sistemas gravimétricos económicos, ecológicamente aceptables: la cantidad de reactivos y combustibles que se usan, se pueden reducir significativamente cuando los métodos más costosos se restringen al procesamiento de concentrados que se obtienen en forma gravimétrica. La separación de minerales de tamaños más gruesos tan pronto como se liberan, también tienen significativas ventajas para las etapas posteriores del tratamiento, debido a la disminución del área superficial, desaguado más eficiente y la ausencia de reactivos adheridos que pueden interferir con otro procesamiento.

Cada vez se usan más las técnicas gravimétricas que recuperan los minerales pesados valiosos residuales de las colas de flotación. Aparte de la producción corriente hay muchos enormes terrenos de colas que se pueden excavar y procesar económicamente para rendir concentrados de alto valor usando tecnología recientemente desarrollada.

3.2. Principios de la Concentración Gravimétrica

Los métodos de concentración gravimétrica separan minerales de diferentes densidad relativa por su movimiento relativo respondiendo a la gravedad y algunas fuerzas, frecuentemente son la última resistencia al movimiento que ofrece un fluido viscoso, como el agua o el aire.

Para una separación efectiva es indispensable que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga. A partir del criterio de concentración, se tendrá idea sobre el tipo de separación posible:

$$(D_h - D_f) / (D_l - D_f)$$

Donde:

D_h = densidad relativa del mineral pesado

D_l = densidad relativa del mineral ligero

D_f = densidad relativa del medio fluido

En términos muy generales, cuando el cociente es mayor de 2.5, ya sea positivo o negativo, entonces la separación gravimétrica es relativamente fácil. A medida que el valor del cociente disminuye, la eficiencia de la separación disminuye; a menos de 1.25 la concentración por gravedad por lo general no es comercialmente posible.

El movimiento de una partícula dentro de un fluido depende no solamente de su densidad relativa, sino también de su tamaño y las partículas grandes serán más afectadas que las más pequeñas. La eficiencia de los procesos gravimétricos, por lo tanto, aumenta con el tamaño de partícula y las partículas deben ser suficientemente gruesas para moverse de acuerdo a la ley de Newton. Las partículas tan pequeñas que su movimiento es dominado principalmente por la fricción superficial, responden relativamente mal a los métodos gravimétricos comerciales de alta capacidad. En la práctica, es necesario el estrecho control del tamaño de la alimentación a los métodos gravimétricos para reducir el efecto de tamaño y hacer que el movimiento relativo de las partículas dependa de la densidad relativa.

3.3. Separadores Gravimétricos

Muchas máquinas diferentes se diseñaron y construyeron para efectuar la separación de los minerales por gravedad y se examinan detenidamente en la literatura más antigua de procesamiento de minerales.

En la Fig N° 1 se muestran los separadores por gravedad que más se usan y se basan en el tamaño de la carga.

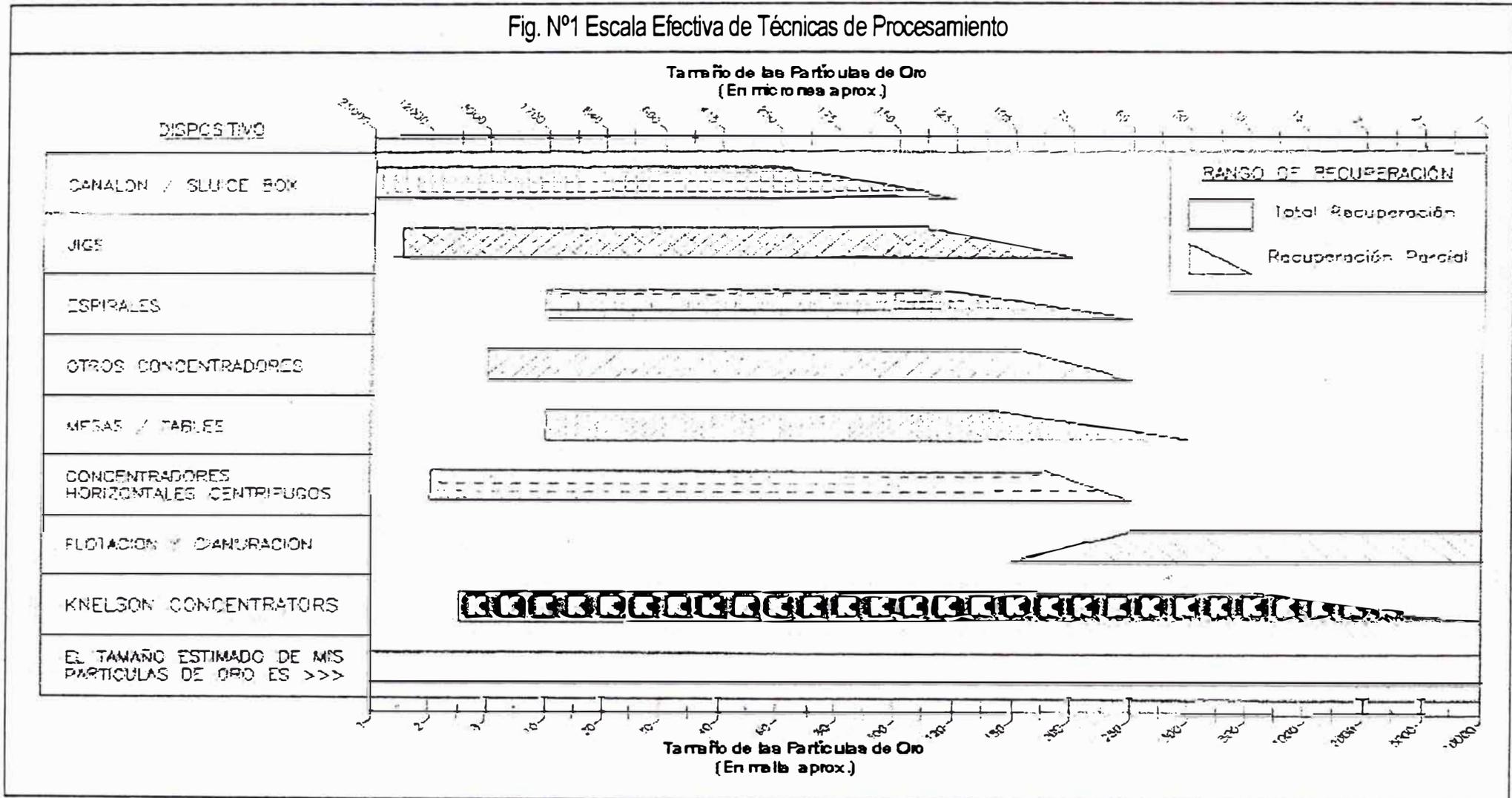
Para la operación eficiente de todos los separadores por gravedad, se requiere que la alimentación esté cuidadosamente preparada. La molienda es particularmente importante en que las partículas de la alimentación deben tener el mayor grueso compatible con una liberación adecuada; en la mayoría de operaciones se necesita la remolienda sucesiva de los medios. La molienda primaria se debe realizar en molinos de barras en circuito abierto siempre que sea posible, pero si se necesita una molienda fina, se debe usar la molienda de bolas en circuito cerrado, preferiblemente cerrando el circuito con cribas más bien que hidrociclones para reducir la sobremolienda selectiva de los minerales valiosos quebradizos pesados.

Los separadores por gravedad son extremadamente sensitivos a la presencia de lamas (partículas ultrafinas), las cuales aumentan la viscosidad de la pulpa y por consiguiente el grado de separación y confunden el punto de corte visual. En la mayoría de los concentradores por gravedad, eliminar de la alimentación las partículas menores de alrededor de 10 μm y desviar esta fracción hacia el relave es una práctica común y ésto ocasiona una considerable pérdida de valores. Muchas veces el deslamado se efectúa mediante el uso de hidrociclones, aunque si se usan los clasificadores hidráulicos para preparar la alimentación, será preferible deslamar en ésta etapa, puesto que las fuerzas de corte que se producen en los hidrociclones tienden a degradar los minerales quebradizos.

La alimentación a las pulsadoras, conos y espirales se criba, si es posible, antes de la separación y cada fracción se trata por separado. En la mayoría de los casos, sin embargo, conviene extraer los gruesos por cribado junto con el

deslamado. Los procesos que utilizan la separación por capa fluyente como las mesas de sacudidas y los bastidores inclinados, siempre van precedidos de una buena clasificación hidráulica en hidroclasificadores de grifos múltiples.

Fig. N°1 Escala Efectiva de Técnicas de Procesamiento



Aunque la mayor parte de la transportación de la pulpa se realiza por medio de bombas centrífugas y tubería, el flujo natural por gravedad se aprovecha todo lo posible; muchas de las antiguas concentradoras por gravedad se construyeron sobre las laderas de los cerros para lograrlo.

Uno de los aspectos más importantes en la operación de los circuitos gravimétricos es el correcto balance del agua dentro de la Planta. Casi todas las Concentradoras por gravedad tienen una densidad óptima de pulpa en la alimentación y una desviación relativamente pequeña de esta densidad, origina una rápida declinación en la eficiencia.

3.4. Pulsadoras

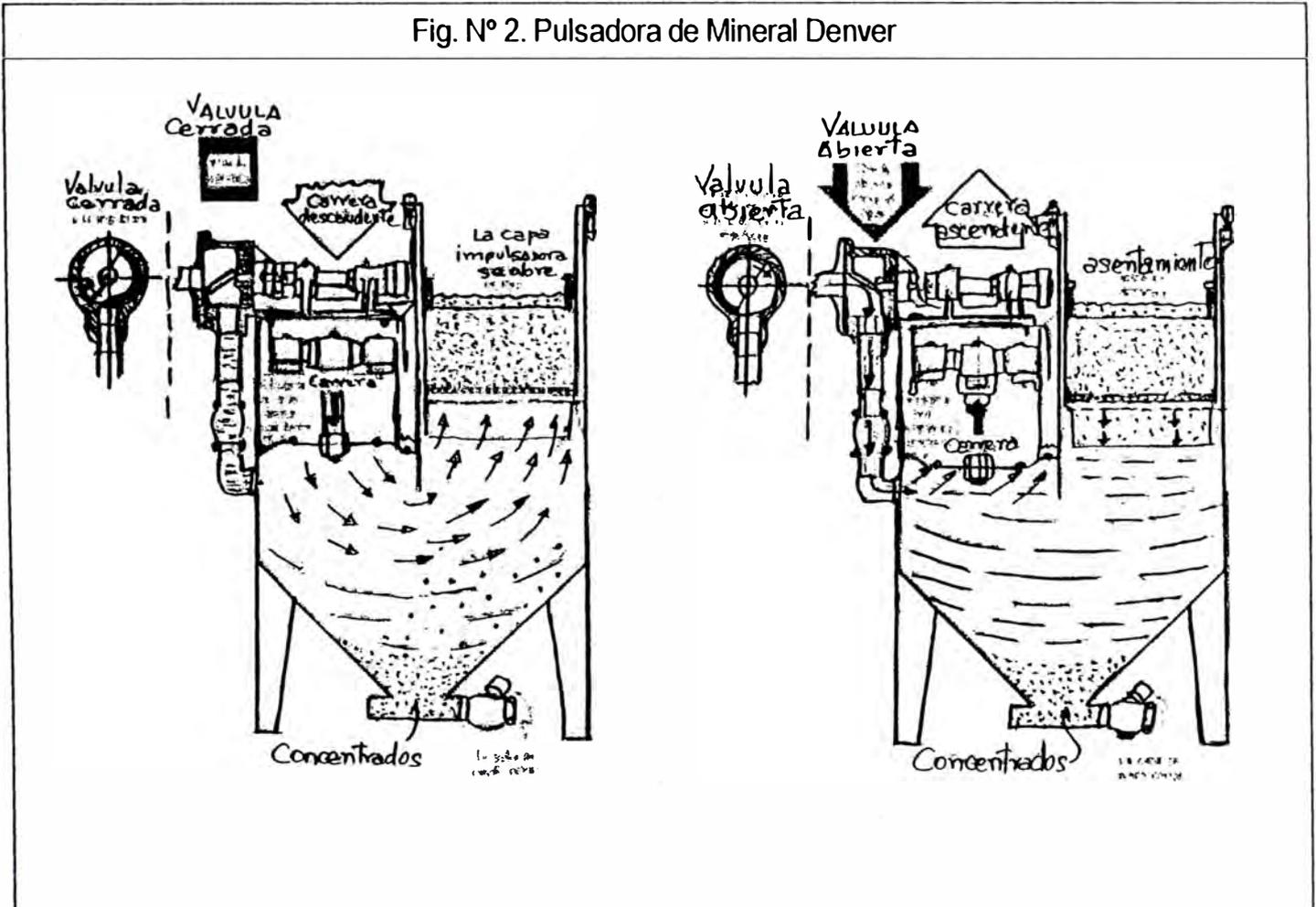
El pulsado es uno de los métodos más viejos de concentración gravimétrica, pero aún en la actualidad los principios básicos no se conocen completamente. La pulsadora normalmente se usa para concentrar material relativamente grueso y si la alimentación es conveniente y está bien clasificada por tamaños (por ejemplo 3 -10 mm), no es difícil alcanzar una buena separación en los minerales con una gama medianamente limitada de densidad relativa en la alimentación (por ejemplo, la fluorita, densidad relativa 3.2 a partir del cuarzo con 2.7). Cuando la diferencia en densidad relativa es grande, es posible una buena concentración con una gama más amplia.

3.4.1 Descripción del Jig Denver

Los concentradores de diafragma constituye uno de los más antiguos métodos de concentración mecánica. Se usa mucho especialmente para extraer minerales pesados de los circuitos cerrados de molienda, evitando así la sobremolienda. La limitación más grande de los jigs en un circuito de producción es la bajísima eficiencia en recuperación de metales preciosos en partículas menores a 600 μm (- 0.02"). Es por esta razón que generalmente, sino siempre el Jig es acompañado de un sistema de concentración secundario. La válvula de agua rotatoria se puede ajustar para abrir el ciclo de la pulsadora en cualquier parte que se desee la sincronización entre la válvula y los émbolos se alcanza por una banda reguladora de hule. Por medio de un ajuste apropiado de la válvula, se logra cualquier variación deseada,

desde la completa neutralización de la carrera de succión con el agua hidráulica hasta un balance completo entre la succión y la pulsación. Ver fig. N° 2

Fig. N° 2. Pulsadora de Mineral Denver



3.5. Descripción del Knelson

El concentrador Knelson es un concentrador centrífugo de tipo taza desarrollado por Lee Mar Industries Inc., Dé Bumaby, B.C. Canadá. La unidad es esencialmente un cono enjebado rotando con una unidad de manejo. La figura adjunta muestra una figura esquemática del Concentrador Knelson con su mayoría de partes mecánicas.

La pulpa conteniendo entre 25 % a 35 % de sólidos es alimentada dentro de la unidad. Los concentrados son retenidos en el cono hasta una alta limpieza mientras tanto los relaves son lavados hacia fuera.

El concentrador Knelson utiliza el principio de la clasificación obstaculizada en un campo de fuerza centrífuga. Un cono perforado conteniendo tiras soldadas a lo largo de la pared interior es rotado a 400 RPM, a ésta velocidad se genera fuerzas de 60 veces la fuerza gravitacional. Las partículas pesadas son forzadas a irse contra la pared y atrapadas entre las tiras mientras que las partículas livianas son llevadas por el flujo de agua hacia fuera. El cono es sitiado por agua presurizada que fuerza el agua a través de los huecos en el cono ganar la cama de partículas pesadas fluidizadas. La fuerza del agua actúa contra las fuerzas centrífugas de la rotación del cono. Esta fuerza contraria es bastante fuerte a inhibir la severa compactación del concentrado. Como resultado, los granos de concentrado permanecen movibles, permitiendo a las partículas pesadas penetrar. Como el proceso es continuo, partículas livianas en la cama movable son reemplazadas por menas pesadas, hasta que sólo las partículas pesadas en la alimentación son retenidas. La descarga se realiza cortando la alimentación, parando la máquina y haciendo lavadas sucesivas para descargar completamente el cono. Esto se realiza generalmente al fin del ciclo.

Fig. N° 3 . Concentrador Knelson 12 "

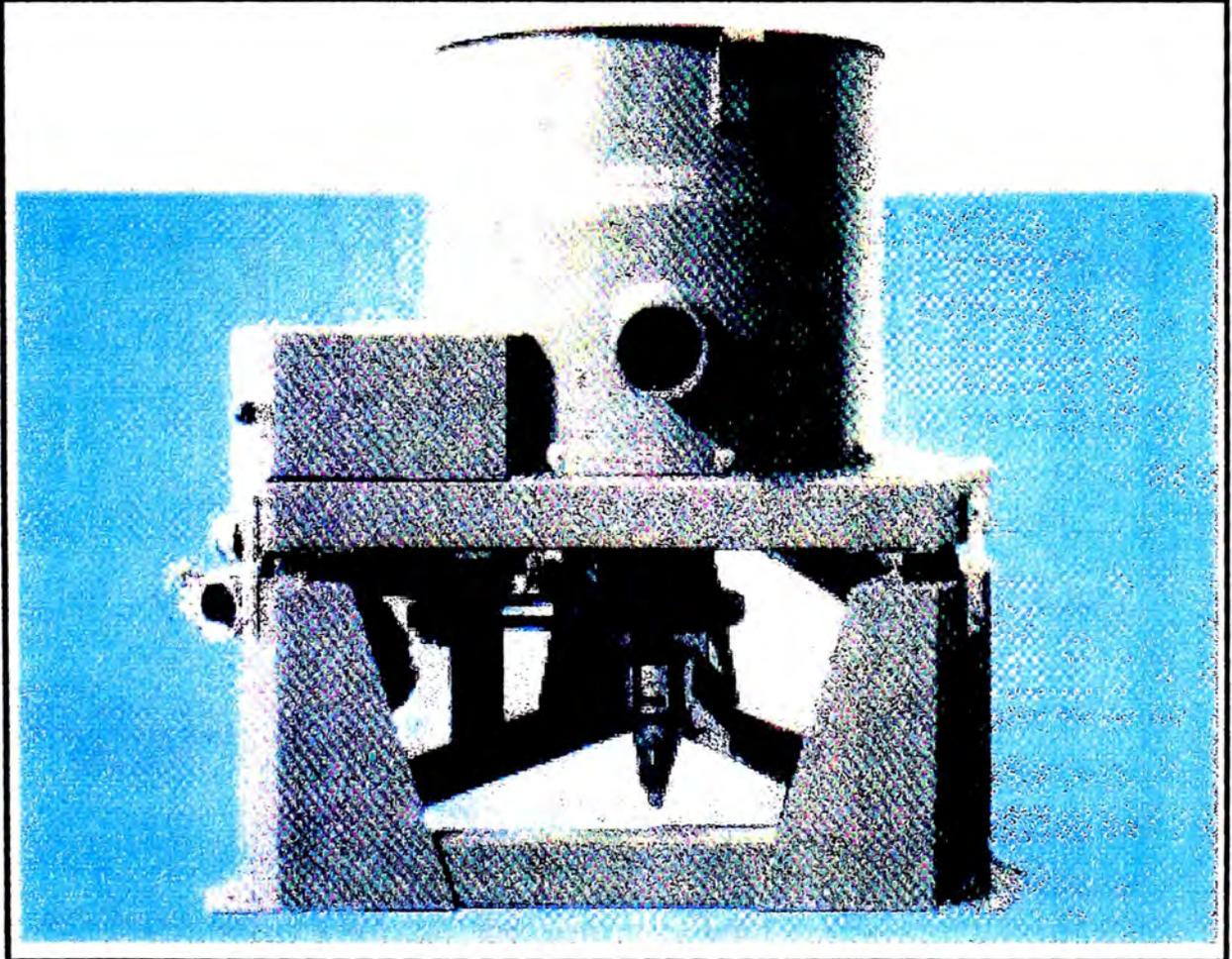
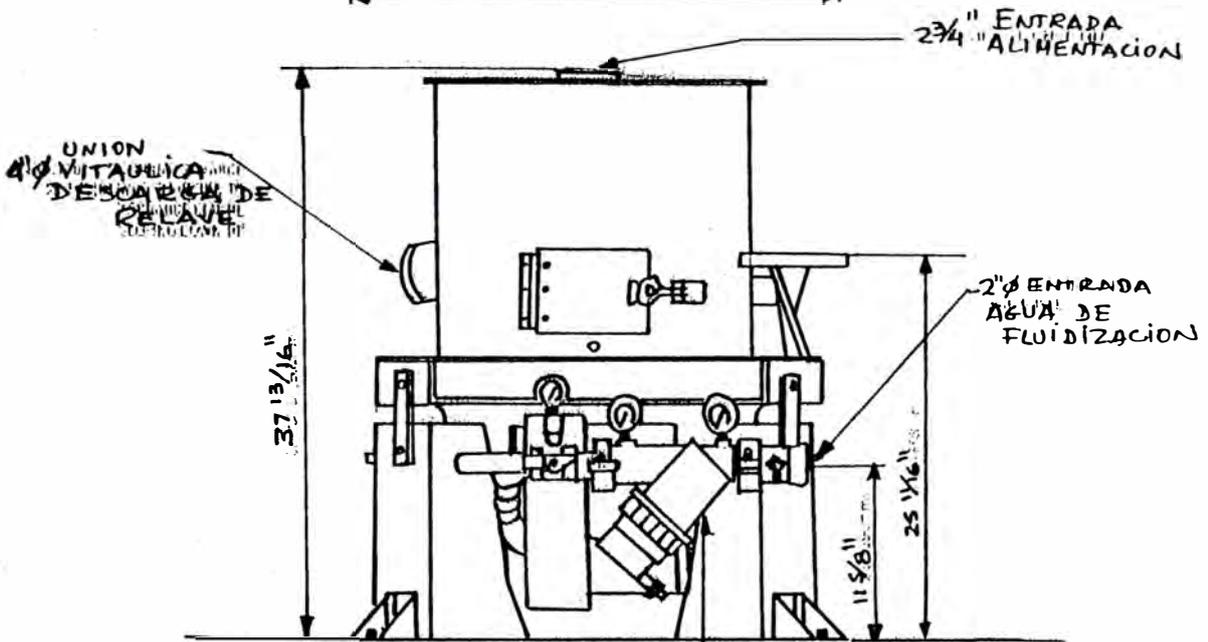
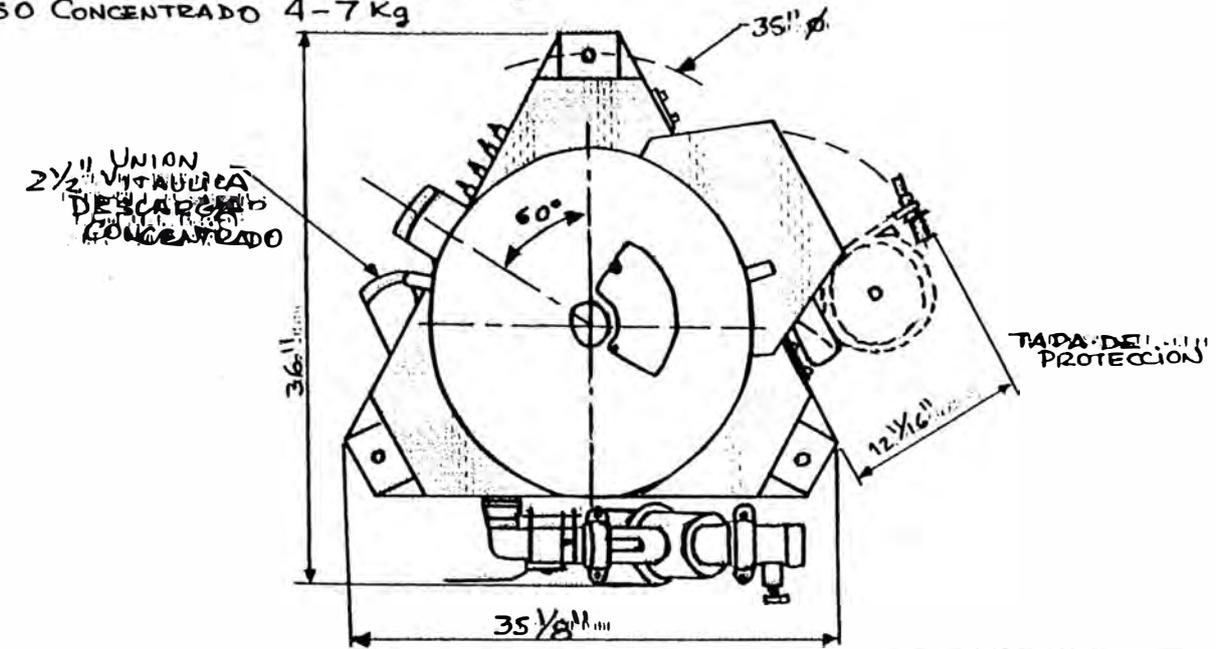


Fig. N° 4. Especificaciones del Concentrador Knelson 12"

HP 1 1/2 CAPACIDAD 0.4 T.M./hr
 PESO NETO CONCENTRADOR 222 Kg
 PESO CONCENTRADO 4-7 Kg



M30 FILTRO DE AGUA FLUIDIZACION

DENSIDAD ALIMENTACION 0-75 %
 AGUA DE FLUIDIZACION REQUERIDA 30-40 GPM
 CICLO DE CONCENTRACION 4-10 hr

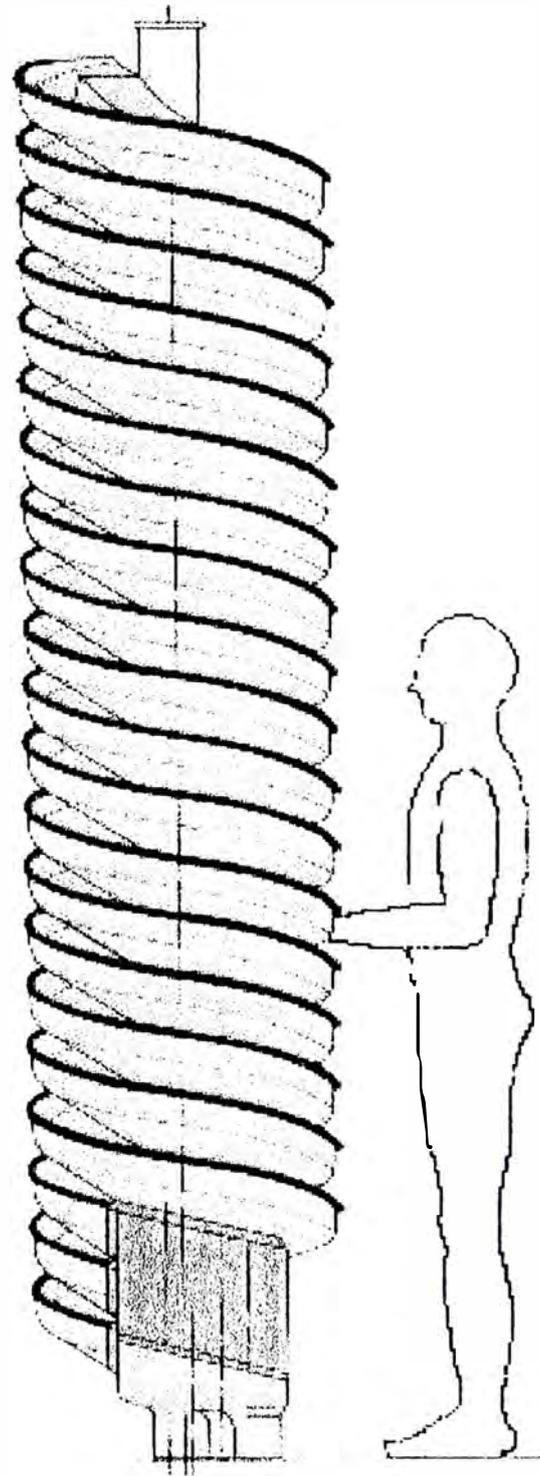
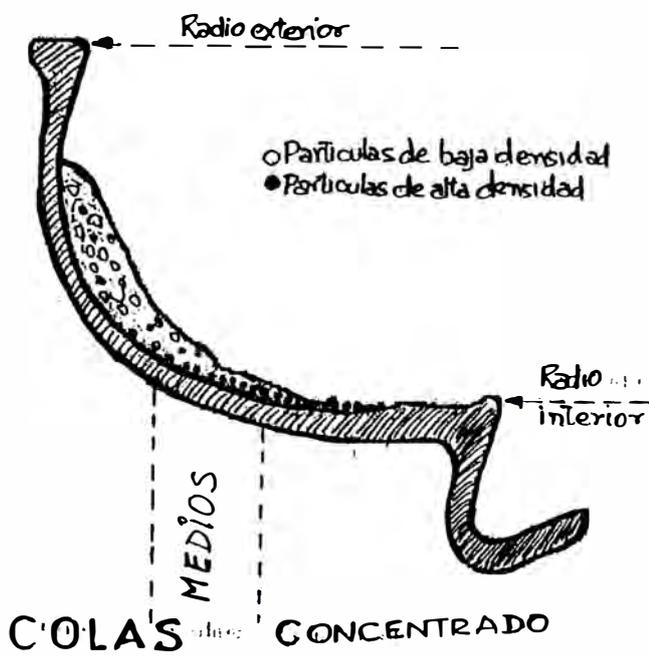
J.B.C

3.6. Espirales

Es un separador que se basa en una combinación de varias fuerzas de separación - fuerza centrífuga, corriente laminar y separación por medios densos. La unidad consiste de un canal de espiral descendente con una sección transversal semicircular modificada. La pulpa de mineral y agua se alimenta por la parte superior de la espiral y conforme el flujo va descendiendo, las partículas más pesadas se concentran en una franja a lo largo del lado interno de la corriente de pulpa. Los orificios de salida para extraer los productos, están localizados en la parte inferior de los espirales. La cantidad de productos obtenido en la parte inferior del espiral se controla mediante cortadores (splitters) graduables.

El tipo de espiral que se tiene es del tipo LG7 (Low Grade Series). La principal área de aplicación es la recuperación y concentración de minerales desde flujos de pulpa que contienen menos del 10% por peso de minerales valiosos.

Fig. N° 5 Concentrador en Espiral LG7



3.7. Mesas Concentradoras

Este concentrador consiste de una cubierta ligeramente inclinada A, sobre la cual la alimentación con casi 25% en peso de sólidos, se introduce en la caja de alimentación y distribuye a lo largo de C; el agua de lavado se reporta a lo largo del resto del lado de alimentación desde el canal D. La mesa vibra longitudinalmente, por medio del mecanismo B, usando carrera lenta hacia delante y un rápido retomo, lo que causa que las partículas minerales se arrastren lentamente a lo largo de la cubierta paralela a la dirección del movimiento. De este modo los minerales están sujetos a dos fuerzas: la debida al movimiento de la mesa y otra perpendicular a la anterior debida a la capa fluyente de agua. El efecto neto es que las partículas se mueven diagonalmente a través de la cubierta desde el extremo de la alimentación y como el efecto de la capa depende del tamaño y densidad de las partículas, éstas formarán un abanico sobre la mesa, las partículas más pequeñas y más pesadas viajan más alto hacia la artesa de concentrado en el extremo distante, mientras que las partículas más ligeras y grandes se lavan dentro de la artesa de las colas, las cuales corren a lo largo de la longitud de la mesa.

Fig. N° 6. Mesa Gravimétrica

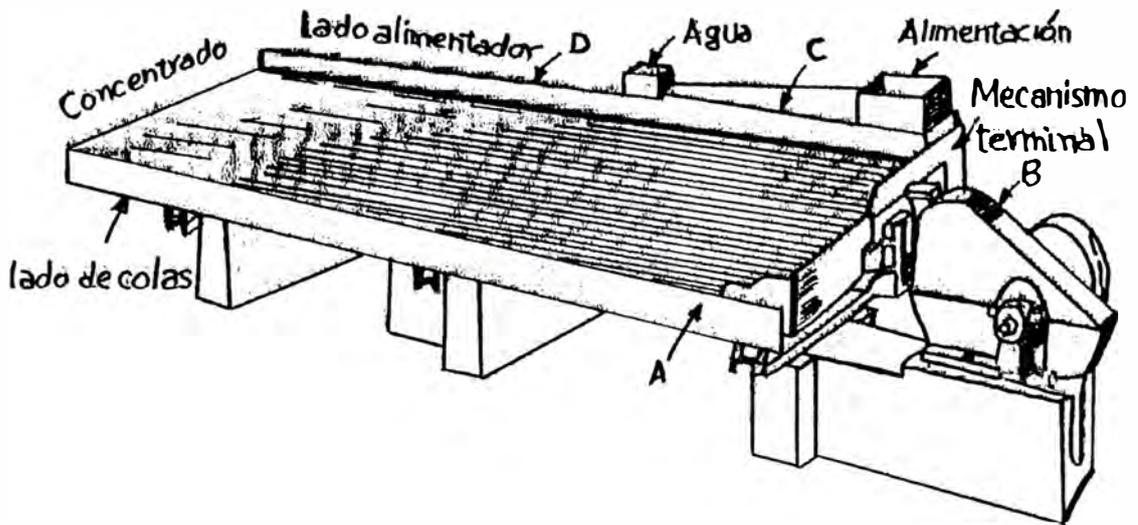
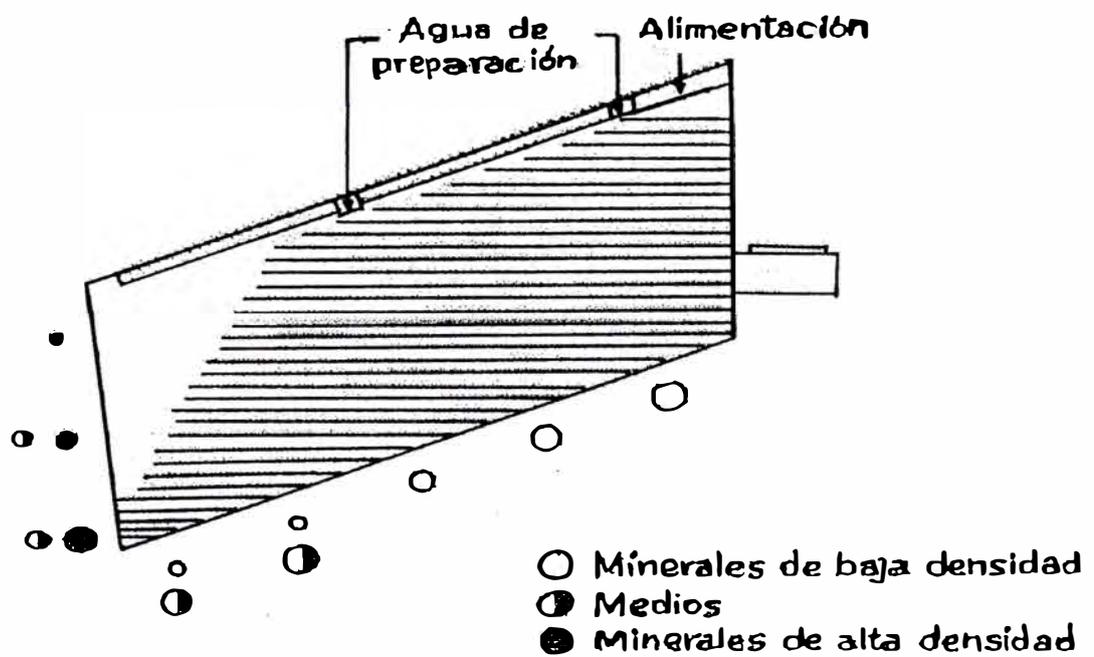


Fig. N° 7. Distribución de los Productos en la Mesa



3.8. Canalón cubierto con Corduroy

Los canalones (sluice boxes) constituyen el sistema gravimétrico más tradicional usado en la recuperación de oro. El concepto es crear un valle artificial, reflejando el lecho de un río, en el que se poseionan una serie de ranuras y deflectores de diferentes características y materiales en el flujo de agua produciendo la turbulencia y variaciones de velocidad de flujo necesarias para que como consecuencia de los diferentes pesos específicos, el oro se sedimente y separe de la ganga. Este canalón se encuentra forrado con corduroy que tiene la finalidad de atrapar el oro no captado en las etapas anteriores de concentración.

CAPITULO IV

Planta Gravimétrica Selene

4.1. Pruebas Metalúrgicas con Mineral de Selene

Se realizaron pruebas metalúrgicas con la finalidad de definir un esquema de tratamiento que permita una recuperación óptima de los contenidos de oro.

Las pruebas metalúrgicas consistieron en la evaluación de esquemas combinados de concentración gravimétrica (Jig-mesa gravimétrica) y Flotación.

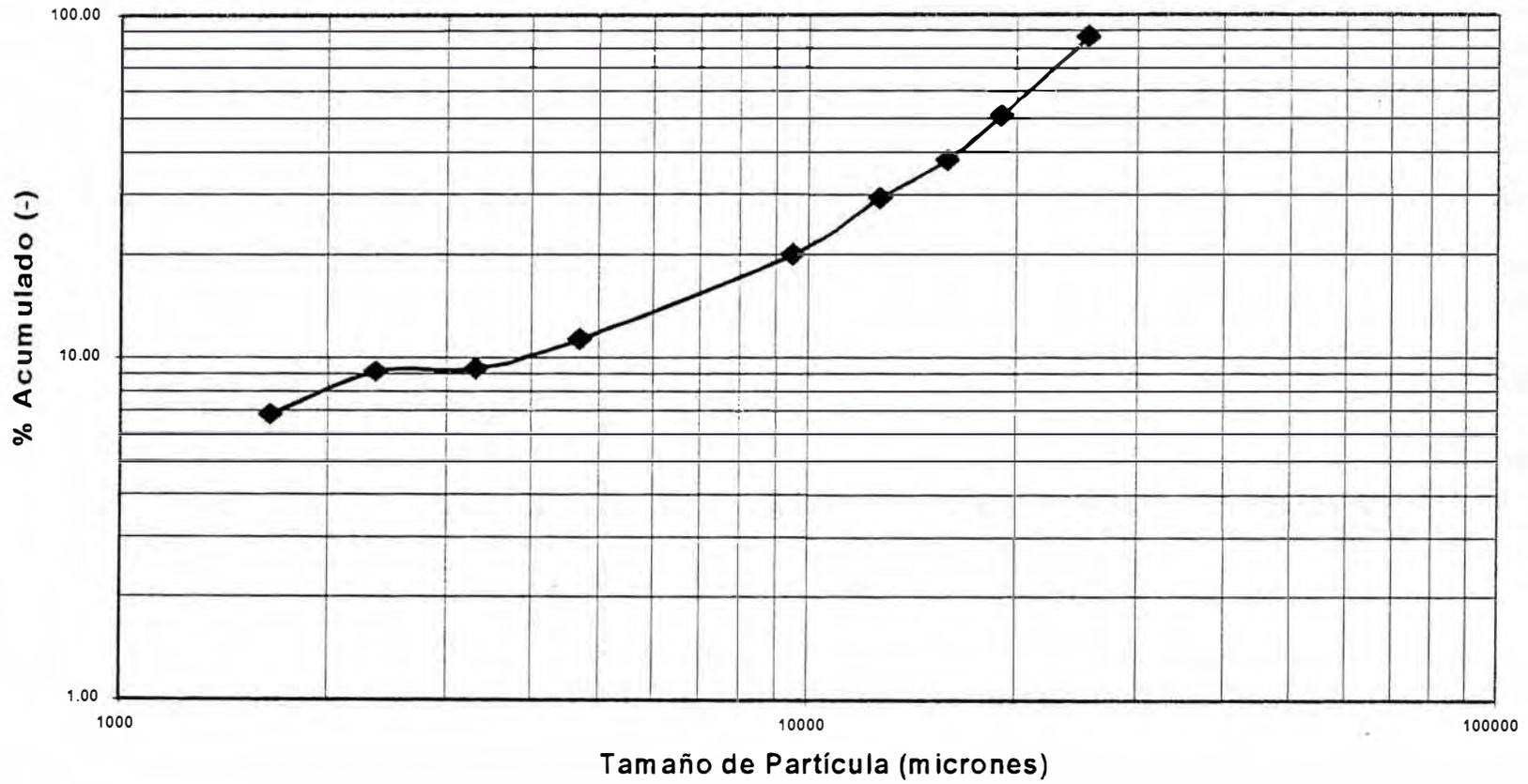
4.1.1. Análisis granulométrico del mineral de Cabeza.

La tabla N° 1 nos muestra el análisis granulométrico de la muestra de cabeza.

Tabla 1. Análisis Granulométrico del Mineral de Cabeza				
Malla	Tamaño (μ)	% Peso	ACUM (+)	ACUM (-)
+1"	25,400	13.18	13.18	86.82
+3/4"	19,050	35.79	48.97	51.03
+5/8"	15,875	13.23	62.2	37.8
+1/2"	12,700	8.33	70.53	29.47
+3/8"	9,525	9.3	79.83	20.17
+4M	4,699	8.77	88.6	11.4
+6M	3,327	2.4	90.64	9.36
+8M	2,362	0.21	90.85	9.15
+10M	1,651	2.28	93.13	6.87
-10M		6.87	100	0
TOTAL		100		

Fig N° 8 Análisis Granulométrico del Mineral de Cabeza

ANALISIS GRANULOMETRICO DE CABEZA

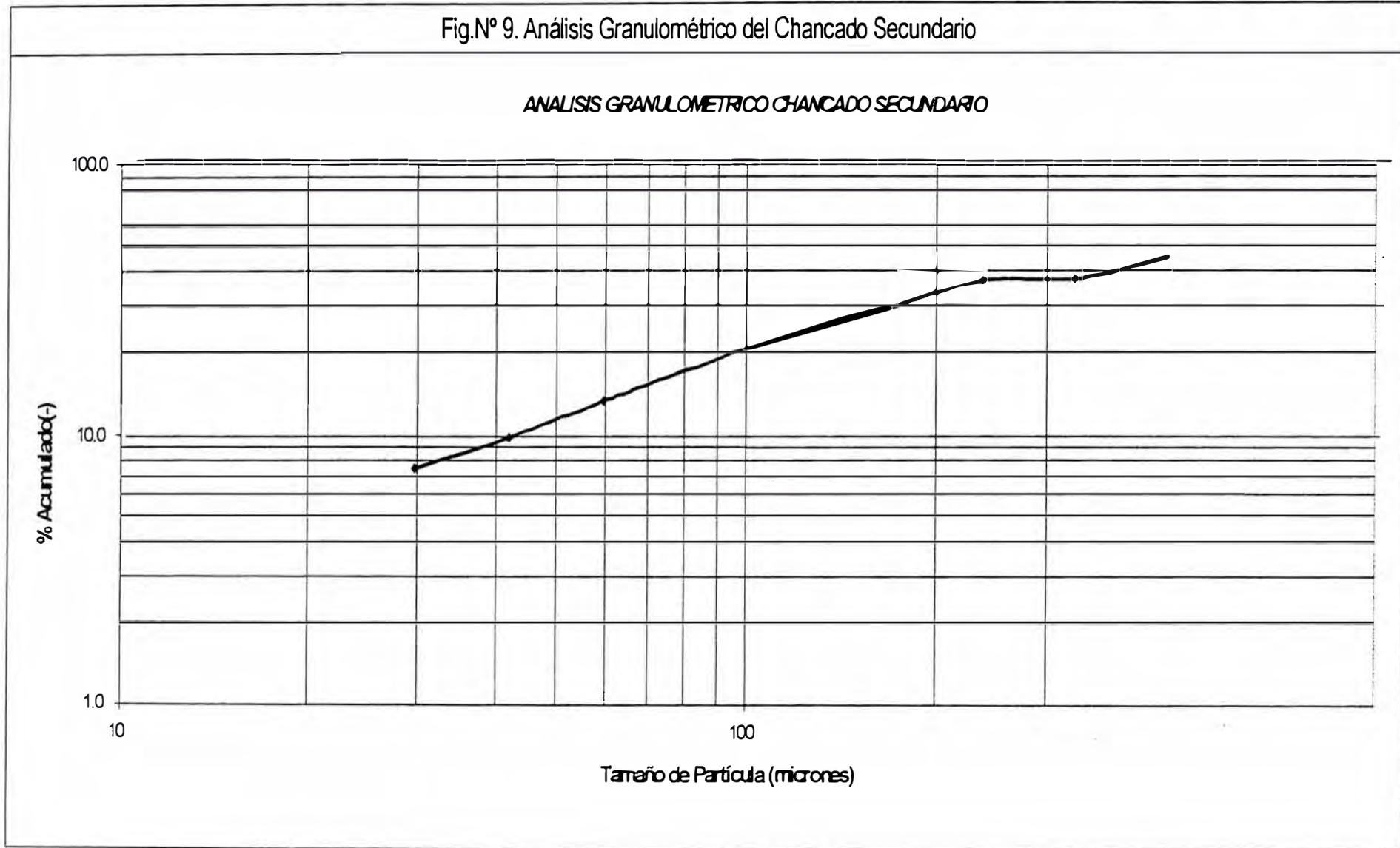


4.1.2. Análisis Granulométrico del Chancado Secundario

El mineral se redujo de tamaño en una chancadora de laboratorio a manera de una etapa de chancado secundario. La tabla 2, muestra el análisis granulométrico del producto así obtenido.

Tabla 2. Análisis Granulométrico Chancado Secundario				
Malla	Tamaño (μ)	% Peso	ACUM (+)	ACUM (-)
+3/8"	9525.00	28.15	28.15	71.85
+4m	4699.00	26.50	54.65	45.35
+6m	3327.00	7.73	62.38	37.62
+8m	2362.00	0.62	63.00	37.00
+10m	1651.00	8.01	71.01	28.99
+14m	1168.00	5.48	76.49	23.51
+30m	595.00	10.21	86.70	13.30
+40m	420.00	3.56	90.26	9.74
+50m	297.00	2.28	92.54	7.46
-50m		7.46	100.00	0.00
TOTAL		100.00		

Fig. Nº 9. Análisis Granulométrico del Chancado Secundario

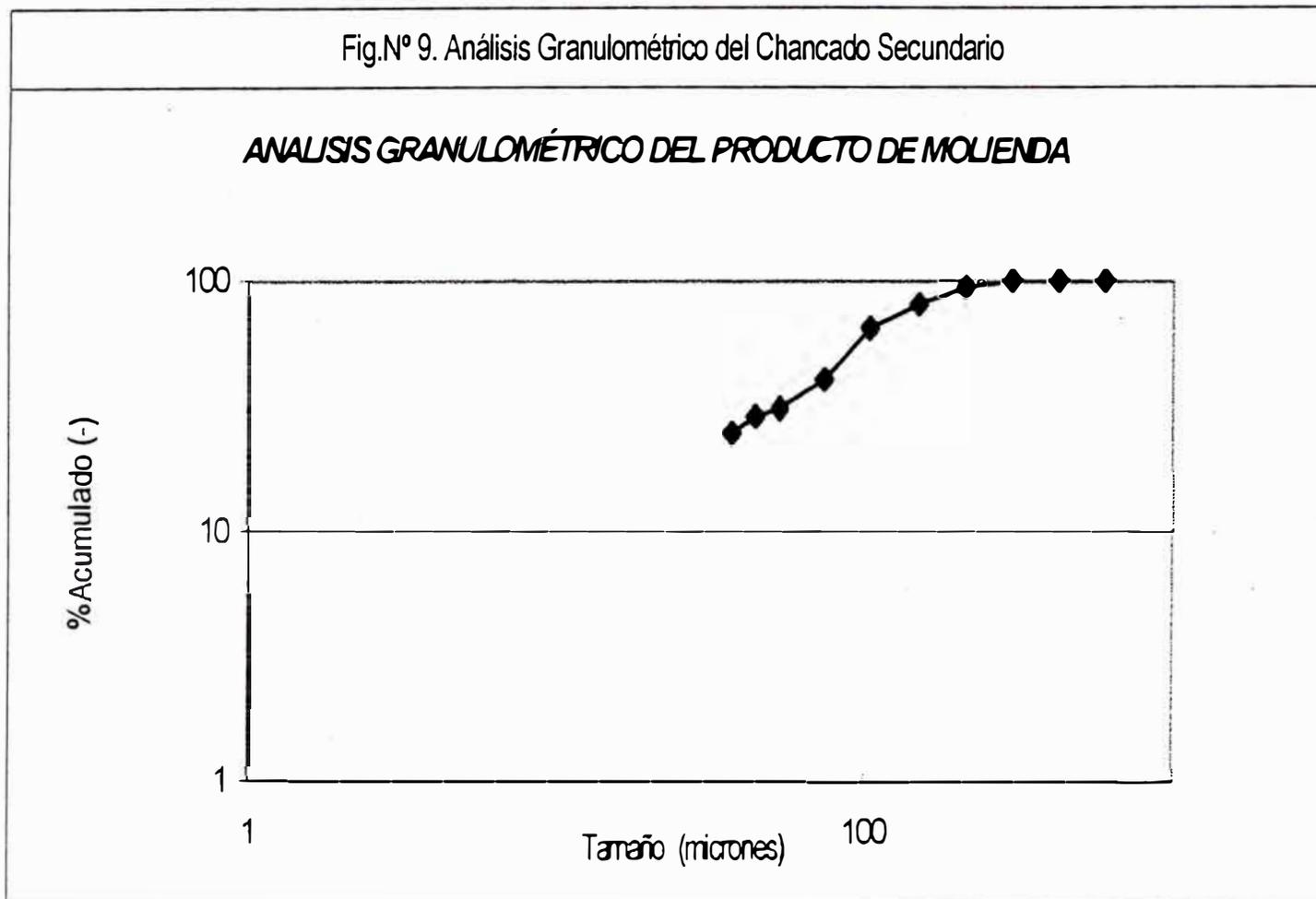


4.1.3. Análisis granulométrico del producto de molienda

Para las pruebas metalúrgicas se planteó usar una molienda gruesa de 40 % - 200m. El análisis granulométrico del producto molido es mostrado en la siguiente tabla N° 3

Tabla N° 3. Análisis Granulométrico de la Molienda				
Malla	Tamaño (μ)	% Peso	ACUM (+)	ACUM (-)
+m30	595.00	0.01	0.01	99.99
+m40	420.00	0.04	0.05	99.95
+m50	297.00	0.17	0.22	99.78
+m70	210.00	5.55	5.77	94.23
+m100	150.00	14.20	19.97	80.03
+m150	104.00	15.40	35.37	64.63
+m200	74.00	24.46	59.83	40.17
+m270	53.00	9.52	69.35	30.65
+m325	44.00	2.07	71.42	28.58
+m400	37.00	3.98	75.40	24.60
-m400		24.60	100.00	0.00
TOTAL		100.00		

Fig. Nº 9. Análisis Granulométrico del Chancado Secundario



4.1.4. Distribución del Oro en las Etapas de Reducción de Tamaños

4.1.4.1. Mineral de Cabeza

En la tabla N° 4, se puede apreciar la correspondiente distribución del oro en las diferentes mallas.

Tabla N° 4. Distribución del Oro en el Mineral de Cabeza						
Malla	Tamaño (μ)	% Peso	Au (g/TM)	Distribución del Au (%)		
				Parcial	Acum (+)	Acum (-)
+1	25400.00	13.18	56.879	2.92	2.92	97.08
+5/8	15875.00	49.02	290.423	55.52	58.44	41.56
+1/2	12700.00	8.33	334.839	10.88	69.31	30.69
+m4	4699.00	18.07	346.286	24.40	93.72	6.28
+m10	1651.00	4.53	195.557	3.45	97.17	2.83
-m10		6.87	105.558	2.83	100.00	0.00
Cabeza Calculada		100.00	256.427	100.00		

4.1.4.2. Chancado Secundario

En la tabla N° 5, se muestra la distribución del oro por mallas luego de la etapa de chancado secundario.

Tabla N° 5. Distribución del Oro en el Chancado Secundario						
Malla	Tamaño (μ)	% Peso	Au(g/TM))	Distribución del Au (%)		
				Parcial	Acum (+)	Acum (-)
+3/8	9525.00	28.15	1218.205	74.83	74.83	25.17
+m4	4699.00	26.50	178.695	10.33	85.16	14.84
+m10	1651.00	16.36	68.476	2.44	87.60	12.40
+m30	595.00	15.69	155.562	5.33	92.93	7.07
+m50	297.00	5.84	191.273	2.44	95.37	4.63
-m50		7.46	284.699	4.63	100.00	0.00
Cabeza Calculada		100.00	458.298	100.00		

4.1.4.3. Molienda

La tabla N° 6, nos muestra la distribución del oro por mallas, para el producto de molienda empleado para las pruebas metalúrgicas.

Tabla N° 6. Distribución del Oro en la Molienda						
Malla	Tamaño (μ)	% Peso	Au(g/TM))	Distribución del Au (%)		
				Parcial	Acum (+)	Acum (-)
+m70	210.00	5.77	1716.557	25.58	25.58	74.42
+m150	104.00	29.60	516.002	39.45	65.03	34.97
+m200	74.00	24.46	317.326	20.05	85.08	14.92
+m270	53.00	9.52	227.362	5.59	90.67	9.33
+m400	37.00	6.05	185.001	2.89	93.56	6.44
+m400		24.60	101.377	6.44	100.00	0.00
Cabeza Calculada		100.00	387.176	100.00		

4.1.5. Pruebas Metalúrgicas

4.1.5.1. Esquema Número 1

Esta prueba se realiza de acuerdo al esquema mostrado en la figura adjunta. La tabla N° 7 muestra los productos obtenidos, así como las correspondientes distribuciones del oro.

Fig. N° 10. Prueba Metalúrgica: Esquema N° 1

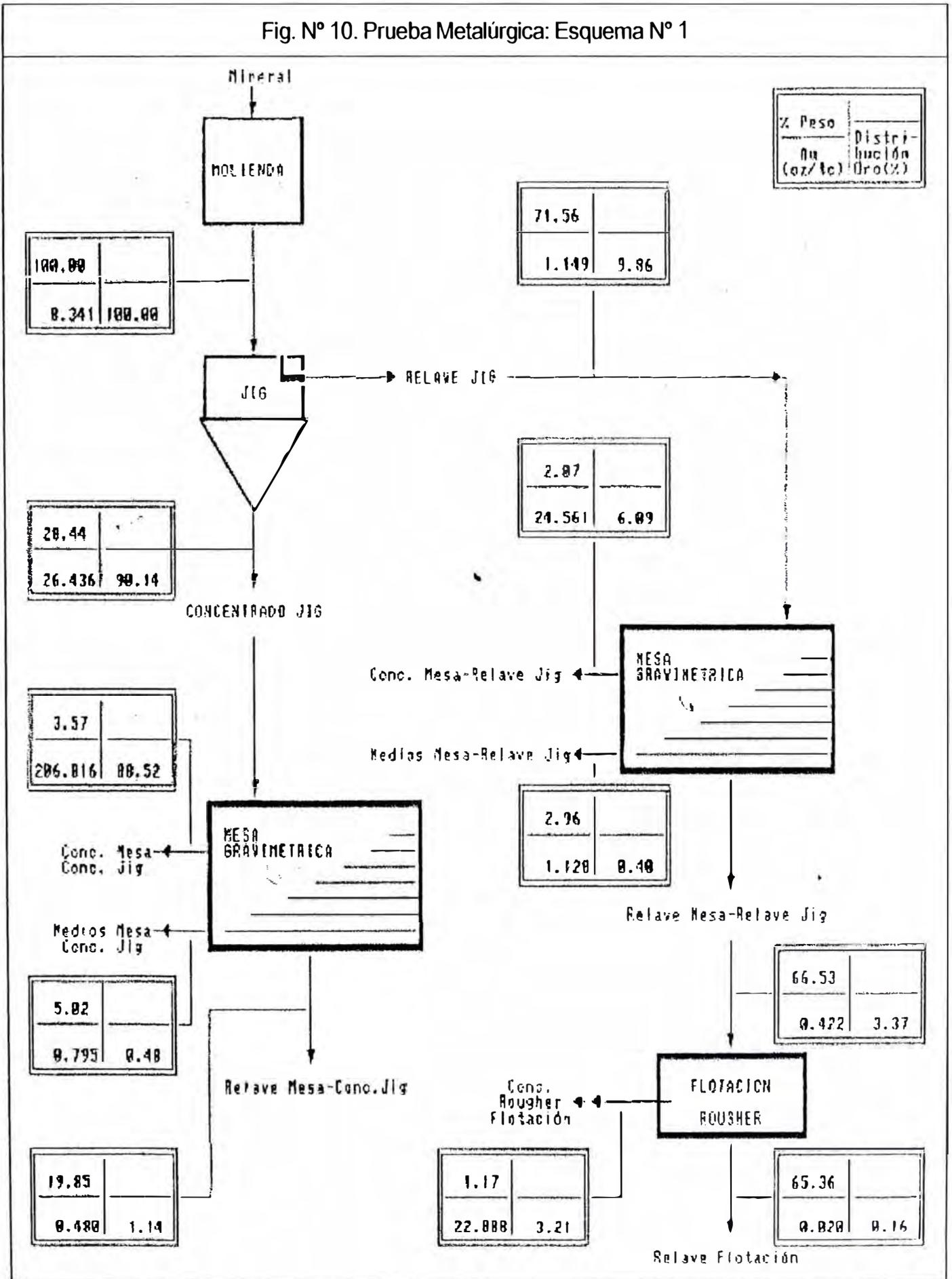


Tabla N° 7. Balance Metalúrgico de la Prueba N°1			
Producto	% Peso	Au(g/TM)	%Recuperación Au
Conc. Mesa - Conc Jig	3.57	7088.039	88.52
Medios Mesa - Conc. Jig	5.02	27.246	0.48
Relave Mesa – Conc. Jig	19.85	16.451	1.4
Concentrado Jig (*)	28.44	906.020	90.14
Conc. Mesa – Relave Jig	2.7	841.760	6.10
Medios Mesa – Relave Jig	2.6	38.659	0.40
Conc. Rougher Flotación	1.17	784.422	3.21
Relave Flotación (*)	65.36	0.685	0.16
Relave Mesa- Relave Jig	66.53	14.463	3.37
Relave Jig (*)	71.56	39.379	9.86
Cabeza Calculada	100.00	285.864	100.00

(*) Ley Calculada

La prueba de Flotación N° 1, se realizó en las siguientes condiciones:

♦ Molienda:	No se realizó
♦ Flotación:	Rougher
♦ Z-6:	20 g/TM
♦ DF-200:	62 g/TM
♦ Acond:	5 min
♦ Flotación:	4 min

4.1.5.2. Esquema Número 2

Dicha prueba se realizó de acuerdo al esquema mostrado en la figura N° 11. La tabla N° 8 nos muestra la distribución del oro en los productos obtenidos en las diversas etapas.

Fig. N° 11. Prueba Metalúrgica: Esquema N° 2

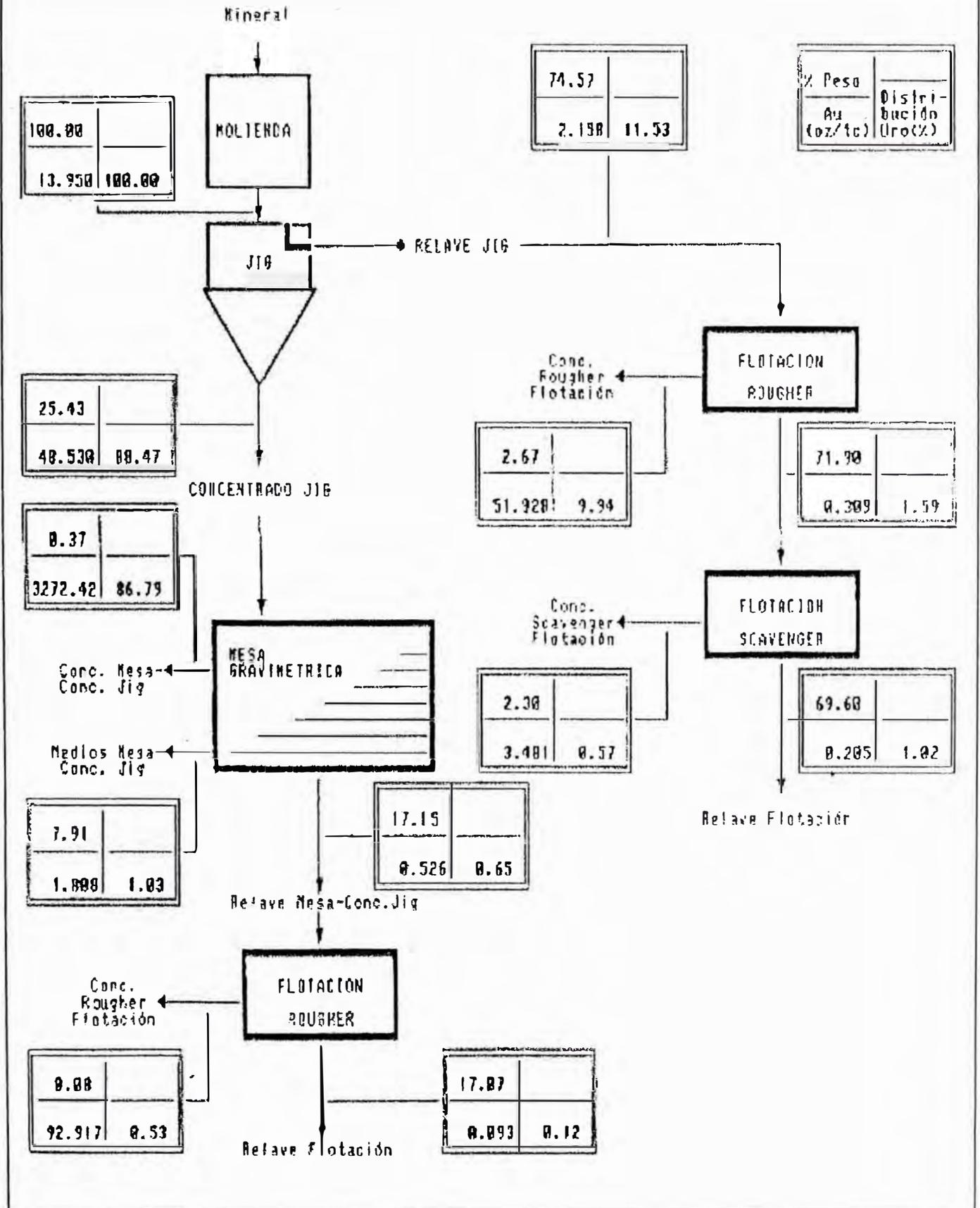


Tabla N° 8. Balance Metalúrgico de la Prueba N° 2

Producto	% Peso	Au(g/TM)	%Recuperación Au
Conc. Mesa - Conc Jig	0.37	112153.136	86.80
Medios Mesa - Conc. Jig	7.91	61.964	1.03
Conc. Flot. Rougher 3 (*)	0.08	3184.470	0.53
Relave Flotación Rougher	17.07	3.187	0.11
Relave Mesa – Conc. Jig	17.15	18.027	0.65
Concentrado Jig (*)	25.43	1663.230	88.47
Conc. Flot. Rougher 2 (*)	2.67	1779.687	9.94
Conc. Flot. Scavenger 2	2.30	119.302	0.57
Relave Flot. Scavenger	69.90	7.026	1.02
Relave Jig (*)	74.57	73.959	11.54
Cabeza Calculada	100.00	478.097	100.00
Cabeza Analizada	100.00	433.920	

(*) Leyes de Oro Calculadas

La prueba de Flotación N° 2 se realizó en las siguientes condiciones:

♦ Molienda:	No se realizó
Flotación:Rougher	
♦ Z-6:	20 g/Tm
♦ DF-200:	62 g/Tm
♦ Acond:	5 min
♦ Flotación:	4 min

Flotación:Scavenger	
♦ Z-6:	20 g/TM
♦ DF-200:	62 g/TM
♦ Acond:	5 min
♦ Flotación:	4 min

Tabla N° 9. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación N 2

Producto	% Peso	Au(g/TM)	%Recuperación Au
Cabeza	100.00	73.959	100.00
Conc. Rougher	3.58	1779.687	86.15
Conc. Scavenger	3.08	119.02	4.97
Rougher + Scavenger	6.66	1011.818	91.11
Relave	93.34	7.026	8.87

La prueba de Flotación N° 3 se realizó en las siguientes condiciones:

♦ Remolienda:	21 min.
♦ Flotación:	Rougher
♦ Z-6:	40 g/TM
♦ DF-200:	62 g/TM
♦ Acond:	5 min
♦ Flotación:	4 min

Tabla N° 10. Balance Metalúrgico de la Prueba de Flotación N° 3

Producto	% Peso	Au (g/TM)	%Recuperación Au
Cabeza	100.00	18.027	100.00
Conc. Rougher	0.46	3184.470	81.26
Relave	99.54	3.187	17.60

4.2. Observaciones y Conclusiones de las Pruebas Metalúrgicas con Mineral de Seleno

- ♦ De acuerdo a la observación de muestras al microscopio, el oro se encuentra en forma libre siendo el principal mineral accesorio el cuarzo. El oro se encuentra en rangos gruesos de tamaño de partícula, mecánicamente incluido en la matriz de cuarzo lo cual explica la relativa facilidad para su liberación con una molienda gruesa.
- ♦ Aunque las pruebas fueron efectuadas con un peso total de muestra cercano a los 30 Kg, los resultados obtenidos evidencian la docilidad del oro a su recuperación empleando esquemas gravimétricos convencionales.
- ♦ Las pruebas metalúrgicas siguieron básicamente el esquema de concentración gravimétrica - flotación, siendo el mineral alimentado a un grado de molienda de 40 % -200 mallas.
- ♦ Ambos esquemas evaluados consideraron una etapa previa de concentración gravimétrica empleando un Jig Denver 3x4. Para ambas pruebas los resultados señalan una recuperación de los concentrados de Jig cercana al 90 %, de acuerdo a la distribución del oro en el producto de molienda, el Jig estaría recuperando eficientemente al oro fino presente por encima de los 53 micrones, (malla 270). La alta eficiencia mostrada por el Jig se explica por los altos contenidos de oro grueso, fácilmente liberados a moliendas tan gruesas como la empleada.

El relave del Jig (livianos), incluirá predominantemente al oro que se encuentra por debajo de la malla 270, fracción que incluye alrededor del 10% del oro presente en el producto molido.

- ♦ La limpieza del concentrado Jig empleando una mesa gravimétrica Deister N° 15S (esquema N°1), luego de sucesivas etapas de limpieza de concentrados y medios en la misma mesa, permitió obtener un concentrado final de 7,087.49 g Au/TM, representando una recuperación con respecto a la cabeza entrante del 88.2 %. Estos resultados fueron logrados con una sólo etapa de limpieza del concentrado.

La recuperación del oro, con respecto al contenido en el concentrado del Jig, asciende a un 98% valor que puede esperarse en la recuperación del oro libre y grueso presente en el producto pesado del Jig.

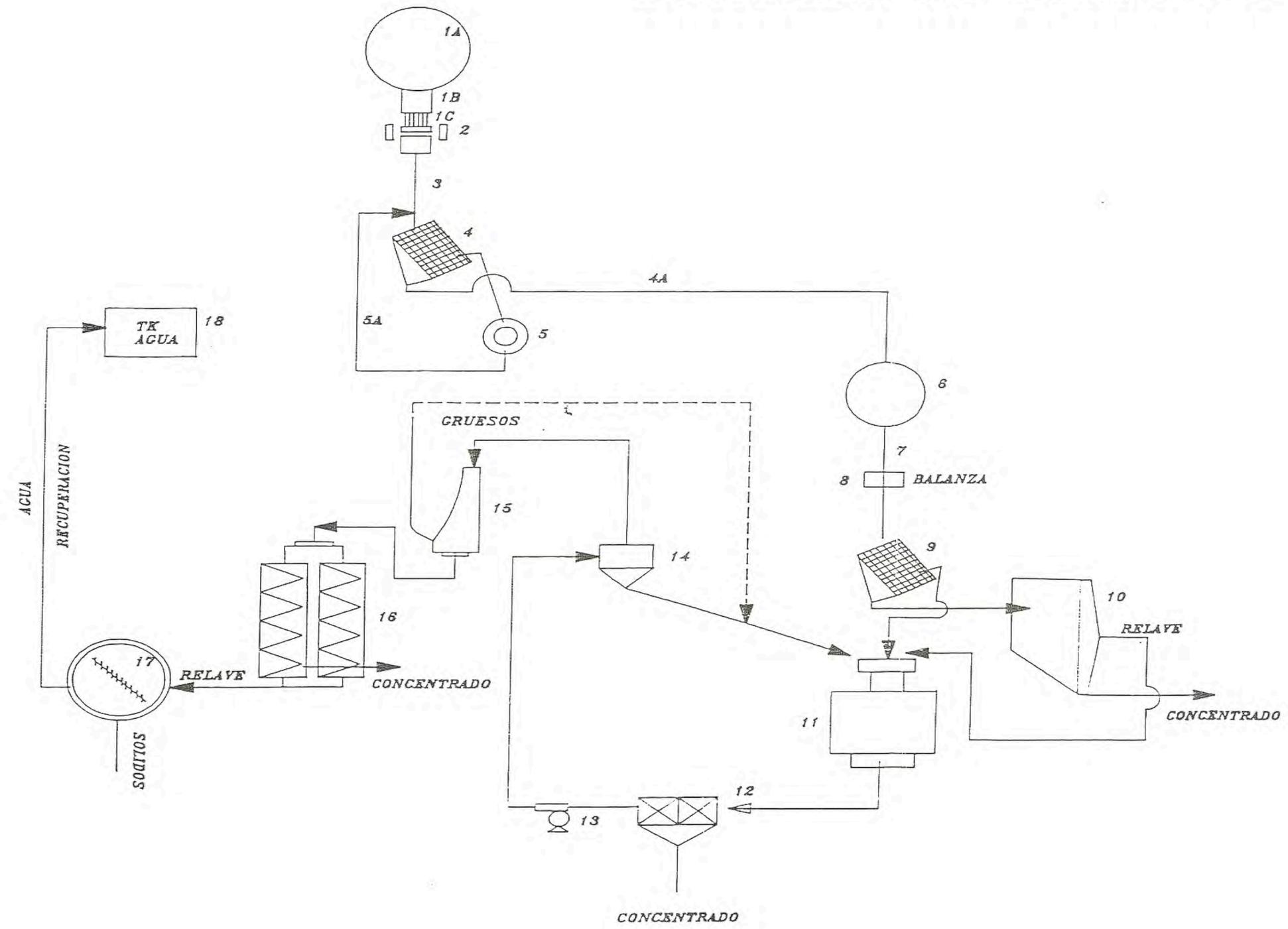
El relave de ésta mesa todavía incluye 16,45 g Au/TM, representando el 1.14% del oro total, el cual estará presente en los rangos finos de tamaño de partícula. La Flotación de éstos relaves con oro fino permitirá una adecuada recuperación sin desmedro de las leyes dado que el alimento a la etapa de flotación proviene de un material previamente deslamado al ser pasado por el jig.

- ♦ El relave, (livianos), del Jig conteniendo 39.07 g Au/TM, podrá ser convenientemente tratado por concentración gravimétrica en mesas y posterior flotación de los respectivos relaves. Para nuestras pruebas la concentración en mesa permitió obtener un concentrado con 841.73 g Au/TM conteniendo el 6.1% del oro total y representando una

DIAGRAMA DE FLUJO N° 1

LEYENDA

- 1A TOLVA DE GRUESOS 100 TM.
- 1B PANFEEDER
- 1C GRIZZLY
- 2 CHANCADORA DE QUIJADAS 10" * 16"
- 3 FAJA TRANSPORTADORA
- 4 ZARANDA 3' * 6'
- 4A FAJA TRANSPORTADORA
- 5 TRITURADORA 1'8"
- 5A FAJA TRANSPORTADORA
- 6 TOMA DE FINOS 100 TM
- 7 FAJA TRANSPORTADORA
- 8 BALANZA RAMSEY
- 9 ZARANDA
- 10 MESA GRAVIMETRICA
- 11 MOLINO DE BOLAS 5' * 6'
- 12 JIG
- 13 BOMBA SRL
- 14 CICLON-10"
- 15 DSM
- 16 ESPIRAL GRAVIMETRICO
- 17 ESPESADOR
- 18 TK AGUA



recuperación del 62.5 % del oro contenido en éstos livianos del Jig. La baja eficiencia de recuperación del oro en ésta etapa se debe a que la mesa trató oro libre, aunque en rangos más finos de tamaño, siendo éstos finos desplazados por arrastre al relave de mesa.

La prueba preliminar de flotación del oro contenido en éste relave de mesa, permitió obtener un concentrado rougher con 784.83 g Au/TM permitiendo una recuperación adicional del 3.21% del oro total.

El relave de flotación, que se constituye en el relave final de ésta parte del esquema, sólo contiene 0.685 g Au/TM.

- ♦ El Esquema N° 2, se llevó a cabo luego de recomponer el alimento al jig, inicialmente a 10% -200 mallas, y prepararlo a 40% -200 mallas. Este esquema difiere básicamente del N° 1, al considerar la flotación directa del relave del Jig, (livianos), sin previo tratamiento por mesa gravimétrica.

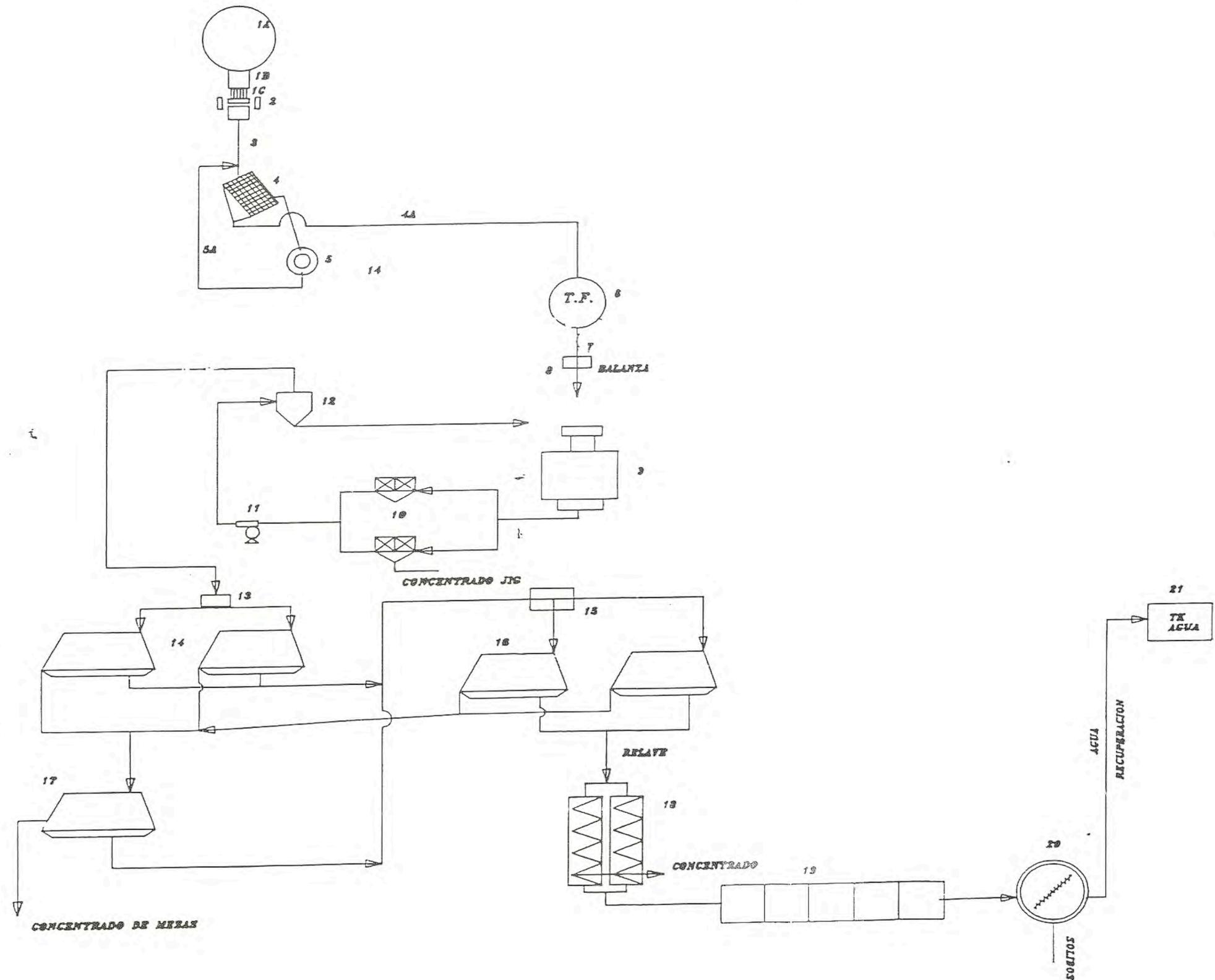
Adicionalmente el esquema N°2 considera la flotación, (Rougher N°3), de los relaves de mesa gravimétrica obtenidos a partir del concentrado del Jig, (pesados).

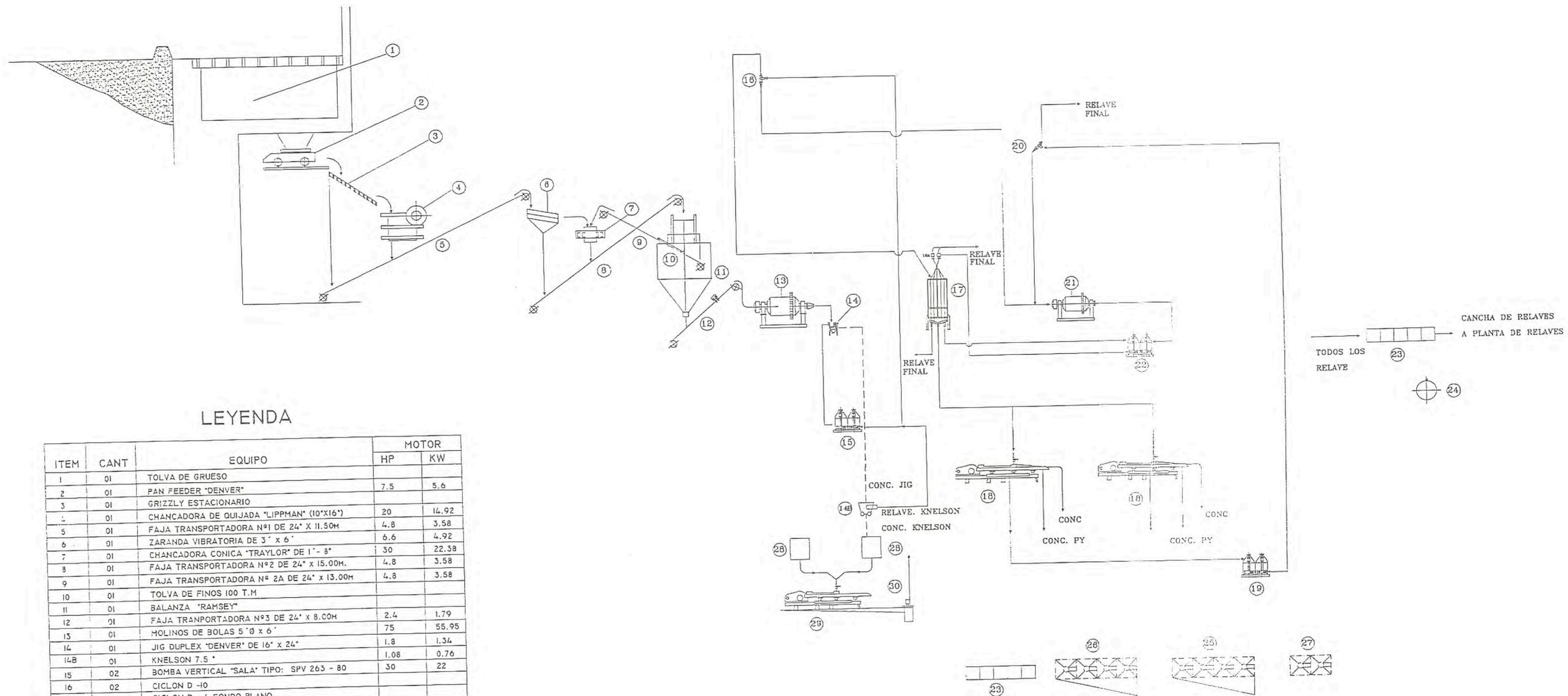
- ♦ El concentrado del Jig, se constituyó en el alimento a la mesa tipo Deister la cual permitió obtener un concentrado con 112,152.347 g Au/Tm representando una recuperación del 86,8% del oro total en un producto que solo representa el 0.37% en peso con respecto al alimento total. Esto se explica desde que el esquema N°2 consideró hasta 2 etapas de relimpieza en mesas de los concentrados provenientes de la misma mesa.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 2

LEYENDA

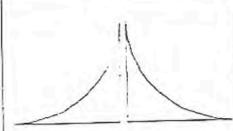
- 1A TOLVA DE GRUESOS 100 TM.
- 1B PANFEEDER
- 1C CRIZZLY
- 2 CHANCADORA DE QUIJADAS 10"×16"
- 3 FAJA TRANSPORTADORA
- 4 ZARANDA 3'×6'
- 4A FAJA TRANSPORTADORA
- 5 TRITURADORA 1'8"
- 5A FAJA TRANSPORTADORA
- 6 TOLVA DE FINOS 100 TM
- 7 FAJA TRANSPORTADORA 24"×L
- 8 BALANZA RAMSEY
- 9 MOLINO DE BOLAS 5'×6'
- 10 2 JIG 16'×24'
- 11 BOMBA VERTICAL
- 12 CICLON D-10
- 13 CAJON DISTRIBUIDOR
- 14 2 MESAS GRAVIMETRICAS ROUGHER
- 15 CAJON DISTRIBUIDOR
- 16 2 MESAS GRAVIMETRICAS SCAVENGER
- 17 1 MESA GRAVIMETRICA CLEANER
- 18 4 ESPIRALES GRAVIMETRICOS 2 TM/Hr LC7
- 19 CANALETA FORRADA CON CORDUROY 8m.×0.5m.
- 20 ESPESADOR 10'×20'
- 21 TX AGUA





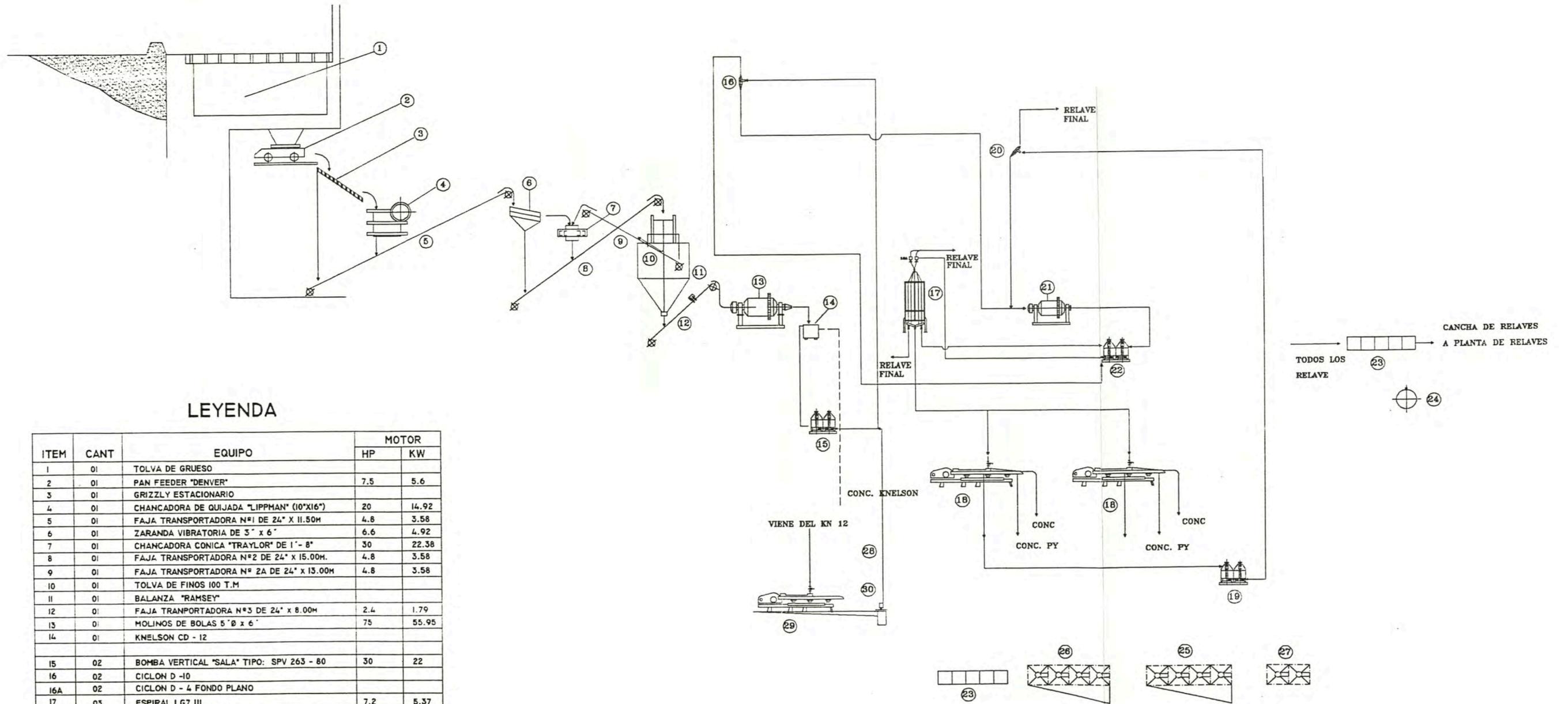
LEYENDA

ITEM	CANT	EQUIPO	MOTOR	
			HP	KW
1	01	TOLVA DE GRUESO		
2	01	PAN FEEDER "DENVER"	7.5	5.6
3	01	GRIZZLY ESTACIONARIO		
4	01	CHANCADORA DE QUIJADA "LIPPMAN" (10"x16")	20	14.92
5	01	FAJA TRANSPORTADORA N°1 DE 24" X 11.50M	4.8	3.58
6	01	ZARANDA VIBRATORIA DE 3' X 6'	6.6	4.92
7	01	CHANCADORA CONICA "TRAYLOR" DE 1'- 8"	30	22.38
8	01	FAJA TRANSPORTADORA N°2 DE 24" X 15.00M.	4.8	3.58
9	01	FAJA TRANSPORTADORA N° 2A DE 24" X 13.00M	4.8	3.58
10	01	TOLVA DE FINOS 100 T.M		
11	01	BALANZA "RAMSEY"		
12	01	FAJA TRANSPORTADORA N°3 DE 24" X 8.00M	2.4	1.79
13	01	MOLINOS DE BOLAS 5' Ø X 6'	75	55.95
14	01	JIG DUPLEX "DENVER" DE 16" X 24"	1.8	1.34
14B	01	KNELSON 7.5'	1.08	0.76
15	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO: SPV 263 - 80	30	22
16	02	CICLON D -10		
16A	02	CICLON D - 4 FONDO PLANO		
17	03	ESPIRAL LG7 III	7.2	5.37
18	03	MESA GRAVIMETRICA N°6		
19	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO:		
20	02	CICLON D - 6	25	18.65
21	01	MOLINO DE BOLAS 4' X 4'		
22	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO:		
23	02	CANALETA DE CORDUROY Ó YUTE		
24	01	ACONDICIONADOR DE 5' Ø X 5'		
25	01	BANCO DE 4 CELDAS ROUGHER 18 SP. DE 32" X 32"		
26	01	BANCO DE 4 CELDAS SCAVENGER 18 SP. DE 32" X 32"		
27	01	BANCO DE 2 CELDAS CLEANER 18 SP. DE 32" X 32"		
28	02	DEPOSITO DE CONCENTRADO		
29	01	MESA GRAVIMETRICA N°		
30	02	BOMBA VERTICAL DE 1 1/2'		


CIA. MINERA SELENE S.A.

DISEÑO: J. BALDOCEDA
 APROBADO: CARLOS GARCIA
 REVISIÓN: JESUS BALDOCEDA CASTILLO
 DIBUJO: P.T.H. FECHA: AGOSTO 1995

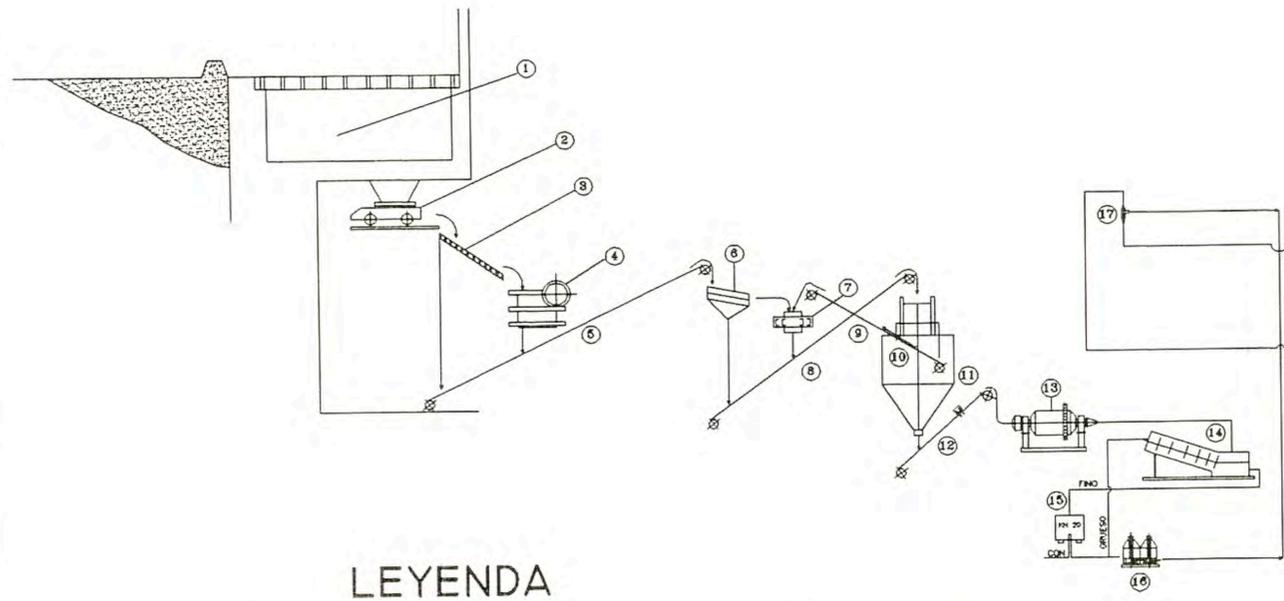
Proyecto: PLANTA PILOTO GRAVIMETRICA



LEYENDA

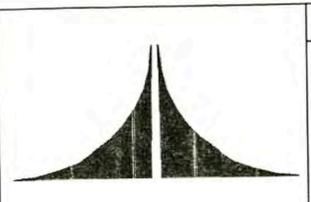
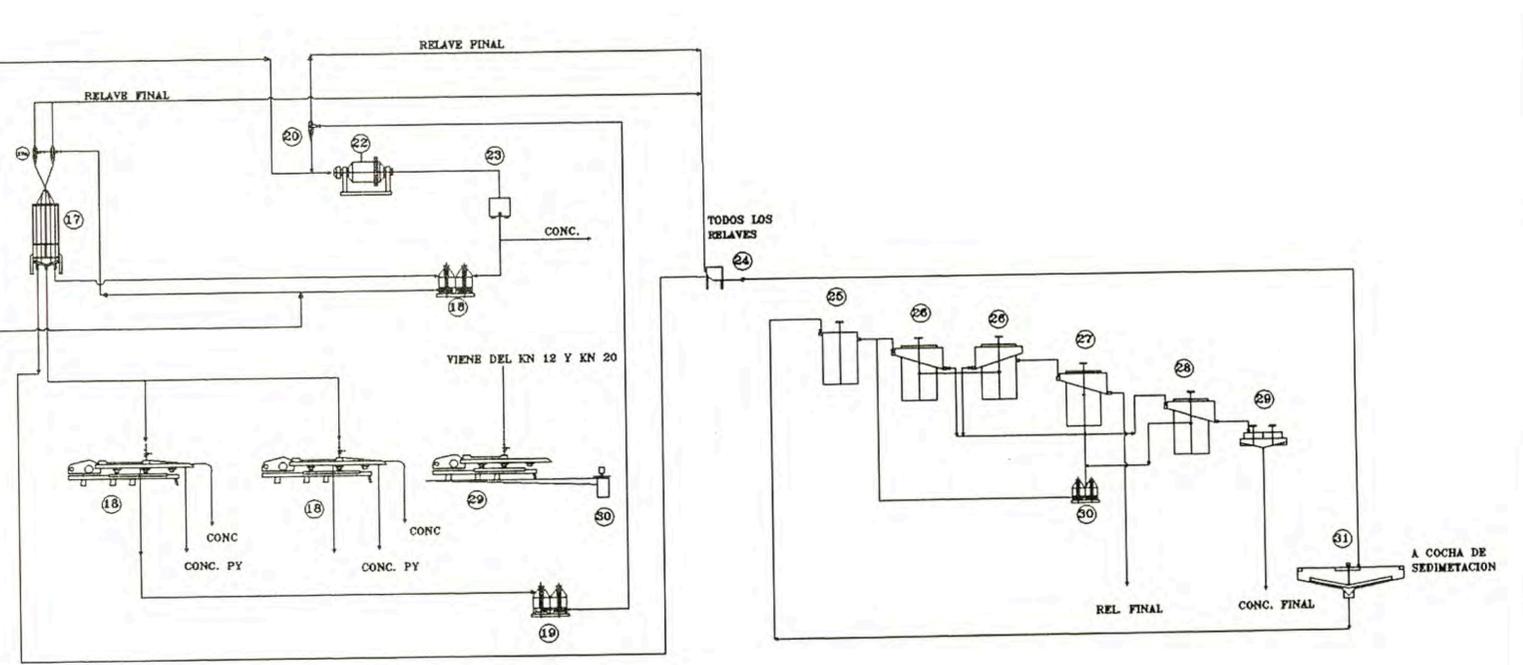
ITEM	CANT	EQUIPO	MOTOR	
			HP	KW
1	01	TOLVA DE GRUESO		
2	01	PAN FEEDER "DENVER"	7.5	5.6
3	01	GRIZZLY ESTACIONARIO		
4	01	CHANCADORA DE QUIJADA "LIPPMAN" (10"x16")	20	14.92
5	01	FAJA TRANSPORTADORA N°1 DE 24" X 11.50M	4.8	3.58
6	01	ZARANDA VIBRATORIA DE 3" x 6"	6.6	4.92
7	01	CHANCADORA CONICA "TRAYLOR" DE 1' - 8"	30	22.38
8	01	FAJA TRANSPORTADORA N°2 DE 24" x 15.00M.	4.8	3.58
9	01	FAJA TRANSPORTADORA N° 2A DE 24" x 13.00M	4.8	3.58
10	01	TOLVA DE FINOS 100 T.M		
11	01	BALANZA "RAMSEY"		
12	01	FAJA TRANSPORTADORA N°3 DE 24" x 8.00M	2.4	1.79
13	01	MOLINOS DE BOLAS 5' Ø x 6'	75	55.95
14	01	KNELSON CD - 12		
15	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO: SPV 263 - 80	30	22
16	02	CICLON D -10		
16A	02	CICLON D - 4 FONDO PLANO		
17	05	ESPIRAL LG7 III	7.2	5.37
18	05	MESA GRAVIMETRICA N°6		
19	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO:		
20	02	CICLON D - 6	25	18.65
21	01	MOLINO DE BOLAS 4" x 4"		
22	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO:		
23	02	CANALETA DE CORDUROY Ó YUTE		
24	01	ACONDICIONADOR DE 5' Ø x 5'		
25	01	BANCO DE 4 CELDAS ROUGHER 18 SP. DE 32" x 32"		
26	01	BANCO DE 4 CELDAS SCAVENGER 18 SP. DE 32" x 32"		
27	01	BANCO DE 2 CELDAS CLEANER 18 SP. DE 32" x 32"		
28	02	DEPOSITO DE CONCENTRADO		
29	01	MESA GRAVIMETRICA N°		
30	02	BOMBA VERTICAL DE 1 1/2'		

	DISEÑO		J. BALDOCEDA	
	APROBADO		CARLOS GARCIA	
	REVISIÓN		JESUS BALDOCEDA CASTILLO	
	DIBUJO	P.T.H.	FECHA	AGOSTO 1965
Proyecto : PLANTA PILOTO GRAVIMETRICA				



LEYENDA

ITEM	CANT	EQUIPO	MOTOR	
			HP	KW
1	01	TOLVA DE GRUESO		
2	01	PAN FEEDER "DENVER"	7.5	5.6
3	01	GRIZZLY ESTACIONARIO		
4	01	CHANCADORA DE QUIJADA "LIPPMAN" (10"X16")	20	14.92
5	01	FAJA TRANSPORTADORA N°1 DE 24" X 11.50M	4.8	3.58
6	01	ZARANDA VIBRATORIA DE 3' x 6'	6.6	4.92
7	01	CHANCADORA CONICA "TRAYLOR" DE 1' - 8"	30	22.38
8	01	FAJA TRANSPORTADORA N°2 DE 24" x 15.00M.	4.8	3.58
9	01	FAJA TRANSPORTADORA N° 2A DE 24" x 13.00M	4.8	3.58
10	01	TOLVA DE FINOS 100 T.M		
11	01	BALANZA "RAMSEY"		
12	01	FAJA TRANSPORTADORA N°3 DE 24" x 8.00M	2.4	1.79
13	01	MOLINOS DE BOLAS 5' Ø x 6'	75	55.95
14	01	CLASIFICADOR HELICOIDAL		
15	01	KNELSON CD - 20"	30	22
16	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO: SPV 263 - 80	30	22
17	02	CICLON D -10		
17A	02	CICLON D - 4 FONDO PLANO		
18	03	ESPIRAL LG7 III	7.2	5.37
19	03	MESA GRAVIMETRICA N°6		
20	02	BOMBA VERTICAL "SALA" TIPO:		
21	02	CICLON D - 6	25	18.65
22	01	MOLINO DE BOLAS 4" x 4"		
23	01	KNELSON CD - 12		
24	01	CAJON DE BOMBA HORIZONTAL		
25	01	ACONDICIONADOR DE 5' Ø x 5'		
26	02	CELDAS ROUGER		
27	01	CELDAS SCAVENGER		
28	01	CELDA CLEANER - 1		
29	01	CAJON DE BOMBA HORIZONTAL		
30	01	CAJON DE BOMBA HORIZONTAL		
31	01	ESPEADOR 30 x 10		



CIA. MINERA SELENE S.A

DISERO	J. BALDOCEDA		
APROBADO	CARLOS GARCIA		
REVISION	JESUS BALDOCEDA CASTILLO		
DIBUJO	P.TH.	FECHA	AGOSTO 795
Proyecto :		PLANTA PILOTO GRAVIMETRICA	

Aunque se consideró una mayor limpieza del concentrado, las recuperaciones se mantuvieron alrededor del 90% como para la prueba del esquema N°1, confirmando la docilidad del oro grueso ya liberado a una molienda de 40% -200 mallas, a ser eficientemente concentrado en equipos gravimétricos convencionales.

La flotación del relave de mesa, previa remolienda, permitió recuperar un 0.53% adicional de oro en un concentrado con 3,183.89 g Au/TM, con un relave que reportó 3,187 g Au/TM representando el 0.12% del oro total.

- ♦ La flotación del relave del Jig permitió obtener un concentrado rougher con 1,778.727 g Au/TM, (9.94% del oro total) y un concentrado scavenger con 119.30 g Au/TM. El relave general de flotación reporta 7.026 g Au/TM, valor que aún puede ser disminuído al considerar una etapa previa de captación del oro medianamente grueso que pueda estar presente en los livianos del Jig.

4.3. Selección del Diagrama de Flujo

Sobre la base de las pruebas llevadas a cabo se planteó los siguientes diagramas de flujo:

4.3.1. Diagrama N°1

Se considera una etapa de chancado primario, una etapa de zarandeo y una etapa de chancado secundario con carga circulante, pensando en obtener un 80% -1/2". Para la siguiente etapa una tolva de finos, una faja de alimentación antes del molino una zaranda malla 10 cuyo producto alimentaría a una mesa

Deister N°6, los relaves volverían al molino de bolas 5x6, el producto del molino sería alimentado al jig Duplex, los relaves bombeados aun ciclón D-10 los gruesos retomarían al molino los finos irían a un DSM Screen malla 20, los gruesos retomarían al molino 5x6 y los finos se alimentarían a un espiral, éste botaría dos productos un relave final y un concentrado.

COMENTARIOS: En lo que respecta a la primera *etapa* es bastante buena, la segunda etapa comienza el problema con la adición de la zaranda antes del molino 5x6, la adición de la mesa Deister, ésto para la zaranda se necesitarían agua para lavar los finos lo cual no se podría controlar el molino 5x6 igualmente los relaves de la mesa gravimétrica.

Los finos alimentados al DSM Screen estarían con bastantes lamas y se necesitarían lavar con agua, la densidad de alimentación al espiral sería demasiada baja, los concentrados del espiral bastante bajos.

4.3.2. Diagrama N°2

Tiene la misma primera etapa del primer diagrama, la variación comienza en la segunda etapa, se alimenta al molino 5 x 6 el producto a dos jig 10 x 24, para by-pasear cada uno los relaves a una bomba y éstos a un ciclón D-10, el grueso retornan al molino y los finos son alimentados a dos mesas gravimétricas Deister como Rougher, los relaves a dos mesas gravimétricas como Scavenger, los concentrados de las Rougher van a una etapa de Limpieza cuyos relaves recirculan a la cabeza. Los concentrados de las

Scavenger van hacia la limpieza, los relaves del Scavenger van hacia el espiral, los relaves de éste a una canaleta de corduroy

COMENTARIOS: El esquema se hace más interesante aunque la etapa de mesas la hace un poco complicado, esto por que el oro que se tiene es bastante grueso y demasiado vistoso, lo cual sería más un problema por el manipuleo y seguridad, tenemos también el problema de la gran cantidad de agua que necesitaría el circuito, el espiral trabajaría deficientemente, alimentación bastante diluída y lamosa, se presenta el canalón de corduroy con el fin de captar partículas que escapen del circuito.

4.3.3. Diagrama N°3

Se presenta una variación en el esquema de chancado haciéndolo en circuito abierto los gruesos de la zaranda 3x6 se alimentan a la chancadora secundaria Traylor 1'12", los productos hacia una tolva de finos, en la segunda etapa los finos son alimentados al molino 5x6, el producto a un Jig dúplex Denver, el concentrado del Jig es afinado en un Knelson de 7.5", el relave del afinamiento se junta con el relave del Jig, éstos son bombeados a un ciclón D-10 los finos se alimentan a una bomba Sala de 3", los gruesos del D-10 se alimentan a un molino secundario 4x4, el producto va hacia la misma bomba Sala de 3" que alimenta a dos ciclones de fondo plano de 4" los gruesos se alimentan al espiral de tipo LG-7 los finos van al relave final, el Espiral LG-7 produce tres productos los medios que recirculan, los relaves que van al relave final y los concentrados que pasan a la sección de gravimetría fina. Esta sección tiene una

mesa gravimétrica Deister N° 6 produce tres productos, un concentrado fino, unos medios (pirita) y un relave que recircula por medio de una bomba Sala de 3" que lo bombea a un ciclón D-6 inclinado, los finos van al relave final los gruesos al molino 4 x 4. Los productos del Knelson de 7.5 y el concentrado de la mesa N° 6 se afinan en una mesa Deister de laboratorio N° 15S, todos los relaves recirculan hacia la Planta. Todos los relaves de gravimetría van hacia un canalón de corduroy y de la cancha de relaves van a un circuito de Flotación inicialmente con sólo una celda WS-180.

COMENTARIOS : Se presenta un diagrama más completo, y la distribución de máquinas es más lógica, se presenta el concentrador Knelson de 7.5 como afinador de los concentrados del Jig. Es el diagrama de arranque de la Planta Piloto.

4.3.4 Diagrama N° 4

En la etapa de gravimetría se cambia el Jig Dúplex por un Knelson CD-12, se elimina el Knelson de 7.5, se coloca una mesa Deister N° 6 en el circuito de gravimetría fina, los relaves finales van a un circuito de flotación inicialmente con una celda de WS-180.

COMENTARIOS : El diagrama se va modificando de acuerdo a las características del mineral, se va haciendo más fino el oro, la presencia de leyes de Plata interesantes hace necesaria la presencia de la Flotación.

4.3.5 Diagrama de Flujo Final N° 5

El diagrama final, se adapta un Knelson CD-20 en la descarga del molino 5 x 6, el Knelson CD-12 se coloca en la descarga del molino 4 x 4 y para mejorar la alimentación al Knelson CD-20 se coloca un clasificador de espiral, los gruesos son alimentados hacia el molino 4 x4 Los relaves finales del circuito de gravimetría son alimentados hacia un espesador 30´x10´ con el fin de eliminar agua y dar una pulpa de densidad adecuada hacia la flotación, la sección de flotación se hace más completa teniendo dos celdas WS-180 como Rougher una celda Scavenger, y dos etapas de limpieza.

COMENTARIOS : Es el diagrama final el mineral cambia completamente en tamaño habiendo una presencia importante de finos por los que se hace necesaria la flotación, la cual mejora al aumentarse la densidad de pulpa.

4.4 Cuadros de Producción

Se presenta los cuadros de producción de los años 1996-1997-1998.

Cuadro Nº 2 . Producción Planta Concentradora Seleno 1996

PRODUCCION PLANTA CONCENTRADORA SELENE 1996											
OPERACIÓN CON JIG 16"24											
MES	CABEZA (TM)	LEY (g Au/TM)	CMG (g)	CJ (g)	CORDUROY (g)	CKN (g)	PIRITA (kg)	LEY (kg Au/TM)	RELAVE (TM)	LEY (g Au/TM)	RECUP. (%)
ENERO	415.22		17,810.89	11,113.46			545.30	0.250	414.65		
FEBRERO	1,198.82		13,984.47	39,096.94	5,186.85		892.11	1.547	1,197.87		
MARZO	1,242.53	9.35	8,179.41	16,112.55	352.63		861.07	1.500	1,241.64	3.430	63.34
ABRIL	1,544.40	20.29	27,881.09	29,875.17	2,137.47		1,149.70	4.581	1,543.19	6.720	66.91
MAYO	2,106.11	15.41	37,939.33	37,577.92	9,502.73		2,369.63	2.696	2,103.66	4.530	70.64
JUNIO	1,756.97	25.26	61,270.98	53,798.90	12,906.44		1,675.31	4.021	1,755.17	5.480	78.33
JULIO	1,885.52	24.91	118,825.98	74,609.52	14,384.50		1,677.41	3.619	1,883.63	5.370	78.46
AGOSTO	1,891.90	11.37	41,870.24	35,925.14	6,476.15		1,542.25	2.071	1,890.27	2.960	73.99
SEPTIEMBRE	2,110.85	7.98	18,601.26	28,931.27	4,429.29		1,416.26	1.870	2,109.38	2.640	66.94
OCTUBRE	2,111.47	13.26	32,306.37	44,710.15	8,023.53		1,598.19	3.603	2,109.79	4.000	69.86
NOVIEMBRE	1,164.75	26.46	34,017.98	38,100.22			1,320.00	4.382	1,163.36	9.010	65.99
PARCIAL	17,428.54	15.25	412,688.00	409,851.24	63,399.59		15,047.23	2.968	17,412.61	4.248	72.17
g Au			68,506.21	68,076.29	10,524.33		44,655.22		73,977.05		
%RECUP.			25.78	25.62	3.96		16.80				
OPERACIÓN CON KNELSON CD-12											
NOVIEMBRE	797.88	17.80	7,307.03		9,080.18	24,127.41	1,530.00	1.853	796.31	3.970	77.74
DICIEMBRE	1,950.04	15.74	18,042.88		17,527.12	71,665.81	3,198.43	1.842	1,946.73	3.140	80.08
PARCIAL	2,747.92	16.36	25,349.91		26,607.30	95,793.22	4,728.43	1.846	2,743.04	3.381	79.37
g Au			4,251.89		4,425.81	18,292.92	8,726.60				
%RECUP.			9.45		9.84	40.68	19.40				
TOTAL	20,176.46	15.40	438,037.91	409,851.24	90,006.89	95,793.22	19,775.66	2.699	20,155.65	4.130	73.21
g Au			72,758.10	68,076.29	14,950.14	18,292.92	53,374.51		83,251.14		
%RECUP.			23.56	22.04	4.84	5.15	17.28				

Cuadro N° 3 . Producción Planta Concentradora Selene 1997

PRODUCCION PLANTA CONCENTRADORA SELENE 1997														
OPERACIÓN CON KNELSON CD-12														
MES	CABEZA TM	LEY g Au/TM	CMG g	CORDUROY g	CKN g	PIRITA kg	LEY kg Au/TM	AREKN20 kg	LEY g Au/TM	CFLOT kg	LEY g Au/TM	RELAVE TM	LEY g Au/TM	RECUP. %
ENERO	1,951.21	10.640	16,358.46	3,933.75	53,458.26	3,095.20	1.304	3,826.610	193.407			1,944.21	1.960	81.65
FEBRERO**	1,787.83	10.770	8,259.54	7,305.09	43,782.50	3,248.06	1.433	3,474.010	207.688	6,747.140	72.012	1,774.30	1.170	89.22
PARCIAL	3,739.04	10.702	24,618.00	11,238.84	97,240.76	6,343.26	1.370	7,300.620	200.203	6,747.140	72.01	3,718.51	1.58	85.29
g Au			4,089.05	1,866.77	16,151.69	8,690.29		1,461.600		485.880				
%RECUP			10.58	4.83	41.81	22.50		3.780		1.260				
TRATAMIENTO PLANTA DE RELAVES														
MES	CABEZA TM	LEY g Au/TM	AREKN20 kg	LEY g Au/TM	CFLOT kg	LEY g Au/TM	RELAVE TM	LEY g Au/TM	RECUP %					
MARZO	789.43	4.637	2,176.76	420.278	4,346.63	291.110	782.91	1.780	61.93					
ABRIL	857.45	5.022	1,601.41	524.095	8,020.35	212.370	847.83	2.080	59.05					
MAYO														
JUNIO	3,901.05	4.086	4,413.85	533.440	15,304.37	441.750	3,881.33	1.758	57.19					
JULIO	5,306.84	5.228	5,747.96	1,237.218	28,497.36	384.130	5,272.59	1.837	65.09					
AGOSTO	4,074.10	4.325	5,520.36	806.020	22,273.96	315.110	4,046.30	1.520	65.10					
TOTAL	14,928.87	4.640	19,460.34	805.210	78,442.67	353.058	14,830.96	1.741	62.73					
g Au			15669.65		27694.77									
%RECUP			22.65		40.03									
TRATAMIENTO PLANTA GRAVIMETRICA														
MES	CABEZA TM	LEY g Au/TM	CMG g	CORDUROY g	CKN g	PIRITA kg	LEY kg Au/TM	AREKN20 kg	LEY g Au/TM	CFLOT kg	LEY g Au/TM	RELAVE TM	LEY g Au/TM	RECUP. %
NOVIEMBRE	1,833.94	11.253	8,997.24	2,642.08	44,158.59	3,230.71	1.187	3,260.51	322.685	12,950.99	185.107	1,814.42	2.005	82.37
DICIEMBRE	1,911.67	12.018	9,228.76	2,031.90	47,030.89	5,095.14	0.980	2,673.44	615.431	21,064.79	138.320	1,885.19	1.737	85.75
PARCIAL	3,745.61	11.643	18,226.00	4,673.98	91,189.48	8,325.85	1.060	5,933.95	454.577	21,064.79	252.127	3,699.61	1.868	84.15
TOTAL	7,484.65	11.173	42,844.00	15,912.82	188,430.24	14,669.11	1.194	13,234.57	314.256	27,811.93	208.431	7,418.12	1.725	84.70
g Au Parcial			3,173.15	813.74	15,876.09	8,828.09		2,697.44		5,311.00				
%RECUP			7.28	1.87	36.40	20.24		6.19		12.18				
g Au total			7,262.20	2,680.51	32,027.78	17,518.38		4,159.04		5,796.88				
%RECUP			8.83	3.26	38.94	21.3		5.06		7.05				

Cuadro N° 4 . Producción Planta Concentradora Selene 1998 - Producción de Oro

PLANTA CONCENTRADORA SELENE 1998**PRODUCCION DE ORO**

Operación con Knelson CD-12 y Knelson CD-20

MES	CABEZA (TM)	LEY (g Au/TM)	CMG (g)	CORDURO (g)	CKN (g)	PIRITA (kg)	LEY (g Au/TM)	AREKN20 (kg)	LEY (g Au/TM)	CFLOT kg	LEY g Au/TM	RELAVE TM	LEY g Au/TM	RECUP. %
ENERO	1,607.00	12.104	8,263.97	783.87	33,080.97	5,817.47	723.980	1,832.28	792.998	19,556.56	127.756	1,583.72	1.060	91.37
FEBRERO	1,379.71	18.045	6,753.28	6,336.22	41,393.26	2,770.07	1,339.588	1,839.31	1,231.295	11,359.09	316.980	1,364.37	2.855	84.35
MARZO	1,958.44	17.678	8,395.25	1,407.06	61,525.52	3,330.05	1,232.477	2,849.95	1,303.914	13,305.35	340.968	1,939.37	3.135	82.44
ABRIL	1,907.12	28.970		841.17	107,886.21	3,709.15	1,081.042	5,478.84	1,633.228	23,658.44	301.187	1,875.92	6.423	78.19
MAYO	1,951.63	27.787		2,474.37	92,084.38	4,635.55	915.761	6,283.66	1,610.904	29,476.52	314.859	1,912.77	7.080	75.03
JUNIO	1,913.82	21.970		2,706.68	59,404.38	5,109.56	770.258	7,235.33	1,068.747	33,357.22	286.109	1,868.06	4.511	79.96
JULIO	2,083.06	27.032		12,224.04	83,288.32	6,462.38	1,004.193	8,325.65	1,218.983	37,828.29	263.790	2,030.33	6.124	77.92
AGOSTO	1,829.84	20.144		8,772.65	75,658.45	5,024.14	658.521	7,449.51	714.573	51,242.00	169.897	1,766.05	3.405	83.69
SEPTIEMBR	1,755.49	19.100		9,959.56	66,484.10	5,023.45	876.140	6,027.06	598.108	43,674.93	161.971	1,700.67	2.574	86.94
OCTUBRE	1,761.43	19.970		11,311.97	56,627.84	4,481.04	1,251.110	5,773.93	910.949	30,144.91	205.126	1,720.97	3.002	85.31
NOVIEMBRE	1,827.54	17.250		5,643.57	50,918.46	4,599.65	1,086.650	4,988.24	707.180	47,634.88	172.560	1,770.28	2.970	83.32
DICIEMBRE	1,924.29	22.524		5,770.14	66,740.92	6,324.58	907.925	5,898.07	977.956	49,923.55	207.586	1,853.33	2.870	87.73
TOTAL	21,899.37	21.336	23,412.50	68,231.30	795,092.81	57,287.09	955.942	63,981.83	1,060.760	391,161.74	222.700	21,385.84	3.939	81.97
g Au			4,574.80	13,332.40	155,361.14	54,763.13		67,869.39		87,111.60				
%RECUP.			0.98	2.85	33.25	11.72		14.53		18.64				

Cuadro N° 5 . Producción Planta Concentradora Selene 1998 - Producción de Plata

PLANTA CONCENTRADORA SELENE 1998														
PRODUCCION DE PLATA														
Operación con KnelsonCD-12 y Knelson CD- 20														
MES	CABEZA (TM)	LEY (onz Ag/TM)	CMG (g)	CORDURO (g)	CKN (g)	PIRITA (kg)	LEY (onz Ag/TM)	AREKN20 (kg)	LEY (onz Ag/TM)	CFLOT (kg)	LEY (onz.Ag/TM)	RELAVE (TM)	LEY (onz.Ag/TM)	RECUP (%)
ENERO	1,607.00	5.120	8,263.97	783.87	33,080.97	5,817.47	62.360	1,832.28	110.620	19,556.56	143.793	1,583.72	1.180	77.29
FEBRERO	1,379.71	8.780	6,753.28	6,336.22	41,393.26	2,770.07	293.990	1,839.31	136.625	11,359.09	282.831	1,364.37	2.947	66.81
MARZO	1,958.44	7.760	8,395.25	1,407.06	61,525.52	3,330.05	259.074	2,849.95	138.297	13,305.35	221.175	1,939.37	3.100	60.44
ABRIL	1,907.12	12.060		841.17	107,886.21	3,709.15	510.064	5,478.84	216.041	23,658.44	244.625	1,875.92	3.501	71.45
MAYO	1,951.63	15.760		2,474.37	92,084.38	4,635.55	806.171	6,283.66	356.248	29,476.52	358.997	1,912.77	3.964	75.35
JUNIO	1,913.82	10.770		2,706.68	59,404.38	5,109.56	409.188	7,235.33	143.632	33,357.22	237.844	1,868.06	2.780	74.80
JULIO	2,083.06	12.780		12,224.04	83,288.32	6,462.38	446.582	8,325.65	133.625	37,828.29	241.859	2,030.33	3.344	74.50
AGOSTO	1,829.84	9.040		8,772.65	75,658.45	5,024.14	178.157	7,449.51	61.794	51,242.00	111.905	1,766.05	2.010	78.54
SEPTIEMBR	1,755.49	6.670		9,959.56	66,484.10	5,023.45	92.608	6,027.06	33.273	43,674.93	77.209	1,700.67	1.365	80.17
OCTUBRE	1,761.43	7.290		11,311.97	56,627.84	4,481.04	252.170	5,773.93	82.872	30,144.91	116.849	1,720.97	1.720	76.95
NOVIEMBRE	1,827.54	6.632		5,643.57	50,918.46	4,599.65	137.580	4,988.24	54.860	47,634.88	72.440	1,770.28	4.151	39.37
DICIEMBRE	1,924.29	11.980		5,770.14	66,740.92	6,324.58	32.576	5,898.07	110.522	49,923.55	68.931	1,853.33	7.326	41.10
TOTAL	21,899.37	9.719	23,412.50	68,231.30	795,092.81	57,287.09	278.854	63,981.83	132.646	391,161.74	158.350	21,385.84	3.170	68.15
onz Ag			1,548.34	4,512.34	52,581.87	15,974.71		8,486.94		61,940.33				
%RECUP.			0.73	2.12	24.70	7.51		3.99		29.10				

4.5. Cuadros de Consumo de Energía 1996- 1997-1998

Cuadro N° 6. Historial de Generación- TM Producidas Año 1996

HISTORIAL DE GENERACION -TM PRODUCIDAS AÑO 1996

MES	GRUPO N° 1			GRUPO N° 2			GRUPO N° 3			TOTAL		TM	RATIO
	HORAS	Kw-h	FUEL	HORAS	Kw-h	FUEL	HORAS	Kw-h	FUEL	kw-h	FUEL	MES	kw-h/TM
ENERO	452.00	22400.00	2183.00							22400.00	2183.00	415.22	53.95
FEBRERO	57.75	3510.00	326.00	488.10	38745.00	3641.00				42255.00	3967.00	1198.82	35.25
MARZO	203.96	18675.00	1334.00	383.52	36285.00	2640.00				54960.00	3974.00	1242.53	44.23
ABRIL	396.74	42315.00	3201.00	249.09	25035.00	1857.00				67350.00	5058.00	1544.40	43.61
MAYO	43.75	5825.00	453.00	698.11	85540.00	6761.00				91365.00	7214.00	2106.11	43.38
JUNIO	14.15	1990.00	115.00	706.43	89856.00	7165.00				91846.00	7280.00	1756.97	52.28
JULIO	32.78	4410.00	364.00	712.51	95318.00	7585.00				99728.00	7949.00	1885.52	52.89
AGOSTO	384.03	42971.00	3559.00	344.81	39749.00	3346.00				82720.00	6905.00	1891.90	43.72
SEPTIEMBRE	647.27	82525.00	6847.00	68.40	8950.00	745.00				91475.00	7592.00	2110.85	43.34
OCTUBRE	382.97	51140.00	4184.00	362.27	49732.00	4052.00				100872.00	8236.00	2111.47	47.77
NOVIEMBRE	5.51	585.00	41.00	703.97	101565.00	8038.00	11.33	1360.00	119.00	103510.00	8198.00	1962.63	52.74
DICIEMBRE	68.12	10445.00	835.00	677.06	100200.00	7918.00				110645.00	8753.00	1950.04	56.74
TOTAL	2689.03	286791.00	23442.00	5394.27	670975.00	53748.00	11.33	1360.00	119.00	959126.00	77309.00	20176.46	47.54

Cuadro N° 7. Historial de Generación- TM Producidas Año 1997

HISTORIAL DE GENERACION -TM PRODUCIDAS AÑO 1997													
	GRUPO N° 1			GRUPO N° 2			GRUPO N° 3				TOTAL	TM	RATIO
MES	HORAS	Kw-h	FUEL	HORAS	Kw-h	FUEL	HORAS	Kw-h	FUEL	kw-h	FUEL	MES	kw-h/TM
ENERO	218.59	37520.00	2925.00	525.99	86580.00	6770.00	3.40	240.00	24.00	124340.00	9719.00	1951.21	63.72
FEBRERO	20.46	2965.00	238.00	640.36	106543.00	8222.00	12.63	865.00	62.00	110373.00	8522.00	1787.83	61.74
MARZO	282.05	22250.00	1963.00	395.43	22160.00	2256.00	68.48	5960.00	484.00	50370.00	4703.00	789.43	63.81
ABRIL	159.19	9530.00	913.00				560.81	42130.00	3514.00	51660.00	4427.00	857.45	60.25
MAYO	703.91	51110.00	4732.00				41.57	3950.00	310.00	55060.00	5042.00		
JUNIO	238.85	29840.00	2464.00				484.93	59045.00	4482.00	88885.00	6946.00	3901.05	22.78
JULIO	290.13	36635.00	2970.00				455.49	62670.00	4589.00	99305.00	7559.00	5306.84	18.71
AGOSTO	346.58	29470.00	2628.00				401.86	49940.00	3710.00	79410.00	6338.00	4074.10	19.49
SEPTIEMBRE	701.85	21911.00	3136.00				19.81	665.00	15.00	22576.00	3151.00		
OCTUBRE	722.62	23680.00	3353.00				25.25	840.00	102.00	24520.00	3455.00		
NOVIEMBRE	157.41	17110.00	1472.00	544.06	50790.00	4519.00	667.43	61500.00	5104.00	129400.00	11095.00	1833.94	70.56
DICIEMBRE				723.48	68330.00	5955.00	697.27	68355.00	5630.00	136685.00	11585.00	1911.67	71.50
TOTAL	3841.64	282021.00	26794.00	2829.32	334403.00	27722.00	3438.93	356160.00	28026.00	972584.00	82542.00	22413.52	43.39

Cuadro N° 8. Historial de Generación- TM Producidas Año 1998

HISTORIAL DE GENERACION -TM PRODUCIDAS AÑO 1998													
	GRUPO N° 1			GRUPO N° 2			GRUPO N° 3				TOTAL	TM	RATIO
MES	HORAS	Kw-h	FUEL	HORAS	Kw-h	FUEL	HORAS	Kw-h	FUEL	kw-h	FUEL	MES	kw-h/TM
ENERO				699.99	60520.00	5369.00	658.22	60230.00	4925.00	120750.00	10294.00	1607.00	75.14
FEBRERO	38.00	3255.00	309.00	623.62	56055.00	4875.00	656.25	58580.00	4922.00	117890.00	10106.00	1379.71	85.45
MARZO	614.90	56165.00	1937.00	285.87	26380.00	2294.00	532.25	50195.00	4088.00	132740.00	8319.00	1958.44	67.78
ABRIL	334.12	32475.00	2743.00	392.04	38425.00	3238.00	686.11	65160.00	5356.00	136060.00	11337.00	1907.12	71.34
MAYO	595.08	58030.00	4952.00	344.37	33685.00	2908.00	510.23	49185.00	3823.00	140900.00	11683.00	1951.63	72.20
JUNIO	630.80	62630.00	5554.00	215.85	21740.00	1883.00	541.54	51550.00	4343.00	135920.00	11780.00	1913.82	71.02
JULIO	249.84	25185.00	2184.00	513.95	51225.00	4391.00	680.48	66980.00	5653.00	143390.00	12228.00	2083.06	68.84
AGOSTO	243.00	19955.00	1884.00	603.63	51020.00	4481.00	590.25	48701.00	4507.00	119676.00	10872.00	1829.84	65.40
SEPTIEMBRE	32.30	2675.00	259.00	677.73	62330.00	5394.00	698.38	63205.00	5250.00	128210.00	10903.00	1755.49	73.03
OCTUBRE	31.18	2745.00	254.00	694.75	65200.00	5570.00	721.96	66200.00	7211.00	134145.00	13035.00	1761.43	76.16
NOVIEMBRE	13.28	1060.00	108.00	660.42	58397.00	5044.00	709.98	61675.00	5165.00	121132.00	10317.00	1827.54	66.28
DICIEMBRE										0.00	0.00	1915.55	0.00
TOTAL	2782.50	264175.00	20184.00	5712.22	524977.00	45447.00	6985.65	641661.00	55243.00	1430813.00	120874.00	21890.63	65.36

4.6. Cuadros de Operación Jig-Knelson-Espiral-Mesas

Tabla N° 11

DATOS DE OPERACIÓN DEL JIG 16*24			
Cama del JIG	1 1/2 Pulg.		
Malla de Abertura	m10		
Stroke	1/4 Pulg		
Consumo de Agua	17.398GPMI		
BALANCE DE MATERIA			
Alimentación	TM/h	GPMp	GPMI
	2.89	14.529	9.635
Concentrado	TM/h	GPMp	GPMI
	0.732	3.22	1.98
TM Relave	TM/h	GPMp	GPMI
	2.158	32.668	29.013
Ratio	4.00		
Recuperación	25.96		

Tabla N° 12

DATOS DE OPERACIÓN DEL KNELSON CD-12			
Presión de Agua	2.5 PSI		
Agua Agregada	18.79 GPMI		
BALANCE DE MATERIA			
Alimentación	TM/h	GPMp	GPMI
	2.696	16.462	11.999
Concentrado	TM/h	GPMp	GPMI
	0.004	0.027	0.021
TM Relave	TM/h	GPMp	GPMI
	2.69	35.224	30.768
Ratio	674		

Tabla N° 13

DATOS DE OPERACIÓN DEL KNELSON CD-20			
Presión de Agua	2.5 PSI		
Agua Agregada	29.167 GPMI		
BALANCE DE MATERIA			
Alimentación	TM/h	GPMp	GPMI
	2.696	19.827	15.262
Concentrado	TM/h	GPMp	GPMI
	0.014	0.025	0.038
TM Relave	TM/h	GPMp	GPMI
	2.682	55.713	51.171
Ratio	193.00		

Tabla N° 14

DATOS DE OPERACIÓN DEL ESPIRAL LG-7			
Densidad de Alimentación	1550		
BALANCE DE MATERIA			
Alimentación	TM/h	GPMp	GPMI
	2.97	20.238	15.393
Concentrado	TM/h	GPMp	GPMI
	0.942	3.779	2.294
Medios	TM/h	GPMp	GPMI
	0.705	3.645	2.483
Relave	TM/h	GPMp	GPMI
	1.323	12.814	10.616
Ratio	3.00		

Tabla N° 15

DATOS DE OPERACIÓN MESA GRAVIMETRICA N°6-1			
Densidad de Alimentación		1210	
BALANCE DE MATERIA			
Alimentación	TM/h	GPMp	GPMI
	0.605	11.394	10.439
Concentrado	TM/h	GPMp	GPMI
	0.04		
Relave	TM/h	GPMp	GPMI
	0.601	14.43	13.372
Ratio	151.00		

Tabla N° 16

DATOS DE OPERACIÓN MESA GRAVIMETRICA N°6-2			
Densidad de Alimentación		1200	
BALANCE DE MATERIA			
Alimentación	TM/h	GPMp	GPMI
	0.337	6.8	6.269
Concentrado	TM/h	GPMp	GPMI
	0.002		
Relave	TM/h	GPMp	GPMI
	0.335	12.968	12.401
Ratio	169.00		

Capítulo V

Analisis Económico de la Operación de la Planta Selene

5.1. Introducción

En éste capítulo se analiza los Aspectos Económicos de la operación de la Mina Selene tomando como parámetro de evaluación el valor del mineral. Este valor cambia de acuerdo a las siguientes modificaciones tecnológicas que fueron implementadas en la planta.

- a) Reemplazo de Jigs por concentradores Knelson
- b) Implementación de flotación de relaves gravimétricos

Para determinar el margen económico de la operación se ha utilizado datos de la operación metalúrgica y los costos del año 1998.

5.2. Incremento del Valor de los Minerales con el Cambio Knelson por Jigs.

La operación de la Planta "Selene" tuvo dos etapas claramente diferenciadas, la primera en la que se utiliza los circuitos gravimétricos convencionales con jigs y mesas y la segunda etapa en la que se utiliza concentradores Knelson. Los balances respectivos así como la determinación del valor del mineral - parámetro que constituye un indicador de la eficiencia de la operación metalúrgica de la Planta - se muestran en las Tablas N°17 hasta la N° 24 respectivamente.

Los resultados muestran los siguientes aspectos:

- a) El valor del mineral se incrementa de 106 US\$/TM cuando se utiliza jigs,

a 124 US\$/TM cuando se utiliza concentradores Knelson. Este incremento es del 17%. La cabeza del mineral prácticamente se mantiene constante.

b) La recuperación de oro sube de 72 % con el Jigs a 79 % con el Knelson. Incrementándose el valor del mineral en la ley del concentrado obtenido por el Knelson que sube a 182 Kg./TM de 166 Kg./TM resultado obtenido con jigs.

5.3. Incremento del Valor de los Minerales por Flotación de Relaves Gravimétricos

Al implementar la flotación de relaves gravimétricos y obtener un concentrado de flotación, se logró incrementar el valor del mineral a 177 US\$/TM desde un valor de 124 US\$/TM obtenido en la operación metalúrgica realizada sin flotación de relaves gravimétricos (éstos resultados han sido resumidos en la tabla 30). Este incremento también debe ser atribuído al aumento de la ley de cabeza.

Los datos correspondientes obtenidos para ésta operación se muestran en las tablas N° 25 hasta la N° 29 donde se incluyen los siguientes aspectos:

- a) Balance metalúrgico de la operación
- b) Condiciones de comercialización y valorización de concentrados gravimétricos
- c) Condiciones de comercialización y valorización de piritas y arenas de Knelson
- d) Condiciones de comercialización de concentrados de flotación
- e) Aportes de cada concentrado al valor del mineral de cabeza.

Los resultados indican que durante el tiempo en que no se recuperó concentrado de flotación se perdió alrededor del 22% del valor del mineral de cabeza.

5.4. Margen Operativo

Utilizando los costos de operación de la Mina para el período 1998 (Ver Tabla 30) así como el balance metalúrgico correspondiente al mismo período (Tabla 25) se puede establecer el margen operativo restando al valor del mineral de ese período, el costo por tonelada del mismo período

Los resultados indican que el margen total para la operación fue de 106,08 US\$/TM.

Este margen que representa el 148% sobre los costos de producción puede ser considerado excelente para las operaciones de minería como las descritas en éste trabajo.

5.5. Apéndice

5.5.1. Apéndice 1

- ♣ Tabla N° 17
- ♣ Tabla N° 18
- ♣ Tabla N° 19
- ♣ Tabla N° 20
- ♣ Tabla N° 21
- ♣ Tabla N° 22
- ♣ Tabla N° 23
- ♣ Tabla N° 24

Tabla N° 17

Trabajo con jigs Año 1996								
	Peso	UN	Au g/TM	Ag oz/TM	Kg .Au	Onzas de Ag	Distribución %	
							Au	Ag
Concentrado MG	412,688.00	g						
Concentrado JIG	409,851.24	g						
Concentrado Corduroy	63,399.59	g						
Concentrados gravimetricos	885,938.83	g	166,102.142	31,081.180	147.156	27,536.025	55.37%	31.60%
Piritas	15,047.23	kg	2,968.000	281.420	44.660	4,234.591	16.80%	4.86%
Relave	17,412.61	TM	4.248	3.180	73.969	55,372.100	27.83%	63.54%
Cabeza	17,428.54	TM	15.250	5.000	265.785	87,142.716	100.00%	100.00%

Tabla N° 18

Condiciones de comercialización de concentrados gravimétricos			
	Oro	Plata	Total
Recuperación de refinería	99%	90%	
Intermediación	98%	98%	
Precio US\$/oz	287	5	
Valor anual de ventas US\$	1,317,534	121,434	1,438,968
Aporte al mineral de cabeza	75.60	6.97	82.56

Tabla N° 19

Condiciones de comercialización de piritas		
Recuperación de oro	98%	
Recuperación de plata	85%	
Maquila de planta	80	US\$/TM
Flete	60	US\$/TM
Factor de conversión	98%	
Venta anual	411,347	US\$/año
Aporte al mineral de cabeza US\$/TM	23.60	US\$/TM

Tabla N° 20

<i>Aportes de los productos al valor del mineral de cabeza</i>		
	Ventas US\$/año	US\$/TM mineral
Concentrados gravimétricos	1,438,968	82.56
Piritas y arenas Knelson	411,347	23.60
<i>Total</i>	1,850,315	106

Tabla N° 21

Trabajo con Knelson Año 1996								
	Peso	UN	Au g/TM	Ag onz/TM	Kg. Au	Onzas de Ag	Distribución %	
							Au	Ag
Concentrado MG	25,349.91	g						
Concentrado Corduroy	26,607.30	g						
Concentrado KNelson	95,793.22	g						
Concentrados gravimetricos	147,750.43	g	182,454.543	24,947.737	26.958	3,686.039	59.96%	26.83%
Piritas	4,728.43	kg	1,845.000	281.420	8.724	1,330.675	19.41%	9.68%
Relave	2,743.04	TM	3.381	3.180	9.274	8,722.867	20.63%	63.49%
Cabeza	2,747.92	TM	16.360	5.000	44.956	13,739.581	100.00%	100.00%

Tabla N° 22

Condiciones de comercialización de concentrados gravimétricos			
	Oro	Plata	Total
Recuperación de refinería	99%	90%	
Intermediación comercial	98%	98%	
Precio US\$/oz	287	5	
Valor anual de ventas US\$/año	241,361	16,255	257,616
Aporte al mineral de cabeza US\$/t	87.83	5.92	93.75

Tabla N° 23

Condiciones de comercialización de piritas		
Recuperación de oro	98%	
Recuperación de plata	85%	
Maquila de planta	80	US\$/TM
Flete	60	US\$/TM
Factor de comercialización	98%	
Venta anual	82,199	US\$/año
Aporte al mineral de cabeza US\$/t	29.91	US\$/TM

Tabla N° 24

Aportes de los productos al valor del mineral de cabeza		
	Ventas US\$/año	US\$/TM mineral
Concentrados gravimétricos	257,616	93.75
Piritas y arenas Knelson	82,199	29.91
<i>Total</i>	339,815	124

5.5.2. Apéndice 2

- ♣ Tabla N° 25
- ♣ Tabla N° 26
- ♣ Tabla N° 27
- ♣ Tabla N° 28
- ♣ Tabla N° 29
- ♣ Tabla N° 30
- ♣ Tabla N° 29
- ♣ Tabla N° 30

Tabla Nº 25

Operaciones y Comercialización 1998							Distribución %	
	Peso	UN	Au g/TM	Ag oz/TM	Kg Au	Onzas de Ag	Au	Ag
Concentrado MG	23,412.50	g						
Concentrado Corduroy	68,231.30	g						
Concentrado KNelson	795,092.81	g						
Concentrados gravimetricos	886,736.61	g	195,387.645	66,133.131	173.25738	58,642.66839	37.08%	27.55%
Piritas	57,287.09	kg	955.942	278.854	54.76314	15,974.73419	11.72%	7.51%
Arenas Knelson	63,981.83	kg	1,060.760	132.646	67.86937	8,486.93382	14.53%	3.99%
Concentrado de flotación	391,161.74	kg	222.700	158.350	87.11172	61,940.46153	18.64%	29.10%
Relave	21,385.84	TM	3.939	3.170	84.23882	67,793.11280	18.03%	31.85%
Cabeza	21,899.16	TM	21.336	9.719	467.24042	212,837.91074	100.00%	100.00%
						1823.786987		

Tabla N° 26

Condiciones de comercialización de Concentrados Gravimétricos			
	Oro	Plata	Total
Recuperación de refinería	99%	90%	
Intermediación comercial	98%	98%	
Precio US\$/oz	287	5	
Valor anual de ventas US\$/año	1,551,224	258,614	1,809,838
Aporte al mineral de cabeza US\$/TM	70.83	11.81	82.64

Tabla N° 27

Condiciones de comercialización de Piritas y Arenas Knelson		
Recuperación de oro	96%	
Recuperación de plata	85%	
Maquila de planta	80	US\$/TM
Flete	60	US\$/TM
Factor de comercialización	98%	
Venta anual	1,149,598	US\$/año
Aporte al mineral de cabeza US\$/t	52.50	US\$/TM

Tabla N° 28

Condiciones de Comercialización del Concentrado de Flotación

Recuperación de Oro	92%
Recuperación de Plata	95%
Maquila de Planta	340 US\$/TM
Flete	60 US\$/TM
Factor de Comercialización	98%
Precio del Oro (Internacional)	287 US\$/onz
Precio de la Plata (Internacional)	4,95 US\$/onz
Venta Anual	859.350,0 US\$/año
Aporte al mineral de cabeza US\$/TM	39,38 US\$/TM

Tabla N° 29

Aportes de los productos al Valor del Mineral de Cabeza

	Ventas US\$/año	Mineral US\$/TM
Concentrados Gravimétricos	1.868.942	85,64
Piritas y arenas Knelson	1.130.801	51,82
Concentrado de Flotación	859.350	39,38
Total	3.859.093	176,83

Tabla N° 30

Costos de Operación	US\$	US\$
Exploración y Desarrollo		565.054
Mina		441.252
Planta		556.434
Recepción	5.653	
Alimentación	5.544	
Chancado	20.633	
Clasificación	21.605	
Molienda	177.345	
Concentración	85.658	
Manejo de Productos	8.313	
Manejo de Relaves	42.496	
Servicios Generales de Planta	23.333	
Gastos Generales de Planta	165.854	
Total		1,562.740 US\$
Costo por Tonelada		71.61 US\$/TM

Conclusiones

♣ Los valores altos de las pruebas metalúrgicas se deben a las características del mineral enviado, el mineral fue tomado de la parte superficial del yacimiento, prácticamente un mineral "pallaqueado" bastante grueso, de alta ley y fácilmente recuperables por gravimetría.

♣ De los diagramas presentados la Planta arrancó con el N° 3; el Knelson 7.5" no estaba incluido, pero se adaptó para refinar los concentrados Jig antes de pasarlos por la mesa de afinamiento. Este diseño dió resultados bastantes buenos pero en lo que falló fue la baja captación de finos en el Jig, los que se perdían en el relave.

Otro problema que se presentó fue la presencia de aceite en el mineral que hizo flotable las partículas finas de oro por lo que se perdía el oro fino en las espumas formadas. Esto se mejoró al agregar detergente al molino mejorando inclusive la recuperación. El detergente rompe la tensión superficial en la pulpa de mineral y por ende la pulpa se hace más fluida, las lamas que retienen partículas finas de oro lo sueltan volviéndose gravimétricas.

♣ Al cambiar el Jig 16*24 por el Knelson CD-12 se mejora la recuperación en 9 puntos, se baja el consumo de agua en la Planta en un 18% disminuyendo también el oro fino circulante en todo el circuito, lo cual confirma la capacidad del Knelson sobre el Jig en recuperar finos.

♣ Prácticamente los concentradores centrífugos Knelson han desplazado en la industria a los clásicos Jig pulsantes, los cuales funcionan a 60 g, teniendo una mejor recuperación en una amplia gama de tamaños, su funcionamiento es bastante mucho más fácil que los Jig pero también tienen sus limitaciones en tamaños por encima de la malla 400 , en lo que

cae su recuperación.

Al encontrarse en el yacimiento una bolsonada de buena ley pero con mineral alterado se tuvo problemas en gravimetría, dado que éste no respondía, por lo que se incluyó la Flotación.

Lo ideal sería la cianuración pero la ubicación de la Planta lo hacía imposible por que el manejo de efluentes sería muy riesgoso.

- ♣ Inicialmente se empezó con una celda de Flotación WS-180, y se fue adaptando más celdas hasta conformar un circuito completo. Nuestro principal problema fue la baja densidad de alimentación al circuito lo cual influyó en bajas recuperaciones, altos consumos de reactivos. Esto se solucionó cuando se comenzó a utilizar el espesador 30*10 para espesar la pulpa y eliminar el agua por rebose, además se alcalinizó la pulpa con cal hasta un pH de 9, mejorando aceptablemente la recuperación.
- ♣ La utilización del Espiral LG-7 fue bastante interesante. Este espiral es para minerales de baja ley, se le adaptó para concentrar los gruesos del ciclón de fondo plano, su alimentación debería estar con un mínimo de lamas para una mejor operación, su principal problema es que se sedimenta material obstaculizando la concentración por lo que tiene que lavar cada 15 días para una operación aceptable.
- ♣ Se utilizó el Corduroy para recuperar material bastante fino, se preparó canalones de madera los cuales se recubrieron con el corduroy dándole una pendiente de 2", por cada pie, adaptándole una trabas de fierro de construcción de 1" de diámetro, su manipuleo es bastante lento por lo que se tiene que lavar estos manualmente, pero cumplen su cometido.
- ♣ Durante el tiempo que operó la Planta cumplió su cometido en la parte metalúrgica, que sirvió para poner toda mi experiencia lograda en el campo, así como en la parte económica tal como figura en el capítulo 5.

ANEXO

Bibliografía

- [1] HANDBOOK OF MINERAL DRESSING - TAGGART, John Wiley And Son, Año 1945, Cap. 2 pág. 70,84 ; Cap. 11 Pág 138.
- [2] DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESO DE MINERALES, Mular Editorial Roca y Minerales, Año 1982, Cap. 18, págs 362, 364, 369, 371.
- [3] DESIGN AND INSTALLATION OF CONCENTRATION AND DEWATERING CIRCUITS, Mular - Anderson, Society of Mining Engineers, 1986, Cap. 13 pág 12, 203, 204.
- [4] INFORME INTERNO -Proyecto Huanzo.
- [5] INFORME INTERNO - Balance de Materia Planta Concentradora.
- [6] INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES, Kelly - Spottiswood, Editorial Limusa 1990, Cap. 13 pág 283, 287.
- [7] INFORME INTERNO - Balance Económico Cía Minera Selene Mauricio Hochschild, Año 1998.
- [8] CYANIDATION AND CONCENTRATION OF GOLD AND SILVER Dorr, Editorial Mc Graw Hill 1950 Cap 9 pág 134, 137.
- [9] MANUAL DE OPERACION KNELSON.
- [10] TECNOLOGIA DE PROCESAMIENTO DE MINERALES, B.A. Wills Editorial Limusa, Págs. 279, 293, 297-307.
- [11] NUEVOS TIPOS DE HIDROCICLONES
Juan Luis Bouso, ERAL
CANTERAS Y EXPLORACIONES - Mayo de 1990
- [12] FLAT BOTTOM OR HORIZONTAL CYCLONES
...Which is Right for you ?
Mark P. Schmidt and Patrick A. Turner
World Mining Equipment. September 1993.
- [13] INFORME INTERNO - PRUEBAS METALURGICAS PARA LA RECUPERACION DEL ORO CONTENIDO EN LOS MINERALES OXIDADOS DE LA CIA. MINERA ARGENTO S.A.
Ing. Oscar Perales U.N.I

INFORME MENSUAL DE PLANTA CONCENTRADORA

NOVIEMBRE DE 1998

Durante el mes de Noviembre se trataron 1 827.54 TMS de mineral fresco con una humedad promedio de 3.66 %, habiéndose obtenido 50 918.46 g., de Concentrado Gravimétrico, 4 599.65 Kg, de Pirita, 4 988.24 Kg, de Arenas Knelson CD-12 y CD-20, 47 634.88 kg., de Concentrado de Flotación, 5 643.57 g., de Corduroy, clasificador, molino 5x6.

TRATAMIENTO PLANTA CONCENTRADORA

Horas de Operación	660.17 horas.
Tonelaje tratado	1 827.54 TM
Ley de Cabeza	17.249 g Au /TM.
Concentrado Gravimétrico	50 918.46 g.
Concentrado Pirita	4 599.65 kg.
Arenas Knelson CD-12 y 20	4 988.24 kg.
Concentrado Flotación	47 634.88 kg.
Corduoy	5 643.57 g.
Ley de Relave	2.969 g Au /TM.
Ratio de Concentración	31.934

DATOS DE OPERACION

Chancado	268.50	horas
Molino 5x6	660.17	horas
Molino 4x4	664.40	horas
Bomba Grindex	6.60	horas

GRANULOMETRIA DE RELAVE

+m 60 = 8.01 % - m 200 = 59.25 %

CONSUMO DE ACERO

2" = 822.46 kg.

3" = 769.02 kg

4" = 1 791.96 kg.

TOTAL = 3 383.44 kg.

CONSUMO UNITARIO 1.851 kg/ TM

CONSUMO DE REACTIVOS (g /TM)

Espumante D-250 29.00 g /TM

Xantato Z-6 42.40 g /TM

Aerofloat 208	42.10 g /TM
Aerofloat 242	29.00 g /TM
Floculante	4.48 g /TM
Detergente	4.00 g /TM

Entre las actividades más resaltantes tenemos:

- 01-11-98; Se realizo mantenimiento en Planta Concentradora:
 - Cambio de forros de tapas y cilindro del molino 5x6
 - Cambio del Drum-Feeder del molino 5x6
 - Limpieza de catalina-piñon del molino 5x6.
 - Revisión de celdas de flotación.
 - Revisión de bomba Galigher de gravimetria.
- 02-11-98; Sé cerro set de la chancadora secundaria media vuelta. Se paro la Planta por atoro de tubería de la bomba de alimentación al ciclón D-6 (1.5 horas). , Se reparo el acoplamiento de la bomba Hidrostal del concentrador KN-20. Se envió personal para limpiar la malla de la tubería de captación de agua.
- 03-11-98; Se coloco malla en el canalón de captación de agua.
- 04-11-98; Paro el molino 5x6 por atoro de la tubería de la bomba Sala nº1 de gravimetria.
- 05-11-98; Mecánicos revisaron la chancadora secundaria por fuga de aceite por el contraeje.
- 06-11-98; Se despacho 352 sacos de concentrado Knelson-pirita.

- 07-11-98; Se modifico el circuito de flotación, alimentándose el under-flow del espesador, con una densidad promedio de 1200 g /l y con un pH igual a 10, normalizándose progresivamente la operación.
- 08-11-98; Se coloco compuerta de desfogue en el canalón de captación de agua del río Tormine.
- 11-11-98; Se redujo la velocidad de la faja de alimentación al molino 5x6.
- 15-11-98; Se descargo el clasificador helicoidal y se estopo el drum-feeder del molino 3x4.
- 16-11-98; Se comprobó que no se puede cerrar el set de la chancadora secundaria, no hay forros de repuesto. Se ha rellenado con piedras y tierra el hueco en la zona de la chancadora secundaria.
- 17-11-98; Se modifico el tubo de alimentación al molino 3x4 habiendo parado la planta Concentradora 5.5 horas.
- 19-11-98; Se cambio la cadena de transmisión de la faja transportadora N° 2 de la sección Chancado.
- 20-11-98; Planta paró 3 horas para colocar chaquetas usadas en los pisos de las 3 celdas WS-180. Se soldó hueco del cajón receptor de la bomba Sala N°5.
- 21-11-98; Desde las 7 p.m., se trabaja con una celda Scavenger en el circuito de Flotación.
- 22-11-98, Se instala un banco de segunda limpieza en el circuito de Flotación.
- 27-11-98; Se cambiaron las mallas del segundo piso de la zaranda 3x6. Se inicio el despacho de concentrado de flotación con destino a Arequipa.
- 29-11-98; Se revisó el sistema de transmisión del molino 5x6 con ayuda de personal de Arcata , se alineo el contraeje, se esmerilaron los dientes del piñón y se colocaron laines al asiento del trunnion de entrada.

COMENTARIOS

- Durante el mes se trato mineral oxidado en buena proporción lo cual afecto la recuperación global.
- Con relación al mes anterior se tuvo continuidad en la operación, debido al cambio de forros del molino 5x6.
- Con ayuda de los mecánicos de Arcata se nivelo y corrigió el sistema de transmisión del molino 5x6, lográndose una mejor operación.
- Con la modificación del circuito de Flotación (alimentación del under-flow del espesador) se redujo significativamente el consumo de colectores y espumantes.
- El rebose del espesador se observa limpio debido a la adición de cal, pH igual a 9.
- Con la instalación del banco de segunda limpieza del concentrado de flotación se consigue un mayor grado de concentrado final, el cual debe ser mejor el próximo mes con algunas modificaciones adicionales.
- Desde el 16-11-98 sé esta chancando grueso (no hay forro de repuesto de la chancadora secundaria), lo cual afecta nuestro producto de molienda y en consecuencia la metalurgia.
- Desde el 27-11-98 se despacha concentrado de flotación con destino a Arequipa (Orcopampa).

BALANCE METALURGICO MES DE NOVIEMBRE 1998

	PESO	UN	Au g /TM	Ag Onz /TM	g Au	Onz. Ag	% REC. Au	% REC. Ag
CABEZA CALCULADA	1.827,54	TM	17,099	4,360	31.249,04	7.967,99	100,00	100,00
GRAVIMETRICO	56.562,03	g	163.488,793	2.529,435	9.247,26	143,07	29,59	1,80
KNELSON12-20	4.988,24	kg	707,181	54,858	3.527,59	273,64	11,29	3,43
PIRITA	4.599,65	kg	1.086,650	137,580	4.998,21	632,82	15,99	7,94
FLOTACION	47.634,88	kg	172,563	72,436	8.220,02	3.450,48	26,30	43,30
RELAVE	1.770,28	TM	2,969	1,959	5.255,96	3.467,98	16,82	43,52

FECHA	MINERAL	LEY CABEZA		GRAVIMETRIA		FLOTACION		REC. TOTAL		PRODUCIDOS MES		PROYECCION	
	TMS	Au g/TM	Ag Onz /TM	%Au	%Ag	%Au	%Ag	%Au	%Ag	Au(g)	Ag (g)	Au	Ag
2	64.0	19.43	4.52	68.2	8.8	17.6	45.1	85.7	53.8	1,066	4,840	29,840	135,540
3	64.6	9.51	3.90	50.5	9.7	25.1	49.8	75.6	59.5	464	4,662	21,422	133,038
4	64.8	9.33	3.77	49.1	7.7	27.6	50.6	76.6	58.2	463	4,422	18,604	129,962
5	65.5	8.75	3.37	54.5	6.5	24.5	54.3	79.0	60.8	453	4,174	17,122	126,689
6	66.0	8.06	2.97	60.3	5.8	19.6	49.7	79.9	55.5	425	3,383	16,078	120,298
7	66.2	15.46	5.24	64.6	4.7	21.1	50.2	85.6	54.9	876	5,923	17,487	127,888
8	66.4	8.17	3.61	64.8	8.0	19.3	57.4	84.0	65.4	456	4,875	16,811	129,120
9	67.8	8.06	2.73	63.8	6.6	22.0	54.7	85.8	61.3	469	3,529	16,351	125,330
10	68.8	15.20	2.49	36.0	5.9	51.9	52.7	88.0	58.6	920	3,122	17,397	121,118
11	66.1	29.71	5.00	7.2	4.0	69.7	64.2	76.9	68.3	1,510	7,020	19,886	128,663
12	66.5	10.44	4.45	45.5	6.0	29.6	47.4	75.1	53.4	521	4,915	19,405	129,476
13	68.3	10.55	2.75	58.4	4.9	27.8	31.5	86.3	36.4	622	2,126	19,239	123,647
14	67.8	15.13	2.10	40.0	5.6	47.1	50.0	87.1	55.6	893	2,462	19,684	119,439
15	61.3	16.53	3.82	44.0	6.8	39.3	53.5	83.3	60.3	844	4,391	19,966	119,690
16	66.3	8.06	2.43	60.9	3.3	23.3	49.9	84.2	53.3	450	2,671	19,475	116,696
17	56.9	8.26	4.67	59.1	4.8	24.3	43.9	83.4	48.7	392	4,025	18,944	116,445
18	65.7	9.70	6.82	54.3	4.5	29.6	44.7	84.0	49.2	535	6,856	18,711	120,888
19	65.7	12.17	7.59	50.7	4.4	31.0	34.3	81.7	38.7	653	6,002	18,688	123,508
20	58.4	17.56	5.00	46.1	3.4	37.0	26.2	83.1	29.6	852	2,688	18,960	120,969
21	66.4	27.53	8.49	71.6	4.2	17.9	38.9	89.5	43.1	1,636	7,556	20,302	125,500
22	60.0	36.08	17.29	52.8	5.3	29.7	29.7	82.5	35.0	1,786	11,292	21,717	134,579
23	67.0	30.11	14.76	56.9	4.8	23.9	19.0	80.8	23.8	1,630	7,320	22,804	137,778
24	66.4	31.91	18.59	60.5	2.7	21.4	24.8	81.9	27.5	1,735	10,557	23,925	144,640
25	66.3	24.69	11.90	61.2	3.5	19.3	8.6	80.4	12.0	1,316	2,944	24,464	142,048
26	65.5	29.50	14.54	63.3	6.0	18.7	21.7	82.0	27.7	1,584	8,204	25,260	145,555
27	65.5	21.41	9.04	63.7	1.0	17.2	17.0	80.9	18.0	1,135	3,315	25,510	143,527
28	65.8	16.77	3.85	67.7	11.2	20.5	34.5	88.2	45.7	973	3,601	25,575	141,945
30	68.0	25.27	10.45	71.5	8.0	12.7	15.1	84.2	23.2	1,447	5,127	26,108	142,003
TOTAL	1828.0	17.25	6.63	55.1	5.7	27.7	31.8	82.8	37.5	26,108	142,002		

CICLONES HORIZONTALES

CUANDO SE RECOMIENDA EL USO DE CICLONES HORIZONTALES

1. En circuitos de molienda relativamente gruesa como es el caso típico de la industria del cobre (80-85% malla -65). Para estas moliendas gruesas se recomienda ciclones de 20 o más pulgadas de diámetro en la posición horizontal (el montaje horizontal es en realidad sensiblemente inclinado y lo suficientemente inclinado y lo suficiente para permitir que se descargue la pulpa en forma natural al parar su operación)

Para moliendas más finas, la instalación horizontal puede no lograr la correcta separación sin antes reducir la densidad del rebose a niveles aceptables.

2. El montaje horizontal para aplicaciones de desaguado. La instalación horizontal hace posible la obtención de una descarga de alta densidad en forma consistente, aún existiendo fluctuaciones de este tipo tenemos el desaguado de arenas y ripios, y de sistemas de relaves.

PROS Y CONTRAS DEL MONTAJE HORIZONTAL DE CICLONES

1. El montaje horizontal de un ciclón grande (20" y 26") reduce la caída estática 2.5 metros (típico) que existe al estar en posición vertical. Con esta caída vertical reducida, el tamaño del apex ya no es tan crítico y se puede trabajar con un apex más grande. Esto minimiza obstrucciones en el flujo a través del apex. La densidad de la descarga permanece alta en todo momento, lográndose eliminar la mayoría de las dificultades en la operación del ciclón.

2. El montaje horizontal del ciclón distribuye los sólidos gruesos a través de la boca de entrada; esto reduce la formación de rayaduras, incrementando sustancialmente la vida de los forros superiores. El desgaste de los forros inferiores se reduce también porque es más baja la velocidad de la pulpa que pasa a la descarga.
3. La separación lograda por un ciclón horizontal es mucho más gruesa que aquella que produce uno vertical, si todos los demás factores permanecen constantes. Para compensar esto, la densidad de alimentación del ciclón horizontal debe ser menor que la de su contraparte vertical. La menor densidad de alimentación puede reducir la densidad del derrame (rebose). Con moliendas más finas puede no ser posible lograr la granulometría requerida a la densidad de derrame (rebose) esperada.
4. Con la densidad de alimentación más baja combinada con una densidad en la descarga consistentemente más alta, se reduce la fracción de finos que recircula al molino de bolas. Así se logra una disminución importante en la carga recirculante, lo cual es típico de las instalaciones horizontales. La baja en la carga circulante puede compensar la tendencia hacia las bajas densidades en el derrame (rebose explicadas en el punto 3 anterior. Para moliendas muy gruesas es posible lograr algunas veces la misma granulometría y densidad de derrame (rebose) que con el ciclón en posición vertical. Para moliendas relativamente finas, la tendencia es hacia una menor densidad de derrame (rebose) con los ciclones horizontales.
5. No hemos visto ningún caso en que la instalación horizontal de ciclones haya incrementado la capacidad del circuito con todos los otros factores mantenidos constantes. La capacidad parece no ser afectada

al instalar un ciclón en forma horizontal. La menor carga circulante reduce el volumen de pulpa a ser manejado por la bomba, de esta manera reduciendo el desgaste de la bomba y la potencia requerida. Paralelamente, el menor flujo de pulpa a una menor caída de presión reduce los requerimientos de mantenimiento del ciclón.

CICLONES DE FONDO PLANO

Con el fin de ampliar el campo de trabajo de los hidrociclones hacia tamaños de corte mayores, por encima de las 150 micras, surgió, basándose en la cama de sólidos que se crea en los ciclones de cono obtuso, el desarrollo de los llamados ciclones de fondo plano, ciclones de lecho circulante o clasificadores del lecho circulante.

Se explicaba anteriormente que el lecho fluido creado en la zona inferior de los ciclones de cono ancho, no es un lecho estacionario, sino que está dotado de un movimiento de convención alrededor del núcleo central, lo cual favorece la reclasificación de partículas, ligeras o de pequeño tamaño, mal clasificadas, que en su movimiento constante son en algún momento arrastradas por el torbellino interior o principal, siendo finalmente vaciadas con el rebose superior.

Este principio no puede ser aprovechado en un ciclón cónico, porque un aumento de la altura del lecho provocaría rápidamente la obstrucción de la boquilla de descarga, debido a la fricción de las partículas con la pared cónica (efecto silo), pero sí puede ser desarrollado, alejando la pared del orificio de descarga, para lo cual se elimina la zona cónica,

prolongando al mismo tiempo la zona cilíndrica y cerrando el ciclón con un fondo horizontal o casi, con un ángulo comprendido entre 160°-180°.

El lecho fluido creado en el fondo del ciclón actúa como un colchón, amortiguando las variaciones en la alimentación, tanto en caudal como en concentración de sólidos.

Este efecto es de sumo interés, especialmente en circuitos cerrados de molienda donde existen variaciones frecuentes de la concentración de sólidos en la alimentación, debido a los cambios de dureza del mineral y otras variables. Una disminución de la concentración de alimentación es seguida de una disminución de la concentración en la descarga, lo que provoca automáticamente una pérdida de partículas finas con el producto grueso.

Contrariamente a lo que podría pensarse, la tendencia a la obstrucción de la descarga, por aumentos en el tonelaje de sólidos, es menor en este tipo de ciclones que en los convencionales, resultando extraño llegar a la obstrucción total, lo que es bastante usual en circuitos de molienda, con las terribles consecuencias que esto trae para los circuitos de flotación posteriores que perciben el producto del rebose de los ciclones.

La responsabilidad de esta resistencia al bloqueo debe buscarla en los flujos de convección existentes en el lecho de sólidos que lo mantienen en rotación.

Este fenómeno puede ser observado cuando agitamos con una cucharilla una taza de café, conteniendo algunos sólidos. La velocidad de rotación, debido a la fricción, se reduce en el fondo de la taza mucho más que en la superficie superior del líquido (al igual que sucede en un ciclón fondo plano).

En el caso del CBC., la rotación de la superficie superior del lecho es generada por la rotación de la suspensión existente sobre él mismo. Se crean así mayores fuerzas centrífugas en la zona superior del lecho que en la zona inferior en contacto con el fondo y esto origina una corriente de convección con sentido arriba-abajo, a lo largo de la pared cilíndrica, y con sentido abajo-arriba en la zona central. Esta última corriente provoca una disminución de la carga en dicha zona central, descargando el orificio de la boquilla y evitando el bloqueo.

Las dos corrientes de convección provocan finalmente un flujo radial de la pulpa, transportando los sólidos en el fondo plano, desde la pared cilíndrica hasta el orificio, haciendo innecesario la existencia de un fondo cónico para ayudar a la extracción.

Adicionalmente estos flujos provocan un enriquecimiento de la fracción gruesa o pesada, ya que muchas de las partículas finas o ligeras son arrastradas “graciosamente” por el torbellino principal al rebose. Este fenómeno puede ser utilizado también para enriquecimiento de minerales (clasificación selectiva).

El nivel o altura del lecho sólido determina el tamaño de separación, ya que lógicamente provoca un cambio en la altura libre de vórtice.

Variando la longitud de la parte cilíndrica del ciclón, mediante la adición o sustracción de cuerpos cilíndricos, o bien, variando la altura del

lecho fluido creado mediante el empleo de boquillas de diferentes diámetros, es posible modificar el tamaño de corte del hidrociclón.

Numerosas pruebas de laboratorio, así como valiosa información obtenida del gran número de ciclones CBC, hoy en funcionamiento, permiten establecer una relación entre el tamaño de corte alcanzado con ciclones cónicos y CBC de igual diámetro.

Podría generalizarse diciendo que la relación entre el tamaño de corte (d_{50}) obtenido en un ciclón CBC (del mismo diámetro y longitud), y el obtenido en un ciclón convencional de aproximadamente 20° , es de 2.5. Variando el número de cuerpos cilíndricos en el CBC, pueden alcanzarse relaciones entre 1 y 2.5.

*CBC=Circulating Bed Cyclone ó Circulating Bed Classifier.

CICLON D-10

AJUSTE MEDIANTE LAGRANGE

	ALIMENTO		OVERFLOW		UNDERFLOW	
MALLA	%PESO	AJUSTADO	%PESO	AJUSTADO	%PESO	AJUSTADO
+m10	0.15	0.16			0.32	0.31
+m14	0.45	0.64			1.38	1.28
+m20	1.53	2.38			5.29	4.84
+m28	2.43	3.23	0.14		6.71	6.29
+m48	12.24	12.63	1.74	1.33	22.63	22.43
+m60	4.36	4.02	1.19	1.35	6.21	6.39
+m100	14.65	13.53	7.88	8.41	17.47	18.06
+m140	8.99	8.45	9.26	9.51	7.23	7.51
+m200	6.67	7.06	9.28	9.10	5.47	5.26
+m400	18.53	17.07	23.44	24.12	10.06	10.83
-m400	30.00	30.83	47.07	46.18	17.23	16.79
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE MATERIA DEL CICLON D-10

	TMPH	%SOLIDOS	G.E	Dp	GPMp	GPMI	%AGUA
ALIMENTO	2.690	27.81	2.65	1210	35.208	30.739	100.00
OVERFLOW	1.263	22.41	2.59	1160	21.392	19.246	62.61
UNDERFLOW	1.427	35.43	2.68	1286	13.795	11.451	37.25

CALCULO DEL D-50

TM/h	2.69	1.263	1.427				
	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW				
MALLA	%PESO	%PESO	%PESO	Eg	Ew	U/F	R
+m10	0.16		0.31	100.00	100.00	0.5305	1.1298
+m14	0.68		1.28	100.00	100.00	0.5305	1.1298
+m20	2.57		4.84	100.00	100.00	0.5305	1.1298
+m28	3.34		6.29	100.00	100.00	0.5305	1.1298
+m48	12.52	1.33	22.43	95.01	92.05	0.5305	1.1298
+m60	4.02	1.35	6.39	84.25	74.90	0.5305	1.1298
+m100	13.53	8.41	18.06	70.81	53.49	0.5305	1.1298
+m140	8.45	9.51	7.51	47.15	15.78	0.5305	1.1298
+m200	7.06	9.1	5.26	39.51	3.60	0.5305	1.1298
+m400	17.07	24.12	10.83	33.66	-5.73	0.5305	1.1298
-m400	30.59	46.18	16.8	29.13	-12.94	0.5305	1.1298
	100.00	100.00	100.00				

D50-Cg	231.00 MICRONES
D50-Cw	180.00 MICRONES

EFICIENCIA DEL CICLON

FEED	OVER	UNDER	EFICIENCIA DE FINOS	EFICIENCIA DE GRUESOS	
58.48%	88.28%	37.97%	0.7087	0.5316	
			<table border="1"> <tr> <td>EFICIENCIA TOTAL</td> </tr> </table>		EFICIENCIA TOTAL
EFICIENCIA TOTAL					
			37.67%		

CICLON DE FONDO PLANO D-4

AJUSTE MEDIANTE LAGRANGE

	ALIMENTO		OVERFLOW		UNDERFLOW	
MALLA	%PESO	AJUSTADO	%PESO	AJUSTADO	%PESO	AJUSTADO
+m28	0.47	0.47	0.02	0.02	0.7	0.70
+m48	7.15	7.15	0.76	0.76	10.5	10.50
+m60	4.04	4.04	0.69	0.69	5.8	5.80
+m100	20.44	20.44	6.02	6.02	28	28.00
+m140	14.32	14.32	7.1	7.10	18.1	18.10
+m200	11.22	11.23	9.76	9.76	12	12.00
+m400	16.67	16.67	24.25	24.25	12.7	12.70
-m400	25.69	25.69	51.4	51.42	12.2	12.20
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE MATERIA DEL CICLON DE FONDO PLANO D-4

	TMPH	%SOLIDOS	G.E	Dp	GMPp	GPMI	%AGUA
ALIMENTO	4.528	30.516	2.67	1210	52.862	45.395	100.00
OVERFLOW	1.558	18.61	2.60	1129	32.639	30.001	66.09
UNDERFLOW	2.970	45.93	2.70	1407	20.238	15.394	33.91

CALCULO DEL D-50

TM/h 4.528 1.558 2.97
ALIMENTO OVERFLOW UNDERFLOW

MALLA	%PESO	%PESO	%PESO	Eg	Ew	U/F	R
+m28	0.47	0.02	0.7	98.52	97.77	0.6559	1.9063
+m48	7.15	0.76	10.5	96.34	94.46	0.6559	1.9063
+m60	4.04	0.69	5.8	94.13	91.11	0.6559	1.9063
+m100	20.44	6.02	28	89.86	84.66	0.6559	1.9063
+m140	14.32	7.1	18.1	82.93	74.18	0.6559	1.9063
+m200	11.22	9.74	12	70.14	54.81	0.6559	1.9063
+m400	16.67	24.25	12.7	49.96	24.28	0.6559	1.9063
-m400	25.70	51.44	12.2	31.13	-4.20	0.6559	1.9063
	100.01	100.00	100.00				

D50-Cg	53.40 MICRONES
D50-Cw	83.56 MICRONES

EFICIENCIA DEL CICLON

FEED	OVER	UNDER	EFICIENCIA DE FINOS	EFICIENCIA DE GRUESOS
35.59%	66.14%	19.73%	0.6395	0.6570
			EFICIENCIA TOTAL	
			42.01%	

CICLON INCLINADO D-6

AJUSTE MEDIANTE LAGRANGE

MALLA	ALIMENTO		OVERFLOW		UNDERFLOW	
	%PESO	AJUSTADO	%PESO	AJUSTADO	%PESO	AJUSTADO
+m28	2.82	2.48	0.04	0.07	2.38	2.70
+m48	18.01	16.79	0.30	0.40	17.16	18.28
+m60	7.05	6.78	0.11	0.13	7.13	7.38
+m100	28.14	28.04	1.68	1.69	30.34	30.44
+m140	15.30	17.02	4.25	4.11	19.77	18.19
+m200	11.86	11.63	7.52	7.54	11.80	12.01
+m400	9.34	10.26	33.84	33.76	8.97	8.12
-m400	7.48	7.01	52.26	52.37	2.45	2.88
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE MATERIA DEL CICLON INCLINADO D-6

	TMPH	%SOLIDOS	G.E	Dp	GPMp	GPMI	%AGUA
ALIMENTO	1.216	17.03	2.68	1119	28.082	26.085	100.00
OVERFLOW	0.083	2.56	2.55	1016	14.053	13.910	53.33
UNDERFLOW	1.133	29.07	2.70	1224	14.020	12.172	46.66

CALCULO DEL D-50

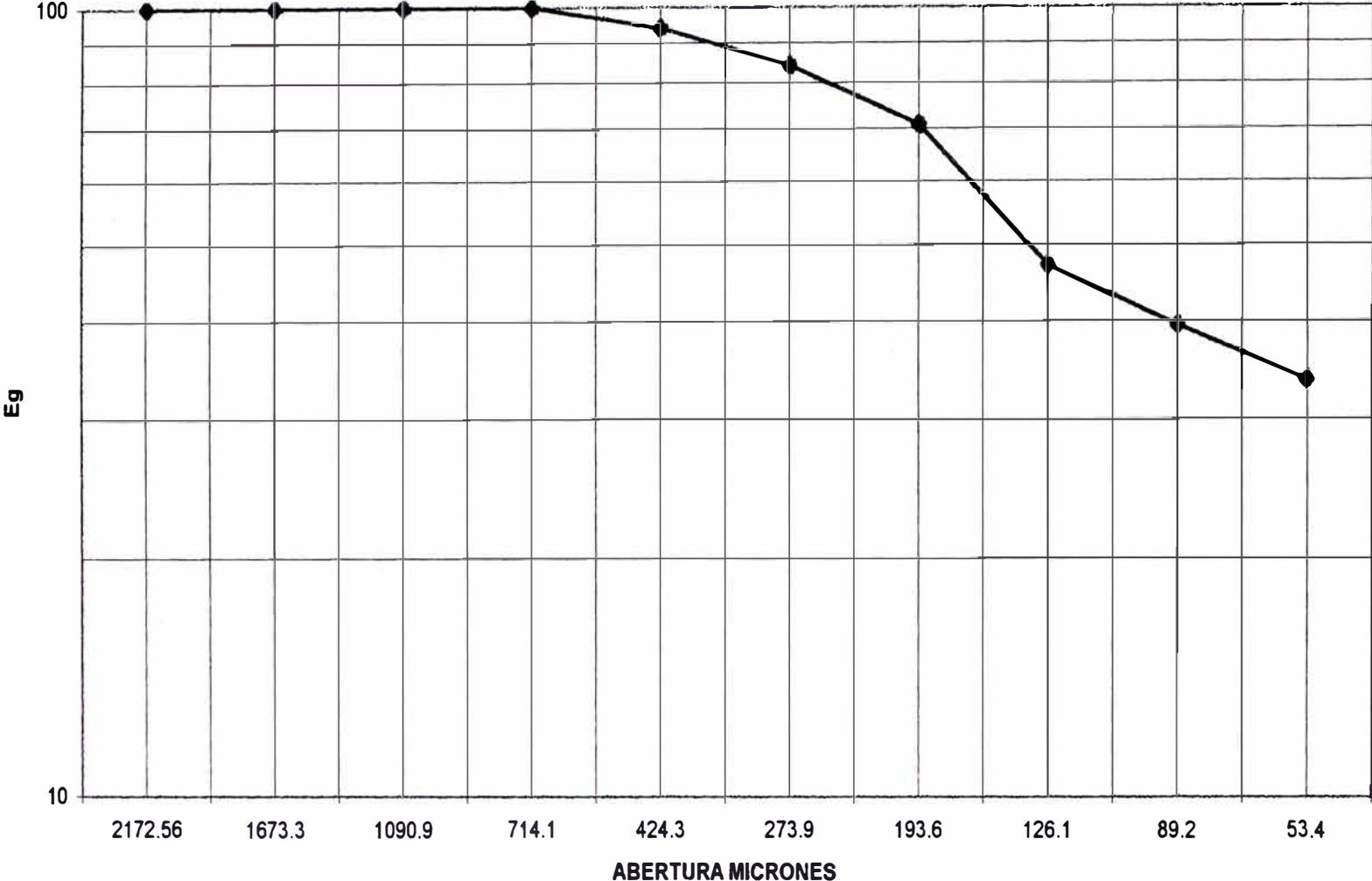
TM/h	1.216	0.083	1.133				
	ALIMENTO	OVERFLOW	UNDERFLOW	Eg	Ew	U/F	R
MALLA	%PESO	%PESO	%PESO				
+m28	2.52	0.07	2.7	99.81	99.64	0.9317	13.6506
+m48	17.06	0.4	18.28	99.84	99.70	0.9317	13.6506
+m60	6.89	0.13	7.38	99.87	99.76	0.9317	13.6506
+m100	28.48	1.69	30.44	99.59	99.24	0.9317	13.6506
+m140	17.23	4.11	18.19	98.37	96.95	0.9317	13.6506
+m200	11.70	7.54	12.01	95.60	91.76	0.9317	13.6506
+m400	9.87	33.76	8.12	76.65	56.23	0.9317	13.6506
-m400	6.26	52.37	2.88	42.88	-7.09	0.9317	13.6506
	100.00	100.00	100.00				

D50-Cg	25.44 MICRONES
D50-Cw	47.12 MICRONES

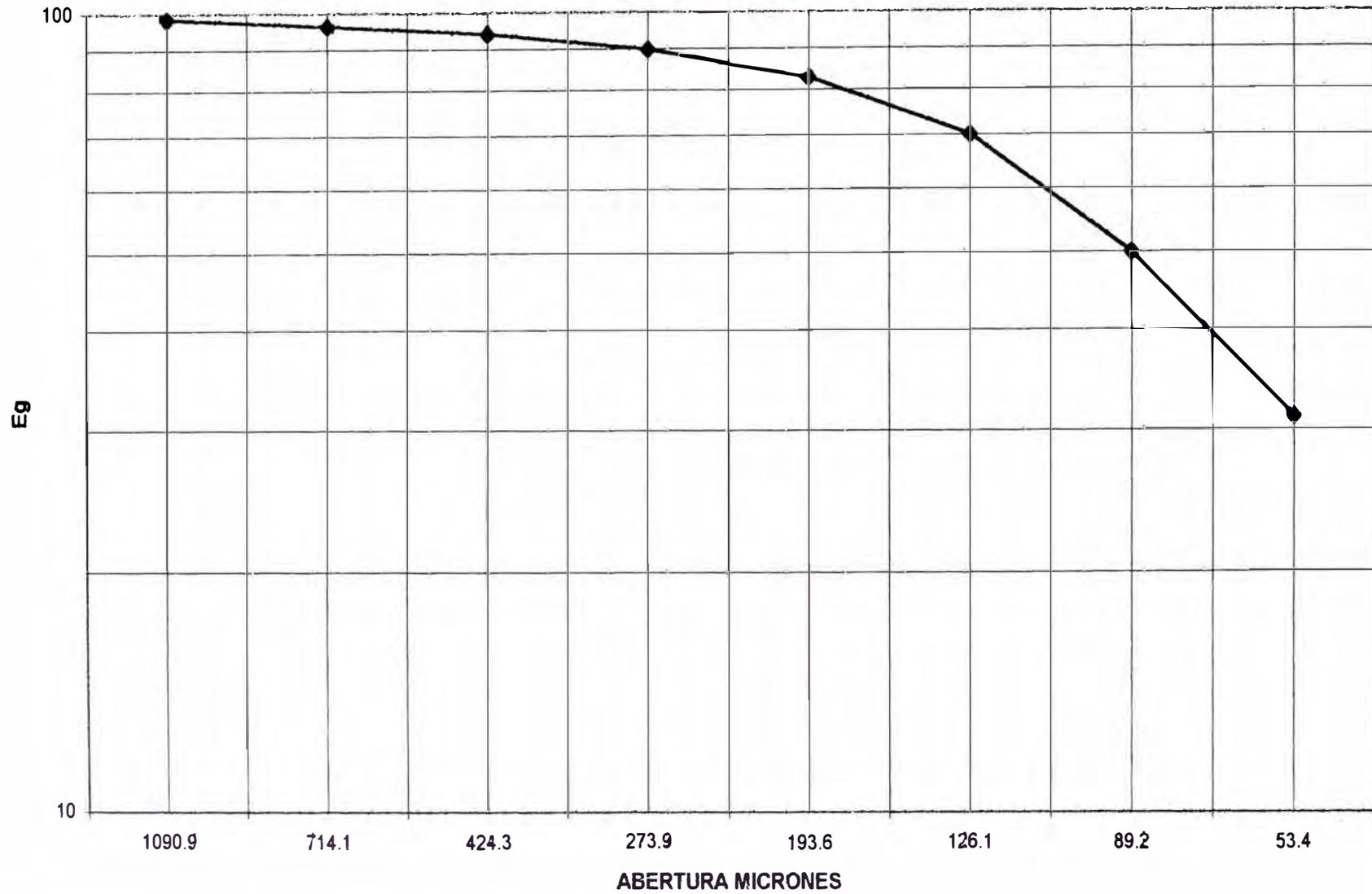
EFICIENCIA DEL CICLON

FEED	OVER	UNDER	EFICIENCIA DE FINOS	EFICIENCIA DE GRUESOS
6.12	61.54	2.72	0.6862	0.9655
			EFICIENCIA TOTAL	
			66.25	

CICLON D-10 GRAFICO DEL D-50



CICLON DE FONDO PLANO GRAFICO DEL D-50



CICLON INCLINADO GRAFICO DEL D-50

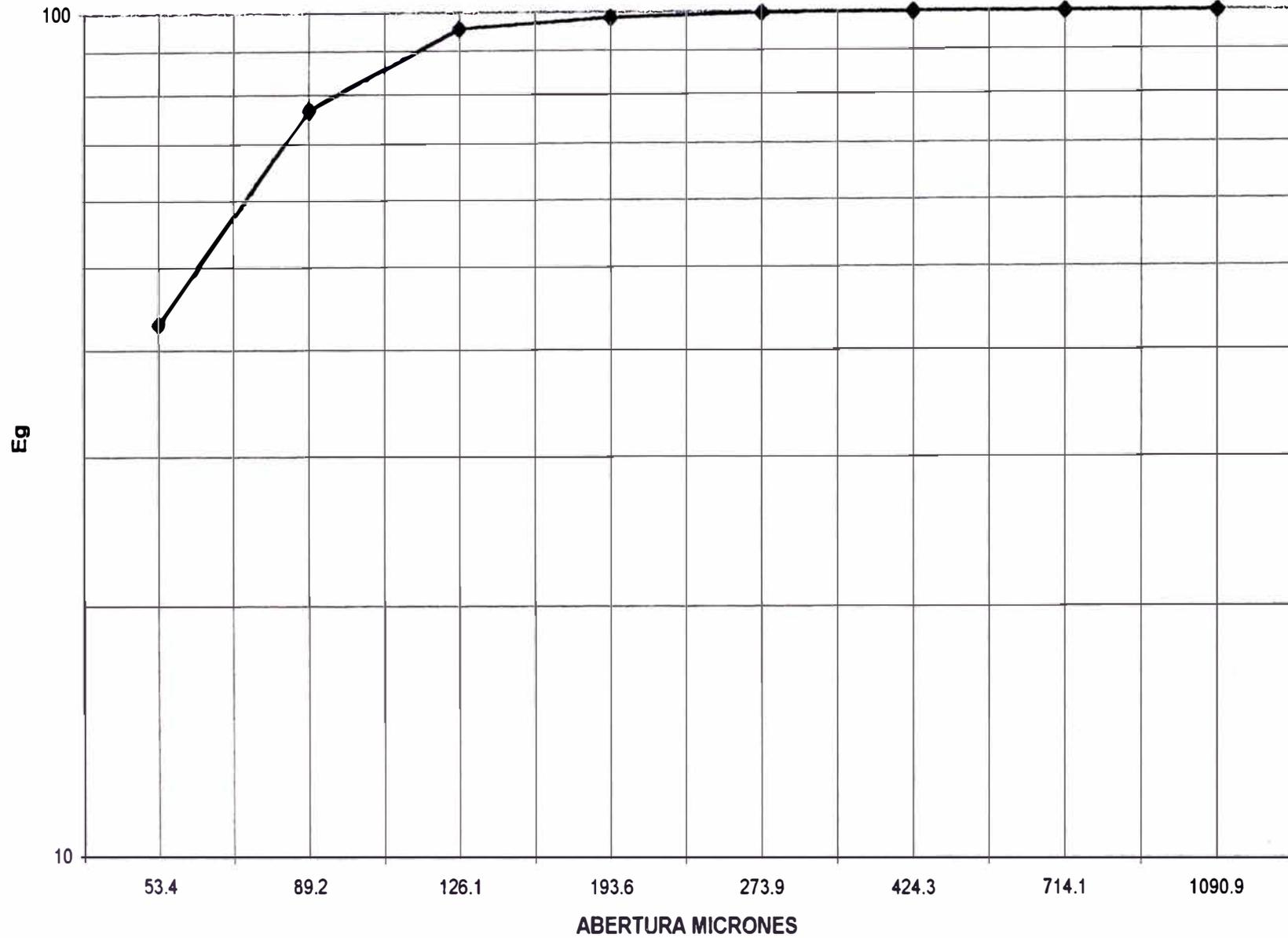


GRAFICO DEL D-50 PARA LOS TRES CICLONES

