

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

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



**MEJORAS EN LA RECUPERACION DE
Cu - Pb - Zn.**

CIA. MINERA RAURA

TESIS ✓

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO METALURGISTA

EULOGIO JUAN TANG FERNANDEZ

LIMA-PERU

1992

CONTENIDO

PRESUMEN

PROLOGO

CAPITULO I : GENERALIDADES

1.1 Historia	1
1.2 Ubicación - Accesibilidad - Topografía - Clima	2
1.3 Geología	4
1.3.1 Mineralización en vetas	5
1.3.2 Mineralización en cuerpos	5
1.4 Minería	7
1.5 Planta Concentradora	8

CAPITULO II : EVALUACION Y BALANCE DE LA SECCION CHANCADO
Y TAMIZAJE

2.1 Descripción	11
2.2 Aspectos Generales del Muestreo	12
2.3 Determinación del Rendimiento, Consumo de Energía y Capacidad Máxima Instalada de las Chancadoras	14
2.3.1 Chancadora Primaria de Quijadas Kue-Ken 20"x42"	14
2.3.2 Chancadora Secundaria Cónica Symons 5½' Estándar	16
2.3.3 Chancadora Terciaria Symons 4' Cabeza Corta	18
2.4 Determinación del Índice de Trabajo (Wi) del Circuito de Chancado	21
2.4.1 Determinación del Índice de Trabajo en la Etapa de Chancado Secundario	21
2.4.2 Determinación del Índice de Trabajo en la Etapa de Chancado Terciario.	23
2.4.3 Determinación del Índice de Trabajo Promedio de la Sección Chancado	23

2.5	Determinación de la Capacidad y Eficiencia de las Zarandas 4'x8' y 4'x7'	25
2.5.1	Método de Selección del Tamaño de Zaranda	26
2.5.2	Determinación de la Capacidad y Eficiencia de la Zaranda 4'x8'	28
2.5.3	Determinación de la Capacidad y Eficiencia de la Zaranda 4'x7'	32
2.6	Conclusiones	36
CAPITULO III : EVALUACION Y BALANCE DE LA SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION		
3.1	Descripción	38
3.2	Aspectos Generales de Muestreo	38
3.3	Balance de Materiales de la Sección Molienda y Clasificación	40
3.3.1	Determinación del Underflow del Hidrociclón D-20	41
3.3.2	Determinación del Underflow del Clasificador Helicoidal 60" Ø	42
3.4	Cálculo del Consumo de Energía y Capacidad Máxima de los Molinos	45
3.4.1	Molino Primario de Barras Denver 5'x10'	45
3.4.2	Molino Primario de Bolas Marcy 6'x6'	45
3.4.3	Molino Primario de Bolas Comesa 8'x10'	49
3.4.4	Molino Secundario Comesa 8'x8'	49
3.5	Cálculo del Índice de Trabajo	49
3.5.1	Índice de Trabajo del Molino 5'x10'	49
3.5.2	Índice de Trabajo del Molino 6'x6'	50
3.5.3	Índice de Trabajo del Molino 8'x10'	50
3.5.4	Índice de Trabajo del Molino 8'x8'	50
3.5.5	Índice de Trabajo Promedio de la Sección Molienda	50
3.6	Determinación de la Performance de los Clasificadores	52
3.6.1	Clasificador Helicoidal Comesa Tipo Duplex de 60" Ø	52
3.6.2	Hidrociclón Limasa D-20	58
3.7	Conclusiones	62
CAPITULO IV : EVALUACION DE LA SECCION FLOTACION		
4.1	Circuito de Flotación Bulk Cobre-Plomo	64
4.1.1	Etapas de Flotación Rougher Bulk Cobre-Plomo	65
4.1.2	Etapas de Flotación Scavenger Bulk Cobre-plomo	68

4.1.3 Etapas de Limpieza del concentrado Rougher Bulk Cobre-Plomo	69
4.1.4 Efecto del Tamaño de Partícula en el Proceso General de Flotación Bulk Cobre-Plomo	71
4.1.5 Conclusiones	73
4.2 Circuito de Separación Cobre-Plomo	76
4.2.1 Etapa de Flotación Rougher-Scavenger de Cobre	77
4.2.2 Etapa de Primera Limpieza de Cobre	78
4.2.3 Etapa Final de Limpieza de Cobre	78
4.2.4 Efecto del Tamaño de Partícula en el Proceso de Separación	81
4.2.4.1 Efecto del Tamaño de Partícula en el Proceso General de Separación Cobre-Plomo	81
4.2.4.2 Efecto del Tamaño de Partícula en la Flotación de Cobre	85
* Etapa de Primera Limpieza de Cobre	89
* Etapa Final de Limpieza de Cobre	92
4.2.5 Conclusiones	96
4.3 Circuito de Flotación de Zinc	98
4.3.1 Etapa de Flotación Rougher de Zinc	101
4.3.2 Etapa de Flotación Scavenger de Zinc	102
4.3.3 Etapas de Limpieza del Concentrado Rougher Zinc	102
4.3.4 Efecto del Tamaño de Partícula en la Flotación de Zinc	104
4.3.4.1 Efecto del Tamaño de Partícula en la Flotación de Zinc	104
4.3.4.2 Efecto del Tamaño de Partícula en la Etapa de Flotación rougher de Zinc	108
4.3.4.3 Efecto del Tamaño de Partícula en la Etapa de Flotación Scavenger de Zinc	113
4.3.4.4 Efecto del Tamaño de Partícula en las Etapas de limpieza del Concentrado Rougher Zinc.	117
4.3.5 Conclusiones	120
CAPITULO V : SECCION DE ESPESAMIENTO Y FILTRADO	
5.1 Descripción de la Sección	124

5.2 Evaluación de la Sección Espesamiento	125
5.3 Evaluación de la Sección Filtrado	138
CAPITULO VI : PRUEBAS EXPERIMENTALES A NIVEL DE LABORATORIO Y PLANTA PILOTO	
6.1 Consideraciones Preliminares	140
6.1.1 Circuito de Flotación Cobre-Plomo	140
6.1.2 Circuito de Separación Cobre-Plomo	140
6.1.3 Circuito de Flotación de Zinc	141
6.2 Pruebas a Nivel de Laboratorio	143
6.2.1 Circuito Estándar	143
6.2.2 Remolienda del Relave Rougher Bulk Cobre-Plomo	143
6.2.3 Parámetros de las Pruebas Estándar y Remolienda	143
6.3 Pruebas a Nivel de Planta Piloto	147
6.3.1 Ventajas Metalúrgicas de la Remolienda del Relave Rougher Bulk	149
6.3.2 Ventajas Económicas del Circuito de Remolienda	151
CAPITULO VII : INGENIERIA DEL PROYECTO DE REMOLIENDA	
7.1 Proyecto de Remolienda del Relave Rougher Bulk Cobre-Plomo	156
7.1.1 Circuito de Molienda-Remolienda	156
7.1.2 Circuito de Flotación	156
7.2 Cálculos en el Circuito de Molienda y Remolienda del Relave Rougher Bulk Cobre-Plomo	157
7.3 Cálculos en el Circuito de Flotación Bulk Cobre-Plomo y Circuito de Flotación de Zinc	163
CAPITULO VIII : ECONOMIA GENERAL DEL PROYECTO DE REMOLIENDA	
8.1 Inversiones	165
8.1.1 Inversión Fija	165
8.1.2 Costos Adicionales de Operación con la Remolienda	166
8.1.3 Costos Totales de Operación con la Remolienda	167
8.2 Presupuesto	168
8.2.1 Ingresos	169
8.2.2 Costos	172
8.3 Evaluación Económica	172
8.3.1 Valor Actual Neto (VAN)	173
8.3.2 Tasa Interna de Retorno (TIR)	174
CONCLUSIONES	177
BIBLIOGRAFIA	181

PROLOGO

Durante los años 1982 y 1983, se produjo en el Mercado Mundial una impredecible y significativa disminución de los precios de los metales. Este acontecimiento originó entre otros, una demanda por parte de los compradores de metales y concentrados, de productos de alta calidad. Este problema fue sentido a nivel mundial, algunas refinerías y centros mineros, tuvieron que paralizar sus operaciones en forma temporal y en algunos casos definitivamente.

En el Perú, país minero por excelencia, se sintió fuertemente esta crisis, y varias compañías tuvieron que cerrar sus puertas, debido a que los costos de producción eran mayores que el beneficio económico proveniente de la venta de concentrados.

Ante esta coyuntura la Compañía Minera Raura S.A., consideró imprescindible mejorar los resultados metalúrgicos, como un medio de cumplir los compromisos contractuales de ventas de concentrados e incrementar los beneficios económicos.

Previamente se efectuó el análisis y la evaluación de la performance de la Concentradora, mediante el balance metalúrgico del proceso verificándose las condiciones actuales de operación y establecer la Remolienda del Relave Rougher Bulk como un primer paso para mejorar los resultados metalúrgicos.

Agradezco al Ing^o Juan Alor, con quién tuve la oportunidad de compartir experiencias y de llevar a buen término el Proyecto de Remolienda. También mi reconocimiento eterno a mi esposa Virginia Romero, por su apoyo moral, el cual permitió realizar el presente trabajo.

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1. Historia

La historia del yacimiento minero de Raura no es ni larga, ni posee alternativas numerosas de anotar. Los hechos más significativos se describen a continuación.

Las minas de Raura fueron desarrolladas en escala relativamente pequeña por el Sr. Simeón Dunstan, de nacionalidad inglesa en el año 1890. La producción no excedió probablemente de 100 toneladas por mes; el mineral era transportado en llamas para su beneficio a una planta de lixiviación y fundición en Quichas, que se encuentra 20 km. al sur de Raura.

Posteriormente don Fermín Málaga Santolalla en 1904, tenía en trabajo los filones Esperanza y Casualidad por galerías horizontales. Los trabajos continuaron por un tiempo, paralizándose después hasta el año 1928, en que la Vanadium Corporation of America, las tuvo en opción por dos años, realizando aproximadamente 500 metros de trabajos de exploración, paralizándose nuevamente las actividades en el año 1929, debido a la depresión. Las minas permanecieron inactivas hasta el año 1942, en el cual la Cerro de Pasco Copper Corporation, las tomó en opción de venta de los Srs. Delgado de Oyón, dueños de estos denuncios, reiniciando labores de exploración hasta 1948. La Cerro de Pasco Copper Corporation en 1945 hizo la compra de gran parte de los denuncios de la zona.

Sin embargo en 1950 la cerro vendió a los Srs. Delgado, su participación en el denuncia de Niño Perdido, quienes luego de una intensa exploración ubicaron una gran bolsonada de plomo y zinc, iniciando en 1952 la explotación a cielo abierto. Las vetas restantes quedaron inactivas hasta 1961, fecha en que la Compañía Minera Raura consolidó

todos los denuncios de la zona de Raura e inició su explotación formal hasta la fecha.

La Compañía Minera Raura S.A. Fue constituida por Escritura Pública el 28 de setiembre de 1960, por tiempo indefinido. Es una empresa mixta clasificada de acuerdo a la Clasificación Industrial Internacional Uniforme (CIIU) bajo la agrupación 2302, correspondiente a empresas dedicadas a la Extracción de Minerales No-ferrosos.

1.2. Ubicación - Accesibilidad - Topografía - Clima

El distrito minero de Raura, está ubicado en la cumbre de la Cordillera Occidental, entre los departamentos de Huanuco (distrito San Miguel de Gauri, provincia Dos de Mayo) y Lima (distrito de Oyón, provincia de Cajatambo), en las siguientes coordenadas geográficas:

Latitud : $10^{\circ}26'30''$ S

longitud : $76^{\circ}44'30''$ W

Coordenadas UTM : N 8'845,000; E 309,700

La distancia por carretera desde la ciudad de Lima, es de 280 km. y desde la ciudad de Huacho, 150 km., a partir de esta ciudad y siguiendo por la pista que corre paralela al río Huaura, se continua hasta Sayán, Churín, Oyón y Raura. Hasta la localidad de Sayán la carretera es asfaltada y el resto afirmado.

La región de Raura, se encuentra en una depresión de origen glaciar formando las cabeceras de los glaciares que actuaron en el Pleistoceno y cuya acción erosiva se encuentra representada por los profundos valles que modelaron. Los glaciares se encuentran ahora confinados en las partes altas bajo la forma de lenguas de retorno en las diversas circlas y a casquetes que cubren los picos terminales de las paredes que limitan la depresión.

La pared oeste de la depresión está formada por una sección de picos inescalables que se elevan hasta 5,540 msnm. Los picos de la pared situada al este, no llegan a alcanzar elevaciones tan altas como los primeros, pero su altura crece gradualmente hacia el sureste hasta terminar formando el tremendo y majestuoso pico de Raura.

La línea de nivación se encuentra, en la época presente a una elevación de 4,600 metros; el deshielo de los glaciares se realiza en una proporción relativamente acelerada como lo comprueba el hecho de que extensas zonas que han estado hace varios años cubiertos por hielo se encuentran ahora completamente desnudas.

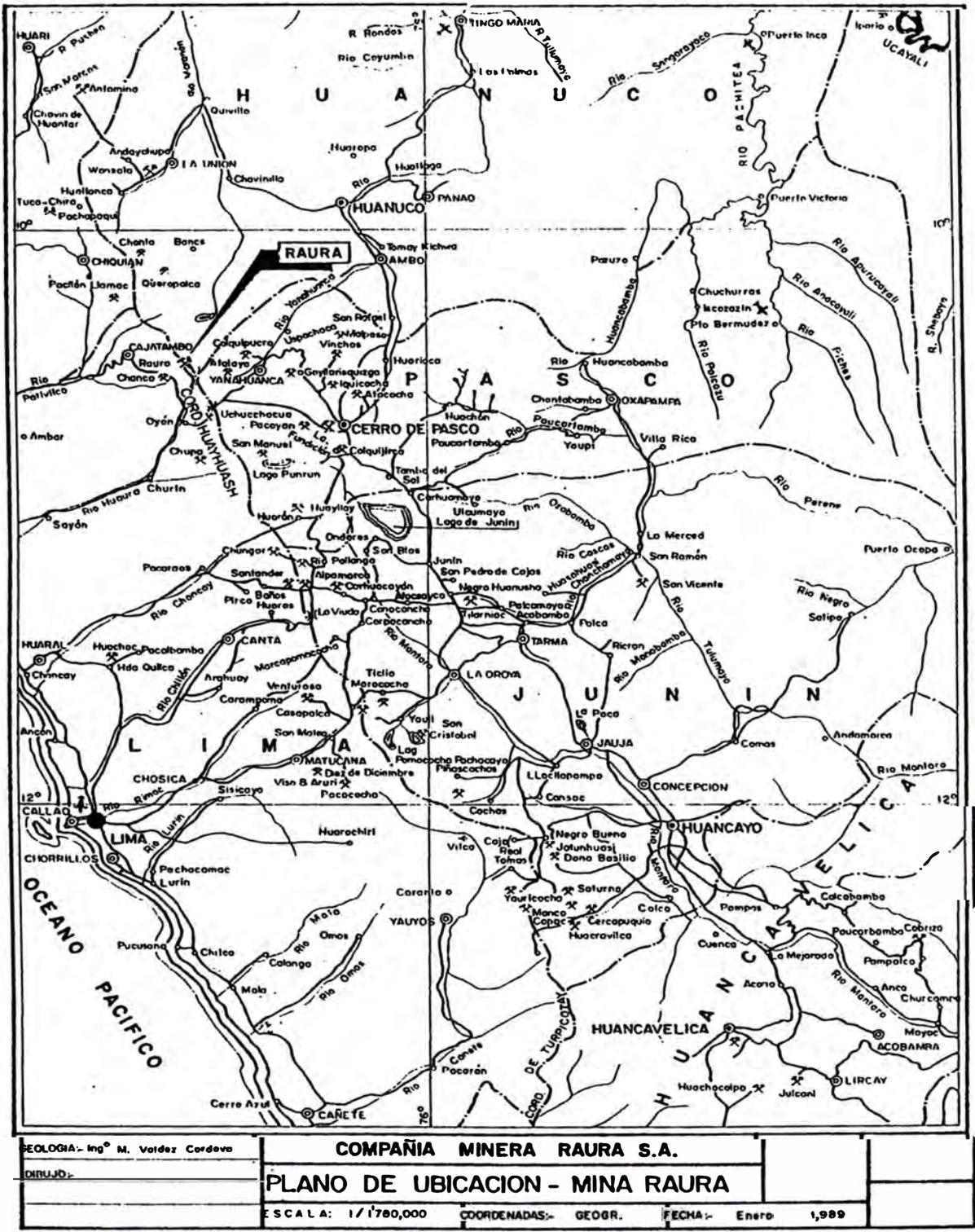


Figura 1.1 Plano de Ubicación Mina Raura

El drenaje local de la depresión de Raura se realiza a través de un grupo de lagos conectados los unos a los otros con caídas abruptas intermedias y que tienen una orientación noreste. La laguna Santa Ana considerada como la verdadera naciente del Marañón, se encuentra a 4,681 msnm. Los campamentos así como el nivel más bajo y principal de explotación se encuentran en su orilla oeste.

Las condiciones climáticas del lugar son extremadamente duras. La precipitación atmosférica en la forma de nieve es bastante anormal debido a la situación y topografías presentes. Por su situación, Raura recibe o mejor dicho succiona la evaporación en la forma de nubes provenientes del lado orientado de los Andes y por la elevada topografía actúa como un efectivo condensador de dicha evaporación.

La temperatura es relativamente moderada, el mismo carácter de depresión hacen de Raura, un lugar protegido contra vientos y temperaturas bajas extremas. La temperatura media es de 6°C , con máximos de 20°C y mínimos de menos 6°C .

1.3 Geología

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballococha, son los plegamientos más importantes del área con rumbo $N 20^{\circ}-30^{\circ} W$. El sobreescurrecimiento al suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Goyllarisquizga sobre las calizas Jumasha. Debido a fuerzas compresionales E-W se han producido varios sistemas de fracturamientos $N 65^{\circ}-80^{\circ} W$, (vetas Gianina, Abundancia, Roxana, Torre de Cristal, Flor de Loto). Fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva. Últimas etapas de actividad tectónicas por acción de fuerzas compresionales de la misma dirección E-W, originan fallas regionales que atraviesan el distrito minero de Raura, representando una reactivación del sistema NE, desplazando a los sistemas NW y norte.

El período de mineralización en el distrito minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con formación de minerales de zinc, plomo, cobre y plata. La mineralización se presenta en dos formas; relleno de fracturas preexistentes (vetas) y reemplazamiento en cuerpos metasomáticos de contacto (bolsonadas de skarn).

1.3.1. Mineralización en vetas

Dos sistemas de fracturamiento son los que contienen toda la mineralización en vetas de Raura. El sistema más importante tiene rumbo N 60° W a E-W. El otro sistema tiene rumbo N 65°-80° E.

Existe un zoneamiento marcado en la mineralización de vetas, al norte las vetas tienen minerales de cobre y plata. Los minerales principales son sulfosales de Cu-Ag de la serie tetraedrita en su variedad freibergita con menor proporción de esfalerita rubia y galena; como minerales de ganga se presenta pirita, cuarzo, rodocrosita, yeso y fluorita.

Al centro y sur del yacimiento la mineralización está formada primordialmente por galena y esfalerita de grano grueso, y en menor proporción chalcopirita. La plata está ligado a la galena. Como minerales de ganga se presentan pirita, rodocrosita, calcita, cuarzo y fluorita.

Un fuerte fracturamiento E-W en la riódacita subvolcánica a dado origen a la formación de bolsonadas en "echelòn" corresponden a estas las vetas Gretty y Hada, así como yacimientos tipo stock work.

1.3.2. Mineralización en cuerpos

En la parte central del yacimiento y en zona de contacto metamórfico entre la caliza Jumasha y los intrusivos granodioríticos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de zinc, plomo, cobre y plata. Existen posibilidades muy favorables de la existencia de otros cuerpos mineralizados en todas las zonas de contacto.

El principal cuerpo mineralizado está formado por las bolsonadas Betsheva-Aracelli, en forma elongada al N 30° W. Hacia el norte continúan las bolsonadas Catuva-Niño Perdido. en las proximidades de estas bolsonadas se presentan cuerpos satélites pequeños con mineralización similar. Se tienen conocidas las bolsonadas Ofelia y Balilla.

Los minerales principales son esfalerita (marmatita), galena, chalcopirita, y disseminación de pirita dentro del skarn; hacia el contacto se observa fuerte piritización.

En áreas de mármol, que separa a cada una de estas bolsonadas, la mineralización está rellenando fracturas irregulares tipo stock work.

La mineralización dentro de los cuerpos se presenta en forma

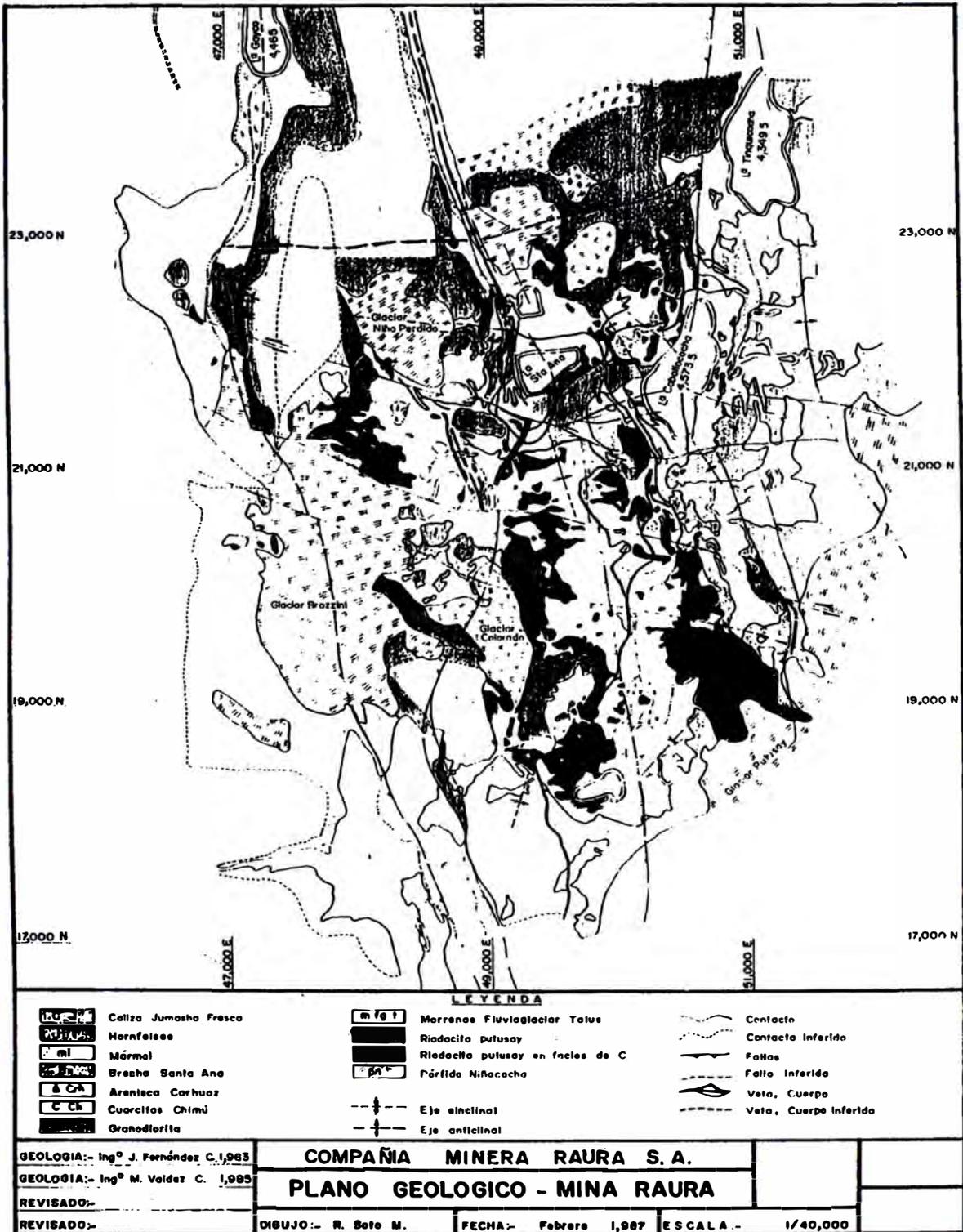


Figura 1.2 Plano Geológico Mina Raura

diseminada y como brecha mineralizada. Al norte los minerales predominantes son: galena y esfalerita (la plata está relacionada principalmente con galena), al sur existe un aumento significativo de cobre (chalcopirita) relacionado con un considerable aumento de piritita sacaroide de grano grueso en una franja de contacto entre el skarn y el intrusivo.

A Continuación se hace referencia en la Tabla 1.1 el Inventario de Reservas Minerales, subdividido en mineral económico y mineral marginal.

Tabla 1.1: Inventario de Reservas de Minerales

I. Mineral Económico

<u>Sección</u>	<u>TCS</u>	<u>% Cu</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>	<u>Ag*</u>
<u>1. Sulfuros</u>					
Catuva	4'424,349	0.38	1.49	7.04	2.89
Hada	795,689	0.17	6.72	6.60	4.91
<u>Esperanza</u>	<u>416,823</u>	<u>1.45</u>	<u>4.11</u>	<u>4.82</u>	<u>11.40</u>
Sub-total	5'636,831	0.43	2.42	6.81	3.80
<u>2. Oxidos</u>					
Catuva	346,589	0.01	4.15	6.10	3.97
<u>Esperanza</u>	<u>28,578</u>	<u>1.22</u>	<u>2.49</u>	<u>4.75</u>	<u>9.54</u>
Sub-total	376,167	0.10	4.02	5.99	4.41
<u>II. Mineral Marginal</u>					
<u>1. Sulfuros</u>					
Catuva	93,933	1.78	1.38	2.98	1.92
Hada	91,088	0.12	4.56	3.46	2.69
<u>Esperanza</u>	<u>44,033</u>	<u>0.90</u>	<u>2.26</u>	<u>3.44</u>	<u>6.30</u>
<u>Sub-total</u>	<u>229,054</u>	<u>0.95</u>	<u>2.81</u>	<u>3.26</u>	<u>3.07</u>
Total	6'242,062	0.43	2.53	6.63	3.82
Raura					

* Oz/TCS

1.4. Minería

Se utilizan como métodos de explotación, el corte y relleno ascendente, con relleno hidráulico y detrítico, y el shrinkage o almacenamiento provisional, donde las condiciones del terreno así lo requieran.

Para el relleno hidráulico, se utiliza el relave de la Concentradora, la cual previamente es clasificada con hidrociclones y el rebose bombeado a la mina, utilizándose para tal efecto una bomba Mars tipo L-180.

El transporte de mineral interior mina se realiza mediante loco-

motoras eléctricas y camiones de bajo perfil hasta los diferentes echaderos ubicados en superficie. Posteriormente son transportados en volquetes hacia la cancha de gruesos de la Concentradora y luego alimentado a la tolva de gruesos en las proporciones adecuadas.

La producción anual es de 540,000 TCS, en las tres zonas mineras en la proporción de 10%, 20% y 70% respectivamente.

1.5. Planta Concentradora

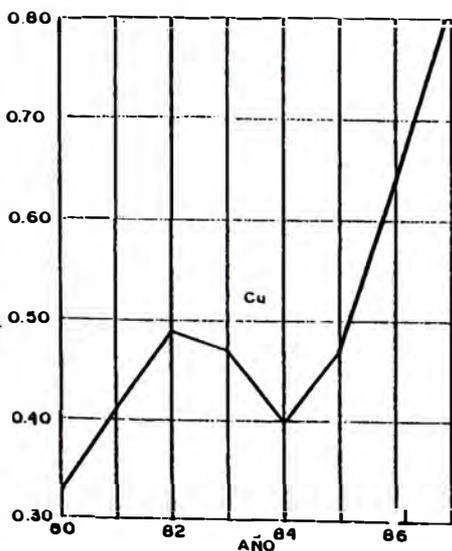
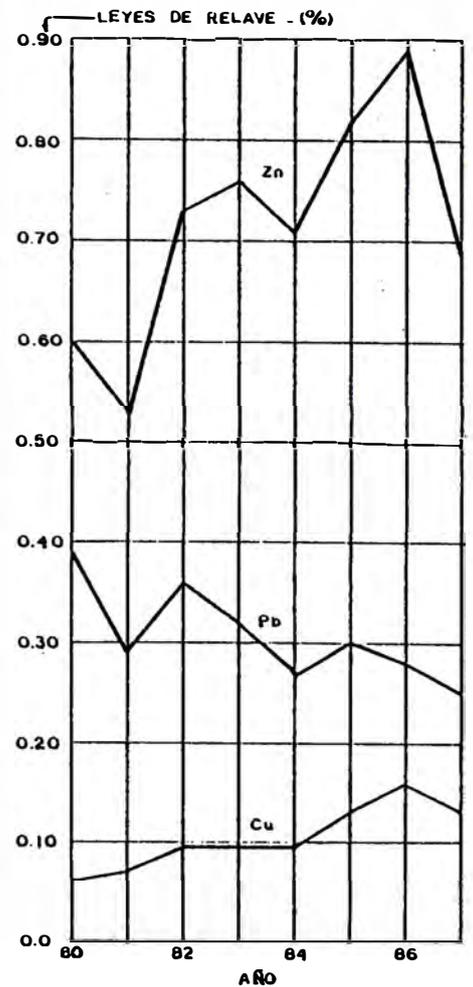
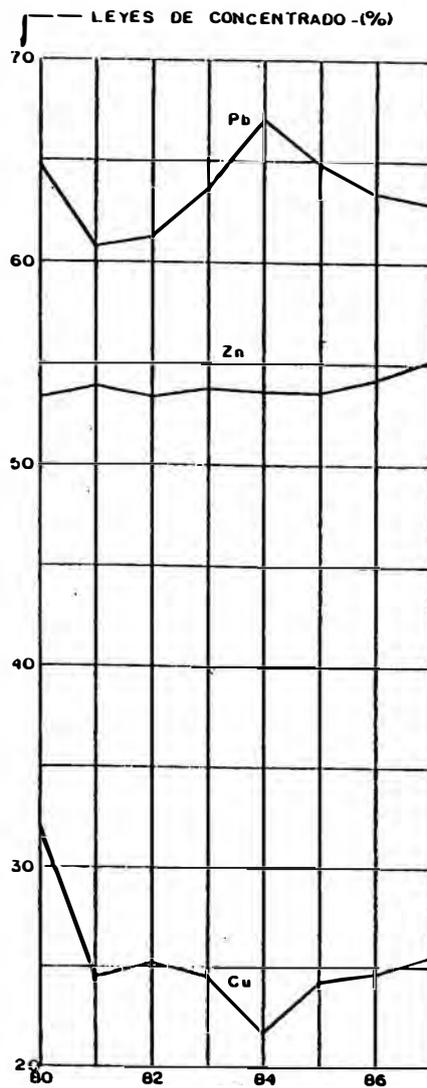
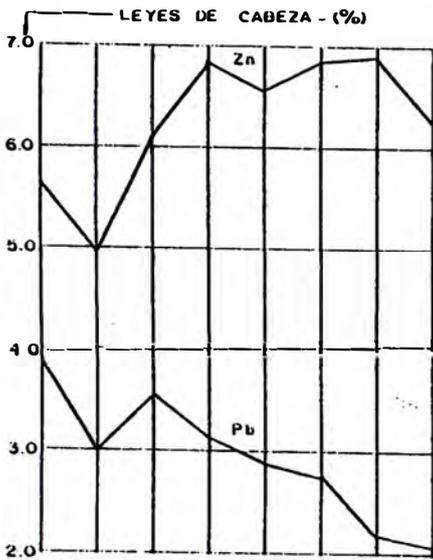
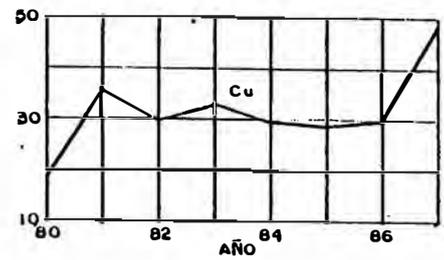
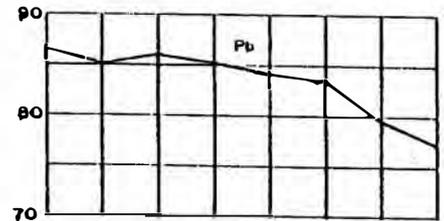
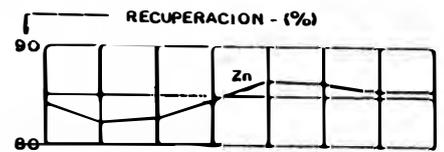
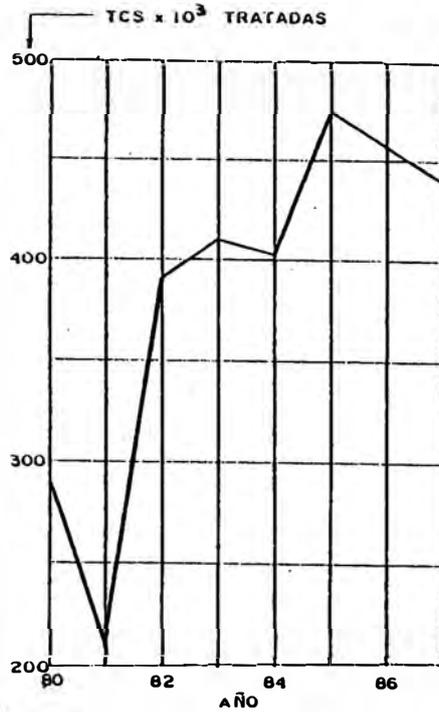
Las operaciones en la Concentradora, se iniciaron en el año 1962, con un molino de 6' x 6', paulatinamente su capacidad va en aumento y llegamos al año 1976 en que la Concentradora está constituida por cuatro molinos distribuidos en dos circuitos independientes, siendo su capacidad de tratamiento de 680 TCS. Posteriormente se inician los estudios para ampliar la Planta a una producción inicial de 1,000 TCS/día, trabajos que se inician en 1980. El tratamiento de los minerales se efectuaban por campañas según referían a los minerales de Esperanza, Hada o Catuva.

Finalmente el crecimiento e necesidad vital, y actualmente se beneficia 1,500 TCS/día de minerales complejos de cobre, plomo y zinc; los que son bastante refractario proceso de flotación selectiva, el que se utiliza con el propósito separar los elementos valiosos en tres productos finales o concentrados.

Las especies mineralógicas del mineral son: enargita, chalcopirita, tetrahedrita, galena, esfalerita y marmatita con valores de plata distribuidos en las especies antes mencionadas. En adición a esto se tienen óxidos, tales como azurita y malaquita que de acuerdo a su mayor o menor proporción originan problemas metalúrgicos causando desplazamientos de metales en productos que no son sus propios concentrados. este es el caso típico de los minerales de zinc y fierro activados por las sales de cobre que reportan en cantidades anormalmente altas en los concentrados de cobre y plomo.

El tratamiento de los minerales que se reciben en la Concentradora se efectúa habitualmente haciendo un concentrado bulk que contiene el mayor porcentaje de minerales de cobre y plomo, para luego en una etapa de flotación siguiente recuperar los minerales de zinc. El concentrado bulk se envía a un circuito de limpieza, que permite obtener un concentrado para ser alimentado luego al circuito de separación.

Figura 1.3- Variación anual de Tonelajes tratados, Recuperaciones, Leyes de cabeza, concentrado, y relave, para el Cu, Pb y Zn



Mediante este circuito de flotación se obtenían resultados poco satisfactorios. En la figura 1.3 se grafican los niveles históricos de tratamiento, recuperaciones y leyes de cabeza, concentrados y relave entre los años 1980 a 1986.

Como servicios auxiliares la Concentradora cuenta con Talleres de Mantenimiento Mecánico y Eléctrico, Laboratorio Metalúrgico, Laboratorio Químico el cual reporta directamente a la Superintendencia General. Además se tiene una zona de despacho de concentrados implementada con una balanza Exactam de 40 toneladas de capacidad, los concentrados son enviados a los Depósitos del Callao y/o Refinería de Zinc de Cajamarquilla.

CAPITULO II
EVALUACION Y BALANCE DE LA SECCION CHANCADO Y TAMIZAJE

2.1. Descripción

El mineral procedente de la mina es almacenado en una cancha contigua a la instalación y luego alimentado, mediante cargadores frontales, a la parrilla ubicada sobre la tolva de gruesos de 150 toneladas. La parrilla es inclinada y tiene una abertura nominal de 12". La tolva de gruesos se descarga por intermedio de dos alimentadores de placas Comesa de 12 m x 42". El mineral descargado por los alimentadores de placas es transportado por la faja # 2 a la trituradora primaria de quijadas Kue-Ken de 20" x 42", cuyo set está graduado para proporcionar un producto de 4". La clasificación de la alimentación se realiza a través de un grizzly estacionario de 2.36 m x 1.05 m y cuya luz entre rieles es de 4".

El producto de la trituradora Kue-Ken se clasifica en una zaranda vibratoria Fania de 4' x 8' de doble bandeja. La bandeja superior tiene aberturas cuadradas de 2½" x 2½" y la inferior aberturas rectangulares de 1½" x 1". La alimentación a la zaranda se hace a través de las fajas transportadoras #s 3 y 4. El producto fino de la zaranda 4' x 8' pasa a la tolva de finos y el producto grueso de ambas bandejas pasa al triturador secundario Symons 5½" estandar, cuyo set está regulado a 2".

La descarga del triturador Symons 5½" estandar, se clasifica en la zaranda vibratoria 4' x 7' de una bandeja con aberturas cuadradas de 3/4" x 3/4". La alimentación a la zaranda llega a través de las fajas transportadoras #s 5, 6, 7 y 8. El producto fino de la zaranda 4' x 7' se alimenta a la tolva de finos. El producto grueso constituye la alimentación del triturador terciario Symons 4' cabeza corta, cuyo set está regulado a ½". La descarga del triturador Symons 4', conjuntamente con el producto fino de las zarandas 4' x 8' y 4' x 7' se ali-

mentan a las tolvas de finos de 400, 300 y 1000 toneladas a través de las fajas transportadoras #s 9, 10 y 11.

Adicionalmente se tienen 3 tolvas de gruesos de 750 toneladas, las cuales son alimentadas con mineral de tamaño seleccionado. La descarga de estas tolvas se hace a través de la faja # 1 y se alimenta directamente a la faja # 3. En la etapa de trituración terciaria tenemos un circuito adicional que consta de una zaranda vibratoria Nordberg 4' x 6' de una bandeja con aberturas de $\frac{1}{2}$ " x $\frac{1}{2}$ " y un triturador Symons 3' cabeza corta. Estos equipos se encuentran en stand by para casos de emergencia o reparaciones del circuito principal.

En la figura 2.1 se muestra el diagrama de flujo de la sección.

2.2. Aspectos Generales del Muestreo

Para evaluar la sección se hizo un muestreo de 8 horas diarias durante 6 días, en circunstancias de operación en equilibrio.

El tonelaje triturado y transportado fue obtenido de la siguiente forma:

1. Primeramente se calcula la velocidad de la faja transportadora

$$v = 0.00377 \times \text{RPM} \times D \quad (2.1)$$

Donde:

v = velocidad de la faja transportadora en pies/minuto.

RPM = revoluciones por minuto de la polea motriz.

D = diámetro de la polea motriz en pulgadas.

2. En función de esta velocidad debe ser removido una cierta cantidad de material, en una determinada longitud de faja transportadora.

$$L = 0.00915 \times v \quad (2.2)$$

Donde:

L = longitud en metros de faja transportadora, desde la cual será removido el material.

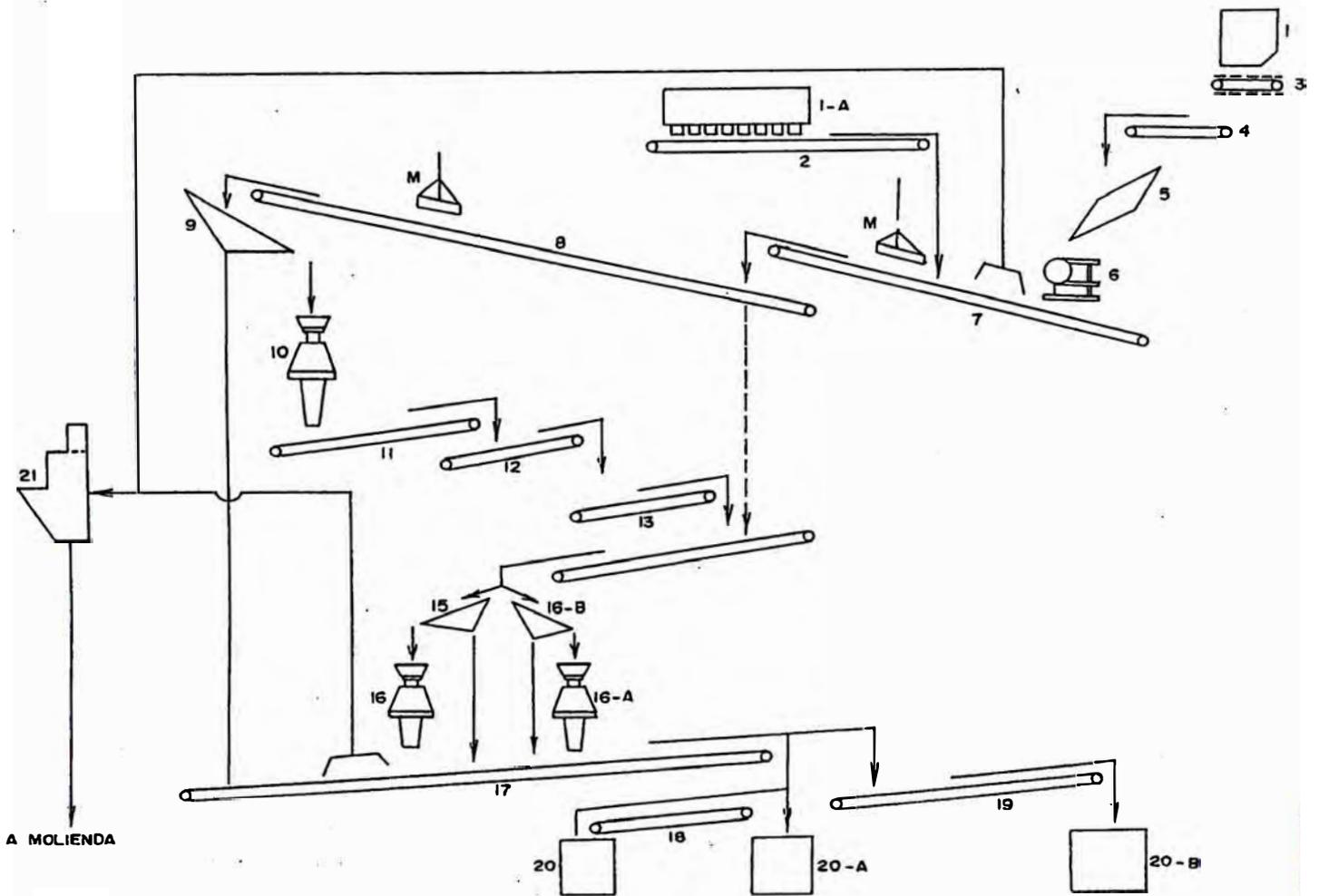
3. El material removido es pesado.
4. Cada tonelada transportada está representada por 0.454 Kg. de material removido de la faja transportadora.

$$\text{TCS/Hr} = \frac{\text{Peso de material removido en Kg}}{0.454 \text{ Kg.}}$$

El amperaje consumido se registró con pinza amperométrica en las tres fases de ingreso al motor, reportándose el promedio.

La gravedad específica (3.0 gr/cc), la densidad aparente (100

FIG. 2.1- SECCION CHANCADO Y TAMIZAJE



LEYENDA

ITEM	CANT.	DESCRIPCION
1	1	Tolva de gruesos de 150 toneladas
1-A	3	Tolvas de gruesos de 750 toneladas
2	1	Faja transportadora # 1 de 57.42 m. x 36"
3	2	Alimentadores de placas Comesa de 40 placas x 42"
4	1	Faja transportadora # 2 de 15.20 m. x 36"
5	1	Grizzly estacionario de 2.36 m. x 1.05 m.
6	1	Trituradora primaria de Quijadas Kue-Ken 20" x 42"
7	1	Faja transportadora # 3 de 46.80 m. x 36"
8	1	Faja transportadora # 4 de 53.0 m. x 24"
9	1	Zaranda Vibratoria doble deck Fania 4' x 8'
10	1	Triturador secundario cabeza estandar Symons de 5½'
11	1	Faja transportadora # 5 de 21.48 m. x 24"
12	1	Faja transportadora # 6 de 38.50 m. x 24"
13	1	Faja transportadora # 7 de 16.24 m. x 24"
14	1	Faja transportadora # 8 de 25.80 m. x 24"
15	1	Zaranda vibratoria de un piso de 4' x 7'
16	1	Triturador terciario Short Head Symons de 4'
16-A	1	Triturador terciario Short Head Symons de 3'
16-B	1	Zaranda vibratoria de un piso Nordberg 4' x 6'
17	1	Faja transportadora # 9 de 34.0 m. x 24"
18	1	Faja transportadora # 10 de 6.40 m. x 24"
19	1	Faja transportadora # 11 de 40.0 m. x 24"
20	1	Tolva de finos de 400 toneladas
20-A	1	Tolva de finos de 300 toneladas
20-B	1	Tolva de finos de 1000 toneladas
21	1	Extractor de polvos Rotoclone
M	2	Magneto Dings

lbs/pie³) y la humedad (4%) se consideran iguales para todas las muestras.

2.3. Determinación del Rendimiento, Consumo de Energía y Capacidad Máxima Instalada de las Chancadoras.

Para determinar el rendimiento, consumo de energía y capacidad máxima instalada se usaron las siguientes relaciones:

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Capacidad Actual} \cdot (\text{Tonelaje triturado})}{\text{Capacidad de diseño}} \times 100 \quad (2.3)$$

$$\text{Potencia Consumida} = \sqrt{3} \times (A_t - A_v) \times KV \times \text{Cos } \phi$$

Donde :

A_t = amperaje consumido por el triturador operando con carga.

A_v = amperaje consumido por el triturador operando en vacío.

KV = voltaje en kilovoltios.

$\text{Cos } \phi$ = factor de potencia del motor.

$$\text{Consumo de Energía} = \frac{\text{Potencia consumida}}{\text{Tonelaje triturado}} \quad (2.4)$$

$$\text{Potencia del triturador en vacío} = \sqrt{3} \times A_v \times KV \times \text{Cos } \phi$$

$$\text{Potencia Neta Instalada} = \text{Potencia Instalada del Motor} - \text{Potencia del Triturador en Vacío}$$

$$\text{Capacidad Máxima} = \frac{\text{Potencia Neta Instalada}}{\text{Consumo de Energía}} \quad (2.5)$$

2.3.1. Chancadora Primaria de Quijadas Kue-Ken 20" x 42"

1. Datos promedio del muestreo:

Tonelaje triturado = 78.25 TCS/Hr.

Set lado cerrado = 4"

Amperaje consumido operando con carga = 65 A

Amperaje consumido operando en vacío = 40 A

2. Datos del motor:

Potencia = 100 HP = 74.57 kW

Voltaje = 440 V = 0.44 kV

Amperaje Máximo = 115 A

$\text{Cos } \phi$ = 0.85

RPM = 975

Marca : General Electric

Con estos datos realizamos los cálculos aplicando las fórmulas (2.3), (2.4) y (2.5)

KUE-KEN® crushers cost less to own

Kue-Ken is the highest capacity crusher by far. Size for size, it produces more crushed rock than any other jaw crusher. Select the capacity you need from the chart below and find that a smaller, more economical Kue-Ken will do your job. Save on investment, freight, installation, power consumption.

CRUSHING RATES, POWER, RPM, WEIGHT

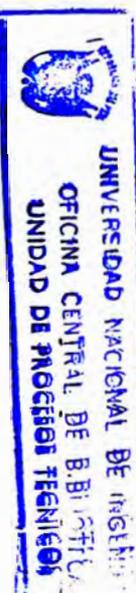
Crusher No.	Feed opening	TABLE OF TONS (2000 LBS.) PER HOUR THAT WILL PASS THROUGH CRUSHER WITH JAWS SET AT CLOSED SIDE DIMENSION SHOWN BELOW.**														Horse-power†	R. P. M.	Approx. Total Weight Lbs.	Approx. Weight Heaviest Piece	Steamer Shpg. Volume Cu. Ft.	Code Word To Order	
		¾"	1"	1½"	2"	2½"	3"	3½"	4"	5"	6"	7"	8"	10"	12"							14"
22	3" x 12"	7	8	10	10												10	365-425	3,225	1,170	75	SIMBA
24	5" x 12"	7	8	10	12	15											10-15	365-425	3,225	1,170	65	SIMCO
25	7" x 12"	7	8	10	12	15	20										10-15	365-425	3,225	1,170	65	SIMDE
34	6" x 16"	10	15	20	25	30	35										15-20	365-400	4,700	1,640	75	SIMFO
35	9" x 16"	10	15	20	25	30	35										15-20	365-400	4,500	1,640	75	SIMKY
54	8" x 24"	15	20	25	30	35	45										15-25	365-400	7,350	2,460	130	SIMLY
55	10" x 24"	15	20	25	30	35	45	55									15-30	365-400	7,300	2,460	130	SIMTU
56	12" x 24"	20	25	30	35	40	45	55									15-30	365-400	7,250	2,460	130	SIMTY
57	15" x 24"	25	30	35	40	45	55	65									20-30	350-385	10,000	4,000	175	SIMLA
69	12" x 30"	25	30	35	40	45	55	65									20-30	350-385	15,250	5,700	260	SIMKO
70	15" x 30"	30	35	40	45	55	65	75									20-30	350-385	15,000	5,700	260	SIMAS
79	8" x 36"	40	45	50	55	60	70	80	90								25-40	350-385	17,200	6,600	250	SIMAL
80	10" x 36"	40	45	50	55	60	70	80	90								25-40	350-385	17,100	6,600	250	SIMPO
81	12" x 36"	40	45	50	55	60	70	80	90	100							25-40	350-385	16,500	6,600	250	SIMHU
89	16" x 36"	50	60	70	80	90	100	125	150								30-50	325-360	22,000	9,000	350	SIMRO
98	20" x 36"	50	60	70	80	90	100	125	150								30-50	325-360	22,000	9,000	350	SIMON
95	24" x 36"	70	80	90	100	125	150	175									30-50	325-360	27,000	11,000	410	SIMSL
104	8" x 42"	50	60	70	80	90	100	125	150								40-60	350-360	22,500	8,500	390	SIRAB
105	10" x 42"	40	50	60	70	80	90	100	125	150							40-60	350-360	22,500	8,500	390	SIRAC
106	12" x 42"	40	50	60	70	80	90	100	125	150							40-60	350-360	22,500	8,500	390	SIRAD
107	17" x 42"	60	70	80	90	100	125	150	175	200							75	325	31,000	10,000	350	SIRAK
108	20" x 42"	60	70	80	90	100	125	150	175	200							75	325	31,000	10,000	350	SIRAT
110	25" x 42"	80	90	100	125	150	175	200	225	250							40-60	325-350	33,500	14,500	550	SIMEX
110s	27" x 42"	80	90	100	125	150	175	200	225	250							40-60	325-350	34,300	15,300	560	SIMZO
120	30" x 42"	100	125	150	175	200	225	250	275	300							60-75	300-325	42,500	18,200	600	SIMLO
140	16" x 48"	120	140	160	180	200	225	250	275	300							100	275	65,000	40,000	525	SIRAV
141	18" x 48"	120	140	160	180	200	225	250	275	300							100	275	65,000	40,000	525	SIRAW
150	36" x 48"	200	250	300	350	400	450	500	550	600							75-125	275-300	89,800	42,000	1,344	SIMOJ
150A	40" x 48"	200	250	300	350	400	450	500	550	600							75-125	275-300	93,800	43,000	1,374	SIMVE
160	42" x 48"	200	250	300	350	400	450	500	550	600							100-150	275-300	108,000	28,000	1,500	SIMVO
200	48" x 60"	300	350	400	450	500	550	600	700	800							50-200	225-275	163,000	43,000	1,700	SIMHO

FIG. 19

**Crushing rates given are neither maximum nor minimum, due to wide variation in crushing characteristics of different rocks. They are based on crushing average hard, dry quartz or similar rock weighing at least 100 pounds per cubic foot when crushed. Rates are for continuous feed of graded sizes. For maximum crushing rate the product size should be removed from the feed and the size should not exceed 80% of the crusher feed opening. Proper allowance must be made for any variation of the above conditions. Jaw settings are always measured in the closed position. The percentage of crushed particles larger or smaller than the "setting" will vary with different rocks. A crushing test on your rock will determine the percentage of crushed rock minus the setting that you may expect and will also indicate the tons per hour you can produce to a given size product. For example, assume that your rock, when crushed, made a product in which 60% was minus the jaw "setting" size. From the table of crushing rates assume we show 25 tons per hour at 1" setting. Then 60% x 25 TPH = 15 TPH of minus 1" rock could be produced with 1" setting. The balance or 10 TPH would be plus 1".

The minimum jaw setting shown for a given size crusher is the smallest closed side setting recommended for average conditions. Extremely hard crushing conditions may require a more open setting. Easy crushing conditions may permit closer settings. If in doubt please consult factory.

†Indicates range of sizes of electric motors for ordinary conditions; gasoline or diesel engines should be approximately 15% to 25% larger than electric motors. Make proper allowances for altitude losses with engine drives.



La capacidad de diseño proporcionado por el fabricante se muestra en la Tabla 2.1 . Donde para un set de 4" se tiene una capacidad de 175-200 \approx 187.5 TCS/Hr.

$$\text{Rendimiento} = \frac{78.25}{187.5} \times 100 = 41.73 \%$$

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \times (65 - 40) \times 0.44 \times 0.85 = 16.19 \text{ kW}$$

$$\text{Consumo de Energía} = \frac{16.19 \text{ kW}}{78.25 \text{ TCS/Hr}} = 0.207 \text{ Kw-Hr/TCS}$$

$$\text{Potencia en Vacío} = \sqrt{3} \times 40 \times 0.44 \times 0.85 = 25.91 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia Neta Instalada} = 74.57 - 25.91 = 48.66 \text{ kW}$$

$$\text{Capacidad Máxima} = \frac{48.66 \text{ kW}}{0.207 \text{ kW-Hr/TCS}} = 235.07 \text{ TCS/Hr}$$

2.3.2. Chancadora Secundaria Cónica Symons 5½" Estándar

1. Datos promedio del muestreo:

Tonelaje triturado = 48.95 TCS/Hr

Set lado cerrado = 2"

Amperaje consumido operando con carga = 135.0 A

Amperaje consumido operando en vacío = 127.5 A

De la figura 2.2 se obtiene:

Tamaño de la alimentación F(80) = 106481.1 micrones

Tamaño del producto P(80) = 69561.0 micrones

2. Datos del motor:

Potencia = 188 kW = 252 HP

Voltaje = 440 V = 0.44 kV

Amperaje máximo = 320 A

Cos ϕ = 0.82

RPM = 890

Marca : EMZ-BBC

Repitiendo los cálculos anteriores tenemos:

Normalmente los fabricantes proveen Bowl y Mantle tipo "coarse".

Luego para una Chancadora symons 5½' standard operando en circuito abierto y set de 2", tenemos una capacidad de diseño de 500 TCS/Hr (ver Tabla 2.2).

$$\text{Rendimiento} = \frac{48.95}{500.0} \times 100 = 9.79 \%$$

$$\text{Potencia Consumida} = \sqrt{3} \times (135 - 127.5) \times 0.44 \times 0.82 = 4.68 \text{ kW}$$

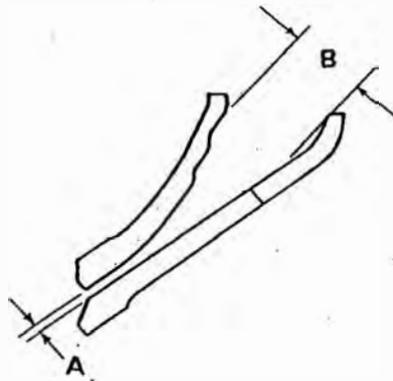
$$\text{Consumo de Energía} = \frac{4.68 \text{ kW}}{48.95 \text{ TCS/Hr}} = 0.096 \text{ kW-Hr/TCS}$$

Tabla 2.2 - Capacidades de Trituradoras de Conos Symons Standard - Circuito Abierto

Standard cone crusher capacities

Standard Symons cone crushers — cavities • feed openings • product sizes • capacities

Open circuit — capacities in tons (2000 lb) per hour passing through the crusher at indicated					discharge setting "A"										
Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting A	Feed opening with min. recommended discharge setting A		1/4"	3/8"	1/2"	5/8"	3/4"	7/8"	1"	1-1/4"	1-1/2"	2"	2-1/2"
			B Closed side	B Open side											
2 Ft.	Fine	1/4"	2-1/4"	2-7/8"	18	20	25	30	35	40	45	50	60		
	Coarse	3/8"	3-1/4"	3-3/4"			25	30	35	45	50	60	75		
	Extra Coarse	1/2"	4"	4-1/2"			25	30	40	50	55	70	80		
3 Ft.	Fine	3/8"	3 5/16"	4-1/16"		50	65	80	90	100	120	150	180		
	Coarse	1/2"	6-3/8"	7"			85	100	120	140	170	200	270		
	Extra Coarse	1"	8-1/2"	7-1/8"				120	150	180	230	270	340		
4 Ft.	Fine	3/8"	5"	5-5/8"		70	100	120	140	155	170	200	270	340	
	Medium	1/2"	6-1/8"	6-7/8"			110	130	150	170	200	270	340	350	
	Coarse	3/4"	7-1/8"	8-1/8"				140	170	210	230	280	350		
4 1/2 Ft.	Extra Coarse	1"	9-1/4"	10"				145	175	190	240	275	335	385	
	Fine	1/2"	4-3/8"	5-3/8"		120	140		160	170	180	200	280		
	Medium	5/8"	7-1/2"	8-1/4"					175	190	220	250	325	385	
5 1/2 Ft.	Coarse	3/4"	8-5/8"	9-5/8"					190	215	240	275	335	385	
	Extra Coarse	1"	8-3/4"	10-1/8"					225	250	260	300	335	385	
	Fine	5/8"	7-1/2"	8-3/8"			200		225	250	285	325	360	460	
7 Ft. HD	Medium	1"	9-5/8"	10-3/4"					250	285	320	370	420	460	750
	Coarse	1 1/4"	13'	14-1/4"					275	330	390	450	500	525	
	Extra Coarse	1-1/2"	13'	14-1/4"					420	450	550	680	800	1100	1400
7 Ft. HD	Consult factory for capacities								670	870	800	890	930	1200	1500



$$\text{Potencia en Vacío} = \sqrt{3} \times 127.5 \times 0.44 \times 0.82 = 79.68 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia Neta Instalada} = 188 - 79.68 = 108.32 \text{ kW}$$

$$\text{Capacidad Máxima} = \frac{108.32 \text{ kW}}{0.096 \text{ kW-Hr/TCS}} = 1128.3 \text{ TCS/Hr.}$$

$$\text{Radio de Reducción} = F(80)/P(80) = 106,481.1/69,561.0 = 1.53$$

2.3.3. Chancadora Terciaria Symons 4' Cabeza Corta

1. Datos promedio del muestreo:

$$\text{Tonelaje triturado} = 44.44 \text{ TCS/Hr.}$$

$$\text{Set lado Cerrado} = \frac{1}{2}''$$

$$\text{Amperaje consumido operando con carga} = 125.0 \text{ A}$$

$$\text{Amperaje consumido operando en vacío} = 100.0 \text{ A}$$

De la figura 2.3 se obtiene:

$$\text{Tamaño de la alimentación } F(80) = 71,539.4 \text{ micrones}$$

$$\text{Tamaño del producto } P(80) = 20,897.7 \text{ micrones}$$

2. Datos del motor:

$$\text{Potencia} = 150 \text{ HP} = 111.9 \text{ kW}$$

$$\text{Voltaje} = 440 \text{ V} = 0.44 \text{ kV}$$

$$\text{Amperaje Máximo} = 190 \text{ A}$$

$$\text{Cos } \phi = 0.85$$

$$\text{RPM} = 885$$

Marca: Westinghouse

Realizando los cálculos tenemos:

Para Chancadoras symons de 4' cabeza corta, operando en circuito abierto, con una cavidad tipo coarse y set de $\frac{1}{2}''$, tenemos una capacidad de diseño de 155 TCS/hr (ver Tabla 2.3)

$$\text{Rendimiento} = \frac{44.44}{155.0} \times 100 = 28.67 \%$$

$$\text{Potencia Consumida} = \sqrt{3} \times (125 - 100) \times 0.44 \times 0.85 = 16.19 \text{ kW}$$

$$\text{Consumo de Energía} = \frac{16.19 \text{ kW}}{44.44 \text{ TCS/Hr}} = 0.364 \text{ kW-Hr/TCS}$$

$$\text{Potencia en Vacío} = \sqrt{3} \times 100 \times 0.44 \times 0.85 = 64.78 \text{ kW}$$

$$\text{Potencia Neta Instalada} = 111.9 - 64.78 = 47.12 \text{ kW}$$

$$\text{Capacidad Máxima} = \frac{47.12 \text{ kW}}{0.364 \text{ kW-Hr/TCS}} = 129.45 \text{ TCS/Hr}$$

$$\text{Radio de Reducción} = F(80)/P(80) = 71,539.4/20,807.7 = 3.44$$

Tabla 2.3 - Capacidades de Trituradoras de Conos Symons Cabeza Corta - Circuito Abierto

Short Head cone crusher capacities

Short Head Symons cone crushers — cavities • feed openings • product sizes • capacities

Open circuit — capacities in tons (2000 lb) per hour passing through the crusher at indicated				discharge setting "C"								
Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting C	Feed opening with min. recommended discharge setting C		1/8"	3/16"	1/4"	3/8"	1/2"	5/8"	3/4"	1"
			D Closed side	D Open side								
2 Ft.	Fine Coarse	1/8" 3/16"	3/4" 1-1/2"	1-3/8" 2"	10 11	11 11	20 24	30 37	40 45	55		
3 Ft.	Fine Medium Coarse	1/8" 1/8" 1/4"	1/2" 1-5/16" 2"	1-5/8" 2-3/8" 3"	30 30	45 42	60 60 85	75 75 90	100 100 105	110 125	140	
4 Ft.	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" 5/16" 1/2" 5/8"	2-3/4" 1-3/4" 2-3/16" 3-1/2"	3-3/4" 2-7/8" 3-1/2" 4-5/8"		55	85	95 100	130 145 155 160	145 160 180 185	200 210	240
4 1/2 Ft.	Fine Medium Coarse Extra Coarse	1/8" 1/4" 5/16" 5/8"	1-1/8" 2-1/8" 2-13/16" 3-3/4"	2-1/2" 3-1/2" 4-1/16" 5-1/8"	40	65	90 90	115 115 120	150 150 175	180 180 200	220 230	250 260
5 1/2 Ft.	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" 1/4" 3/8" 1/2"	1-3/8" 2-1/8" 3-7/8" 4-5/8"	2-3/4" 3-1/2" 5-1/4" 6"		100	150 150	180 180 210	230 230 290	280 310 310	310 340 340	370 370
7 Ft. HD	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" 3/8" 1/2" 5/8"	2" 3-3/4" 6" 6"	4-1/8" 6-1/4" 7" 8"		210	300	360 390	400 450 400	450 500 530 560	560 600 600 650	660 720
7 Ft. XHD	Consult factory for capacities											

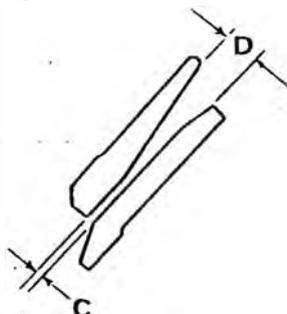


Tabla 2.4 - Análisis por Tamaños de la Alimentación y Descarga de la Chancadora Symons 5½' Standard.

Malla	Diám.Prom. (micrones)	Alimentación *		Descarga**	
		(48.95 TCSPH)			
		% Peso	% Ac(-)	% Peso	% Ac(-)
+ 5"	139121	5.21	94.79		
-5" + 4"	113592	12.82	81.97	2.75	97.25
-4" + 3½"	95038	7.13	74.84	2.73	94.52
-3½" + 3"	82305	11.46	63.38	5.47	89.05
-3" + 2½"	69561	14.43	48.95	8.97	80.08
-2½" + 2"	56796	9.88	39.07	22.32	57.76
-2" + 1"	35921	28.68	10.39	42.19	15.57
-1" + ½"	17960	3.03	7.36	3.26	12.31
-½" + ¼"	8980	1.50	5.86	3.34	8.97
-¼" + 10m	3564	0.92	4.94	2.43	6.54
-10m + 14m	1673	0.37	4.57	0.52	6.02
-14m + 40m	771	1.56	3.01	2.29	3.73
-40m	357	3.01		3.73	

* Alimentación Ch. 5½' = Oversize zaranda 4' x 8'

** Descarga C. 5½' = Alimentación zaranda 4' x 7'

Tabla 2.5 - Análisis por Tamaños de la Alimentación y Descarga de la Chancadora Symons 4' Cabeza Corta.

Malla	Diám.Prom. (micrones)	Alimentación *		Descarga	
		(44.44 TCSPH)			
		% Peso	% Ac(-)	% Peso	% Ac(-)
+ 4"	113592	3.03	96.97		
-4" + 3½"	95038	3.01	93.96		
-3½" + 3"	82305	6.02	87.94		
-3" + 2½"	69561	9.88	78.06		
-2½" + 2"	56796	24.58	53.48		
-2" + 1"	35921	45.95	7.53	3.31	96.69
-1" + ½"	17960	2.02	5.51	20.35	76.34
-½" + ¼"	8980	0.95	4.56	35.71	40.63
-¼" + 10m	3564	0.22	4.34	18.85	21.78
-10m + 14m	1673	0.16	4.18	3.49	18.29
-14m + 40m	771	1.31	2.87	7.90	10.39
-40m	357	2.87		10.39	

* Alimentación Ch. 4' = oversize zaranda 4' x 7'.

2.4. Determinación del Índice de Trabajo (Wi) del Circuito de Chancado

El Índice de Trabajo (Wi) de acuerdo con la tercera Teoría de Conminución propuesta por F.C. Bond, expresa la resistencia del material a fracturarse en las operaciones de trituración y molienda. Numericamente corresponde a la energía requerida para reducir dicho material desde un tamaño máximo (F) de alimentación, hasta que un 80% pase la abertura de 100 micrones. De tal forma que si el material presenta características homogéneas a las operaciones de reducción de tamaño, su Wi permanecerá constante durante todas las etapas de reducción. Esta condición raramente se presenta en los minerales.

La Tercera Teoría de Conminución establece que "la energía requerida para triturar un material, es proporcional a la longitud de la nueva fractura producida, es decir, es el trabajo requerido para llegar a obtener el producto menos el requerido para la alimentación!, definida de la siguiente manera:

$$W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{F}} \quad (2.6)$$

Donde:

W = Consumo de energía en kW-Hr/TCS

Wi = Índice de Trabajo en kW-Hr/TCS

F,P = Representan los tamaños en micrones de la abertura por el cual pasó el 80% del material de alimentación (F) y descarga (P), respectivamente.

El Índice de Trabajo de la Sección Chancado se calculado tomando como referencia las etapas secundaria y terciaria.

2.4.1. Determinación del Índice de Trabajo en la Etapa de Chancado Secundario.

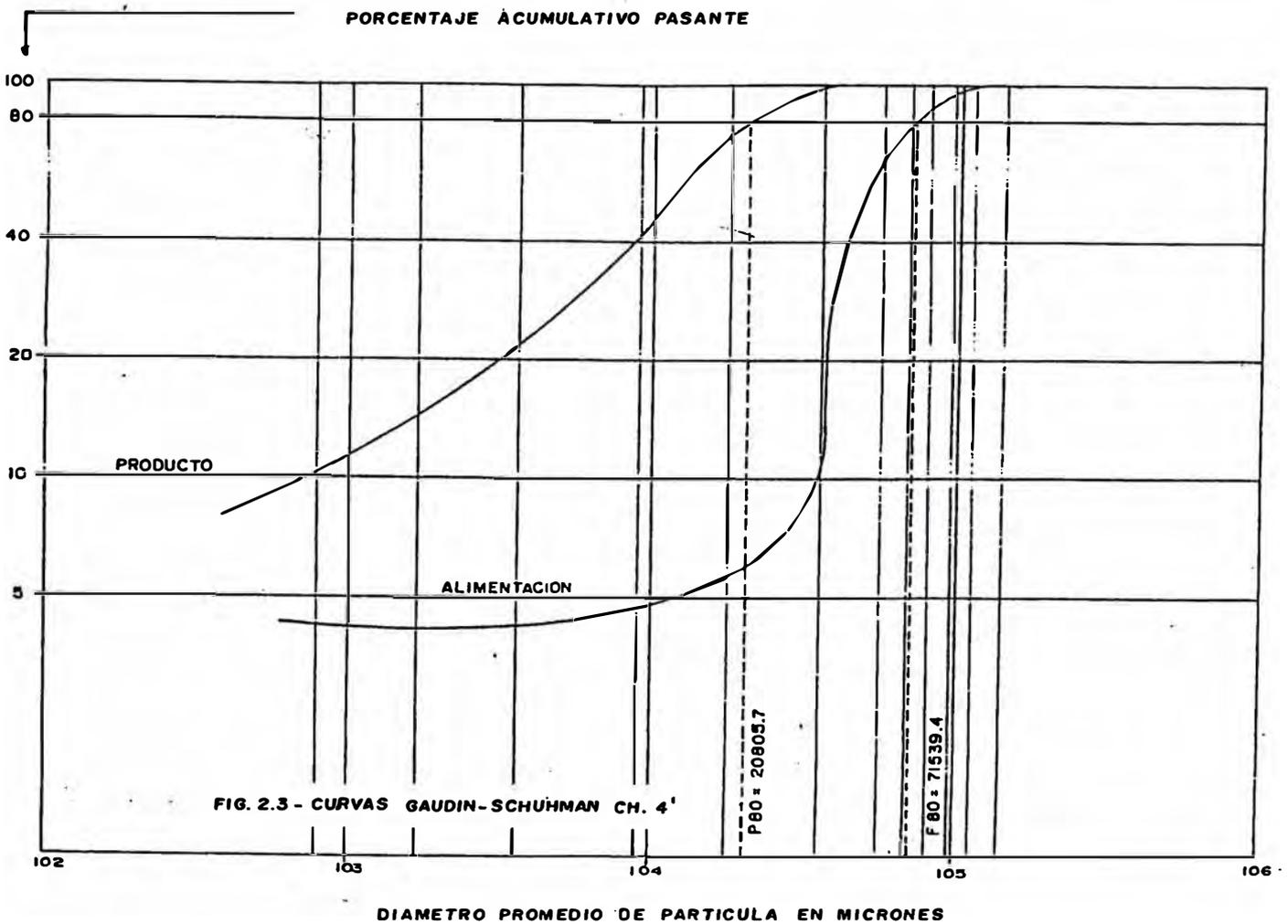
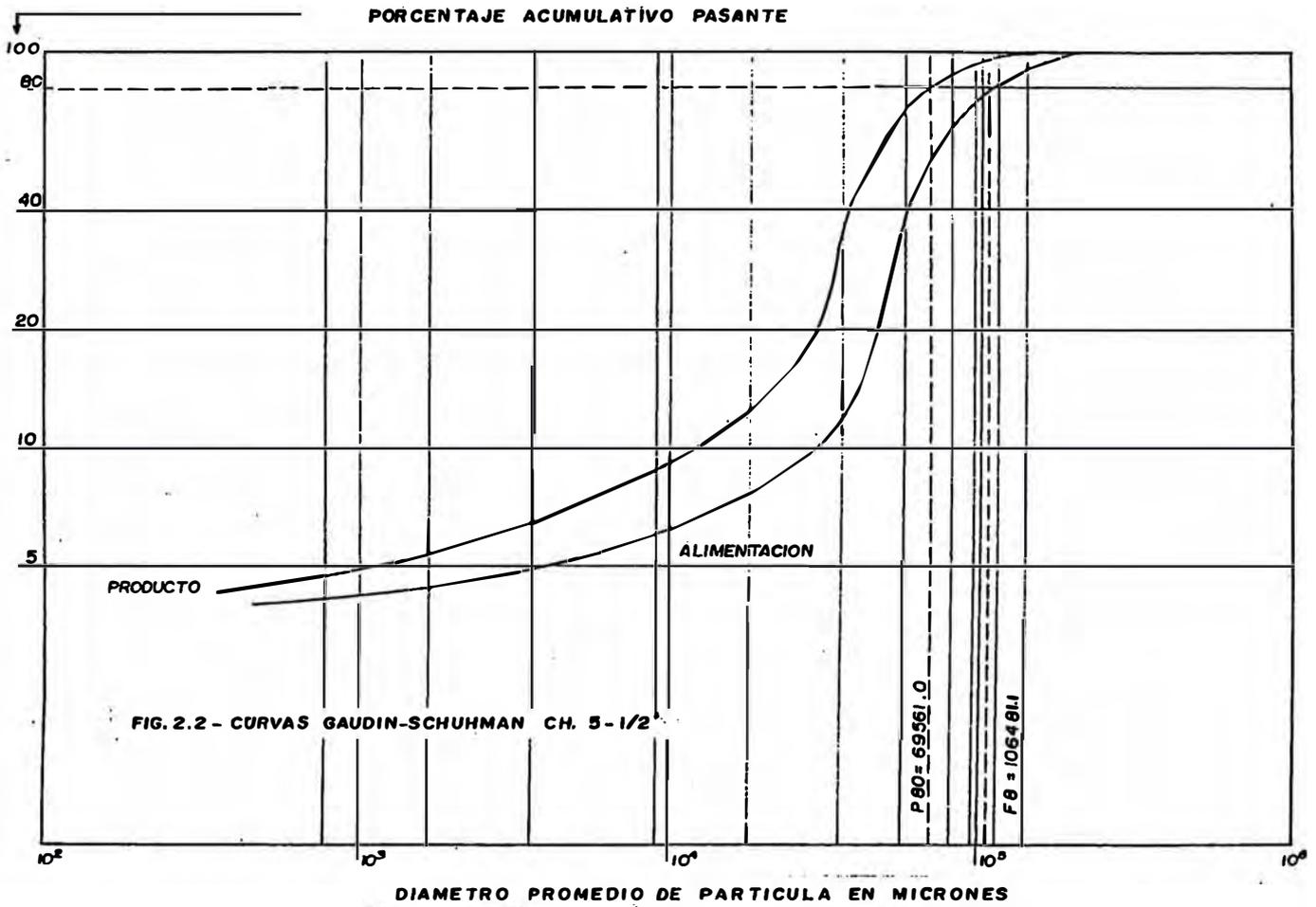
En la Tabla 2.4 se muestra el análisis por tamaños de la alimentación y producto de la Chancadora Symons 5½".

En la figura 2.2 se muestra las curvas Gaudin-Schuhmann en papel log-log para la alimentación y producto de la trituración secundaria, de donde obtenemos el tamaño de alimentación F(80) y producto P(80).

F(80) = 106,481.1 micrones

P(80) = 69,561.0 micrones

Consumo de energía = 0.0960 kW-Hr/TCS



Reemplazando en la ecuación (2.6)

$$0.0960 = W_i (0.0379 - 0.0306)$$

$$W_i = 13.15 \text{ kW-Hr/TCS.}$$

2.4.2. Determinación del Índice de Trabajo en la Etapa de Chancado Terciario.

En la Tabla 2.5 se muestra el análisis por tamaños de la alimentación y producto de la Chancadora Symons 4'.

De la figura 2.3 obtenemos F(80) y P(80).

$$F(80) = 71,539.4 \text{ micrones}$$

$$P(80) = 20,807.7 \text{ micrones}$$

$$\text{Consumo de Energía} = 0.364 \text{ kW-Hr/TCS}$$

Reemplazando en la ecuación (2.6)

$$0.364 = W_i (0.0693 - 0.0374)$$

$$W_i = 11.41 \text{ kW-Hr/TCS.}$$

2.4.3. Determinación del Índice de Trabajo Promedio (Wiprom.) de la Sección Chancado.

según puede observarse el índice de Trabajo (W_i) toma diferentes valores, en las distintas etapas del chancado. Para determinar el Índice de Trabajo Promedio (Wiprom.), haremos uso del método descrito por F.C. Bond, y que se describe a continuación:

1. Graficar los valores del W_i en kW-Hr/TCS en las ordenadas contra el tamaño en micrones del 80% de paso de los productos respectivos, en la bacisa, usando escala log-log.

	W_i	$P(80)$
Ch. 5½'	13.15	69,561.0 micrones
Ch. 4'	11.41	20,807.7 micrones

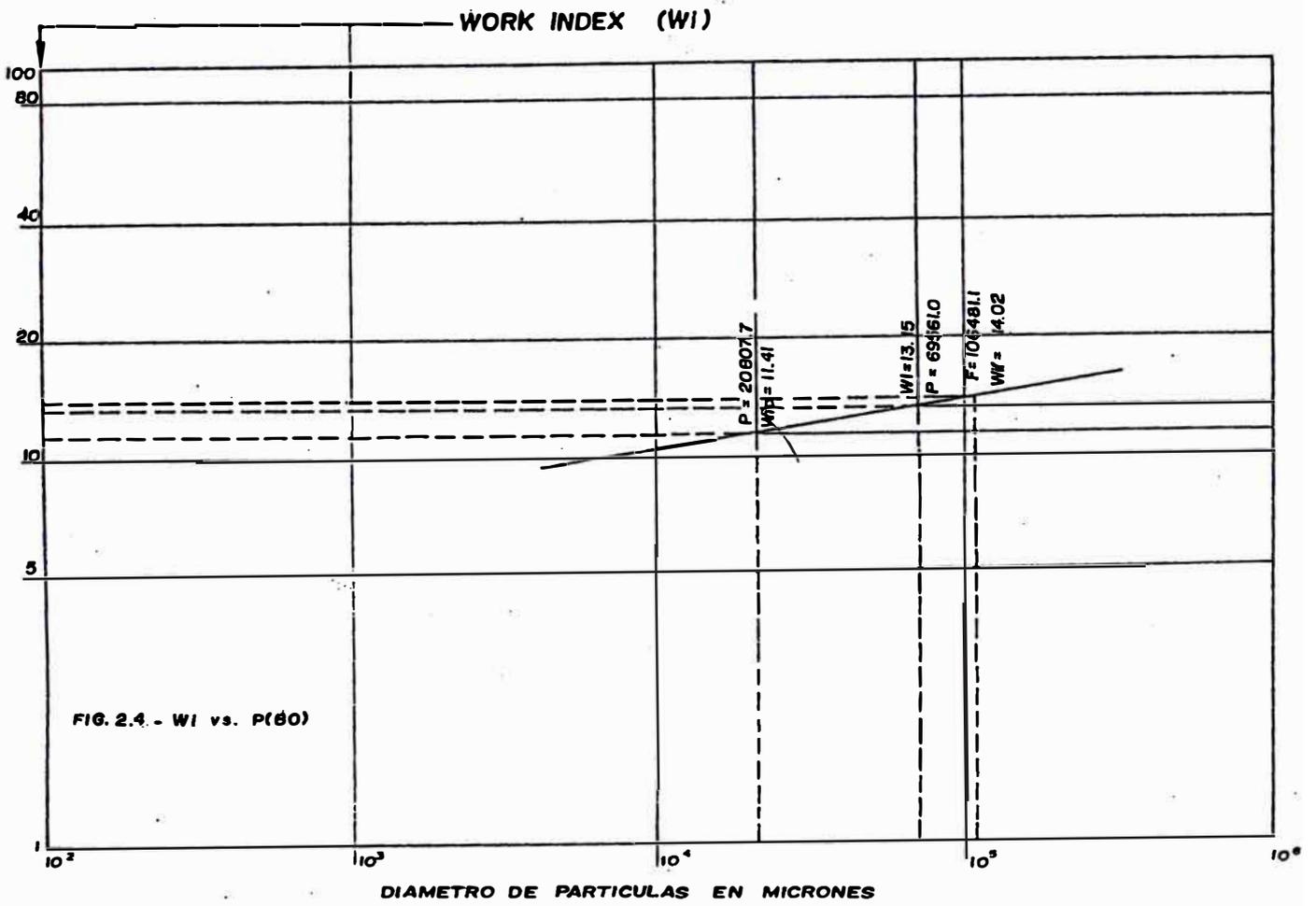
2. Conectar los puntos obtenidos mediante una recta (fig. 2.4).
3. Determinar mediante interpolación los Índices de Trabajo, que corresponderían al reducir el material desde un tamaño F(80) (alim. Ch. 5½') hasta un tamaño P(80) (descarga Ch.4'). Designando los correspondientes Índices de Trabajo como W_{if} y W_{ip} respectivamente, obtenemos de la figura 2.4:

$$F(80) = 106,481.1 \text{ micrones}$$

$$P(80) = 20,807.7 \text{ micrones}$$

$$W_{if} = 14.02 \text{ kW-Hr/TCS}$$

$$W_{ip} = 11.41 \text{ kW-Hr/TCS.}$$



4. Se determina el consumo de energía (W) en kW-Hr/TCS, necesario para reducir el material desde un tamaño $F(80) = 106,481.1$ micrones hasta un tamaño $P(80) = 20,807.7$ micrones, usando la siguiente ecuación corregida:

$$W = \frac{10 W_{ip}}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_{ip}}{\sqrt{F}} + \frac{10 (W_{if} - W_{ip})}{1.5 \sqrt{F}} \quad (2.7)$$

Reemplazando valores:

$$W = \frac{10 \times 11.41}{144.25} - \frac{10 \times 11.41}{326.31} + \frac{10 (14.02 - 11.41)}{1.5 \times 326.31}$$

$$W = 0.495 \text{ kW-Hr/TCS.}$$

5. Asumiendo que las características de rotura del mineral permanecen constantes en el rango señalado, se calcula el Índice de Trabajo Promedio haciendo uso de la ecuación principal de la Tercera Teoría de Conminución:

$$0.495 = W_i \left(\frac{10}{144.25} - \frac{10}{326.31} \right)$$

$$W_i = 12.80 \text{ kW-Hr/TCS.}$$

2.5. Determinación de la Capacidad y Eficiencia de las Zarandas 4' x 8' y 4' x 7'.

Según el diagrama de flujo de la Sección Chancado (fig. 2.1), la zaranda 4' x 8' está instalada antes de la chancadora Symons 5½' en circuito abierto. Recibe la alimentación la descarga de la Chancadora Kue-Ken, el oversize constituye la alimentación de la Chancadora Symons 5½' y el undersize el producto final. La zaranda 4' x 7' está instalada antes de la chancadora Symons 4' en circuito abierto. Recibe como alimentación la descarga de la chancadora 5½', el oversize constituye la alimentación de la chancadora Symons 4' y el undersize el producto final.

La zaranda 4' x 8' es del tipo de 4 rodamientos montados en el mismo eje, dos en posición interna sujetos al cuerpo de la zaranda, y los otros dos montados sobre los brazos laterales que flotan libremente sobre amortiguadores de goma. El movimiento de la zaranda es generado por la excentricidad mecanizada del eje. La zaranda es del tipo de dos bandejas, la bandeja superior está encargada de aliviar la car-

ga de la bandeja inferior, tiene aberturas de $2\frac{1}{2}$ " x $2\frac{1}{2}$ ", y la inferior aberturas de $1\frac{1}{2}$ " x 1".

La zaranda 4' x 7' es del tipo de dos rodamientos, el movimiento es generado por unos pesos desequilibrados colocados en el eje de la zaranda. El cuerpo de la zaranda se apoya sobre muelles metálicos. Posee una sola bandeja con aberturas de $3/4$ " x $3/4$ ".

2.5.1. Método de Selección del Tamaño de Zaranda

El método de selección generalmente aceptado es el de la cantidad de material que pasa (TCPH) a través de 1 pié cuadrado (0.0929 m^2) de una bandeja de zarandeo con una abertura específica.

El área total (A) puede definirse por la fórmula

$$A = \frac{\text{TCPH de Pasante en la alimentación}}{C \times \text{Densidad en masa} \times (F, E, S, D, O, W)} \quad (2.8)$$

Donde:

Densidad en masa - Se expresa en forma decimal dividiendo la densidad del material de alimentación en kgs/m^3 por 1.602 kgs/m^3 .

Capacidad Básica (C) - La curva de la figura 2.5 representa el valor de C para varias aberturas basadas en un material con una densidad en masa de 1.602 kgs/m^3 (100 lbs/pe^3)

Factor de Finura (F) - Es la medida de la cantidad de material en la alimentación a la bandeja de la zaranda, que es menor en tamaño que la mitad de la abertura de la malla. Esta es una medida de la dificultad de zarandeo cuando se compara con un 40% de finos ($F = 1$) que es el valor empleado para obtener la capacidad básica C en la figura 2.5. Para determinar el factor F debe utilizarse el porcentaje de tamaño mitad que llega a la bandeja que en particular se está utilizando, expresada en porcentaje de la alimentación a esta bandeja. En la Tabla 2.6 se muestran los valores para varios porcentajes de finos.

Factor de Eficiencia (E) - La eficiencia de separación se expresa como el ratio entre la cantidad de material que realmente pasa por la abertura, dividido por la cantidad en la alimentación que debería pasar. Un zarandeo comercialmente perfecto se considera con un 95% de eficiencia por lo que el factor para el 95% es 1. En circuitos de trituración de minerales una eficiencia de 80-85% es generalmente aceptable. Los factores se muestran en la tabla 2.6

Factor de Forma (S) - Este factor compensa la tendencia de mu-

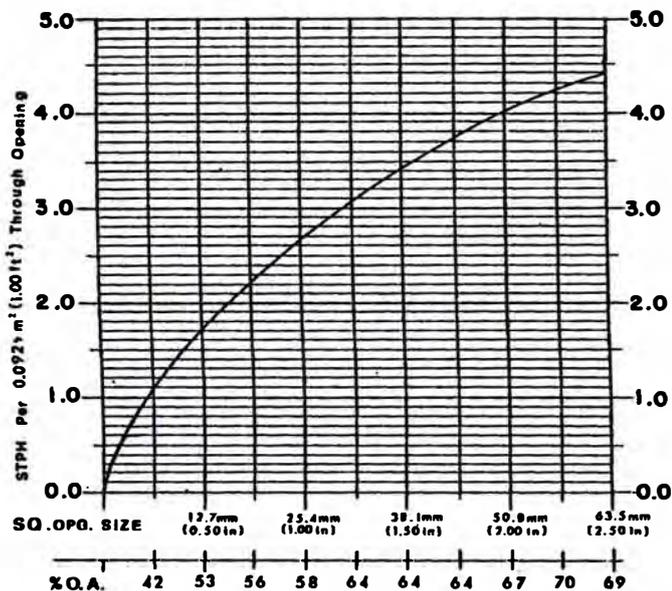


Figura 2.5 - Capacidad básica de una criba Para mineral con 100 lbs/pie³ de densidad a granel (aparente)

Tabla 2.6 - Factores de Eficiencia y Finura

Z*	FACTOR	
	Fines F	Efficiency E
0%	.44	
10%	.55	
20%	.70	
30%	.80	
40%	1.00	
50%	1.20	
60%	1.40	
70%	1.80	2.25
80%	2.20	1.75
85%	2.50	1.50
90%	3.00	1.25
95%	3.75	1.00

*Interpolate for percentages not shown

Tabla 2.7 - Factores para una bandeja de aberturas de rejilla.

Typical Deck Preparations	Length/Width Ratio	Slotted Opening Factor S
Square and Slight Rectangular Openings	<2	1.0
Rectangular Openings Ton-Cap	>2 but <4	1.15
Slotted Openings Ty-Rod	>4 but <25	1.2
Parallel Rod Decks	>25	SP 1.4 * RA 1.3

*SP = Slots Parallel to Flow, RA = Slots Right Angles to Flow

Tabla 2.8 - Factor de Posición

Deck	Deck Factor D
Top	1.00
2nd	.90
3rd	.80

Tabla 2.9 - Factor de cribado Vía Húmeda

SIZE OPENING (Square)	W
1/32" or less	1.25
1/16"	3.00
1/8" & 3/16"	3.50
5/16"	3.00
3/8"	2.50
1/2"	1.75
3/4"	1.35
1"	1.25
+2"	1.00

chas partículas a un difícil paso a través del medio de zarandeo debido a la existencia de tamaños que obstruyen el mismo. Los valores para las distintas configuraciones se muestran en la Tabla 2.7.

Factor de Bandeja (D) - Este factor permite corregir el hecho que, debido a la estratificación del material, los productos finos no pueden caer a la bandeja inferior sino después de recorrer una pequeña distancia. Por lo tanto, excepto para la bandeja superior, el total de la alimentación no llega al extremo de alimentación resultando en suma que parte del área es ineficaz. En la Tabla 2.8 se muestran los valores de D.

Factor Area Abierta (O) - La curva de la capacidad básica mostrada en la figura 2.5 está basado en una abertura cuadrada formada con alambre metálico y con área abierta (o útil) que se indica bajo el tamaño de la abertura. Cuando se utilice un medio de zarandeo cuya área abierta sea bastante distinta de la mostrada, el factor se obtiene por el radio entre el área abierta real y la estandar de la figura 2.5.

Factor de Riego o Zarandeo en Húmedo (W) - Este factor se aplica cuando en la operación de zarandeo se añade agua con sprays sobre el material a zarandear. Los valores de W se muestran en la Tabla 2.9.

2.5.2. Determinación de la Capacidad y Eficiencia de la Zaranda 4' x 8'

De las curvas Gaudin Schuhmann para la alimentación y productos de la zaranda 4' x 8' (Fig. 2.6), Obtenemos los siguientes datos:

% Acum. Pas.	100.00	67.10	42.99	37.44	26.71	23.62	19.65
Ø Part. Pulgs	6.24	2.50	1.25	1.00	0.50	0.38	0.25

La alimentación a la zaranda es a razón de 78.25 TCPH

La malla superior tiene 288 aberturas de $2\frac{1}{2}$ " x $2\frac{1}{2}$ ".

La malla inferior tiene 1280 aberturas de $1\frac{1}{2}$ " x 1"

La densidad aparente es de 100 lbs/pié³

1. Cálculo del área de la bandeja superior:

$$\begin{aligned} \text{TCPH de pasante por } 2\frac{1}{2}" \text{ en la alimentación} &= 78.25 \times 0.671 \\ &= 52.51 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad Básica (C) para malla de } 2\frac{1}{2}" \text{ de} \\ \text{abertura} &= 4.4 \text{ TCPH/pié}^2 \end{aligned}$$

$$\text{Densidad de masa} = 1.0$$

Factor de Finos (F). El porcentaje pasante de tamaño mitad de la abertura ($1\frac{1}{4}$ ") de la malla superior es 42.99%; luego interpolando este valor con los de la Tabla 2.6, tenemos que $F = 1.06$.

Factor de Eficiencia (E). De la Tabla 2.6 considerando una eficiencia de 85% , $E = 1.50$.

Factor de Forma (S) = Para aberturas cuadradas $S = 1.0$

Factor de bandeja (D). Para bandeja superior $D = 1.0$

Factor de área abierta (O):

$$\text{Area total} = 4 \times 8 = 32 \text{ pies}^2$$

$$\text{Area abierta} = \frac{288 \times 2.5 \times 2.5}{144} = 12.5 \text{ pies}^2$$

$$\% \text{ Area abierta} = (12.5/32.0) 100 = 39.1$$

$$\text{Area nominal (\% O.A. de la figura 2.5)} = 0.69$$

$$\text{Luego } O = 0.391/0.69 = 0.57$$

Factor de riego (W). No interviene.

Reemplazando valores en la ecuación (2.8)

$$A = \frac{52.51}{4.4 \times 1.0 \times 1.06 \times 1.5 \times 1.0 \times 0.57} = 13.17 \text{ pies}^2$$

Adicionando un 10% para compensar los espacios ocupados por las barras soportes, elementos de sujeción, y un 25% como factor de seguridad del cálculo, el área total será:

$$A = 13.17 + 13.17 (0.10 + 0.25) = 17.78 \text{ pies}^2$$

2. Cálculo del área de la bandeja inferior

$$\begin{aligned} \text{TCPH de pasante por 1" en la alimentación} &= 78.25 \times 0.3744 \\ &= 29.30 \end{aligned}$$

Capacidad básica (C) para malla de 1" de

$$\text{abertura} = 2.68 \text{ TCPH/pie}^2$$

Factor de finos (F). El porcentaje pasante en la alimentación de tamaño mitad a la abertura ($\frac{1}{2}$ ") de la malla es 26.71 %, luego interpolando, $F = 0.77$.

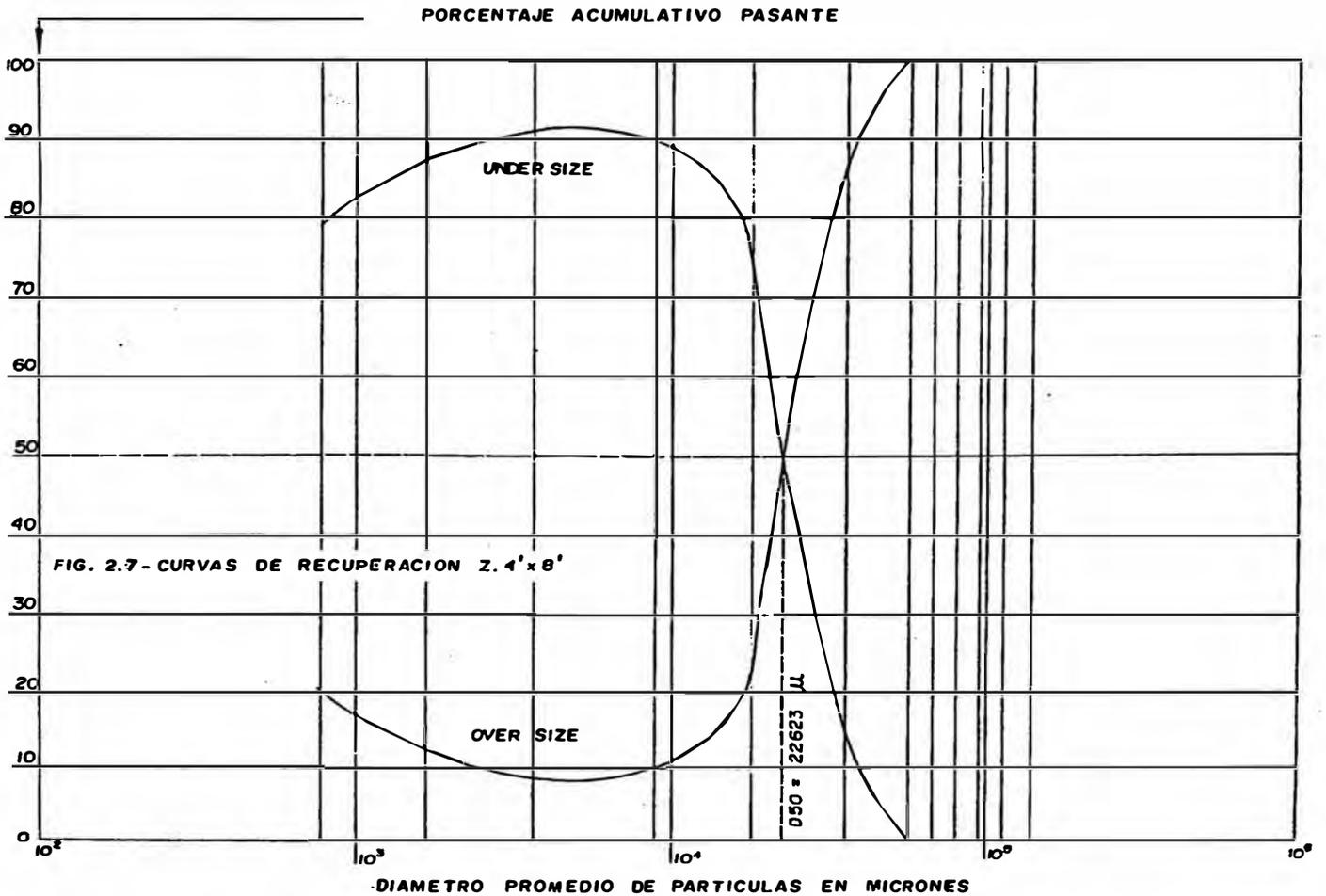
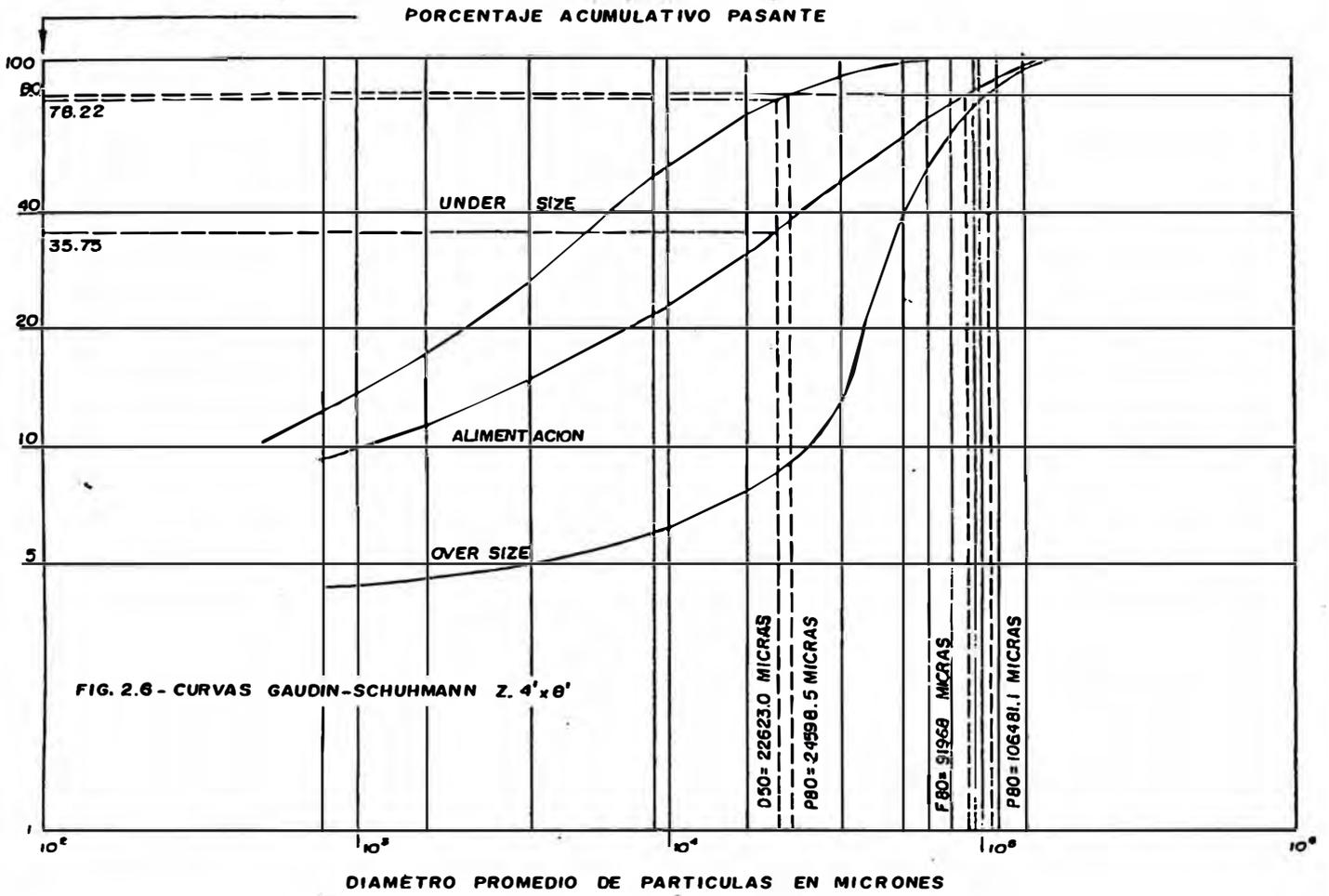
Factor de eficiencia (E). Para 85 % de eficiencia, $E = 1.50$

Factor de forma (S). Para aberturas rectangulares, $S = 1.0$

Factor de bandeja (D). Para bandeja inferior , $D = 0.9$

Factor de área abierta (O):

$$\text{Area abierta} = \frac{1280 \times 1.5 \times 1.0}{144} = 13.33 \text{ pies}^2$$



$$\% \text{ Área abierta} = (13.33/32.0) 100 = 41.66$$

$$\text{Área nominal (\% O.A.)} = 0.58$$

$$\text{Luego } O = 0.4166/0.58 = 0.72$$

Reemplazando valores en la ecuación (2.8)

$$A = \frac{29.30}{2.68 \times 1.0 \times 0.77 \times 1.50 \times 1.0 \times 0.9 \times 0.72}$$

$$A = 14.61 \text{ pies}^2$$

$$A = 14.61 + 14.61 (0.10 + 0.25) = 19.72 \text{ pies}^2$$

Comparando las áreas de la bandeja superior e inferior, se deduce que el área final de la zaranda será 20 pies².

Actualmente la zaranda 4' x 8' tiene un área nominal de 4 x 8 = 32 pies² y un área efectiva de 32 x 0.80 = 25.6 pies²

Si 20 pies² está en condiciones de manejar 78.25 TCPH, entonces 25.6 pies² estará en condiciones de manejar 100.16 TCPH de mineral.

3. Cálculo de la eficiencia de zarandeo

La eficiencia de clasificación (húmeda o seca) se define como el porcentaje de material fino existente en la cabeza que pasó efectivamente al producto fino. Dicho de otro modo, es la relación entre la cantidad de material que pasó la abertura de la malla y la cantidad de material existente en la alimentación. que es capaz de pasar la abertura de la malla, expresada en porcentaje.

Conociendo el tonelaje alimentado y el análisis granulométrico de la alimentación y los productos se establecen las siguientes ecuaciones de balance

$$F = O + U \quad (2.9)$$

$$mF \times F = mO \times O + mU \times U \quad (2.10)$$

Donde:

F = TCPH de alimentación

O = TCPH de producto grueso (over size)

U = TCPH de producto fino (under size)

mF = Porcentaje retenido acumulado (Ac(+)) por malla en la alimentación

mO = Porcentaje retenido acumulado por malla en el over size

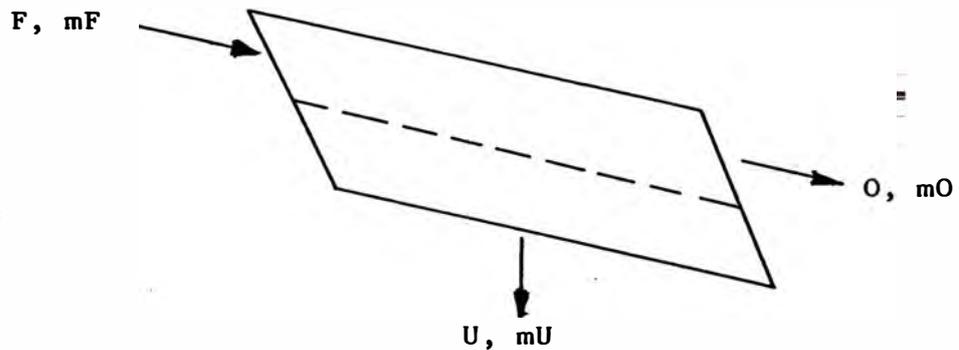
mU = Porcentaje retenido acumulado por malla en el under size.

Combinando las ecuaciones (2.9) y (2.10), tenemos

$$F \times mF = O \times mO \quad (F - O) mU$$

$$F (mF - mU) = O (mO - mU)$$

$$O/F = \frac{mF - mU}{mO - mU} \quad (2.11)$$



Reemplazando valores de la Tabla 2.10 en la ecuación (2.11):

$$+1'' = \frac{58.79 - 7.28}{89.61 - 7.28} = 0.6256 \quad +\frac{1}{2}'' = \frac{68.55 - 28.28}{92.64 - 28.28} = 0.6257$$

$$+\frac{1}{4}'' = \frac{77.79 - 50.46}{94.14 - 50.46} = 0.6257 \quad +10m = \frac{86.89 - 73.25}{95.06 - 73.25} = 0.6254$$

$$+14m = \frac{88.69 - 77.43}{95.43 - 77.43} = 0.6256 \quad +40m = \frac{93.44 - 87.54}{96.99 - 87.54} = 0.6254$$

$$\bar{X} = O/F = 0.6256$$

$$O = 0.6256 \times 78.25 \text{ TCPH} = 48.95 \text{ TCPH}$$

$$U = F - O = 78.25 - 48.95 = 29.30 \text{ TCPH}$$

En la figura 2.7 se muestran las curvas de recuperación, de donde tenemos que el tamaño de corte d50 es de 22623 micrones. Luego para un d50 = 22623 micrones se determina en la curva Gaudin-Schumann (fig. 2.6) el porcentaje de alimentación y under size capaz de pasar esta abertura, de donde tenemos:

$$\text{Alimentación} = 78.25 \times 0.3575 = 27.97 \text{ TCPH}$$

$$\text{Under size} = 29.30 \times 0.7822 = 22.92 \text{ TCPH}$$

$$\text{Eficiencia} = \frac{22.92}{27.97} \times 100 = 81.94 \%$$

2.5.3. Determinación de la Capacidad y Eficiencia de la Zaranda 4' x7'

De las curvas Gaudin-Schumann para la alimentación y productos

Tabla 2.10 - Análisis Granulométrico de la Alimentación y Productos de la Zaranda 4' x 8'

Tamaño de Partículas		Alimentación 78.25 TCSPH			Over Size 48.95 TCSPH			Under Size 29.30 TCSPH			Eficiencia de Clasific. %	
Malla	Micras	% Peso	% Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	% Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	% Ac(+)	% Ac(-)	O/F	U/F
	+ 5"	139121	3.26	3.26	96.74	5.21	5.21	94.79				100.00
-5"	+ 4"	113592	8.02	11.28	88.72	12.82	18.03	81.97				100.00
-4"	+ 3½"	95038	4.46	15.74	84.26	7.13	25.16	74.82				100.00
-3½"	+ 3"	82305	7.17	22.91	77.09	11.46	36.62	63.38				100.00
-3"	+ 2½"	69561	9.03	31.94	68.06	14.43	51.05	48.95				100.00
-2½"	+ 2"	56796	6.18	38.12	61.88	9.88	60.93	39.07				100.00
-2"	+ 1"	35921	20.67	58.79	41.21	28.68	89.61	10.39	7.28	7.28	92.72	86.81 13.19
-1"	+ ½"	17960	9.76	68.55	31.45	3.03	92.64	7.36	21.00	28.28	71.72	19.42 80.58
-½"	+ ¼"	8980	9.24	77.79	22.21	1.50	94.14	5.86	22.18	50.46	49.54	10.15 89.85
-¼"	+ 10m	3564	9.10	86.89	13.11	0.92	95.06	4.94	22.79	73.25	26.75	6.32 93.68
-10m	+ 14m	1673	1.80	88.69	11.31	0.37	95.43	4.57	4.18	77.43	22.57	12.88 87.12
-14m	+ 40m	771	4.75	93.44	6.56	1.56	96.99	3.01	10.11	87.54	12.46	20.50 79.50
-40m		357	6.56	100.00		3.01	100.00		12.46	100.00		28.75 71.25

Tabla 2.11 - Análisis Granulométrico de la Alimentación y Productos de la Zaranda 4' x 7'

Partículas		Alimentación 48.95 TCSPH			Over Size 44.44 TCSPH			Under Size 4.51 TCSPH			Eficiencia de Clasific. %	
Malla	Micras	% Peso	% Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	% Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	% Ac(+)	% Ac(-)	O/F	U/F
	+ 4"	113592	2.75	2.75	97.25	3.03	3.03	96.97				100.00
-4"	+ 3½"	95038	2.73	5.48	94.52	3.01	6.04	93.96				100.00
-3½"	+ 3"	82305	5.47	10.95	89.05	6.02	12.06	87.94				100.00
-3"	+ 2½"	69561	8.97	19.92	80.08	9.88	21.94	78.06				100.00
-2½"	+ 2"	56796	22.32	42.24	57.76	24.58	46.52	53.48				100.00
-2"	+ 1"	35921	42.19	84.43	15.57	45.95	92.47	7.53	5.11	5.11	94.84	98.88 1.12
-1"	+ ½"	17960	3.26	87.69	12.31	2.02	94.49	5.51	15.53	20.64	79.36	56.17 43.83
-½"	+ ¼"	8980	3.34	91.03	8.97	0.95	95.44	4.56	26.90	47.54	52.46	25.82 74.18
-¼"	+ 10m	3564	2.43	93.46	6.54	0.22	95.66	4.34	24.24	71.78	28.22	8.21 91.79
-10m	+ 14m	1673	0.52	93.98	6.02	0.16	95.82	4.18	4.09	75.87	24.13	27.82 72.18
-14m	+ 40m	771	2.29	96.27	3.73	1.31	97.13	2.87	11.91	87.78	12.22	52.01 47.99
-40m		357	3.73	100.00		2.87	100.00		12.22	100.00		69.83 30.17

de la zaranda 4' x 7' (Fig. 2.8), obtenemos los siguientes datos:

% Acumulativo Pasante	100.00	80.00	16.09	12.78	10.62	9.26
Ø Partícula en pulgs.	5.48	2.74	1.00	0.75	0.50	0.38

La alimentación es a razón de 48.95 TCPH.

La malla tiene 2558 aberturas de 3/4" x 3/4"

1. Cálculo del área de la zaranda:

$$\begin{aligned} \text{TCPH de pasante por } 3/4'' \text{ en la alimentación} &= 48.95 \times 0.1278 \\ &= 6.26 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad básica para malla de } 3/4'' \text{ de} \\ \text{abertura} &= 2.23 \text{ TCPH/pie}^2 \end{aligned}$$

$$\text{Densidad en masa} = 1.0$$

Factor de finos (F). Para una abertura de 3/8" (0.38") es de 9.26 %, luego $F = 0.54$.

Factor de eficiencia (E). Para 85% de eficiencia, $E = 1.5$

Factor de forma (S). Para aberturas cuadradas, $S = 1.0$

Factor de bandeja (D). Para bandeja superior, $D = 1.0$

Factor de área abierta (O):

$$\text{Area abierta} = \frac{2558 \times 0.75 \times 0.75}{144} = 9.99 \text{ pies}^2$$

$$\text{Area total} = 4 \times 7 = 28 \text{ pies}^2$$

$$\% \text{ Area abierta} = (9.99/28) 100 = 35.68$$

$$\text{Area nominal (\% O.A.)} = 0.56$$

$$\text{Luego } O = 0.3568/0.56 = 0.64$$

Reemplazando valores en la ecuación (2.8)

$$A = \frac{6.26}{2.23 \times 1.0 \times 0.54 \times 1.5 \times 1.0 \times 1.0 \times 0.64}$$

$$A = 5.42$$

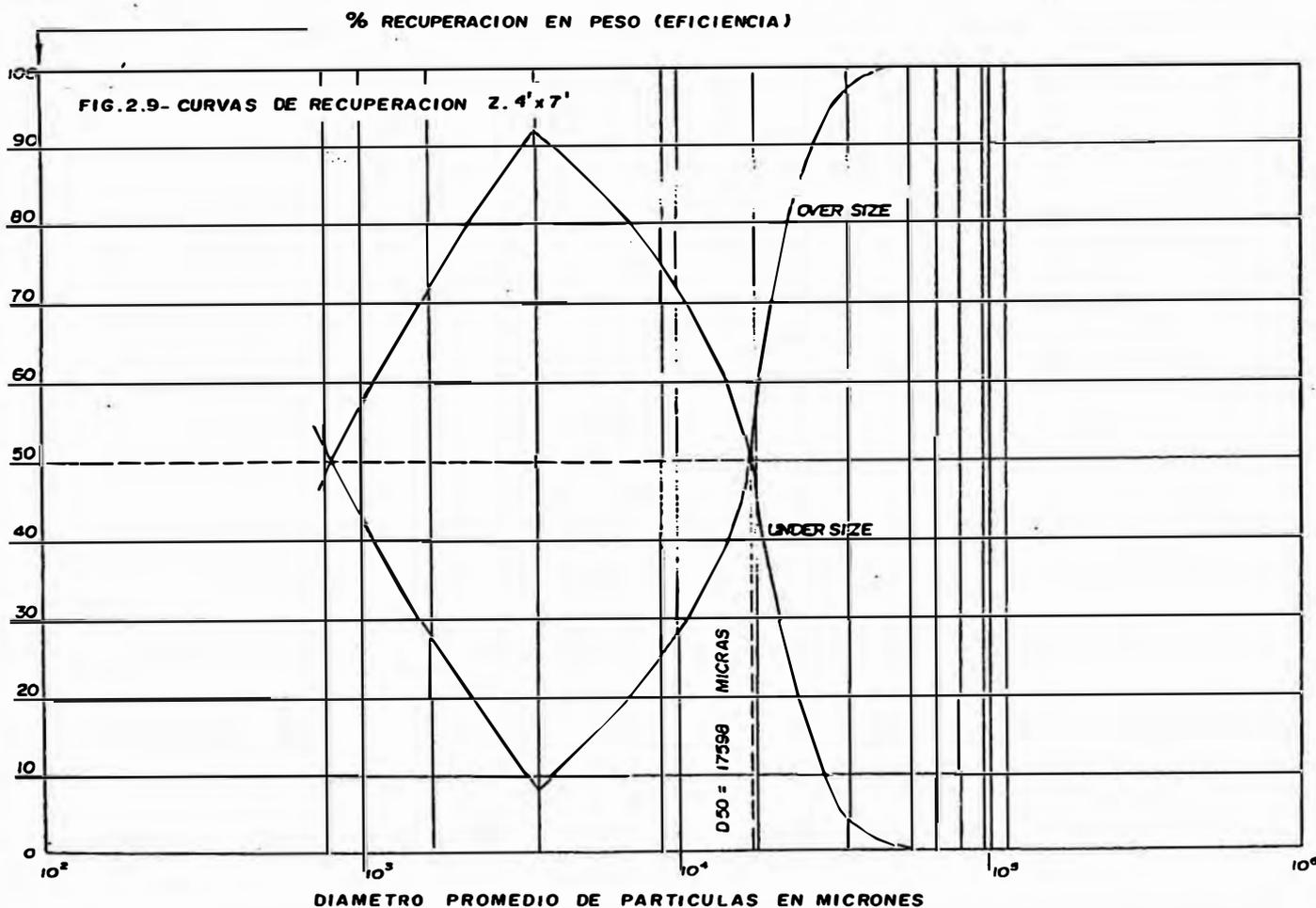
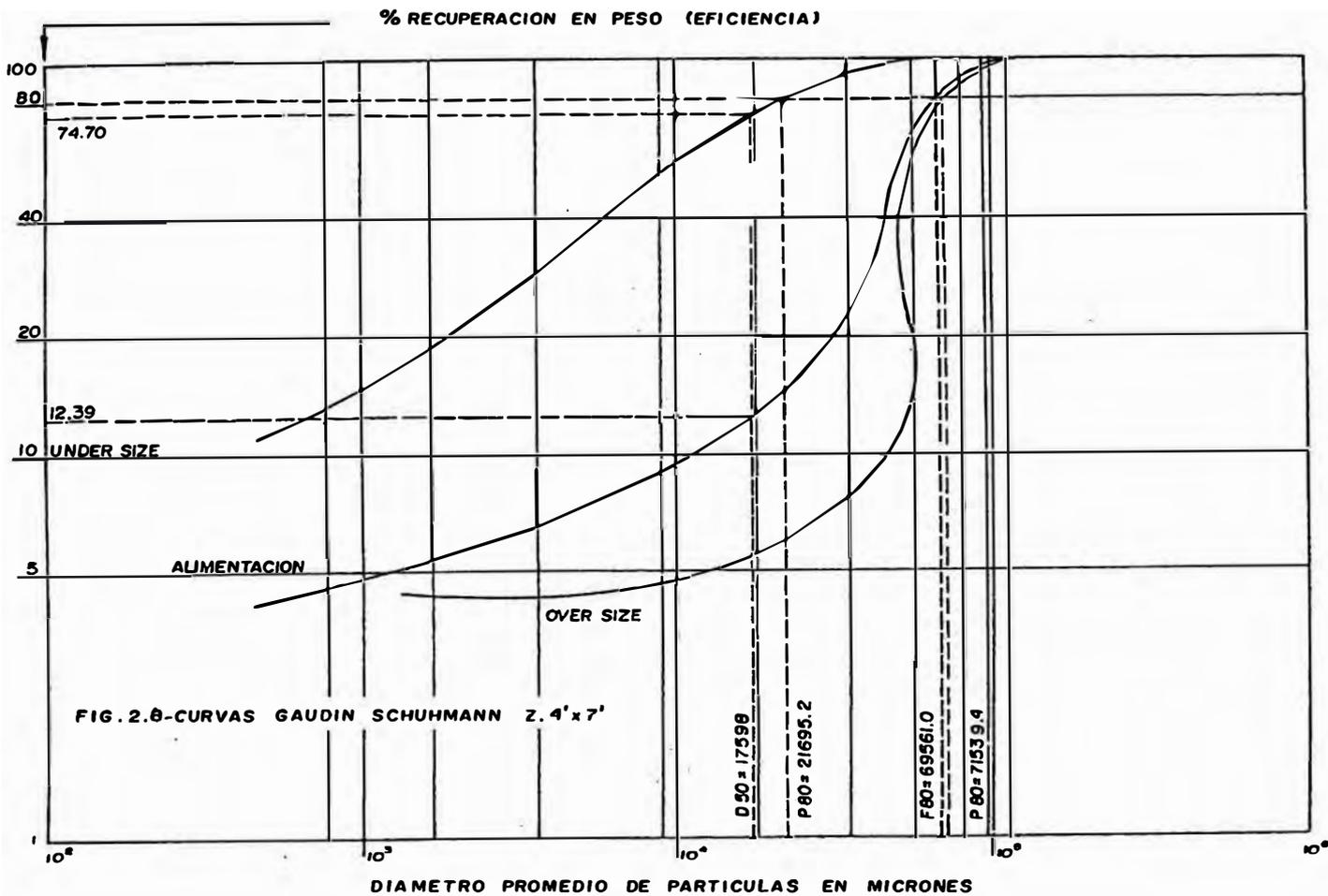
$$A = 5.42 + 5.42 (0.1 + 0.25) = 7.32 \text{ pies}^2$$

Actualmente la zaranda 4' x 7' tiene un área nominal 28 pies² y un área efectiva de $28 \times 0.9 = 25.2 \text{ pies}^2$.

Si 7.32 pies² manejan 48.95 TCPH, entonces 25.2 pies² están en condiciones de manejar 164.03 TCPH

2. Cálculo de la eficiencia de zarandeo

Reemplazando valores de la Tabla 2.11 en la ecuación (2.11)



$$\begin{aligned}
 +1'' &= \frac{84.43 - 5.11}{92.47 - 5.11} = 0.9080 & +\frac{1}{2}'' &= \frac{87.69 - 20.64}{94.49 - 20.64} = 0.9079 \\
 +\frac{1}{4}'' &= \frac{91.03 - 47.54}{95.44 - 47.54} = 0.9079 & +10m &= \frac{93.46 - 71.78}{95.66 - 71.78} = 0.9079 \\
 +14m &= \frac{93.98 - 75.87}{95.82 - 75.87} = 0.9078 & +40m &= \frac{96.27 - 87.78}{97.13 - 87.78} = 0.9080
 \end{aligned}$$

$$\bar{X} = O/F = 0.9079$$

$$O = 0.9079 \times 48.95 = 44.44 \text{ TCPH}$$

$$U = 48.95 - 44.44 = 4.51 \text{ TCPH}$$

En la figura 2.9 se muestran las curvas de recuperación de donde se obtiene $d_{50} = 17598$ micrones, los porcentajes pasantes a este tamaño se muestran en la figura 2.8, de donde:

$$\text{Alimentación} = 48.95 \times 0.1239 = 6.06 \text{ TCPH}$$

$$\text{Under size} = 4.51 \times 0.7470 = 3.73 \text{ TCPH}$$

$$\text{Eficiencia} = \frac{3.37}{6.06} \times 100 = 55.61 \%$$

2.6. Conclusiones.

De la evaluación efectuada en la Sección de Trituración y Tamizado, se obtienen las siguientes conclusiones:

1. El triturador primario Kue-Ken 20" x 42" para un tamaño de producto de 4", tiene una capacidad de 3000 TC/día (16 horas de operación). El triturador está trabajando al 41.73% de su capacidad.

2. El triturador secundario Symons 5½', para un set de 2" tiene una capacidad de 8000 TCS/día (16 horas de operación). El triturador está trabajando al 10% de su capacidad de diseño.

3. El triturador terciario Symons 4' cabeza corta, para un set de ½" está trabajando al 33% de su capacidad de diseño.

4. Los radios de reducción en cada una de las etapas de trituración son como sigue:

- Primaria = 3.0
- Secundaria = 1.53
- Terciaria = 3.44

5. Como puede observarse, el radio de reducción en la etapa de trituración secundaria es sumamente baja. Se debería regular el set de este triturador a 1½"-1", que es el set de operación de estos tritura-

dores, con lo que además de aumentar el radio de reducción se conseguiría minimizar el desgaste de forros en la etapa de trituración terciaria.

6. El Índice de Trabajo Promedio (Wip) de la Sección Trituración es de 12.80 KW-Hr/TC.

7. La capacidad de la zaranda 4' x 8' es de 100 TCPH y la eficiencia de zarandeo es de 82%.

8. La capacidad de la zaranda 4' x 7' es de 169 TCPH y la eficiencia de zarandeo es de 56%

9. Si consideramos un ritmo de trituración de 100 TCPH, nuestra producción para 16 horas de operación diarias sería de 1600 TC/día; por tanto la sección está en condiciones de abastecer la sección molienda cuya capacidad de tratamiento en ésta es a razón de 1500 TC/día.

10. Mayor producción de finos se conseguiría reemplazando la zaranda 4' x 8' por otra de mayor área, ya que esta limita la capacidad de la sección Chancado.

CAPITULO III
EVALUACION Y BALANCE DE LA SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION

3.1. Descripción

El mineral procedente de la Sección Chancado es molido en circuito abierto por los molinos primarios Comesa 8' x 10' de bolas, Marcy 6' x 6' de bolas, Denver 5' x 10' de barras y Comesa 4' x 8' de barras. La descarga del molino 8' x 10' se clasifica en el clasificador helicoidal Comesa de 60" de diámetro. El underflow del clasificador helicoidal es alimentado al molino secundario de bolas Comesa 8' x 8'. El overflow del clasificador helicoidal, conjuntamente con las descargas de los molinos primarios 5' x 10' y 6' x 6' y secundario 8' x 8', fluyen por gravedad hasta el cajón de dos bombas Denver SR1 8" x 6", donde una de ellas trabaja en stand by. La descarga de la bomba 8" x 6" es alimentada a un hidrociclón Limasa D-20 que trabaja en stand by con un hidrociclón Krebs D-20. El underflow del hidrociclón, conjuntamente con la descarga del molino primario 4' x 8' y el underflow del clasificador helicoidal, constituyen la alimentación del molino secundario de bolas 8' x 8'. El overflow del hidrociclón constituye el alimento de la Sección Flotación .

En la figura 3.1 se presenta el diagrama de flujo de la sección.

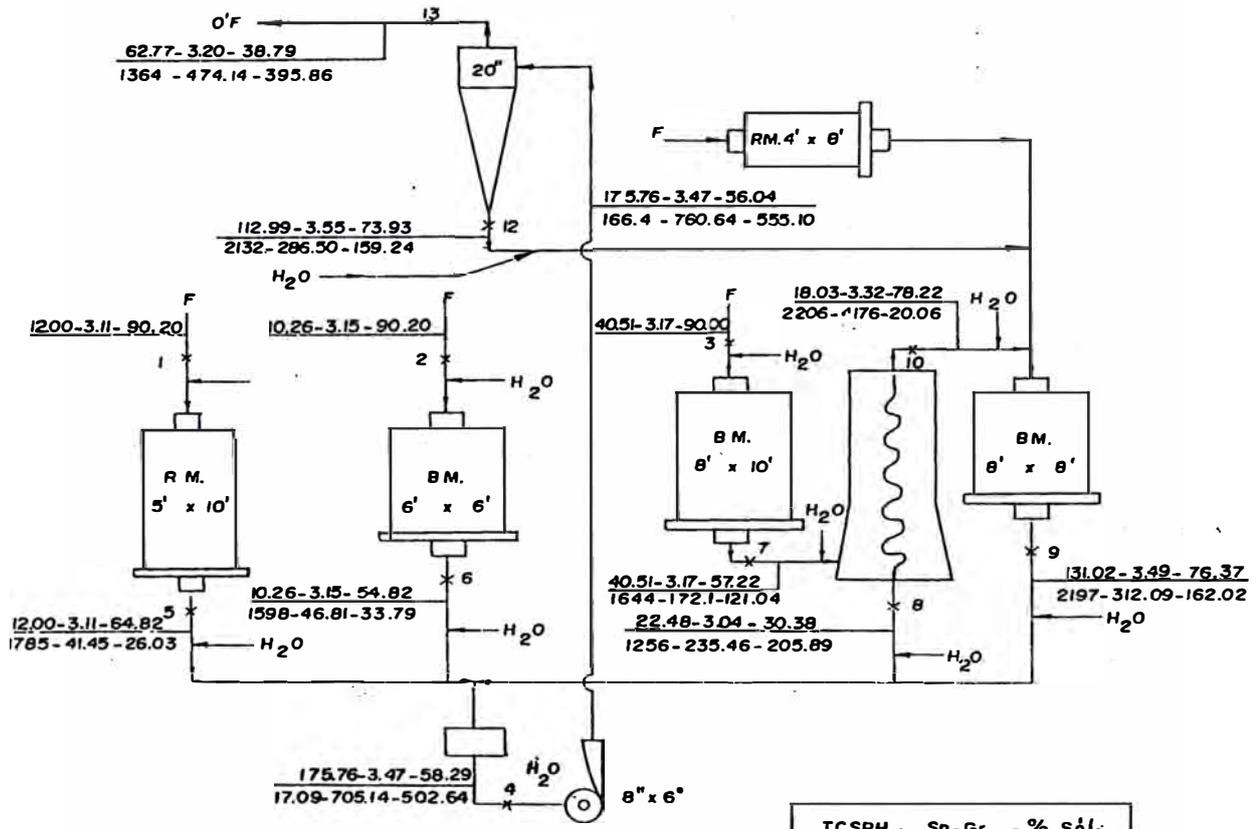
3.2. Aspectos Generales de Muestreo.

Para la evaluación de la sección, se tomaron muestras en los diferentes puntos indicados en la figura 3.1 , durante 3 días y 8 horas diarias, con intervalos de muestreo de una hora.

El tonelaje alimentado ha sido tomado de los registros de los pesómetros. Los flujos se ha determinado aplicando las siguientes fórmulas:

$$\frac{\text{USGPM}}{\text{PULPA}} = \frac{\text{TCSPH} \times 399666}{\text{W} \times \text{P}} \quad (3.1)$$

FIG. 3.1 - DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO
SECCION MOLINERIA Y CLASIFICACION



TCSPH	Sp-Gr	% Sól.
Densidad	GPM Pulpa	GPM Agua

$$\text{USGPM AGUA} = 3.99666 \times \text{TCSPH} \times D \quad (3.2)$$

$$D = \frac{100 - P}{P} \quad (3.3)$$

$$W = \frac{100000}{100 - PK} \quad (3.4)$$

$$K = \frac{S - 1}{S} \quad (3.5)$$

Donde:

D = Dilución o proporción en peso de líquidos a peso de sólido.

P = Porcentaje de sólidos en peso.

W = Peso de un litro de pulpa en gramos.

K = Constante de sólidos.

S = Gravedad específica de sólidos.

USGPM = galones americanos por minuto.

La gravedad específica y el porcentaje de sólidos son determinados en forma directa y el resto de parámetros son deducidos.

El molino de barras 4' x 8' no operò por encontrarse en mantenimiento.

3.3. Balance de Materiales de la Sección Molienda y Clasificación.

En la determinación del balance de la figura 3.1, se tienen los siguientes datos conocidos:

- Alimentación al molino primario de bolas 8' x 10' = 40.51 TCSPH
- Alimentación al molino primario de bolas 6' x 6' = 10.26 TCSPH
- Alimentación al molino primario de barras 5' x 10' = 12.00 TCSPH

Los datos desconocidos son:

- Underflow del hidrociclón D-20
- Underflow del clasificador helicoidal de 60" Ø
- Overflow del hidrociclón D-20 y
- Overflow del clasificador helicoidal de 60" Ø

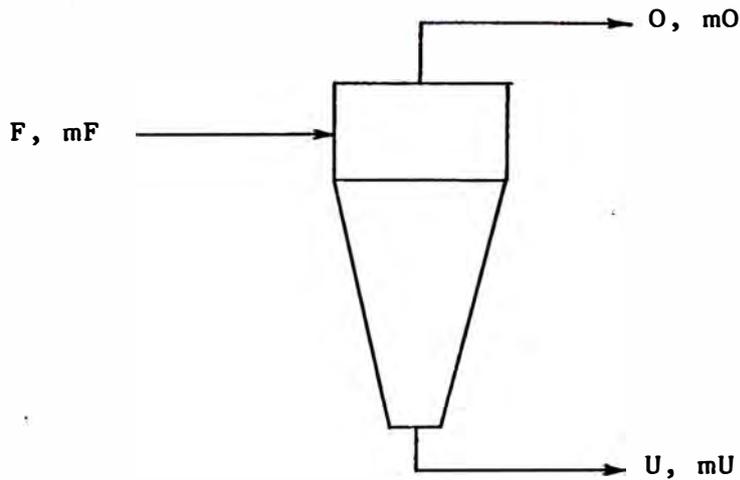
Además se tiene:

- Alimentación al hidrociclón D-20 = Descarga del molino 5' x 10' + Descarga del molino 6' x 6' + Descarga del molino 8' x 8' + Overflow clasificador helicoidal.
- Alimentación total de mineral fresco = Alim. molino 5' x 10' + Alim. molino 6' x 6' + Alim. molino 8' x 10' = Overflow ciclón D-20.

- Alimentación al molino 8' x 8' = Underflow hidrociclón D-20 + Underflow clasificador helicoidal
- Alimentación al molino 8' x 10' = Alim. clasificador helicoidal

3.3.1. Determinación del Underflow del Hidrociclón D-20

En el siguiente diagrama se representa los flujos del ciclón:



Donde :

F = TCSPH alimentadas al hidrociclón

O = TCSPH en el overflow del hidrociclón

U = TCSPH en el underflow del hidrociclón

mF = Porcentaje acumulado retenido por malla en la alimentación

mO = Porcentaje acumulado retenido por malla en el overflow

mU = Porcentaje acumulado retenido por malla en el underflow.

Haciendo el balance de materiales, tenemos:

$$F = O + U \quad (3.6)$$

$$F \times mF = O \times mO + U \times mU \quad (3.7)$$

Reemplazando (3.6) en (3.7) y reagrupando tenemos:

$$\frac{U}{O} = \frac{mF - mO}{mU - mF} \quad (3.8)$$

La Tabla 3.1 muestra el análisis granulométrico de la alimentación y productos del hidrociclón, de donde reemplazando valores en la ecuación (3.8), tenemos:

$$\begin{aligned}
 +10m &= \frac{10.53 - 0.00}{0.83 - 0.53} = 1.7667 ; & +35m &= \frac{15.12 - 2.79}{21.89 - 15.12} = 1.8212 \\
 +50m &= \frac{24.83 - 6.72}{34.90 - 24.83} = 1.7984 ; & +70m &= \frac{40.31 - 15.91}{53.87 - 40.31} = 1.7990 \\
 +100m &= \frac{52.17 - 25.57}{66.95 - 52.17} = 1.7997 ; & +140m &= \frac{68.49 - 43.93}{82.13 - 74.08} = 1.8006 \\
 +200m &= \frac{74.08 - 51.10}{86.84 - 74.08} = 1.8009 ; & +270m &= \frac{78.67 - 58.45}{89.89 - 78.67} = 1.8021 \\
 +325m &= \frac{78.73 - 59.23}{90.34 - 78.73} = 1.6796
 \end{aligned}$$

Eliminando los valores de los extremos y promediando los restantes, tenemos : $U/O = 1.80$

La alimentación total al circuito es de 62.77 TCSPH y es igual al overflow del ciclón; luego:

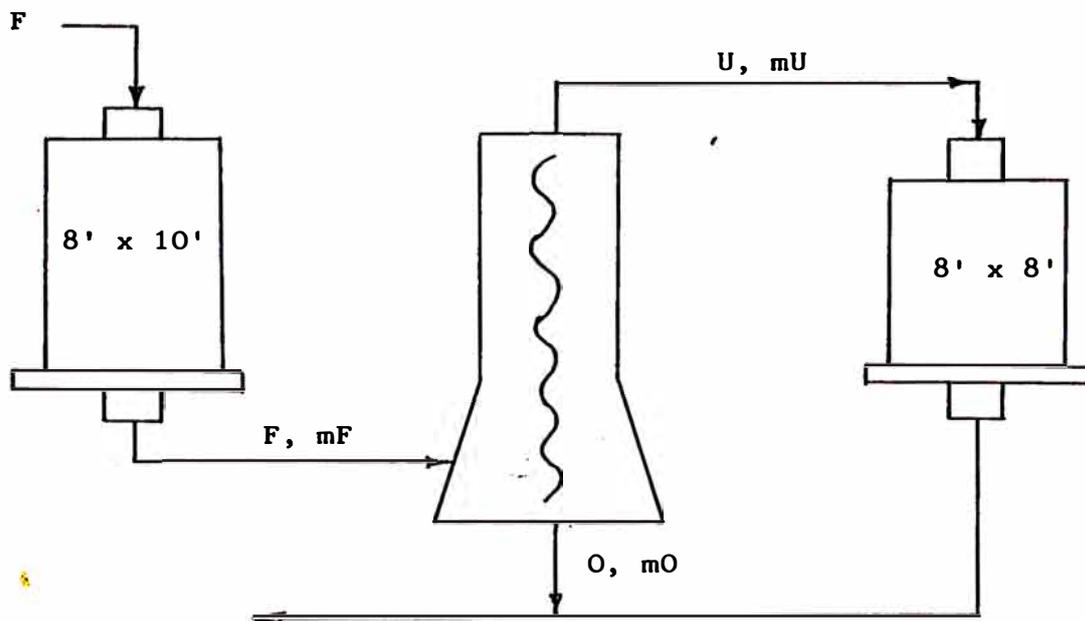
$$O = 62.77 \text{ TCSPH}$$

$$U = 1.80 \times O = 1.80 \times 62.77 = 112.99 \text{ TCSPH}$$

$$F = 62.77 + 112.99 = 175.76 \text{ TCSPH}$$

3.3.2. Determinación del Underflow del Clasificador Helicoidal 60" Ø

En el siguiente diagrama se representa los flujos del clasificador helicoidal:



Donde:

F = TCSPH alimentadas al clasificador

O = TCSPH en el overflow del clasificador

U = TCSPH en el underflow del clasificador

mF = Porcentaje acumulado retenido por malla en la alimentación

mO = Porcentaje acumulado retenido en el overflow

mU = Porcentaje acumulado retenido en el underflow.

Haciendo el balance respectivo similar al hidrociclón, tenemos de la ecuación (3.6)

$$O = F - U$$

Reemplazando en la ecuación (3.7) y reagrupando:

$$\frac{U}{F} = \frac{mF - mO}{mU - mF} \quad (3.9)$$

La Tabla 3.2 muestra el análisis granulométrico de la alimentación y productos del clasificador, de donde reemplazando valores en la ecuación (3,9), tenemos:

$$+10m = \frac{2.43 - 0.00}{5.46 - 0.00} = 0.4451 ; +35m = \frac{20.69 - 0.50}{45.86 - 2.52} = 0.4451$$

$$+50m = \frac{27.47 - 2.52}{58.57 - 2.52} = 0.4451 ; +70m = \frac{36.46 - 8.07}{71.91 - 8.07} = 0.4447$$

$$+100m = \frac{43.55 - 14.60}{79.62 - 14.60} = 0.4452 ; +140m = \frac{56.10 - 30.43}{88.09 - 30.43} = 0.4452$$

$$+200m = \frac{63.37 - 41.02}{91.22 - 41.02} = 0.4451 ; +270m = \frac{69.06 - 49.75}{93.13 - 49.75} = 0.4451$$

$$+325m = \frac{70.08 - 51.34}{93.45 - 51.34} = 0.4450$$

Promediando los valores tenemos $U/F = 0.445$

La alimentación al clasificador $F = 40.51$ TCSPH ; luego:

$$U = 0.445 \times 40.51 = 18.03 \text{ TCSPH}$$

$$O = 40.51 - 18.03 = 22.48 \text{ TCSPH}$$

Con los resultados obtenidos se termina de completar el balance del circuito.

Tabla 3.1 - Análisis Granulométrico de la Alimentación y Productos del Hidrociclón Limasa D-20.

Tamaño de Partículas		Alimento*			Overflow			Underflow		
Malla	Micras	%Peso	Ac(+)	Ac(-)	%Peso	Ac(+)	Ac(-)	%Peso	Ac(+)	Ac(-)
+ 10	2000	0.53	0.53	99.47	0.00	0.00	100.0	0.83	0.83	99.17
+ 35	500	14.59	15.12	84.88	2.79	2.79	97.21	21.15	21.89	78.11
+ 50	300	9.71	24.83	75.17	3.93	6.72	93.28	12.92	34.90	65.10
+ 70	212	15.48	40.31	59.69	9.19	15.91	84.09	18.97	53.87	46.13
+100	150	11.86	52.17	47.83	9.66	25.57	74.43	13.08	66.95	33.05
+140	106	16.32	68.49	31.51	18.36	43.93	56.07	15.18	82.13	17.87
+200	75	5.59	74.08	25.92	7.17	51.10	48.90	4.71	86.84	13.16
+270	53	4.59	78.67	21.33	7.35	58.45	41.55	3.05	89.89	10.11
+325	45	0.06	78.73	21.27	0.78	59.23	40.77	0.45	90.34	9.66
-325	-45	21.27	100.0	0.00	40.77	100.0	0.00	9.66	100.0	0.00

* Alimento Calculado

Tabla 3.2 - Análisis Granulométrico de la Alimentación y Productos Del Clasificador Helicoidal 60" Ø.

tamaño de Partículas		Alimento*			Overflow			Underflow		
Malla	Micras	%Peso	Ac(+)	Ac(-)	%Peso	Ac(+)	Ac(-)	%Peso	Ac(+)	Ac(-)
+ 10	2000	2.43	2.43	97.57	0.00	0.00	100.0	5.46	5.46	94.54
+ 35	500	18.26	20.69	79.31	0.50	0.50	99.50	40.40	45.86	54.14
+ 50	300	6.78	27.47	72.53	2.02	2.52	97.98	12.71	58.57	41.43
+ 70	212	9.02	36.49	63.51	5.55	8.07	91.93	13.34	71.91	28.09
+100	150	7.06	43.55	56.45	6.53	14.60	85.40	7.71	79.62	20.38
+140	106	12.55	56.10	43.90	15.83	30.43	69.57	8.47	88.09	11.91
+200	75	7.27	63.37	36.63	10.59	41.02	58.98	3.13	91.22	8.71
+270	53	5.69	69.06	30.94	8.73	49.75	50.25	1.91	93.13	6.87
+325	45	1.02	70.08	29.92	1.59	51.34	48.66	0.32	93.45	6.51
-325	-45	29.92	100.0	0.00	48.66	100.0	0.00	6.55	100.0	0.00

* Alimento Calculado

3.4. Cálculo del Consumo de Energía y Capacidad Máxima de los Molinos

Frecuentemente la potencia y capacidad son usados comunmente para caracterizar la operación de molienda. La molienda alcanzada está en relación directa con la potencia aplicada en la rotación de un molino; esta rotación transmite energía a los medios de molienda y la energía es consumida para reducir el tamaño de partículas.

El consumo de energía y capacidad máxima de los molinos se calculan mediante las siguientes fórmulas:

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \times A \times KV \times fp \quad (\text{KW}) \quad (3.10)$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{\text{Potencia consumida}}{\text{Tonelaje triturado}} \quad (\text{kW-H/TCS}) \quad (3.11)$$

$$\text{Capacidad Máxima} = 0.747 \times \text{HP/Potencia consumida} \quad (3.12)$$

Donde:

A = Amperaje consumido en amperios

KV = voltaje en kilovoltios

fp = factor de potencia = 0.75. Se asumió igual para todos los molinos.

HP = potencia instalada del motor.

En la Tabla 3.3 se presentan los datos promedio de operación de los molinos primarios y el secundario y en la Tabla 3.4 los datos técnicos.

En las Tablas 3.5 y 3.6 se presentan el análisis por tamaños de la alimentación y descarga de los molinos y en las figuras 3.2 y 3.3 las curvas Gaudin-Schuhmann de donde se obtiene F(80) y P(80) de cada molino.

3.4.1. Molino Primario de Barras Denver 5' x 10'

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \times 137 \times 0.44 \times 0.75 = 78.31 \text{ kW}$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{78.31 \text{ kW}}{12.00 \text{ TCSPH}} = 6.53 \text{ kW-Hr/TCS}$$

$$\text{Capacidad máxima} = 0.747 \times \frac{125 \text{ HP}}{6.53 \text{ kW-hr/TCS}} = 14.30 \text{ TCS}$$

3.4.2. Molino Primario de Bolas Marcy 6' x 6'

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \times 27 \times 2.3 \times 0.75 = 80.67 \text{ kW}$$

Tabla 3.3 - Datos Promedio de Operación de los Molinos Primarios y del Secundario.

Referencia	Alimentación				Descarga			
	8'x10'	5'x10'	6'x6'	8'x8'	8'x10'	5'x10'	6'x6'	8'x8'
TCSPH	40.51	12.00	10.26	131.02	40.51	12.00	10.26	131.02
Porcentaje en peso	64.54	19.12	16.35	208.73	64.54	19.12	16.35	208.73
Gravedad específica	3.17	3.11	3.15	3.49	3.17	3.11	3.15	3.49
Porcentaje de sólidos	90.00	90.20	90.20	76.35	57.22	64.82	54.82	76.35
Densidad de pulpa gr/l				2197	1644	1785	1598	2197
Volumen de pulpa GPM				312.09	172.11	41.45	46.81	312.09
Volumen de agua GPM				162.02	112.04	26.03	33.79	162.02
F(80) micrones	35111.92	21695.20	35111.92	863.70				
P(80) micrones					556.49	845.81	381.78	556.49
Porcentaje -200 mallas					36.31	26.71	44.69	20.89
Radio de reducción					63.09	25.65	91.97	1.55

Tabla 3.4 - Datos Técnicos de los Molinos Primarios y del Secundario

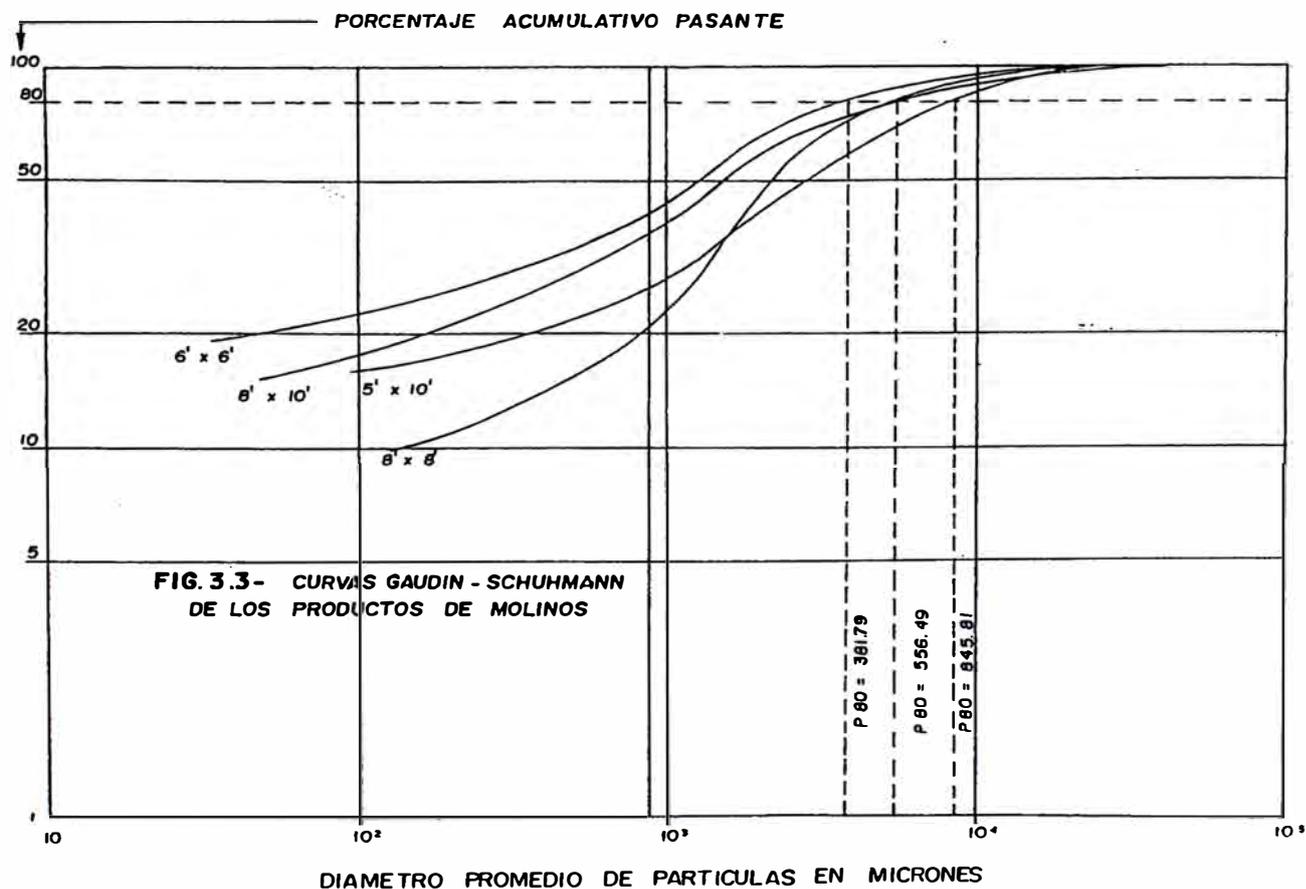
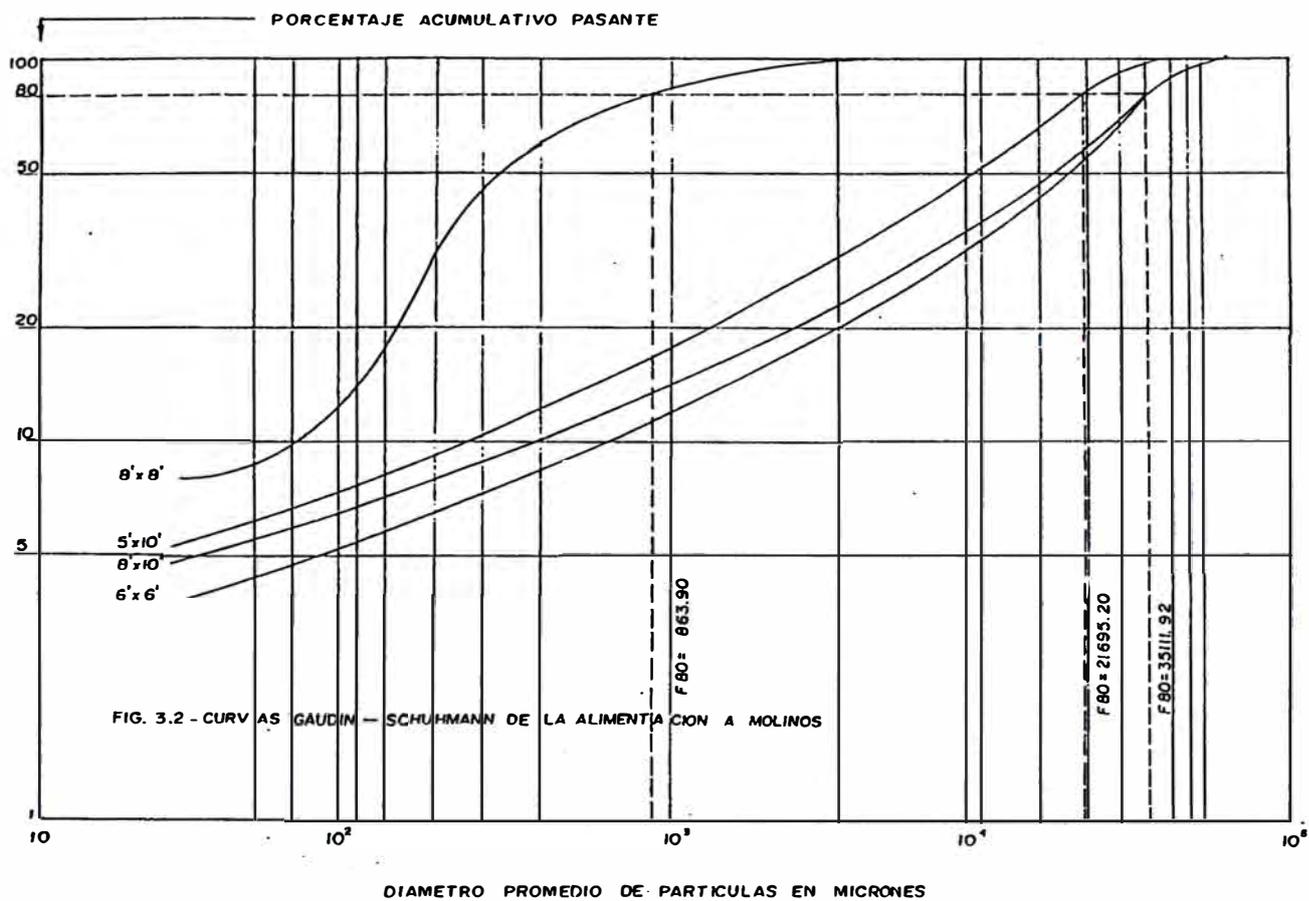
Referencia	Molino de bolas	Molino de bolas	Molino de barras	Molino de bolas
	8' x 10'	6' x 6'	5' x 10'	8' x 8'
Marca	Comesa	Marcy	Denver	Comesa
Velocidad crítica RPM	27.10	31.29	34.27	27.10
Velocidad actual RPM	20.83	24.72	22.17	21.45
% Velocidad crítica	76.86	79.00	64.69	79.15
Sentido de rotación	Horario	Horario	Horario	Antihorario
Motor, marca	ASEA	General Elec.	General Elec.	ASEA
Amperaje instalado	625	37	177	365
Amperaje Consumidos	297	27	137	293
HP	540	125	125	315
Voltaje	440	2300	440	440
RPM motor	1180	435	880	1185

Tabla 3.5 - Análisis por Tamaños de la Alimentación a Molinos Primarios y del secundario

Malla	Diam.Prom. (micrones)	Molino Bolas 8'x10'			Molino Barras 5'x10'			Molino Bolas 6'x6'			Molino Bolas 8'x8'		
		%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)
+ 2"	52363.4	0.00	0.00	100.00				0.00	0.00	100.00			
+1.3/4"	47519.0	5.13	5.13	94.87				6.25	6.25	93.75			
+1.1/2"	41152.7	6.18	11.31	88.69	0.00	0.00	100.00	7.35	13.60	86.40			
+1.1/4"	34780.4	7.41	18.72	81.28	3.83	3.83	96.17	8.61	22.21	79.79			
+1"	28398.1	14.04	32.76	67.24	6.10	9.93	90.07	13.16	35.37	64.63			
+3/4"	21997.0	6.91	39.67	60.33	6.39	16.32	83.68	3.77	39.14	60.86			
+1/2"	15554.3	9.85	49.52	50.48	20.71	37.03	62.97	17.19	56.33	43.67			
+1/4"	8980.3	14.93	64.65	35.55	11.54	53.57	46.43	13.05	69.38	30.62			
+ 40m	3563.7	12.43	76.88	23.12	15.26	68.83	31.17	9.87	79.25	20.75	1.46	1.46	98.54
+ 35m	1000.0	9.43	86.31	13.69	13.61	82.44	17.56	8.75	88.0	12.00	23.79	25.25	74.75
+ 50m	385.4	1.58	87.89	12.11	2.19	84.63	15.37	1.39	89.39	10.61	12.89	38.14	61.86
+ 70m	249.7	1.68	89.57	10.43	2.21	86.84	13.16	1.54	90.93	9.07	18.20	56.34	43.66
+ 100m	176.9	1.17	90.74	9.26	1.56	88.40	11.60	1.09	92.02	7.98	12.35	68.69	31.31
+ 140m	125.1	1.99	92.73	7.27	2.58	90.98	9.02	1.80	93.82	6.18	14.26	82.95	17.05
+ 200m	88.1	1.17	93.90	6.10	1.41	92.39	7.61	1.01	94.83	5.17	4.49	87.44	12.56
+ 270m	62.6	0.91	94.81	5.19	1.13	93.52	6.48	0.78	95.61	4.39	2.89	90.33	9.67
+ 325m	48.3	0.22	95.03	4.97	0.27	93.79	6.21	0.18	95.79	4.21	0.43	90.76	9.24
- 325m	-48.3	4.97	100.00	0.00	6.21	100.00	0.00	4.21	100.00	0.00	9.24	100.00	0.00

Tabla 3.6 - Análisis por Tamaños de la Descarga de los Molinos Primarios y Secundario

Malla	Diam.Prom. (micrones)	Molino Bolas 8'x10'			Molino Barras 5'x10'			Molino Bolas 6'x6'			Molino Bolas 8'x8'		
		%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)
+ 10m	2181.7	2.32	2.32	97.68	1.77	1.77	98.23	0.68	0.68	99.32	0.51	0.51	99.49
+ 35m	1000.0	17.56	19.88	80.12	34.87	36.64	63.36	13.22	13.90	86.10	13.25	13.76	86.24
+ 50m	385.4	6.98	26.86	73.14	8.55	45.19	54.81	6.66	20.56	79.44	11.43	25.19	74.81
+ 70m	249.7	9.72	36.58	63.42	8.52	53.71	46.29	9.61	30.17	69.83	17.94	43.13	56.87
+100m	176.9	7.17	43.75	56.25	5.91	59.62	40.38	7.46	37.63	62.37	13.11	56.24	43.76
+140m	125.1	13.28	57.03	42.97	9.78	69.40	30.60	14.76	52.39	47.61	16.85	73.09	26.91
+200m	88.1	6.28	63.31	36.69	4.35	73.75	26.25	6.87	59.26	40.74	6.13	79.22	20.78
+270m	62.6	6.07	69.38	30.62	4.11	77.86	22.14	6.52	65.78	34.22	4.01	83.23	16.77
+325m	48.3	0.78	70.16	29.84	0.63	78.49	21.51	1.06	66.84	33.16	0.70	83.93	16.07
-325m	-48.3	29.84	100.00	0.00	21.51	100.00	0.00	33.16	100.00	0.00	16.07	100.00	0.00



$$\text{Consumo de energía} = \frac{80.67 \text{ kW}}{10.26 \text{ TCSPH}} = 7.86 \text{ kW-Hr/TCS}$$

$$\text{Capacidad Máxima} = 0.747 \times \frac{125 \text{ HP}}{7.86 \text{ kW-Hr/TCS}} = 11.88 \text{ TCS}$$

3.4.3. Molino Primario de Bolas Comesa 8' x 10'

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \times 297 \times 0.44 \times 0.75 = 169.76 \text{ kW}$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{169.76 \text{ kW}}{40.51 \text{ TCSPH}} = 4.19 \text{ kW-Hr/TCS}$$

$$\text{Capacidad máxima} = 0.747 \times \frac{540 \text{ HP}}{4.19 \text{ kW-Hr/TCS}} = 96.27 \text{ TCS}$$

3.4.4. Molino Secundario Comesa 8' x 8'

$$\text{Potencia consumida} = \sqrt{3} \times 293 \times 0.44 \times 0.75 = 167.47 \text{ kW}$$

$$\text{Consumo de energía} = \frac{167.47 \text{ kW}}{131.02 \text{ TCSPH}} = 1.28 \text{ kW-Hr/TCS}$$

$$\text{Capacidad máxima} = 0.747 \times \frac{315 \text{ HP}}{1.28 \text{ kW-Hr/TCS}} = 183.83 \text{ TCS}$$

Los resultados indican que los molinos están trabajando por debajo de su capacidad máxima, esta se debe fundamentalmente a la capacidad de la bomba 8" x 6" el cual con estos tonelajes de tratamiento, opera con el cajón de alimentación lleno.

3.5. Cálculo del Índice de Trabajo

El Índice de trabajo se determina mediante la ecuación fundamental de la Tercera Teoría de Conminución propuesta por F.C. Bond:

$$W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{F}} = \quad (3.13)$$

Donde:

W = consumo de energía en kW-Hr/TCS

W_i = Índice de trabajo em kW-hr/TCS

F = Tamaño en micrones del 80% pasante en la alimentación

P = Tamaño en micrones del 80% pasante en el producto.

3.5.1. Índice de Trabajo del Molino 5' x 10'

$$6.53 = \frac{10 W_i}{\sqrt{845.81}} - \frac{10 W_i}{\sqrt{21695.20}}$$

$$W_i = 23.66 \text{ kW-Hr/TCS}$$

3.5.2. Índice de Trabajo del Molino 6' x 6'

$$7.86 = \frac{10 Wi}{\sqrt{381.78}} - \frac{10 Wi}{\sqrt{35111.2}}$$

$$Wi = 17.15 \text{ kW-Hr/TCS}$$

3.5.3. Índice de Trabajo del Molino 8' x 10'

$$4.19 = \frac{10 Wi}{\sqrt{556.49}} - \frac{10 Wi}{\sqrt{35111.2}}$$

$$Wi = 11.31 \text{ kW-Hr/TCS}$$

3.5.4. Índice de Trabajo del Molino 8' x 8'

$$1.28 = \frac{10 Wi}{\sqrt{556.49}} - \frac{10 Wi}{\sqrt{863.70}}$$

$$Wi = 15.30 \text{ kW-hr/TCS}$$

3.5.5. Índice de Trabajo Promedio de la Sección Molienda.

En la Tabla 3.7 se muestra el análisis por tamaños promedio de la alimentación y producto final de la sección molienda, con cuyos datos se representa la curva Gaudin-Schuhmann, figura 3.4. Los datos para el cálculo son los siguientes:

$$\text{Alimentación total al circuito} = 62.77 \text{ TCSPH}$$

$$\begin{aligned} \text{Potencia total consumida} &= 78.31 + 80.67 + 169.76 + 167.47 \\ &= 496.21 \text{ kW} \end{aligned}$$

$$\text{Energía total consumida} = 496.21 \text{ kW}/62.77 \text{ TCSPH} = 7.9 \text{ kW-hr/TCS}$$

De la figura 3.4, tenemos:

$$\text{Tamaño de alimentación } F(80) = 32974.77 \text{ micrones}$$

$$\text{Tamaño del producto } P(80) = 240.89 \text{ micrones}$$

$$7.90 = \frac{10 Wi}{\sqrt{240.89}} - \frac{10 Wi}{\sqrt{32974.77}}$$

$$Wi = 13.41 \text{ kW-Hr/TCS.}$$

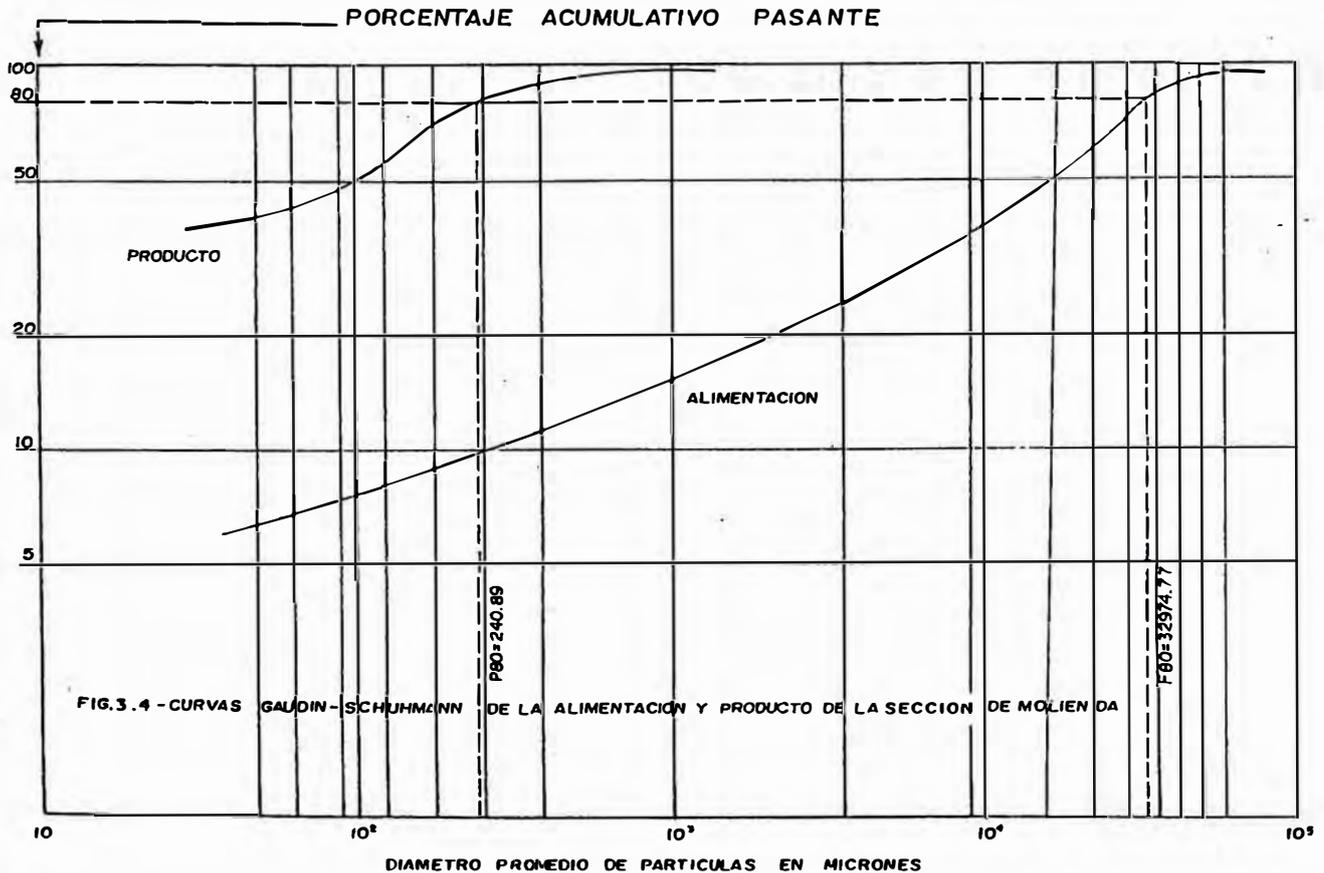
Las diferencias encontradas en el valor del Índice de Trabajo pueden ser debidas a las condiciones mecánicas de los molinos especialmente en lo que respecta a los molinos 6' x 6' y 5' x 10'. También se requiere mejorar la alimentación al molino 6' x 6' y disminuir su radio de reducción y evitar un excesivo desgaste del molino.

Tabla 3.7 - Análisis por Tamaños Promedio de la Alimentación Producto de la Sección Molienda.

Malla	Diam.Prom. (micrones)	Alimentación *			Producto**		
		%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)
+2.1/8"	57807.7	4.33	4.33	95.67			
-2.1/8" + 1.3/4"	48981.5	0.73	5.06	94.94			
-1.3/4" + 1.1/2"	41152.7	5.19	10.25	89.75			
-1 1/2" + 1. 1/4"	34780.4	6.19	16.44	83.56			
-1 1/4" + 1"	28398.1	12.58	28.32	71.18			
-1" + 3/4"	21997.0	6.30	35.12	64.88			
-3/4" + 1/2"	15554.3	13.13	48.25	51.75			
-1/2" + 1/4"	8980.3	14.93	63.18	36.82			
-1/4" + 10m	3563.7	12.55	75.73	24.27			
- 10m + 35m	1000.0	10.11	85.84	14.16	2.79	2.79	97.21
- 35m + 50m	385.4	1.67	87.51	12.49	3.93	6.72	93.28
- 50m + 70m	249.7	1.76	89.27	10.73	9.19	15.91	84.09
- 70m + 100m	176.9	1.23	90.50	9.50	9.66	25.57	74.43
- 100m + 140m	125.1	2.07	92.57	7.43	18.36	43.93	56.07
- 140m + 200m	88.1	1.19	93.76	6.24	7.17	41.10	48.90
- 200m + 270m	62.6	0.93	94.69	5.31	7.35	58.45	41.55
- 270m + 325m	48.3	0.22	94.91	5.09	0.78	59.23	40.77
-325m	-48.3	5.09	100.00	0.00	40.77	100.00	0.00

* La distribución promedio de partículas en la alimentación, ha sido calculada tomando como base la distribución de partículas en la alimentación a cada molino.

** La distribución promedio de partículas en el producto ha sido tomada del overflow del ciclón.



3.6. Determinación de la Performance de los Clasificadores

El diagrama de flujo de la figura 3.1, nos muestra que la descarga del molino 8' x 10', se clasifica previamente en un Clasificador Helicoidal Comesa de 60" Ø, y que el overflow de este clasificador, conjuntamente con las descargas de los molinos primarios 5' x 10' y 6' x 6' y secundario 8' x 8' son clasificados en un Hidrocilón D-20; constituyendo el overflow de este hidrocilón el alimento fresco de la sección flotación. A continuación se determina la performance de cada uno de estos clasificadores.

3.6.1. Clasificador Helicoidal Comesa Tipo Duplex de 60" Ø.

Para evaluar el rendimiento del clasificador helicoidal se ha tomado muestras de la alimentación (F), overflow (O) y underflow (U) en los puntos indicados en la figura 3.1. Cada una de estas muestras ha sido sometida a análisis granulométricos, determinándose el peso retenido por malla, el porcentaje en peso parcial retenido y el porcentaje acumulativo pasante. En la tabla 3.8 se muestra los resultados obtenidos.

- Las columnas correspondientes al porcentaje de recuperación por malla se han determinado de la siguiente manera:

Para los finos (overflow)

$$\text{Recuperación de finos por malla } (R_F) = \frac{\text{Peso de material de tamaño } x \text{ en el overflow}}{\text{Peso de material de tamaño } x \text{ en el alimento}} \times 100$$

Para los gruesos (underflow)

$$\text{Recuperación de gruesos por malla } (R_G) = \frac{\text{Peso de material de tamaño } x \text{ en el underflow}}{\text{Peso de material de tamaño } x \text{ en el alimento}} \times 100$$

- El siguiente paso consiste en calcular el d50. El d50 es un parámetro que nos indica el diámetro de partícula que tienen igual probabilidad de ir al overflow o al underflow (50% en el overflow y 50% en el underflow). La figura 3.5 nos muestra las curvas de recuperación de los productos del clasificador helicoidal, donde el d50 toma el valor de 179.70 micrones. El valor del d50 calculado de este modo, es el d50 actual (d50a). Para la determinación del tamaño de corte debe calcularse el d50 corregido.

- Se ha establecido que cuando se compara la recuperación de material constituido por las partículas más finas con el porcentaje de agua recuperada en el underflow, estas cantidades son practicamente las mismas. Por consiguiente, puede asumirse que si una molécula de agua se recupera en el underflow, como mínimo un igual porcentaje de las partículas sólidas de todos los tamaños deberá colectarse en el underflow en el mismo radio.

Este es el fenómeno por el que una porción de cada fracción de tamaños de la alimentación entran en el underflow sin ser clasificados en proporción directa a la fracción de agua de alimentación que aparece en el underflow. La Tabla 3.9 nos muestra los valores corregidos de del alimento y productos del clasificador asi como las recuperaciones corregidas. Estos datos han sido calculados de la siguiente manera:

Del diagrama balanceado de la figura 3.1 tenemos:

$$\text{Agua en el underflow} = 20.06 \text{ gpm}$$

$$\text{Agua en el overflow} = 205.80 \text{ gpm}$$

$$\text{Agua de alimentación} = 225.95 \text{ gpm}$$

$$\frac{\text{Agua en el underflow}}{\text{Agua de alimentación}} = \frac{20.06}{225.95} \times 100 = 8.88 \%$$

$$\text{Alimentación capaz de ser clasificado} = 40.51 \times 0.0888 = 36.91 \text{ TCSPH}$$

$$\text{Retorno de arenas (underflow)} = 36.91 - 22.48 = 14.43 \text{ TCSPH}$$

El porcentaje de recuperación corregido por malla se ha determinado de la misma forma que para para los valores sin corregir.

En la figura 3.6 se muestra graficamente los resultados de la Tabla 3.9, de donde se obtiene que el d50 corregido (d50c) es igual a 197.45 micrones.

- Para el porcentaje de recuperación total en el underflow y el overflow, necesitamos determinar el porcentaje de material menor a 197.45 micrones que se reparte en el underflow, overflow y el porcentaje de material de este tamaño presente en la alimentación. En las curvas Gaudin-Schuhmann (figura 3.7) para un d50c = 197.45 micrones tenemos:

$$\% \text{ Material menor a d50c en la alimentación} = 56.436$$

$$\% \text{ Material mayor a d50c en la alimentación} = 43.564$$

% Material menor a d50c en el overflow	= 84.460
% Material mayor a d50c en el overflow	= 15.540
% Material menor a d50c en el underflow	= 12.780
% Material mayor a d50c en el underflow	= 87.220

Luego, las recuperaciones totales de material fino y grueso en el overflow y underflow, se calculan teniendo en cuenta los datos anteriores y los tonelajes corregidos.

En el overflow:

$$\text{Recuperación de finos menores a d50c} = \frac{0.8446 \times 22.48}{0.56436 \times 36.91} \times 100 = 91.15 \%$$

$$\text{Recuperación de gruesos mayores a d50c} = \frac{0.1540 \times 22.48}{0.56436 \times 36.91} \times 100 = 21.73 \%$$

En el underflow:

$$\text{Recuperación de gruesos mayores a d50c} = \frac{0.8722 \times 14.43}{0.43564 \times 36.91} \times 100 = 78.27 \%$$

$$\text{Recuperación de finos menores a d50c} = \frac{0.1278 \times 14.43}{0.56436 \times 36.91} \times 100 = 8.85\%$$

- La definición clásica del tamaño de separación establece que es el tamaño de malla que retiene del 1% al 3% de sólidos en el overflow y que, partículas más grande que esta malla se reportan en el underflow. Esto es: si se obtiene un overflow de 1% a 3% de sólidos de un determinado tamaño de partículas entonces la recuperación de sólidos en el underflow de este mismo tamaño de partículas será alrededor de 99 %. Sin embargo, no se puede determinar con exactitud mediante este método el tamaño de partícula que corresponde a este porcentaje de recuperación; como puede verse en la curva de recuperación para el underflow de la figura 3.6, esta se hace asintótica con respecto al eje horizontal para valores de recuperaciones cercanas al 100%, determinando que un error pequeño originado en el eje de recuperaciones, cambiará en forma considerable el tamaño de separación

Investigaciones más recientes han demostrado que el método exacto para determinar la malla de separación, es el método del d50 mediante la siguiente relación:

$$\text{Malla de separación} = d50 \times 2.2$$

Según este último criterio y tomando como referencia la figura

Tabla 3.8 - Análisis por Tamaños y Porcentaje de Recuperación en los Productos del Clasificador Helicoidal

Malla	Diam.Prom. (micrones)	Alimento*			Overflow			Underflow			Porcentaje Recuperación	
		F=40.51 %Peso	TCSPH Ac (+)	TCSPH Ac (-)	O=22.68 %Peso	TCSPH Ac (+)	TCSPH Ac (-)	U=18.03 %Peso	TCSPH Ac (+)	TCSPH Ac (-)	O/F	U/F
+ 10m	2181.7	2.43	2.43	95.57	0.00	0.00	100.00	5.46	5.46	94.54	0.00	100.00
+ 35m	1000.0	18.26	20.69	79.31	0.50	0.50	99.50	40.40	45.86	54.14	1.52	98.48
+ 50m	385.4	6.78	27.47	72.53	2.02	2.52	97.98	12.71	58.57	41.43	16.54	83.46
+ 70m	249.9	9.02	36.49	63.51	5.55	8.07	91.93	13.34	71.91	28.09	34.15	65.85
+100m	176.9	7.06	43.55	56.45	6.53	14.60	85.40	7.71	79.62	20.38	51.36	48.64
+140m	125.1	12.55	56.10	43.90	15.83	30.43	69.57	8.47	88.09	11.91	69.97	30.03
+200m	88.1	7.27	63.37	36.63	10.59	41.02	58.98	3.13	91.22	8.71	80.84	19.16
+270m	62.6	5.69	69.06	30.94	8.73	49.75	50.25	1.91	93.13	6.87	85.07	14.93
+325m	48.3	1.02	70.08	29.92	1.59	51.34	48.66	0.32	93.45	6.55	86.10	13.90
-325m	-48.3	29.92	100.00	0.00	48.66	100.00	0.00	6.55	100.00	0.00	90.26	9.74

* Calculado

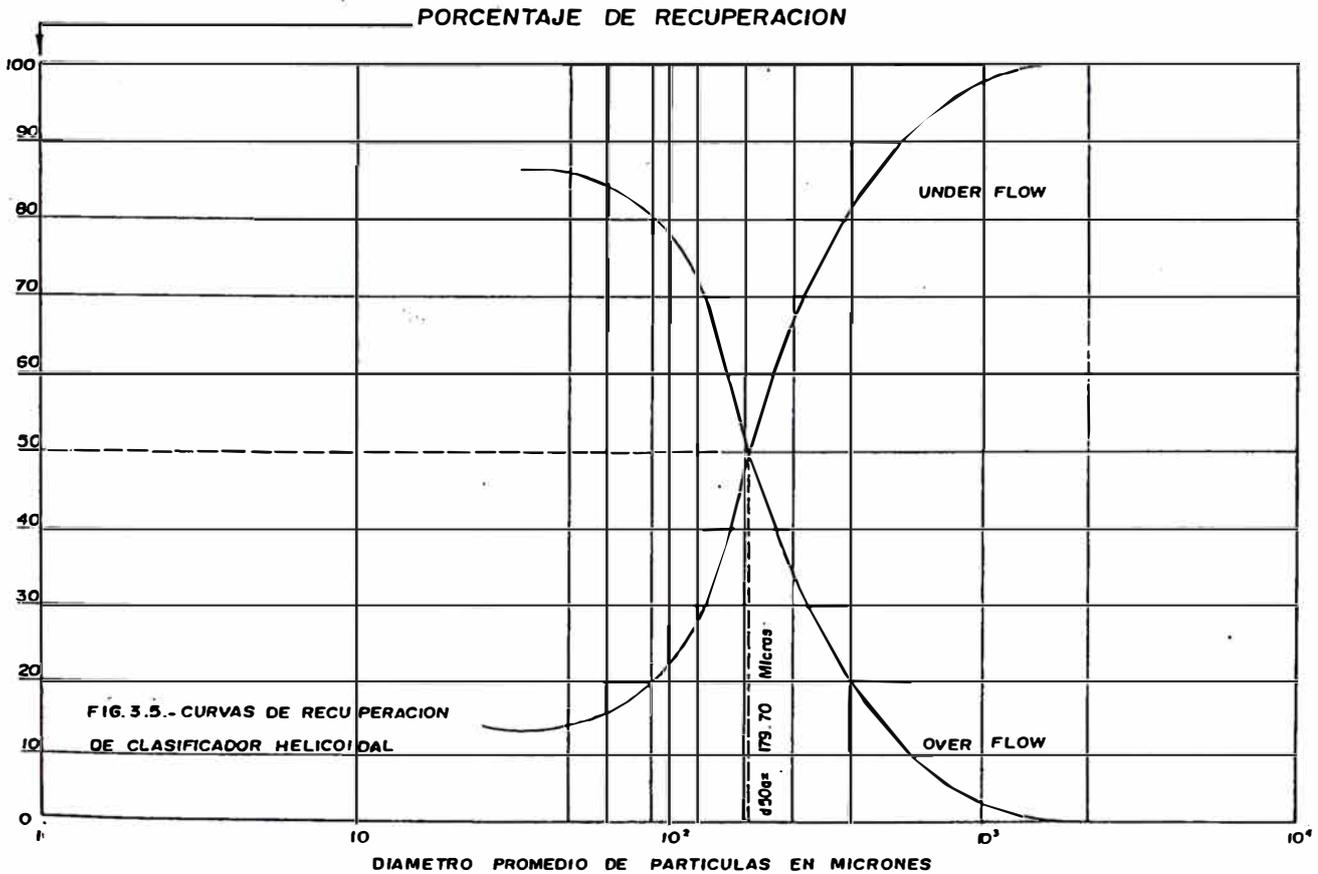
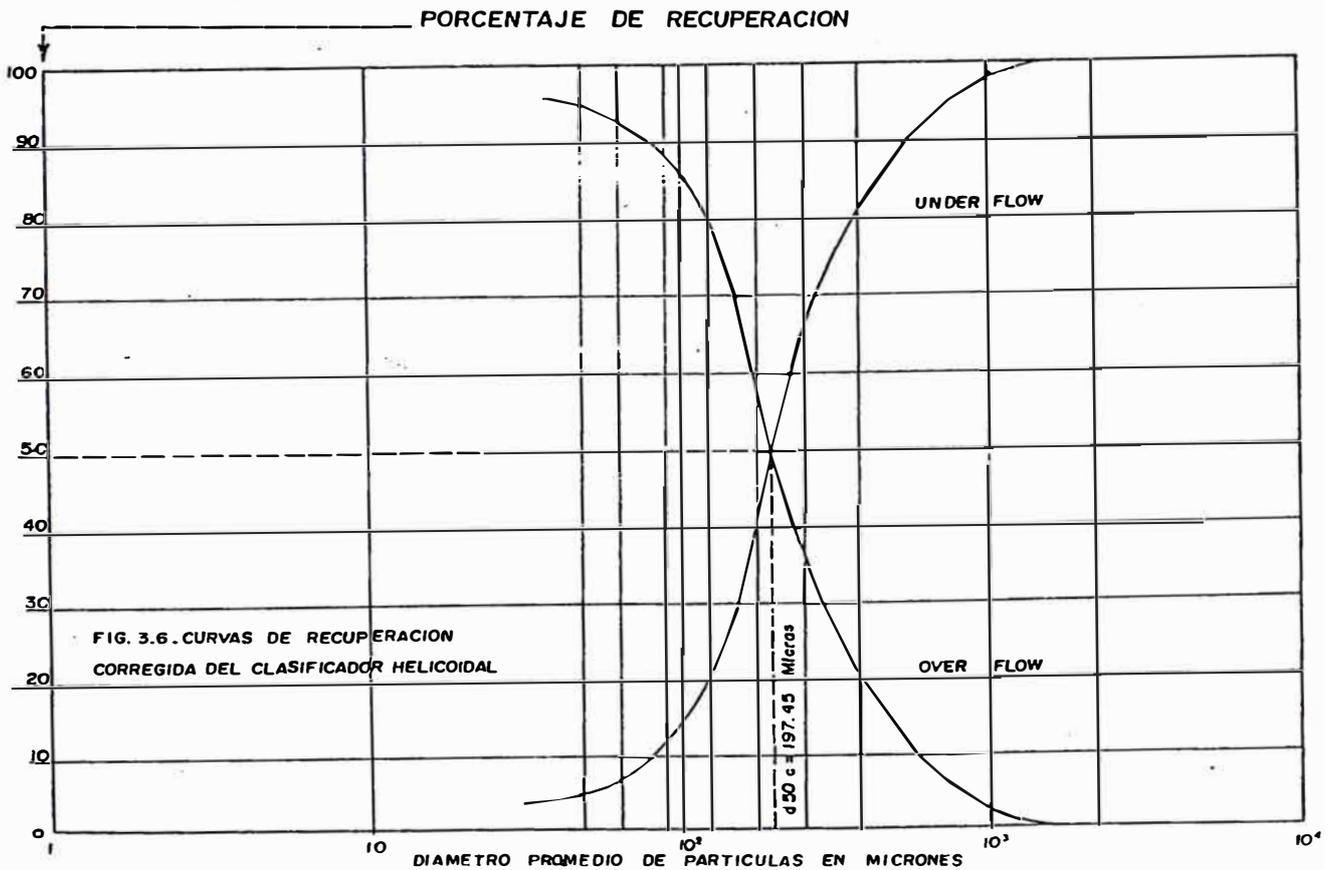
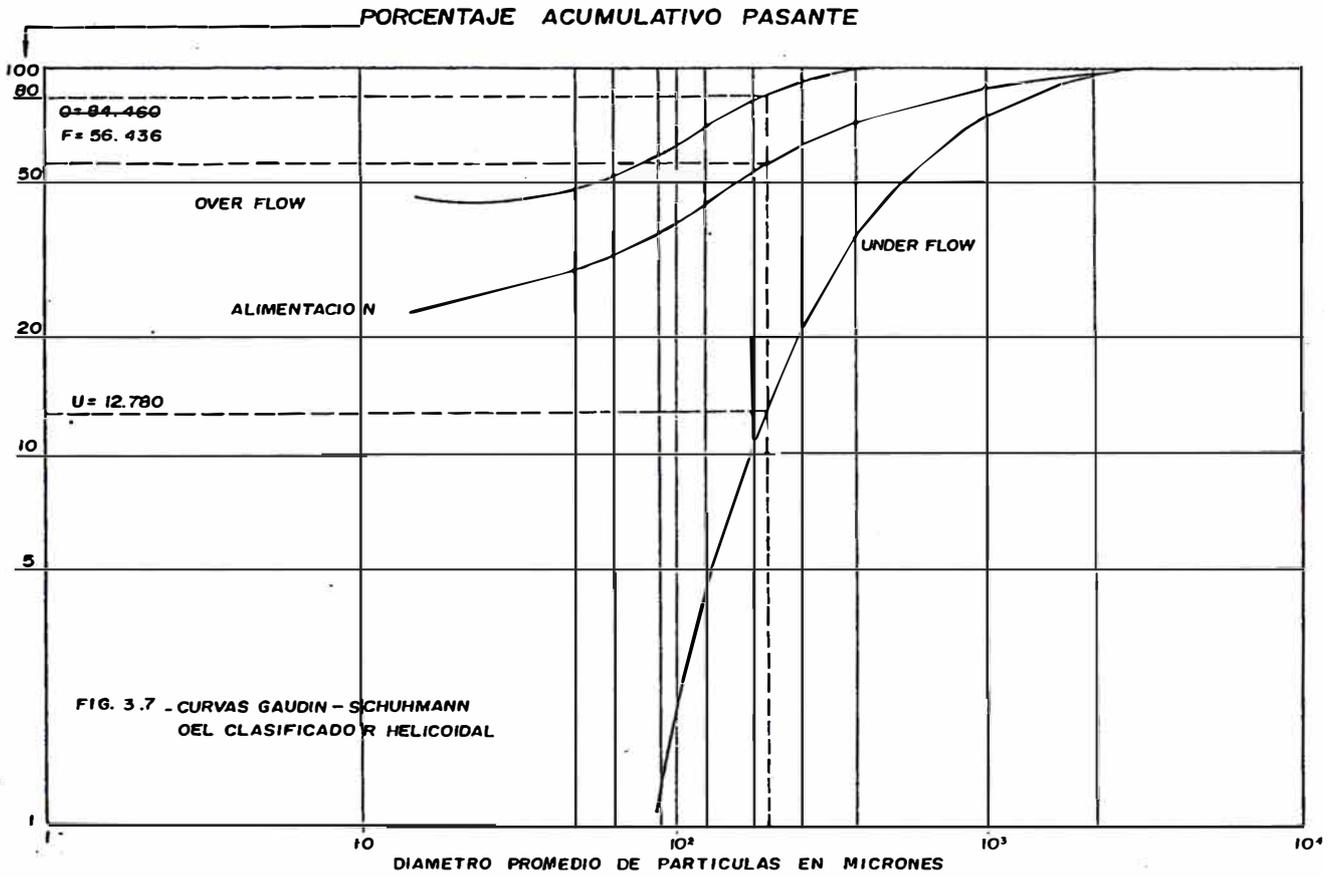


Tabla 3.9 - Análisis por Tamaños y Porcentaje de Recuperación Corregidos de los Productos del Clasificador Helicoidal.

Malla	Diam. Prom. (micrones)	Alimento F=36.91 TCSPH			Overflow O=22.48 TCSPH			Underflow U=14.43 TCSPH			Porcentaje Recuperación	
		%Peso	Ac (+)	Ac(-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac(-)	O/F	U/F
+ 10m	2181.7	2.43	2.43	97.57	0.00	0.00	100.00	6.22	6.22	93.78	0.00	100.00
+ 35m	1000.0	18.26	20.69	79.31	0.50	0.50	99.50	45.93	52.15	47.85	1.67	98.33
+ 50m	385.4	6.78	27.47	72.53	2.02	2.52	97.98	14.79	66.34	33.66	18.14	81.86
+ 70m	249.7	9.02	36.49	63.51	5.55	8.07	91.93	14.43	80.77	19.23	37.47	62.53
+100m	176.9	7.06	43.55	56.45	6.53	14.60	85.40	7.88	88.65	11.35	56.33	43.67
+140m	125.1	12.55	56.10	43.90	15.83	30.43	69.57	7.44	96.09	3.91	76.82	23.18
+200m	88.1	7.27	63.37	36.63	10.59	41.02	58.98	2.10	98.19	1.81	88.71	11.29
+270m	62.6	5.69	69.06	30.94	8.73	49.75	50.25	0.95	99.14	0.86	93.44	6.56
+325m	48.3	1.02	70.08	29.92	1.59	51.34	48.66	0.13	99.27	0.73	94.93	5.07
-325m	-48.3	29.92	100.00	0.00	48.66	100.00	0.00	0.73	100.00	0.00	99.04	0.96





3.6, la malla de separación obtenida en el clasificador helicoidal, es:

$$\begin{aligned} \text{Malla de separación} &= 197.45 \times 2,2 = 434.30 \text{ micrones} \\ &= 35 \text{ mallas Tyler} \end{aligned}$$

Este tamaño de malla nos indica que el clasificador helicoidal hace una separación gruesa y que está trabajando dentro del circuito como un clasificador trampa para las partículas gruesas de la descarga del molino 8' x 10', y que la preparación de la pulpa de flotación se realiza en el Hidrociclón. Según este criterio, las descargas de los molinos 54 x 10' y 6' x 6', deberían también alimentarse al clasificador helicoidal y no como se hace actualmente.

3.6.2. Hidrociclón Limasa D-20

El análisis por tamaños de la alimentación, overflow y underflow del hidrociclón se detalla en la tabla 3.10 las columnas correspondientes al porcentaje de recuperación por malla, han sido calculado siguiendo el mismo procedimiento que para el clasificador helicoidal.

En la Tabla 3.11 mostramos los porcentajes de recuperación corregidas para el overflow y underflow, los cuales han sido obtenidos en proporción directa a la fracción de agua de alimentación que aparece en el underflow.

De la figura 3.1, tenemos:

$$\text{Agua en el underflow} = 159.24 \text{ gpm}$$

$$\text{Agua en el overflow} = 395.86 \text{ gpm}$$

$$\text{Agua en la aliment.} = 555.10 \text{ gpm}$$

$$\frac{\text{Agua en el underflow}}{\text{Agua de alimentación}} = \frac{159.24}{555.10} \times 100 = 28.69 \%$$

Alimento al ciclón que pasa al underflow sin ser clasificado será: $0.2869 \times 175.76 \text{ TCSPH} = 50.43 \text{ TCSPH}$

Alimento al ciclón capaz de ser clasificado = $175.76 - 50.43 = 125.33 \text{ TCSPH}$.

$$\text{Underflow que ha sido clasificado} = 112.99 - 50.43 = 62.56 \text{ TCsPH.}$$

Luego, los porcentajes de recuperaciones corregidas han sido calculados siguiendo los mismos pasos descritos anteriormente.

La figura 3.8 se muestra graficamente los resultados de la columna de porcentaje de recuperación corregida de la Tabla 3.11, de donde tenemos que el d50 corregido (d50c) es igual a 139.78 micrones.

De las curvas Gaudin-Schuhmann (figura 3.9), tenemos;

% Material menor a d50c en la alimentación	= 36.90
% Material mayor a d50c en la alimentación	= 63.10
% Material menor a d50c en el overflow	= 63.09
% Material mayor a d50c en el overflow	= 36.91
% Material menor a d50c en el underflow	= 10.63
% Material mayor a d50c en el underflow	= 89.37

Las recuperaciones de finos y gruesos en el overflow y underflow, se calculan teniendo en cuenta los datos anteriores y los tonelajes corregidos:

En el overflow:

$$\text{Recuperación de finos menores a d50c} = \frac{0.6309 \times 62.77}{0.3690 \times 125.33} \times 100 = 85.63 \%$$

$$\text{Recuperación de gruesos mayores a d50c} = \frac{0.3691 \times 62.77}{0.6310 \times 125.33} \times 100 = 23.30 \%$$

En el underflow:

$$\text{Recuperación de gruesos mayores a d50c} = \frac{0.8937 \times 62.56}{0.6310 \times 125.33} \times 100 = 70.70 \%$$

$$\text{Recuperación de finos mayores a d50c} = \frac{0.1063 \times 62.56}{0.3690 \times 125.33} \times 100 = 14.38 \%$$

$$\text{Malla de separación} = d50c \times 2.2 = 139.78 \times 2.2$$

$$= 307.52 \text{ micrones} = 48 \text{ mallas tyler}$$

En la siguiente Tabla 3.12 se presenta un resumen de los parámetros de operación de ambos clasificadores.

Tabla 3.12 - Parámetros de Operación de los Clasificadores

<u>Parámetros</u>	<u>Clasificador helicoidal</u>	<u>Hidrociclón Limasa D-20</u>
Densidad de alimentación en g/l	1644.0	1663.62
Densidad del overflow en g/l	1256.0	1364.0
Densidad del underflow en g/l	2206.0	2132.0
% Sólidos en la alimentación	57.22	56.04
% Sólidos en el overflow	30.38	38.79
% Sólidos en el underflow	78.22	73.93
d50 en micrones	197.45	139.78
malla de separación (Tyler)	35 mallas	48 mallas

Tabla 3.10 - Análisis por Tamaños y Porcentaje de Recuperación en los Productos del Hidrociclón D-20

Malla	Diám.Prom. (micrones)	Alimento*			Overflow			Underflow			Porcentaje Recuperación	
		F=175.76 %Peso	TCSPH Ac (+)	TCSPH Ac (-)	O=62.77 %Peso	TCSPH Ac (+)	TCSPH Ac (-)	U=112.99 %Peso	TCSPH Ac (+)	TCSPH Ac (-)	O/F	U/F
+ 10m	2181.7	0.53	0.53	99.57	0.00	0.00	100.00	0.83	0.83	99.17	0.00	100.00
+ 35m	1000.0	14.59	15.12	84.88	2.79	2.79	97.21	21.15	21.89	78.11	6.83	93.17
+ 50m	385.4	9.71	24.83	75.17	3.93	6.72	93.28	12.92	34.90	65.10	14.46	85.54
+ 70m	249.7	15.48	40.31	59.69	9.19	15.91	84.09	18.97	53.87	46.13	21.21	78.79
+100m	176.9	11.86	52.17	47.83	9.66	25.57	74.43	13.08	66.95	33.05	29.09	70.91
+140m	125.1	16.32	68.49	31.51	18.36	43.93	56.07	15.18	82.13	17.87	40.19	59.81
+200m	88.1	5.59	74.08	25.92	7.17	51.10	48.90	4.71	86.84	13.16	45.82	54.18
+270m	62.6	4.59	78.67	21.33	7.35	58.45	41.55	3.05	89.89	10.11	57.24	42.76
+325m	48.3	0.56	79.23	20.77	0.78	59.23	40.77	0.45	90.34	9.66	49.05	50.95
-325m	-48.3	20.77	100.00	0.00	40.77	100.00	0.00	9.66	100.00	0.00	70.10	29.90

*Calculado

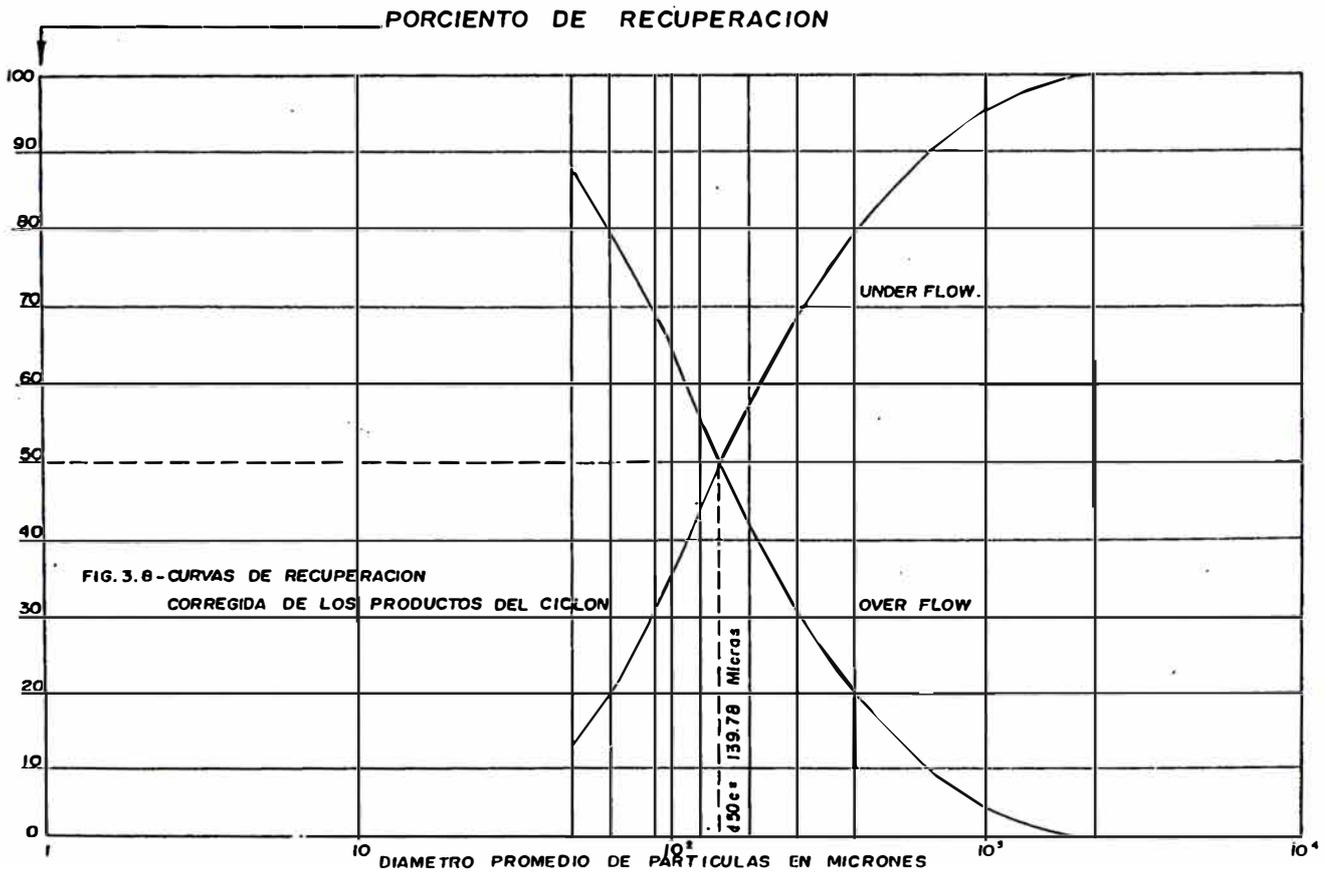
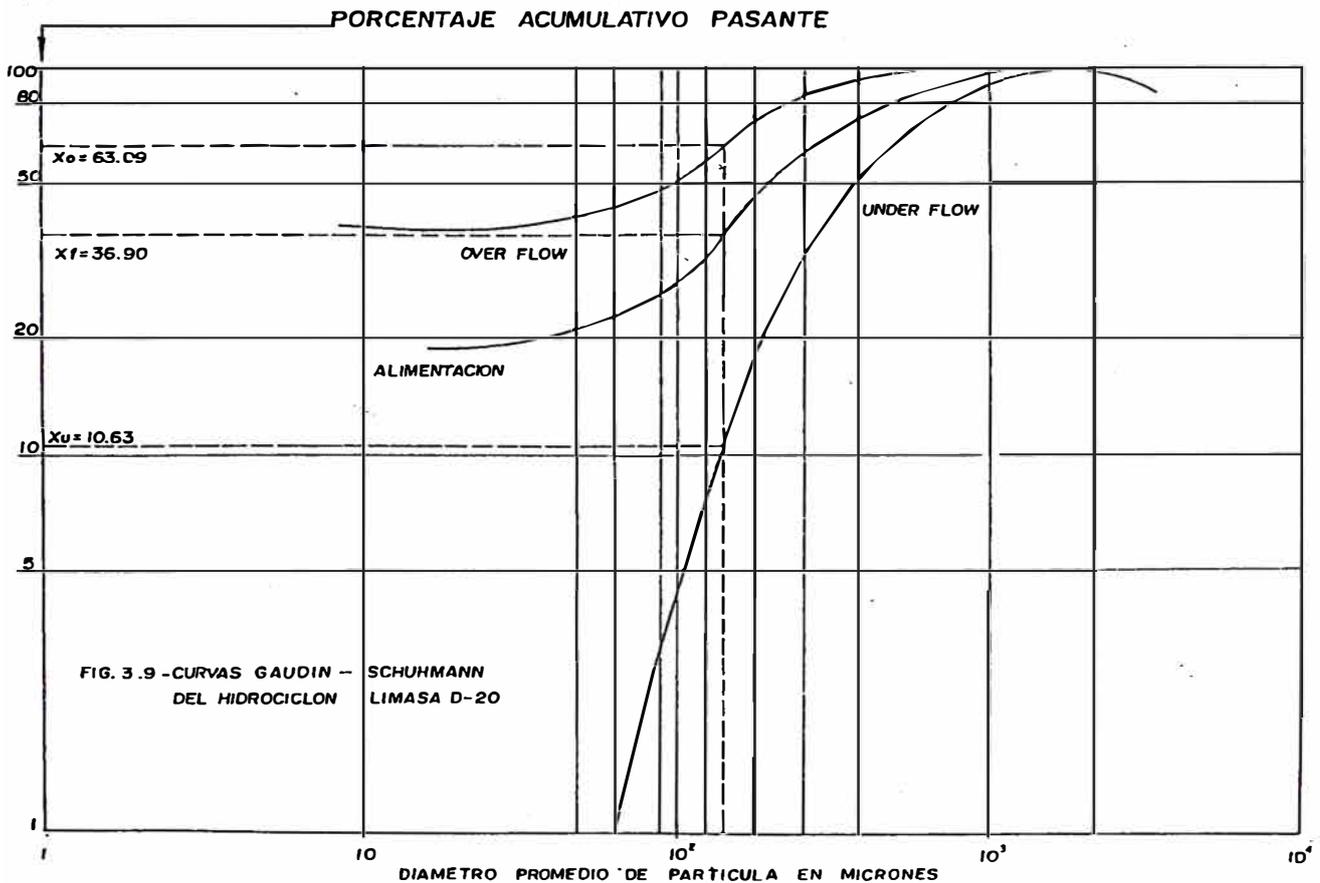


Tabla 3.11 - Análisis por tamaños y Porcentaje de recuperación Corregidos en los Productos del Hidrociclón D-20.

Malla	Diam.Prom. (micrones)	Alimento F=125.33 TCSPH			Overflow O=62.77 TCSPH			Underflow U=62.56 TCSPH			Porcentaje Recuperación	
		%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	%Peso	Ac (+)	Ac (-)	O/F	U/F
+ 10m	2181.7	0.53	0.53	99.47	0.00	0.00	100.00	1.06	1.06	98.94	0.00	100.00
+ 35m	1000.0	14.59	15.12	84.88	2.79	2.79	97.21	26.43	27.49	72.51	9.58	90.42
+ 50m	385.4	9.71	24.83	75.17	3.93	6.72	93.28	15.51	43.00	57.00	20.27	79.73
+ 70m	249.7	15.48	40.31	59.69	9.19	15.91	84.09	21.79	64.79	35.21	29.73	70.27
+100m	176.9	11.86	52.17	47.83	9.66	25.57	74.43	14.07	78.86	21.14	40.79	50.21
+140m	125.1	16.32	68.49	31.51	18.36	43.93	56.07	14.27	93.13	6.87	56.34	43.66
+200m	88.1	5.59	74.08	25.92	7.17	51.10	48.90	4.01	97.14	2.86	64.24	35.76
+270m	62.6	4.59	78.67	21.33	7.35	58.45	41.55	1.82	98.96	1.04	80.20	19.80
+325m	48.3	0.56	78.73	21.27	0.78	59.23	40.77	0.34	99.30	0.70	69.76	30.24
-325m	-48.3	20.77	100.00	0.00	40.77	100.00	0.00	0.70	100.00	0.00	98.31	1.69



3.7. Conclusiones.

De la evaluación efectuada de la Sección Molienda se tienen las siguientes conclusiones:

1. La capacidad de tratamiento actual de la Sección Molienda es de 1506.48 TCS/24 horas de operación. El 64.545 de este tratamiento es molido en el molino de bolas 8' x 10', el 19.12% en el molino de barras 5' x 10', y el 16.34% en el molino de bolas 6' x 6'.

2. El radio de reducción en el molino de bolas 8' x 10' es de 63.09, en el molino de bolas 6' x 6' es de 91.97, y en el molino de barras 5' x 10' es de 25.65 respectivamente.

3. El Índice de Trabajo Promedio (Wip) del mineral tratado es de 13.41 KW-Hr/TCS.

4. El rendimiento de los molinos primarios (capacidad de tratamiento actual/capacidad máxima de diseño) es como sigue:

Molino de bolas 8' x 10' = 100.0%

Molino de bolas 6' x 6' = 100.0%

Molino de barras 5' x 10' = 65.5%

5. Considerando la capacidad de diseño de cada molino, la planta de molienda tiene una capacidad instalada de 1784 TCS/24 horas de operación.

6. La Sección Molienda está operando al 84.4% de su capacidad de diseño.

7. La principal limitación de la planta de molienda la constituye el tamaño de la alimentación a molinos. Como puede observarse en la figura 3.4, el tamaño promedio de la alimentación a molinos es de 32974.77 micrones = 1.3 pulgadas. Se debería regular el producto de chancado entre 3/4" y 1/2", con lo que se conseguiría aumentar la capacidad de tratamiento.

8. Según el diagrama de flujo de la sección molienda, el clasificador helicoidal está trabajando como un clasificador trampa para los sobretamaños procedentes de la descarga del molino 8' x 10'.

9. En el hicrociclón D-20 se prepara el alimento fresco para la planta de flotación, obteniéndose un tamaño de corte (d_{50c}) de 139.78 micrones.

10. La recuperación de finos menores a 139.78 micrones en el overflow del ciclón es de 85.63% y la recuperación de gruesos mayores a 139.78 micrones en el underflow, es de 70.70%.

CAPITULO IV

EVALUACION DE LA SECCION FLOTACION

La Sección flotación comprende los siguientes circuitos:

- Circuito de flotación Bulk cobre-plomo
- Circuito de separación cobre-plomo
- Circuito de flotación de zinc

En el circuito de flotación bulk se hace una flotación colectiva cobre-plomo a pH natural ($\text{pH} = 7.5 - 8.0$), deprimiendo el zinc y el fierro presentes en la cabeza con sulfato de zinc y cianuro de sodio, y usando como colector primario Xantato Z-11 y como espumante mezcla de dowfroth 250 con aceite de pino (4:1).

La flotación primaria bulk rougher-scavenger se hace en dos bancos de 10 celdas Agitair # 48. La primera limpieza del concentrado primario rougher bulk se hace en un banco de 4 celdas Agitair # 48 y la segunda limpieza en un banco de 8 celdas Agitair # 36. El concentrado de la segunda limpiadora constituye el concentrado final bulk Cu-Pb cabeza del circuito de separación cu-Pb.

Los relaves de la primera y segunda limpiadora bulk, conjuntamente con el concentrado scavenger bulk constituyen los medios del circuito de flotación bulk y son retornados a la cabeza de flotación rougher bulk cobre-plomo.

La separación cobre-plomo se hace mediante el método del bicromato de sodio a pH natural, previo acondicionamiento, en un banco de 10 celdas Agitair # 36. La flotación rougher se hace en un banco de 6 celdas y la flotación scavenger en un banco de 4 celdas. El plomo deprimido en las etapas de flotación rougher-scavenger constituye el concentrado final de plomo.

El cobre flotado en la etapa rougher es enviado a las etapas de limpieza. La primera limpieza se hace en un banco de 4 celdas Agitair # 36, la segunda, tercera y cuarta limpiezas se hace en un banco de

de celdas Denver # 18 sp., la segunda limpieza se hace en dos celdas, la tercera en una celda y la cuarta en una celda; constituyendo el concentrado de ésta el concentrado final de cobre. El relave de la segunda limpiadora de cobre es retornado a la cabeza de la primera limpiadora y el relave de la primera limpiadora de cobre, conjuntamente con el concentrado scavenger, son retornados a la cabeza rougher de separación cobre-plomo.

El relave scavenger bulk cobre-plomo constituye la cabeza de flotación del circuito de zinc. El zinc deprimido en la etapa de flotación bulk es reactivado con sulfato de cobre y flotado, previo acondicionamiento a pH entre 10.5 - 11.5 con cal, en tres bancos rougher-scavenger de 10 celdas agitair # 48 usando como colector xantato Z-11 y como espumante mezcla de dowfroth y aceite de pino (6:1). La limpieza del concentrado primario rougher se hace en tres bancos de 8 celdas Denver # 18 sp. la primera limpieza se hace en tres celdas, la segunda en tres celdas y la tercera limpieza en dos celdas. El concentrado de la tercera limpiadora de cada banco constituye el concentrado final de zinc. Los relaves de la primera limpieza conjuntamente con el concentrado scavenger, constituyen los medios y son retornados a la cabeza rougher de flotación de zinc.

4.1. Circuito de Flotación Bulk Cobre-Plomo:

El circuito de flotación bulk cobre-plomo comprende las siguientes etapas; flotación rougher bulk cobre-plomo, flotación scavenger bulk cobre-plomo, primera limpieza bulk cobre-plomo y segunda limpieza bulk cobre-plomo.

El diagrama de flujo balanceado del circuito de flotación bulk cobre-plomo se muestra en la figura 4.1. Los resultados metalúrgicos obtenidos se detallan en la tabla 4.1 y en la tabla 4.2 el balance de materiales.

La dosificación promedio de reactivos usada en la etapa de flotación bulk cobre-plomo, se detalla a continuación:

Reactivo	Consumo Promedio en lb/TCS			
	Rougher	Scavenger	1ra Limp.	Total
Sulfato de Zinc	1.501	0.400		1.091
Bisulfito de Sodio	0.030		0.021	0.051
Cianuro de Sodio	0.032			0.032
Xantato Z-11	0.050	0.040		0.090
Aerofloat A-208	0.002			0.002
Aceite de Pino	0.008	0.008		0.016
Dowfroth 250	0.050	0.050		0.100

4.1.1. Etapa de Flotación Rougher Bulk Cobre-Plomo

Como puede verse en la figura 4.1, la etapa de flotación rougher bulk cobre-plomo, está formada por dos bancos de seis celdas Agitair # 48 que operan en paralelo. La alimentación de estos bancos está constituida por el overflow del hidrocilón D-20 (alimento fresco del circuito de molienda) y los medios constituidos por el relave de la primera y segunda limpiadora bulk y el concentrado scavenger bulk. El concentrado rougher bulk constituye el alimento de la primera limpiadora bulk. El relave de los bancos rougher # 1 y 2 constituye la alimentación de los respectivos bancos scavenger. Los resultados metalúrgicos y las condiciones de la flotación rougher bulk Cu-Pb, se presentan en las tablas 4.3 y 4.4.

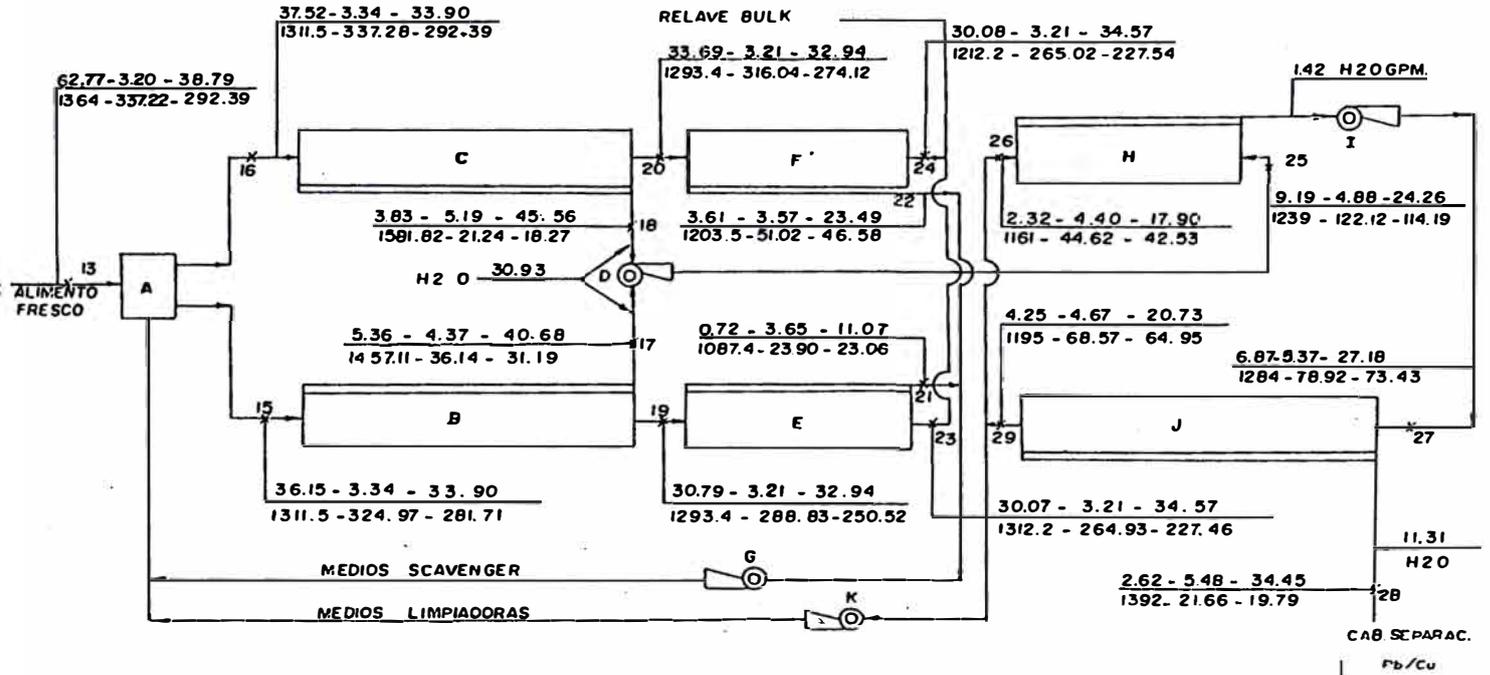
Una comparación entre los bancos de flotación rougher nos permite deducir que en el banco # 2 existe mejor selectividad con respecto a los elementos Zn y Fe, con las consiguientes menores recuperaciones de plata, cobre y plomo. Las performances desiguales obtenidas en cada banco podrían deberse a la desigual distribución de pulpa y reactivos.

Las recuperaciones de cobre y plomo versus el desplazamiento de zinc y fierro obtenidas en la flotación rougher, se muestran a continuación:

Bco. de Flot.	Recuperación		Desplazamiento	
	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe
Rougher # 1	78.4	90.3	18.8	16.8
Rougher # 2	52.6	76.3	13.2	10.5

Si observamos los resultados de la metalurgia rougher total de la tabla 4.3, vemos que se obtienen recuperaciones de 80.4% Ag,

FIG.4.1- DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO FLOTACION BULK



TCSPH	SP.-GR.	(%) SOLID
DENSIDAD	GPM PULPA	GPM H2O

L E Y E N D A

A.- DISTRIBUIDOR DE PULPA	F.- 4 CELDAS AGITAIR N° 48 Bco. Sc. BULK 2
B.- 6 CELDAS AGITAIR N° 48 Bco. Ro BULK 1	G.- 2 BOMBAS DENVER S.R.L. 5" x 4" Ø
C.- 6 CELDAS AGITAIR N° 48 Bco. Ro BULK 2	H.- 4 CELDAS AGITAIR N° 48 Iro. LIMPIEZA BULK
D.I.I BOMBA VERTICAL GALIGHIER 2 1/2 Ø	J.- 8 CELDAS AGITAIR N° 48 2da LIMPIEZA BULK
E.- 4 CELDAS AGITAIR N° 48 Bco. Sc. BULK. 1	K.- 1 BOMBA HORIZONTAL VACSEAL 4" x 3"

Tabla 4.1 - Resultados Metalúrgicos Promedio de los Productos de la Flotación Bulk Cobre-Plomo

Productos	TCSPII	%Peso	Ensayes % (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Cu	Pb	Zn	Fe	Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag
Alim. Fresca Flot. Cu-Pb-Zn	62.77	100.0	0.41	2.95	7.09	9.75	2.60	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Alim. Total Flot. Cu-Pb	73.67	117.4	1.01	6.18	7.76	10.17	6.34	288.4	245.8	128.5	122.4	286.7
Alim. Flot. Ro. # 1 Cu-Pb	36.15	57.6	1.02	6.86	7.63	10.21	6.77	143.3	134.0	62.0	60.3	150.0
Alim. Flot. Ro. # 2 Cu-Pb	37.52	59.8	1.01	5.52	7.89	10.13	5.92	147.2	111.8	66.5	62.1	136.2
Conc. Total Rougher Cu-Pb	9.19	14.6	5.33	41.57	9.90	11.10	40.89	188.9	206.5	20.5	16.7	230.2
Conc. Rougher # 1 Cu-Pb	5.36	8.5	5.41	41.79	9.70	11.57	40.40	111.5	121.1	11.7	10.1	132.7
Conc. Rougher # 2 Cu-Pb	3.83	6.1	5.22	41.25	10.18	10.44	41.57	76.9	85.4	8.8	6.5	97.6
Relave Total Rougher Cu-Pb	64.48	102.8	0.40	1.13	7.46	10.03	1.41	100.2	39.4	107.9	105.7	56.0
Relave Rougher # 1 Cu-Pb	30.79	49.1	0.26	0.78	7.28	9.97	0.92	30.8	13.0	50.3	50.1	17.4
Relave Rougher # 2 Cu-Pb	33.69	53.7	0.53	1.45	7.63	10.09	9.87	69.2	26.4	57.6	55.6	38.6
Conc. Total Scavenger Cu-Pb	4.33	6.9	3.23	8.31	12.47	12.93	13.21	53.8	19.5	12.1	9.1	35.1
Conc. Scavenger # 1 Cu-Pb	0.72	1.1	4.17	9.72	13.89	13.89	16.26	11.5	3.8	2.2	1.6	7.2
Conc. Scavenger # 2 Cu-Pb	3.61	5.8	3.05	8.03	12.19	12.74	12.61	42.3	15.7	9.9	7.5	27.9
Relave Total Scav. Cu-Pb	60.15	95.8	0.20	0.61	7.10	9.82	0.56	45.6	20.1	96.0	96.6	20.8
Relave Scav. # 1 Cu-Pb	30.07	47.9	0.17	0.57	7.12	9.88	0.55	19.9	9.2	48.1	48.5	10.1
Relave Scav. # 2 Cu-Pb	30.08	47.9	0.23	0.66	7.08	9.77	0.58	26.8	10.8	47.8	48.0	10.8
Alim. 1ra. Limp. Bulk Cu-Pb	9.19	14.6	5.33	41.57	9.90	11.10	40.89	188.4	206.5	20.5	16.7	230.3
Conc. 1ra. Limp. Bulk Cu-Pb	6.87	10.9	5.53	46.14	10.04	11.06	41.83	146.1	171.3	15.6	12.4	176.1
Rel. 1ra. Limp. Bulk Cu-Pb	2.32	3.7	4.74	28.02	9.48	11.21	38.11	42.3	35.2	4.9	4.3	54.2
Conc. 2da. Limp. Bulk Cu-Pb	2.62	4.2	5.34	56.49	6.87	8.02	49.35	54.4	79.9	4.0	3.4	79.2
Rel. 2da. Limp. Bulk Cu-Pb	4.25	6.7	5.65	39.76	12.00	12.94	37.19	92.3	91.3	11.5	9.0	96.9
Rel. Final Limp. Bulk Cu-Pb	6.57	10.5	5.27	35.65	11.18	12.40	37.51	134.6	126.5	16.5	13.3	151.0

Tabla 4.2 - Balance de Materiales del Circuito Bulk Cu-Pb

Productos	Sólidos			Pulpa			Agua Contenido	GPM Añadido
	TCSPII	%Peso	SpGr g/cc	%Sol.	SpGr gr/l	GPM		
Alim. Fresca Flot. Cu-Pb-Zn	62.77	100.0	3.20	38.79	1364.0	474.14	395.86	
Alim. Total Flot. Cu-Pb	73.67	117.4	3.34	33.90	1311.5	662.25	574.10	
Concentrado Rougher Cu-Pb	9.19	14.6	4.88	42.41	1509.1	57.39	49.46	
Relave Rougher Bulk Cu-Pb	64.48	102.7	3.21	32.94	1293.4	604.86	524.64	
Concentrado Scavenger Cu-Pb	4.33	6.9	3.57	19.79	1167.0	74.92	69.64	
Relave Bulk Cu-Pb	60.15	95.8	3.21	34.57	1312.2	529.94	455.00	
Alim. 1ra. Limp. Cu-Pb	9.19	14.6	4.88	24.26	1239.0	122.12	114.19	64.73
Conc. 1ra. Limp. Cu-Pb	6.87	10.9	5.37	27.58	1289.4	77.50	71.66	
Relave 1ra. Limp. Cu-Pb	2.32	3.7	4.40	17.90	1161.0	44.62	42.53	
Alim. 2da. Limp. Cu-Pb	6.87	10.9	5.37	27.18	1284.0	78.92	73.08	1.42
Conc. 2da. Limp. Cu-Pb	2.62	4.2	5.48	53.96	1789.3	10.85	8.13	
Relave 2da. Limp. Cu-Pb	4.25	6.7	4.67	20.87	1196.2	68.07	64.95	
Conc. Final Cu-Pb	2.62	4.2	5.48	34.06	1385.9	22.16	19.44	11.31

Tabla 4.3 - Resultados Metalúrgicos de la Flotación Rougher Bulk Cobre-Plomo

Referencia	TCSPII	%Peso	Ensayes (* Oz/TCS)					Distribución - %				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Banco Rougher Bulk # 1 :												
Alimento a Flotación	36.15	100.0	6.77	1.02	6.86	7.63	10.21	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Rough. Cu-Pb	5.36	14.8	40.40	5.41	41.79	9.70	11.57	88.4	78.4	90.3	18.8	16.8
Relave Rougher Cu-Pb	30.79	85.2	0.92	0.26	0.78	7.28	9.97	11.6	21.6	9.7	81.2	83.2
Banco Rougher Bulk # 2:												
Alimento a Flotación	37.52	100.0	5.92	1.01	5.52	7.89	10.13	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Rough. Cu-Pb	3.83	10.2	41.75	5.52	41.25	10.18	10.44	71.6	52.6	76.3	13.2	10.5
Relave Rougher Cu-Pb	33.69	89.8	1.87	0.53	1.45	7.63	10.09	28.4	47.4	23.7	86.8	89.5
Metalurgia Rougher Bulk Total:												
Alimento Total a Flot.	73.67	100.0	6.34	1.02	6.18	7.76	10.17	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Rougher Total Cu-Pb	9.19	12.5	40.89	5.33	41.57	9.90	11.10	80.4	65.2	83.9	15.9	13.6
Relave Rougher Tot. Cu-Pb	64.48	87.5	1.42	0.40	1.13	7.46	10.03	19.6	34.8	16.1	84.1	86.4

65.2% Cu y 83.9% Pb; resultados que indican una performance aceptable en esta etapa de flotación.

Por otro lado, comparando las leyes de cabeza fresca (overflow ciclón D-20) con las leyes del alimento total a la flotación rougher bulk Cu-Pb, vemos que la carga circulante retornada (relave de primera limpieza + relave de segunda limpieza + concentrado scavenger bulk total), representa el 188.4% Cu, 145.8% Pb y 186.2% Ag. Esta elevada carga circulante está repercutiendo en el performance de la flotación rougher-scavenger Cu-Pb

La carga circulante de mayor incidencia la representa el relave de la segunda limpieza bulk Cu-Pb: 92.3% Cu, 91.3% Pb y 96.9% Ag. Mejoras en este sentido se conseguirían enviando el relave de la segunda limpieza bulk a la cabeza de la primera limpieza, como corresponde metalúrgicamente.

La tabla 4.4 muestra que el tiempo total de flotación es de 5.42 minutos. Pruebas experimentales de flotación a nivel de laboratorio determinaron que el tiempo óptimo en esta etapa es de 8 minutos; de donde se desprende que necesitamos incrementar el número de celdas de la etapa de flotación rougher.

4.1.2. Etapa de Flotación Scavenger Bulk Cobre-Plomo.

La etapa de flotación scavenger bulk Cu-Pb está formada por dos bancos de 4 celdas Agitair # 48 que operan en paralelo. Los relaves de los bancos rougher # 1 y 2, constituye la alimentación de los bancos scavenger # 1 y 2 respectivamente. Los relaves de estos bancos constituyen el relave final del circuito de flotación bulk cobre-plomo y son enviados al circuito de flotación de zinc. la disposición del equipo se muestra en la figura 4.1.

Los resultados metalúrgicos y las condiciones de la flotación scavenger bulk Cu-Pb se presentan en las tablas 4.4 y 4.5.

Los datos de la tabla 4.5 nos muestran que las leyes de cabeza en los bancos de flotación scavenger no son uniformes con respecto a los elementos Ag, Cu y Pb; siendo éstas mayores en el banco scavenger # 2. Este desplazamiento de valores hacia el banco # 2 se debe a que en la flotación rougher las recuperaciones de Ag, Cu y Pb son bajas. Mejoras en este sentido se lograrían aumentando la velocidad de flotación en la etapa rougher del banco # 2, mediante la regulación de aereación y

la dosificación de reactivos.

También se observa que en el banco scavenger # 2 se obtienen las mayores recuperaciones de los elementos Ag, Cu y Pb; con el consiguiente mayor desplazamiento de zinc y fierro; caso contrario a lo observado en la etapa de flotación rougher, lo que demuestra que no se mantienen condiciones de operación constantes en la etapa de flotación bulk rougher-scavenger. las recuperaciones de cobre y plomo versus el desplazamiento de zinc y fierro se muestra a continuación:

<u>Banco de Flot.</u>	<u>Recuperación</u>		<u>Desplazamiento</u>	
	<u>% Cu</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>	<u>% Fe</u>
Scavenger # 1	37.5	29.1	4.5	3.3
Scavenger # 2	61.1	59.2	17.1	13.5

La tabla 4.4 indica que el tiempo de flotación total en la etapa scavenger bulk es de 3.96 minutos. Pruebas experimentales de flotación a nivel de laboratorio indican que son necesarios 7 minutos para optimizar la operación; por lo que necesitamos incrementar el número de celdas en esta etapa de flotación.

4.1.3. Etapas de Limpieza del Concentrado Rougher Bulk Cobre-Plomo.

La limpieza del concentrado rougher bulk cobre-plomo se hace en dos bancos. El banco de primera limpieza está formado por 4 celdas Agitair # 48. La alimentación a este banco la constituye el concentrado rougher bulk cobre-plomo. El concentrado del banco de primera limpieza es alimentado al banco de segunda limpieza, el cual está formado por 8 celdas Agitair # 36. el concentrado del banco de segunda limpieza constituye el concentrado bulk cobre-plomo, cabeza del circuito de separación. Los relaves de la primera y segunda limpieza son retornados a la cabeza de flotación rougher bulk cobre-plomo.

El concentrado rougher bulk reporta 5.33% Cu, 41.57% Pb y 40,89 Oz/TC, el cual después de la segunda limpieza arroja un concentrado un concentrado bulk de 5.34% Cu, 56.49% Pb y 49,35 Oz Ag/TC; para finalmente dar un concentrado de cobre de 24.5% y un concentrado de plomo de 63.83%.

Según se muestra los resultados de la metalurgia de la tabla 4.6, el relave de la segunda limpieza bulk no corresponde metalúrgicamente ser alimentado a la cabeza de la flotación rougher, sino a la

Tabla 4.4 - Condiciones Promedio de la Flotación Bulk Cu-Pb

Etapas de Flotación	Número Celdas	Volumen Ft./Celda	Capc. Ft.	Vol. Pulpa Ft./Min.	Tiempo Flot. Min.	pH
Flotación Rougher Banco # 1	6	40	240	41.44	5:52	8.0
Flotación Rougher Banco # 2	6	40	240	45.09	5:32	8.0
Flotación Rougher Total	12	40	480	88.53	5:42	8.0
Flotación Scavenger Banco # 1	4	40	160	38.61	4:14	7.5
Flotación Scavenger Banco # 2	4	40	160	42.25	3:29	7.5
Flotación Scavenger Total	8	40	320	80.86	3:46	7.5
Primera Limpieza	4	40	160	16.33	9:80	7.5
Segunda Limpieza	8	22.5	180	10.55	17:06	7.5

Tabla 4.5 - Resultados Metalúrgicos de la Flotación Scavenger Bulk Cobre-Plomo

Referencia	TCSPI	%Peso	Ensayes (* Oz/TCS)					Distribución - %				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Banco Scavenger Bulk # 1:												
Alimento a Flotación	30.79	100.0	0.92	0.26	0.78	7.29	9.97	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Scav. Cu-Pb	0.72	2.3	16.26	4.17	9.72	13.89	13.89	41.3	37.5	29.1	4.5	3.3
Relave Scavenger Cu-Pb	30.07	97.7	0.55	0.17	0.57	7.12	9.88	58.7	62.5	70.9	95.5	96.7
Banco Scavenger Bulk # 2:												
Alimento a Flotación	33.69	100.0	1.87	0.53	1.45	7.63	10.09	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Scav. Cu-Pb	3.61	10.7	12.61	3.05	8.03	12.19	12.74	72.2	61.1	59.2	17.4	13.5
Relave Scavenger Cu-Pb	30.08	89.3	0.58	0.23	0.66	7.08	9.77	27.8	38.9	40.8	82.9	86.5
Metalurgia Scavenger Bulk Total:												
Alimento Total a Flot.	64.48	100.0	1.42	0.40	1.13	7.46	10.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Scav. Total Cu-Pb	4.33	6.7	13.22	3.23	8.31	12.47	12.93	62.5	54.2	49.4	12.2	8.6
Relave Scav. Tot. Cu-Pb	60.15	93.3	0.57	0.20	0.62	7.10	9.83	37.5	46.8	51.6	88.8	91.4

Tabla 4.6 - Resultados Metalúrgicos Obtenidos en las Etapas de Limpieza Bulk Cobre-Plomo

Referencia	TCSPI	%Peso	Ensayes (* Oz/TCS)					Distribución - %				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Primera Limpieza Bulk Cu-Pb:												
Alimentación 1ra Limpieza	9.19	100.0	40.89	5.33	41.57	9.90	11.10	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado 1ra Limpieza	6.87	74.8	41.83	5.53	46.14	10.04	11.06	76.5	77.5	83.0	75.8	74.5
Relave 1ra Limpieza	2.32	25.2	38.11	4.74	28.02	9.48	11.21	23.5	22.4	17.0	24.2	25.5
Segunda Limpieza Bulk Cu-Pb:												
Alimentación 2da Limpieza	6.87	100.0	41.83	5.53	46.14	10.04	11.06	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado 2da Limpieza	2.62	38.1	49.35	5.34	56.49	6.87	8.02	45.0	36.8	46.7	26.1	27.6
Relave 2da Limpieza	4.25	61.9	37.19	5.65	39.76	12.00	12.94	55.0	63.2	53.3	73.9	72.4
Metalurgia Total de las Etapas de Limpieza Bulk Cobre-Plomo:												
Alim. Total Limpieza Bulk	9.19	100.0	40.89	5.33	41.57	9.90	11.10	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. final Bulk Cu-Pb	2.62	28.5	49.35	5.34	56.49	6.87	8.02	34.4	28.6	38.7	19.8	20.6
Relave Final Limpieza Bulk	6.57	71.5	37.52	5.32	35.64	11.10	12.33	65.6	71.4	61.3	80.2	79.4

cabeza de la primera limpieza bulk.

Para tratar de disminuir las leyes del relave de la primera limpieza al mismo orden de las leyes de cabeza rougher se tendría que bajar más el grado del concentrado rougher bulk; lo que significaría aumentar las etapas de limpieza para mantener los grados correspondientes en los concentrados de cobre y plomo.

La tabla 4.4 muestra que el tiempo de flotación en el banco de primera limpieza es de 9.8 minutos y en el banco de segunda limpieza es de 17.06 minutos; siendo la selectividad con respecto al zinc y fierro mayor en esta última etapa. Sin embargo, mejoras en la selectividad con respecto a los elementos Zn y Fe podrían lograrse acortando el tiempo de retención de esta etapa.

4.1.4. Efecto del tamaño de Partícula en el Proceso General de Flotación Bulk Cobre-Plomo.

En la tabla 4.7 se presenta el análisis granulométrico y distribución de los metales del alimento y productos finales de la flotación bulk cobre plomo y en la tabla 4.8 se muestra la recuperaciones y pérdidas metálicas por fracciones de tamaño.

En la tabla 4.7 se demuestra que la cabeza de flotación bulk cobre-plomo es relativamente gruesa. Refiriéndonos a la fracción +200 mallas, vemos que ésta representa el 51.10% del peso total. En esta fracción existe predominio de partículas +140 mallas, con el 43.93% en peso. La fracción -200 mallas representa el 48.90% en peso, existiendo predominio de partículas -325 mallas con el 40.77%. Los valores metálicos se concentran en la fracción -200 mallas con el 69.3% Ag, 66.5% Cu, 80.0% Pb, 46.2% Zn y 46.7% Fe.

El concentrado bulk Cu-Pb está constituido fundamentalmente por partículas finas. La fracción -200 mallas representa el 83.59% en peso 86.6% Ag, 84.2% Cu, 86.5% Pb, 72.3% Zn y 71.9% Fe. También puede observarse que hay dos rangos bien diferenciados de partículas: -140 +270 mallas y -325 mallas. la fracción -140+270 mallas representa el 20.15% en peso, 18.2% Ag, 21.3% Cu, 18.2% Pb, 26.7% Zn y 29.8% Fe. La fracción -325 mallas es el 70.04% en peso, 73.9% Ag, 69,9% Cu, 73.6% Pb, 56.4% Zn y 53.6% Fe.

El relave bulk Cu-Pb es relativamente grueso, representando el 52,61% en peso la fracción +200 mallas. Los sulfuros se concentran en

Tabla - 4.7 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño del Alimento y Productos Finales de la Flotación Bulk Cu-Pb.

ALIMENTO :

Fracción de Tamaño	Z Peso	Ensayes (* Oz/TCS)					Distribución - Z				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
- 50 + 70 Mallas	15.91	0.57	0.15	0.50	5.23	6.22	3.5	5.7	2.7	11.8	10.2
- 70 + 100 "	9.66	0.72	0.26	0.53	7.12	10.48	2.7	6.0	1.7	9.7	10.3
- 100 + 140 "	18.36	1.04	0.28	1.22	7.96	12.75	7.4	12.3	7.6	20.6	24.0
- 140 + 200 "	7.17	2.74	0.55	3.28	11.60	11.90	7.6	9.5	8.0	11.7	8.8
- 200 + 270 "	7.35	3.35	0.56	3.86	8.37	12.72	9.5	9.9	9.6	8.7	9.6
- 270 + 325 "	0.78	6.72	0.93	8.68	12.30	10.70	2.0	1.7	2.2	1.4	0.9
- 325 "	40.77	4.28	0.56	4.92	6.28	8.66	67.3	54.8	68.1	16.1	36.2
Cabeza Calculada	100.00	2.59	0.42	2.95	7.08	9.75	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 mallas	51.10	1.07	0.28	1.16	7.46	10.17	30.7	33.5	20.0	53.8	53.3
- 200 "	48.90	4.18	0.56	4.82	6.70	9.30	69.3	66.5	80.0	46.2	46.7

CONCENTRADO BULK Cu-Pb:

Fracción de Tamaño	Z Peso	Ensayes (* Oz/TCS)					Distribución - Z				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
- 50 + 70 mallas	0.35	24.80	5.01	30.85	14.42	16.14	0.2	0.3	0.2	0.7	0.7
- 70 + 100 "	0.96	31.44	4.81	36.69	15.41	16.33	0.6	0.9	0.6	2.2	2.0
- 100 + 140 "	5.98	38.74	4.58	45.29	12.70	14.34	4.7	5.1	4.8	11.0	10.7
- 140 + 200 "	9.12	42.87	5.58	49.20	10.41	12.96	7.9	9.5	7.9	13.8	14.7
- 200 + 270 "	11.03	46.12	5.71	52.91	8.05	11.00	10.3	11.8	10.3	12.9	15.1
- 270 + 325 "	2.52	45.86	5.12	55.74	8.01	9.93	2.3	2.4	2.5	2.9	1.1
- 325 "	70.04	52.10	5.33	59.38	5.53	6.14	73.9	69.9	73.6	56.4	53.6
Cabeza Calculada	100.00	49.35	5.34	56.49	6.87	8.02	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 mallas	16.41	40.31	5.16	46.65	11.62	13.71	13.4	15.8	13.5	27.7	28.1
- 200 "	83.59	51.12	5.17	58.42	5.94	6.90	86.6	84.2	86.5	72.3	71.9

RELAVE BULK Cu-Pb:

Fracción de Tamaño	Z Peso	Ensayes (* Oz/TCS)					Distribución - Z				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
- 50 + 70 mallas	16.59	0.55	0.15	0.47	5.22	6.21	16.4	12.3	12.8	12.2	10.5
- 70 + 100 "	10.04	0.59	0.24	0.38	7.08	10.45	10.7	11.9	6.2	10.0	10.7
- 100 + 140 "	18.90	0.52	0.22	0.61	7.89	12.73	17.7	20.6	18.9	21.0	24.5
- 140 + 200 "	7.08	0.49	0.27	0.71	11.68	11.85	6.2	9.5	8.2	11.7	8.5
- 200 + 270 "	7.19	0.49	0.21	0.58	8.39	12.83	6.3	7.5	6.8	8.5	9.4
- 270 + 325 "	0.70	0.62	0.28	1.12	13.05	10.88	0.8	1.0	1.3	1.3	0.8
- 325 "	39.50	0.59	0.19	0.71	6.35	8.85	41.9	37.2	45.8	35.3	35.6
Cabeza Total	100.00	0.56	0.20	0.61	7.10	9.82	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 mallas	52.61	0.54	0.21	0.54	7.40	10.42	51.0	54.3	46.1	54.9	54.2
- 200 "	47.39	0.58	0.19	0.70	6.76	9.48	49.0	45.7	53.9	45.1	45.8

Tabla 4.8 - Recuperaciones y Pérdidas Metálicas en Los Productos Finales de la Flotación Bulk Cu-Pb

Fracción de Tamaño	ZPeso	Concentrado Bulk Cobre-Plomo Recuperación - Z					Relave Bulk Cobre-Plomo Pérdidas - Z					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
- 50 + 70 mallas	0.09	4.0	3.1	5.7	0.3	0.2	99.91	96.0	96.9	94.3	99.7	99.8
- 70 + 100 "	0.41	18.1	7.7	28.7	0.9	0.7	99.59	81.9	92.3	71.3	99.1	99.3
- 100 + 140 "	1.36	50.6	22.2	50.5	2.2	1.5	98.64	49.4	77.8	49.5	97.8	98.5
- 140 + 200 "	5.31	83.1	53.9	79.6	4.8	5.8	94.69	16.9	46.1	20.4	95.2	94.2
- 200 + 270 "	6.26	86.2	63.9	85.9	6.0	5.4	93.74	13.8	36.1	14.1	94.0	94.6
- 270 + 325 "	13.46	92.0	74.2	88.6	8.8	12.5	86.54	8.0	25.8	11.4	91.2	87.5
- 325 "	7.17	87.3	68.3	86.5	6.3	5.1	92.83	12.7	31.7	13.5	93.7	94.9
Total	4.17	79.5	54.4	79.2	4.0	3.4	95.83	20.5	45.6	20.8	96.0	96.6
+ 200 mallas	1.34	50.4	25.3	54.2	2.1	1.8	98.66	49.6	74.7	45.8	97.9	98.2
- 200 "	7.13	87.3	67.8	86.5	6.3	5.3	92.87	12.7	32.2	13.5	93.7	94.6

esta fracción, con el 51% Ag, 54.3% Cu, 46.1% Pb, 54.9% Zn y 54.28% Fe.

La recuperación de Ag, Cu y Pb en el circuito bulk es función directa del tamaño de partícula, incrementándose en el rango fino y haciéndose óptima en la fracción -270+325 mallas, donde se recupera el 92.0% Ag, 74.2% Cu y 88.6% Pb. Las pérdidas metálicas en el relave bulk son grandes en la fracción +200 mallas, a donde se desplaza el 49.6% Ag, 74.7% Cu y 45.8% Pb. Una molienda más fina de la cabeza de flotación bulk Cu-Pb ayudaría a mejorar estos resultados. Otra alternativa sería remoler el relave rougher Cu-Pb para liberar los valores metálicos contenidos en las fracciones gruesas, antes de alimentarlo a la etapa de flotación scavenger. sin embargo, la viabilidad de estas alternativas deberá ser consecuencia de un estudio técnico-económico.

En la tabla 4.7 se observa que el grado del concentrado bulk Cu-Pb se incrementa en las fracciones finas, significando que la molienda fina de la cabeza de flotación favorece la obtención de concentrado de alta ley. El desplazamiento de zinc y fierro hacia el concentrado bulk Cu-Pb, se concentra en la fracción -325 mallas. El Zn y Fe en esta fracción representan el 56.4% y 53.6%. Se necesita aumentar el consumo de depresores para mejorar estos resultados.

4.1.5. Conclusiones

De la evaluación precedente se desprenden las siguientes conclusiones:

- La distribución de la alimentación a los bancos de flotación bulk cobre-plomo no es uniforme; se necesita un distribuidor de pulpa en reemplazo del cajón repartidor actual, ya que se aprecian diferencias marcadas en la composición química del alimento a cada banco.

- Las mayores recuperaciones en la etapa de flotación rougher cobre-plomo se consiguen en el banco # 1, llegándose a recuperar el 8,4% Ag, 78.4% Cu y 90.3% Pb.

- Es necesario incrementar el tiempo de contacto entre los colectores y la pulpa mediante acondicionamiento para mantener una concentración y distribución uniforme de reactivos en los bancos de flotación rougher-scavenger, ya que se observan marcadas diferencias en las performances de banco a banco.

- La metalurgia de la etapa de flotación rougher total Cu-Pb,

da recuperaciones de 80.4% Ag, 65.2% Cu y 83.9% Pb; resultados que indican un rendimiento aceptable en esta etapa de flotación.

- En la etapa de flotación rougher Cu-Pb se tiene un tiempo de retención de 5.42 minutos. Pruebas experimentales a nivel de laboratorio determinaron que el tiempo óptimo de retención es 8.0 minutos, por lo que es necesario incrementar el volumen de celdas de esta etapa en 160 piés cúbicos, que equivale a un banco de 4 celdas Agitair # 48.

- Comparando la composición química del alimento fresco con el alimento total a la etapa de flotación rougher Cu-Pb (tabla 4.1), vemos que la carga circulante retornada formada por el relave de la primera limpieza bulk, relave de la segunda limpieza y el concentrado scavenger total Cu-Pb, representa el 188.4% Cu, 145.8% Pb y 186.2% Ag del alimento original. La carga circulante de mayor incidencia la representa el relave de la segunda limpieza bulk Cu-Pb con el 92.3% Cu, 91.3% Pb y 96.9% Ag. esta elevada carga circulante está repercutiendo significativamente en el rendimiento de la flotación rougher-scavenger de cobre-plomo.

- La composición química de la alimentación a la etapa de flotación scavenger es marcadamente diferente entre banco y banco, existiendo mayor concentración de sulfuros en la alimentación al banco # 2 (tabla 4.5). El desplazamiento de valores Ag, Cu y Pb se debe a que en la etapa de flotación rougher las recuperaciones de estos elementos son bajas. Mejoras en este sentido se lograrían revisando las condiciones mecánicas del banco de flotación rougher # 2 y, operativamente aumentando la velocidad de flotación en esta etapa mediante la regulación de la aereación y la dosificación adecuada de reactivos.

- Los resultados de la metalurgia en la etapa de flotación scavenger produce recuperaciones de 62.5% ag, 54.2% Cu y 49.4% Pb.

- El tiempo total de retención en la etapa de flotación scavenger es de 3.96 minutos. Pruebas de laboratorio indicaron que son necesarios 7 minutos de flotación total para optimizar la operación de esta etapa, por lo que es necesario incrementar el volumen de celdas en 160 piés cúbicos, que equivale a un banco de 4 celdas Agitair # 48.

- La instalación de un tercer banco de 10 celdas Agitair # 48 para las etapas de flotación rougher-scavenger cobre-plomo cubriría las necesidades actuales.

- El concentrado rougher bulk cobre-plomo da los siguientes

resultados: 41.47% Pb, 5.33% Cu, 40.89 Oz Ag/TC, 9.9% Zn y 11.10% Fe. Después de la segunda etapa de limpieza se obtiene un concentrado final bulk cobre-plomo de 56.49% Pb, 5.34% Cu, 49.35 Oz Ag/TC, 6.87 % Zn y 8.02% Fe, para finalmente producir , después de la etapa de separación un concentrado de plomo de 63.83% Pb y un concentrado de cobre con . 24,5% Cu.

- La cabeza de flotación cu-Pb es relativamente gruesa, ya que solo alcanza un grado de molienda de 48,90% -200 mallas. Se observa que los valores metálicos se concentran en las fracciones finas, representando el 69.3% Ag, 85.5% Cu y 80.0% Pb

- El concentrado rougher bulk Cu-pb está formado fundamentalmente por partículas -200 mallas, ya que esta fracción representa el 83.59% del peso total. la distribución de valores en esta fracción es 86.6% Ag, 84.2% Cu y 86.5% Pb, significando que una molienda más fina de la cabeza de flotación Cu-Pb favorecería de estos valores en el concentrado bulk Cu-Pb.

- Las recuperaciones promedio alcanzadas en el circuito de flotación bulk Cu-Pb son: 79.2% Ag, 54.4% Cu y 79.9% Pb.

- Las recuperaciones de Ag, Cu y Pb son función del tamaño de la partícula, siendo mayores en las fracciones finas y el óptimo en la fracción -270+325 mallas; donde se recupera el 92.0% Ag, 74.2% Cu y 88.6% Pb.

- Como consecuencia de que la recuperación de valores en el concentrado bulk Cu-Pb es función directa del grado de liberación alcanzado en la cabeza de flotación, las pérdidas de valores en el relave bulk Cu-Pb son grandes en la fracción +200 mallas, representando el 49.6% Ag, 74,7% Cu y 45.8% Pb.

Mejoras en las recuperaciones podrían alcanzarse aumentando el grado de molienda de la cabeza de flotación Cu-Pb. Otra alternativa sugerida sería remoler el relave rougher cu-pb antes de alimentarlo a la etapa de flotación sacevnger, para liberar los valores contenidos en las fracciones gruesas y luego alimentarlo a la etapa de flotación scavenger. sin embargo, la viabilidad de estas alternativas debería ser consecuencia de un estudio técnico-económico.

4.2. Circuito de Separación Cobre-Plomo

La separación del concentrado bulk cobre-plomo, en concentrados de cobre y plomo, se hace flotando el cobre y deprimiendo el plomo presente mediante el método del bicromato de sodio a pH natural (pH = 7.5 - 8.0).

El concentrado bulk cobre-plomo, cabeza del circuito de separación, es previamente acondicionado con el bicromato de sodio en un acondicionador de 5' x 5'. la flotación de cobre se hace en cinco etapas:

- Etapa de flotación rougher-scavenger: se hace en un banco de 10 celdas Agitair # 36. La flotación rougher se realiza en un banco de 6 celdas y la flotación scavenger en un banco de 4 celdas.

- Etapa de primera limpieza de cobre: el concentrado rougher de cobre es flotado en un banco de 4 celdas Agitair # 36. El concentrado de este banco constituye la alimentación a la etapa de segunda limpieza de cobre. La segunda, tercera y cuarta limpieza de cobre, se hace en un banco de 4 celdas Denver # 18 Special.

- Etapa de segunda limpieza de cobre: se hace en 2 celdas Denver # 18 Sp.

- Etapa de tercera limpieza de cobre: el concentrado de segunda limpieza de cobre se flota en una celda.

- Etapa de cuarta limpieza de cobre: el concentrado de la tercera limpieza de cobre se flota en una celda, constituyendo el concentrado de ésta el concentrado final de cobre.

El relave de la etapa de flotación rougher-scavenger constituye el concentrado final de plomo.

El diagrama de flujo balanceado del circuito de separación Cu-Pb puede verse en la figura 4.2

La dosificación promedio de la solución de bicromato de sodio al 5% en pesousado en el proceso, es como sigue:

Flotación rougher de Cu (acondicionador)	= 0.127 lb/TC	(28.6%)
Primera limpieza de cobre	= 0.070 lb/TC	(21.3%)
Cuarta limpieza de cobre	= 0.132 lb/TC	(40.1%)
Total	= 0.329 lb/TC	(100.0%)

Los resultados metalúrgicos promedio y las condiciones de la flotación en el circuito de separacióncobre-plomo se detallan en las ta-

blas 4.9 y 4.10, donde puede verse que las recuperaciones de cobre y plomo son las siguientes:

Producto	Recuperación			Desplazamiento	
	% Ag	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe
Concentrado de cobre	10.8	25.1	0.6	0.5	1.1
Concentrado de plomo	70.8	10.4	89.1	4.9	3.3

4.2.1. Etapa de Flotación Rougher-Scavenger de Cobre.

La flotación rougher-scavenger de cobre, como ya se indicó, se hace en un banco de 10 celdas agitair # 36. la flotación rougher se hace en un banco de 6 celdas y la flotación en un banco de 4 celdas. durante el muestreo efectuado, la flotación scavenger no se llevó a cabo, ya que parte del plomo fino desplazado hacia el concentrado de cobre provenía de esta parte del circuito. En la tabla 4.10 mostramos las condiciones de la flotación en el circuito de separación donde podemos observar que el tiempo de flotación en la etapa rougher de cobre es de 18.70 minutos.

La carga circulante en la etapa de flotación rougher cobre lo constituye el relave de la primera limpiadora de cobre, representando el 81.48% en peso del alimento fresco a esta etapa. Los elementos de mayor incidencia en esta carga circulante lo constituyen el Cu y el Fe. El Cu con el 498.0% y el fe con el 302.% del contenido metálico de estos elementos presentes en la alimentación. esta alta carga circulante de cobre deberá estar repercutiendo en la performance de esta etapa de flotación.

En la Tabla 4.12 observamos que el concentrado rougher cobre, representa el 48.61% del peso total de la alimentación, alcanzándose una recuperación de cobre de 95.0%, con un desplazamiento de plomo de 23.5%. Esta alta recuperación decobre nos indica una buena performance alcanzada en al etapa de flotación rougher cobre. Por otro lado, observamos que el desplazamiento de plomo al concentrado rougher cobre es alto, significando que hay una deficiente depresión de las partículas de plomo por una inadecuada dosificación del bicromato de sodio, ya que el consumo en esta etapa es de 0.127 lb/TC, representando el 28.6% del consumo total del circuito de separación cobre-plomo.

4.2.2. Etapa de Primera Limpieza de Cobre.

La etapa de primera limpieza de cobre se hace en un banco de cuatro celdas Agitair # 36. La alimentación a esta etapa esta constituida por el concentrado rougher cobre más el relave de la segunda etapa de limpieza. El concentrado constituye la alimentación a la segunda etapa de limpieza de cobre y el relave es retornado a la cabeza de flotación rougher.

Como puede apreciarse en la tabla 4.11, la carga circulante de esta etapa de flotación es relativamente baja, representando el 10.03% del peso total del alimento fresco. La distribución del cobre y plomo en esta carga circulante representan el 23.1% y 9.7%.

La tabla 4.10 nos indica que en al etapa de primera limpieza de cobre, el tiempo de flotación es de 18.07 minutos. En la tabla 4.12 podemos observar que la recuperación de cobre alcanzada es 28.8%, recuperación sumamente baja, determinando que el 71.2% del cobre alimentado a esta etapa retorne a través del relave a la cabeza de flotación rougher cobre.

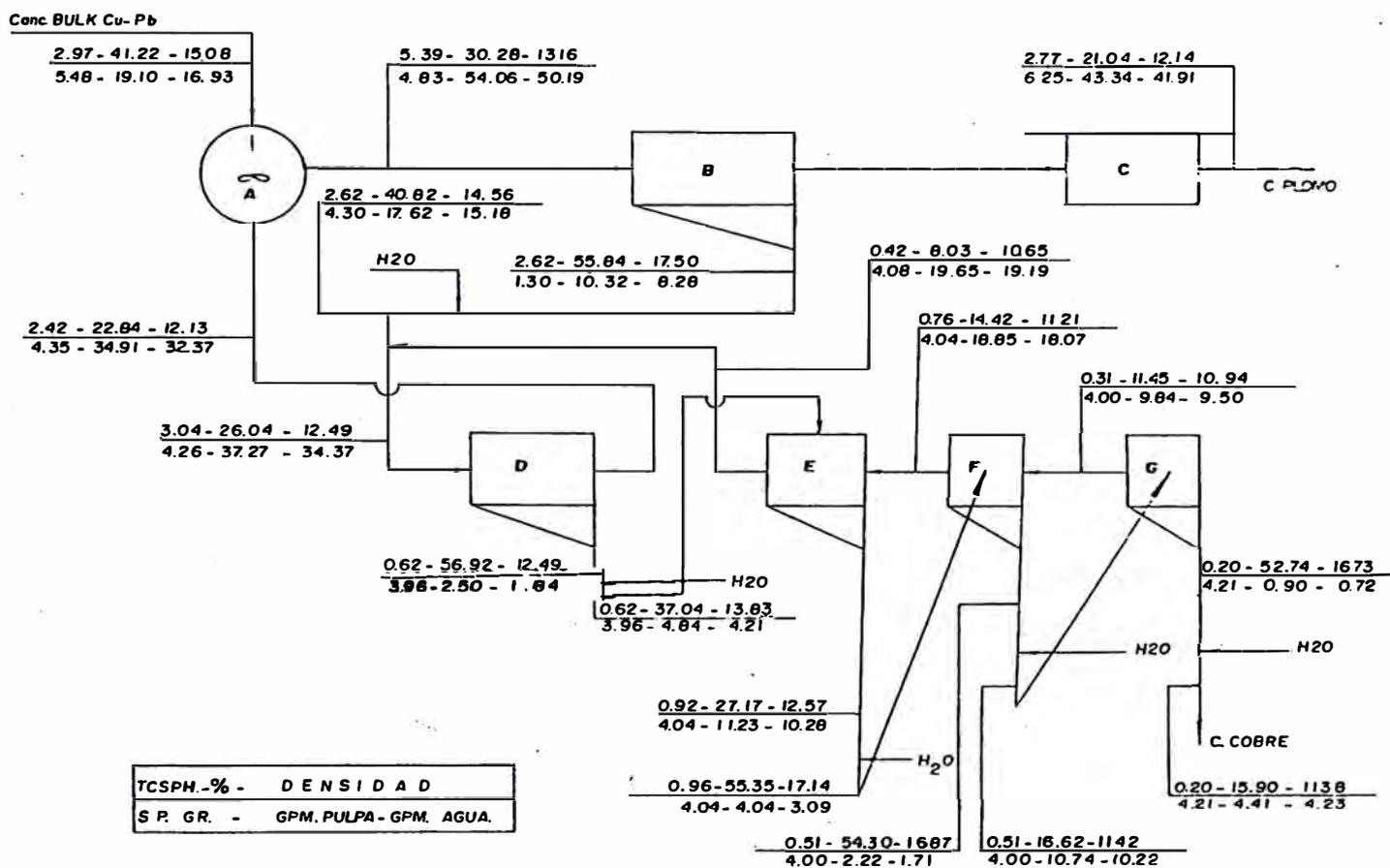
El desplazamiento de plomo hacia el concentrado de cobre es de 10.9%, desplazamiento relativamente bajo, ya que el 89.1% del plomo alimentado a esta etapa retorna a la cabeza de flotación rougher, determinando que hay una buena depresión de plomo en esta etapa de flotación. El consumo de bicromato de sodio fue de 0.070 lb/TC, representando el 21.3% del consumo total.

4.2.3. Etapa Final de Limpieza de Cobre.

La etapa final de limpieza de cobre se hace en un banco de cuatro celdas Denver 18Sp. La segunda limpieza se hace en dos celdas, la tercera en una y la cuarta limpieza que constituye la etapa final, se hace en una celda. La alimentación fresca a la etapa de segunda limpieza de cobre lo constituye el concentrado de primera limpieza de cobre. El relave de la segunda limpieza de cobre es retornado a la cabeza de la primera limpieza.

La tabla 4.12 nos muestra que la recuperación de cobre alcanzada es de 35.0%, retornando el 65.0% del cobre alimentado a la cabeza de flotación de la primera limpieza de cobre. El desplazamiento de plomo en el concentrado final de cobre es el 18.3%, retornando el 81.7% del plomo alimentando a esta etapa a la cabeza de la primera limpieza

FIG.4.2-DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO FLOTACION SEPARACION



REF.	LEYENDA
A	ACONDICIONADOR Cu-Pb. 5' x 5'
B	6 CELDAS Ag. N° 36 bco. ROUGHER
C	4 CELDAS Ag. N° 36 bco. SCAVENGER
D	4 CELDAS Ag. N° 36 lra. LIMPIEZA Cu.
E	2 CELDAS DENVER 18 Sp. 2da. LIMP. Cu.
F	1 CELDA DENVER 18 Sp. 3ra. LIMP. Cu.
G	1 CELDA DENVER 18 Sp. 4ta. LIMP. Cu.

Tabla 4.9 - Resultados Metalúrgicos de los Productos del Proceso General de Separación Cobre-Plomo

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Relave General	54.47	86.78	0.29	0.08	0.26	0.62	5.80	11.2	24.8	7.0	9.9	89.6
Concentrado de Zinc	5.33	8.49	1.89	1.31	1.22	54.40	4.00	7.2	39.7	3.2	84.6	6.0
Concentrado de Plomo	2.77	4.41	35.93	0.66	65.04	6.01	4.26	70.8	10.4	89.1	4.9	3.3
Concentrado de Cobre	0.20	0.32	76.00	22.06	6.00	8.30	18.87	10.8	25.1	0.6	0.5	1.1
Cabeza de Flotación Cu-Pb-Zn	62.77	100.00	2.24	0.28	3.22	5.46	5.62	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Alim. Fresca Sep. Rougher Cu-Pb	2.97	4.73	38.63	2.10	61.06	6.16	5.24	81.6	35.5	89.7	5.3	4.4
Alim. Total Sep. Rougher Cu-Pb	5.39	8.59	42.93	6.92	43.70	8.27	8.74	164.6	212.2	116.5	13.0	13.4
Concentrado Rougher Cobre	2.62	4.18	50.33	13.53	21.15	10.66	13.47	93.8	201.7	27.4	8.1	10.0
Concentrado Final de Plomo	2.77	4.41	35.93	0.66	65.04	6.01	4.26	70.8	10.5	89.1	4.9	3.3
Alim. 1ra. Limpieza de Cobre	3.04	4.84	50.47	14.35	20.00	10.59	13.87	109.1	248.2	30.1	9.4	11.9
Relave 1ra. Limpieza de Cobre	2.42	3.86	48.21	12.83	22.39	10.86	13.03	83.0	176.7	26.8	7.7	8.9
Conc. 1ra. Limpieza de Cobre	0.62	0.99	59.31	20.29	10.65	9.56	17.13	26.1	71.5	3.3	1.7	3.0
Relave 2da. Limpieza de Cobre	0.42	0.67	51.37	19.48	12.79	10.19	16.34	15.3	46.6	2.7	1.2	1.9
Conc. 2da. Limpieza de Cobre	0.96	1.53	55.42	20.09	9.36	9.36	14.64	37.8	109.7	4.4	2.6	4.0
Relave 3ra. Limpieza de Cobre	0.76	1.21	50.01	19.59	10.20	9.66	13.55	27.0	84.7	3.8	2.1	2.9
Conc. 3ra. Limpieza de Cobre	0.51	0.81	64.74	21.03	8.97	9.14	15.17	23.5	61.0	2.3	1.4	2.2
Relave 4ta. Limpieza de Cobre	0.31	0.49	57.48	20.36	10.89	9.68	12.78	12.7	35.9	1.7	0.9	1.1
Concentrado Final de cobre	0.20	0.32	76.00	22.06	6.00	8.30	18.87	10.8	25.1	0.6	0.5	1.1

Tabla 4.10 - Condiciones de la Flotación Separación Cu-Pb

Productos	Celdas	Ft ³ /Celda	Ft ³	Ft ³ /Min.	Flot.Min.	Sólidos		Pulpa		Agua GPM	
						TCSPH	g/cc	%Sol.	gr/l		
Alimento Separación Cu-Pb	6	22.5	135.0	7.22	18.70	5.39	4.83	30.28	1316	54.06	50.19
Alim. 1ra. Limpieza de Cobre	4	22.5	90.0	4.98	18.07	3.04	4.26	26.04	1249	37.27	34.37
Alim. 2da. Limpieza de Cobre	2	24.0	48.0	3.17	15.14	1.38	4.00	19.81	1176	23.69	22.28
Alim. 3ra. Limpieza de Cobre	1	24.0	24.0	2.82	8.51	1.27	4.03	20.39	1182	21.07	19.78
Alim. 4ta. Limpieza de Cobre	1	24.0	24.0	1.44	16.67	0.51	4.00	16.62	1142	10.74	10.22

Tabla 4.11 - Resultados Metalúrgicos en las Etapas de flotación de Cobre

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Flotación Rougher Cobre:												
Alim. Fresca Flot. Rougher Cobre	2.97	100.00	38.63	2.10	61.06	6.16	5.24	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Alim. Total Flot. Rougher Cobre	5.39	181.48	42.87	6.92	43.70	8.27	8.72	201.4	498.0	129.9	243.6	302.0
Concentrado Rougher de Cobre	2.62	88.21	50.33	13.53	21.15	10.66	13.47	114.9	568.4	30.6	152.6	226.8
Relave Rougher (Conc. de Plomo)	2.77	93.27	35.93	0.66	65.04	6.01	4.26	86.5	29.6	99.3	91.0	76.0
Primera Limpieza de Cobre:												
Alim. Fresco 1ra. Limp. de Cobre	2.62	100.00	50.33	13.53	21.15	10.66	13.47	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Alim. Total 1ra. Limp. de Cobre	3.04	116.03	50.36	14.35	20.00	10.59	13.89	116.1	121.1	109.7	115.3	119.1
Concentrado 1ra. Limp. de Cobre	0.62	23.66	59.31	20.29	10.65	9.56	17.13	27.9	35.5	11.9	21.2	30.1
Relave de 1ra. Limp. de Cobre	2.42	92.37	48.07	12.89	22.39	10.86	12.99	88.2	85.6	97.8	94.1	89.0
Flotación final de Limpieza de Cobre:												
Alim. Fresca 2da. Limp. de Cobre	0.62	100.00	58.77	20.31	10.60	9.58	17.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado final de Cobre	0.20	32.26	76.00	22.06	6.00	2.30	18.87	41.7	35.0	18.3	27.9	35.8
Relave de 2da. Limp. de cobre	0.42	67.47	50.56	19.47	12.79	10.19	16.11	58.3	65.0	81.7	72.1	64.2

Tabla 4.12 - Recuperaciones Metálicas en las Etapas de Flotación de Cobre

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Flotación Rougher de Cobre:												
Alim. Total Flot. Rougher Cobre	5.39	100.00	42.87	6.92	43.70	8.27	8.72	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Rougher de Cobre	2.62	48.61	50.33	13.53	21.15	10.66	13.47	57.1	95.0	23.5	62.7	75.1
Relave rougher (Conc. de Plomo)	2.77	51.39	35.93	0.66	65.04	6.01	4.26	42.9	5.0	76.5	39.3	24.9
Primera Limpieza de Cobre:												
Alim. Total 1ra. Limp. de Cobre	3.04	100.00	50.36	14.35	20.00	10.59	13.83	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado 1ra. limp. de Cobre	0.62	20.39	59.31	20.29	10.65	9.56	17.13	24.0	28.8	10.9	18.4	25.3
Relave de 1ra. Limp. de Cobre	2.42	79.61	48.07	12.83	22.39	10.86	12.99	76.0	71.2	89.1	81.6	74.7
Flotación Final de Limpieza de Cobre:												
Alimentación 2da. Limp. de Cobre	0.62	100.00	58.77	20.31	10.60	9.58	17.00	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Final de Cobre	0.20	32.26	76.00	22.06	6.00	8.30	18.87	41.7	35.0	18.3	27.9	35.8
Relave de 2da. Limp. de Cobre	0.42	67.74	50.56	19.47	12.79	10.19	16.11	58.3	65.0	81.7	72.1	64.2

de cobre. el consumo de bicromato de sodio en la etapa final de limpieza de cobre es de 0.132 lb/TC, representando el 40.1% del consumo total del circuito de separación.

4.2.4. Efecto del tamaño de Partícula en el Proceso de Separación

El estudio del efecto del tamaño de partícula en el proceso de separación cobre-plomo, lo hemos dividido en dos partes:

- Efecto del tamaño de partícula en el proceso general de separación cobre-plomo.
- Efecto del tamaño de partícula en la flotación de cobre.

4.2.4.1. Efecto del Tamaño de Partícula en el Proceso General de Separación Cobre-Plomo.

El análisis granulométrico y Distribución de metales en las fracciones de tamaño del alimento y productos finales en la flotación de separación se muestra en la tabla 4.13.

Se puede apreciar, que la cabeza de separación está formada principalmente por partículas -100+270 mallas y por partículas -325 mallas. La fracción -100+270 mallas, representa el 34.19% del peso total, siendo la distribución metálica de 31.2% Ag, 34.1% Cu, 31.3% Pb, 44.2% Zn y 46.4% Fe y la fracción -325 mallas representa el 53.81% del peso total, y la distribución metálica en esta fracción es 60.3% Ag, 55.2% Cu, 59.9% Pb, 35.5% Zn y 34.6% Fe.

El concentrado de plomo sigue la misma tendencia anterior. La fracción -100+270 mallas representa el 34.43% del peso total, siendo la distribución metálica del 31.5% Ag, 40.2% Cu, 31.4% Pb, 46.3% Zn y 50.4% Fe, la fracción -325 mallas representa el 53.05% del peso total del concentrado de plomo, con una distribución metálica de 59.4% Ag, 35.2% Cu, 59.8% Pb, 31.7% Zn y 26.1% Fe.

En el concentrado de cobre las partículas se concentran en las fracciones -140+270 mallas y -325 mallas. La fracción -140+270 mallas representa el 25.36% del peso total, constituyendo la distribución metálica el 23.3% Ag, 25.9% Cu, 18.6% Pb, 19.2% Zn y 27.6% Fe, la fracción -325 mallas representa el 64.29% del peso total del concentrado y la distribución metálica en esta fracción es 66.4% Ag, 63.6% Cu, 75.1% Pb, 14.0% Zn y 61.3% Fe.

La tabla 4.14, donde se muestra las recuperaciones metálicas en los concentrados de plomo y cobre, ha sido calculada tomando como

referencia el concentrado bulk cobre-plomo, cabeza del circuito de separación.

Puede observarse que el desplazamiento de cobre hacia el concentrado de plomo es mayor en la fracción +200 mallas, representando el 51.9% del contenido de cobre presente en el concentrado bulk cobre-plomo, significando esto que partículas no liberadas de cobre son deprimidas conjuntamente con partículas de plomo en la flotación rougher. Las recuperaciones de plomo en el concentrado de plomo se observan uniformes en toda la gama de tamaños.

La recuperación de cobre en el concentrado de cobre es mayor en la fracción -200 mallas, donde se recupera el 81.5% del cobre presente en la cabeza. El desplazamiento de plomo en esta fracción también se observa que es mayor, significando que partículas finas de plomo son desplazadas hacia el concentrado de cobre en la etapa de flotación rougher y en las etapas de limpieza.

Los elementos diluyentes Zn y Fe en el concentrado de plomo predominan en las mallas gruesas, mientras que en el concentrado de cobre sus efectos negativos predominan en las mallas finas.

Una alternativa a todo este fenómeno observado sería remoler el concentrado rougher bulk, previa clasificación antes de someterlo a las etapas de limpieza. La remolienda debería hacerse en la fracción -200 mallas, ya que como se indica en la tabla 4.13, la recuperación de cobre se hace óptima en esta fracción. Adicionalmente a esta alternativa, debería incrementarse la depresión del zinc mediante la alimentación de sulfato de zinc a las etapas de limpieza del concentrado rougher bulk cobre-plomo, evitándose de este modo el desplazamiento de este elemento hacia los concentrados finales de cobre y plomo.

En las figuras 4.3 y 4.4, se ha graficado el diámetro promedio de partículas vs. el porcentaje acumulativo pasante para el cobre y plomo presentes en la cabeza y productos del circuito de separación cobre-plomo, respectivamente.

La figura 4.3 muestra que el tamaño promedio de las partículas de cobre en el concentrado bulk cobre-plomo es de 126.31 micrones, mientras que el tamaño promedio de las partículas de cobre en el concentrado de cobre, es de 96.76 micrones. Las partículas de cobre en el concentrado de plomo se concentran en las fracciones gruesas, alcanzando un tamaño promedio de 193.07 micrones.

Tabla 4.13 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño del Alimento y Productos Finales de la Flotación de Separación Cobre-Plomo.

Concentrado Bulk Cu-Pb:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	2.73	20.64	1.87	35.33	10.96	8.93	1.5	2.4	1.6	4.8	4.6
- 70 + 100 "	6.97	26.17	1.81	41.96	11.75	9.03	4.7	6.0	4.8	13.2	12.0
- 100 + 140 "	11.15	32.22	1.76	51.80	9.63	7.92	9.3	9.3	9.4	17.4	16.8
- 140 + 200 "	13.98	35.66	2.22	56.30	7.87	7.16	12.9	14.8	12.9	17.9	19.1
- 200 + 270 "	9.06	38.36	2.32	60.57	6.02	6.06	9.0	10.0	9.0	8.9	10.5
- 270 + 325 "	2.30	38.15	2.07	63.80	5.99	5.47	2.3	2.3	2.4	2.2	2.4
- 325 "	53.81	43.32	2.16	67.97	4.07	3.38	60.3	55.2	59.9	35.5	34.6
Conc. Calculado	100.00	38.63	2.10	61.06	6.16	5.25	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	34.83	31.48	1.96	50.35	9.44	7.92	28.4	32.5	28.7	53.3	52.5
- 200 "	65.17	42.45	2.18	66.79	4.41	3.83	71.6	67.5	71.3	46.7	47.5

Concentrado de Plomo:

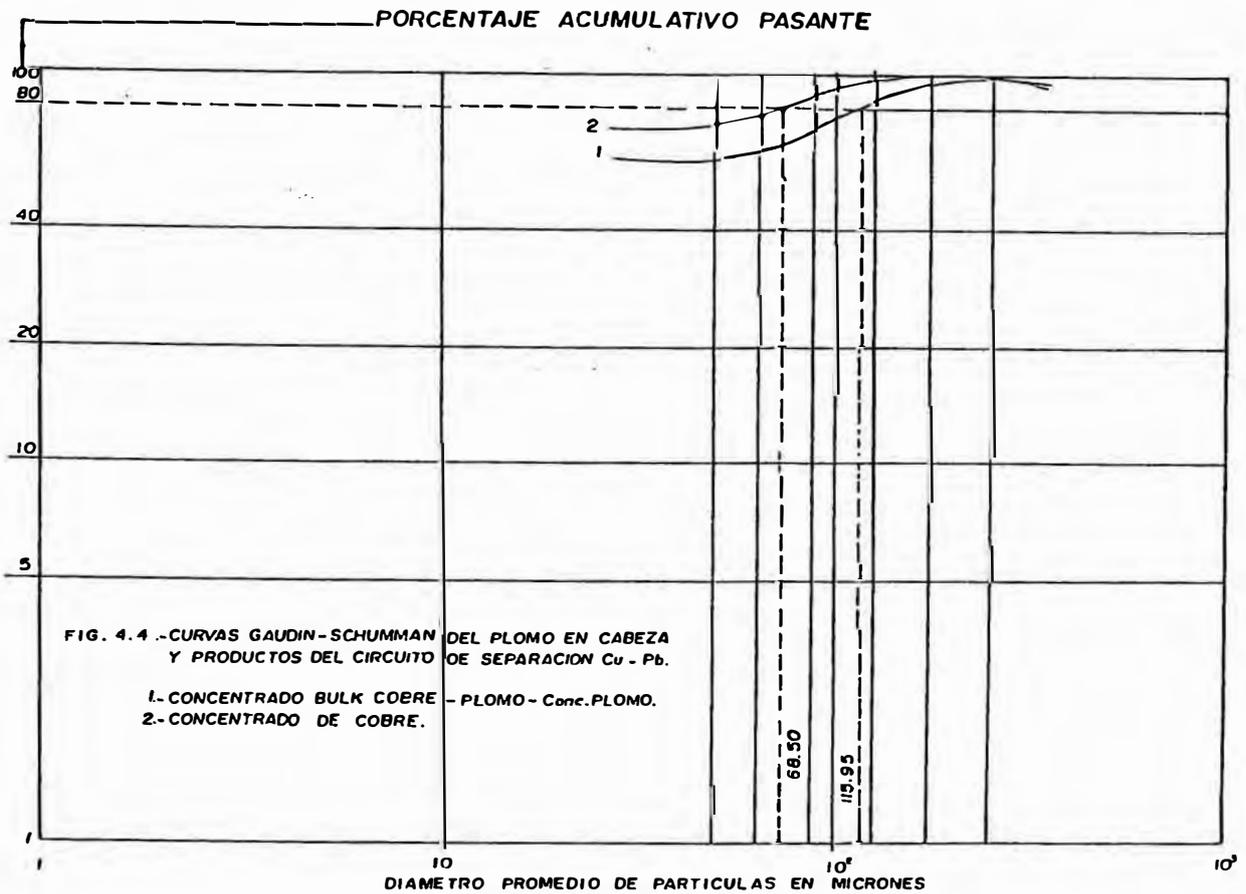
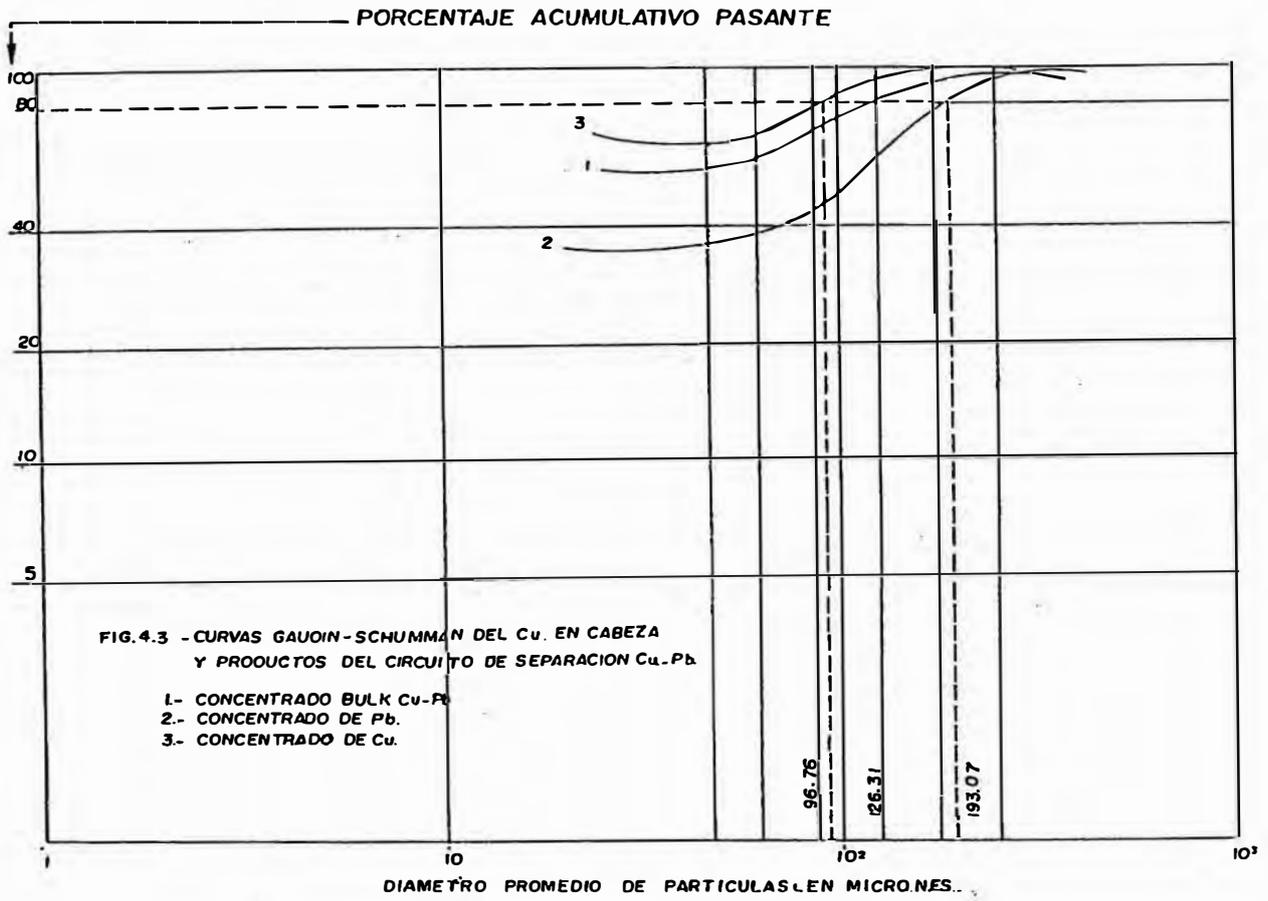
Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	2.90	20.27	1.65	35.66	10.99	8.80	1.6	7.2	1.6	5.3	6.0
- 70 + 100 "	7.35	25.37	1.43	42.60	11.83	8.80	5.2	15.9	4.8	14.5	15.2
- 100 + 140 "	11.56	30.48	1.05	53.49	9.82	7.50	9.8	18.3	9.5	18.9	20.3
- 140 + 200 "	14.02	33.10	0.75	59.93	8.03	6.20	12.9	15.9	12.9	18.7	20.4
- 200 + 270 "	8.85	35.58	0.45	65.97	5.91	4.70	8.8	6.0	9.0	8.7	9.7
- 270 + 325 "	2.27	35.87	0.43	68.85	5.81	4.30	2.3	1.5	2.4	2.2	2.3
- 325 "	53.05	40.25	0.44	73.30	3.59	2.10	59.4	35.2	59.8	31.7	26.1
Conc. Calculado	100.00	35.93	0.66	65.04	6.01	4.26	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	35.83	29.63	1.06	52.33	9.63	7.36	29.5	57.3	28.8	57.4	61.9
- 200 "	64.17	39.45	0.44	72.13	3.99	2.54	70.5	42.7	71.2	42.6	38.1

Concentrado de Cobre:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.42	56.14	23.04	3.31	7.74	21.00	0.3	0.4	0.2	0.4	0.5
- 70 + 100 "	1.65	75.54	25.13	2.63	4.46	23.00	1.6	1.9	0.7	0.9	2.0
- 100 + 140 "	5.57	82.39	22.28	3.21	4.28	20.00	6.0	5.6	3.0	2.9	5.9
- 140 + 200 "	13.44	72.62	23.42	3.80	5.55	21.00	12.8	14.3	8.5	9.0	15.0
- 200 + 270 "	11.92	66.94	21.52	5.06	7.10	20.00	10.5	11.6	10.1	10.2	12.6
- 270 + 325 "	2.71	64.60	21.15	5.26	8.10	19.00	2.3	2.6	2.4	2.6	2.7
- 325 "	64.29	78.46	21.81	7.01	9.56	18.00	66.4	63.6	75.1	74.0	61.3
Conc. Calculado	100.00	76.00	22.06	6.00	8.80	18.87	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	21.08	75.10	23.25	3.54	5.17	20.89	20.7	22.2	12.4	13.2	23.4
- 200 "	78.92	76.24	21.74	6.66	9.14	18.34	79.3	77.8	87.6	86.8	76.6

Tabla 4.14 - Recuperaciones Metálicas en los Productos finales de la Flotación Separación Cobre-Plomo

Fracción de Tamaño	%Peso	Concentrado de Plomo					Concentrado de Cobre					
		Recuperación-%					Recuperación-%					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	%Peso	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	99.07	97.3	87.4	99.9	99.3	97.6	0.93	2.7	12.6	0.1	0.7	2.4
- 70 + 100 "	98.35	95.3	77.7	99.9	99.4	95.8	1.65	4.7	22.3	0.1	0.6	4.2
- 100 + 140 "	96.70	91.5	57.7	99.8	98.6	91.6	3.30	8.5	42.3	0.2	1.4	8.4
- 140 + 200 "	93.53	86.8	31.6	99.6	95.4	81.0	6.47	13.2	68.4	0.4	4.6	19.0
- 200 + 270 "	91.10	84.5	17.7	99.2	89.4	70.7	8.90	15.5	82.3	0.8	10.6	29.3
- 270 + 325 "	92.05	86.6	19.1	99.3	89.3	72.4	7.95	13.4	80.9	0.7	10.7	27.6
- 325 "	91.95	85.4	18.7	99.2	81.1	57.1	8.05	14.6	81.3	0.8	18.9	42.9
Total	93.27	86.7	29.3	99.3	91.0	75.7	6.73	13.3	70.7	0.7	9.0	24.3
+ 200 "	95.94	90.3	51.9	99.7	97.9	89.2	4.06	9.7	48.1	0.3	2.1	10.8
- 200 "	91.83	85.3	18.5	99.2	83.1	60.9	8.17	14.7	81.5	0.8	16.9	39.1



la figura 4.4 muestra que las partículas de plomo en el concentrado bulk cobre-plomo, como en el concentrado de plomo, tienen el mismo tamaño promedio de 115.95 micrones, significando esto que el tamaño de las partículas de plomo en el concentrado de plomo, dependen directamente del tamaño promedio de estas partículas presentes en el concentrado bulk cobre-plomo. Por otro lado, las partículas de plomo desplazadas hacia el concentrado de cobre alcanzan un tamaño promedio de 68.50 micrones.

4.2.4.2. Efecto del Tamaño de Partícula en la Flotación de Cobre.

Como ya se enunció anteriormente, la flotación de cobre consta de las siguientes etapas:

- Etapa de flotación rougher-savenger
- Etapa de primera limpieza de cobre
- Etapas de segunda, tercera y cuarta limpieza de cobre.

ETAPA DE FLOTACION ROUGHER-SCAVENGER DE COBRE

La etapa de flotación rougher-savenger de cobre, se realiza en un banco de 10 celdas Agitair # 36. la flotación rougher se hace en un banco de 6 celdas y la flotación scavenger en un banco de 4 celdas. Sin embargo, durante el muestreo efectuado, la flotación scavenger de cobre no se llevó a cabo por necesidades de operación, ya que parte del plomo fino desplazado hacia el concentrado de cobre provenía de esta parte del circuito.

Las características granulométricas y distribución metálica de la cabeza y productos de la flotación rougher-savenger de cobre, se muestran en la tabla 4.15.

En la cabeza de flotación rougher predominan partículas -100+270 mallas y las partículas -325 mallas. La fracción -100+270 mallas representa el 27.65% del peso total, siendo la distribución metálica en esta fracción 23.6% Ag, 27.9% Cu, 25.2% Pb, 26.7% Zn y 35.5% Fe. La fracción -325 mallas representa el 63.31% del peso total y la distribución metálica es 69.9% Ag, 64.5% Cu, 67.6% Pb, 62.0% Zn y 53.2% Fe

El relave rougher (concentrado de plomo), sigue la misma tendencia de la cabeza deflotación rougher. La fracción -100+270 mallas, representa el 34,43% del peso total, la dsitribución metálica es 31.5% Ag, 40.2% Cu, 31.4% Pb, 46.3% Zn y 50.4% Fe. La fracción -325 mallas representa el 53,05% del peso total, siendo la distribución metálica en esta fracción 59.4% Ag, 35.2% Cu, 59.8% Pb, 31.7% Zn y 26.1% Fe.

El concentrado rougher cobre está formado por partículas -140+270 mallas y por partículas -325 mallas predominantemente. La fracción -140+270 mallas representa el 17.05% del peso total y la distribución metálica en esta fracción es 14.4% Ag, 25.0% Cu, 4.6% Pb, 13.5% Zn y 25.3% Fe. La fracción -325 mallas representa el 74.15% del peso total, la distribución metálica en esta fracción es 77.8% Ag, 66.0% Cu, 92.9% Pb, 80.0% Zn y 62.2% Fe.

En el concentrado rougher de cobre se observa que la distribución del cobre y hierro, tanto en la fracción gruesa como en la fracción fina, presenta características similares, indicando todo esto la asociación existente entre los minerales de cobre y los minerales de hierro.

La tabla 4.16 muestra las recuperaciones metálicas en los productos de la etapa de flotación rougher cobre. Puede observarse que la recuperación de cobre en el concentrado rougher cobre, es función directa del tamaño de partícula, incrementándose en las mallas finas y siendo el óptimo en la fracción -270+325 mallas, donde se recupera el 98.3% Cu. El desplazamiento de plomo a este concentrado se incrementa en las fracciones finas, alcanzando el valor máximo en la fracción -325 mallas, donde flota el 32.3% Pb alimentado, significando que existe una deficiente depresión de partículas finas de plomo en esta etapa. También debemos indicar que esta deficiente depresión de las partículas finas de plomo se deben a una inadecuada alimentación del bicromato de sodio, ya que a esta etapa se dosifica este reactivo a razón de 0.127 lb/TC, representando el 28.6% del total alimentado al circuito.

la recuperación de plomo en el relave rougher cobre (concentrado de plomo) es mayor en la fracción +200 mallas, donde se recupera el 96.6% del plomo presente en la cabeza. Por otro lado, como ya se mencionó anteriormente, las pérdidas de cobre en el concentrado de plomo, se concentran en la fracción +200 mallas, en donde se desplaza el 14.4% del cobre presente en la cabeza de flotación rougher.

La recuperación total de cobre en el concentrado rougher cobre es de 95.0% indicando la buena performance alcanzada en esta etapa de flotación.

La figura 4.5 nos muestra que el tamaño promedio de las partículas de cobre en la cabeza de flotación y en el concentrado rougher

Tabla 4.15 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño del Alimento y Productos de Flotación Rougher de Cobre.

Cabeza Flotación Rougher Cu:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	1.79	23.40	3.85	32.17	10.18	10.06	1.0	1.0	1.3	2.2	2.1
- 70 + 100 "	4.40	28.33	3.71	37.27	10.75	10.19	2.9	2.4	3.8	5.7	5.1
- 100 + 140 "	7.61	34.96	4.98	42.77	8.70	10.36	6.2	5.5	7.4	8.0	9.0
- 140 + 200 "	10.94	36.95	6.75	41.21	7.51	11.09	9.4	10.6	10.3	9.9	13.9
- 200 + 270 "	9.10	38.34	9.00	36.02	7.95	12.10	8.1	11.8	7.5	8.8	12.6
- 270 + 325 "	2.85	37.75	10.09	32.08	9.93	12.68	2.5	4.2	2.1	3.4	4.1
- 325 "	63.31	47.39	7.05	46.65	8.09	7.34	69.9	64.5	67.6	62.0	53.2
Cabeza calculada	100.00	42.93	6.92	43.70	8.27	8.74	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	24.74	33.82	5.46	40.34	8.63	10.63	19.5	19.5	22.8	25.8	30.0
- 200 "	75.26	45.93	7.40	44.81	8.14	8.12	80.5	80.5	77.2	74.2	70.0

Concentrado Rougher de Cu:

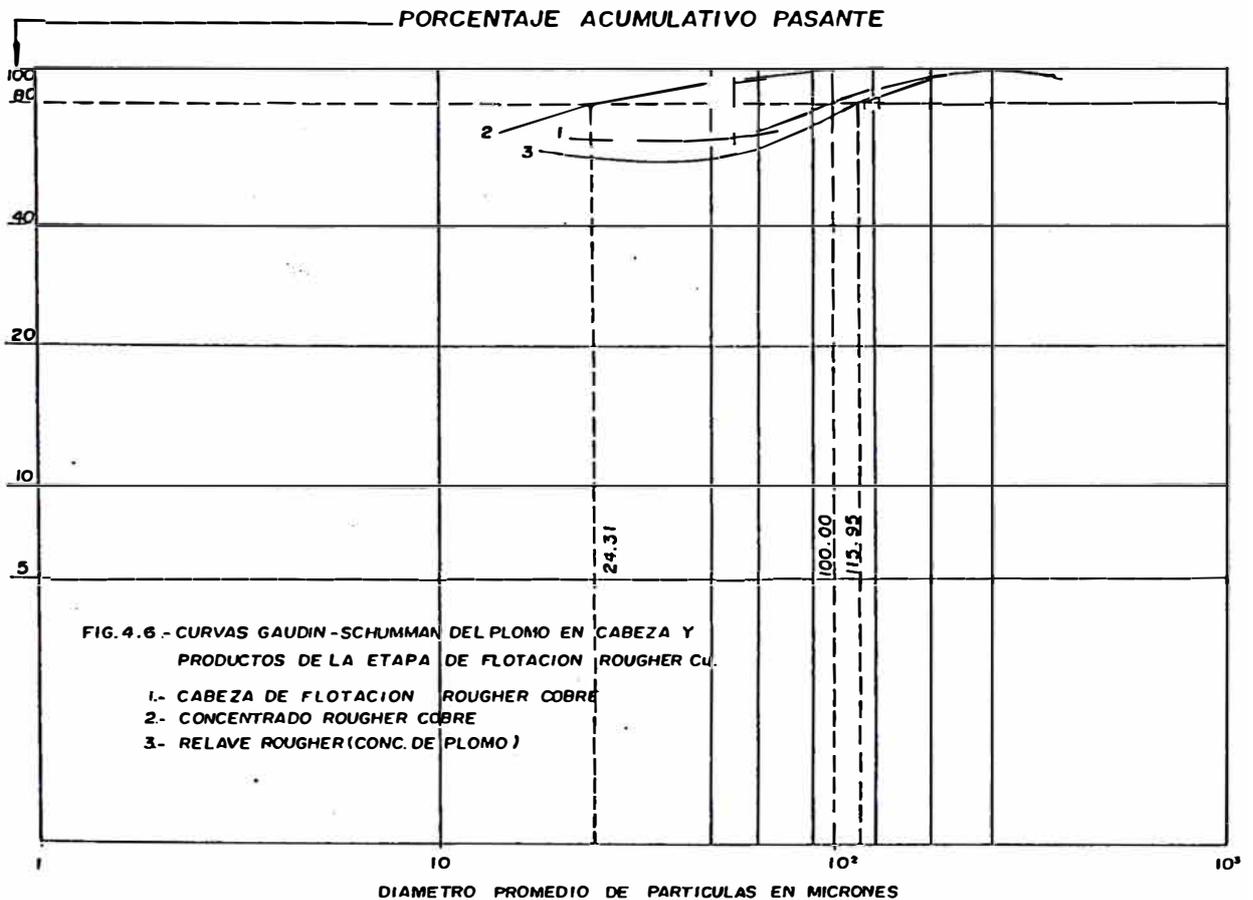
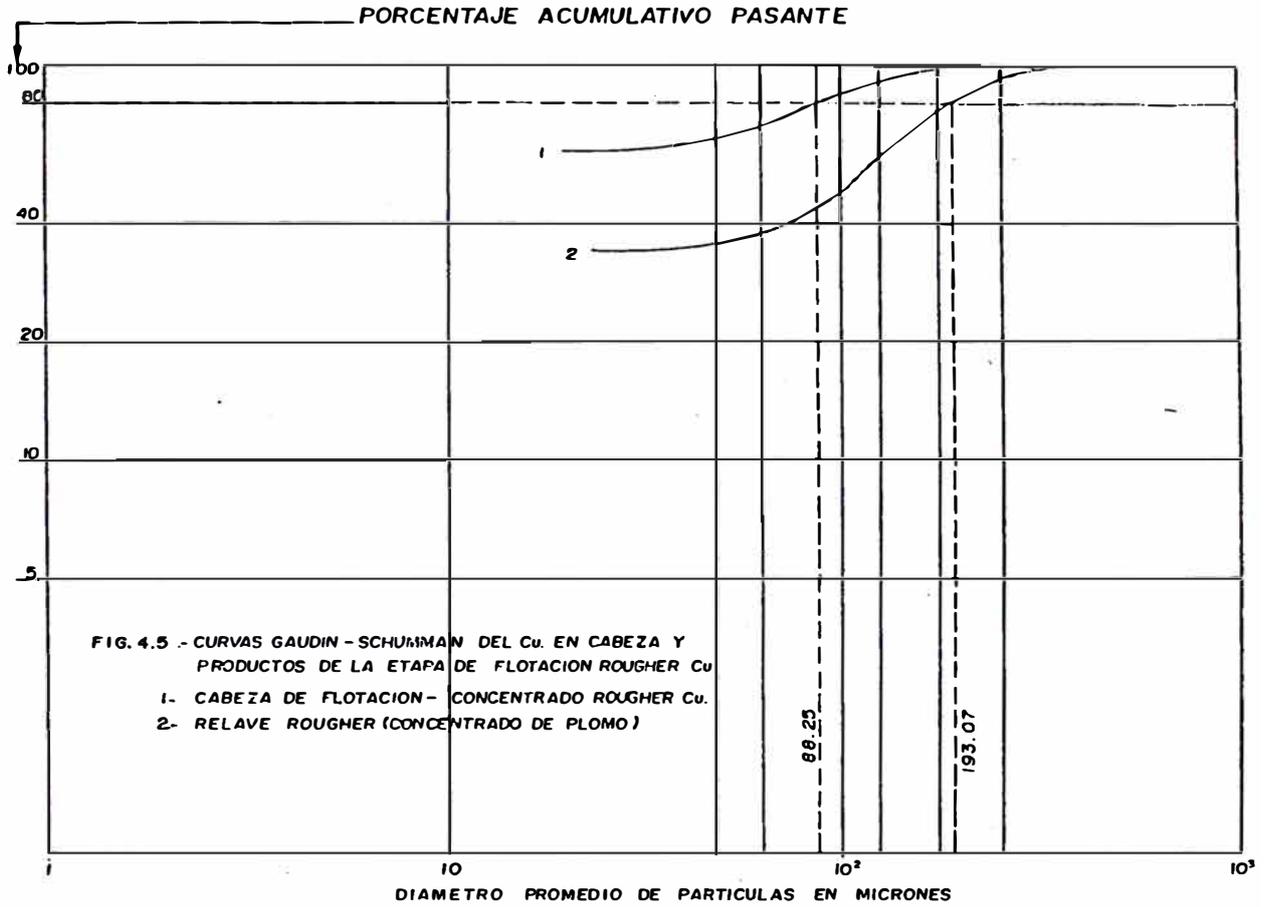
Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.61	39.37	14.95	15.00	6.20	16.50	0.5	0.7	0.4	0.4	0.7
- 70 + 100 "	1.29	45.94	17.45	4.90	4.20	18.50	1.2	1.7	0.3	0.5	1.8
- 100 + 140 "	3.44	50.75	18.95	4.60	4.70	20.50	3.5	4.8	0.8	1.5	5.2
- 140 + 200 "	7.69	44.33	18.30	5.10	6.50	20.50	6.8	10.4	1.9	4.7	11.7
- 200 + 270 "	9.36	41.12	17.55	6.10	10.00	19.50	7.6	12.1	2.7	8.8	13.6
- 270 + 325 "	3.46	39.08	16.30	6.60	12.80	18.50	2.7	4.3	1.0	4.2	4.8
- 325 "	74.15	52.79	12.05	26.50	11.50	11.30	77.8	66.0	92.9	80.0	62.2
Cabeza calculada	100.00	50.33	13.53	21.15	10.66	13.47	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 Mallas	13.03	45.95	18.23	5.41	5.78	20.11	88.0	82.4	96.6	93.0	80.6
- 200 "	86.97	50.99	12.83	23.51	11.39	12.47	12.0	17.6	3.4	7.0	19.4

Relave Rougher (Conc. de Plomo):

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	2.90	20.27	1.65	35.66	10.99	8.80	1.6	7.2	1.6	5.3	6.0
- 70 + 100 "	7.35	25.37	1.43	42.60	11.83	8.80	5.2	15.9	4.8	14.5	15.2
- 100 + 140 "	11.56	30.48	1.05	53.49	9.82	7.50	9.8	18.3	9.5	18.9	20.3
- 140 + 200 "	14.02	33.10	0.75	59.93	8.03	6.20	12.9	15.9	12.9	18.7	20.4
- 200 + 270 "	8.85	35.58	0.45	65.97	5.91	4.70	8.8	6.0	9.0	8.7	9.7
- 270 + 325 "	2.27	35.87	0.43	68.35	5.81	4.30	2.3	1.5	2.4	2.2	2.3
- 325 "	53.05	40.25	0.44	73.30	3.59	2.10	59.4	35.2	59.8	31.7	26.1
Cabeza Calculada	100.00	35.93	0.66	65.04	6.01	4.26	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	35.83	29.63	1.06	52.33	9.63	7.36	29.5	57.3	28.8	57.4	61.9
- 200 "	64.17	39.45	0.44	72.13	3.99	2.54	70.5	42.7	71.2	42.6	38.1

Tabla 4.16 - Recuperaciones Metálicas en los Productos de la Flotación Rougher de Cobre

Fracción de Tamaño	%Peso	Concentrado Rougher Cu					Relave Rougher (Conc. Plomo)					
		Recuperación-%					Recuperación-%					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	%Peso	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	16.6	27.9	64.3	7.7	10.1	27.2	83.4	72.1	35.7	92.3	89.9	72.8
- 70 + 100 "	14.3	23.1	67.0	1.9	5.6	26.9	85.7	76.9	33.0	98.1	94.4	73.1
- 100 + 140 "	22.0	31.9	83.6	2.4	11.9	43.5	78.0	68.1	14.6	97.6	88.1	56.5
- 140 + 200 "	34.2	41.0	92.6	4.2	29.6	63.2	65.8	59.0	7.4	95.8	70.4	36.8
- 200 + 270 "	50.0	53.6	97.5	8.5	62.9	80.6	50.0	46.4	2.5	91.5	37.1	19.4
- 270 + 325 "	59.0	61.1	98.3	12.1	76.1	86.1	41.0	38.9	1.7	87.9	23.9	13.9
- 325 "	56.9	63.4	97.3	32.3	80.9	87.6	43.1	36.6	2.7	67.7	19.1	12.4
Total	48.6	57.0	95.0	23.5	62.7	75.1	51.4	43.0	5.0	76.5	37.3	24.9
+ 200 "	25.6	34.8	85.6	3.4	17.1	48.8	74.4	65.2	14.4	96.6	82.9	51.2
- 200 "	56.2	62.4	97.3	29.5	78.8	86.3	43.8	37.6	2.7	70.5	21.2	13.7



cobre, es de 88.25% micrones, y que el tamaño promedio de las partículas de cobre desplazadas al concentrado de plomo es de 193.07 micrones.

En la figura 4.6 se muestra que el tamaño promedio de las partículas de plomo presentes en el concentrado de plomo, es de 115.95 micrones. El tamaño promedio de las partículas de plomo desplazadas hacia el concentrado rougher cobre es de 24.31 micrones (lamas).

ETAPA DE PRIMERA LIMPIEZA DE COBRE

El análisis granulométrico y distribución de metales de la cabeza y productos de la etapa de primera limpieza de cobre se muestra en la tabla 4.17.

La cabeza de flotación está formada principalmente por partículas -140+270 mallas y por partículas -325 mallas. La fracción -140+270 mallas representa el 17.12% del peso total, siendo la distribución metálica de 14.1% Ag, 22.1% Cu, 4.4% Pb, 13.3% Zn y 24.6% Fe respectivamente. La fracción -325 mallas representa el 74.30% en peso y la distribución metálica es 78.5% Ag, 66.9% Cu, 93.1% Pb, 80.6% Zn y 63.5% Fe.

El concentrado de la primera limpieza de cobre sigue la misma tendencia de la cabeza de flotación. La fracción -140+270 mallas representa el 20.09% del peso total y la distribución metálica es de 16.6% Ag, 22.0% Cu, 6.0% Pb, 13.8% Zn y 23.4% Fe. La fracción -325 mallas representa el 71.69% del peso, siendo la distribución metálica en esta fracción de 76.3% Ag, 68.4% Cu, 91.6% Pb, 81.7% Zn y 67.0% Fe.

En el relave de la primera limpieza de cobre la fracción -140+270 mallas representa el 16.36% del peso total, la distribución metálica en esta fracción, representa el 13.3% Ag, 22.0% Cu, 4.2% Pb, 13.1% Zn y 25.0% Fe. La fracción -325 mallas representa el 74.97% del peso del relave, la distribución metálica es 79.3% Ag, 66.4% Cu, 93.3% Pb, 80.4% Zn y 62,4% Fe.

Observamos que la distribución metálica de la cabeza de flotación, como del relave de la primera limpieza de cobre, presentan características similares, significando que los valores metálicos se desplazan hacia el relave y no flotan en el concentrado como debería ocurrir.

En la tabla 4.18 se muestran las recuperaciones metálicas en los productos de la etapa de primera limpieza de cobre.

Tabla 4.17 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño del Alimento y Productos de la Primera Limpieza de Cobre

Alimentación Ira. Limpieza de Cobre:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.59	37.56	15.46	13.79	5.74	15.62	0.4	0.6	0.4	0.3	0.7
- 70 + 100 "	1.24	43.88	18.36	4.47	3.89	19.08	1.1	1.6	0.3	0.5	1.7
- 100 + 140 "	3.44	48.63	19.85	4.36	4.38	20.62	3.3	4.8	0.8	1.4	5.1
- 140 + 200 "	7.62	42.38	18.86	4.69	6.21	20.32	6.4	10.0	1.8	4.5	11.2
- 200 + 270 "	9.50	40.72	18.31	5.54	9.76	19.58	7.7	12.1	2.6	8.8	13.4
- 270 + 325 "	3.31	39.04	17.14	6.36	12.62	18.36	2.6	4.0	1.0	3.9	4.4
- 325 "	74.30	53.36	12.93	25.05	11.49	11.85	78.5	66.9	93.1	80.6	67.5
Cabeza calculada	100.00	50.47	14.35	20.00	10.59	13.87	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	12.89	43.97	18.92	5.00	5.48	20.07	11.2	17.0	3.3	6.7	18.7
- 200 "	87.11	51.44	13.68	22.22	11.34	12.94	88.8	83.0	96.7	93.3	81.3

Concentrado Ira. Limpieza de Cobre:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.39	33.23	23.75	3.40	3.90	20.50	0.2	0.5	0.1	0.2	0.5
- 70 + 100 "	1.26	46.50	24.25	2.00	2.70	22.00	1.0	1.5	0.2	0.4	1.6
- 100 + 140 "	4.12	55.83	24.30	2.60	3.10	20.50	3.9	4.9	1.0	1.3	4.9
- 140 + 200 "	9.20	49.71	22.95	2.85	4.90	20.00	7.7	10.4	2.5	4.7	10.7
- 200 + 270 "	10.89	48.54	22.00	3.45	8.00	20.00	8.9	11.8	3.5	9.1	12.7
- 270 + 325 "	2.45	48.39	20.80	4.60	10.10	18.00	2.0	2.5	1.1	2.6	2.6
- 325 "	71.69	63.12	19.35	13.60	10.90	16.00	76.3	68.4	91.6	81.7	67.0
Cabeza Calculada	100.00	59.31	20.29	10.65	9.56	17.13	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	14.97	50.69	23.47	2.72	4.19	20.32	12.8	17.3	3.8	6.6	17.7
- 200 "	85.03	60.83	19.73	12.04	10.51	16.57	87.2	82.7	96.2	93.4	82.3

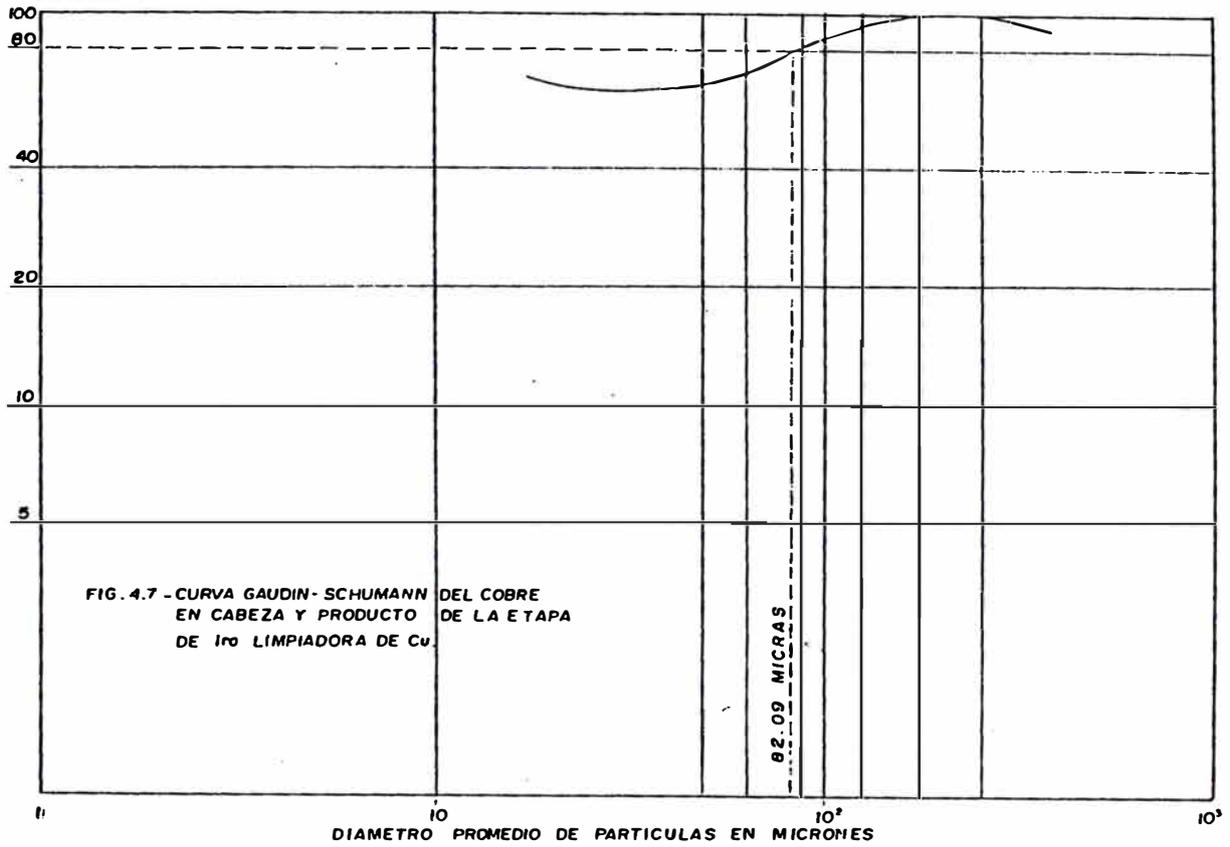
Relave Ira. Limpieza Cobre:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.64	38.31	14.19	15.44	6.04	14.89	0.5	0.8	0.4	0.4	0.7
- 70 + 100 "	1.24	43.02	16.70	5.09	4.18	18.24	1.1	1.6	0.3	0.5	1.7
- 100 + 140 "	3.26	46.38	18.45	4.94	4.81	20.70	3.1	4.7	0.7	1.4	5.2
- 140 + 200 "	7.21	40.01	17.53	5.30	6.65	20.44	6.0	9.8	1.7	4.4	11.3
- 200 + 270 "	9.15	38.31	17.17	6.18	10.29	19.44	7.3	12.2	2.5	8.7	13.7
- 270 + 325 "	3.53	37.38	16.49	6.67	13.07	18.43	2.7	4.5	1.1	4.2	5.0
- 325 "	74.97	50.97	11.36	27.87	11.63	10.83	79.3	66.4	93.3	80.4	62.4
Cabeza calculada	100.00	48.21	12.83	22.39	10.86	13.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	12.35	41.91	17.52	5.71	5.88	20.00	10.7	16.9	3.1	6.7	18.9
- 200 "	87.65	49.10	12.17	24.75	11.55	12.04	89.3	83.1	96.9	93.3	81.1

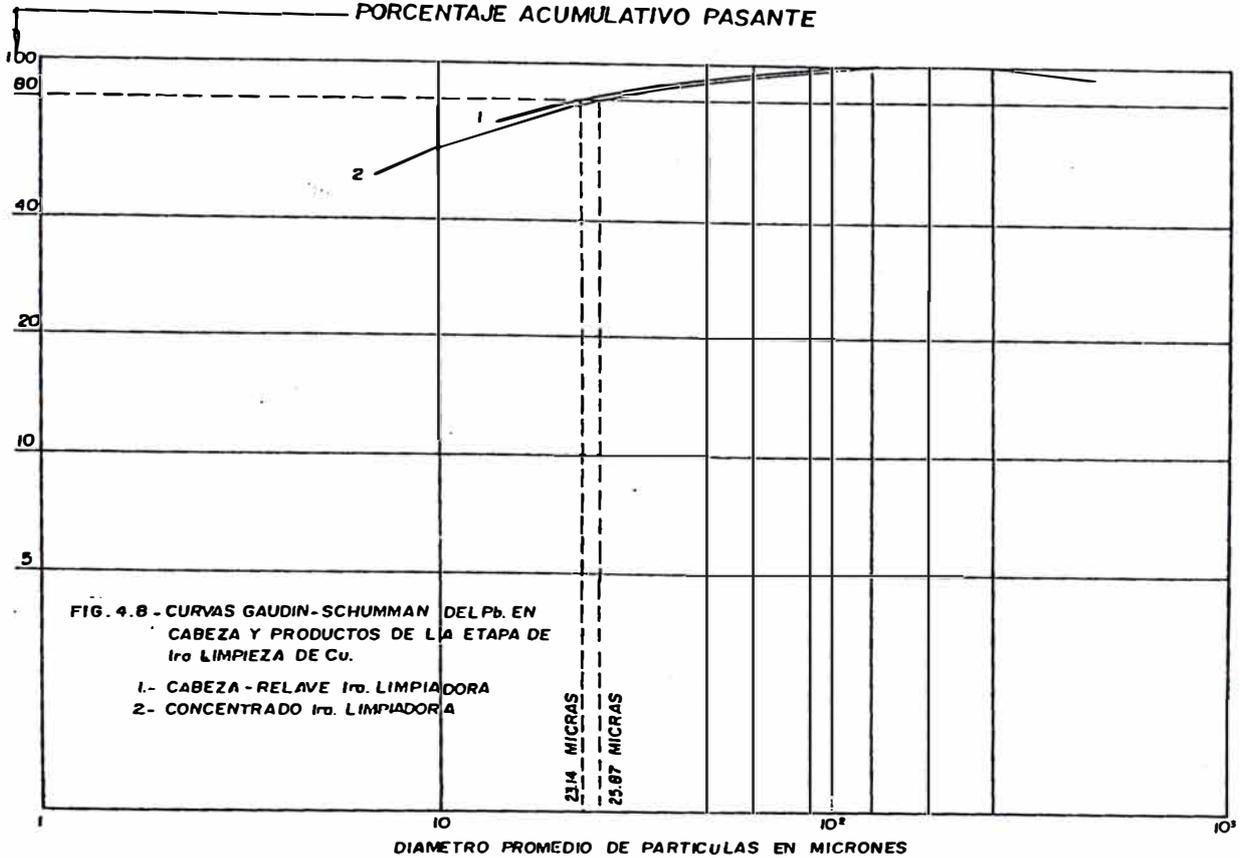
Tabla 4.18 - Recuperaciones Metálicas en la Primera Limpieza de Cobre

Fracción de Tamaño	%Peso	Concentrado Ira. Limp. Cu					Relave Ira. Limpieza Cu					
		Recuperación-%					Recuperación-%					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
+ 70 Mallas	13.5	11.9	20.7	3.3	9.2	17.7	86.4	88.1	79.3	96.7	90.8	82.3
- 70 + 100 "	20.4	22.0	27.6	9.3	14.4	23.9	79.6	78.0	72.4	90.7	85.6	76.1
- 100 + 140 "	24.4	28.0	29.9	14.6	17.3	24.3	75.6	72.0	70.1	85.4	82.7	75.7
- 140 + 200 "	24.6	28.9	30.0	15.0	19.4	24.2	75.4	71.1	70.0	85.0	80.6	75.8
- 200 + 270 "	23.4	27.9	28.1	14.6	19.2	23.9	76.6	72.1	71.9	85.4	80.8	76.1
- 270 + 325 "	15.1	18.7	18.3	10.9	12.1	14.8	84.9	81.3	89.7	89.1	87.9	85.2
- 325 "	19.7	23.3	29.4	10.7	18.7	26.6	80.3	76.7	70.6	89.3	81.3	73.4
Total	20.4	24.0	28.8	10.9	18.4	25.2	79.6	76.0	71.2	89.1	81.6	74.8
+ 200 "	23.7	27.3	29.4	12.9	18.1	24.0	16.3	72.7	70.6	87.1	81.9	76.0
- 200 "	19.9	23.5	28.7	10.8	18.5	25.3	80.1	76.5	71.3	89.2	81.5	74.5

PORCENTAJE ACUMULATIVO PASANTE



PORCENTAJE ACUMULATIVO PASANTE



Se puede notar que la recuperación total de cobre en el concentrado de cobre, es sumamente baja, alcanzando el valor de 28.8%. Encontramos también que las pérdidas totales de cobre en el relave de la primera limpieza alcanzan el 71.2%. La mala performance alcanzada en esta etapa de limpieza, se debería fundamentalmente a que se está teniendo una condición de espumación demasiado lenta, ya que el estado mecánico del banco de flotación es óptimo. Por otro lado, si observamos una buena depresión del plomo, ya que el desplazamiento total hacia el concentrado de cobre, es de 10.9%.

La dosificación promedio de bicromato de sodio fue de 0.070 lb/TC, representando el 21.3% del consumo total del circuito.

La figura 4.7 nos muestra que las partículas de cobre tanto en la cabeza, como en el concentrado y relave de la etapa de primera limpieza de cobre, tienen el mismo valor promedio de 82.09 micrones.

En la figura 4.8 mostramos que el tamaño de las partículas de plomo en la cabeza y relave de la etapa de primera limpieza de cobre, tienen el mismo tamaño promedio de 23.14 micrones, mientras que las partículas de plomo en el concentrado de cobre tienen el tamaño promedio de 25.87 micrones.

ETAPA FINAL DE LIMPIEZA DE COBRE

Las características granulométricas y distribución metálica de la alimentación y productos de la etapa final de limpieza de cobre se muestran en la tabla 4.19.

El alimento a la etapa de segunda limpieza de cobre, concentrado final de cobre y el relave de la segunda limpieza, están formados principalmente por partículas -140+270 mallas y por partículas -325 mallas.

En el alimento a la segunda limpieza, la fracción -140+270 mallas, representa el 20.08% del peso total, siendo la distribución metálica 16.6% Ag, 22.3% Cu, 5.8% Pb, 13.7% Zn y 23.4% Fe. La fracción - 325 mallas representa el 71.7%, y la distribución metálica es 76.3% Ag, 68.3% Cu, 91.6% Pb, 81.5% Zn y 67.1% Fe.

En el concentrado final de cobre, la fracción -140+270 mallas representa el 25.36% del peso total del concentrado, la distribución metálica es de 23.3% Ag, 25.9% Cu, 18.6% Pb, 19.2% Zn y 27.6% Fe. La fracción -325 mallas representa el 64.29% del peso, siendo la distri-

bución metálica 66.4% Ag, 63.6% Cu, 75.1% Pb, 74.9% Zn y 61.3% Fe.

En el relave la fracción -140+270 mallas representa el 17.56% del peso, la distribución metálica es de 11.8% Ag, 20.3% Cu, 11.6% Zn y 21.1% Fe. La fracción -325 mallas representa el 75.54% del peso y la distribución metálica es de 83.3% Ag, 70.9% Cu, 95.3% Pb, 84.8% Zn y 70.3% Fe.

En la tabla 4.20 mostramos las recuperaciones metálicas obtenidas en la etapa final de limpieza de cobre. Se puede observar que en el concentrado de cobre las mayores recuperaciones se obtienen en la fracción +200: 67.2% Ag y 45.2% Cu. La máxima recuperación de cobre es de 48.0%, obtenida en la fracción -140+200 mallas. Sin embargo, también se observa que hay fuerte desplazamiento de Pb, Zn, y Fe en la fracción +200 mallas: 57.4% Pb, 56.0% Zn y 46.9% Fe, respectivamente.

Por otro lado, observamos que el relave de la segunda limpieza de cobre está formado fundamentalmente por partículas -200 mallas representando el 88.02% del peso total, siendo la distribución metálica 92.8% Ag, 85.4% Cu, y 97.9% Pb. Las pérdidas de plata y cobre en esta fracción representan el 62.6% y 67.1% respectivamente. También se observa que la distribución de cobre y fierro en el relave, presentan características similares en toda la gama de tamaños, significando que los minerales de cobre están íntimamente ligados a los minerales de fierro. Las fuertes pérdidas de cobre en este relave se deberían fundamentalmente a que el bicromato de sodio estaría actuando sobre el fierro, y éste estaría arrastrando el cobre.

También podemos apreciar que la recuperación total de plomo en el relave de la segunda limpieza representa el 81.8%; significando que hay una buena depresión de partículas fundamentalmente finas, ya que el plomo en el relave está representado por el 97.9% -200 mallas. La dosificación promedio del bicromato de sodio a la etapa final de limpieza de cobre (cuarta limpieza) fue de 0.132 lb/Tc representando el 40.1% del total alimentado al circuito de separación.

En las figuras 4.9 y 4.10 se muestra el tamaño promedio de las partículas de cobre y plomo presentes en la alimentación y productos de la etapa final de limpieza de cobre.

En la figura 4.10 se observa que las partículas de cobre en la cabeza y relave, tienen el mismo tamaño promedio de 87.67 micrones, y que en el concentrado final el tamaño promedio de las partículas de

Tabla 4.19 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de tamaño del Alimento y Productos de la Etapa Final de Limpieza de Cobre.

Alimentación 2da. Limpieza de Cobre:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TC6)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.45	32.84	20.68	3.72	3.72	12.22	0.2	0.5	0.1	0.2	0.3
- 70 + 100 "	1.18	47.93	25.32	1.58	2.65	23.22	1.0	1.5	0.2	0.3	1.6
- 100 + 140 "	4.11	56.09	24.18	3.03	3.22	20.86	3.9	4.9	1.2	1.4	5.0
- 140 + 200 "	9.18	49.86	23.04	2.83	4.88	20.05	7.7	10.4	2.4	4.7	10.7
- 200 + 270 "	10.90	48.41	22.15	3.32	7.93	19.97	8.9	11.9	3.4	9.0	12.7
- 270 + 325 "	2.48	47.86	20.58	4.57	9.98	17.78	2.0	2.5	1.1	2.9	2.6
- 325 "	71.70	63.11	19.35	13.55	10.89	16.03	76.3	68.3	91.6	81.5	67.1
Cabeza calculada	100.00	59.31	20.30	10.61	9.55	17.14	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	14.92	50.91	23.46	2.81	4.21	20.29	12.8	17.3	3.9	6.6	17.6
- 200 "	85.08	60.78	19.74	11.98	10.48	16.59	87.2	82.7	96.1	93.4	82.4

Concentrado Final Cobre:

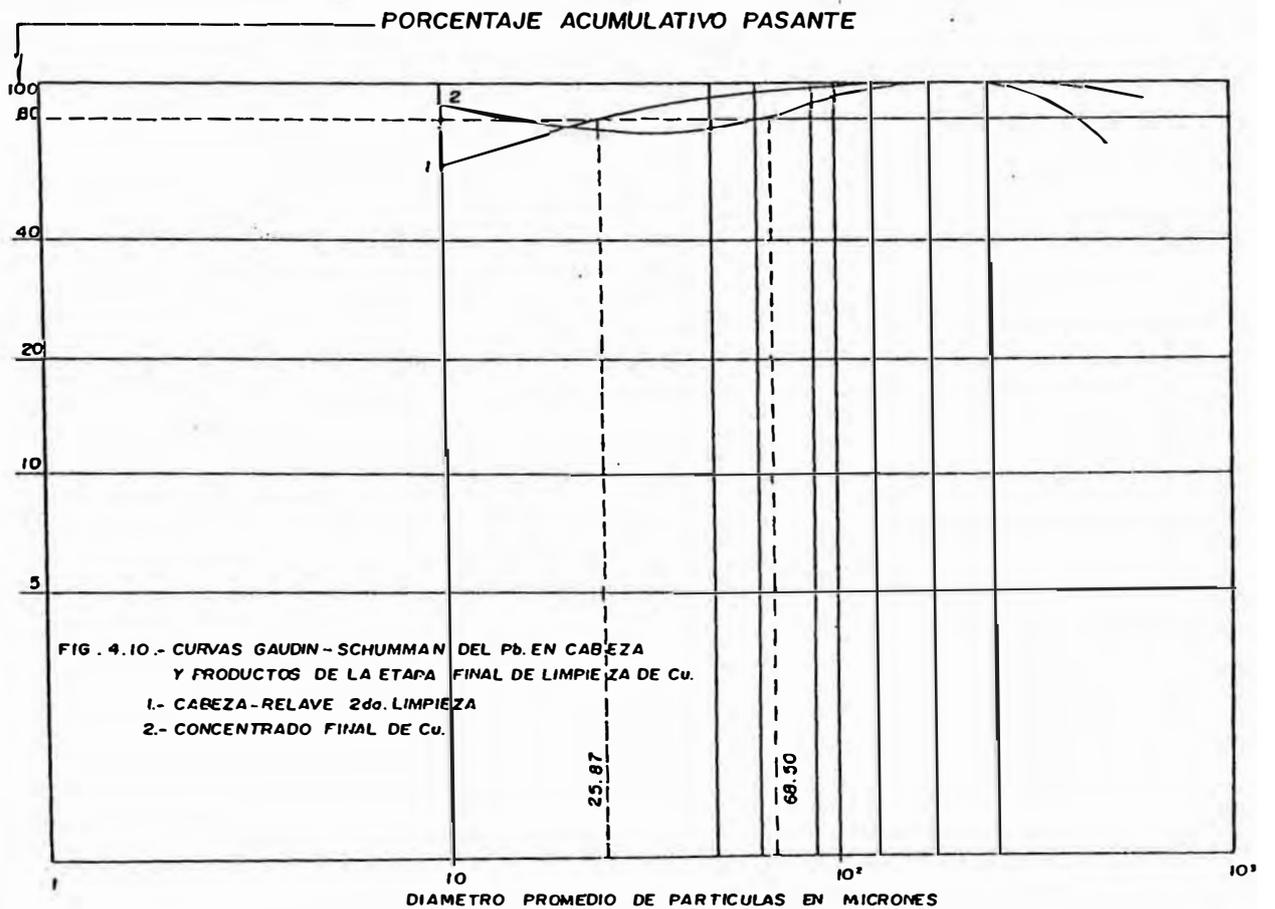
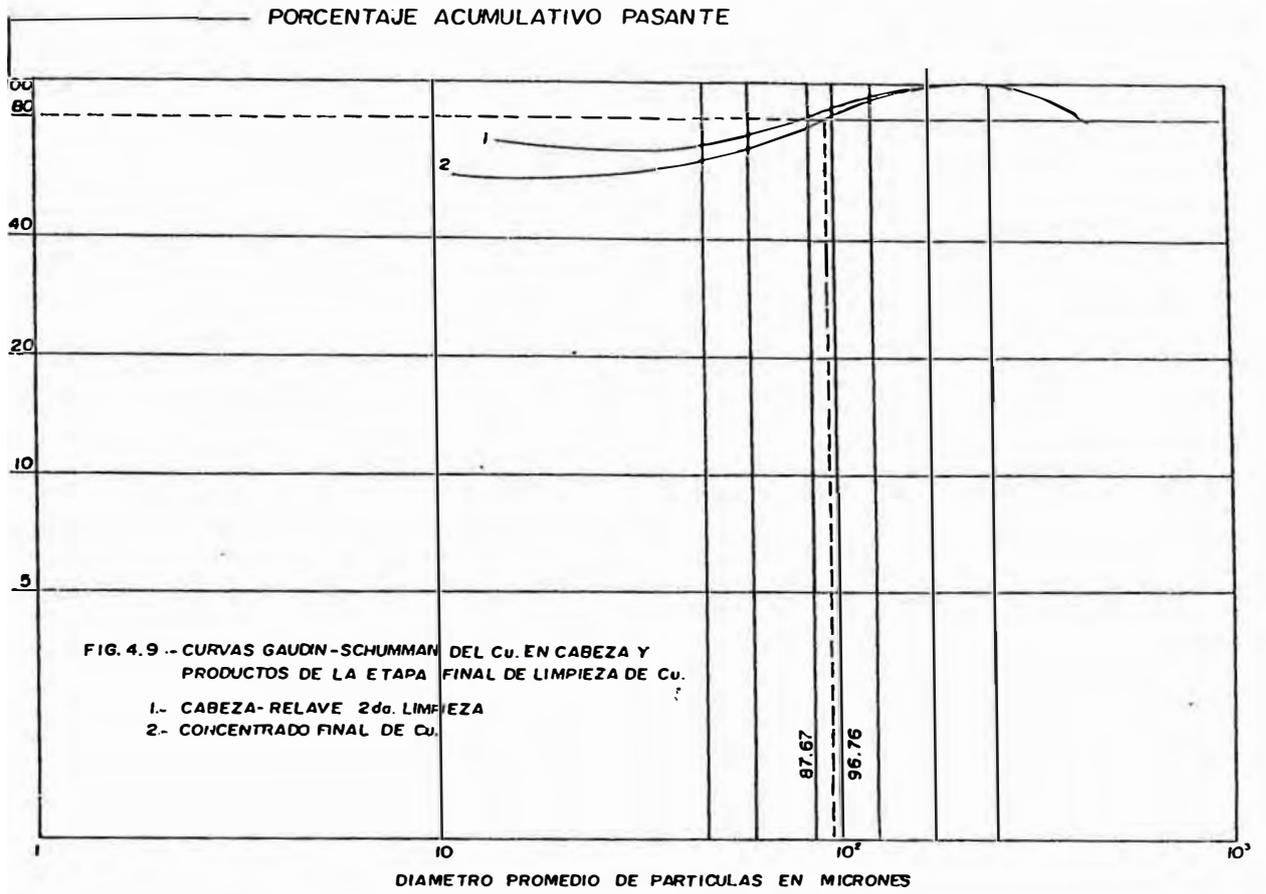
Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.42	56.14	23.04	3.31	7.74	21.00	0.3	0.4	0.2	0.4	0.5
- 70 + 100 "	1.65	75.54	25.13	2.63	4.46	23.00	1.6	1.9	0.7	0.9	2.0
- 100 + 140 "	5.57	82.39	22.28	3.21	4.28	20.00	6.0	5.6	3.0	2.9	5.9
- 140 + 200 "	13.44	72.62	23.42	3.80	5.55	21.00	12.8	14.3	8.5	9.0	15.0
- 200 + 270 "	11.92	66.94	21.52	5.06	7.10	20.00	10.5	11.6	10.1	10.2	12.6
- 270 + 325 "	2.71	64.60	21.15	5.26	8.10	19.00	2.3	2.6	2.4	2.6	2.7
- 325 "	64.29	78.46	21.81	7.01	9.56	18.00	66.4	63.6	75.1	74.0	61.3
Cabeza Calculada	100.00	76.00	22.06	6.00	8.30	18.87	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	21.08	75.10	23.25	3.54	5.17	20.89	20.7	22.2	12.4	13.2	23.4
- 200 "	78.92	76.24	21.74	6.66	9.14	18.34	79.2	77.8	87.6	86.8	76.6

Relave 2da. Limpieza Cobre:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	0.46	23.01	19.85	3.94	2.00	8.52	0.2	0.5	0.1	0.1	0.2
- 70 + 100 "	9.96	25.15	25.38	0.72	1.16	23.31	0.5	1.3	0.1	0.1	1.4
- 100 + 140 "	3.41	35.72	25.69	2.89	2.40	21.56	2.4	4.5	0.8	0.8	4.5
- 140 + 200 "	7.15	29.49	22.71	1.96	4.29	19.21	4.0	8.3	1.1	3.0	8.4
- 200 + 270 "	10.41	38.33	22.51	2.38	8.38	19.96	7.8	12.0	1.9	8.6	12.7
- 270 + 325 "	2.37	38.75	20.27	4.19	11.00	17.12	1.8	2.5	0.7	2.6	2.5
- 325 "	75.24	56.86	18.34	16.21	11.43	15.23	83.3	70.9	95.3	84.8	70.3
Cabeza calculada	100.00	51.36	19.46	12.81	10.14	16.31	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	11.98	30.67	23.66	2.20	3.41	19.80	7.2	14.6	2.1	4.0	14.5
- 200 "	88.02	54.18	18.89	14.25	11.06	15.84	92.8	85.4	97.9	96.0	85.5

Tabla 4.20 - Recuperaciones Metálicas en los productos de la Etapa Final de Limpieza de Cobre

Fracción de Tamaño	%Peso	Concentrado Final Cu Recuperación-%					%Peso	Relave 2da. Limpieza Cu Recuperación-%				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	30.1	51.1	33.5	26.8	62.6	41.7	69.9	48.5	66.5	73.2	37.4	48.3
- 70 + 100 "	45.1	71.1	44.8	75.1	75.9	44.7	54.9	28.9	55.2	24.9	24.1	55.3
- 100 + 140 "	43.7	64.2	40.3	46.3	58.1	41.9	56.3	35.8	59.7	53.7	41.9	58.1
- 140 + 200 "	47.2	68.8	48.0	63.4	53.7	49.5	52.8	31.2	52.0	36.6	46.3	50.5
- 200 + 270 "	35.3	48.8	34.3	53.8	31.6	35.3	64.7	51.2	65.7	46.2	68.4	64.7
- 270 + 325 "	35.2	47.6	36.2	40.6	28.6	37.7	64.8	52.4	63.8	59.4	71.4	62.3
- 325 "	28.9	36.0	32.6	45.0	25.4	32.5	71.1	64.0	67.4	85.0	74.6	67.5
Total	32.3	41.3	35.1	18.2	28.0	35.5	67.7	58.7	64.9	81.8	72.0	64.5
+ 200 "	45.4	67.2	45.2	57.4	56.0	46.9	54.6	32.8	54.8	42.6	44.0	53.1
- 200 "	29.9	37.5	32.9	16.6	26.1	33.1	70.1	62.6	67.1	83.4	73.9	66.9



de cobre es de 96.76 micrones.

En la figura 4.10 tenemos que las partículas de plomo en la cabeza y relave están como lamas (25.87 micrones). Las partículas de plomo desplazadas hacia el concentrado de cobre tienen el tamaño promedio de 68.50 micrones.

Finalmente, tenemos que la recuperación total de cobre en el concentrado de cobre, es de 35.1% y las pérdidas de cobre en el relave representan el 64.9%.

4.2.5. Conclusiones

De la evaluación efectuada en el circuito de separación cobre-plomo se obtienen las siguientes conclusiones:

El concentrado bulk cobre-plomo, cabeza del circuito de separación, ensaya 38,63% Oz Ag/TC, 2.10% Cu, 61.06% Pb, 6.16% Zn y 5.25% Fe. Después del proceso de separación se obtiene un concentrado de cobre de 22.06% con 76.00 Oz Ag/TC, 6.00% Pb, 8.30% Zn y 18.87% Fe, y un concentrado de plomo de 65.04% con 35.93% Oz Ag/TC, 0.66% Cu, 6.01% Zn y 4.26% Fe.

- Los concentrados de cobre y plomo están constituidos fundamentalmente por partículas -325 mallas, concentrándose los sulfuros valisos en esta fracción. En el concentrado de cobre la fracción -325 mallas representa el 64.29% en peso. La distribución metálica en esta fracción es 78.46 Oz Ag/TC, 21.81% Cu, 7.01% Pb, 9.56% Zn y 18.0% Fe. En el concentrado de plomo la fracción -325 mallas representa el 53.05% en peso, siendo la distribución metálica de 40.25 Oz Ag/TC, 0.44% Cu 73.30% Pb, 3.59% Zn y 2.10% Fe.

La recuperación total de cobre en el concentrado de cobre es de 70.7%. Esta recuperación es función del tamaño de partículas, incrementándose en las mallas finas y alcanzando el valor óptimo en la fracción -200+270 mallas, donde la recuperación alcanza el valor de 82.3% Cu. El tamaño promedio de las partículas de cobre en el concentrado de cobre, es de 96.76 micrones.

- El desplazamiento de plomo hacia el concentrado de cobre está constituido por partículas finas cuyo tamaño promedio es de 68.50 micrones.

La recuperación de plomo en el concentrado de plomo es de 99.3%. Esta recuperación se mantiene constante en toda la gama de ta-

maños. Las partículas del plomo en el concentrado de plomo tienen un tamaño promedio de 115.95 micrones. Se observa que las pérdidas de cobre en este concentrado se incrementan en la fracción +200 mallas, representando el 51.9% del cobre presente en esta fracción en la cabeza de separación. El tamaño promedio de estas partículas es de 193.07 micrones.

Los elementos diluyentes Zn y Fe en el concentrado de plomo predominan en las partículas gruesas (+200 mallas); mientras que en el concentrado de cobre sus efectos negativos predominan en las partículas finas. Una alternativa a este fenómeno observado sería remoler el concentrado rougher cobre-plomo. Con esto se conseguiría aumentar la recuperación de cobre en el concentrado de cobre, minimizando las pérdidas en el concentrado de plomo; y por otro lado, mediante la eficiente depresión del zinc se evitaría su desplazamiento hacia los concentrados de cobre y plomo respectivamente.

- La recuperación de cobre en el concentrado rougher cobre es óptima alcanzando el valor de 95.0%. El tamaño promedio de las partículas de cobre es de 88.25 micrones. El plomo desplazado hacia este concentrado está constituido por partículas finas, cuyo tamaño promedio es de 24.31 micrones.

En la etapa de primera limpieza de cobre, la recuperación de cobre es de 28.8%, recuperación sumamente baja debido fundamentalmente a que en esta etapa se mantienen condiciones de espumación demasiado lentas, ya que el estado mecánico del banco de flotación es óptimo. Las pérdidas en el relave de la primera limpieza representan el 71.2% del cobre alimentado a esta etapa.

El tamaño promedio de las partículas de cobre en el concentrado de cobre y en el relave de la primera limpieza es de 82.09 micrones. El plomo desplazado hacia el concentrado de cobre está constituido por partículas finas, cuyo tamaño promedio es de 25.87 micrones.

En la etapa final de limpieza se consigue una recuperación de 35.1% de cobre. En esta etapa final de limpieza flotan partículas de cobre un poco más gruesas, siendo el tamaño promedio de estas partículas de 96.76 micrones. También se observa que las partículas de plomo flotadas en el concentrado tienen un tamaño promedio de 68.5 micrones y que las partículas finas de plomo que fueron alimentadas a la etapa, cuyo tamaño promedio es de 25.87 micrones, están en el relave de la segunda limpieza.

4.3. Circuito de Flotación de Zinc

El relave procedente del circuito de flotación bulk cobre-plomo es enviado al circuito de flotación de zinc para la recuperación de la esfalerita. Los sulfuros de zinc deprimidos en el circuito de flotación bulk cobre-plomo son reactivados con solución de sulfato de cobre al 10% y luego flotados, previo acondicionamiento de 12.79 minutos, usando como colector Xantato Z-11 al 10% y como espumante mezcla de Dowfroth 250 y Aceite de Pino en proporción 6:1 en volumen. el pH de la flotación rougher-scavenger es de 10.5 a 11.0 y el pH en las etapas de limpieza del concentrado rougher es de 12.0 a 12.5 obtenido con cal.

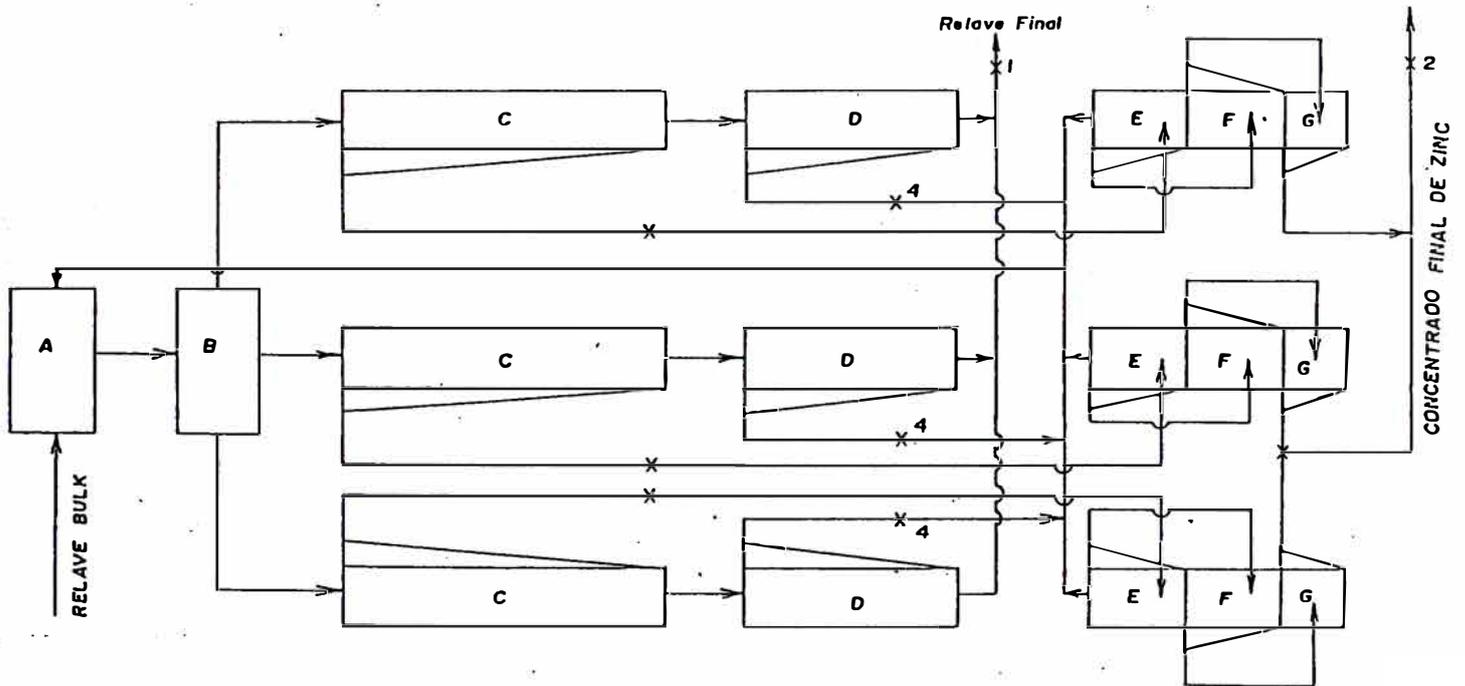
El circuito de zinc consta de 3 bancos de flotación que operan en paralelo distribuidos en las siguientes etapas:

1. Etapa de flotación rougher-scavenger: el relave bulk cobre-plomo se distribuye a tres bancos de 10 celdas Agitair # 48. La etapa de flotación rougher se hace en tres bancos de 6 celdas, siendo el concentrado rougher zinc enviado a las etapas de limpieza. Los relaves rougher son alimentados igualmente a 3 bancos de 4 celdas que constituyen la etapa de flotación de zinc. El concentrado scavenger de zinc es retornado a la etapa de flotación rougher y el relave constituye el relave final del circuito.

2. Etapas de limpieza del concentrado rougher: La limpieza del concentrado rougher se hace igualmente, en 3 bancos de 8 celdas Denver # 18Sp. la primera limpieza se hace en 3 celdas, la segunda en 3 celdas y la tercera limpieza, que produce el concentrado final de zinc, se hace en 2 celdas. El alimento fresco a la primera limpieza de zinc de cada banco es el concentrado rougher zinc correspondiente y el relave de la primera limpieza, conjuntamente con el concentrado scavenger zinc son retornados a la etapa de flotación rougher. El diagrama de flujo del circuito de zinc, indicando los lugares de muestreo, así como, así como el diagrama de flujo balanceado se presentan en las figuras 4.11 y 4.12 respectivamente.

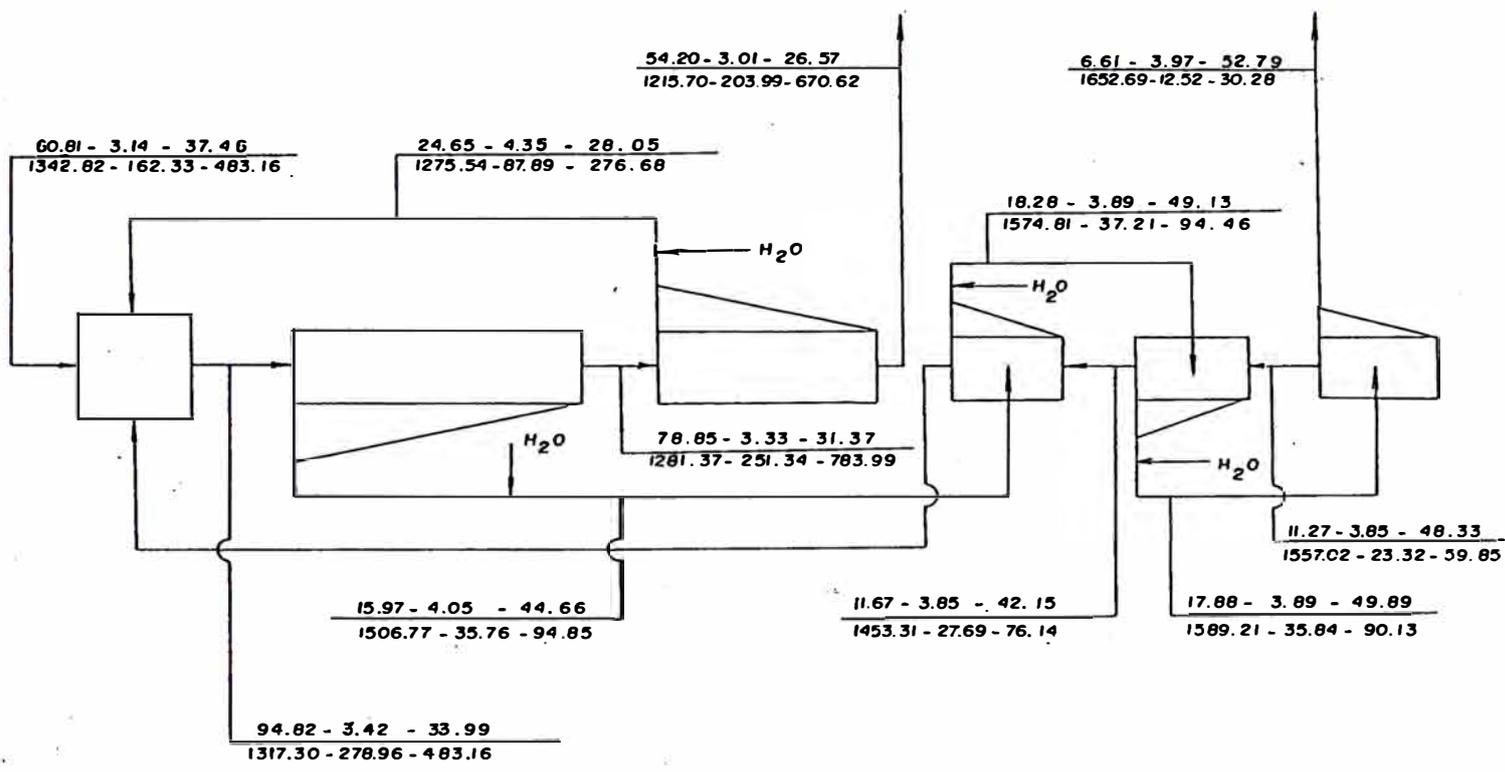
Para propósitos de simplificación de los cálculos se ha considerado que el relave rougher bulk es igualmente distribuido a los bancos de flotación rougher-scavenger y que los resultados metalúrgicos de cada banco son igualmente similares; por lo que el balance de la figura 4.12 representa el resultado promedio del circuito.

FIG. 4.11 - DIAGRAMA DE FLUJO CIRCUITO DE FLOTACION DE ZINC



REFERENCIA	L E Y E N D A
A	DOS ACCNDICNADCRES: 1 8' x 8' Y 1 11' x 11'
B	UN DISTRIBUIDDR DE PULPA
C	TRES BANCOS DE 6 CELDAS AGITAIR N° 48: ETAPA REUGHER
D	TRES BANCOS DE 4 CELDAS AGITAIR N° 48: ETAPA ESCAVENGER
E	TRES CELDAS 18 SP: PRIMERA LIMPIEZA DE ZINC
F	TRES CELDAS 18 SP: SEGUNDA LIMPIEZA DE ZINC
G	DOS CELDAS 16 SP; TERCERA LIMPIEZA DE ZINC

FIG.4.12 -DIAGRAMA FLUJO BALANCEADO CIRCUITO FLOTACION DE ZINC



TCSPH- GRAV. ESP - % SOL .
DENS. PULPA- TC PULPA- GPM PULPA .

En las tabla 4.21 y 4.22, se presentan los resultados metalúrgicos promedios. La tabla 4.21 que ha sido calculada tomando como referencia la cabeza de flotación Cu-Pb-Zn, nos da una recuperación de 84.4% zn; sin embargo, la tabla 4.22 que ha sido calculada tomando como referencia la cabeza fresca del circuito (relave bulk), nos da una recuperación de 87.4% Zn. La diferencia de 3.0% se debe al desplazamiento de zinc hacia el concentrado bulk cobre-plomo

El consumo promedio de reactivos se detalla a continuación:

Reactivo	Consumo Promedio en lb/TCS			Total
	Rougher	Scavenger	1ra. Limp.	
Cal	2.479		1.063	3.542
Sulfato de Cobre	1.653			1.653
Xantato z-11	0.010	0.081		0.091
Dowfroth 250	0.012	0.105		0.117
Aceite de Pino	0.002	0.022		0.024

Las condiciones de flotación del circuito de zinc se presentan en la tabla 4.23.

4.3.1. Etapa de flotación Rougher de Zinc.

Como se indicó líneas arriba, el relave bulk más la carga circulante del circuito de zinc, formado por el relave de primera limpieza de zinc y el concentrado scavenger de zinc, constituyen el alimento total de la etapa de flotación rougher. este alimento después de 12.79 minutos de acondicionamiento con los reactivos de flotación, es distribuido en 3 bancos de 6 celdas Agitair # 48. Los concentrados rougher de cada banco son enviados a las etapas de limpieza y los relaves constituyen el alimento de la etapa de flotación scavenger de zinc.

En la tabla 4.23 se muestra las condiciones de flotación y en la tabla 4.24 los resultados metalúrgicos promedio. el concentrado rougher zinc ensaya 30.12% Zn con 20,40% Fe. Si tenemos en cuenta la alta ley de cabeza de zinc, que es de 7.04%, este concentrado es bastante bajo debido fundamentalmente a la baja selectividad tenida con respecto al fierro. La recuperación total de zinc en la etapa es de 72.1% con un desplazamiento de fierro de 18.2%. Si analizamos los datos de la tabla 4.22, vemos que el fierro en el alimento total a la etapa de flotación rougher, se concentra en la carga circulante, representando el 239.9% del alimento fresco. El concentrado scavenger

zinc contribuye con el 182.8% de este total y el relave de la primera limpieza con el 57.1%. Las pérdidas de zinc en el relave rougher son de 27.9%. El tiempo de flotación actual en la etapa es de 6.36 minutos. El tiempo óptimo de flotación determinado en pruebas experimentales, es de 7 minutos para el tratamiento actual; lo cual indica que estamos trabajando dentro de las condiciones requeridas.

4.3.2. Etapa de Flotación Scavenger de Zinc.

Los relaves rougher de zinc son flotados en 3 bancos de 4 celdas Agitair # 48. Los concentrados scavenger de zinc son retornados a la cabeza de la etapa de flotación rougher y los relaves forman el relave final del circuito. La metalurgia de la etapa se muestra en la tabla 4.24. El concentrado scavenger ensaya 5.42% Zn con 38.97% de fierro. La recuperación total de zinc es de 71.8% con un desplazamiento de 65.8% Fe. Podría mencionarse que la alta flotabilidad de fierro en el concentrado scavenger de zinc, se debe a la asociación de los minerales de este elemento, con los minerales de cobre y zinc, ya que las recuperaciones de cobre, zinc y fierro son similares; 70.7% Cu, 71.8% Zn y 65.8% Fe respectivamente. Finalmente, tenemos que las pérdidas de zinc en el relave final son de 28.2%. De igual manera también estas pérdidas están concentradas en las fracciones gruesas, como se verá más adelante.

El tiempo actual de flotación en la etapa es de 4.58 minutos. El tiempo óptimo es de 6.0 minutos; por lo tanto, son necesarios adicionar 2 celdas por banco para alcanzar las condiciones requeridas.

4.3.3. Etapas de Limpieza del Concentrado Rougher Zinc.

Como puede observarse en la figura 4.11, las 3 etapas de limpieza del concentrado rougher zinc se llevan a cabo en 3 bancos de 8 celdas Denver 18Sp, que operan en paralelo. La primera limpieza se realiza en 3 celdas, la segunda en 3 celdas y la tercera, que produce el concentrado final de zinc, en 2 celdas. La metalurgia total de la etapa puede verse en la tabla 4.24. El alimento fresco (concentrado rougher de zinc) ensaya 30.12% Zn con 20.40% Fe, del cual; después de la tercera limpieza, se obtiene un concentrado final de 55.06% con 3.91% Fe. La recuperación total de zinc es de 75.7% con un desplazamiento de fierro de 7.9%. La alta selectividad obtenida se debe al alto pH empleado que es de 13.0 en la primera limpieza. Las pérdidas de

Tabla 4.21 - Resultados Metalúrgicos Promedio de los Productos del Circuito de Flotación Cobre-Plomo-Zinc.

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Gabeza de Flotación Cu-Pb-Zn	62.79	100.00	2.69	0.52	2.12	6.87	8.61	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de Cobre	0.44	0.70	85.38	22.67	9.74	9.80	18.87	22.2	30.2	3.2	1.0	1.5
Concentrado de Plomo	1.54	2.45	49.41	1.99	66.99	6.84	4.26	45.1	9.3	77.5	2.4	1.2
Rel. Bulk (Cab. Fresca Flot. Zn)	60.81	96.85	0.91	0.33	0.42	6.85	8.64	32.7	60.8	19.2	96.6	97.2
Alim. Total Flot. Rougher Zn	94.82	151.01	1.17	0.47	0.53	7.04	18.84	65.7	133.9	38.1	154.7	330.6
Concentrado Rougher Zn	15.97	25.43	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	26.4	78.2	13.8	111.5	60.3
Rel. Ro. Zn (Alim. Flot. Sc. Zn)	78.85	125.58	0.84	0.23	0.41	2.36	18.52	39.2	54.5	24.3	43.1	270.2
Concentrado Scavenger Zn	24.65	39.26	1.50	0.3	0.65	5.42	38.97	21.9	39.3	12.0	31.0	177.7
Relave Final (Rel. Scav. Zn)	54.20	86.32	0.54	0.10	0.30	0.97	9.22	17.3	16.4	12.2	12.2	92.5
Alim. Ira. Limpieza de Zinc	15.97	25.43	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	26.4	78.2	13.8	111.5	60.3
Relave Ira. Limpieza de Zinc	9.36	14.91	1.98	1.23	0.96	12.51	32.05	11.0	34.1	6.8	27.1	55.5
Concentrado final de Zinc	6.61	10.53	3.94	2.20	1.42	55.06	3.91	15.4	44.1	7.1	84.4	4.8

Tabla 4.22 - Resultados Metalúrgicos Promedio de los Productos del Circuito de Flotación de Zinc

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimento Fresco Flotación de Zn	60.81	100.00	0.91	0.33	0.42	6.85	8.64	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Alim. Total Flot. Rougher de Zn	94.82	155.93	1.17	0.47	0.53	7.04	18.84	200.3	223.2	197.6	160.2	339.9
Concentrado Rougher de Zinc	15.97	26.26	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	80.6	130.4	71.6	115.5	62.0
Rel. Ro. Zn (Alim. Flot. Sc. Zn)	78.85	129.67	0.84	0.23	0.41	2.36	18.52	119.7	90.8	126.0	44.7	277.9
Concentrado Scavenger de Zinc	24.65	40.54	1.50	0.53	0.65	5.42	38.97	66.8	65.4	62.5	32.1	182.8
Relave Final (Rel. Scav. Zinc)	54.20	89.13	0.54	0.10	0.30	0.97	9.22	52.9	27.2	63.5	12.6	95.1
Alimento Ira. Limpieza de Zinc	15.97	26.26	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	80.5	130.4	71.6	115.5	62.0
Relave Ira. Limpieza de Zinc	9.36	15.39	1.98	1.23	0.96	12.51	32.05	33.5	57.7	35.0	28.1	57.1
Concentrado Final de Zinc	6.61	10.87	3.94	2.20	1.42	55.06	3.91	47.1	72.8	36.6	87.4	4.9

Tabla 4.23 - Condiciones de Flotación en el Circuito de Zinc

Etapa de Flotación	# Celdas	Ft ³ /Celda	Ft ³	Ft ³ /Min.	Tiempo Flot. Min.	pH	Sólido Sp.Gr. g/cc	%Sol.	Dens. pulpa g/l.
Acondicionador 8'x8'	1	402.12	402.12	113.14	3.55	11.0	3.43	33.99	1317.3
Acondicionador 11'x11'	1	1045.37	1045.37	113.14	9.24	11.0	3.43	33.99	1317.3
Flotación Rougher	18-# 48	40.0	720.0	113.14	6.36	11.0	3.43	33.99	1317.3
Flotación Scavenger	12-# 48	40.0	480	104.80	4.58	10.8	3.33	31.57	1281.4
Primera Limpieza	9-# 18Sp	24.0	216.0	22.86	9.45	13.0	3.96	43.56	1483.0
Segunda Limpieza	9-# 18Sp	24.0	216.0	20.63	10.47	12.5	3.87	48.82	1567.7
Tercera Limpieza	6-# 18Sp	24.0	144.0	12.05	11.95	12.5	3.89	49.89	1589.2

Tabla 4.24 - Resultados Metalúrgicos del Circuito de Flotación de Zinc

Etapa de Flotación Rougher:

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimento Flotación Rougher Zinc	94.82	100.00	1.17	0.47	0.53	7.04	18.84	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado rougher de Zinc	15.97	16.84	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	40.2	58.9	36.2	72.1	18.2
Relave Rougher de Zinc	78.85	83.16	0.84	0.23	0.41	2.36	18.52	59.8	41.1	63.8	27.9	81.2

Etapa de Flotación Scavenger:

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimento Flotación Scavenger Zn	78.85	100.00	0.84	0.23	0.41	2.36	18.52	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Scavenger de Zinc	24.65	31.26	1.50	0.53	0.65	5.42	38.97	55.8	70.7	49.6	71.8	65.8
Relave Scavenger Zinc	54.20	68.74	0.54	0.10	0.30	0.97	9.22	44.2	29.3	50.4	28.2	34.2

Etapa Limpieza Concentrado Rougher:

Productos	TCSPH	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimento Ira. Limpieza de Zinc	15.97	100.00	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Final de Zinc	6.61	41.39	3.94	2.20	1.42	55.06	3.91	58.4	55.8	51.1	75.7	7.9
Relave Ira. Limpieza de Zinc	9.36	58.61	1.98	1.23	0.96	12.51	32.05	41.6	44.2	48.9	24.3	92.1

zinc en el relave de la primera limpieza son de 24,3% y también están concentradas en las fracciones gruesas, significando que la eficiencia de limpieza es reducida en esta fracción. El diagrama de flujo de esta etapa del circuito, se muestra en la figura 4.11. El balance de materiales se presenta en la figura 4.12. Si analizamos el balance de la figura 4.12, tenemos que la densidades de alimentación a las limpiezas son altas: 1506.77 g/l en la primera limpieza, 1574.81 g/l en la segunda limpieza y 1589.21 g/l en la tercera limpieza. Los tiempos de flotación son: 9.45 minutos en la primera limpieza, 10.47 minutos en la segunda limpieza y 11.95 minutos en la tercera limpieza, respectivamente.

4.3.4. Efecto del Tamaño de Partícula en la Flotación de Zinc.

El efecto del tamaño de partícula en la flotación de zinc, lo estudiaremos en cada una de las etapas del circuito de zinc. Para este propósito se ha dividido en:

- Efecto del tamaño de partícula en el proceso general de flotación.
- Efecto del tamaño de partícula en la etapa de flotación rougher .
- Efecto del Tamaño de partícula en la etapa de flotación scavenger
- Efecto del tamaño de partículas en las etapas de limpieza del concentrado rougher.

4.3.4.1. Efecto del Tamaño de Partícula en la Flotación de Zinc.

El alimento fresco del circuito de flotación de zinc lo constituye el relave bulk Cu-Pb. El análisis granulométrico y distribución metálica del alimento fresco (relave Bulk Cu-Pb), concentrado de zinc y relave final del circuito, se muestran en la tabla 4.25.

En la tabla 4.25 podemos observar que el alimento fresco del circuito de flotación de zinc (relave bulk Cu-Pb) es relativamente grueso. Refiriéndonos a la fracción de partículas +200, tenemos que estas representan el 50.5% del peso total del alimento, mientras que la fracción de partículas -200 mallas representa el 49.5%. En la fracción +200 mallas podemos observar fuerte proporción de partículas -50+70 mallas, representando el 19,20% y partículas -100+200 mallas, representando el 21.81%. En la fracción -200 mallas predominan las partícu-

las -325 mallas con el 39.24%.

La distribución metálica en la fracción de partículas +200 mallas es de 42.1% Zn y 38.5% Fe, mientras que en la fracción -200 mallas tenemos el 57.9% Zn y 61.5% Fe. La distribución metálica en la fracción -50,70 mallas es de 8.8% Zn y 6.1% Fe, mientras que en la fracción -100+200 mallas es de 25.0% Zn y 27.2% Fe. En la fracción -325 mallas se concentran los sulfuros de zinc y fierro, representando el 44.3% Zn y 46.6% Fe.

El concentrado final de zinc está formado fundamentalmente por partículas -100+270 mallas y por partículas -325 mallas.

La fracción -100+270 mallas representa el 37.35% en peso, siendo la distribución metálica de 36.8% Zn y 39.5% Fe. La fracción -325 mallas representa el 45.03% en peso y la distribución metálica es de 45.7% Zn y 43,7% Fe.

Refiriéndonos a la fracción de partículas +200 mallas, tenemos que ésta representa el 40.07% en peso y la distribución metálica es de 39.3% Zn y 40.6% Fe. La fracción -200 mallas representa el 59.93 % en peso y la distribución metálica es de 60.7% Zn y 59.4% Fe, significando todo esto que hacia el concentrado de zinc flotan fundamentalmente las partículas finas de zinc y fierro.

El relave final sigue la misma tendencia de la cabeza de flotación (relave bulk Cu-Pb). La fracción de partículas +200 mallas representa el 51.78% en peso, encontrándose aquí el 61.8% Zn y el 38.2% Fe, mientras que en la fracción -200 mallas se encuentra el 48,22% del peso total de partículas y el 38.2% Zn y el 61.8% Fe.

La fracción de partículas -50+70 mallas representa el 20.9% en peso y el 35.5% Zn y el 6.1% Fe. La fracción de partículas -100+200 mallas representa el 21.16% en peso, 14.3% Zn y 27.0% Fe. En la fracción -325 mallas tenemos el 38.53% del peso total de partículas, el 34.1% Zn y el 46.8% Fe, respectivamente.

Refiriéndonos a la tabla 4.25 tenemos que el grado del concentrado final de zinc es función del tamaño de partícula, haciéndose óptimo en el rango fino (-200 mallas), significando que una molienda fina de la cabeza de flotación de zinc, permitiría obtener un concentrado de zinc superior a 55%.

En la tabla 4.26 han sido registradas las recuperaciones me-

Tabla 4.25 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño de la Alimentación Fresca y Productos del Circuito de Flotación de Zinc.

Relave Bulk:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	19.20	0.68	0.20	0.30	3.13	2.74	14.3	11.5	13.8	8.8	6.1
- 70 + 100 "	9.49	0.83	0.38	0.25	6.02	4.77	8.6	10.8	5.7	8.3	5.2
- 100 + 140 "	11.96	0.89	0.43	0.20	7.68	9.58	11.7	15.4	5.7	13.4	13.3
- 140 + 200 "	9.85	0.60	0.41	0.17	8.05	12.18	6.5	12.1	4.0	11.6	13.9
- 200 + 270 "	7.11	0.68	0.37	0.16	8.91	12.82	5.3	7.9	2.7	9.2	10.5
- 270 + 325 "	3.15	0.57	0.24	0.17	9.48	12.01	2.0	2.3	1.3	4.4	4.4
- 325 "	39.24	1.20	0.34	0.71	7.74	10.28	51.6	40.0	66.8	44.3	46.6
Cabeza calculada	100.00	0.91	0.33	0.42	6.85	8.64	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	50.50	0.74	0.33	0.24	5.71	6.58	41.1	49.8	29.2	42.1	38.5
- 200 "	49.50	1.08	0.34	0.60	8.02	10.66	58.9	50.2	70.8	57.9	61.5

Concentrado de Zinc:

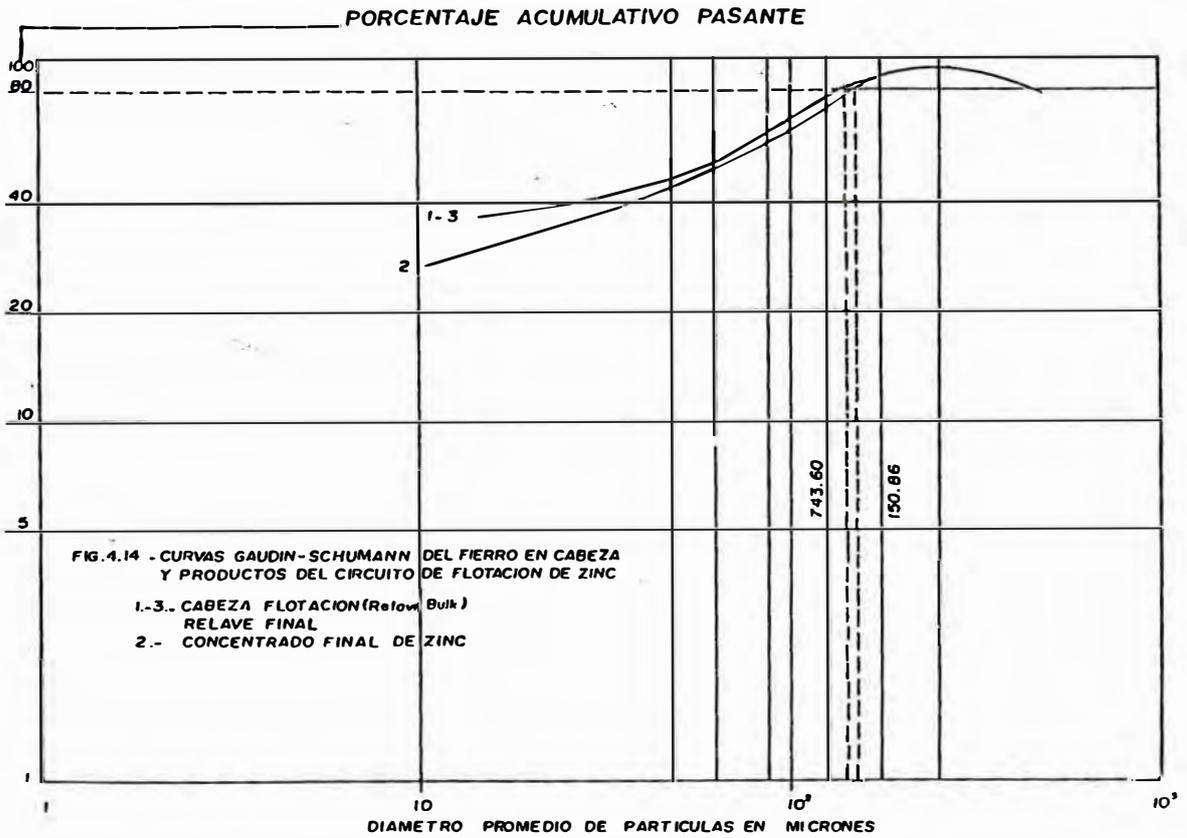
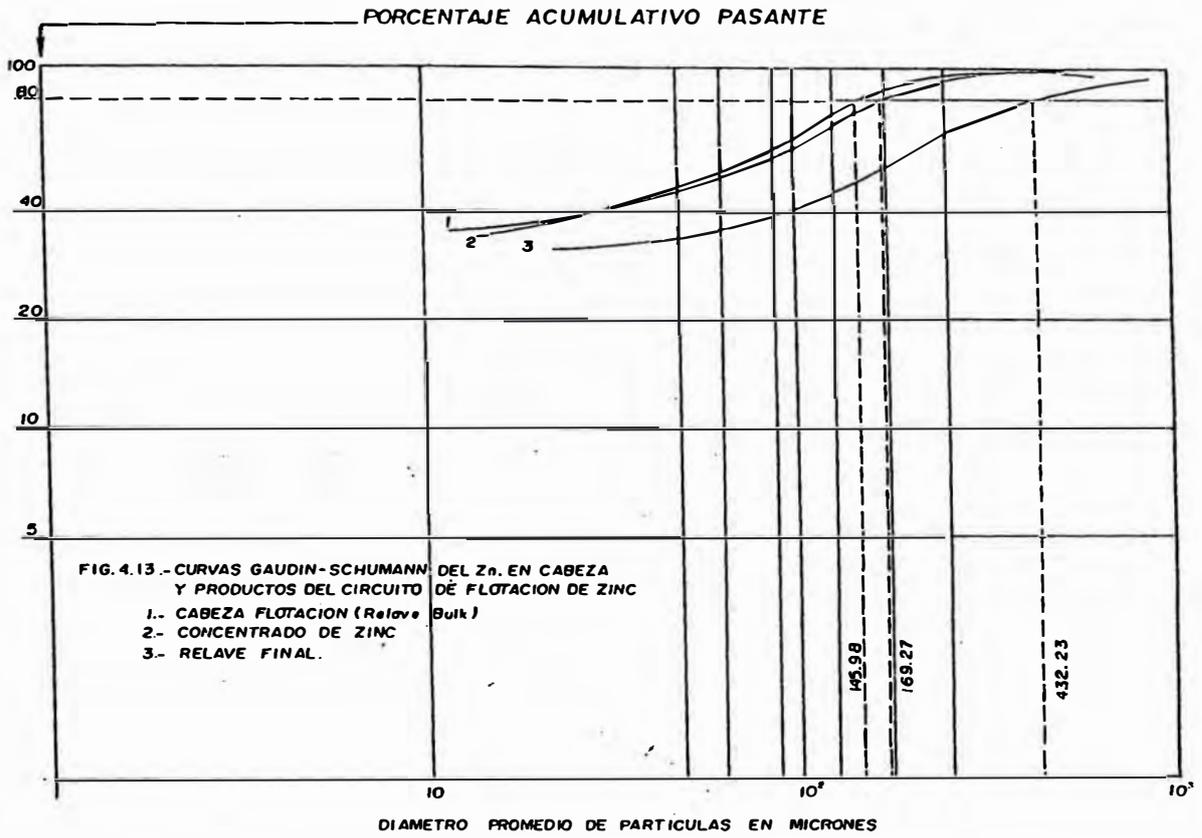
Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	4.98	2.86	1.90	0.81	54.24	4.00	3.6	4.3	2.8	4.9	5.1
- 70 + 100 "	7.89	4.09	2.68	0.77	54.72	3.40	8.2	9.6	4.3	7.8	6.9
- 100 + 140 "	14.52	3.88	2.80	0.66	53.28	4.20	14.3	18.4	6.7	14.1	15.6
- 140 + 200 "	12.68	2.48	2.60	0.53	54.24	4.00	8.0	15.0	4.7	12.5	13.0
- 200 + 270 "	10.15	2.66	2.19	0.48	55.20	4.20	6.8	10.1	3.4	10.2	10.9
- 270 + 325 "	4.75	2.01	1.31	0.50	55.68	4.00	2.4	2.8	1.7	4.8	4.8
- 325 "	45.03	4.96	1.95	2.40	55.92	3.80	56.7	39.8	76.3	45.7	43.7
Cabeza Calculada	100.00	3.94	2.21	1.42	55.06	3.91	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	40.07	3.33	2.60	0.66	53.99	3.95	34.1	47.3	18.5	39.3	40.6
- 200 "	59.93	4.34	1.94	1.92	55.78	3.88	65.9	52.7	81.5	60.7	59.4

Relave Final:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	20.93	0.61	0.15	0.29	1.65	2.70	23.5	30.1	20.5	35.5	6.1
- 70 + 100 "	9.69	0.51	0.15	0.20	1.20	4.90	9.0	14.0	6.5	12.0	5.1
- 100 + 140 "	11.65	0.43	0.07	0.13	0.75	10.40	9.2	7.8	5.1	9.0	13.7
- 140 + 200 "	9.51	0.29	0.05	0.11	0.54	13.50	5.1	4.6	3.5	5.3	13.9
- 200 + 270 "	6.74	0.32	0.03	0.10	0.41	14.40	4.0	1.9	2.3	2.8	10.5
- 270 + 325 "	2.95	0.29	0.03	0.10	0.42	13.60	1.6	0.8	1.0	1.3	4.4
- 325 "	38.53	0.67	0.11	0.47	0.86	11.20	47.5	40.7	61.1	34.1	46.8
Cabeza calculada	100.00	0.54	0.10	0.30	0.97	9.22	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	51.78	0.49	0.11	0.20	1.16	6.83	46.8	56.5	35.6	61.8	38.2
- 200 "	48.22	0.60	0.09	0.40	0.77	11.79	53.2	43.5	64.4	38.2	61.8

Tabla 4.26 - Recuperaciones y Perdidas Metálicas en los Productos Finales del Circuito de Flotación de Zinc (Referencia Flotación Relave Bulk Cobre-Plomo)

Fracción de Malla	% Peso	Concentrado de Zinc					Relave Final					
		Recuperación-%					Pérdidas-%					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	% Peso	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	2.8	12.0	26.9	7.5	48.8	4.1	97.2	88.0	73.1	92.5	51.2	95.9
- 70 + 100 "	9.0	44.2	63.9	27.6	81.9	6.4	91.0	55.8	36.1	72.4	18.1	93.6
- 100 + 140 "	13.2	57.8	85.9	43.6	91.5	5.8	86.8	42.2	14.1	56.4	8.5	94.2
- 140 + 200 "	14.0	58.2	89.4	43.9	94.2	4.6	86.0	41.8	10.6	56.1	5.8	95.4
- 200 + 270 "	15.5	60.4	93.1	46.8	96.1	5.1	84.5	39.6	6.9	53.2	3.9	94.9
- 270 + 325 "	16.4	57.6	89.6	49.5	96.3	5.5	83.6	42.4	10.4	50.5	3.7	94.5
- 325 "	12.5	51.3	71.6	42.1	90.3	4.6	87.5	48.7	28.4	57.9	9.7	95.4
Total	10.9	47.1	72.9	36.6	87.4	4.9	89.1	52.9	27.1	63.4	12.6	95.1
+ 200 "	8.6	39.1	69.0	23.7	81.5	5.2	91.4	60.9	31.0	76.3	18.5	94.8
- 200 "	13.1	52.3	76.6	42.1	91.7	4.8	86.9	47.7	23.4	57.9	8.3	95.2



tálicas vs. malla. puede observarse que la recuperación total de zinc, tomando como referencia el alimento fresco del circuito, es de 87.4%. Sin embargo, refiriéndonos a la cabeza de flotación Cu-Pb-Zn, tenemos una recuperación total de 84.4%. la diferencia es originada por el desplazamiento de zinc hacia los concentrados de cobre y plomo.

Volviendo a la tabla 4.26, observamos que la recuperación de zinc es función directa del tamaño de partícula, haciéndose óptima en la fracción -200 mallas, donde se recupera el 91.7% del zinc contenido en la cabeza. por lo tanto, las mayores pérdidas de zinc en el relave final ocurren en las fracciones gruesas, siendo del orden del 18.5% en la fracción +200 mallas. Esto hace evidente que una molienda más fina que la que actualmente se hace a la cabeza de flotación de zinc, favorecería la recuperación de este metal.

Finalmente, en las figuras 4.13 y 4.14, mostramos el tamaño promedio (d80) de las partículas de Zn y Fe en el alimento y productos del proceso general de flotación de zinc. El zinc en el alimento se encuentra en partículas de 169.27 micrones, en el concentrado final en partículas de 145.98 micrones, y en el relave final en partículas de 432.23 micrones. El tamaño promedio de las partículas de fierro en la cabeza y relave final es de 143.60 micrones, y en el contenido final de 150.86 micrones.

4.3.4.2. Efecto del tamaño de Partícula en la Etapa de Flotación Rougher de Zinc

Co mo se puede apreciar en la figura 4.11, la flotación rougher de zinc se realiza en tres bancos de 6 celdas Galigher Agitair # 48, que operan en paralelo. La alimentación total de la etapa de flotación rougher está constituida por el relave bulk Cu-Pb (alimento fresco), el concentrado scavenger de zinc y el relave de la primera limpieza de zinc.

El análisis granulométrico y distribución metálica del alimento a flotación rougher de zinc, concentrado rougher de zinc y relave rougher zinc, se muestra en la tabla 4.27.

Comparando la tabla 4.25 con la tabla 4.27, observamos que el alimento total a la etapa de flotación rougher es mucho más fino que el alimento fresco (relave bulk en Pb). Esta diferencia se debe a que tanto el concentrado scavenger de zinc, como el relave de la primera

limpieza de zinc, tienen fuerte proporción de partículas -200 mallas. El alimento total a flotación rougher analiza 55.78% -200 mallas vs. 49.50% -200 mallas que analiza el alimento fresco.

Volviendo a la tabla 4.27, tenemos que el alimento total a flotación rougher está formado fundamentalmente por partículas -50+70 mallas, por partículas -100+270 mallas y por partículas -325 mallas.

La fracción de partículas -50+70 mallas, representa el 13.66% en peso, 11.0% Zn y 2,1% Fe. La fracción -100+270 mallas representa el 32.95% en peso, 34.9% Zn y 41,0% Fe. En la fracción -325 mallas hay fuerte proporción de partículas, representando el 41.28% en peso y por ende, encontrándose los sulfuros de zinc y fierro: 40.1% Zn y 47.0% Fe respectivamente.

El concentrado rougher zinc es relativamente fino, 60.89% -200 mallas. Este concentrado está formado fundamentalmente por partículas -100+270 mallas y por partículas -325 mallas. La fracción -100+270 mallas representa el 37.27% en peso, 34.6% Zn y 42.8% Fe. la fracción -325 mallas constituye el 42.34% en peso, 41.5% Zn y 44.8%Fe.

Refiriéndonos a la tabla 4.27, tenemos que el grado del concentrado rougher zinc es de 30.12% Zn. El grado de este concentrado es afectado por el fuerte desplazamiento de los sulfuros de fierro ocurrido fundamentalmente en las fracciones finas (-200 mallas). Esta contaminación con fierro se debe a un inadecuado pH de flotación que oscila entre 10.5 y 11.0. Deberían mantenerse condiciones de pH de flotación superiores a 12.0 para minimizar el desplazamiento de fierro y aumentar el grado del concentrado rougher zinc por encima de 40.0%.

Las características granulométricas del relava rougher sigue la misma tendencia del alimento. La fracción de partículas -50+70 mallas representa el 14.97% en peso, 14.2% Zn y 2.4% Fe. la fracción -100+270 mallas representa el 31.07% en peso, 35.6% Zn y 40.5% Fe. La fracción -325 mallas forma el 41.06% en peso, concentrándose los sulfuros de zinc y fierro en la proporción de 36.6% y 47.6% respectivamente.

La tabla 4.28 muestra las recuperaciones metálicas vs. malla en la etapa de flotación rougher. La recuperación total es de 72.1% Zn. Las recuperaciones de zinc se observan practicamente constantes en toda la gama de tamaño. Se observan pequeños incrementos en las recuperaciones en la fracción -270 mallas. La recuperación se hace óptima

Tabla 4.27 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño del Alimento y Productos de la Etapa de Flotación Rougher Zinc.

Alimentación Total Flotación Rougher Zinc:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	13.66	0.97	0.33	0.36	5.65	2.94	11.3	9.6	9.2	11.0	2.1
- 70 + 100 "	7.54	1.40	0.75	0.40	9.14	6.92	9.0	12.1	5.7	9.8	2.8
- 100 + 140 "	11.16	1.11	0.98	0.34	9.13	16.52	10.6	23.3	7.1	14.5	9.8
- 140 + 200 "	11.86	0.96	0.75	0.31	6.95	25.17	9.7	19.0	6.9	11.7	15.9
- 200 + 270 "	9.93	0.89	0.43	0.31	6.13	29.00	7.5	9.1	5.8	8.7	15.3
- 270 + 325 "	4.57	0.90	0.32	0.30	6.50	29.21	3.5	3.1	2.6	4.2	7.1
- 325 "	41.28	1.37	0.27	0.81	6.84	21.47	48.4	23.8	62.7	40.1	47.0
Cabeza Calculada	100.00	1.17	0.47	0.53	7.04	18.84	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	44.22	1.08	0.68	0.35	7.47	13.01	40.6	64.0	28.9	47.0	30.6
- 200 "	55.78	1.25	0.30	0.68	6.69	23.45	59.4	36.0	71.1	53.0	69.4

Concentrado Rougher Zinc:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	7.25	3.79	2.08	0.74	40.41	3.00	9.9	9.2	4.7	9.7	1.1
- 70 + 100 "	6.97	4.96	3.20	0.87	41.14	6.20	12.4	13.7	5.3	9.5	2.1
- 100 + 140 "	11.46	2.62	3.20	0.72	36.78	15.20	10.8	22.5	7.2	14.0	8.5
- 140 + 200 "	13.43	1.75	2.20	0.56	26.14	24.80	8.4	18.1	6.5	11.7	16.3
- 200 + 270 "	12.38	1.46	1.26	0.58	21.78	29.60	6.5	9.5	6.3	8.9	18.0
- 270 + 325 "	6.17	1.46	0.98	0.52	22.75	30.20	3.2	3.7	2.8	4.7	9.1
- 325 "	42.34	3.21	0.90	1.82	29.52	21.60	48.8	23.3	67.2	41.5	44.8
Cabeza calculada	100.00	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	39.11	2.96	2.65	0.70	34.58	14.63	41.5	63.5	23.7	44.9	28.0
- 200 "	60.89	2.68	0.98	1.44	27.26	24.10	58.5	36.5	76.3	55.1	72.0

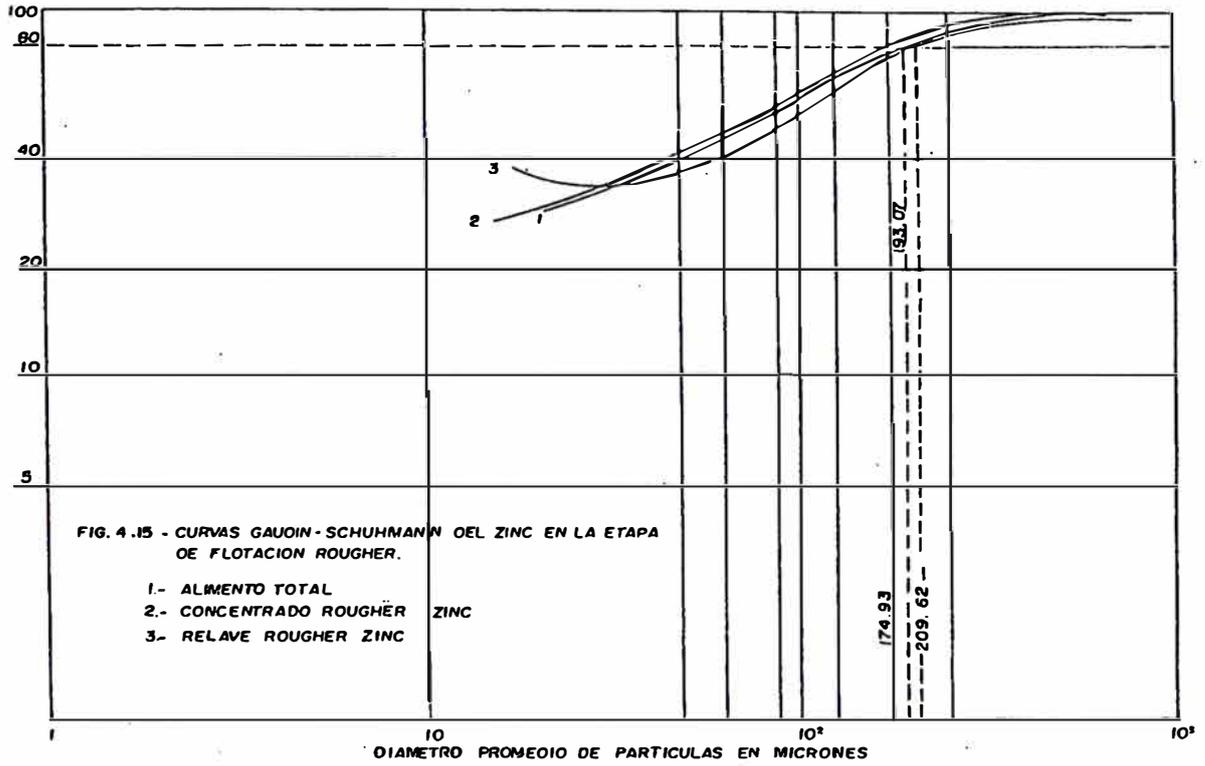
Relave Rougher Zinc:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	14.97	0.69	0.16	0.32	2.24	2.93	12.2	10.2	11.7	14.2	2.4
- 70 + 100 "	7.65	0.74	0.30	0.31	3.24	7.06	6.7	9.8	5.8	10.5	2.9
- 100 + 140 "	11.10	0.79	0.52	0.26	3.35	16.79	10.4	24.6	7.1	15.8	10.1
- 140 + 200 "	11.54	0.77	0.41	0.25	2.43	25.26	10.5	20.2	7.1	17.9	15.7
- 200 + 270 "	9.43	0.74	0.21	0.24	1.97	28.85	8.3	8.4	5.5	7.9	14.7
- 270 + 325 "	4.25	0.73	0.13	0.23	1.71	28.89	3.7	2.3	2.4	3.1	6.6
- 325 "	41.06	0.99	0.14	0.60	2.10	21.44	48.2	24.5	60.4	36.6	47.6
Cabeza calculada	100.00	0.84	0.23	0.41	2.36	18.52	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	45.26	0.74	0.33	0.29	2.73	12.72	39.8	64.8	31.7	52.4	31.1
- 200 "	54.74	0.93	0.15	0.51	2.05	23.30	60.2	35.2	68.3	47.6	68.9

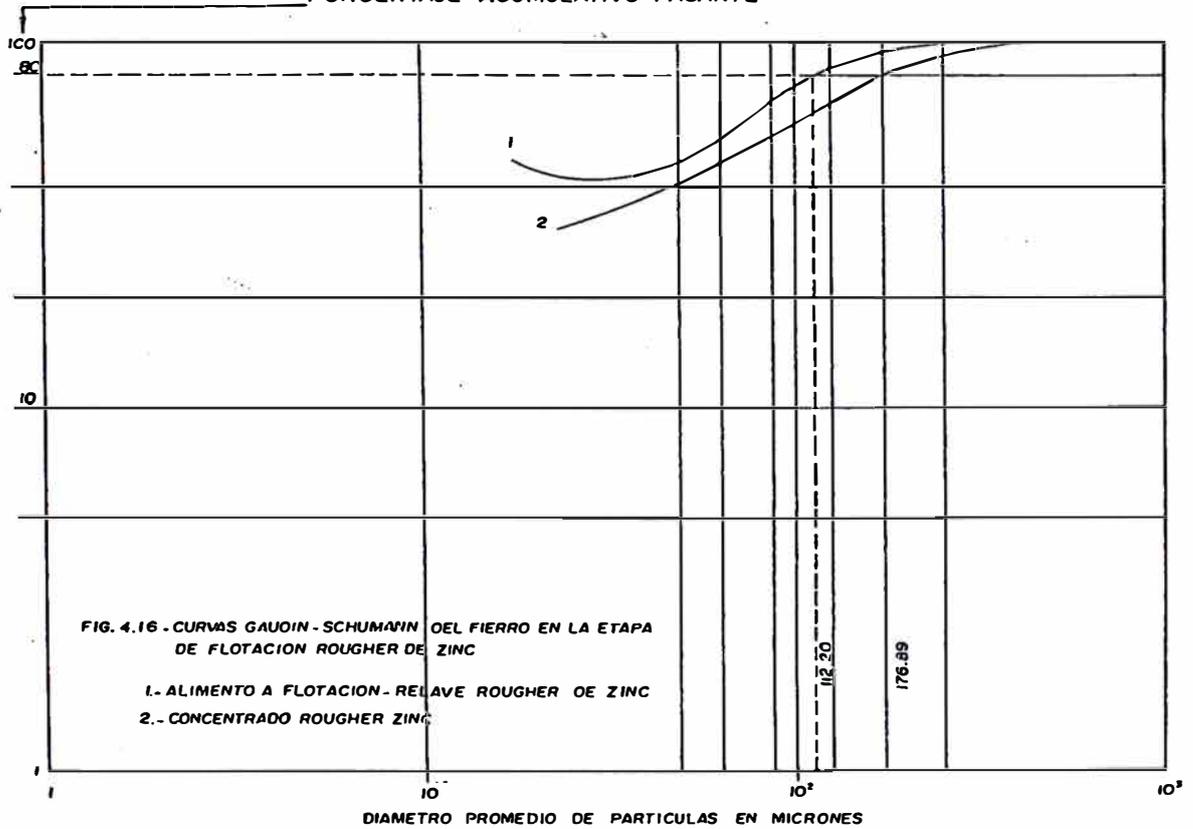
Tabla 4.28 - Recuperaciones y Pérdidas Metálicas en los productos de la Etapa de Flotación Rougher Zinc.

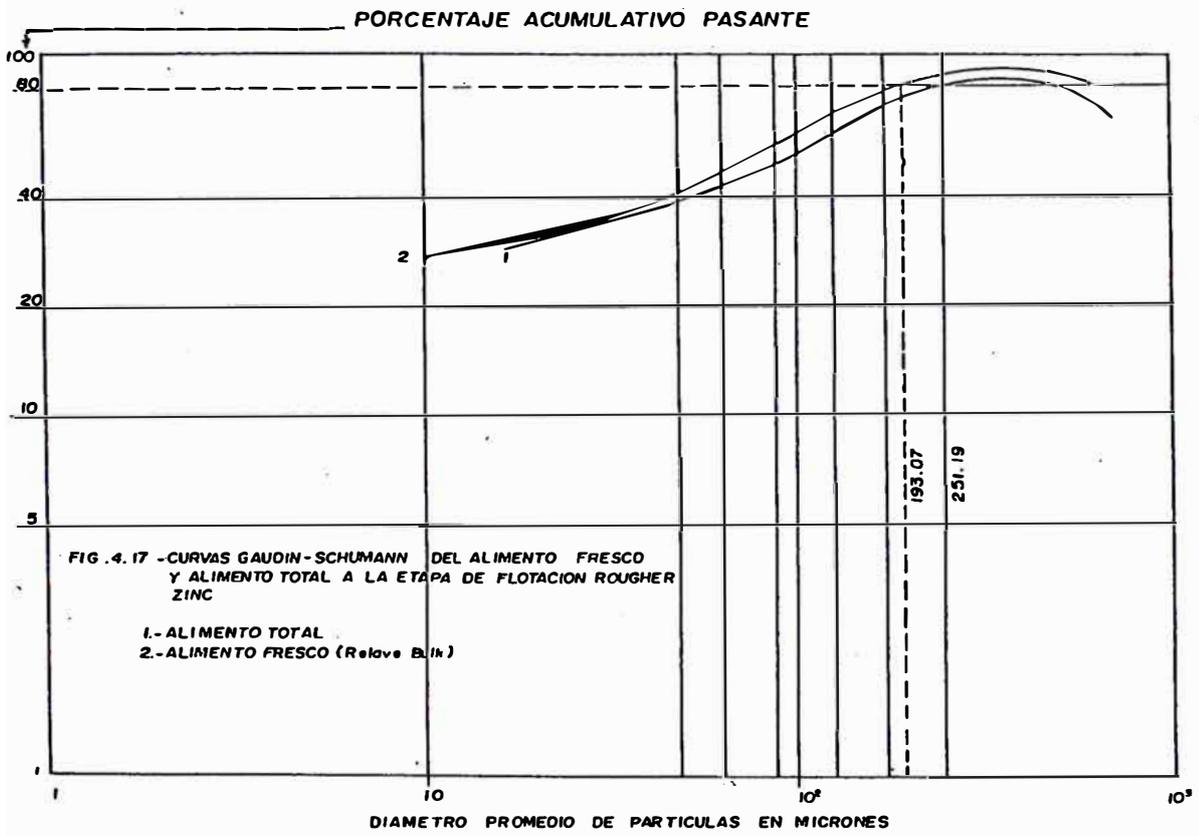
Fracción de Tamaño	% Peso	Concentrado Rougher Zinc Recuperación-%					% Peso	Relave Rougher Zinc Pérdidas-%				
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	8.9	35.0	56.0	18.5	63.9	9.1	91.1	65.0	44.0	81.5	36.1	90.9
- 70 + 100 "	15.6	55.3	66.3	34.1	70.1	13.9	84.4	44.7	33.7	65.9	29.9	86.1
- 100 + 140 "	17.3	41.0	56.3	36.7	69.7	15.9	82.7	59.0	43.7	63.3	30.3	84.1
- 140 + 200 "	19.1	34.9	55.8	34.6	71.7	18.8	80.9	65.1	44.2	65.4	28.3	81.2
- 200 + 270 "	21.0	34.4	61.5	39.1	74.6	21.4	79.0	65.6	38.5	60.9	25.4	78.6
- 270 + 325 "	22.7	37.0	68.9	39.9	79.6	23.5	77.3	63.0	31.1	60.1	20.4	76.5
- 325 "	17.3	40.4	57.3	38.8	74.6	17.4	82.7	59.6	42.7	61.2	25.4	82.6
Total	16.8	40.2	58.4	36.5	72.1	18.2	83.2	59.8	41.6	63.5	27.9	81.8
+ 200 "	14.9	40.8	58.1	29.8	69.0	16.8	85.1	59.2	41.9	70.2	31.0	83.2
- 200 "	18.4	39.4	60.1	38.9	74.9	18.9	81.6	60.6	39.9	61.1	25.1	81.1

PORCENTAJE ACUMULATIVO PASANTE



PORCENTAJE ACUMULATIVO PASANTE





en la fracción -270+325 mallas, donde se alcanza una recuperación de zinc de alrededor 80.0%. las pérdidas de zinc en el relave rougher se incrementan a medida que se incrementa el tamaño de partícula, siendo máximas en el rango -50+70 mallas, como puede observarse en la tabla 4.28.

En la figura 4.15 se muestra el tamaño promedio (d80) de las partículas de zinc que se encuentran presentes en el alimento y productos de la etapa de flotación rougher. El zinc presente en el alimento total a la etapa de flotación rougher se encuentra en partículas cuyo tamaño promedio es de 193.07 micrones, el zinc en el concentrado rougher se encuentra en partículas de 174.93 micrones, y el zinc en el relave rougher se encuentra en partículas de 209.62 micrones.

En la figura 4.16 se muestra el tamaño promedio de las partículas de fierro. El fierro en el alimento, como en el relave rougher se encuentra en partículas de 112.20 micrones, en cambio el fierro presente en el concentrado rougher se encuentra en partículas de 176.89 micrones. En la figura 4.17 se muestra el tamaño promedio de las partículas del alimento fresco y alimento total a la etapa de flotación rougher. El alimento total tiene un tamaño promedio de partículas de 193.07 micrones y el alimento fresco un tamaño promedio de partículas de 251.19 micrones.

4.3.4.3. Efecto del Tamaño de Partícula en la Etapa de Flotación Scavenger de Zinc

La etapa de flotación scavenger de zinc se realiza en 3 bancos de 4 celdas Agitair # 48 que operan en paralelo. La alimentación a cada banco está constituida por el relave rougher, el concentrado scavenger es retornado a la etapa de flotación roughery el relave scavenger constituye el relave final.

El análisis granulométrico y distribución de metales del alimento, concentrado y relave final de la etapa de flotación scavenger se muestra en la tabla 4.29.

El alimento, vemos que está constituido en mayor proporción por partículas -50+70 mallas, por partículas -100+270 mallas y por partículas -325 mallas. La fracción de partículas -50+70 mallas representa el 14.97% en peso, 14.2% Zn y 2.4% Fe, la fracción -100+270 mallas constituye el 32.07% en peso, 35.6% Zn y 40.5% Fe. La fracción

-325 mallas constituye el 41.06% en peso, concentrándose los sulfuros de zinc y fierro con el 36.6% Zn y 47.6% Fe, respectivamente. También puede observarse, que en el alimento a la etapa de flotación scavenger, los sulfuros de fierro se concentran en la fracción -200 mallas con el 68.9% del fierro total alimentado.

El concentrado scavenger de zinc está constituido en mayor proporción por partículas -100+270 mallas con el 41.26% en peso, 42.7% Zn y 42.1% Fe, y por partículas -325 mallas con el 46.62% en peso, 37.4% Zn y 47.9% Fe. también podemos notar que los sulfuros de fierro se concentran en el concentrado scavenger zinc en la fracción -200 mallas con el 72.5% del contenido de fierro en este producto. El concentrado scavenger zinc ensaya 5.42% Zn con 38.97% de fierro.

Finalmente, el relave scavenger o relave final está formado mayoritariamente por partículas -50+70 mallas, con el 20.93% en peso, 35.5% Zn y 6.1% Fe, por partículas -100+200 mallas representando el 21.16% en peso, 14.3% Zn y 27.0% Fe, y por partículas -325 mallas con el 38.53% en peso, 34.1% Zn y 46.8% Fe.

En la tabla 4.30 se muestran las recuperaciones metálicas en la etapa flotación scavenger. la recuperación total de zinc es de 71.8%. Esta recuperación se incrementa a medida que disminuye el tamaño de partícula, haciéndose óptima en el rango -200+270 mallas, donde se recupera el 89.8% de zinc de la etapa.

Las pérdidas de zinc en el relave final son fuertes en la fracción +200 mallas, en donde se desplaza el 31.8% del zinc alimentado. Las mayores pérdidas se originan en la fracción -50+70 mallas con el 68.6% del zinc.

En la figura 4.18 se muestra el tamaño promedio de las partículas de zinc que intervienen en la etapa de flotación scavenger de zinc. En el alimento el zinc se encuentra en partículas de 209.62 micrones, en el concentrado sacvenger se encuentra partículas de 163.79 micrones, en el relave final se encuentra en partículas de 432.23 micrones.

En la figura 4.19 se muestra el tamaño promedio de las partículas de fierro. En el alimento el fierro está en partículas de 112.20 micrones, en el concentrado en partículas de 103.34 micrones, y en el relave final en partículas de 143.60 micrones.

Tabla 4.29 - Análisis Granulométrico y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño de la Alimentación y Productos de la Etapa de Flotación Scavenger Zinc

Alimentación Flotación Scavenger Zinc:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	14.97	0.69	0.16	0.32	2.24	2.93	12.2	10.2	11.7	14.2	2.4
- 70 + 100 "	7.65	0.74	0.30	0.31	3.24	7.06	6.7	9.8	5.8	10.5	2.9
- 100 + 140 "	11.10	0.79	0.52	0.26	3.35	16.79	10.4	24.6	7.1	15.8	10.1
- 140 + 200 "	11.54	0.77	0.41	0.25	2.43	25.26	10.5	20.2	7.1	11.9	15.7
- 200 + 270 "	9.43	0.74	0.21	0.24	1.97	28.85	8.3	8.4	5.5	7.9	14.7
- 270 + 325 "	4.25	0.73	0.13	0.23	1.71	28.29	3.7	2.3	2.4	3.1	6.6
- 325 "	41.06	0.99	0.14	0.60	2.10	21.44	48.2	24.5	60.4	36.6	47.6
Cabeza calculada	100.00	0.84	0.23	0.41	2.36	18.52	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	45.26	0.74	0.33	0.29	2.73	12.72	39.8	64.8	31.7	52.4	31.1
- 200 "	54.74	0.93	0.15	0.51	2.05	23.30	60.2	35.2	68.3	47.6	68.9

Concentrado Scavenger Zinc:

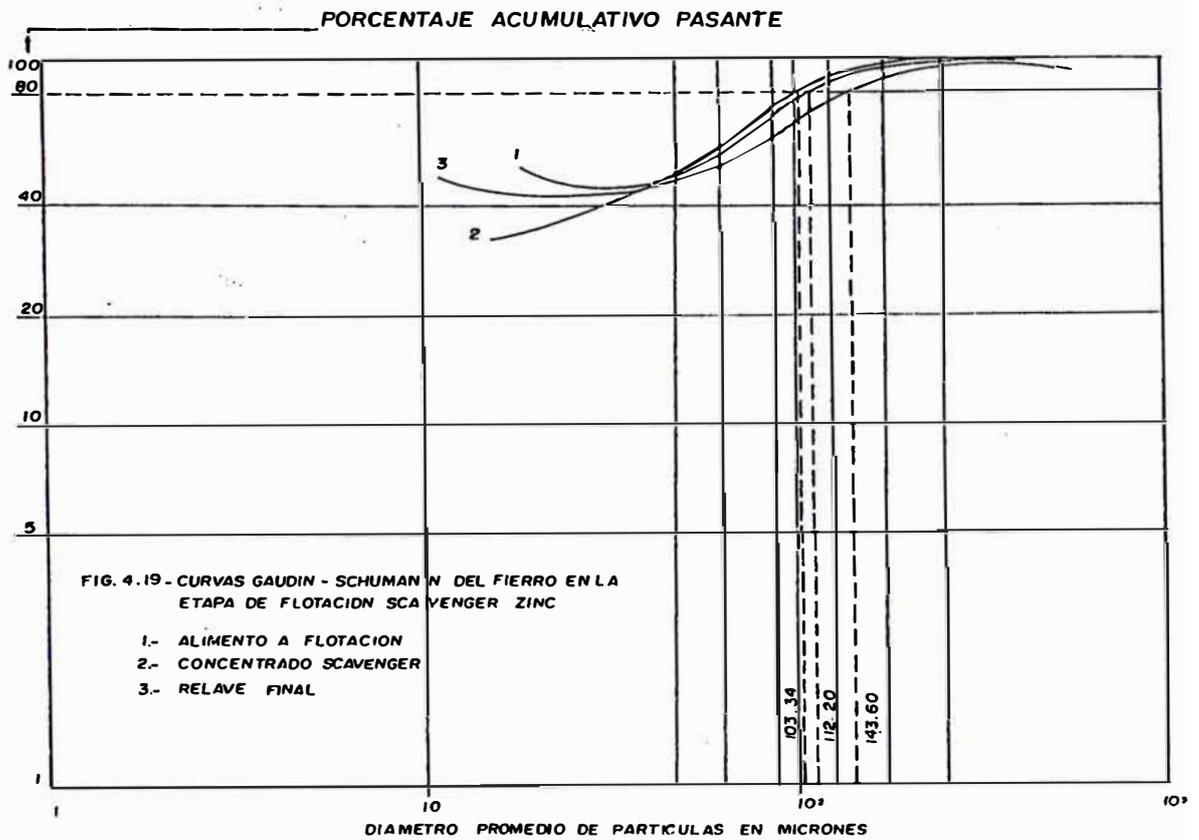
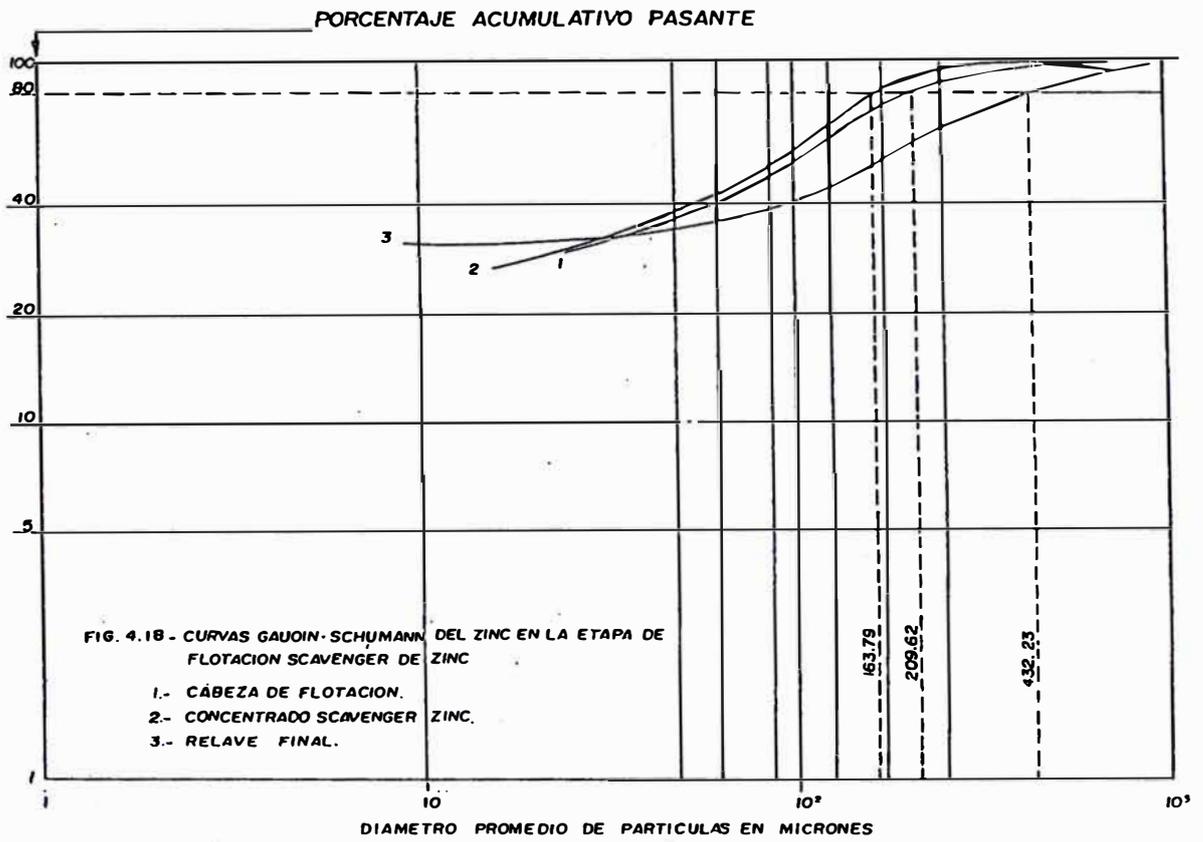
Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	1.85	2.60	0.35	1.11	18.26	8.56	3.2	1.2	3.1	6.2	0.4
- 70 + 100 "	3.15	2.32	1.34	1.06	17.07	21.68	4.9	8.0	5.1	9.9	1.8
- 100 + 140 "	9.91	1.72	1.67	0.60	10.07	33.64	11.4	31.2	9.1	18.4	8.6
- 140 + 200 "	16.01	1.39	0.89	0.44	4.89	40.62	14.8	26.9	10.8	14.5	16.7
- 200 + 270 "	15.34	1.14	0.39	0.38	3.47	42.81	11.6	11.3	8.9	9.8	16.8
- 270 + 325 "	7.12	1.13	0.22	0.34	2.88	42.78	5.4	2.9	3.7	3.8	7.8
- 325 "	46.62	1.57	0.21	0.83	4.34	40.06	48.7	18.5	52.9	37.4	47.9
Cabeza calculada	100.00	1.50	0.53	0.65	5.42	38.97	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	30.92	1.66	1.15	0.59	8.59	34.54	34.3	67.3	28.1	49.0	27.5
- 200 "	69.08	1.43	0.25	0.68	4.00	40.95	65.7	32.7	71.9	51.0	72.5

Relave Final:

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	20.93	0.61	0.15	0.29	1.65	2.70	23.5	30.1	20.5	23.5	6.1
- 70 + 100 "	9.69	0.51	0.15	0.20	1.20	4.90	9.0	14.0	6.5	12.0	5.1
- 100 + 140 "	11.65	0.43	0.07	0.13	0.75	10.40	9.2	7.8	5.1	9.0	13.1
- 140 + 200 "	9.51	0.29	0.05	0.11	0.54	13.50	5.1	4.6	3.5	5.3	13.9
- 200 + 270 "	6.74	0.32	0.03	0.10	0.41	14.40	4.0	1.9	2.3	2.8	10.5
- 270 + 325 "	2.95	0.29	0.03	0.10	0.42	13.60	1.6	0.8	1.0	1.3	4.4
- 325 "	38.53	0.67	0.11	0.47	0.86	11.20	47.5	40.7	61.1	34.1	46.8
Cabeza calculada	100.00	0.54	0.10	0.30	0.97	9.22	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	51.78	0.49	0.11	0.20	1.16	6.83	46.8	56.5	35.6	61.8	38.2
- 200 "	48.22	0.60	0.09	0.40	0.77	11.79	53.2	43.5	64.4	38.2	61.8

Tabla 4.30 - Recuperaciones y Pérdidas Metálicas en los Productos de la Etapa de Flotación Scavenger Zinc.

Fracción de Tamaño	% Peso	Concentrado Scavenger de Zinc					Relave Final					
		Recuperación-%					Pérdidas-%					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
+ 70 Mallas	3.9	14.6	8.6	13.3	31.4	11.3	96.1	85.4	91.4	86.7	68.6	88.7
- 70 + 100 "	12.9	40.2	56.9	43.9	67.8	39.5	87.1	59.8	43.1	56.1	32.2	60.5
- 100 + 140 "	27.9	60.7	90.2	64.1	83.9	55.9	72.1	39.3	9.8	35.9	16.1	44.1
- 140 + 200 "	43.4	78.6	93.2	75.4	87.4	69.7	56.6	21.4	6.8	24.6	12.6	30.3
- 200 + 270 "	50.9	78.7	93.1	79.7	89.8	75.5	49.1	21.3	6.9	20.3	10.2	24.5
- 270 + 325 "	52.3	81.1	88.9	78.9	88.3	77.5	47.7	18.9	11.1	21.1	11.7	22.5
- 325 "	35.5	56.3	51.2	49.3	73.5	66.3	64.5	43.7	48.8	50.7	26.5	33.7
Total	31.3	55.8	72.0	49.6	71.8	65.8	68.7	44.2	28.0	50.4	28.2	34.2
+ 200 "	21.4	47.9	73.4	43.5	67.2	58.0	78.6	52.1	26.6	56.5	32.8	42.0
- 200 "	39.5	60.7	65.5	52.6	77.0	69.3	60.5	39.3	34.5	47.4	23.0	30.7



4.3.4.4. Efecto del Tamaño de Partícula en las Etapas de Limpieza del Concentrado Rougher Zinc

La etapa de limpieza del concentrado rougher se efectúa en tres bancos de 8 celdas Denver 18Sp, que operan en paralelo. El alimento fresco de la primera limpieza de cada banco, es el concentrado rougher zinc del banco correspondiente. El relave de la primera limpieza es retornado a la cabeza de flotación rougher y el concentrado de zinc después de la tercera limpieza es el concentrado final de Zn.

El análisis granulométrico y distribución metálica del alimento y productos de la etapa de limpieza del concentrado rougher zinc se muestra en la tabla 4.31.

Como ya se indicó, el alimento fresco (concentrado rougher) está formado, en mayor proporción, por partículas -100+270 mallas y por partículas -325 mallas.

La fracción -100+270 mallas representa el 37.27% en peso, 34.6% Zn y 42.8% Fe. La fracción -325 mallas constituye el 42.34% en peso, 41.5% Zn y 44.8% Fe.

El grado del alimento fresco es de 30.12% Zn y 20,40% Fe. Como puede observarse en la tabla 4.32, el grado del alimento fresco es afectado por el fuerte desplazamiento de los sulfuros de fierro, ocurrido fundamentalmente en la fracción -200 mallas, donde este elemento representa el 72.0%.

El concentrado final de zinc sigue la misma tendencia del alimento fresco. la fracción -100+270 mallas representa el 37.55% en peso, 45.7% Zn y 43.7% Fe. Refiriéndonos a la fracción -200 mallas, tenemos que ésta representa el 59.93% en peso, 60.7% Zn y 59,4% Fe.

En la tabla 4.31 podemos observar que el grado del concentrado final es de 55.06% Zn y 3.91% Fe. también podemos observar que existe buena depresión del fierro en las etapas de limpieza, ya que como puede verse en la tabla 4.32 el 92.1% del fierro alimentado a la etapa , es eliminado a través del relave de la primera limpieza. Esta alta eficiencia en la depresión del fierro es debida a la cal alimentada a la primera limpieza, con la que se consigue un pH de operación de 13.0.

El relave de la primera limpieza representa el 58.6% del peso total de la carga alimentada a la etapa. En este relave recirculan el 24.3% del zinc y el 92.1% del fierro. En la tabla 4.31 observamos que

Tabla 4.31 - Análisis de Tamaño y Distribución de Metales en las Fracciones de Tamaño de la Alimentación y Productos de las Etapas de Limpieza del Concentrado Rougher.

Alimento Ira. Limpieza Zinc (Conc. Rougher Zinc)

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	7.25	3.79	2.08	0.74	40.41	3.00	9.9	9.2	4.7	9.7	1.1
- 70 + 100 "	6.97	4.96	3.20	0.87	41.14	6.20	12.4	13.7	5.3	9.5	2.1
- 100 + 140 "	11.46	2.62	3.20	0.72	36.78	15.20	10.8	22.5	7.2	14.0	8.5
- 140 + 200 "	13.43	1.75	2.20	0.56	26.14	24.80	8.4	18.1	6.5	11.7	16.3
- 200 + 270 "	12.38	1.46	1.26	0.58	21.78	29.60	6.5	9.5	6.3	8.9	18.0
- 270 + 325 "	6.17	1.46	0.98	0.52	22.75	30.20	3.2	3.7	2.8	4.7	9.1
- 325 "	42.34	3.21	0.90	1.82	29.52	21.60	48.8	23.3	67.2	41.5	44.8
Cabeza calculada	100.00	2.79	1.63	1.15	30.12	20.40	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	39.11	2.96	2.65	0.70	34.58	14.63	41.5	63.5	23.7	44.9	28.0
- 200 "	60.89	2.68	0.98	1.44	27.26	24.10	58.5	36.5	76.3	55.1	72.0

Concentrado Final Zinc

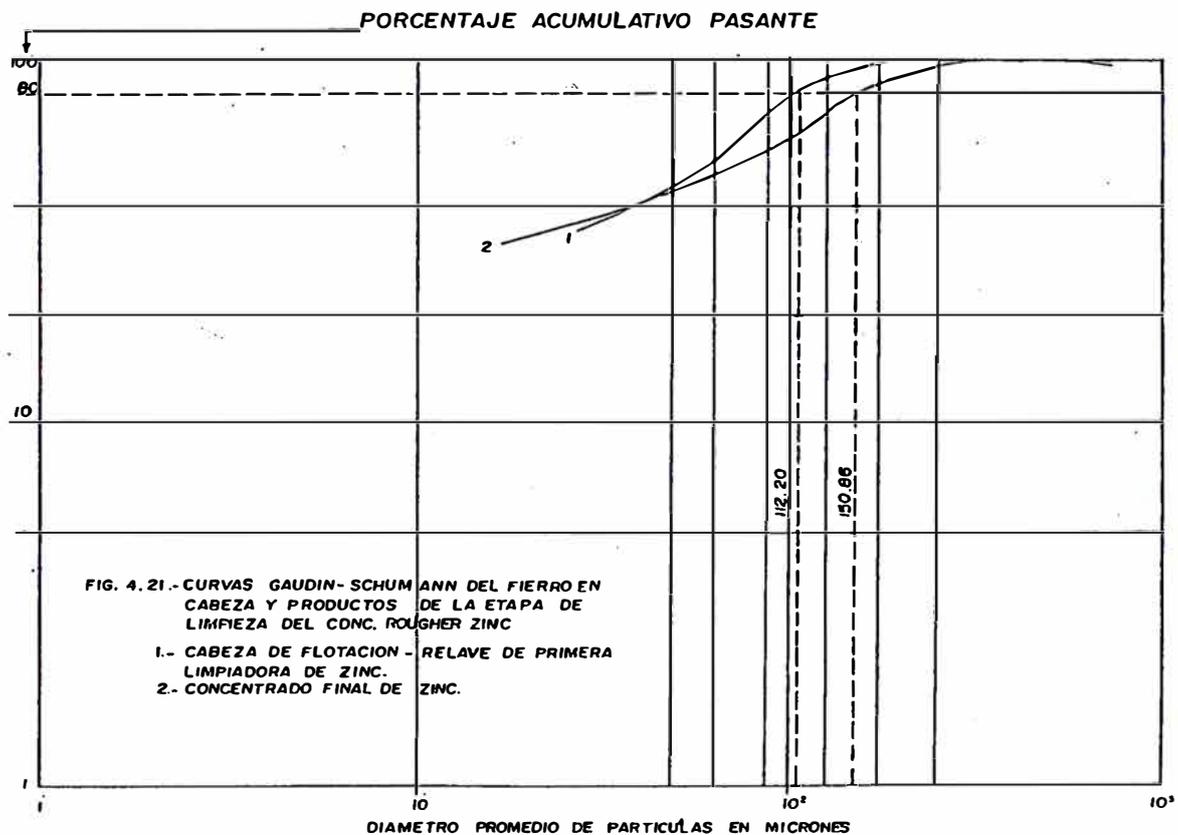
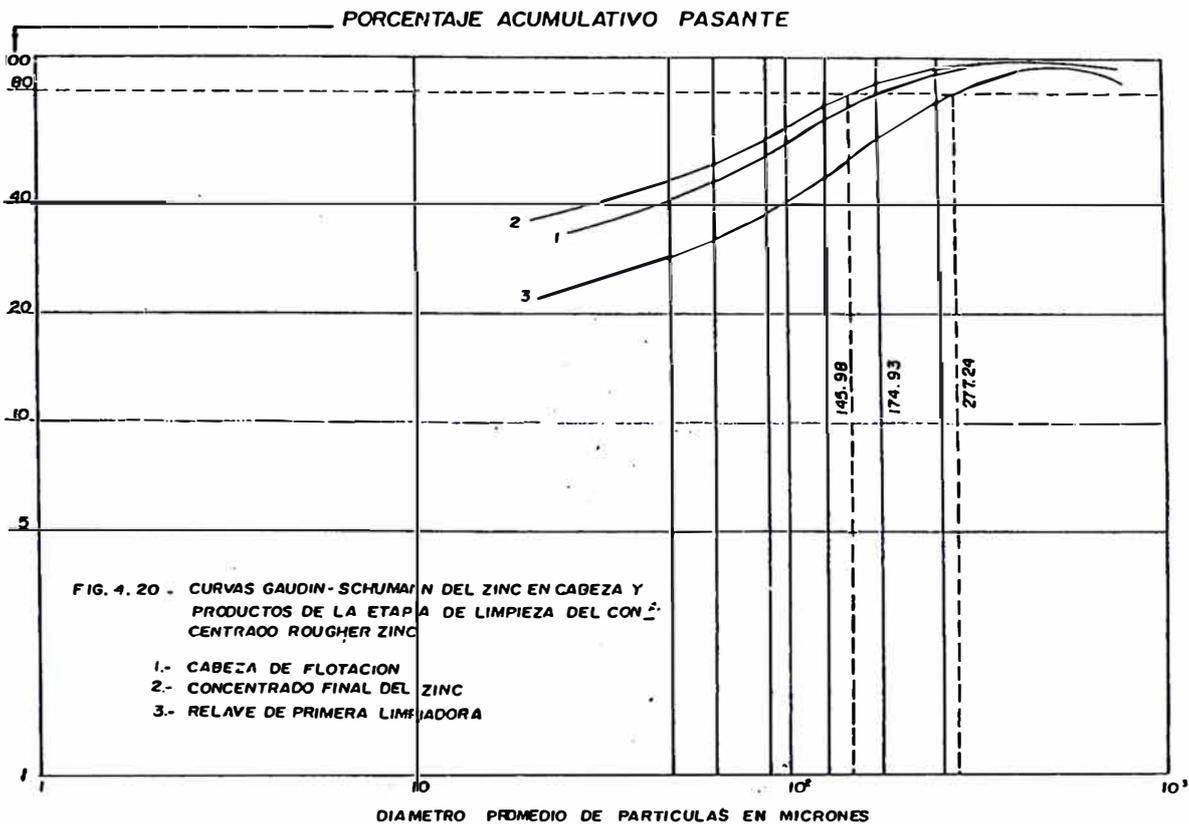
Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	4.98	2.86	1.90	0.81	54.24	4.00	3.6	4.3	2.8	4.9	5.1
- 70 + 100 "	7.89	4.09	2.68	0.77	54.72	3.40	8.2	9.6	4.3	7.8	6.9
- 100 + 140 "	14.52	3.88	2.80	0.66	53.28	4.20	14.3	18.4	6.7	14.1	15.6
- 140 + 200 "	12.68	2.48	2.60	0.53	54.24	4.00	8.0	15.0	4.7	12.5	13.0
- 200 + 270 "	10.15	2.66	2.19	0.48	55.20	4.20	6.3	10.1	3.4	10.2	10.9
- 270 + 325 "	4.75	2.01	1.31	0.50	55.68	4.00	2.4	2.8	1.7	4.8	4.8
- 325 "	45.03	4.96	1.95	2.40	55.92	3.80	56.7	39.8	76.3	45.7	43.7
Cabeza calculada	100.00	3.94	2.20	1.42	55.06	3.91	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	40.07	3.35	2.60	0.66	53.99	3.95	34.1	47.3	18.5	39.3	40.6
- 200 "	59.93	4.34	1.94	1.92	55.78	3.88	65.9	52.7	81.5	60.7	59.4

Relave Ira. Limpieza Zinc

Fracción de Tamaño	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)					Distribución-%				
		Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	8.85	4.16	2.15	0.71	34.93	2.60	18.7	15.5	6.6	24.7	0.7
- 70 + 100 "	6.32	5.73	3.66	0.96	20.17	8.67	18.4	18.8	6.4	14.7	1.7
- 100 + 140 "	9.30	1.23	3.64	0.79	18.58	27.33	5.8	27.6	7.7	13.8	7.9
- 140 + 200 "	13.96	1.28	1.94	0.58	8.11	38.14	9.1	22.1	8.4	9.1	16.6
- 200 + 270 "	13.95	0.84	0.78	0.63	4.62	42.66	6.0	8.9	9.2	5.2	18.6
- 270 + 325 "	7.17	1.20	0.83	0.53	7.35	42.47	4.4	4.8	4.0	4.2	9.5
- 325 "	40.45	1.83	0.07	1.36	8.76	35.59	47.6	2.3	57.7	28.3	44.9
Cabeza calculada	100.00	1.98	1.23	0.96	12.51	32.05	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+ 200 "	38.43	2.66	2.68	0.72	20.28	22.49	52.0	84.0	29.1	62.3	26.9
- 200 "	61.57	1.53	0.32	1.10	7.66	37.99	48.0	16.0	70.9	37.7	73.1

Tabla 4.32 - Recuperaciones y Pérdidas Metálicas en los Productos Finales de las Etapas de Limpieza del Concentrado Rougher Zinc

Fracción de Tamaño	% Peso	Concentrado Final de Zinc Recuperación-%					Relave Primera Limpieza Zinc Pérdidas-%					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	% Peso	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+ 70 Mallas	28.4	21.5	26.0	31.1	38.2	37.9	71.6	78.5	74.0	68.9	61.8	62.1
- 70 + 100 "	46.9	38.6	39.2	41.5	62.3	25.7	53.1	61.4	60.8	58.5	37.7	74.3
- 100 + 140 "	52.4	77.7	45.9	48.1	76.0	14.5	47.6	22.3	54.1	51.9	24.0	85.5
- 140 + 200 "	39.1	55.4	46.2	37.0	81.1	6.3	60.9	44.6	53.8	63.0	18.2	93.7
- 200 + 270 "	33.9	61.8	59.0	28.1	86.0	4.8	66.1	38.2	41.0	71.9	14.0	95.2
- 270 + 325 "	31.9	43.9	42.6	30.6	78.0	4.2	68.1	56.1	57.4	69.4	22.0	95.8
- 325 "	44.0	68.0	95.4	58.0	83.4	7.7	56.0	32.0	4.6	42.0	16.6	92.3
Total	41.4	58.5	55.9	51.1	75.7	7.9	58.6	41.5	44.1	48.9	24.3	92.1
+ 200 "	42.4	48.0	41.6	40.0	66.2	11.5	57.6	52.0	58.4	60.0	33.8	88.5
- 200 "	40.7	66.0	80.6	54.3	8.34	6.6	59.2	34.0	19.4	45.7	16.6	93.4



este relave está constituido, en mayor proporción, por partículas -100 +270 mallas y por partículas -325 mallas. La fracción -100+270 mallas representa el 37.21% en peso, 28.1% Zn y 43.1% Fe. La fracción -325 mallas representa el 40.45% en peso, 28.3% Zn y 44.9% Fe. Refiriéndose a la fracción +200 mallas, tenemos que ésta representa el 38.43% en peso y el 62.3% del Zinc está contenido en esta fracción.

La recuperación total de zinc en las etapas de limpieza, es de 75.7%. Se observa que esta recuperación es función del tamaño de partícula, incrementándose en las fracciones finas y haciéndose óptima en el rango de -200+270 mallas.

Las pérdidas de zinc en el relave son grandes en la fracción +270 mallas, representando el 33.8% del total alimentado a la etapa.

En las figuras 4.20 y 4.21 se ha graficado el tamaño promedio de las partículas de zinc y fierro que se encuentran presentes, tanto en la alimentación como en los productos de las etapas de limpieza del concentrado rougher zinc. En la figura 4.20 observamos que el zinc en la alimentación tiene un tamaño promedio de partícula de 174.93 micrones, en el concentrado final de 145.98 micrones, y en el relave de la primera limpieza tiene un tamaño promedio de 217.24 micrones. Por otro lado en la figura 4.21 observamos que el tamaño promedio de las partículas de fierro en la alimentación es de 112.20 micrones, en el concentrado de zinc es de 150.86 micrones, y en el relave las partículas de fierro alcanzan un tamaño promedio de 112.20 micrones.

4.3.5. Conclusiones

De la evaluación efectuada en el circuito de zinc se obtienen las siguientes conclusiones:

- El concentrado final de zinc ensaya 55.06% Zn con 3.94 Oz Ag/TCS, 2.20% Cu, 1.42% Pb y 3.91% Fe. La cabeza de flotación Cu-Pb ensayó 2.69 Oz Ag/TCS, 1.53% Cu, 2.12% Pb, 6.87% Zn y 8.61% Fe.

- La recuperación total de zinc es de 84.4%. Las pérdidas de zinc en el relave final son de 12.2% y las pérdidas ocurridas por el desplazamiento de zinc hacia el concentrado bulk cobre-plomo son de 3.4%.

- El alimento fresco a la etapa de flotación rougher zinc (relave bulk) ensayó: 0.91 Oz Ag/TCS, 0.33% Cu, 0.42% Pb, 6.85% Zn y 8.64% Fe. El ensaye del alimento total fue; 1.17 Oz Ag/TCS, 0.47% Cu, 0.53

Pb, 7.04% Zn y 18.84% Fe.

- El incremento de valores en la alimentación a la etapa de flotación rougher es debido a la carga circulante del circuito, procedente del concentrado scavenger zinc y relave de primera limpieza de zinc, que en peso representa el 55.93%.

- La distribución de valores en la carga circulante es: 100.3 % Ag, 122.3% Cu 97.6% Pb, 67.2% Zn y 239.9% Fe.

- Las condiciones de operación en la etapa de flotación rougher fueron las siguientes:

Densidad de pulpa : 1317.3 gr/l.

% Sólidos : 33.99

pH : 11.0

- El concentrado rougher zinc ensayó: 30.12% Zn con 2.79 Oz Ag/TCs, 1.63% Cu, 1.15% Pb, y 20.40% Fe. Si tenemos en cuenta la alta ley de cabeza que es de 7.04% Zn, este concentrado es bastante bajo... El principal contaminante es el Fe, indicando que existe baja selectividad en la etapa rougher con respecto a este elemento.

- El tiempo de flotación actual en la etapa rougher es de 6.36 minutos. El tiempo óptimo es de 7.0 minutos, lo que nos indica que estamos trabajando dentro de las condiciones de retención de pulpa requeridas.

- En la etapa de flotación scavenger se obtiene un concentrado de 5.42% Zn con 1.50 Oz Ag/TCS, 0.53% Cu, 0.65% Pb, y 38.97% Fe. La carga circulante procedente de este concentrado representa el 40.54% en peso. La distribución metálica es de 66.8% Ag, 65,4% Cu, 62.5% Pb, 32.1% Zn y 182.8% Fe.

- El tiempo de flotación en la etapa scavenger es de 4.58 minutos. El tiempo óptimo es de 6 minutos; por lo que son necesarias incrementar 2 celdas por banco para cubrir las necesidades del tiempo de retención en esta etapa.

- El concentrado rougher de 30.12% Zn y 20.40% Fe, después de 3 etapas de limpieza produce un concentrado final de 55.06% Zn y 3.91% Fe; observándose alta selectividad Zn-Fe debido al alto pH empleado.

- Las condiciones de operación en las etapas de limpieza del concentrado rougher fueron las siguientes:

	Dens.Pulpa gr/lt.	% Sólidos	pH
Primera limpieza	1483.12	43.56	13.0
Segunda limpieza	1567.70	48.82	12.5
Tercera limpieza	1589.21	49.89	12.5

- Los tiempos actuales de flotación son de 0.45 min., 10.47 min., y 11.95 min. en la primera, segunda y tercera limpieza. Los tiempos óptimos son de 7.0 min., 9.63 min., y 13.20 min. respectivamente por lo que esta parte del circuito está operando dentro de las condiciones de retención de pulpa exigidas.

- Las recuperaciones de Zn vs. el desplazamiento de Cu y Fe en los concentrados y pérdidas en los relaves de cada una de las etapas del circuito, se detallan a continuación:

	Recuperación-% Zn	Pérdidas-% Zn	Desplazamiento-% Cu	Desplazamiento-% Fe
Etapas Flotación Ro.	72.1	27.9	58.4	18.2
Etapas Flotación Sc.	71.8	28.2	72.0	65.8
Etapas de Limpieza	75.7	24.3	55.9	7.9

- Las recuperaciones de Zn en los concentrados y las pérdidas en los relaves del circuito de zinc, considerando la malla 200, es como sigue:

	Recuperación-%		Pérdidas-%	
	+200	-200	+200	-200
Etapas Flotación Ro.	69.0	74.9	31.0	25.1
Etapas Flotación Sc.	67.2	77.0	32.8	23.0
Etapas de Limpieza	66.2	83.4	33.8	16.6
Total	81.5	91.7	18.5	8.3

De lo anterior se desprende que la recuperación de Zn es función del tamaño de partícula, haciéndose óptima en la fracción -200 mallas, por lo que una molienda más fina que la que actualmente se hace a la cabeza de flotación de zinc, contribuirá a minimizar las pérdidas en los relaves.

- También se observa que la molienda fina favorece la obtención de concentrado limpio de zinc. El concentrado procedente de la fracción -200 mallas ensaya 55.78% Zn vs. 53.99% Zn del procedente de

la fracción +200 mallas.

- Una alternativa para mejorar la metalurgia del circuito de zinc sería remoler el relave rougher bulk a 70% -200 mallas, con lo que adicionalmente se mejoraría la metalurgia del cobre en la etapa de flotación scavenger bulk.

- El tamaño promedio (d80) en micras de las partículas de Zn y Fe en cada una de las etapas del circuito de Zn, es como sigue:

	<u>Alimentación</u>		<u>Concentrado</u>		<u>relave</u>	
	<u>Zn</u>	<u>Fe</u>	<u>Zn</u>	<u>Fe</u>	<u>Zn</u>	<u>Fe</u>
Flotación Rougher	193.07	112.20	174.93	176.89	200.62	112.20
Flotación Scavenger	209.62	112.20	163.79	103.34	432.23	143.60
Primera Limpieza	174.93	112.20	145.98	150.86	277.24	112.20

CAPITULO V
SECCION DE ESPESAMIENTO Y FILTRADO

5.1. Descripción de la Sección

Los concentrados de plomo y zinc producidos en la Sección Flotación son enviados por gravedad en forma de pulpa, con un contenido de sólidos ente 15 y 30% a la Sección espesamiento, la cual produce un underflow con un contenido de sólidos entre 60 y 70%. Este underflow después de la adición del agua necesaria en la etapa de bombeo, es alimentado a la Sección Filtrado con un contenido de sólidos de 50 a 55%. La sección filtrado produce concentrados finales con un contenido de humedad entre 8 y 11%.

La sección de espesamiento y filtrado está constituida por las siguientes unidades:

Para los concentrados de cobre y plomo:

- Un espesador Denver # 1 de 24' \emptyset x 10' altura (conc. cobre)
- Una bomba Denver SRL 1½" x 1½"
- Un espesador Denver # 2 de 24' \emptyset x 10' altura (conc. plomo)
- Una bomba Denver SRL 1½" x 1½"
- Un filtro Denver de 6' \emptyset x 6 discos: 4 discos de plomo y 2 discos de cobre.
- Un filtro Denver de 6' \emptyset x 3 discos (fuera de servicio)

Para el concentrado de zinc:

- Un espesador Dorco # 1 de 24' \emptyset x 10' altura (en stand by)
- Una bomba Denver SRL 1½" x 1½" (es stand by)
- Un espesador Dorco # 2 de 24' \emptyset x 10' altura
- Una bomba Denver SRL 1½" x 1½"
- Un espesador Denver # 3 de 30' \emptyset x 8' altura
- Una bomba Denver SRL 3" x 3"
- Un filtro denver de 6' \emptyset x 5 discos

- Un filtro denver de 6' \varnothing x 3 discos

El equipo de soplado y vacío de la Sección filtrado, tiene las siguientes unidades:

- Dos Blowers Sutorbilt modelo 3000
- Un blower sutorbilt modelo 5000
- Dos bombas de vacío Nash modelo CL 1003
- Una bomba de vacío Comesa # 5804

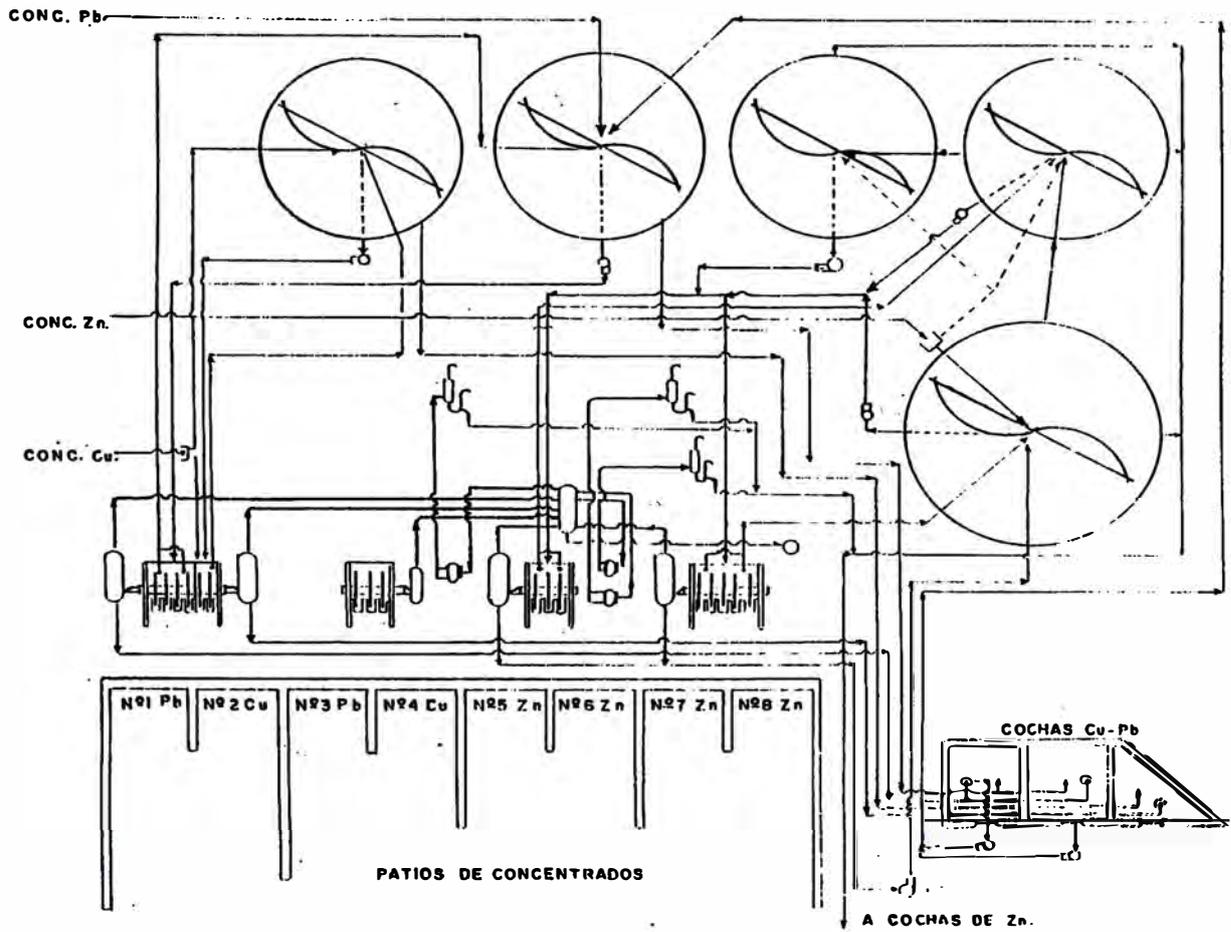
El diagrama de flujo de la sección de Espesamiento y filtrado, se muestra en la figura 5.1.

5.2.: Evaluación de la Sección Espesamiento.

El propósito de un espesador continuo, es llevar una pulpa con un contenido inicial de sólidos a través de un proceso de sedimentación, hasta una pulpa con una concentración mayor de sólidos. Los cálculos necesarios para el diseño de espesadores continuos están gobernados por las características de sedimentación de los sólidos en la suspensión. Para diseñar un espesador se necesita especificar la superficie de la sección transversal y la profundidad. Este diseño es posible a través de la información obtenida en una operación de sedimentación intermitente con una pulpa específica. El método más satisfactorio de medidas de laboratorio, es la observación de la velocidad de sedimentación de la suspensión uniformemente mezclada en una probeta graduada. el procedimiento a seguirse es el siguiente:

1. En una probeta graduada de 1000 cc y 36 cm. de altura, preparar una pulpa a una concentración conocida.
2. Fijar a lo largo de la probeta, una cinta de papel. Marcar en la cinta el tope superior de la pulpa (1000 cc) con una línea y con un cero. Este cero representa cero minutos durante la prueba de asentamiento.
3. Agitar bien la pulpa para conseguir que su concentración sea uniforme dentro de la probeta.
4. Dejar asentar libremente la pulpa y con intervalos de minuto a minuto marcar en la cinta de papel la altura de la interfase entre la solución clarificada y los sólidos asentados hasta que este permanezca constante. Usualmente estas lecturas deben ser tomadas a tres densidades de pulpa diferentes, correspondiendo éstas aproximadamente a las densidades existentes en varias zonas del espesador.

FIG. 5.1 - DIAGRAMA DE FLUJO SECCION ESPESAMIENTO Y FILTRADO



5. Medir las alturas de la interfase solución clarificada-sólidos asentados.

6. Graficar la curva normal de asentamiento-altura de la interfase como ordenadas vs. tiempo de asentamiento como abcisa.

7. Para definir la zona de compresión y la concentración final del underflow, se debe continuar la prueba por un periodo de 19 horas o más, hasta conseguir que el asentamiento finalice.

8. Decantar el agua clara el underflow producido y luego secarlo para determinar la relación L/S producido en este underflow durante la prueba de sedimentación.

9. Finalmente determinar el área unitaria del espesador en $\text{pies}^2/\text{TC/Día}$.

Existen varios procedimientos para determinar el área unitaria del espesador, entre los más importantes citaremos los siguientes:

1. Método de H.S. Coe y G.H. Clevenger

$$Au = 1.333 \times \frac{Df - Du}{v} \quad (5.1)$$

Donde:

Au = Área unitaria del espesador, $\text{pies}^2/\text{TC}/24$ horas

Df = Dilución en la alimentación, peso de agua/peso de sólidos

Du = Dilución del underflow, peso de agua/peso de sólidos

v = velocidad de sedimentación, pies/hora .

La velocidad de sedimentación se determina de la parte recta de la curva normal, altura de la interfase vs. tiempo de sedimentación como puede verse en la figura 5.2. Sin embargo, para el cálculo por este procedimiento es necesario la realización de pruebas de sedimentación a varias densidades de pulpa correspondiendo a estas las densidades existentes en varias zonas del espesador, evaluándose el área máxima.

2. Método de W.F. Talmage y E.B. Fitch.

Para el cálculo del área del espesador por este método, sólo es necesaria una prueba a una dilución igual a la de la alimentación al espesador, pudiéndose utilizar cualquiera de las fórmulas siguientes:

$$Au = \frac{\frac{1}{C} - \frac{1}{Cu}}{v} \quad (5.2)$$

Donde:

Au = Area unitaria, pies²/TC/día

C = Concentración de la pulpa considerada, TC/pie³

Cu = Concentración promedio del underflow, TC/pie³

v = Velocidad de sedimentación, pies/día

$$Au = \frac{tu}{Co \times Ho} \quad (5.3)$$

Donde:

Ho = Altura inicial de la pulpa en la probeta, pies

Co = Concentración inicial de la pulpa, TC/pie³

tu = Tiempo correspondiente a la dilución considerada en el underflow, días.

Trazando la curva normal de asentamiento, el área unitaria se determina para varios valores intermedios de la dilución de pulpa considerada usando cualquiera de las dos fórmulas.

El procedimiento a seguirse para la fórmula 5.2, es el siguiente:

1. Determinar la altura H_i , correspondiente a la concentración C_i considerada, usando la ecuación de Kynch.

$$H_i \times C_i = H_o \times C_o \quad (5.4)$$

2. Desde el punto H_i trazamos una tangente a la curva normal de sedimentación. La pendiente de esta tangente nos dará el valor de la velocidad.

3. Reemplazando todos los valores en la fórmula indicada, hallamos el área unitaria.

4. La secuencia es repetida para varias diluciones de pulpa y el área máxima es evaluada.

El procedimiento a seguirse para la fórmula 5.3, es el siguiente:

1. Determinar la altura H_u de la pulpa en el underflow de concentración C_u de acuerdo a:

$$C_o \times H_o = C_u \times H_u \quad (5.5)$$

2. Por H_u trazar una horizontal que cortará a la curva normal de asentamiento en S, determinando el segmento $\overline{H_uS}$, que resulta ser el

valor de tu máximo.

3. El área unitaria correspondiente a cualquier dilución D en la alimentación, puede ser obtenida trazando una tangente a la curva normal desde hi, obtenida para aplicar la primera fórmula. Esta tangente intersecta a la horizontal \overline{HuS} en el punto O, determinando el segmento \overline{HuO} , que leído en la abcisa es el valor tu. Luego, reemplazando valores en la fórmula mencionada obtenemos el área unitaria. El procedimiento gráfico a seguirse puede verse en la figura 5.2.

Existen otros procedimientos como el de G.J. Kunch, H.H. Oltman y A.G. Moncrieff, que en este capítulo sólo los mencionamos a manera de información.

Con el propósito de determinar el área del espesador necesaria para los concentrados de cobre, plomo y zinc, en las figuras 5.3, 5.4 y 5.5 mostramos las curvas normales de sedimentación de estos tres concentrados. Las condiciones en las cuales fueron llevadas a cabo las pruebas se detallan a continuación:

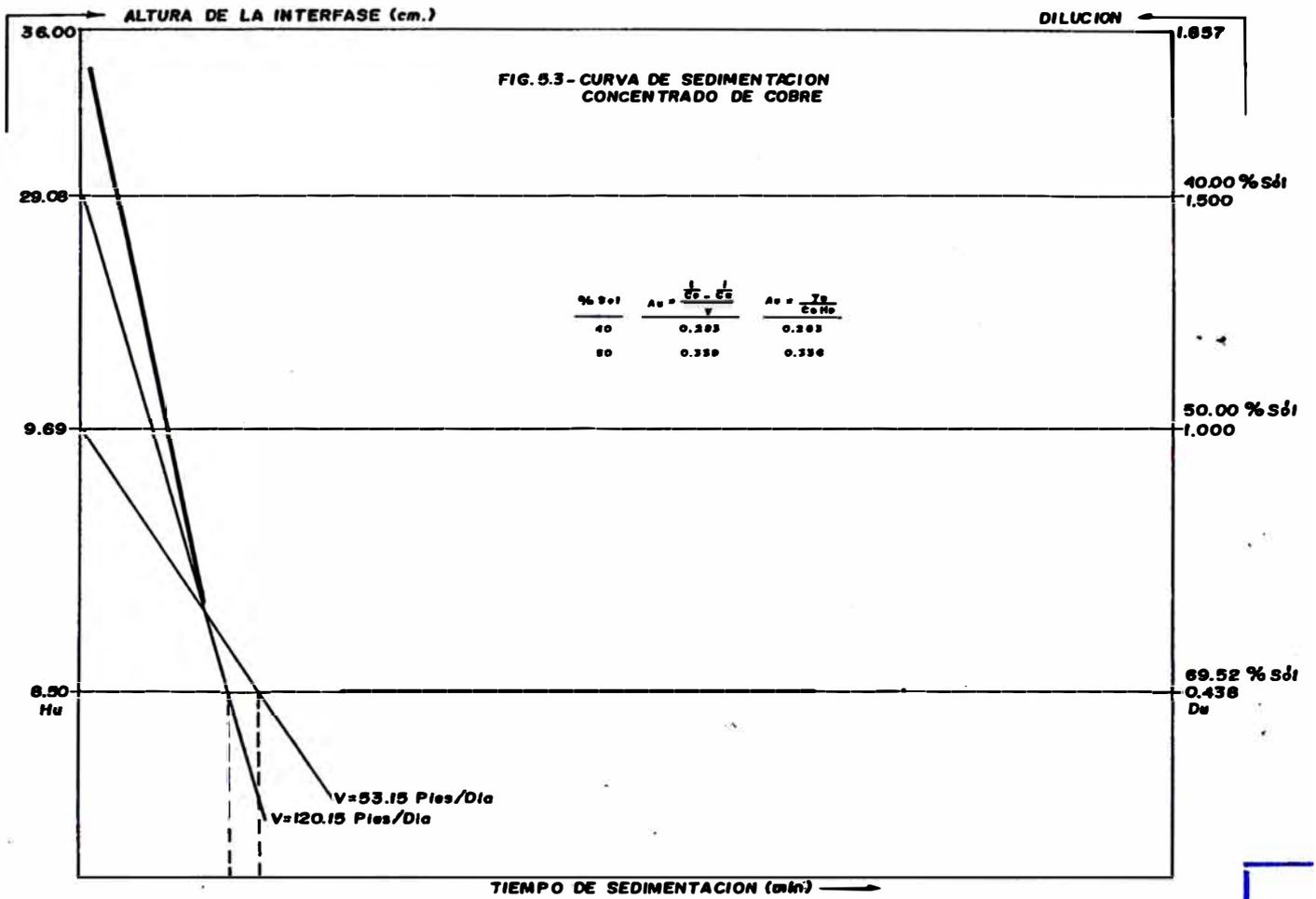
	<u>Conc. de Cu</u>	<u>Conc. de Pb</u>	<u>Conc. de Zn</u>
Gravedad Específica, g/cc	4.0	6.25	3.85
% de Sólidos	35.0	30.0	35.0
Dilución L/S, lb	1.857	2.333	1.857
Concentración, TC/pie ³	0.0168	0.0134	0.0168
Altura inicial pulpa, cm.	36.0	36.0	36.0

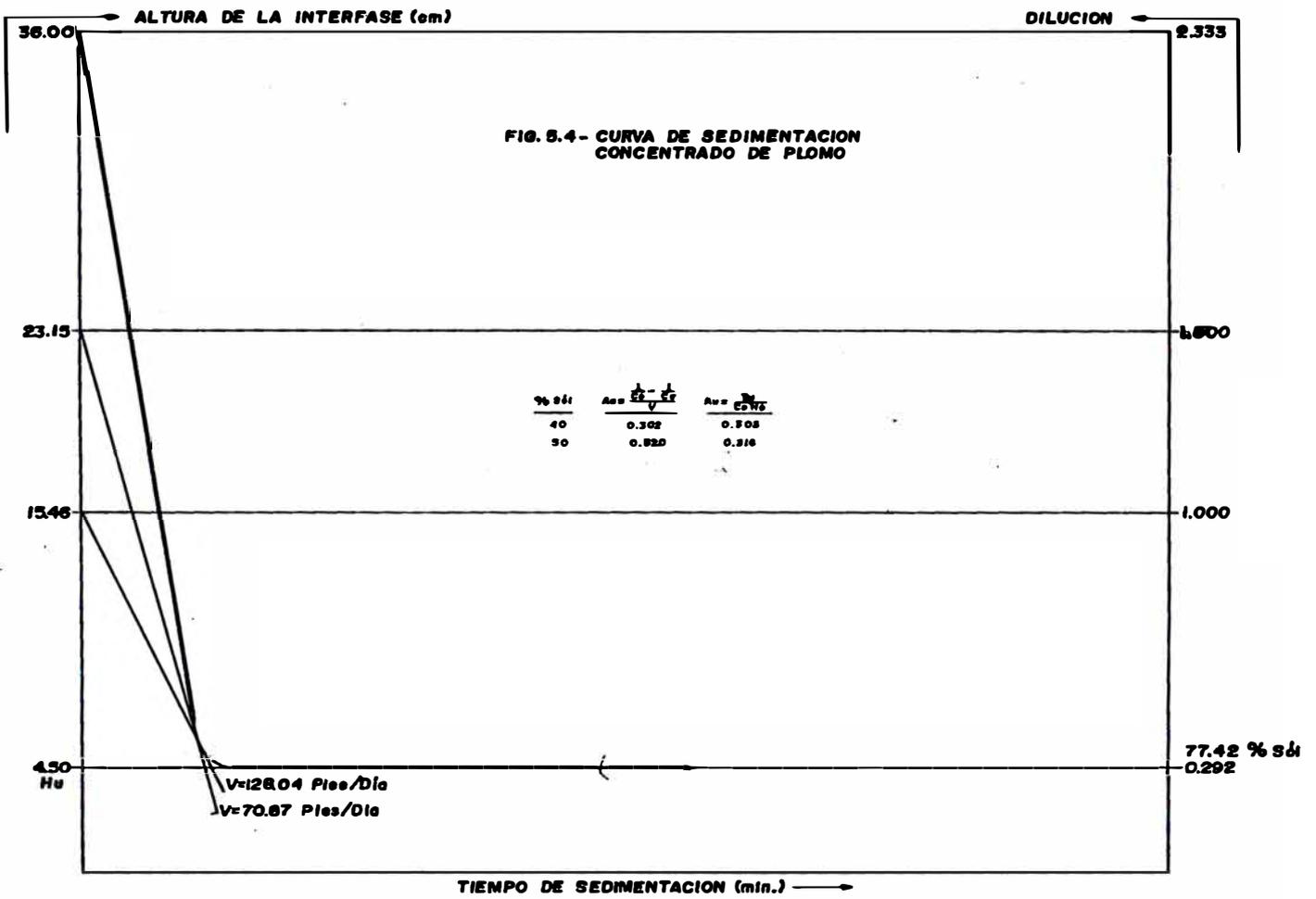
Después de un periodo de 19 horas de sedimentación se obtuvo la siguiente composición en el underflow:

	<u>Conc. de Cu</u>	<u>Conc. de Pb</u>	<u>Conc. de Zn</u>
% de Sólidos	69.52	77.42	68.78
Dilución L/S, lb.	0.438	0.292	0.454
Concentración, TC/Pie ³	0.0712	0.1069	0.0688
Altura U/F, cm.	8.50	4.50	8.80

Las alturas de la interfase suspensión clarificada-sólidos asentados versus tiempo en cada una de las pruebas, se detallan en la tabla 5.1.

Tomando como base las curvas normales de sedimentación y haciendo uso del procedimiento de W.P. Talmage y E.B. Fitch, hemos calculado las áreas unitarias para cada concentrado, tanto por la ecuación 5.2, como por la ecuación 5.3.





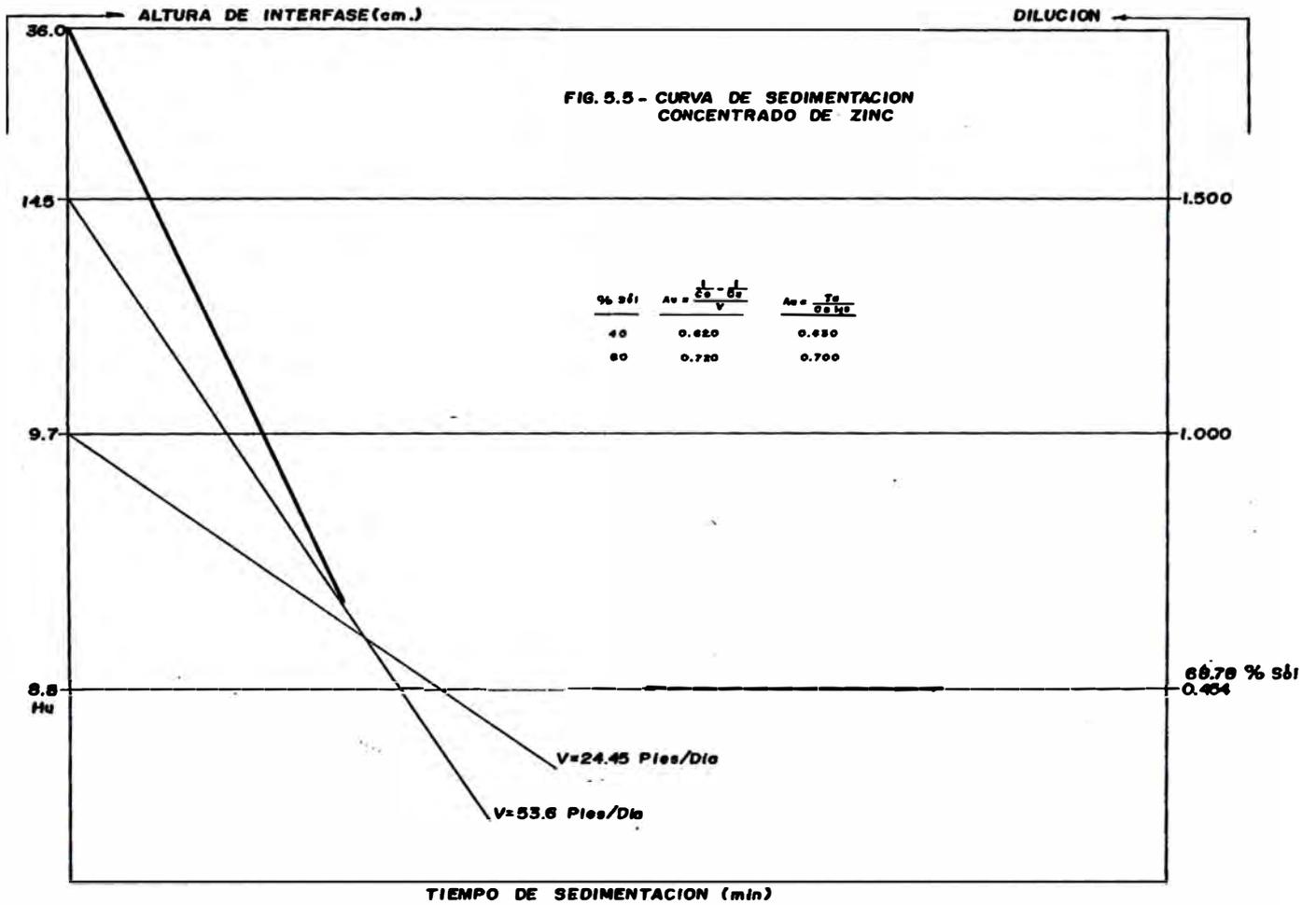


Tabla 5.1 Alturas de Interfase Vs. Tiempo de Asentamiento

<u>Concentrado de Cobre</u>		<u>Concentrado de Plomo</u>		<u>Concentrado de Zinc</u>	
<u>t (min.)</u>	<u>h (cm.)</u>	<u>t (min.)</u>	<u>h (cm.)</u>	<u>t (min.)</u>	<u>h (cm.)</u>
1	32.50	1		1	32.80
2	28.70	2	33.40	2	25.60
3	24.90	3	31.80	3	20.00
4	21.40	4	30.10	4	15.80
5	17.20	5	28.60	5	10.80
6	13.80	6	26.70	6	7.30
7	11.10	7	25.10	7	4.80
8	10.40	8	23.60	8	4.60
9	9.90	9	21.70	9	4.60
10	9.40	10	20.10	10	4.60
11	9.20	11	18.30	11	4.60
12	8.90	12	16.70	12	4.60
13	8.80	13	15.20	13	4.60
14	8.70	14	13.80	14	4.60
15	8.50	15	12.10	15	4.60
30	8.50	20	9.80	30	4.60
40	8.50	30	8.80	40	4.60
60	8.50	60	8.80	60	4.60
120	8.50	120	8.80	120	4.60
240	8.50	240	8.80	240	4.60
19 horas	8.50	19 horas	8.80	19 horas	4.60

A continuación ilustraremos con ejemplos de cálculos:

Para el concentrado de Cobre:

1. Determinación de la composición del underflow

De la figura 5.3, tenemos:

Altura del underflow = 8.50 cm.

$$\text{De: } \frac{D_o}{H_o} = \frac{D_u}{H_u} \quad \text{-----} \quad D_u = \frac{D_o}{H_o} \times H_u$$

Donde:

D_o = Dilución inicial = 1.857

H_o = Altura inicial = 36 cm.

H_u = Altura del U/F = 8.50 cm.

D_u = Dilución del U?F = 0.4385

La concentración de una pulpa se define como la inversa de la dilución en TC/pie³, así para una pulpa con una dilución de 0.4385 (69.52% sólidos), donde la dilución está dada en lb de líquido/lb de sólidos, tenemos:

$$C = \frac{1 \text{ (lb. de sólido)}}{D \text{ (lb de líquido)}} \times 62.43 \frac{\text{lb de líquido}}{\text{pie}^3} \times \frac{TC}{2000 \text{ lb}}$$

Luego la concentración del underflow, será:

$$C_u = \frac{1}{0.4385} \times 62.43 \times \frac{1}{2000} = 0.0712 \frac{TC}{\text{pie}^3}$$

Una vez determinada la composición del underflow, estamos en condiciones de evaluar las áreas unitarias necesarias para varias concentraciones en la alimentación original. Evaluemos para una pulpa con 40% de sólidos.

$$D_i = 1.50$$

$$C_i = 0.0208 \text{ TC/pie}^3$$

2. Determinación de la altura H_i correspondiente a la concentración C_i tomada.

$$\text{De: } C_o \times H_o = C_i \times H_i \quad \text{---} \quad H_i = \frac{C_o \times H_o}{C_i}$$

Donde:

$$C_o = \text{Concentración inicial de la pulpa} = 0.0168 \text{ TC/pie}^3$$

$$H_o = \text{Altura inicial de la pulpa} = 1.1811 \text{ pies}$$

$$C_i = \text{concentración de la pulpa conocida} = 0.0208 \text{ TC/pie}^3$$

$$H_i = \text{Altura de la pulpa a la concentración } C_i = 29.08 \text{ cm.}$$

3. Por $h_i = 29.08 \text{ cm.}$ trazamos una tangente a la curva normal de sedimentación y evaluamos la pendiente de esta tangente, dándonos el valor de 120.15 pies/día, valor de la velocidad.

4. Reemplazando valores en la ecuación 5.2, tenemos:

$$A_u = \frac{\frac{1}{0.0208} - \frac{1}{0.0712}}{120.15} = 0.283 \text{ pies}^2/\text{TC/día}$$

5. La tangente a la curva normal de sedimentación por $H_i = 29.08 \text{ cm.}$, intersecta a la horizontal $H_u D_u$ en $t_u = 8.10 \text{ min.}$, valor que se toma para el cálculo del área unitaria por la ecuación 5.3.

$$A_u = \frac{5.625 \times 10^{-3}}{0.0168 \times 1.1811} = 0.283 \text{ pies}^2/\text{TC/día.}$$

Similar procedimiento al descrito es el que se ha seguido para el cálculo de las áreas unitarias para los concentrados de cobre, plomo y zinc a diferentes concentraciones en la alimentación.

En la tabla 5.2 resumimos los valores de las áreas unitarias para los concentrados de cobre, plomo y zinc,

Tabla 5.2 - Áreas Unitarias en pies²/TC/Día, para los Concentrados de Cobre, Plomo y Zinc.

<u>Concentrado de Cobre</u>			<u>Concentrado de Plomo</u>			<u>Concentrado de Zinc</u>		
<u>% de Sólidos</u>	<u>Area</u>	<u>Unit.</u>	<u>% de Sólidos</u>	<u>Area</u>	<u>Unit.</u>	<u>% de Sólidos</u>	<u>Area</u>	<u>Unit.</u>
<u>Alim.</u>	<u>U/F</u>	<u>Unit.</u>	<u>Alim.</u>	<u>U/F</u>	<u>Unit.</u>	<u>Alim.</u>	<u>U/F</u>	<u>Unit.</u>
40.0	69.52	0.283	40.0	77.42	0.302	40.0	68.78	0.620
50.0	69.52	0.339	50.0	77.42	0.320	50.0	68.78	0.720

Seguidamente, determinaremos las dimensiones de los espesadores necesarios para los concentrados de cobre, plomo y zinc,

Concentrado de cobre:

Alimentación = 1500.0 TCS/24 horas
 Radio de concentración = 93.0
 Concentrado de cobre = 16.129 TCS/24 horas
 Área unitaria necesaria = $1.9 \text{ m}^2/\text{TM}/24 \text{ horas} = 18.55 \text{ pies}^2/\text{TC}/24 \text{ h.}$
 Área de espesador necesaria = $18.55 \times 16.129 = 299.19 \text{ pies}^2$
 Diámetro del espesador = 19.52 pies

Concentrado de plomo:

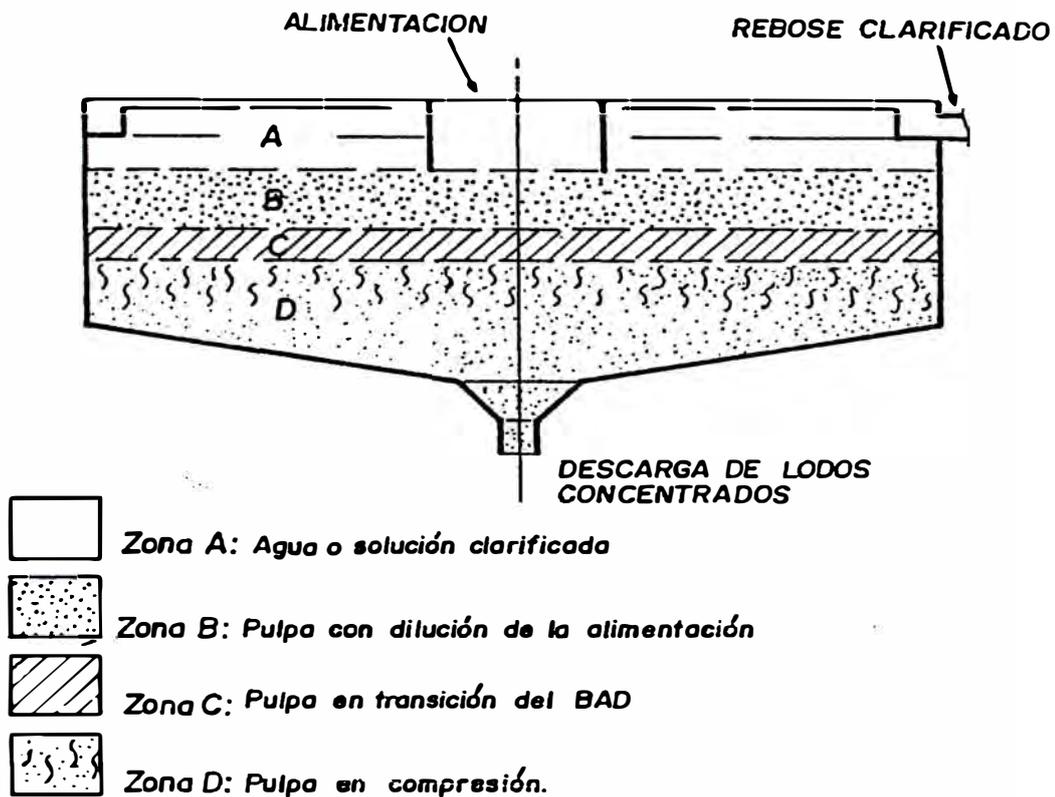
Alimentación = 1500.0 TCS/24 horas
 Radio de concentración = 30.0
 Concentrado de plomo = 50.000 TCS/24 horas
 Área unitaria necesaria = $0.6 \text{ m}^2/\text{TM}/24 \text{ horas} = 5.86 \text{ pies}^2/\text{TC}/24 \text{ h.}$
 Área del espesador necesaria = $5.86 \times 50.0 = 293.00 \text{ pies}^2$
 Diámetro del espesador = 19.32 pies

Concentrado de zinc:

Alimentación = 1500.0 TCS/24 horas
 Radio de concentración = 9.6
 Concentrado de zinc = 156.250 TCS/24 horas
 Área unitaria necesaria = $0.7 \text{ m}^2/\text{TM}/24 \text{ horas} = 6.83 \text{ pies}^2/\text{TC}/24 \text{ h.}$
 Área del espesador necesaria = $6.83 \times 156.250 = 1067.19 \text{ pies}^2$
 Diámetro del espesador = 38.08 pies

Finalmente, nos falta especificar la altura de estos espesadores. Existen diversos procedimientos para calcular la altura de un espesador, como el de H.S. Coe y G.H. Clevenger, E.J. Roberts y A.G. Moncrieff. Sin embargo, existen datos prácticos tomados de la experiencia para los diferentes zonas existentes en un espesador, que ha continuación se detallan:

1. Zona de clarificación A = 0.6 m.
2. Zona de alimentación B = 0.6 m.
3. Zona de transición C = 0.6 m.
4. Zona de compresión D = 0.15 - 1.0 m.



De acuerdo a los datos anteriores, un espesador de 2,8 m. de altura (9.18 pies), sería el adecuado para nuestras necesidades.

En la tabla 5.3, tomando como referencia los datos anteriores, sumaremos las necesidades de equipo y la capacidad actual instalada de la sección de espesamiento.

Tabla 5.3 - Necesidades de Equipo y Capacidad Instalada Actual de la Sección Espesamiento, para un Tratamiento de 1500 TCS/ 24 horas.

<u>Espesador</u>	<u>Conc. Cobre</u>	<u>Conc. Plomo</u>	<u>Conc. Zinc</u>
Area necesaria pies ²	299.19	293.00	1067.19
Dim. Espesador, pies	19.5 Ø x 10 h	19.3 Ø x 10 h	36.87Ø x 10 h
Area Inst. Actual pie ²	452.16	452.16	1158.66
Dim. Esp. Actual, pies	24.0 Ø x 10 h	24.0 Ø x 10 h	30.0 Ø x 10 h 24.0 Ø x 10 h

De acuerdo con la tabla 5.3, concluimos que la sección de espesamiento tiene capacidad instalada suficiente para un tratamiento de 1500 TCS/24 horas de operación.

5.3. Evaluación de la Sección Filtrado

Como ya se enunció, la sección de filtrado consta de las siguientes unidades:

- Un filtro Denver de 6' Ø x 2 discos para el concentrado de cobre
- Un filtro Denver de 6' Ø x 4 discos para el concentrado de plomo
- Un filtro Denver de 6' Ø x 5 discos para el concentrado de zinc
- Un filtro Denver de 6' Ø x 3 discos para el concentrado de zinc
- Dos blowers Sutorbilt modelo 3000
- Un blower Sutorbilt modelo 5000
- Dos bombas de vacío Nash modelo CL 1003
- Una bomba de vacío Comesa # 5804

En la tabla 5.4, tomando como referencia un tratamiento promedio de 1360.32 TCS/24 horas, correspondiente al año 1986, evaluaremos las necesidades de equipo para un tratamiento de 1500 TCS/24 horas.

Tabla 5.4 - Capacidad Instalada de la Sección Filtrado, para un Tratamiento de 1360.32 TCS/24 horas, versus Necesidades Actuales para un Tratamiento de 1500 TCS/24 horas

<u>Capacidad Instalada</u>	<u>Necesidades Actuales</u>
F = 1360.32 TCS/24 horas	F = 1500 TCS/24 horas
Radios:	
Cu: 162.72 Pb: 27.2 Zn: 9.6	Cu: 93.0 Pb: 30.0 Zn: 9.6
Cu: 0.348 TCS/hora	Cu: 0.672 TCS/hora
Area filtrante: 79.13 pies ²	Area Filtrante: 152.80 pies ²
Capacidad: 0.0044 TCS/H x pie ²	
Pb: 2.084 TCS/hora	Pb: 2.083 TCS/hora
Area filtrante: 158.24 pies ²	Area filtrante: 158.24 pies ²
Capacidad: 0.0132 TCS/H x pie ²	
Zn: 5.904 TCS/hora	Zn: 6.510 TCS/hora
Area filtrante: 316.48 pies ²	Area filtrante: 348.96 pies ²
Capacidad: 0.0186 TCS/H x pie ²	

Para los estimados, se ha considerado como área efectiva de cada disco con los dos caras y 30 % de área muerta, es decir, 39.56 pies² por disco.

De la tabla 5.4 se desprende que las limitaciones actuales de área filtrante son para el concentrado de cobre y concentrado de zinc. Para el concentrado de cobre necesitaríamos un filtro de 6' Ø x 4 discos y para el concentrado de zinc un filtro de 6' Ø x 9 discos. En la sección de filtrado actualmente tenemos un filtro de 6' Ø x 3 discos que se encuentra fuera de operación, el cual necesita ser puesto en servicio de inmediato, con lo cual estaríamos cubriendo las necesidades actuales para el concentrado de cobre. el deficit de área filtrante para el concentrado de zinc no es fuerte, por lo que podríamos afirmar que no necesitamos de mayor capacidad en este filtro . De esta manera, concluimos que no necesitamos ampliar la sección para el tratamiento actual de 1500 TCS/24 horas.

CAPITULO VI
PRUEBAS EXPERIMENTALES A NIVEL
DE LABORATORIO Y PLANTA PILOTO

6.1. Consideraciones Preliminares.

Las consideraciones previas para iniciar la experimentación a nivel de Laboratorio y Planta Piloto se circunscriben a las observaciones deducidas de la evaluación de la Sección Flotación

6.1.1. Circuito de Flotación Cobre-Plomo

1. Las recuperaciones de Ag, Cu y Pb en el concentrado de cobre-plomo, son función del tamaño de partícula, siendo mayores en la fracción -200 mallas y el óptimo en la fracción -270+325 mallas, donde se alcanzan recuperaciones de 92.0 % Ag, 74.2 % Cu y 88.6 % Pb.

2. Las pérdidas metálicas de Ag, Cu y Pb en el relave bulk Cu-Pb son altas en la fracción + 200 mallas; a este relave se desplaza el 49.6 % Ag, 74.7 % Cu y el 45.8 % de Pb.

3. El grado del concentrado bulk cobre-plomo es función del tamaño de partícula haciéndose óptimo en la fracción -200 mallas, donde se obtiene un concentrado con 51.12 Oz Ag/TCS, 5.37 % Cu y 58.42 % Pb.

4. El tiempo de flotación en las etapas rougher-scavenger, considerando un tratamiento de 1500 TCS/24 horas es de 9.38 minutos. Pruebas experimentales a nivel de laboratorio y su posterior escalamiento determinaron que son necesarios 15 minutos de tiempo de retención total, por lo que es necesario incrementar un banco de 10 celdas Agitar # 48 en este circuito.

6.1.2. Circuito de Separación Cobre-Plomo

1. La recuperación de cobre en el concentrado de cobre es función del tamaño de partícula, incrementándose en las fracciones finas y alcanzando el valor óptimo en el rango -200+270 mallas, donde se obtiene una recuperación de 82.3 % Cu.

2. Las pérdidas de cobre en el concentrado de plomo se incrementan en la fracción + 200 mallas. se pierde el 51.9 % del cobre presente en esta fracción en la cabeza de separación.

3. La recuperación de plomo en el concentrado de plomo es de 99.3%. Esta recuperación se mantiene constante en toda la gama de tamaños. Las pérdidas de plomo en el concentrado de cobre se incrementan en las fracciones finas de - 200 mallas.

4. Los elementos diluyentes Zn y Fe en el concentrado de plomo predominan en la fracción + 200 mallas, mientras que en el concentrado de cobre sus efectos negativos predominan en la fracción 200 mallas.

6.1.3. Circuito de Flotación de Zinc

1. La recuperación de zinc es función del tamaño de partícula, haciéndose óptima en la fracción - 200 mallas, donde se alcanza una recuperación del orden de 87.8 % del zinc contenido en la cabeza.

2. las pérdidas de zinc en el relave final son altas en la fracción + 200 mallas ; se pierde el 18.2 % del zinc contenido en esta fracción, en la cabeza de flotación.

3. El grado del concentrado final de zinc es función del tamaño de partícula, haciéndose óptimo en la fracción 200 mallas, donde se obtiene un concentrado de zinc de 55.78 %.

4. La recuperación total de zinc, tomando como referencia la cabeza fresca de flotación es de 84.4 %. Las pérdidas de zinc en el relave final es de 12.2 %.

De las observaciones expuestas se deduce que la molienda fina favorece las recuperaciones de Ag, Cu, Pb y Zn y aumenta el grado tanto del concentrado bulk Cu-Pb, como del concentrado de zinc. En las tablas #s 6.1, 6.2 ; 6.3; y 6.4 se muestra el resumen.

En base a estas observaciones podemos establecer circuitos alternativos a nivel de Laboratorio, para mejorar el grado del concentrado bulk cobre-plomo , concentrado de zinc y las recuperaciones de Ag, Cu, Pb y Zn. Los circuitos alternativos a estudiar son los siguientes:

1. Circuito Estándar: molienda desde 50% hasta 70% -200 mallas de la cabeza total de flotación.

2. Remolienda del relave rougher bulk Cu-Pb hasta 70% -200 mallas.

Tabla 6.1 - Recuperaciones Metálicas obtenidas en el Circuito de Flotación Cu-Pb y Circuito de Zinc. Molienda 50.47% -200 mallas

Productos	% Peso	Ensayes (* oz/TCS)				Distribución-%			
		Ag*	% Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Cab.Tot:Flot.	100.00	2.69	0.53	2.12	6.87	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu-Pb	3.15	57.40	6.59	54.27	7.50	67.3	39.5	80.7	3.4
Relave Cu-Pb	96.85	0.91	0.33	0.42	6.85	32.7	60.5	19.3	96.6
Conc. Zn	10.53	3.94	2.20	1.42	55.06	15.4	44.1	7.1	84.4
Relave Final	86.32	0.54	0.10	0.30	0.97	17.3	16.4	12.2	12.2

Tabla 6.2 - Recuperaciones Metálicas en el Circuito Cu-Pb vs, Malla.

Malla	Conc. Cu-Pb (Recuperación %)					Relave Cu-Pb (Pérdidas %)				
	Peso	Ag	Cu	Pb	Zn	Peso	Ag	Cu	Pb	Zn
+ 200	1.2	46.9	22.7	69.0	2.4	98.8	53.1	77.3	31.0	97.6
- 200	5.0	73.6	49.7	83.5	4.2	95.0	26.4	50.3	16.5	95.8

Tabla 6.3 - Recuperaciones Metálicas en el Circuito de Zn vs Malla

Malla	Conc. Zn (Recuperación %)					Relave Final (Pérdidas %)				
	Peso	Ag	Cu	Pb	Zn	Peso	Ag	Cu	Pb	Zn
+ 200	8.5	20.7	53.7	7.4	79.4	90.3	32.2	23.6	23.6	18.2
- 200	12.5	13.6	37.9	6.9	87.8	82.5	12.4	12.4	9.6	8.0

Tabla 6.4 - Leyes de Concentrados Vs. Malla

Malla	Conc. Cu-Pb (* oz/TCS)				Concentrado Zn			
	Ag*	Cu	Pb	Zn	Ag*	Cu	Pb	Zn
+ 200	51.72	7.68	42.43	11.31	3.33	2.60	0.66	53.99
- 200	51.12	5.37	58.42					55.78

6.2. Pruebas a nivel de Laboratorio

6.2.1. Circuito Estandar

Denominaremos circuito estandar al que actualmente se emplea en la Planta Concentradora y que se muestra en la figura 6.1. En base a este circuito se estudió la molienda del mineral fresco, en tres niveles de porcentaje de - 200 mallas en la cabeza de flotación (50 , 60 y 70 %). Los resultados se presentan en las tablas 6.5 , 6.6 y 6.7 respectivamente.

6.2.2. Remolienda del Relave Rougher Bulk Cobre-Plomo.

El otro circuito alternativo para mejorar las recuperaciones de Ag, Cu, Pb y Zn en los respectivos concentrados, se muestra en la figura 6.2. El procedimiento consiste en efectuar una molienda relativamente gruesa de la cabeza de flotación Cu-Pb-Zn, hasta 50% - 200 mallas y luego hacer la flotación rougher bulk Cu-Pb. el relave rougher bulk Cu-Pb se envía a remolienda hasta 70% -200 mallas y luego se hace una flotación scavenger bulk cu-Pb. El concentrado scavenger Cu-Pb se retorna a la cabeza de flotación rougher Cu-Pb. el concentrado rougher Cu-Pb se envía a las etapas de limpieza y el relave bulk Cu-Pb constituye la cabeza del circuito de flotación de zinc. Los resultados se muestran en la Tabla 6.8.

6.2.3. Parámetros de las Pruebas Estandar y Remolienda

Los parámetros de las pruebas estandar y de remolienda fueron las mismas, en lo que respecta al consumo de reactivos y tiempos de flotación:

- Molienda: 50 - 60 - 70% -200 mallas
 - Sulfato de zinc = 1.40 lb/TCS = 70 cc al 1%
 - Bisulfito de sodio = 0.04 lb/TCS = 2 cc al 1%
 - Cianuro de sodio = 0.02 lb/TCS = 1 cc al 1%
- Flotación Rougher Bulk:
 - Acondicionamiento = 2 minutos
 - Xantato Z-11 = 0.03 lb/TCS = 1.5 cc al 1%
 - Espumante = 3 gotas (D-250:APino:: 4:1)
 - Tiempo de Flotación = 8 minutos
- Remolienda: 70% -200 mallas
 - Sulfato de zinc = 0.40 lb/TCS = 20 cc al 1%
- Flotación Savenger bulk:

Acondicionamiento	=	2 minutos	
Xantato Z-11	=	0.06 lb/TCS	= 2.7 cc al 1%
Tiempo de Flotación	=	12 minutos	
- Flotación Cleaner Bulk:			
Acondicionamiento	=	2 minutos	
Sulfato de zinc	=	0.60 lb/TCS	= 30 cc al 1%
Cianuro de sodio	=	0.02 lb/TCS	= 1 cc al 1%
Tiempo de flotación	=	3.5 minutos	
- Separación cobre-plomo;			
Acondicionamiento	=	5 minutos	
Bicromato de sodio	=	0.32 lb/TCS	= 16 cc al 1%
- Flotación Rougher de zinc:			
Acondicionamiento	=	5 minutos	
Sulfato de cobre	=	1.36 lb/TCS	= 68 cc al 1%
Cal	=	1.5 gr	(pH = 10.5)
Xantato Z-11	=	0.06 lb/TCS	= 2.7 cc al 1%
Espumante	=	1 gota	(D-250:A. Pino:: 4:1)
Tiempo de flotación	=	9 minutos.	
- Flotación scavenger de zinc:			
Acondicionamiento	=	2 minutos	
pH	=	10.5	
Xantato Z-11	=	0.04 lb/TCS	= 1.8 cc al 1%
Espumante	=	1 gota	
Tiempo de flotación	=	12 minutos	
- Flotación Cleaner de zinc:			
Acondicionamiento	=	2 minutos	
Cal	=	1.0 gramos	
pH	=	12.0	
Tiempo de flotación	=	4.5 minutos	

Tabla 6.5 - Circuito Estandar. Molienda: 50% -200 mallas

Productos	% Peso	Ensayes (*oz/TCS)				Distribución-%			
		Ag*	%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	100.00	3.94	0.56	3.65	8.79	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	1.55	48.95	18.50	12.50	15.90	19.3	51.4	5.3	2.8
Conc. Pb	6.38	38.63	1.16	49.45	14.75	62.6	13.2	86.4	10.7
Conc. Zn	12.67	1.75	1.00	0.50	58.45	5.6	22.6	1.7	84.2
Relave	79.40	0.62	0.09	0.30	0.25	12.5	12.8	6.6	2.3

Tabla 6.6 - Circuito Estandar. Molienda: 60% -200 mallas

Productos	% Peso	Ensayes (* Oz/TCS)				Distribución-%			
		Ag*	%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	100.00	3.69	0.56	3.65	8.79	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	1.74	41.38	17.45	12.80	18.80	19.5	54.1	6.1	3.7
Conc. Pb	5.91	40.72	1.25	53.20	15.20	65.2	13.2	86.1	10.2
Conc. Zn	12.58	1.00	0.95	0.48	57.72	3.4	21.3	1.7	82.6
Relave	79.77	0.55	0.08	0.28	0.38	11.9	11.4	6.1	3.5

Tabla 6.7 - Circuito Estandar. Molienda: 70% -200 mallas

Productos	% Peso	Ensayes (* Oz/TCS)				Distribución-%			
		Ag*	%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	100.00	3.91	0.56	3.65	8.79	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	1.82	42.28	17.08	13.00	18.10	19.7	55.4	6.5	3.7
Conc. Pb	7.02	36.20	1.25	45.05	18.00	65.1	15.7	86.6	14.4
Conc. Zn	11.97	1.15	0.89	0.45	57.70	3.5	19.0	1.5	78.6
Relave	79.19	0.55	0.07	0.25	0.37	11.7	9.9	5.4	3.3

Tabla 6.8 - Remolienda Relave rougher Bulk.
Molienda: 50% -200 mallas
Remolienda: 70% -200 mallas

Productos	% Peso	Ensayes (* Oz/TCS)				Distribución-%			
		Ag*	%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	100.00	3.92	0.56	3.62	8.79	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	1.35	48.15	17.50	11.00	16.70	16.5	42.1	4.1	2.6
Conc. Pb	6.39	41.55	1.80	49.65	12.50	67.7	20.5	86.9	9.1
Conc. Zn	13.00	1.72	1.06	0.70	57.88	5.7	24.6	2.5	85.6
Relave	79.26	0.50	0.09	0.30	0.30	10.7	12.8	6.5	2.7

FIG. 6.1- CIRCUITO ESTANDAR

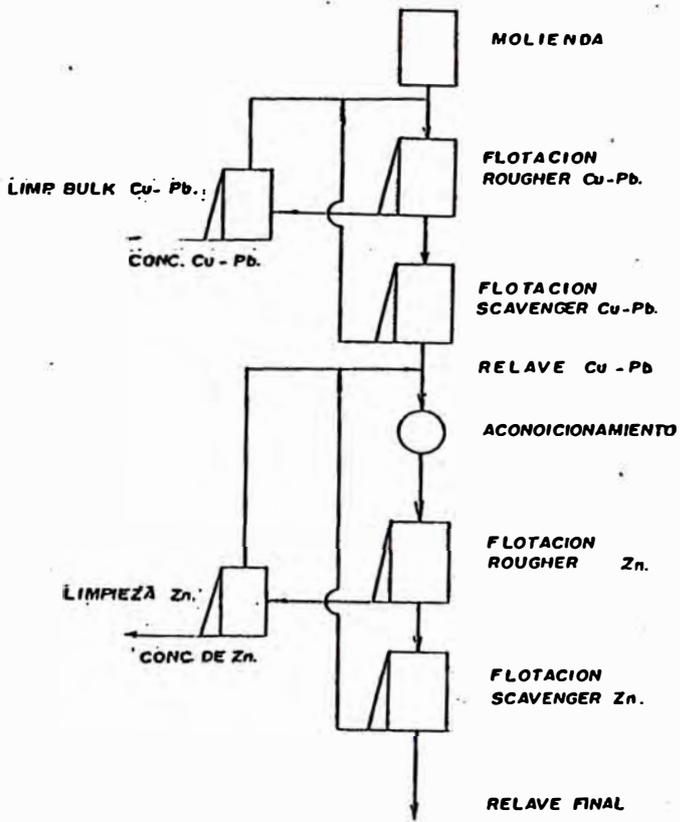
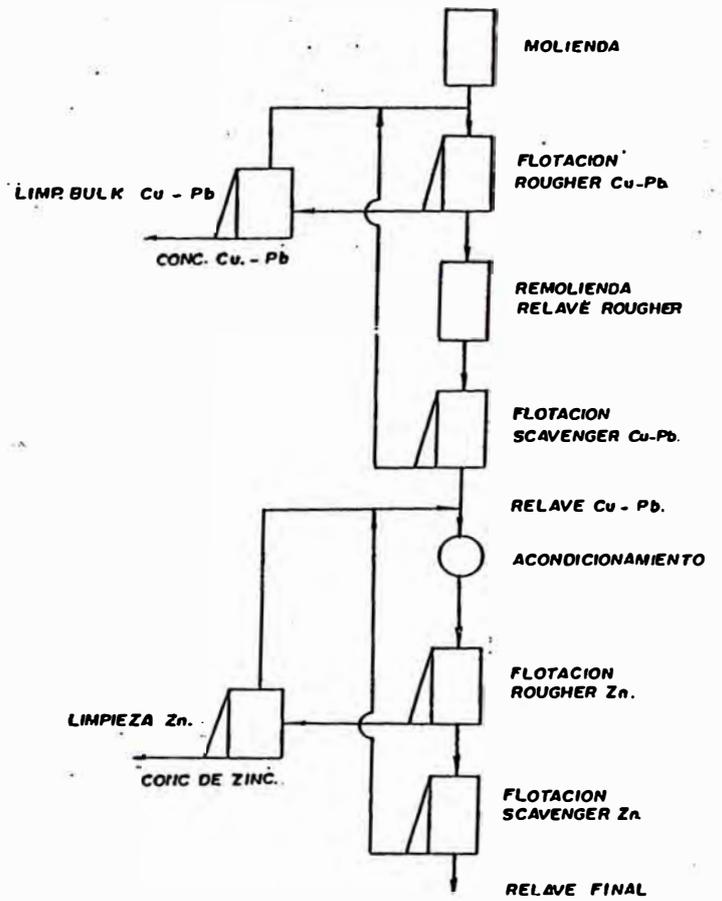


FIG. 6.2-REMOLIENDA DEL RELAVE ROUGHER BULK Cu-Pb.



6.3. Pruebas a Nivel de Planta Piloto

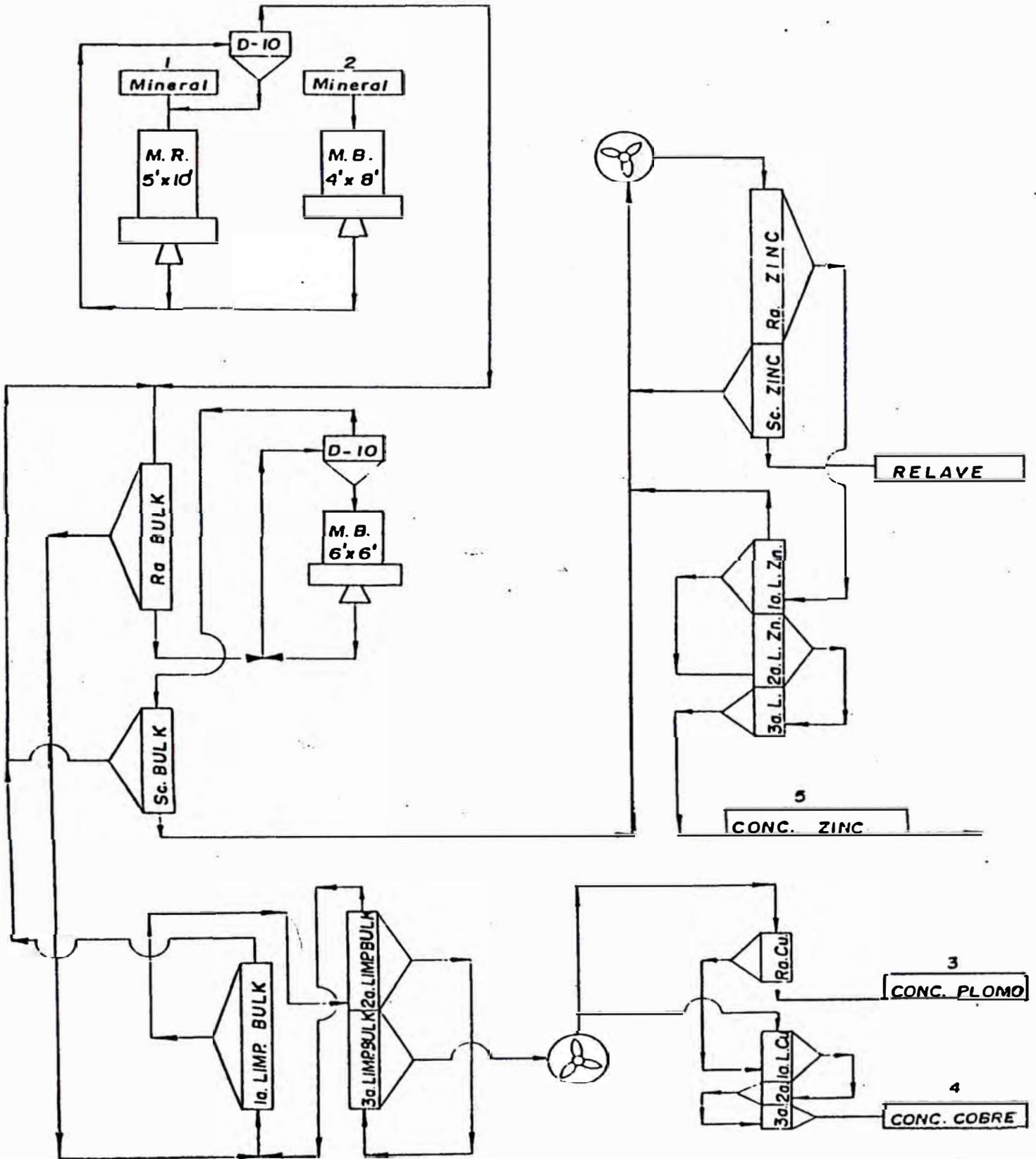
De la evaluación de las pruebas a nivel de Laboratorio, se deduce que la remolienda del relave rougher Bulk ofrece los mejores resultados metalúrgicos y por consiguiente incrementos de beneficios económicos. Sin embargo, estas ventajas necesitan ser confirmadas a nivel de Planta Piloto para obtener información más confiable sobre los resultados de este circuito.

En Julio de 1986 la Planta Concentradora probó la Remolienda en un circuito especialmente diseñado y preparado. La prueba se llevó a cabo del 16 al 26 de julio, beneficiándose durante dicho periodo 2,001 TCS de mineral.

El diagrama de flujo se muestra en la figura 6.3 y se caracteriza principalmente por dos etapas de molienda: la primera a una molienda de 48.8% -200 mallas y la segunda llamada "remolienda" a 64.2% -200 mallas, ambas efectuadas en circuito cerrado.

En forma similar a la molienda, la flotación bulk Cu-Pb se efectuó en dos etapas. La flotación rougher se llevó a cabo luego de la primera etapa de molienda, con el over flow del ciclón D-10 a granulometría relativamente gruesa, 48.8% -200 mallas, con la finalidad de recuperar fundamentalmente las partículas de plomo, antes que sean sometidas innecesariamente a una molienda más fina., la cual es la causa de una baja en la recuperación de plomo. Es pues el objetivo de la primera etapa de molienda y de la flotación rougher bulk Cu-Pb, la recuperación de todas las partículas libres y flotables a esa granulometría, donde el plomo es el objetivo principal. Las partículas "mixtas" o entrelazadas (no liberadas) que quedan en el relave rougher bulk Cu-Pb son sometidas a la segunda etapa de molienda o "remolienda" hasta una granulometría de 64.2% -200 mallas, con el objetivo de conseguir una mejor liberación, en especial de las partículas de cobre y zinc. Dichas partículas que han sido mejoradas en su grado de liberación mineralógica, son luego flotadas en la etapa scavenger bulk Cu-Pb, donde se obtiene una mejor recuperación del cobre y plata. La flotación de zinc que sigue a la flotación scavenger bulk Cu-Pb, muestra también mejores resultados debido a la mayor liberación de los elementos como el cobre y plomo. Indudablemente una remolienda más fina, a 70% -200 mallas, mejoraría aún más la liberación de las partículas valiosas, la ley de los concentrados y al mismo tiempo disminuiría las

FIG. 6.3-FLOWSHEET DEL CIRCUITO EXPERIMENTAL CON REMOLIENDA (JULIO 1986)



pérdidas en el relave final, ya que se conseguiría mejorar la liberación de la pirita y el cuarzo que actualmente impurifican el concentrado de zinc.

Los circuitos de limpieza del concentrado rougher bulk cobre-plomo y del concentrado rougher de zinc, son similares a las de la operación actual; mientras que el de separación cobre-plomo es el mismo. En todos los casos el número de celdas fue ajustado al tonelaje de la prueba. Las condiciones de la flotación bulk Cu-Pb y flotación de zinc se muestran en la Tabla 6.9. Los resultados metalúrgicos de la prueba experimental se muestra en la Tabla 6.10.

6.3.1. Ventajas Metalúrgicas de la Remolienda del Relave Rougher Bulk

Los resultados metalúrgicos y presentados en la Tabla 6.10, son totalmente positivos y superiores a aquellos obtenidos en la Planta Concentradora de Enero a Junio de 1986. En la Tabla 6.11 se presenta el resumen de producción de Enero a Junio de 1986, es decir, antes de la prueba a nivel de Planta Piloto y que nos servirá para efectuar la comparación respectiva. La remolienda ofrece metalúrgicamente las siguientes ventajas:

1. Mejora las leyes de los concentrados de cobre y zinc. El concentrado de cobre mejora de 23.5% Cu y 71.56 Oz Ag/TCS a 29.02% Cu y 125.51 Oz Ag/TCS. El concentrado de zinc de 53.81 a 57.21% Zn.

También se observa una mejora en el contenido de plata en el concentrado de plomo. estas mejoras indudablemente aportan beneficios en el transporte y costos de fundición.

2. Reduce las pérdidas de los metales en otros concentrados; reduciendo así las pérdidas de plomo, cobre y plata en el concentrado de zinc de 5.5 % a 3.6%, de 40.9% a 23.2% y de 14.9% a 12.6%, respectivamente.

3. Reduce las pérdidas de los metales valiosos en los relaves. Esto se debe a que estando los metales mejor liberados con la remolienda se favorece su flotación y recuperación. Así tenemos que las pérdidas de la plata en el relave disminuyen en su distribución de 15.8% a 9.1%, a pesar del mayor contenido de plata en el mineral de cabeza; el cobre, plomo y zinc disminuyen de 20.2% a 12.1%, de 9.6% a 7.4% y de 11.3% a 7.6% respectivamente.

4. Como resultado de las dos anteriores ventajas, se mejoran las recuperaciones de cobre, plomo, zinc y en forma paralela también

Tabla 6.9 - Condiciones de la Flotación Durante la Prueba Experimental en los Circuitos Bulk Cu-Pb y Circuito de Zinc.

<u>Circuitos</u>	<u>Actual Raura</u>		<u>Prueba Remolienda</u>		<u>Propuesta Raura</u>	
	<u>Volumen (pié³)</u>	<u>Tiempo (min.)</u>	<u>Volumen (pié³)</u>	<u>Tiempo (min.)</u>	<u>Volumen (pié³)</u>	<u>Tiempo (min.)</u>
Bulk Cu-Pb:						
Rougher	480	5.42	240	7.98	900	11.23
Scavenger	320	4.14	160	5.34	600	8.34
Total Bulk	800	9.56	400	13.32	1500	19.57
Zinc:						
Rougher	720	5.90	240	7.79	960	9.38
Scavenger	480	4.50	160	4.76	640	7.00
Total Zinc	1200	10.40	400	12.55	1600	16.38

Tabla 6.10 - Balance Metalúrgico de la Prueba Experimental: Remolienda del relave Rougher Bulk Cu-Pb

<u>Productos</u>	<u>TCS</u>	<u>% Peso</u>	<u>Ensayes (* Oz/TCS)</u>				<u>Distribución-%</u>			
			<u>Ag *</u>	<u>%Cu</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>Ag</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>
Entrada	2001.00	100.000	5.35	0.97	2.50	7.09	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	36.92	1.845	125.51	29.02	7.30	7.55	43.3	54.9	5.4	2.0
Conc. Pb	69.89	3.493	53.48	2.73	59.86	7.42	35.0	9.8	83.6	3.6
Conc. Zn	215.23	10.756	6.28	2.10	0.84	57.21	12.6	23.2	3.6	86.8
Relave	1678.96	83.906	0.58	0.14	0.22	0.64	9.1	12.1	7.4	7.6

Valor del Mineral: US\$/TCS

Cobre	: 3.969
Plomo	: 27.769
Zinc	: <u>33.169</u>
Total	: 64.907

Precio de los Metales: US\$

Oz. de plata	: 5.04900
lb. de cobre	: 0.61047
lb. de plomo	: 0.17250
lb. de zinc	: 0.38102

Valor de la Producción

<u>US\$/TCS</u>	<u>Concentrado</u>	<u>US\$/TCS</u>	<u>Mineral</u>
Conc. de Cobre	: 581.81		10.734
Conc. de Plomo	: 301.77		10.541
Conc. de Zinc	: 263.52		<u>28.344</u>
		Total	49.619

$$\text{Recuperación Económica (\%)} = (49.619/64.907) 100 = 76.45\%$$

se mejora la recuperación de plata que se encuentra formando parte de los concentrados de cobre, plomo y zinc. No obstante a la mejor liberación con la remolienda la plata que se desplaza hacia el concentrado de zinc se debe principalmente a la existencia de un buen porcentaje de granos finos diseminados en las partículas de zinc, cuya liberación demandaría una molienda extremadamente fina.

Las mayores recuperaciones de los cuatro elementos valiosos y las mejores leyes de los concentrados, ameritan el circuito de remolienda y recomienda su implementación.

6.2.2. Ventajas Económicas de Circuito de Remolienda.

La evaluación económica de la producción obtenida con la remolienda y con la operación normal de la Planta, se presentan en las Tablas 6.10 y 6.11.

La evaluación económica ha sido obtenida valorizando el mineral de entrada y los concentrados producidos, utilizando en ambos casos, el valor promedio de los metales del mes de Julio, periodo en el que se efectuó la prueba.

El valor de la producción con la remolienda es de US\$ 49.619 por TCS, en comparación con US\$ 36.802 obtenido en la Planta en el periodo de Enero a Junio de 1986. Esto indica una ventaja de US\$ 12.817 por TCS de mineral para la remolienda, cifra que si bien es real sería injusta como medida de comparación.

Para proceder con una evaluación equitativa de la remolienda se ha procedido a proyectar los resultados metalúrgicos de la prueba experimental, a leyes de minerales similares al promedio del mineral beneficiado de Enero a Junio de 1986. En la Tabla 6.12 se aprecia que la contribución económica del circuito de remolienda es superior en US\$ 3.699 por TCS de mineral ($40.501 - 36.802 = 3.699$).

Para efectuar la evaluación económica de los circuitos se ha procedido de la siguiente manera:

1. Se ha tenido en cuenta los contratos de comercialización donde se especifica la ley de los concentrados a producirse y las penalidades por contenido de impurezas.

2. Se ha tomado el precio promedio de los metales en el Mercado Internacional para el mes de Julio, periodo en el cual se efectuó la prueba.

Tabla 6.11 - Balance Metalúrgico de la Producción: Enero-Junio 1986.
Circuito Estandar.

Productos	TCS	% Peso	Ensayes (* Oz/TCS)				Distribución-%			
			Ag*	%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	258472.0	100.000	2.87	0.59	2.70	7.13	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	1903.5	0.736	71.56	23.30	8.71	7.41	18.4	29.2	2.7	0.8
Conc. Pb	8244.0	3.190	44.27	1.93	61.55	6.37	49.3	10.5	82.0	2.9
Conc. Zn	29077.3	11.250	3.78	2.14	1.39	53.81	14.9	40.9	5.5	85.0
Relave	219247.2	84.820	0.53	0.14	0.28	0.95	15.8	20.2	9.6	11.3

Valor del Mineral: US\$/TCS

Cobre	:	2.414
Plomo	:	17.169
Zinc	:	<u>33.347</u>
Total	:	52.930

Precio de los Metales: US\$.

Oz. de plata	:	5.04900
lb. de cobre	:	0.61047
lb. de plomo	:	0.17250
lb. de zinc	:	0.38102

Valor de la Producción

US\$/TCS	Concentrado	US\$/TCS	Mineral
Conc. de Cobre	: 298.36		2.196
Conc. de Plomo	: 266.11		8.489
Conc. de Zinc	: 232.15		<u>26.177</u>
		Total	36.802

Recuperación Económica (%) - $(36.802/52.930) \times 100 = 69.53\%$

A manera de ilustración mostraremos los cálculos para el caso de la Tabla 6.12: Remolienda del relave rougher bulk.

La liquidación de concentrados, teniendo en cuenta las deducciones, maquila y castigos, y los precios promedio de los metales correspondiente al mes de Julio 1986, fué como sigue:

Concentrado de Cobre:

Pago de metales	US\$/TCS
Cu.	284.75
Ag	<u>530.79</u>
Valor Bruto	815.54
Deducciones	<u>233.73</u>
Valor Neto	581.81

Concentrado de Plomo:

Pago de metales	US\$/TCS
Pb	176.29
Ag	<u>236.20</u>
Valor Bruto	412.49
Deducciones	<u>110.72</u>
Valor Neto	301.77

Concentrado de zinc:

Pago de metales	US\$/TCS
Zn	370.57
Ag	<u>13.48</u>
Valor Bruto	384.05
Deducciones	<u>120.53</u>
Valor Neto	263.52

Los radios de concentración son:

Cu	: 54.198
Pb	: 28.630
Zn	: 9.297

Luego:

	<u>US\$/TCS Concentrado</u>	<u>US\$/TCS Mineral</u>
Concentrado de Cobre	581.81	10.734
Concentrado de Plomo	301.77	10.541
Concentrado de Zinc	263.52	<u>23.344</u>
Total		49.619

Tabla 6.12 - Balance Metalúrgico Mensual Proyectado

Productos	TCS	% Peso	Ensayes (* Oz/TCS)				Distribución-%			
			Ag*	%Cu	%Pb	%Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	45000.00	100.000	2.90	0.58	2.50	7.09	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. Cu	364.95	0.811	75.51	29.08	7.30	7.55	21.1	40.5	2.4	0.8
Conc. Pb	1570.95	3.491	48.48	1.73	61.98	7.42	58.4	10.4	86.5	4.1
Conc. Zn	4871.25	10.825	2.36	1.94	0.84	57.21	8.8	35.9	3.6	87.4
Relave	38192.85	84.873	0.40	0.09	0.22	0.65	11.7	13.2	7.5	7.7

Valor del Mineral: US\$/TCS

Cobre	:	2.373
Plomo	:	16.961
Zinc	:	<u>33.169</u>
Total	:	52.930

Precio de los Metales: US\$

Oz. de plata	:	5.04900
lb. de Cobre	:	0.61047
lb. de Plomo	:	0.17250
lb. de zinc	:	0.38102

Valor de la Producción

US\$/TCS Concentrado

Conc. de Cobre	:	370.53
Conc. de Plomo	:	285.98
Conc. de Zinc	:	254.15

US\$/TCS Mineral

		3.005
		9.984
		<u>27.512</u>
Total		40.501

$$\text{Recuperación Económica (\%)} = (40.501/52.503) 100 = 77.14\%$$

CAPITULO VII

INGENIERIA DEL PROYECTO DE REMOLIENDA

La prueba experimental a nivel de Planta Piloto del relave rougher bulk Cu-Pb, nos ha confirmado las ventajas metalúrgicas y económicas que ofrece este circuito, por lo que su implementación inmediata es de importancia para la empresa, ya que las ventajas que ofrece permiten contrarrestar los efectos negativos de las leyes bajas de los minerales, y las constantes fluctuaciones de los precios de nuestros metales en el Mercado Internacional.

7.1. Proyecto de Remolienda del Relave Rougher Bulk Cobre-plomo.

Para la implementación del circuito de remolienda se ha considerado sólo modificaciones en los circuitos de molienda y flotación. Para una mejor ilustración, en la figura 7.1 presentamos dos diagramas de flujo; el de la planta actual y el del circuito de remolienda.

7.1.1. Circuito de Molienda-Remolienda.

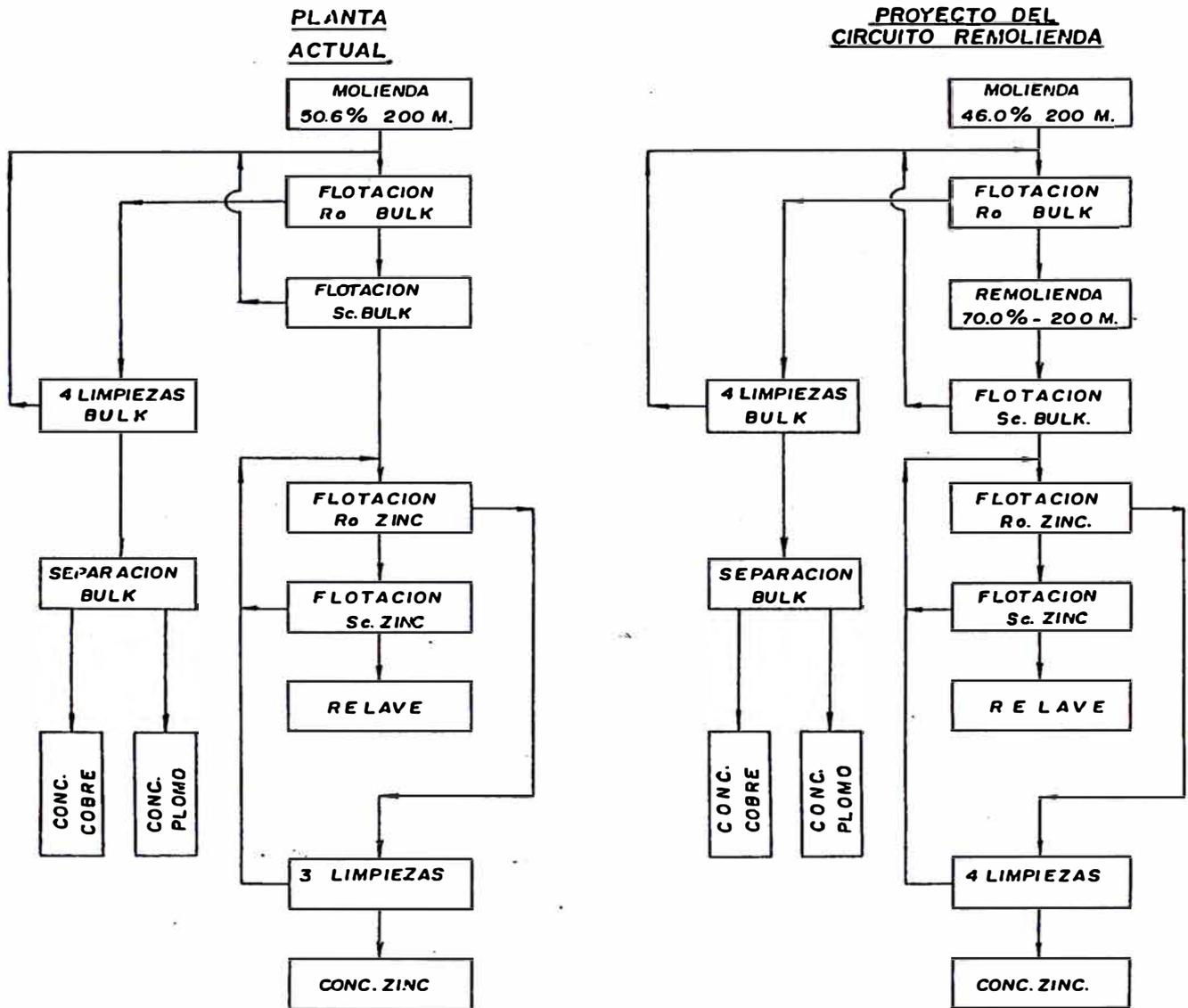
En la fecha la Planta dispone de 5 molinos que tienen 1271 HP instalados y que consumen 1102 HP. Con este equipo el promedio de tonelaje en los meses de febrero a junio de 9186, fue de 1625 TC/día y se ha obtenido una moleinda de 50.6% menos 200 mallas.

El proyecto incluye un tratamiento de 1500 TC/día en dos etapas. La primera a 46% -200 mallas, la cual se efectuará con los molinos actuales de 8' x 10', 8' x 8', 5' x 10' y 4' x 8' y la segunda, la remolienda del relave rougher bulk de 46% a -200 mallas a 70% -200 mallas; etapa en la que se implementará un nuevo molino 8' x 10'. Este nuevo molino operará con dos bombas de 12" x 10" y dos hidrociclones de 20" \emptyset .

7.1.2. Circuito de Flotación.

La flotación bulk se efectuará en dos etapas. La flotación rougher a 46%-48% - 200 mallas y la flotación scavnger a 70% -200 mallas.

FIG. 7.1- DIAGRAMA DE FLUJO RESUMIDOS



De esta manera, el circuito de zinc también operará con la molienda más fina del relave scavenger bulk Cu-Pb.

El proyecto incorpora 6 nuevas celdas de 300 piés cúbicos. Las tres primeras para la flotación rougher y las tres últimas para la flotación scavenger. Esta necesidad ha sido confirmada con la información obtenida en la prueba y con la evaluación de los circuitos y sus tiempos de reetnción.

La información de la tabla 7.1, nos indica que nuestras operaciones de flotación en los circuitos bulk Cu-Pb y Zn se han visto congestionados por sucesivos incrementos de tonelaje en el pasado, y que para duplicar los resultados de la prueba experimental es necesario su modificación de tal manera que los nuevos tiempos de flotación sean muy similares a los usados en la prueba experimental.

Los circuitos de limpieza bulk y separación Cu-Pb permanecerán sin cambio alguno. La introducción de las 6 celdas de 300 piés cúbicos en el circuito bulk Cu-Pb, además de proporcionar un tiempo de flotación adecuado en las etapas rougher y scavenger, libera a 2 bancos de 10 celdas Galligher de 48" que serán incorporados al circuito de zinc. Uno para incrementar a 4 bancos la flotación rougher-scavenger zinc y el otro para operar como primera limpieza de zinc. Esto nos beneficiará con una etapa adicional de limpieza, de tal forma que la primera, segunda y tercera limpiezas de zinc pasarán a ser segunda, tercera y cuarta, sin cambio en los circuitos excepto la instalación de una bomba SRI de 4" x 4" de segundo uso.

7.2. Cálculos en el Circuito de Molienda y Remolienda del Relave Rougher Bulk Cobre-Plomo.

1. De la ecuación fundamental de la Tercera Teoría de cominución de F.C. Bond:

$$W = 10 W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (7.1)$$

Donde:

W = Consumo de energía en KW-Hr/TC

W_i = Índice de Trabajo en KW-Hr/TC

F = Diámetro en micrones del 80% de las partículas de mineral en la entrada a la molienda.

P = Diámetro en micrones de las partículas de mineral molido.

Tabla 7.1 - Cálculos en los Circuitos de Flotación

Etapas	1500 TCS/Día Actual			1500 TCS/Día con Remolienda Relave Rougher				
	# Celdas Total	Volumen Total de Celdas pie ³	Tiempo de Flotación Actual min.	Flujo pie ³ /min.	Tiempo de Flotación minutos	Volumen Requerido Celdas pie ³	# Celdas a Instalarse	Volumen Total Celdas pie ³
Bulk Cu-Pb:								
Rougher	12 # 48	480	5.42	106.63	9.0	959.67	3x300 ft ³	900
Scavenger	8 # 48	320	3.96	137.30	7.0	961.10	3x300 ft ³	900
1ra. Limpieza	6 # 36	135	5.38	31.69	4.26			
2da. Limpieza	6 # 36	135	6.39	26.69	5.06			
3ra. Limpieza	4 # 36	90	7.74	19.40	4.63			
4ta. Limpieza	4 # 36	90	10.32	17.50	5.14			
Separación Cu-Pb:								
Acondicionador	5'x5'	98	13.57	8.68	11.29			
Rougher Cu	6 # 36	135	18.70	8.68	15.55			
1ra. Limp. Cu	4 # 36	90	18.07	6.02	14.95			
2da. Limp. Cu	2 # 18 Sp	48	15.14	3.84	12.50			
3ra. Limp. Cu	1 # 18 Sp	24	8.51	3.41	7.04			
4ta. Limp. Cu	1 # 18 Sp	24	16.67	1.73	13.87			
Zinc:								
Acondicionador	8'x8'-11'x11'	1447	12.79	131.15	11.03			
Rougher	18 # 48	720	6.36	131.15	7.32	960.0	24 # 48	960
Scavenger	12 # 48	480	4.58	117.03	5.47	640.0	16 # 48	640
1ra. Limpieza	9 # 18 Sp	216	9.45	44.93	8.90	240.0	10 # 48	400
2da. Limpieza	9 # 18 Sp	216	10.47	33.96	6.36	216.0	9 # 18 Sp	216
3ra. Limpieza	6 # 18 Sp	144	11.95	17.51	12.34	216.0	9 # 18 Sp	216
4ta. Limpieza				13.26	10.86	216.0	6 # 18 Sp	144

Tenemos:

$$Wi = \frac{W}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)} \quad (7.2)$$

El Wi para 2 tipos de molienda o remolienda en el mismo mineral, será:

$$Wi_1 = \frac{W_1}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{P_1}} - \frac{1}{\sqrt{F_1}} \right)} \quad (7.3)$$

$$Wi_2 = \frac{W_2}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{P_2}} - \frac{1}{\sqrt{F_2}} \right)} \quad (7.4)$$

Como el Wi de un mineral es constante: $Wi_1 = Wi_2$; luego:

$$\frac{W_1}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{P_1}} - \frac{1}{\sqrt{F_1}} \right)} = \frac{W_2}{10 \left(\frac{1}{\sqrt{P_2}} - \frac{1}{\sqrt{F_2}} \right)} \quad (7.5)$$

$$\frac{W_1}{W_2} = \frac{\frac{1}{\sqrt{P_1}} - \frac{1}{\sqrt{F_1}}}{\frac{1}{\sqrt{P_2}} - \frac{1}{\sqrt{F_2}}} \quad (7.6)$$

El trabajo W (KW-Hr) puede expresarse indistintamente en KW o HP; y para el caso en que el mineral de entrada a la molienda sea el mismo, se tiene:

$$F_1 = F_2 = F \quad ; \quad \text{Luego:}$$

$$\frac{KW_1}{KW_2} = \frac{HP_1}{HP_2} = \frac{\frac{1}{\sqrt{P_1}} - \frac{1}{\sqrt{F}}}{\frac{1}{\sqrt{P_2}} - \frac{1}{\sqrt{F}}} \quad (7.7)$$

2. La energía necesaria para moler 1500 TC/día de mineral desde 22,800 micrones hasta 170 micrones (50.6% -200 mallas), sabi-

endo que nuestro consumo actual es de 1102 HP para un tratamiento de 1625 TC/día

$$HP_1 = 1102$$

$$HP_2 = ?$$

$$TCSPD = 1625$$

$$TCSPD = 1500$$

$$HP_2 = \frac{1102 \times 1500}{1625} = 1017.23$$

Luego, nosotros podemos disponer de $1102.0 - 1017.23 = 84.77$ HP, lo que equivale a retirar el molino 4' x 8', cuyo consumo es de 99 HP.

3. Si en lugar del molino de barras 4' x 8' (99 HP), retiramos el molino de bolas 6' x 6' (136 HP), la granulometría que se obtendrá en la molienda primaria será sin duda ligeramente más gruesa

$$HP_2 = 1017.23 - 136.00 = 881.23 \quad , \text{ luego:}$$

$$HP_1 = 1017.23$$

$$HP_2 = 881.23$$

$$F_1 = 22,800 \text{ micrones}$$

$$F_2 = 22,800 \text{ micrones}$$

$$P_1 = 170 \text{ micrones}$$

$$P_2 = ?$$

Reemplazando en la fórmula (7.7)

$$\frac{1017.23}{881.23} = \frac{\frac{1}{\sqrt{170}} - \frac{1}{\sqrt{22800}}}{\frac{1}{\sqrt{P_2}} - \frac{1}{\sqrt{22800}}}$$

$$P_2 = 220.60 \quad === \quad 46 -48\% \quad -200 \text{ mallas}$$

4. Cálculo de la energía y el molino necesario para moler el mineral desde 220.60 micrones (46-48% -200 mallas), hasta 100 micrones (70% -200 mallas).

$$HP_1 = 881.23$$

$$HP_2 = ?$$

$$F_1 = 22,800 \text{ micrones}$$

$$F_2 = 220.60 \text{ micrones}$$

$$P_1 = 220.60 \text{ micrones}$$

$$P_2 = 100.00 \text{ micrones}$$

$$\frac{.881.23}{HP_2} = \frac{\frac{1}{\sqrt{220.60}} - \frac{1}{\sqrt{22800}}}{\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{220.60}}}$$

$$HP_2 = 474.63$$

Luego es necesario un molino de bolas de 8' x 10',

5. Cálculo de la bomba necesaria para el circuito de remolienda del relave rougher bulk Cobre-Plomo.

Alimentación a la bomba = 1500 TC/día, 400% carga
circulante.

Gravedad Específica de sólidos = 3.44 g/cc

% Sólidos = 38.21

Densidad de Pulpa = 1327 g/l.

USGPM = 1904.44

Según catálogo del Bombas Denver SRL-C, se necesita una bomba 12" x 10"

6. Cálculo del motor necesario para una Bomba Denver SRL-C 12"x10"

Datos considerados:

- Altura estática de descarga = 50.0 pies
- Longitud de tubería de descarga = 88.5 pies
- Longitud de tubería de succión = 3.2 pies
- Altura estática de succión = 3.5 pies
- Cinco codos en la descarga de 90° radio largo equivalente = 66.7 pies
- Presión Ciclón = 12 PSI
- Caudal = 1904.44 USGPM
254.59 pies³/min.

Cálculo de la velocidad de la pulpa en la tubería

$$V_i = \frac{4Q}{d^2}$$

Donde:

V_i = Velocidad de la pulpa, pies/segundo

Q = Caudal de la pulpa, pies³/segundo

d = diámetro de la tubería en pies

$$V_i = \frac{4 \times 4.24}{3.14 \times 0.44} = 12.28 \text{ pies/segundo}$$

Pérdidas por cabeza de velocidad (hv) :

$$h_v = \frac{V_i^2}{2g}$$

g = aceleración de la gravedad, pies²/segundo

$$h_v = \frac{150.80}{2 \times 32.2} = 2.34 \text{ pies}$$

Pérdidas por fricción (hf) :

$$h_f = \frac{158.4 \times 5.41}{100} = 8.57 \text{ pies}$$

Pérdidas por presión en el ciclón :

$$\frac{12 \text{ PSI} \times 2.31}{1.372} = 20.20 \text{ pies}$$

Cabeza dinámica = 50 + 2.34 + 8.57 + 20.20 = 81.11 pies

Altura estática de succión = 3.50 pies

Cabeza dinámica total = 81.11 - 3.50 = 77.61 pies \approx 80 pies

Del catálogo de bombas Denver SRL-C, se tiene:

RPM = 760

Eficiencia = 75%

$$\text{Pump Shaft BHP} = \frac{\frac{\text{Pies}^3}{\text{min}} \times \frac{62.5 \text{ lb}}{\text{pie}^3} \times \text{Sp.Gr.} \times \text{Cabeza}}{33000 \text{ lb-pie/min.} \times \text{eficiencia}}$$

$$\text{Pump Shaft BHP} = \frac{254.59 \times 62.5 \times 1.372 \times 80}{33000 \times 0.75}$$

$$\text{Pump Shaft BHP} = 70.57 \times 1.5 = 105.86 \text{ HP}$$

$$\text{Pump Shaft BHP} \approx 125 \text{ HP.}$$

7.3. Cálculos en el Circuito de Flotación Bulk Cobre-Plomo y Circuito de Flotación de Zinc.

Las pruebas metalúrgicas a nivel de Laboratorio y la prueba a nivel de Planta Piloto nos han confirmado la necesidad de ampliar el tiempo de retención de la pulpa del circuito de flotación bulk cobre-plomo y del circuito de zinc, ya que éstos actualmente han sido congestionados por sucesivos incrementos de tonelaje. Sin embargo, por consideraciones de tipo económico, sólo se ha tomado en cuenta la ampliación del circuito de flotación bulk cobre-plomo; ya que como se mencionó, esta ampliación nos permitiría disponer de 2 bancos de 10 celdas # 48 Agitair, los cuales serían incorporados al circuito de zinc; uno para operar como cuarto banco de flotación rougher-scavenger y el otro, para operar como primera limpieza de zinc. Por otro lado se han elegido las celdas de 300 pies cúbicos.

El número de celdas necesarias para el circuito de flotación rougher-scavenger bulk cobre-plomo se ha calculado mediante la siguiente relación:

$$N = \frac{Q \times t}{V_o \times h}$$

Donde:

N = número de celdas necesarias

Q = caudal de pulpa alimentada, pies³/min.

t = Tiempo de flotación determinado en pruebas, min.

V_o = volumen total de celda.

h = factor comprendido entre 0.50-0.75 y que considera el volumen que ocupan en la celda el agitador, estabilizador, aire, tuberías, zona de espumas, etc. Algunos fabricantes dan como dato el volumen útil, es decir, el producto V_o x h.

Etapa de flotación rougher:

Alimento fresco a flotación	=	62.50 TCS/hora
Carga circulante	=	30.15 TCS/hora
Alimento total	=	92.65 TCS/hora
Gravedad específica del mineral	=	3.30 g/cc
% sólidos en el alimento	=	35.38
Densidad de pulpa	=	1327 g/l
Tiempo de flotación	=	9 minutos

$$\text{USGPM} = \frac{\text{TCSPH} \times 399666}{W \times P}$$

$$\text{USGPM} = \frac{92.65 \times 399666}{1327 \times 35.38} = 788.70 \approx 106,63 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$N = \frac{106.63 \times 9}{300} = 3.20 = 3 \text{ celdas.}$$

Etapas de flotación scavenger :

Alimento total = 81.10 TCSPH

Gravedad específica de sólidos = 3.22 g/cc

% Sólidos = 26.16

Densidad de pulpa = 1220 g/l

Tiempo de flotación = 7 minutos

$$\text{USGPM} = \frac{81.10 \times 399666}{1220 \times 26.16} = 1015.59 \approx 137.30 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$N = \frac{137.30 \times 7}{300} = 3.20 \approx 3 \text{ celdas}$$

CAPITULO VIII
ECONOMIA GENERAL DEL PROYECTO DE REMOLIENDA

8.1. Inversiones

La implementación de la remolienda del relave rougher bulk requiere una inversión total de US\$ 1'695,502 distribuidos de la siguiente manera:

Inversión Fija	=	US\$ 941,270
Incremento del capital de operación	=	754,232

8.1.1. Inversión Fija

	<u>US\$</u>	<u>Total US\$</u>
A. Equipamiento		
A.1. Molienda:		
- Un molino de bolas 8' x 10' completo, con motor de 400 HP	310,000	
- Dos ciclones de 20" Ø completos con manómetros y accesorios	7,840	
- Dos bombas SRL de 12" x 10" completos con motores de 125 HP	<u>21,460</u>	
Sub-Total	339,300	339,300
A.2. Flotación:		
- Un banco de 3 celdas de 300 ft ³ , con cajón de entrada y salida, completo con 3 motores de 24 HP, 900 RPM	49,780	
- Un sistema automático de pulpa	11,000	
- Un banco de 2 celdas de 300 ft ³ , con cajón de entrada y salida, completo con 2 motores de 24 HP, 900 RPM	36,620	
- Un sistema automático de pulpa	11,000	
- Pisos metálicos y barandas de seguridad	3,940	
- Diez canales de espuma	<u>8,450</u>	
Sub-Total	120,790	460,090
		...///

	<u>US\$</u>	<u>Total US\$</u>
- I.G.V. 6% (equipamiento)	27,605	
- Seguro y transporte 5% (equipamiento)	23,005	
Total Equipo		510,700
B. Ingeniería y Construcciones		92,000
C. Instalación del Equipo		184,000
D. Sistema de Tuberías		46,000
E. Miscelaneos		23,000
F. Imprevistos		<u>85,570</u>
Estimado Total		941,270

8.1.2. Costos Adicionales de Operación con la Remolienda

A. Energía:

→ Un molino de bolas 8' x 10'	400 HP
- Una bomba SRL 12" x 10"	125
- Una bomba SRL 4" x 4"	25
- 5 celdas 300 ft ³ (24 x 5)	<u>120</u>
Total	670

Costo KW-Hr (planta térmica) = \$ 0.199

Factor de Potencia = 0.85

670 HP x 0.746 KW/HP x 0.85 x 24 Hr/día = 10,196 KW-Hr/día

$\frac{10,196 \text{ KW-Hr/día}}{1,500 \text{ TCS/día}} = 6.797 \text{ KW-Hr/TCS}$

6.797 KW-Hr/TCS x 0.199 \$/KW-Hr = 1.352 \$/TCS

B. Consumo de Acero:

Costo de bolas y chaquetas = \$ 1,000/TM

Consumo adicional de bolas = 1.001 lbs/TCS

$540/1271 \times 1.001 \times 1000/2205 = 0.193 \text{ $/TCS}$

Consumo de chaquetas:

0.20 x 0.193 = 0.039 \$/TCS

C. Consumo Adicional de Reactivos

Z-11 = 0.856 x 0.005 = 0.004 \$/TCS

D-250 = 1.262 x 0.005 = 0.006 \$/TCS

Total = 0.100 \$/TCS

D. Mantenimiento: = 0.100 \$/TCS

E. Costo Total Adicional:

Energía	=	1.352	\$/TCS
Acero	=	0.231	
Reactivos	=	0.100	
Mantenimiento	=	<u>0.100</u>	
Total	=	1.693	\$/TCS

8.1.3. Costos Totales de Operación con la Remolienda

A. Costos Fijos y Variables Estimados

A.1. Costos Fijos	<u>US\$/Año</u>
- Personal	1'622,778
- Cargas diversas del personal	365,373
- Compensación por tiempo de servicios	428,226
- Seguros	195,386
- Tributos	34,740
- Servicios varios	70,376
- Cargas diversas de gestión	294,660
- Gastos administrativos	1'036,290
- Depreciación	<u>2'575,191</u>
Sub-Total	6'623,020
A.2. Costos Variables	
- Suministros diversos	3'692,140
- Transporte interno	1'197,561
- Contratistas	1'538,837
- Honorarios profesionales	31,875
- Ventas	
* Flete terrestre	992,043
* Seguros y flete marítimo	2'542,484
* Impuestos y comisiones	<u>422,416</u>
Sub-Total	<u>10'417,356</u>
Gran Total	<u>17'040,376</u> =====

B. Gastos de Personal .- Los gastos estimados de mano de obra se han calculado en base a políticas salariales de aumento, negociaciones de pliego de condiciones colectivas que tiene la empresa, contemplando las normas y leyes laborales vigentes a la elaboración del presupuesto.

- C. Cargas Diversas de Personal .- Son los beneficios indirectos del personal: gratificaciones, asignación por vacaciones, etc.
- D. Suministros Diversos .- Representan el valor de los materiales e insumos necesarios para obtener la producción programada y forma parte del costo de operación.
- E. Servicios de Terceros .- Este concepto lo integran:
- Fletes y gastos de transporte (mercaderías, suministros, minerales, concentrados y personal).
 - Contratistas de construcción y mantenimiento de viviendas.
 - Contratistas de mina: (desarrollo y exploración).
 - Servicio de transporte marítimo, seguros y otros (venta de concentrados).
 - Energía y agua.
 - Honorarios profesionales
 - Servicios varios.
- F. Tributos .- Están compuestos por:
- Impuesto a las ventas de exportación tradicional (2 %)
 - Impuesto a las remuneraciones.
 - Tributos municipales.
 - Otros tributos.
- G. Cargas Diversas de Gestión .- Comprenden:
- Alquileres : maquinaria pesada para mina, equipos de procesamiento de datos, depósito y talleres en Lima y Callao.
 - Administración : comprenden gastos de representación, útiles de escritorio, gastos notariales y de registro, gastos de comunicaciones, etc.
- H. Provisiones del Ejercicio .- Este rubro lo integran
- Depreciación del activo fijo
 - Amortización de intangibles.
 - Reserva de indemnizaciones.

8.2. Presupuesto

En este acápite calcularemos el monto anual de ingresos y costos de producción, que resultarían de implementar la remolienda del relave rougher bulk cobre-plomo. A continuación calcularemos cada uno de estos rubros.

8.2.1. Ingresos

Los ingresos que calcularemos provienen de la venta anual de los concentrados de cobre, plomo y zinc. Para la elaboración de este rubro hemos tomado los siguientes parámetros de operación:

- Extracción diaria	=	1500 TCS
- Días de operación anual	=	330 días
- Eficiencia combinada de mina, planta y servicios	=	90 %
- Extracción y beneficio	=	445,500 TCS/año

En la tabla 8.1 presentamos el balance metalúrgico para un año de operación, teniendo en consideración los datos anteriores y el balance metalúrgico mensual proyectado de la tabla 6.12, capítulo VI.

El precio de los metales en el Mercado Internacional correspondiente al mes de Julio de 1986 que se usó para el cálculo de la liquidación de concentrados se muestra en la tabla 8.2. En esta tabla podemos observar las deducciones que hace el fundidor después del cual se obtiene el precio neto, valor que usaremos para el cálculo de las liquidaciones.

A. Concentrado de Cobre:

Pago de metales:		US\$/TCS
Cu : $29.08 - 1.4 = 27.68$ == $0.2768 \times 2000 \times 0.51547$	=	285.36
Ag : $75.51 \times 0.90 \times 4.699$	=	319.34
	Valor Bruto	= 604.70
Deducciones:		
Maquila:	=	(166.00)
Conversión Cu	=	(27.68)
Manipuleo	=	(1.50)
Penalidades	=	(38.99)
	Valor Neto	= <u>370.53</u>

B. Concentrado de Plomo:

Pago de metales:		
Pb : $61.98 \times 0.95 = 58.881$ == $0.58881 \times 2000 \times 0.155$	=	182.53
Ag : $48.48 \times 0.95 \times 4.649$	=	214.11
	Valor Bruto	= 396.64

...///

Tabla 8.1 - Balance Metalúrgico Anual

Productos	TCS	% Peso	Ensayes-% (* Oz/TCS)				Distribución-%			
			Ag*	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Entrada	444,500.00	100.000	2.90	0.58	2.50	7.09	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado de Cobre	3,613.01	0.811	75.51	29.08	7.30	7.55	21.1	40.5	2.4	0.9
Concentrado de Plomo	15,552.40	3.491	48.48	1.73	61.98	7.42	58.4	10.4	86.5	3.7
Concentrado de Zinc	48,225.38	10.825	2.36	1.94	0.84	57.21	8.8	36.0	3.6	87.1
Relave General	378,109.21	84.873	0.40	0.09	0.22	0.68	11.7	13.1	7.5	8.1

Tabla 8.2 - Precio Promedio de los Metales

Condiciones	Concentrado de Cobre		Concentrado de Plomo		Concentrado de Zinc	
	US\$/Oz Ag	US\$/lb. Cu	US\$/Oz Ag	US\$/Lb. Cu	US\$/Oz Ag	US\$/lb Zn
Precio promedio del mes	5.049	61.047	5.049	17.250	5.049	38.102
Refinería y Entrega	(0.300)	(9.500)	(0.400)	(1.750)		
Deducción Adicional 1%	(0.050)					
Precio Neto	4.699	51.547	4.649	15.500	5.049	38.102

Deducciones:		<u>US\$/TCS</u>
Gastos de tratamiento	=	(80.00)
Penalidades	=	<u>(30.72)</u>
Valor Neto	=	<u><u>285.92</u></u>

C. Concentrado de Zinc

Pago de metales:

$$\text{Zn} : 57.21 \times 0.85 = 48.628 = 0.48628 \times 2000 \times 0.38102 = 370.57$$

Deducciones:

Gastos de Tratamiento	=	<u>(116.42)</u>
Valor Neto		<u><u>254.15</u></u>

Luego, el valor de la producción será:

	<u>US\$/TCS Conc.</u>	<u>US\$/TCS Mineral</u>
Concentrado de Cobre	370.53	3.005
Concentrado de Plomo	285.98	9.984
Concentrado de Zinc	254.15	<u>27.512</u>
Total		40.501

Los ingresos anuales por la venta de concentrados será

Concentrado de Cobre =	3.005 x 445,500 =	1'338,728	US\$/Año
Concentrado de Plomo =	9.984 x 445,500 =	4'447,872	
Concentrado de Zinc =	27.512 x 445,500 =	<u>12'256,596</u>	
Total		18'043,196	US\$/Año

D. Ahorro en el Transporte de Concentrados

Según los cuadros metalúrgicos, los tonelajes de los concentrados por 100 TCS de mineral son:

	Con Remolienda (Proyectado)	Sin Remolienda (Enero-Junio 1985)
Concentrado de Cobre	0.811	0.736
Concentrado de Plomo	3.491	3.190
Concentrado de Zinc	<u>10.127</u>	<u>11.250</u>
	15.127	15.176

$$\text{Menor Tonelaje} = 15.176 - 15.127 = 0.049 \text{ TCS}$$

$$\text{Por tonelada corta de mineral} = 0.00049 \text{ TCS}$$

Flete Terrestre = 24.00 \$/TM
Flete Marítimo = 30.00 \$/Tm
54.00 \$/TM

Ahorro:

$0.00049 \times 54.00 \times 1/1.1023 = 0.024$ \$/TCS mineral

Ahorro en el transporte de concentrados:

$0.024 \times 445,500 = 10,692$ US\$/Año

Luego:

Ingresos por ventas de concentrados	=	18'043,196	US\$/Año
Ahorro en el transporte de concentrados	=	<u>10,692</u>	
Total Ingresos		<u>18'053,888</u>	US\$/Año

8.2.2. Costos

El costo operativo promedio de la Mina Raura, incluyendo los costos por concepto de depreciación, gastos de ventas y gastos de administración, es el siguiente:

Costo de cada TCS en dólar USA = 36.666

Incremento del costo operativo de cada TCS
con la remolienda, en dólar USA = 1.693

Costo operativo total de 1 TCS en dólar USA = 38.359

Costo operativo = $38.359 \times 445,500 = 17'088,935$ US\$/Año

Luego, en resumen el presupuesto de ingresos y costos es:

Ingresos	18'053,888	US\$/Año
Costos	<u>17'088,935</u>	
Contribución Bruta	<u>964,953</u>	US\$/Año

8.3. Evaluación Económica.

La evaluación económica de los beneficios originados por la implementación de la remolienda del relave rougher bulk cobre-plomo, lo haremos mediante los siguientes indicadores económicos:

- Valor Actual Neto (VAN)
- Tasa Interna de Retorno (TIR)

8.3.1. Valor Actual Neto (VAN)

Llamado también Valor Presente Neto (VPN), es la suma algebraica de los valores actualizados de los beneficios y costos generados por el proyecto durante el periodo de evaluación. Este enunciado puede resumirse en las siguientes fórmulas:

$$VAN = \sum_0^n \left[\frac{I_i}{(1+r)^i} - \frac{C_i}{(1+r)^i} \right] \quad (8.1)$$

$$VAN = \sum_0^n \frac{I_i}{(1+r)^i} - \sum_0^n \frac{C_i}{(1+r)^i} \quad (8.2)$$

Donde:

I_i = Ingresos generados durante el periodo i

C_i = Costos exigidos durante el periodo i

r = Tasa de descuento en el periodo i

n = Número de periodos.

Para obtener los valores actualizados de los beneficios y costos, se sigue el siguiente procedimiento:

Sea;

V_0 = Monto actual del dinero

r = Tasa de interés compuesto al cual está colocado el capital V_0 .

n = Número de años o periodos.

El valor del capital será:

Al final del primer año, $V_1 = V_0 + V_0 \cdot r = V_0(1+r)$

Al final del segundo año $V_2 = V_0(1+r) + V_0(1+r)r$

$$V_2 = V_0(1+r)^2$$

Al final del año n , $V_n = V_0(1+r)^n$

Fórmula con la cual se obtiene el monto que alcanza un capital inicial V_0 al interés compuesto r , durante n años o periodos. Para obtener el valor actual V_0 , o actualización del capital V_n , se sigue el razonamiento inverso, llegándose a la fórmula:

$$V_0 = \frac{V_n}{(1+r)^n} \quad (8.3)$$

Existe una regla sencilla para decidir si un proyecto es rentable o no, mediante el VAN:

- Si el $VAN < 0$, el proyecto no es rentable
- Si el $VAN > 0$, el proyecto es rentable.

8.3.2. Tasa Interna de Retorno (TIR)=

Se define como aquella tasa de interés que hace igual a cero el Valor Actual Neto de un flujo de beneficios netos.

$$VAN = \sum_{0}^{n} \frac{BN}{(1 + r)^i}$$

Donde:

BN = Beneficio Neto

$$VAN = 0 \rightarrow r = TIR \quad (8.4)$$

La TIR se calcula generalmente por tanteos, ensayando sucesivas tasas de descuento que aproximen el valor del VAN cada vez más a cero. La interpolación y extrapolación de valores del VAN puede ayudar a acercarse más rápidamente al verdadero valor de la TIR.

La TIR refleja el valor de la rentabilidad total de un proyecto es decir, equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto para percibir un flujo de beneficios netos financieramente equivalentes al generado por el proyecto.

En el siguiente cuadro presentamos los ingresos y costos generados con la implementación de la remolienda. Para convertir los ingresos y gastos por TCS de mineral a valores anuales, se ha multiplicado por una producción estimada anual de 445,500 TCS.

	US\$/TCS de Min.Tratado	US\$ Anual
Ingresos por ventas	40.501	18'043,196
Ahorro en el transporte de concentrados	0.024	10,692
TOTAL INGRESOS	40.525	18'053,888
Costo de Operación	(38.250)	(17'040,375)
Depreciación: 941,270 x 0.30	(0.634)	(282,831)
TOTAL EGRESOS	<u>(38.884)</u>	<u>(17'322,756)</u>
UTILIDAD ANTES DE COMUNIDAD E. IMPUESTO	1.641	731,132
Participación líquida (4%)	(0.066)	(29,245)
Participación patrimonial (5.5%)	(0.090)	(40,212)
Ingemmet (1.5%)	(0.025)	(10,967)
Participación Comunidad (0.5%)	(0.006)	(3,656)
Impuesto a la renta (40%)	<u>(0.581)</u>	<u>(258,821)</u>
UTILIDAD NETA	0.871	388,231

El periodo de repago de la inversión será

$$\frac{\text{Inversión}}{\text{Utilidad Neta Anual}} = \text{US\$ } \frac{941,270}{388,231} = 2.78 \text{ años}$$

El flujo de caja económico se detalla en el siguiente cuadro:

Concepto	Periodos			
	0	1	2	3
Inversión	941,270			
Ingresos		18'053,888	18'053,888	18'053,888
Egresos operativos		17'040,375	17'040,375	17'040,375
Depreciación		282,381	282,381	282,381
UTILIDAD BRUTA		731,132	731,132	731,132
Imp. y Benef. Comunid.		342,901	342,901	342,901
UTILIDAD NETA		388,231	388,231	388,231
FLUJO DE CAJA		670,612	670,612	670,612

Finalmente, evaluaremos la alternativa de inversión mediante los indicadores económicos antes citados: VAN y TIR.

Del flujo de fondos podemos establecer la siguiente expresión

$$\text{VAN} = - 941,270 + \frac{670,612}{1 + i} + \frac{670,612}{(1 + i)^2} + \frac{670,612}{(1 + i)^3}$$

La tasa de interés i que haga igual a cero el VAN, nos dará el valor de la TIR. Luego, dando valores a i , entre 0.10 y 0.60, tenemos los siguientes Valores Actuales Netos:

<u>i</u>	<u>VAN</u>
0.10	726,443
0.15	598,888
0.20	471,362
0.30	276,637
0.40	124,280
0.50	2,554
0.60	- 96,456

Interpolando valores de i entre 0.50 y 0.60, se determina que el valor de i que satisface la ecuación anterior, corresponde a 50.26 %, valor que representa la Tasa Interna de Retorno. El Valor Actual Neto al 15% es de US\$ 598,888.

La Tasa Interna de Retorno (TIR) nos indica una buena rentabilidad económica, así como el Valor Actual Neto que genera un ingreso neto de US\$ 598,838, además de obtener un 15% de rentabilidad sobre la inversión realizada. de todo lo anterior, se concluye que la inversión es muy viable desde el punto de vista económico.

CONCLUSIONES

Del análisis del presente trabajo se han obtenido las siguientes conclusiones:

1. La Sección de Trituración y Tamizado tiene capacidad instalada para proporcionar 2,176 TC/24 horas de mineral triturado, considerando un tamaño de producto de $\frac{1}{2}$ " y 16 horas de operación por día. La capacidad actual es de 1600 TC/24 horas. La Sección de Trituración y Tamizado está trabajando al 73.53% de su capacidad de diseño. Se conseguiría aumentar la capacidad redimensionando las zarandas. Una zaranda de 5' x 10' en reemplazo de la 4' x 8' sería la adecuada.

2. La capacidad instalada de la Sección de Molienda y Clasificación es de 1694 TCS/24 horas considerando un 95% del tiempo de operación de los molinos. En razón del tratamiento actual de 1506 TCS/24 horas, obtenemos que la Sección de Molienda está trabajando al 88.91% de sus capacidad de diseño.

3. Rediseñando el diagrama de flujo de la Sección Molienda en lo referente a la etapa de clasificación, con la implementación de una nueva etapa de remolienda, un ritmo de tratamiento de 1500 TCS/24 horas de operación sería aconsejable.

4. El Índice de Trabajo Promedio (Wip) del mineral tratado es de 13.41 KW-Hr/TCS.

5. El grado de molienda alcanzada en el alimento fresco de la Sección Flotación es de 48.90 a 50.47% - 200 mallas.

6. La composición química del concentrado bulk Cu-Pb y las recuperaciones de Ag, Cu y Pb son función del grado de liberación, haciéndose óptimas en la fracción -200 mallas como puede observarse:

<u>Malla</u>	<u>Ensayes-% (* Oz/TCS)</u>			<u>Distribución-%</u>		
	<u>Ag*</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Ag</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>
+ 200	51.72	7.68	42.43	46.9	22.7	69.0
- 200	58.79	6.33	57.14	73.6	49.7	83.5
Total	57.40	6.59	54.27	67.3	39.5	80.7

7. La composición química del concentrado de zinc y las recuperaciones metálicas en este concentrado, son función del tamaño de partícula, haciéndose óptimas en el rango fino como puede observarse:

<u>Malla</u>	<u>Ensayes-% (* Oz/TCS)</u>				<u>Distribución-%</u>			
	<u>Ag*</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>	<u>Ag</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>
+ 200	3.33	2.60	0.66	53.99	20.7	53.7	7.4	79.4
- 200	4.34	1.94	1.92	55.78	13.6	37.9	6.9	87.8
Total	3.94	2.20	1.42	55.06	15.4	44.1	7.1	84.4

8. La composición química y las pérdidas metálicas en el relave final se detalla a continuación. puede observarse que las pérdidas metálicas son función del tamaño de partícula haciéndose grandes en la fracción +200 mallas.

<u>Malla</u>	<u>Ensayes-% (* Oz/TCS)</u>				<u>Distribución-%</u>			
	<u>Ag*</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>	<u>Ag</u>	<u>Cu</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>
+ 200	0.49	0.11	0.20	1.16	32.2	23.6	23.6	18.2
- 200	0.60	0.09	0.40	0.77	12.4	12.4	9.6	8.0
Total	0.54	0.10	0.30	0.97	17.3	16.4	12.2	12.2

9. De los puntos 5, 6 y 7 se hace evidente que una molienda más fina que la que actualmente se hace a la cabeza de flotación, favorecería las recuperaciones de Ag, Cu, Pb y Zn en sus respectivos concentrados, con el consiguiente incremento del grado de concentrado bulk Cu-Pb y concentrado de zinc.

10. Pruebas a nivel de Laboratorio Metalúrgico y Planta Piloto demostraron que la mejor alternativa era remoler el relave rougher Cu-Pb antes de someterlo a la etapa de flotación scavenger Cu-Pb. El balance metalúrgico de la prueba a nivel de Planta Piloto lo detallamos a continuación:

Productos	Ensayes-% (* Oz/TCS)				Distribución-%			
	Ag*	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
Cabeza	5.85	0.97	2.50	7.09	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. de Cu	125,51	29,02	7.30	7.55	43.3	54.9	5.4	2.0
Conc. de Pb	53.48	2.73	59.86	7.42	35.0	9.8	83.6	3.6
Conc. de Zn	6.28	2.10	0.84	57.21	12.6	23.2	3.6	86.6
Relave	0.58	0.14	0.22	0.64	9.1	12.1	7.4	7.6

11. Las ventajas metalúrgicas que ofrece el circuito de remolienda, comparadas con la producción de Enero a Junio de 1986 son:

a. Mejora las leyes de los concentrados de cobre y zinc. El concentrado de cobre mejora de 23.50% Cu y 71.56 Oz Ag/TCS, a 29.02% Cu y 125.51 Oz Ag/TCS. El concentrado de zinc de 53.81% Zn a 57.21% Zn.

b. Reduce las pérdidas de los metales en otros concentrados reduciendo así las pérdidas de plomo, cobre y plata en el concentrado de zinc de 5.5% a 3.6%, de 40.9% a 23.2% y de 14.9% a 12.6%, respectivamente.

c. Reduce las pérdidas de los metales valiosos en el relave; esto se debe a que estando los metales mejor liberados con la remolienda se favorece su flotación y recuperación. Así tenemos que las pérdidas de Ag en el relave disminuyen de 15.8% a 9.1%; el Cu, Pb y Zn disminuyen de 20.2% a 12.1%, de 9.6% a 7.4% y de 11.3% a 7.6%.

d. Como resultado de las dos ventajas anteriores, se mejoran las recuperaciones de cobre, plomo y zinc y en forma paralela también se mejora la recuperación de plata que se encuentra formando parte de los concentrados de cobre, plomo y zinc.

12. La valorización de la producción proyectada obtenida con la remolienda es de US\$ 40.501/TCS de mineral, que comparada con la producción acumulada de Enero a Junio de 1986 que es de US\$ 36.802/TCS mineral, nos da una contribución económica de US\$ 3.699/TCS mineral.

13. La recuperación económica con la remolienda es de 76.45%, que comparada con la recuperación económica de la producción acumulada que es de 69.53% nos da una ventaja de 6.92%.

14. La prueba a nivel de Planta piloto demostró que para reproducir las ventajas metalúrgicas y económicas expuestas, es necesario también ampliar los circuitos de flotación bulk Cu-Pb y circuitos de Zn, ya que éstos se han visto congestionados por sucesivos incrementos de tonelaje en el pasado, de tal forma que los nuevos tiempos de flotación

sean similares a los usados en la prueba experimental.

15. Para la implementación de la remolienda del relave rougher bulk Cu-Pb es necesario un molino 8' x 10'. La ampliación del circuito de flotación rougher-scavenger bulk Cu-Pb necesita de 5 celdas de 300 pies³. Los dos bancos Agitair # 48 que operan en la etapa de flotación bulk Cu-Pb, pasarán a la flotación de zinc; uno para incrementar a 4 bancos la etapa de flotación rougher-scavenger de zinc y el otro para operar como primera limpieza de zinc, de tal modo que la limpieza del concentrado rougher zinc se haga en 4 etapas.

16. La inversión fija para la implementación de la remolienda del relave rougher bulk Cu-Pb se estimó en US\$ 941,270. El incremento del capital de operación en US\$ 1,693/TCS de mineral tratado.

17. La evaluación económica de la implementación de la remolienda del relave rougher bulk Cu-Pb, sin considerar la financiación del mismo, dió los siguientes resultados:

- a. El periodo de repago de la inversión es de 2.78 años.
- b. El valor Actual Neto (VAN) al 15% es de US\$ 598,888
- c. La Tasa Interna de Retorno (TIR) es de 50.26%.

18. La tasa Interna de retorno (TIR) nos indica una buena rentabilidad económica, así como el Valor Actual Neto que genera un ingreso neto de US\$ 598,888; además de obtener un 15% de rentabilidad sobre la inversión realizada, de lo que se concluye que la inversión es muy viable desde el punto de vista económico.

BIBLIOGRAFIA

1. Mario Samamé Boggio. "Perù Minero". Tomo III y VIII.
2. Kue-Ken Crushers. Bulletin 801.
3. Andrew L. Mular - Roshan B. Bhappu. "Diseño de Plantas de Proceso de Minerales". Editorial Rocas y Minerales. Madrid 1982.
4. Fred C. Bond. "Crushing and Grinding Calculations". Part I. Department of Allis Chalmers Manufacturing Company. Milwaukee 1961.
5. Ivàn Quiroz Nuñez. "Ingeniería Metalúrgica". Lima 1986.
6. Dugald McLellan. "Molienda de Minerales" Tacna Perú
7. Arthur F. Taggart. "Handbook of Mineral Dressing". New York 1954
8. Marcy Rod-Ball-Pebble Mills. "Applications Guide". Mine and Smelter Co. Denver, Colorado 1979.
9. Errol G. Kelly - David J. Spottwood. "Introduction to Mineral Processing. Willey Interscience Publication. New York 1982
10. R.A. Arterburn. "The Sizing of Hydrocyclones". Krebs Engineers. Menlo Park, California 1976.
11. Juan Alor V. Informe # 9 "Balance Metalúrgico del Circuito de Flotación Bulk Cu-Pb". Raura, Marzo 1984.
12. Juan Alor V. Informe # 14. "Evaluación del Circuito de Separación Cu-Pb" Raura, Noviembre 1984.
13. John M. Currie. "Unit Operation in Mineral Processing". British, Columbia, Mayo 1973.
14. Leland T. Blank, Anthony J. Tarquin. " Ingeniería Económica". McGraw Hill . Bogotá 1986.