

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA**



**Rediseño de la Planta Concentradora de la
Mina Cacachara - Puno de 110 tms/ día a
240 tms/ día**

TITULACION PROFESIONAL

EXTRAORDINARIA

TRABAJO PROFESIONAL

**PARA OPTAR EL TITULO DE
INGENIERO METALURGISTA**

Juan Pedro Alor Ventocilla

LIMA * PERU * 1983

INDICE

PROLOGO

I. GENERALIDADES

- 1.1 Localización
- 1.2 Acceso
- 1.3 Rasgos fisiográficos
- 1.4 Recursos de agua
- 1.5 Paragénesis
- 1.6 Métodos de explotación

II. MATERIAS PRIMAS Y PRINCIPALES INSUMOS

- 2.1 Materia prima principal
- 2.2 Características mineralógicas
- 2.3 Composición química
- 2.4 Reservas y disponibilidad futura

III. PLANTA ACTUAL, OPERACIONES EN EL AÑO 1980 Y ANÁLISIS DE SU PERFORMANCE

- 3.1 Aspectos generales
 - 3.1.1 Servicios y suministros
 - 3.1.2 Métodos de producción
 - 3.1.3 Descripción del proceso
 - 3.1.4 Control de calidad
 - 3.1.5 Maquinaria y equipo actual
- 3.2 Operaciones de la planta en el año 1980
- 3.3 Balance metalúrgico de la sección molienda-
clasificación y análisis de su performance
- 3.4 Balance metalúrgico de la sección flotación
plata-plomo y análisis de su performance

3.5 Balance metalúrgico de la sección flotación
de zinc y análisis de su performance

IV. INGENIERIA Y CALCULOS DE EQUIPOS

4.1 Consideraciones generales del rediseño:

Indice de trabajo

4.2 Cálculo de equipos nuevos en el circuito
de chancado

4.3 Cálculo de equipos nuevos en el circuito
de molienda

4.4 Cálculos de equipos nuevos en el circuito
de flotación plata-plomo

4.5 Cálculo de equipos nuevos en el circuito
de flotación de zinc

4.6 Cálculos de equipos nuevos en el circuito
de eliminación de agua

4.7 Area y terreno considerado en la ampliación

4.8 Almacenamiento de relaves y transporte de
concentrados

V. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES GENERALES

VI. BIBLIOGRAFIA

P R O L O G O

Por principio, la operación en cualquier planta concentradora siempre debe ser evaluada en forma permanente con el propósito de ir mejorando su performance, ya que el tratamiento de los minerales varía conforme varía también su composición mineralógica, que lógicamente repercutirá en la producción de la planta concentradora.

El presente trabajo trata sobre la evaluación metalúrgica y cálculos de equipos nuevos necesarios de la planta concentradora de la Mina Cacachara-Puno de 110 TMS/DIA a 240 TMS/DIA; para lo cual, con el propósito de obtener información más detallada y confeccionar balances metalúrgicos que permitan hacer análisis de la operación de la planta, se realizó un muestreo sistemático.

En el trabajo se resume el balance metalúrgico integral de las secciones molienda y flotación que representa la conjunción de todos los circuitos muestreados. En él se analiza detalladamente las condiciones de operación de todos los circuitos y en cierta medida se plantean sugerencias que permitan continuar con las investigaciones tendientes a mejorar la performance de los circuitos estudiados que lógicamente disminuirán los costos respectivos.

I - GENERALIDADES

1.1 LOCALIZACION

La mina Cacachara se encuentra ubicada en el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes, a 70 Kms. W de la ciudad de Puno, y a 70 Kms. N.E. de la ciudad de Moquegua. Políticamente pertenece al distrito de Acora, provincia y departamento de Puno. Geográficamente está entre las coordenadas 16° 40' latitud Sur y 74° 04' longitud Oeste, y a una altitud promedio de 4,500 m.s.n.m.

1.2 ACCESO

La mina Cacachara es accesible por dos diferentes rutas:

- a) Puno-Ilave y Mazocruz, cuyo recorrido total es de 191Km.; los primeros 140 Kms. de carretera llegan al valle de Mazocruz, los cuales están relativamente en buenas condiciones. Los sgtes. 28 Km. , son de vía ancha cuya construcción ha sido hecha por el Servicio de Ingeniería del Ejército.
- b) La segunda ruta de acceso tiene un total de 273 Kms. , de los cuales los primeros 74 Kms. son pavimentados, los 155 Kms. que siguen en buenas condiciones de conserva--ción y el último tramo de 44 Kms. a la mina son de trocha angosta, pero están siendo mejorados por el Servi--cio de Ingeniería del Ejército y será una carretera de primer orden en poco tiempo.

1.3 RASGOS FISIOGRAFICOS

La mina Cacachara yace en la región Andina y tiene una Topografía relativamente abrupta, donde las alturas de los llanos y picos fluctúan entre los 4,600 á 5,500 mts.s.n.m.

respectivamente.

El clima es frío y lluvioso y cae nieve durante casi cinco meses al año, la estación seca es prácticamente muy corta de Junio a Setiembre.

La vegetación es típica de puna, donde predomina el "ichu", así mismo la fauna es limitada a algunos auquénidos.

Las temperaturas tienen grandes oscilaciones entre el día y la noche, de 17° á 20° hasta 3° á 5° bajo cero respectivamente.

1.4 RECURSOS DE AGUA

Debido a su ubicación, no hay dificultades de abastecimiento de agua potable ni industrial. Además, por la región de la mina cruza el río Cacachara, que corre de Norte a Sur. El flujo de agua está dentro del sistema fluvial de los ríos Tambo-Vizcachas-Coralaque (que desembocan al Océano Pacífico), que llevan agua durante todo el año, aumentando considerablemente el flujo durante los meses de Enero a Marzo.

1.5 PARAGENESIS

Como resultado de un examen microscópico de varias muestras representativas hecho por W. Haederle, se llega tentativamente a la siguiente secuencia:

- Galena con miargirita
- Esfalerita clara y cuarzo

Cuarzo asociado con esfalerita oscura, rosicler.

- Pirita - esternbergita - marcasita

1.6 METODOS DE EXPLOTACION.

1.6.1 PREPARACION.

- Chimeneas de un compartimiento: Labor que comunica los niveles a un espaciamento horizontal de 50mts. constituyendo un block de mineral de 50m x 40m (distancia entre niveles) que a su vez viene a ser un tajeo.
- Chimeneas de dos compartimientos: Teniendo el tajeo (block encuadrado por dos niveles o galerías y dos chimeneas de un sólo compartimiento) de 40m. de alto y 50m. de largo; se proyecta una chimenea de dos compartimientos al centro del mismo que se desarrollará según como avanza el minado. Esta chimenea de doble compartimiento sirve como echadero y acceso del personal al tajeo y servicios auxiliares.
- Subniveles: Labor horizontal de 1.5m. x 1.5m. que se realiza a partir de la chimenea de doble compartimiento, dejando un puente de 2 á 3 metros sobre la galería y siguiendo la dirección de la misma, hasta comunicar a las dos chimeneas que limitan al tajeo y por ambos lados.

1.6.2 MINADO O EXPLOTACION PROPIAMENTE DICHO

Se utiliza el método corte y relleno ascendente convencional que consta de las sgts. etapas:

- Rotura: Comienza con la rotura del mineral o veta a partir del subnivel en forma de bloques pequeños de 2 x 0.5m.

- Acarreo: Roto el mineral se procede a acarrear a los echaderos de las chimeneas que dan a la galería quedando un espacio vacío de 3.5m a 4.0m. de alto y para facilitar el acarreo o limpieza del mineral se construyen buzones intermedios "melliceras" a partir de las chimeneas (echaderos) con apilados de piedras que tienen diversas inclinaciones de acuerdo a los requerimientos.

Relleno: Para proceder a rellenar el espacio vacío y luego otro levante existen dos formas:

- Se aprovecha el relleno convencional de superficie o de desarrollo y se echa por las chimeneas de relleno de un sólo compartimiento.
- Se rompe la caja techo o piso de forma de una galería en estéril y se rellena con el material producto de los disparos, que es más lenta y corta que el anterior.

1.6.3 PRINCIPALES OPERACIONES UNITARIAS

- Perforación: Para realizar la perforación de las labores de desarrollo y preparación y minado se utilizan perforadoras Jack loy y Stoper marca toyo modelo TY 25-28 utilizando barrenos marca "CQ ROMANT" de 3.5 y 8 pies de longitud, en la fase de minado el rendimiento es de 0.8 TM/Taladro y la vida útil de un barreno es 1,300 pies promedio.
- Voladura: En los disparos se utiliza dinamita AMQ NEX 75% de 7"x 7/8" con fulminantes simples N°6 y guías de seguridad, con un factor de potencia

de 0.4 Kgs/TM en promedio.

- Limpieza: Para efectuar la limpieza del mineral de los tajeos se utilizan la conformación "carretillas -echaderos", sistema que optimiza por su corta distancia de acarreo, y la flexibilidad de ubicación de los echaderos de piedra, además de la buena durabilidad de estos últimos; asimismo permite un buen escogido minimizando la dilución; con la desventaja de la preparación de la pirca de los echaderos en cada levante así como de la chimenea de doble compartimiento.
- Extracción: Se realiza con una locomotora a baterías cuya capacidad de jalado es aproximadamente 12 TM. empleando carros N° 438 de 1.5 TM promedio.

II. MATERIAS PRIMAS Y PRINCIPALES INSUMOS

2.1 MATERIA PRIMA PRINCIPAL

La materia prima principal para la operación de la con centradora, está constituida por el mineral complejo plomo fierro y zinc, con contenido de plata, proveniente de las diferentes zonas de explotación de la mina. Este mineral está formado por una parte valiosa que la constituyen las menas , y otra parte estéril o gangas.

Entre las menas sulfuradas tenemos: galena, piritita, esfalerita, que contienen generalmente sulfuros-antimoniuros de plata en forma diseminada y en solución. La plata principalmente se presenta bajo la forma de pirargirita y tetrahedrita, en menor escala como proustita y polibasita, y posiblemente como solución sólida en la galena.

Entre las menas oxidadas tenemos sulfuros oxidados, ce rusita. También existen limonita, hematita, magnetita cuyo contenido de plata es muy variable.

La parte estéril generalmente está formado por rocas porfiríticas de grano medio de composición diorítica cuyos componentes feldespáticos están seritizados y sus componentes máficos alterados a hematita, en una matriz compuesta por microagregados de plagioclasa. El cuarzo presente es de origen secundario y se halla localizado en fracturas en forma de microagregados. La principalroca encajonante en los niveles inferiores es la andesita y la Traquiandesita. En los niveles superiores éstas se alteran por la oxida - ción.

2.2 CARACTERISTICAS MINERALOGICAS:

Describiré las características de algunos de los minerales y una consideración global de las gangas.

- Galena: Este sulfuro es prácticamente la única fuente del plomo y una importante mena de plata. Su fórmula química: PbS , y su composición : Pb, 86.6% ; S, 13.4%; sus análisis dan casi siempre presencia de plata. Sus cristales son isométricos y su forma más común es el cubo, tienen brillo metálico reluciente y son de color plomo. Su peso específico es alto, fluctúa entre 7.4 - 7.6 y su dureza es de 2.5 .
- Pirita: Es el mineral más abundante en la mina y su contenido de plata es bastante variable. Su fórmula química es: FeS_2 , y su composición química: Fe, 46.6%; S, 53.4%. Cristaliza en el sistema cúbico, tiene brillo metálico reluciente y es de color amarillo latón. Su peso específico fluctúa entre 4.9 - 5.2 y su dureza entre 6 - 6.5 .
- Esfalerita: Existen varias variedades. La de color claro o incolora (cleiofana), la de color amarillo intenso (perzibramita) y la de color negro ferrosa (marmatita). Su fórmula química es ZnS y su composición química es, Zn, 67.1%; S, 32.9%. Cristaliza en el sistema cúbico, su brillo es adamantino. Su peso específico es entre 3.9 - 4 y su dureza entre 3 - 4.
- Pirargirita: Se encuentra asociado a la galena, pirita, esfalerita . Su composición química: Ag_3SbS_3 . El color, a la luz refleja, es rojo oscuro hasta negro de hierro. La raya es roja guinda oscura. Su peso específico es en

tre 5.77 - 5.86.

Proustita: Ocurre generalmente asociado al cuarzo y con menos frecuencia a la galena y esfalerita. Generalmente ocurre que los valores más altos en plata está donde abunda más el cuarzo. Fórmula química: Ag_3AsS_3 . Composición química Ag, 65.4%; As, 15.2%; S, 19.4%. El color es rojo vivo (parecido al color del cinabrio). La raya es roja viva, de brillo adamantino. Peso específico de 5.57-5.64.

- Tetrahedrita: Se ha observado cantidades muy pequeñas en forma pelicular asociado a la galena. Composición química $Cu_{12}Sb_{14}S_{13}$. Cristaliza en el sistema cúbico. Su color es gris de acero hasta negro de hierro. Es opaca. Su peso específico varía entre 4.4 - 5.4 y su dureza entre 3-4.

Como ganga tenemos:

Cuarzo: Composición química SiO_2

- Sericita: Es una variedad de la mica moscovita. Son masas criptoescamosas con brillo de seda, a veces difícilmente identificables al microscopio.

Melanterita: $FeSO_4 \cdot 7H_2O$

Goslarita: $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$

- Magnetita: Fe_3O_4
- Hematita: Fe_2O_3
- Limonita: $HFeO_2 \cdot aq.$

2.3 COMPOSICION QUIMICA

El siguiente cuadro refleja un promedio de las leyes del mineral de cabeza.

| <u>Ag onz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>% Fe</u> |
|------------------|-------------|-------------|-------------|
| 11.44 | 0.61 | 1.36 | 4.50 |

2.4 RESERVAS Y DISPONIBILIDAD FUTURA

Según el departamento de geología, la mina Cacachara cuenta en sus diferentes vetas sulfurosas y oxidadas con 360,800 TMS de mineral probado y probable, repartidos de la siguiente manera (al 30-12-80):

| <u>ZONA</u> | <u>TMS</u> |
|-------------|---------------|
| Sulfurosa | 289,930 |
| Oxidada | <u>70,870</u> |
| TOTAL | 360,800 |

Al ritmo de explotación actual 39,600 TMS/AÑO, esta cantidad alcanza para unos nueve años, y al ritmo de la nueva capacidad, 86,400 TMS/AÑO, el tiempo de vida sería de unos cuatro años.

En este estimado de mineral, no se ha considerado las reservas prospectivas que lógicamente prolongarían mucho más la vida de la mina, y también debería realizarse sondeos diamantinos en el nivel -80, con la finalidad de determinar la existencia y calidad del mineral.

El costo de exploración - tratamiento y transporte de los minerales sulfurados y oxidados hasta Matarani es de \$ 50.00/TM, siendo además 1% Pb. equivalente a 0.38 onzAg/TC y las leyes cut-off de plata y plomo son 5.97 onzAg/TC y 15.63% respectivamente.

III. PLANTA ACTUAL, OPERACIONES EN EL AÑO 1980 Y ANALISIS
DE SU PERFORMANCE

3.1 ASPECTOS GENERALES

3.1.1 SERVICIOS Y SUMINISTROS

- a.- Agua: El abastecimiento de agua para las operaciones de la concentradora, proviene del río Cacachara que cruza de Norte a Sur, también se emplea el agua de una laguna adyacente que se encuentra a 100mts. de la concentradora. En cuanto al consumo humano de este elemento, se aprovechan los manantiales ubicados en las partes altas del campamento, cuyas aguas son conducidas mediante tuberías a los diferentes sectores de la población.
- b.- Electricidad: El fluido eléctrico necesario para la operación de la concentradora, es suministrado por el sistema de grupos electrógenos Caterpillar que tiene una potencia instalada de 600 KW, para satisfacer las necesidades de todas las instalaciones minero-metalúrgicas.

Existen dos grupos electrógenos Caterpillar D-398, uno de ellos trabaja en Stand-by, de las siguientes características:

| | | | |
|------|------------|--------|---------|
| Volt | : 277/480 | Ciclo: | 60 |
| Amp | : 1732/903 | RPM | : 1,200 |
| KW | : 600 | f.p. | : 0.8 |

- c.- Combustible: El combustible que más se usa en la concentradora es el petróleo Diesel N° 2 para el funcionamiento de la mufla del laboratorio químico

en análisis de vía seca.

En el asiento minero en general se usa petróleo y gasolina.

- d.- Transporte: El mineral desde el interior de la mina hacia la concentradora es transportado por una locomotora a baterías modelo MANCHA que acarrea 10 carros mineros U-38. También se emplea en casos de emergencia un volquete para transportar mineral de cancha.

El concentrado producido es transportado por camiones hacia MINPECO de Juliaca y Matarani.

- e.- Mantenimiento: El servicio de mantenimiento de la concentradora es realizado por personal especializado de la misma empresa. Para apoyar este servicio y hacerlo más eficiente, existe un almacén general que tiene un buen stock de repuestos, suministrados desde los depósitos de Lima, Arequipa y Juliaca.

- f.- Infraestructura: La planta actual ocupa un área de 1,800 m². aprox. Dentro de este terreno se levanta el edificio de la concentradora, en un área de 720 m². El edificio cuenta con pisos de concreto armado, paredes y techos con estructuras de vigas de acero cubiertos con planchas de calamina ligera, que constituyen el ambiente de la planta.

La oficina administrativa y el laboratorio químico están construidos en áreas diferentes pero adyacentes a la concentradora. El campamento minero en general está constituido por blocks habitacionales,

una escuela, comedores, campos deportivos, una mercantil y una posta médica imnlementada de acuerdo a las necesidades de la población.

3.1.2 METODOS DE PRODUCCION

La planta concentradora de Cacachara para tratar el mineral complejo de plomo-fierro-plata-zinc, e indivi dualizar a sus menas en concentrados, emplea el méto do de reducción de tamaños y flotación selectiva. Su capacidad actual de tratamiento es de 110TMS/DIA.

El mineral complejo tiene como menas a la galena, pi rita, esfalerita, pirargirita y polibasita entre los más comunes. El tratamiento metalúrgico consta de las siguientes operaciones:

- a) Trituración: dos etapas en circuito cerrado
- b) Molienda : una etapa en circuito cerrado
- c) Flotación : dos circuitos, flotación de plata-plo mo y zinc.
- d) Eliminación de agua: una etapa (sedimentación)
- e) Disposición de relaves: dos etapas, bombeo y alma cenamiento de relaves en cancha.

Los concentrados obtenidos deben tener las siguientes leyes mínimas:

plata - plomo:

Ag: 120 onz Ag/TC

Pb: % variable

Zn: 7%

Zinc:

Zn: 50%

Ag: 10 onz Ag/TC

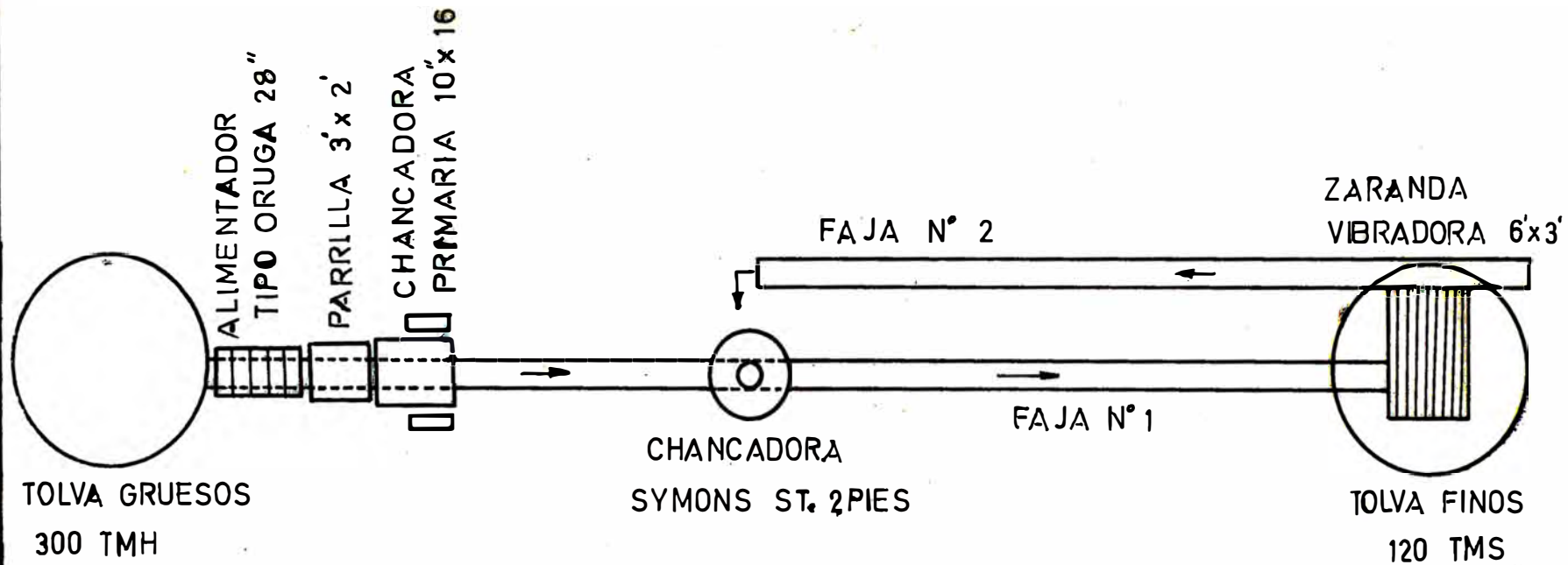
Pb: 0.4%

3.1.3 DESCRIPCION DEL PROCESO

- a. Recepción de mineral: El mineral que sale de la mina es transportado hacia la tolva de gruesos por medio de una locomotora a baterías modelo MANCHA tipo TITAN. Las baterías tienen una capacidad de 84 voltios. Esta locomotora acarrea hasta 10 carros mineros, cuya capacidad promedio es de 1.8 TMH.

- b. Sección chancado: El mineral que viene de la mina tiene un tamaño máximo de 50cms., pero el tamaño máximo de mineral que recibe la tolva de gruesos es aproximadamente 6 pulgadas (aprox. 15cm.), ya que sobre la tolva existen rieles dispuestos de tal manera que la luz entre ellos sea también de 6". La capacidad de esta tolva es aproximadamente de 300 TMH. El mineral que sale de la tolva de gruesos es transportado por un alimentador de placas tipo oruga de 28 pulgadas ancho hacia la chancadora primaria de quijetas Denver N°24 de 10"xl6". Antes de la chancadora primaria existe una parrilla de varillas estacionaria que realiza una primera clasificación del mineral por tamaños.

La distancia que existe entre las varillas de la parrilla es de 3/4 pulg. El mineral cuyo tamaño es



FLOWSHEET ACTUAL DE LA SECCION CHANCADO
 CONCENTRADORA CACACHARA-PUNO

menor de 3/4 pulg. cae a la faja transportadora N° 1 y es llevado directamente a la zaranda vibradora de 6'x3'. Los de tamaño mayor que 3/4" son alimentados a la chancadora primaria de quijadas, en donde el mineral es reducido a 2.22pulg. en su mayoría y luego también pasan a la faja transportadora N° 1. El mineral a la zaranda vibradora se alimenta por medio de la faja transportadora N° 1 de 18" de ancho. En éste se realiza la segunda clasificación por tamaños, siendo la abertura de la malla de 1 pulg. cuando el mineral está bastante húmedo y de 3/4 pulg. cuando se encuentra seco.

Los de tamaño menor que 3/4 pulg. caen directamente a la tolva de finos y los que son mayores que 3/4 pulg. regresan a la chancadora secundaria Symons de cono standar de 2 pies, por intermedio de la faja N° 2 de 18 pulg. de ancho y luego por intermedio de la faja N° 1 a la zaranda vibradora nuevamente.

c. Molienda y Flotación: El mineral de la tolva de finos, capacidad de 131 TMH, por intermedio de la faja transportadora N° 3 es alimentado al molino COMESA de bolas de 6'x5'.

Este molino tiene un sólo alimentador en espiral y una descarga libre pero con trommel acoplado. La alimentación al molino es controlada en forma manual por el operador. Se dispone de una medida

metálica de un pie de ancho por 18 pulg. de largo. En un determinado instante, estando la faja en movimiento, el operador empleando dicha medida metálica saca una determinada cantidad de mineral que al ser pesada nos dá la relación de Kgrs./pie. Luego esta magnitud se multiplica por la velocidad de la faja dada en pie/min. y se obtiene los Kgrs/minut. de mineral que ingresan al molino. Esta operación se realiza cada hora. Y en promedio el tonelaje tratado es de 110TMS/DIA. La humedad del mineral oscila en tiempo de lluvias hasta 9.8% y en épocas secas hasta 5%.

La densidad de pulpa en la descarga del molino con el fin de obtener una buena liberación del mineral y prevenir el consumo innecesario de bolas y forros del molino, oscila entre 1750 grs/lt. a 1880 grs/lt. Este molino trabaja en circuito cerrado con un clasificador helicoidal COMESA de 36" ϕ x 20'6" de largo.

La carga recirculante del molino oscila dentro de los 250%. Debido a que los minerales de plata en la flotación necesitan una molienda fina, la densidad de pulpa en el rebose del clasificador oscila entre 1220 - 1240 grs/lt. (de 28 a 30% de sólidos) y una dilución de 2.6 á 2.35. (de 58 a 60%-m 200).

Al molino se alimenta aeropromotor 404, que es es

espumante-colector muy eficaz de los minerales oxidados de plata. Su dosificación varía de acuerdo a la ley de plata en la cabeza y oscila hasta 200 cc/minut. al 5%. El aerofloat 208, colector selectivo de los minerales sulfurados complejos de plata, se alimenta al 5% hasta 60 cc/mit.

El aerofloat 242 se alimenta puro, colector-espumante muy efectivo de la galena, se dosifica hasta 80 gotas /minut. Sulfuro de sodio al 1%, 20cc/minut. Al principio se alimentaba una mezcla de sulfato de zinc con bisulfito de sodio, c/u al 10%, con el fin de deprimir la esfalerita y la pirita en el banco plomo-plata. Pero esta mezcla tenía su inconveniente, que cuando se aumentaba su alimentación con el fin de aumentar la depresión de el zinc en el banco plomo-plata, también aumentaba la depresión de la pirita, aumentando por consiguiente el contenido de plata en el relave, por tal motivo se separó dicha mezcla. La lechada de cal, al 5%, se alimenta entre 300-400 cm³/minut., de tal manera que se obtenga una pulpa de pH de 6 á 9 para facilitar la flotación de la pirita argentífera y la depresión del zinc.

Al acondicionador plata-plomo se alimenta unas 18 gotas/minut. de espumante Montanol 300.

El banco de flotación plata-plomo está formado por 8 celdas tipo COMESA de 32" x 32"(Nº 18sp)cu-

yo volumen unitario es de 24pie^3 . Las etapas de flotación en el circuito son las convencionales, o sea, flotaciones Rougher, Scavenger y cleaner. El transporte de los fluidos se hace mediante canales y tuberías que conducen las pulpas aprovechando las pendientes que ofrecen las instalaciones. Las espumas de la 3a, 4a y 5a celdas (roughers) pasan a la primera limpiadora y esta espuma pasa a la 2a. limpiadora que es el concentrado final de plata-plomo. Las espumas de la 6a, 7a, y 8a, celdas (Scavengers) pasan a la 3a celda.

En el circuito de zinc, se obtiene el concentrado respectivo lo más limpio de pirita. En la etapa rougher se obtiene un concentrado de zinc contaminado con cuarzo y pirita, que se purifica en las etapas limpiadoras. Los Scavengers recuperan los valores de zinc que escapan de los roughers para obtener un relave final limpio.

Los reactivos empleados son: sulfato de cobre, xantato Z-11, montanol 300 y lechada de cal. Todas las celdas son tipo COMESA de $32''\times 32''$ (18Sp) El circuito consta de un acondicionador $5'\times 5'$, cuya descarga ingresa al banco rougher que está formado por 3 celdas. Estas espumas son limpiadas en tres etapas y la espuma de la 3a. limpiadora corresponde al concentrado final. Las espumas Scavengers son enviadas a la cabeza de flotación para ser reflatadas nuevamente y su relave consti

tuye el relave final del proceso. Esta etapa tiene cuatro celdas.

- d. Eliminación de agua: Los concentrados son recibidos en cochas, cuyas paredes y pisos son de concreto. Cada cocha tiene aproximadamente 80 TMS. de capacidad. Al sedimentarse los concentrados en dichas cochas se elimina el agua por decantación.

Para ayudar la sedimentación se usa el floculante superfloc 127 preparado al 0.05%. Luego los concentrados son envasados en sacos de yute o polipropileno a 60kgs.c/u con una humedad de 19-20%. Posteriormente estos sacos son apilados en canchas cuya humedad disminuye a 8% aproximadamente hasta el momento de su despacho.

- e. Disposición de relaves: La última etapa del proceso es el almacenamiento de los relaves. El depósito de los relaves se encuentra al Sur de la concentradora a una distancia de 200 m. aprox. El relave final de la planta es conducido por tuberías de 4" \varnothing hasta la estación de bombeo aprovechando el desnivel del terreno. Los muros de contención de la cancha están formados por los gruesos del hidrociclón y los finos son almacenados en el centro, empleándose el método de aguas arriba. No hay problemas de almacenamiento ni de disponibilidad futura, debido a la gran extensión de terreno apropiado.

3.1.4 CONTROL DE CALIDAD

En una concentradora el control de calidad, es un factor fundamental para la buena marcha del proceso. En las secciones de trituración, esencialmente consiste en el control de la granulometría de los productos, En el circuito de molienda, se determinan los porcentajes de sólidos, granulometría en el rebalse del clasificador, adición de los elementos moledores y control del tonelaje.

El control de calidad adquiere mayor importancia en la sección flotación, en ella es fundamental:

- Mantener una cabeza pareja y estable de porcentajes de sólidos adecuado y convenientemente acondicionada con los reactivos .
- Mantener las celdas de flotación en buenas condiciones de operación, con aireación, nivel de pulpa y espumas adecuadas y con circulación apropiada de los productos medios.
- Control estricto de las condiciones de flotación, tales como el pH, densidad de pulpa, calidad y cantidad de reactivos agregados.
- El control de calidad de los concentrados individuales y generales, productos de circulación y relaves para obtener la selectividad y recuperaciones óptimas y eliminar en forma adecuada las impurezas.

En el laboratorio químico - metalúrgico se elaboran

los resultados del control de calidad y la precisión de los mismos es necesario para el control metalúrgico de las operaciones, como así también para los cálculos de la producción.

En nuestra concentradora el programa de control de calidad abarca los sgts. puntos:

- TRITURACION:

- 1.- Grado de reducción primario: 2.75
- 2.- Grado de reducción secundaria: 3.01

- MOLIENDA:

- 1.- Tonelaje horario 5.03 TMH
- 2.- Humedad del mineral 6-8% H₂O
- 3.- Densidad de pulpa, descarga molino 1750-1880
- 4.- Densidad de pulpa, Over flow 1220-1240
- 5.- Granulometría, over flow 58-60%

- FLOTACION:

- 1.- Leyes en mineral de cabeza:

| <u>Ag(onz/TC)</u> | <u>%Pb</u> | <u>%Zn</u> | <u>% Fe</u> |
|-------------------|------------|------------|-------------|
| 11.44 | 0.61 | 1.36 | 4.50 |

- 2.- Control de pH:

- circuito plata-plomo 6.5-7.5
- circuito de zinc 6.0-7.0

- 3.- Concentración de reactivos en solución.

- Aerofloat 208 10%
- Aeropromotor 10%
- Sulfato de zinc 20%
- Bisulfito de sodio 10%

| | |
|--------------------|-------|
| - Superfloc - 127 | 0.05% |
| - Sulfato de cobre | 5% |
| - Xantato Z-11 | 10% |
| - Lechada de cal | 5% |

- PRODUCTOS

1.- Humedad de los concentrados: 19-20%

2.- Leyes de los concentrados:

| <u>Producto</u> | <u>Ag(onz/TC)</u> | <u>%Pb</u> | <u>%Zn</u> | <u>% Fe</u> |
|-----------------|-------------------|------------|------------|-------------|
| Conc.Ag-Pb | 126.24 | 7.06 | 6.30 | 30.3 |
| Conc.zinc | 14.93 | 0.57 | 56.56 | 4.8 |

3.- Leyes en el relave final:

| <u>Producto</u> | <u>Ag(onz/TC)</u> | <u>%Pb</u> | <u>%Zn</u> | <u>%Fe</u> |
|-----------------|-------------------|------------|------------|------------|
| Relave final | 2.0 | 0.1 | 0.23 | 1.9 |

4.- Peso sacos concent. plata-plomo: 60 Kgs.

3.1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO ACTUAL

a. SECCION TRITURACION

| <u>Cant.</u> | <u>Descripción</u> | <u>HP</u> | <u>HP total</u> |
|--------------|---------------------------------------|-----------|-----------------|
| 1 | Tolva de gruesos de 300TMH | -- | --- |
| 1 | Alimentador de placas tipo oruga | 5.0 | 5.0 |
| 1 | Grizzly de barras estacionario 3'x2' | -- | --- |
| 1 | Chancadora de quijetas Denver 10"x16" | 30.0 | 30.0 |
| 1 | Faja transportadora N°1, 18"x81' | 9.0 | 9.0 |
| 1 | Cedazo vibrador simple de 6'x3' | 2.4 | 2.4 |
| 1 | Faja transportadora N°2, 18"x65' | 4.8 | 4.8 |
| 1 | Trituradora secundaria Symons ST. 2'Ø | 30.0 | 30.0 |
| 1 | Tolva de finos, 131 TMH | --- | ---- |
| | | | <u>81.2</u> |

b. SECCION MOLIENDA

| <u>Cant.</u> | <u>Descripción</u> | <u>HP</u> | <u>HP total</u> |
|--------------|-------------------------------------|-----------|-----------------|
| 1 | Balanza manual de platillo | -- | --- |
| 1 | Faja transportadora N°3, 18"x17.52' | 6.6 | 6.6 |
| 1 | Molino de bolas COMESA, 6'x5' | 110.0 | 110.0 |
| 1 | Clasificador helicoidal duplex 36"Ø | 6.6 | 6.6 |
| | | | <u>123.2</u> |

c. SECCION FLOTACION

| <u>Cant.</u> | <u>Descripción</u> | <u>HP</u> | <u>HP total</u> |
|--------------|--|-----------|-----------------|
| 1 | Acondicionador plata-plomo, 4'x4' | 9.0 | 9.0 |
| 3 | Celdas Comesa 32"x32", rougher Ag-Pb | 9.0 | 27.0 |
| 1 | Celda Comesa 32"x32", Cleaner Ag-Pb | 9.0 | 9.0 |
| 1 | Celda Comesa de 32"x32", recleaner Ag-Pb | 9.0 | 9.0 |
| 3 | Celdas Comesa 32"x32", Scavenger Ag-Pb | 9.0 | 27.0 |
| 1 | Acondicionador de zinc, 5'x5' | 9.0 | 9.0 |
| 3 | Celdas Comesa 32"x32", rougher zinc | 9.0 | 27.0 |
| 1 | Celda Comesa 32"x32", cleaner zinc | 9.0 | 9.0 |
| 1 | Celda Comesa 32"x32", recleaner zinc | 9.0 | 9.0 |
| 1 | Celda Comesa 32"x32", recleaner zinc | 9.0 | 9.0 |
| 4 | Celdas Comesa 32"x32", Soavenger zinc | 9.0 | <u>36.0</u> |

d. SECCION CANCHA DE RELAVES

| <u>Cant.</u> | <u>Descripción</u> | <u>HP</u> | <u>HP total</u> |
|--------------|------------------------|-----------|-----------------|
| 1 | Bomba SRL Denver 4"x3" | 12.0 | 12.0 |
| | | | <u>12.0</u> |

e. EQUIPOS AUXILIARES

| <u>Cant.</u> | <u>Descripción</u> | <u>HP</u> | <u>HP total</u> |
|--------------|-----------------------------------|-----------|-----------------|
| 1 | Alimentador de reactivos Clarkson | 0.4 | 0.4 |
| 1 | Acondicionador 6'x6' para cal | 10.0 | 10.0 |

| | | | |
|---|-------------------------------|------|------------|
| 1 | Muestreador automático Denver | 0.25 | 0.25 |
| 1 | Bomba de succión de agua, 2" | 12.0 | 12.0 |
| 1 | Esmeril | 2.4 | <u>2.4</u> |
| | | | 25.05 |

f. LABORATORIO QUIMICO METALURGICO

| <u>Cant.</u> | <u>Descripción</u> | <u>HP</u> | <u>HP total</u> |
|--------------|------------------------|-----------|-----------------|
| 1 | Ventilador | 3.6 | 3.6 |
| 1 | Chancadora de quijadas | 1.2 | 1.2 |
| 1 | Pulverizador vertical | 1.2 | <u>1.2</u> |
| | | | 6.0 |

g. ILUMINACION PLANTA - LABORATORIO

TOTAL

3.0
430.45

3.2 OPERACIONES DE LA PLANTA DURANTE EL AÑO 1980

3.2.1 ASPECTOS GENERALES

En la planta concentradora se trató 36,495.45 TMS, de los cuales el 10% fue mineral de cancha y el 90% fue mineral del interior de la mina.

El mineral total tratado representa el 97.36% del objetivo anual y fue inferior en 856.80 TMS al procesado en el año 1979. El tonelaje tratado por 24 horas de operación fue de 105.84 TMS.

La procedencia, tonelajes y leyes de los minerales beneficiados durante el año 1980 se muestran en la tabla siguiente:

| <u>Mineral</u> | <u>TCS</u> | <u>%Peso</u> | <u>Agonz/TC</u> | <u>%Pb</u> | <u>%Zn</u> | <u>%Fe</u> |
|----------------|------------|--------------|-----------------|------------|------------|------------|
| Cancha | 4022.89 | 10.00 | 7.58 | 0.45 | 0.92 | 2.88 |
| Mina | 36206.05 | 90.00 | 11.87 | 0.63 | 1.41 | 4.68 |
| Total'80 | 40228.94 | 100.00 | 11.44 | 0.61 | 1.36 | 4.50 |
| Total'79 | 41173.39 | 102.35 | 11.21 | 0.78 | 1.50 | 5.25 |

La ley de plata en el mineral de cabeza fue ligeramente inferior a la ley proyectada (12.02 onzAg/TC). Y las leyes de plomo y zinc estuvieron dentro del rango de las leyes respectivas proyectadas.

La ley de plata en el concentrado plata-plomo producido (126.24 onzAg/TC) fue ligeramente superior al estimado (121.25 onzAg/TC), pero la ley de zinc en el concentrado de zinc (56.56%) fue ligeramente inferior al proyectado (60%). En general las recuperaciones metálicas fueron menores a las estimadas.

3.2.2 OPERACIONES DE LA PLANTA CONCENTRADORA

a. Chancado

Las operaciones fueron muy variables, la naturaleza húmeda de los minerales tratados del interior de la mina, el aumento del mantenimiento correctivo de las máquinas principales etc., afectaron las operaciones en esta sección obligando a producir un producto de chancado más grueso con el fin de no afectar la continuidad de las operaciones en las otras secciones de la planta, incidiendo esto en la obtención de una molienda más gruesa, con las consiguientes consecuencias de no obtenerse una buena liberación de los sulfuros principales para su posterior recuperación.

b. Molienda

Durante el año, las operaciones en esta sección fueron fluctuantes y condicionadas a las variaciones en las operaciones de la sección chancado, cuyo producto de poca uniformidad y mayormente grueso, atentó en la alimentación de un producto más fino al molino Comesa 6'x5'.

Cabe mencionar el problema que ocurrió con el contraeje del molino Comesa 6'x5'. El 31 de Mayo dejó de operar dicho molino al observarse la rotura del contraeje en su parte central junto a la unión con la volante, y únicamente estaba unida a ella por la chaveta. La rotura se produjo al rajarse una de las bases de concreto de dicho contraeje que tenía cierta vibración.

En el circuito de molienda no hubo modificación, el molino primario Comesa 6'x5' de bolas siguió operando en circuito cerrado con el clasificador helicoidal Comesa de 36" de diámetro.

El grado de molienda obtenido para el año fue de 55.4% menos malla 200, el cual puede considerarse dentro del rango aceptable.

El consumo de acero en la carga molturante del molino Comesa 6'x5' para el año 1980 fue de 1.73 Kgs/TMS tratada y la del año 1979 fue de 1.65Kgs/TMS tratada.

c. Flotación

En el banco de flotación plata-plomo compuesto por 8 celdas, igual que el año anterior, se realizó la flotación selectiva de los sulfuros de plata, plomo y hierro, cuya característica principal fue la "flexibilidad" de los circuitos de flotación que se emplean. Esta flexibilidad se regula de acuerdo a la ley de plata en el mineral de cabeza y a la calidad del mineral que se trata en la planta (sulfuros, óxidos y sulfuros de hierro pobres y ricos en valores de plata).

El problema latente que existe en la planta, es la fluctuación fuerte de la calidad del concentrado plata-plomo que se obtiene.

Haciendo referencia diremos que el concentrado plata-plomo generalmente está formado por 90% en volumen de sulfuro de hierro y el 10% por galena y esfalerita.

La ley de plata del concentrado plata-plomo está de terminado por los valores de plata que contiene el sulfuro de fierro y este contenido de plata llega a fluctuar fuertemente.

Por las características físicas del sulfuro de fierro que se observa durante la operación, se llega a determinar el sulfuro de fierro que debe flotarse (valores altos de plata) y el que debe deprimirse (valores bajos de plata); aumentando la dificultad de obtener un concentrado de plata-plomo con ley de plata aceptable cuando los dos tipos de sulfuros de fierro se encuentran mezclados, y aún más si el mineral es oxidado.

Se llegó a uniformizar en cierto modo la ley de plata en el concentrado plata-plomo, al determinarse las siguientes muestras de sulfuros de fierro que sirven como muestras patrones:

Especial N°1 . 58.86 onzAg/TC (verde oscuro, opaca)
Especial N°2 . 5.47 onzAg/TC (amarillo latón, opaca)
Especial N°3 . 131.80 onzAg/TC (verde oscuro, brillo metálico)
Especial N° 6: 50.54 onzAg/TC (amarillo latón, opaca)
Especial N°7 : 122.73 onzAg/TC (amarillo latón, brillo metálico)
Especial N°9 . 33.10 onzAg/TC (verde oscuro, opaca)
Especial N°10: 87.49 onzAg/TC (amarillo latón, opaca)
Especial N°11: 211.80 onzAg/TC (amarillo latón, brillo metálico)

De las muestras especiales se puede decir que, exis-

ten dos tipos de sulfuro de fierro que contienen altos valores de plata, el de color oscuro y el de color amarillo latón, ambos con brillos metálicos.

La depresión del sulfuro de fierro bajo en valores de plata, se realiza con bisulfito de sodio que se alimenta al molino y a la primera limpiadora llegando a usarse hasta $100\text{cm}^3/\text{minut}$ en total, que equivalea 57 Kgs. por día. La alimentación de la lechada de cal al molino se regula de acuerdo a la presencia de la sericita en el mineral de mina.

Con respecto al sulfuro de plomo (galena) se puede decir que su contenido de plata llega como máximo a 100 onzAg/TC y su aporte no es decisivo para mejorar la calidad del concentrado plata-plomo.

También diremos que se flotan dos tipos de minerales oxidados, para lo cual se considera de gran importancia la flexibilidad del circuito de flotación.

La recuperación del elemento valioso plata en los óxidos de la veta María Elena llegó hasta 72.7%, aumentando después hasta 77% cuando se empleó sulfuro de sodio en el circuito de molienda.

La recuperación de la plata en los óxidos de la veta Jéssica se mantuvo alrededor de los 62%, aún empleando se sulfuro de sodio.

El mineral oxidado de la Veta María Elena presenta generalmente oxidación superficial. Y el mineral oxidado de la veta Jéssica presenta fuerte alteración con gran

cantidad de óxidos de fierro.

En el circuito de zinc, no hubo variantes durante el año operándose con tres etapas de limpieza.

d. Sedimentación, Manipuleo de Concentrados, Agua Industrial y Disposición de Relaves.

La etapa de sedimentación de los concentrados no dió mayores problemas durante el año, salvo la refacción del piso de concreto de la cocha N°2.

En el manipuleo de los sacos de los concentrados tampoco no hubo problemas, ya que se realiza por el personal de la sección cochas en forma manual empleando carretillas.

En lo referente al agua usada en la planta, debemos decir que ésta proviene del río Cacachara y también se emplea el agua de la laguna adyacente que se encuentra a 100mts. de la concentradora.

En la disposición de relaves tampoco hubo problemas, haciéndose el mantenimiento normal de la bomba e hidrociclón.

3.2.4 MEJORAS GENERALES EFECTUADAS

- a. En la sección chancado se aumentó la inclinación del cedazo vibrador de 14" á 18" y se aumentó su RPM de 983 a 1106.
- b. En la sección molienda se aumentó la inclinación del clasificador helicoidal de 2.67pulg./pie a 3.22pulg./pie, con el fin de disminuir el porcentaje de finos en el retorno de las arenas.

c. En el banco de flotación plata-plomo, se instalaron dos celdas más con el fin de aumentar el tiempo de flotación total. El circuito quedó formado por dos etapas de limpiezas, 3 celdas roughers y 3 celdas Scavengers.

C O N C E N T R A D O R A C A C A C H A R A

| <u>PRODUCTOS</u> | <u>TCS</u> | <u>%Peso</u> | <u>LEYES</u> | | | <u>DISTRIBUCION</u> | | | <u>RADIO</u> |
|------------------|------------|--------------|----------------|-------------|-------------|---------------------|-------------|-------------|-----------------|
| | | | <u>ozAg/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>% Ag</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>CONCENT.</u> |
| Cabeza | 40228.93 | 100.00 | 11.44 | 0.61 | 1.36 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | |
| Conc. Ag-Pb | 2916.48 | 7.25 | 126.24 | 7.06 | 6.30 | 80.00 | 83.86 | 33.52 | 13.79 |
| Conc. zinc | 494.38 | 1.23 | 14.93 | 0.57 | 56.56 | 1.60 | 1.15 | 51.04 | 81.37 |
| Rve. final | 36818.07 | 91.52 | 2.30 | 0.10 | 0.23 | 18.40 | 14.99 | 15.44 | |

3.3 BALANCE METALURGICO DE LA SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION -ANALISIS DE SU PERFORMANCE

Con el objeto de evaluar la performance de esta sección, el 12 de agosto del presente año, se tomaron muestras en varios puntos del circuito de molienda y clasificación de esta planta; el muestreo fue hecho durante la guardia de día por espacio de 8 horas y con intervalos de una hora. Los porcentajes de sólidos, densidades y gravedades específicas del mineral fueron calculados experimentalmente.

COMENTARIOS Y CONCLUSIONES.- De los resultados obtenidos, se deduce lo siguiente:

a. Molienda Primaria.- El molino primario COMESA 6'x5' de bolas, esta operando con una performance bastante satisfactoria, ya que con su radio de reducción total que debe llegar como máximo hasta 9.71, se alcanza en el over flow del clasificador una molienda de menos de malla 200 igual a 60% y una carga circulante de 206%. La capacidad máxima admisible del molino es de 6.94TCS /hrs. de mineral fresco, siempre y cuando reciba el a limento a la granulometría actual y con el mismo radio de reducción, es decir, el molino está operando sólo - mente a un 72.77% de su capacidad plena que se compensa con la molienda obtenida en el over flow del clasificador.

El % de malla menos 200 en el mineral fresco, se encuentran dentro del rango aceptable(11.14%)y de igual ma nera también tenemos un % aceptable de mineral en la

mallá + $\frac{1}{2}$ "(26.61%). El tamaño promedio de la alimentación fresca al molino es de 16,500 micras(5.2/8pulg) y de la descarga es de 350 micras(mallá 45ASTM, aproximadamente mallá48 Tyler). Como se puede ver, nuestro molino está trabajando bien y se puede decir que también realiza el trabajo de una molienda secundaria.

Merece especial atención el control que se realiza para que la alimentación al molino no sobrepase de 5.2/8 pulg., porque de lo contrario la reducción aumentaría y se conseguiría en el over flow del clasificador una molienda por debajo de los 60% en la mallá menos 200.

También podemos decir, que el % de su velocidad crítica con la que trabaja el molino oscila desde 73.44% (forros nuevos) hasta 76.19%(forros gastados); el consumo de energía total es de 3.86 $\frac{\text{Kwxhrs}}{\text{TCS}}$ y el Work index promedio obtenido para el mineral es de 10.63 $\frac{\text{Kwxhrs}}{\text{TCS}}$, bastante aceptable considerando que el mineral es en promedio aproximadamente de dureza media.

- b. Clasificación Primaria.- El clasificador helicoidal está trabajando con un tamaño de separación $d_{50}=83$ micrones(aproximadamente mallá 170 ASTM), que es el tamaño de partícula a la cual dicho clasificador está realizando una perfecta separación. Este tamaño de separación(d_{50}) se encuentra dentro de un rango bastante aceptable, teniendo en cuenta que se trata de una clasificación primaria y que entrega un producto final para la flotación.

De todas las partículas clasificables alimentadas al clasificador en peso, el 54,22% de ellas en peso se encuentran en el over flow como partículas clasificadas ($\leq d_{50}$). Y también esta precisión de separación (η) = 54.22%, nos indica que el clasificador está realizando una buena clasificación de partículas por tamaños.

De todas las partículas menores que d_{50} alimentadas al clasificador, el 84.95% de ellas se encuentran como finos en el over flow, según nos indica la eficiencia de clasificación promedio de las partículas menores que d_{50} (84.95%).

De todas las partículas mayores que d_{50} alimentadas al clasificador, el 69.27% de ellas se encuentran como gruesos en el under-flow, según nos indica la eficiencia de clasificación promedio de las partículas mayores que d_{50} (69.27%).

3.3.1 MOLIENDA PRIMARIA, ANALISIS DE SU PERFORMANCE

A. MOLINO DE BOLAS 6' x 5'

a. Análisis de mallas

| <u>MALLAS</u> | <u>MINERAL FRESCO</u> | | <u>ALIMENTO TOTAL</u> | | <u>DESCARGA</u> | |
|---------------|-----------------------|---------------|-----------------------|---------------|-----------------|---------------|
| | <u>%parc.</u> | <u>%ac(-)</u> | <u>%parc.</u> | <u>%ac(-)</u> | <u>%parc.</u> | <u>%ac(-)</u> |
| +1" | 2.01 | 97.99 | 0.66 | 99.34 | 0.00 | 0.00 |
| +1/2" | 26.01 | 71.38 | 8.69 | 90.65 | 0.00 | 0.00 |
| +m 10 | 32.72 | 38.66 | 11.44 | 79.21 | 0.82 | 99.18 |
| +m 30 | 7.94 | 30.72 | 7.52 | 71.69 | 6.36 | 92.82 |
| +m 50 | 7.09 | 23.63 | 20.87 | 50.82 | 17.15 | 75.67 |
| +m 70 | 5.65 | 17.98 | 22.76 | 28.06 | 23.42 | 52.25 |
| +m 100 | 1.48 | 16.50 | 3.78 | 24.28 | 3.33 | 48.92 |
| +m 140 | 3.84 | 12.66 | 11.06 | 13.22 | 17.89 | 31.03 |
| +m 200 | 1.52 | 11.44 | 2.34 | 10.88 | 4.53 | 26.50 |
| -m 200 | 11.14 | 0.0 | 10.88 | 0 | 26.50 | 0.00 |
| | 100.00 | | 100.00 | | 100.00 | |

b. Datos Técnicos y de Operación

-Tonelaje alimentación al circuito, TCSPH: 5.05

-Tonelaje alimentación total al molino, TCSPH: 15.46

-Densidad de pulpa en la descarga: 1773

-Tamaño promedio de partículas:

En el alimento fresco, F80 (μ) : 16,500

En el alimento total, F80 (μ) : 3,400

En el producto del molino, P80 (μ): 350

En el producto del circuito, P80 (μ):140

-Radio de reducción del circuito total: 117.86

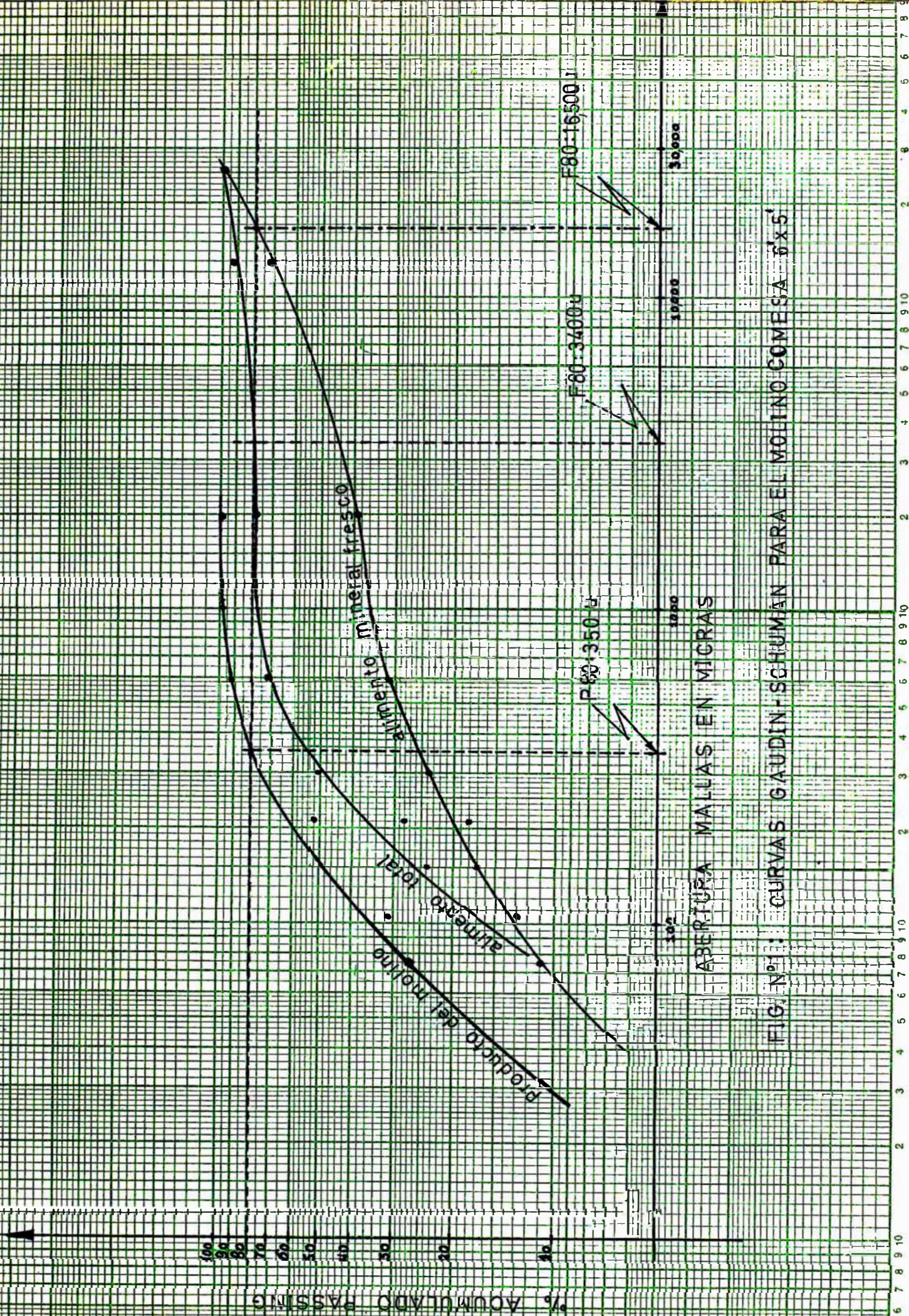


FIG. N° 1: CURVAS GAUDIN-SCHUMMAN PARA EL MOLINO COMESA 6x5'

| | |
|------------------------------------|-------------|
| -Radio de reducción en el molino : | 9.71 |
| -Velocidad actual, RPM: | 24 |
| -Velocidad crítica, RPM : | 32.68 |
| -Carga moledora, Kgs./día: | 190.30 |
| -Motor: | ASEA |
| -RPM nominal - actual : | 1170 - 1083 |
| -HP : | 110 |
| -Amperios promedio(máximo-mínimo): | 98(100-90) |
| -Amperios instalados: | 145 |
| -Voltaje actual: | 440 |
| -Sentido de estación: | antihorario |

c. Cálculo de su velocidad actual

dientes de la catalina : 160

dientes del piñón : 15

RPM del contraeje(medido): 256

RPM del molino: $\frac{256 \times 15}{160} = 24$

RPM del motor: $\frac{256 \times 63.4375}{15} = 1083$

Velocidad crítica: $\frac{54.19}{\sqrt{r_i}} = 32.68 \text{ RPM}$

$r_i : \frac{5.5}{2}$ pies : 2.75 pies (forros nuevos)

d. Cálculo del consumo de energía.

KW: $\sqrt{3} \times K.Volt, \times amp. consumidos \times fact. pot.$

KW: $\sqrt{3} \times 0.44 \times 98 \times 0.8$

KW: 59.75 = 80.09 HP

Alimentación total al molino(arenas del clasificador

+ mineral fresco) : 15.46 TCSPH.

Consumo de energía : $\frac{59.75 \text{ KW}}{15.46 \frac{\text{TCS}}{\text{hr.}}}$

Consumo de energía : $3.86 \frac{\text{KW} \times \text{hrs.}}{\text{TCS}}$

e. Cálculo del Índice de Trabajo (Wi)

$$W = Wi \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}$$

Como el molino muele mineral fresco y arenas del clasificador entonces:

F_{80} : 3,400 μ (alimentación total)

P_{80} : 350 μ (descarga)

Por lo tanto:

$$W = 3.86 \frac{\text{KW} \times \text{hrs}}{\text{TCS}} = Wi \left(\frac{10}{\sqrt{350}} - \frac{10}{\sqrt{3400}} \right)$$

entonces, $Wi = 10.63 \frac{\text{KW} \times \text{hrs}}{\text{TCS}}$

B. CLASIFICACION PRIMARIA

a. Análisis de Mallas

| <u>MALLAS</u> | <u>DESCARGA DEL MOLINO</u> | | <u>OVER-FLOW</u> | | <u>UNDER-FLOW</u> | |
|---------------|----------------------------|-----------------|------------------|-----------------|-------------------|-----------------|
| | <u>%Acum(+)</u> | <u>%Acum(-)</u> | <u>%Acum(+)</u> | <u>%Acum(-)</u> | <u>%Acum(+)</u> | <u>%Acum(-)</u> |
| +m 10 | 0.82 | 99.18 | 0 | 100.00 | 1.12 | 98.88 |
| +m 30 | 7.18 | 92.82 | 0 | 100.00 | 8.43 | 91.57 |
| +m 50 | 24.33 | 75.67 | 0.85 | 99.15 | 35.99 | 64.01 |
| +m 70 | 47.75 | 52.25 | 8.73 | 91.27 | 67.05 | 32.95 |
| +m 100 | 51.08 | 48.92 | 16.68 | 83.32 | 71.94 | 28.06 |
| +m 140 | 68.97 | 31.03 | 32.63 | 67.37 | 86.50 | 13.50 |
| +m 200 | 73.50 | 26.50 | 39.87 | 60.13 | 89.24 | 10.76 |
| -m 200 | 100.00 | 0.00 | 100.00 | 0.00 | 100.00 | 0.00 |

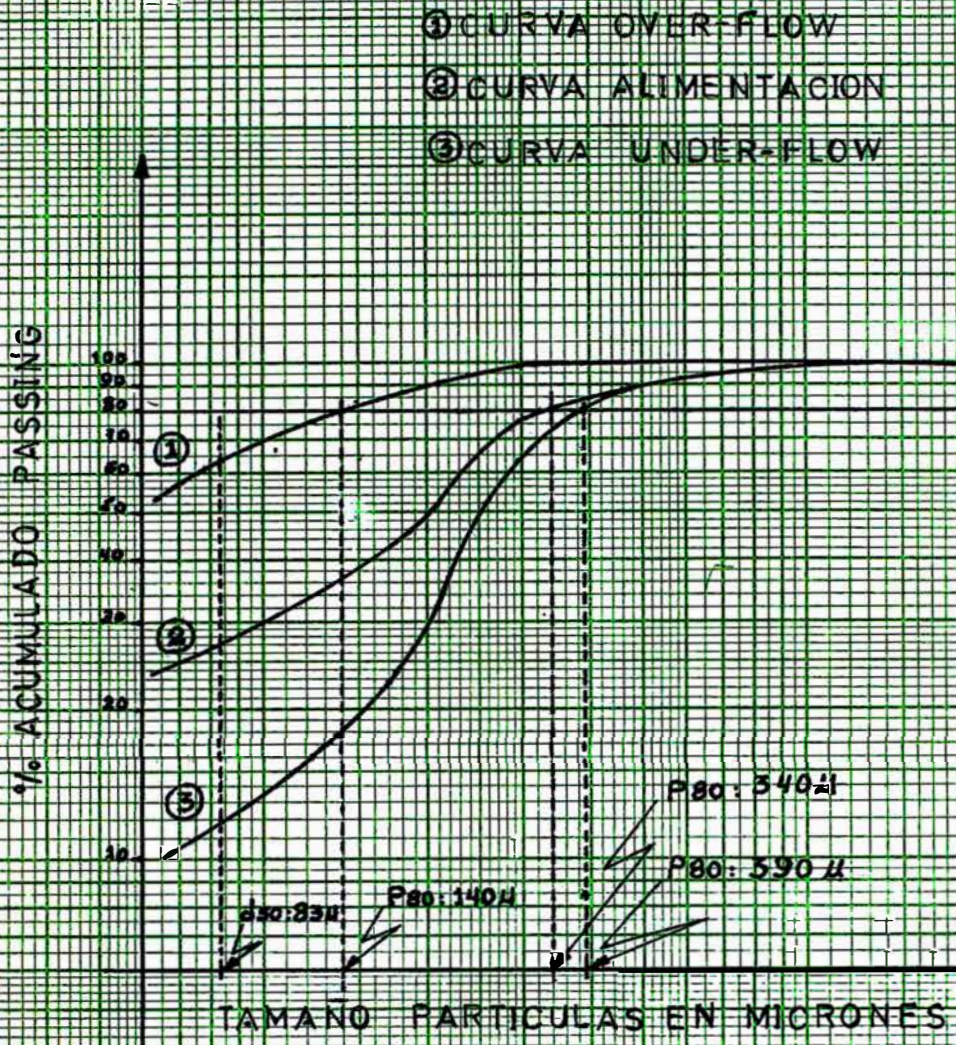


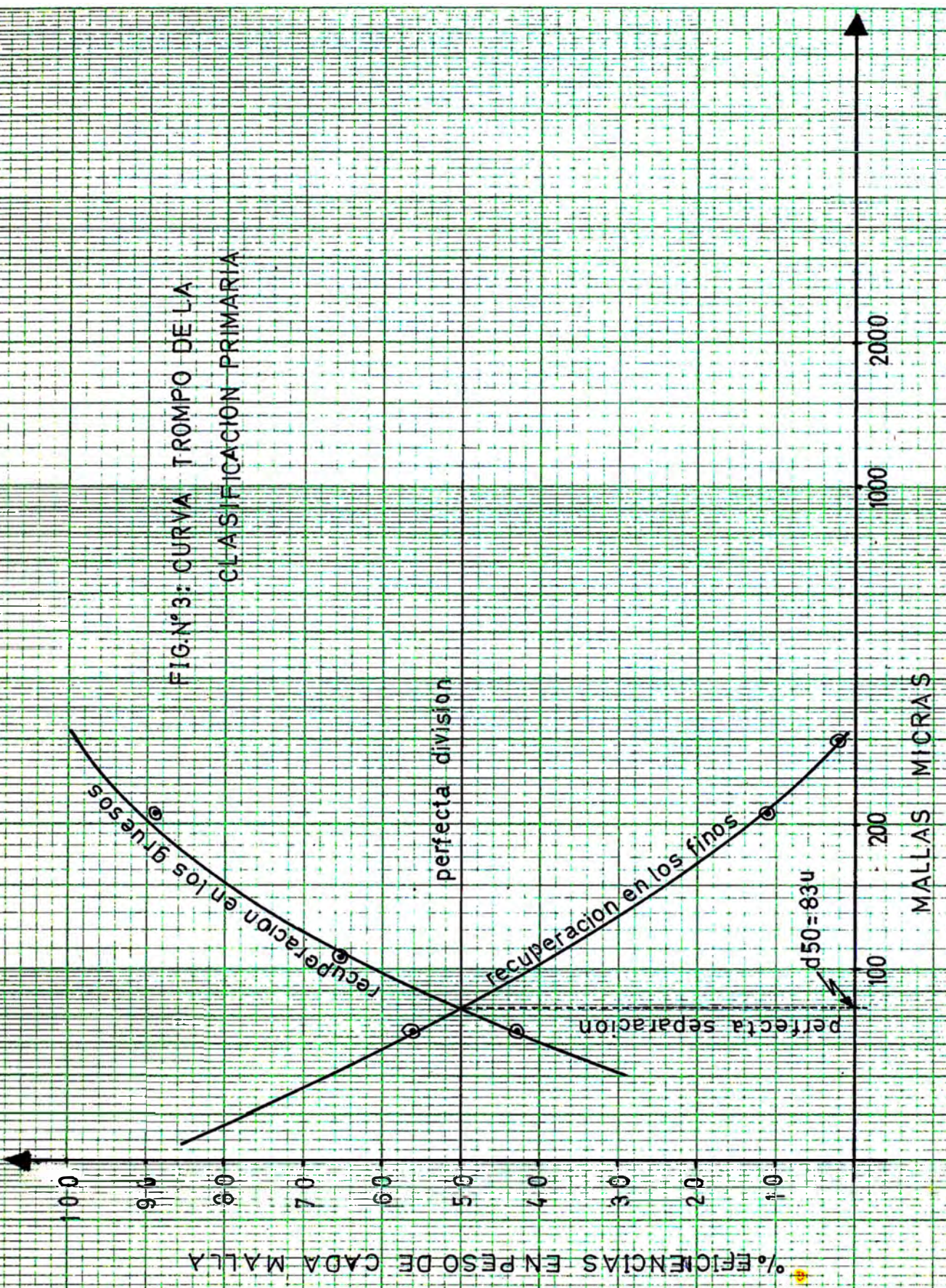
FIG. Nº 2 : CURVAS GAUDIN-SCHUMMAN PARA EL CLASIFICADOR HELICOIDAL

b. Cálculo de la Eficiencia del clasificador helicoidal

Relación de carga circulante : $R/F = 2.06$

| <u>MALLAS</u> | <u>rebose del clasifica. % Peso</u> | <u>arenas del clasifica. % Peso</u> | <u>U</u> | | <u>Eficiencias %</u> | |
|---------------|---|---|--------------------------------------|-------------------------------|----------------------|----------------|
| | | | <u>%Peso (arenas) x 2.06</u> | <u>U + %Peso (rebose)</u> | <u>finos</u> | <u>gruesos</u> |
| +m 10 | 0 | 1.12 | 2.31 | 2.31 | 0.00 | 100.00 |
| +m 30 | 0 | 7.31 | 15.06 | 15.06 | 0.00 | 100.00 |
| +m 50 | 0.85 | 27.56 | 56.77 | 57.62 | 1.48 | 98.52 |
| +m 70 | 7.88 | 31.06 | 63.98 | 71.86 | 10.97 | 89.03 |
| +m 100 | 7.95 | 4.89 | 10.07 | 18.02 | 44.12 | 55.88 |
| +m 140 | 15.95 | 14.56 | 29.99 | 45.94 | 34.72 | 65.28 |
| +m 200 | 7.24 | 2.74 | 5.64 | 12.88 | 56.21 | 43.79 |
| -m 200 | 60.13 | 10.76 | 22.17 | 82.30 | 73.06 | 26.94 |

FIG. N° 3: CURVA TROMPO DE LA CLASIFICACION PRIMARIA



C. Evaluación del Clasificador Helicoidal

- Características del clasificador:

dimensiones: 36"Ø x 20'-6"

modelo: COMESA

- Performance:

Tamaño de separación (d50) = 83 u

Precisión de separación (η) = 54.22%

Eficiencia de clasificación promedio de las partículas menores que d50 = 84.95%

Eficiencia de clasificación promedio de las partículas mayores que d50 = 69.27%

D. Cálculo de la capacidad del Clasificador Helicoidal

El clasificador helicoidal COMESA de 36" Ø es equivalente al clasificador helicoidal DENVER, mod. 100 de 36"Ø, doble espiral y tanque modified flare.

(catálogo Denver Spiral classifiers del Specifications manual C5C - B10).

Según catálogo el área pool = .34 nie²

Condiciones de trabajo del clasificador helicoidal

en el over-flow : aproximadamente 65 mallas

Sp-grs del mineral: 2.82

% sólidos : 30%

Al observar el cuadro siguiente:

| <u>mesh overflow</u> | <u>pool área capacity Tons/hrs x pie²</u> | <u>average density % sólido</u> |
|--------------------------|--|-------------------------------------|
| 20 | 0.408 | 45 |
| 28 | 0.358 | 40 |
| 35 | 0.327 | 35 |
| 48 | 0.279 | 32 |
| 65 | 0.237 | 30 |
| 100 | 0.175 | 20 |
| 150 | 0.115 | 18 |
| 200 | 0.075 | 15 |

Se deduce que para las condiciones de trabajo del clasificador se tiene que:

$$\text{Capacidad del área pool} = 0.237 \frac{\text{Tons}}{\text{hrs x pie}^2}$$

También según gráfico, % capacity VS. Sp.Grs de sólidos, del catálogo Denver Spiral classifiers, para la gravedad específica de 2.82 se tiene que:

$$\% \text{ Capacity} = 103.125 \text{ (por interpolación)}$$

Entonces, la capacidad (F) del clasificador será:

$$F = \text{área pool (pie}^2) \times \text{Capacidad área pool} \left(\frac{\text{Tons}}{\text{hrs x pie}^2} \right) \times \% \text{ Capacity}$$

$$F = 34 \text{ pie}^2 \times 0.237 \frac{\text{Tons}}{\text{hrs x pie}^2} \times 1.03125$$

$$F = 8.31 \text{ TCS / hrs.}$$

$$F = 7.54 \frac{\text{TMS}}{\text{hrs}} = 180.92 \frac{\text{TMS}}{\text{día}} = 199.44 \frac{\text{TCS}}{\text{día}}$$

3.3.2 CALCULO DEL INDICE DE TRABAJO PROMEDIO DEL CIRCUITO DE MOLIENDA

a. Energía consumida total:

Como en el circuito tenemos un sólo molino, entonces la energía consumida total será la energía consumida por el molino 6'x5'.

Entonces, KW total: 59.75 = 80.09HP.

También, según el balance de materias tenemos que al circuito ingresa y sale el tonelaje de 5.05 TCSPH

Entonces, alimentación al circuito: 5.05 $\frac{\text{TCS}}{\text{hrs}}$

Por lo tanto:

El consumo de energía total será:

$$\frac{59.75 \text{ KW}}{5.05 \frac{\text{TCS}}{\text{hrs}}} = 11.83 \frac{\text{KW} \times \text{hrs}}{\text{TCS}}$$

b. Indice de trabajo promedio (Wip)

Los tamaños promedios del circuito serán:

F_{80} : tamaño promedio del mineral que ingresa al circuito (mineral fresco).

P_{80} : Tamaño promedio del mineral que sale del circuito (rebalse del clasificador).

Entonces : F_{80} : 16,500 u

P_{80} : 140 u

Por lo tanto:

$$W = 11.83 \frac{\text{KW} \times \text{hrs}}{\text{TCS}} = \text{Wip} \left(\frac{10}{\sqrt{140}} - \frac{10}{\sqrt{16,500}} \right)$$

$$Wip = 15.42 \frac{KW \times hrs}{TCS}$$

3.3.3 CALCULO DE LA CAPACIDAD MAXIMA ADMISIBLE

La energía que consume el molino 6' x 5' para moler el mineral fresco y las arenas del clasificador es de :

$$3.86 \frac{KW \times hrs.}{TCS}$$

Y como el molino tiene instalados 110 HP, entonces la capacidad máxima admisible total será:

$$\frac{110 \text{ H.P.}}{3.86 \frac{KW \times hrs}{TCS}} = \frac{110 \text{ H.P.} \times TCS}{3.86 KW \times hrs} \times \frac{KW}{1.3404 HP} = 21.26 \frac{TCS}{hrs}$$

Y como el molino está tratando actualmente 5.05 TCSPH de mineral fresco, manteniendo las mismas condiciones de granulometría y la misma carga circulante, el molino podrá tratar como máximo 6.94 TCSPH de mineral fresco y también tratará una carga circulante máxima de 14.32 TCSPH.

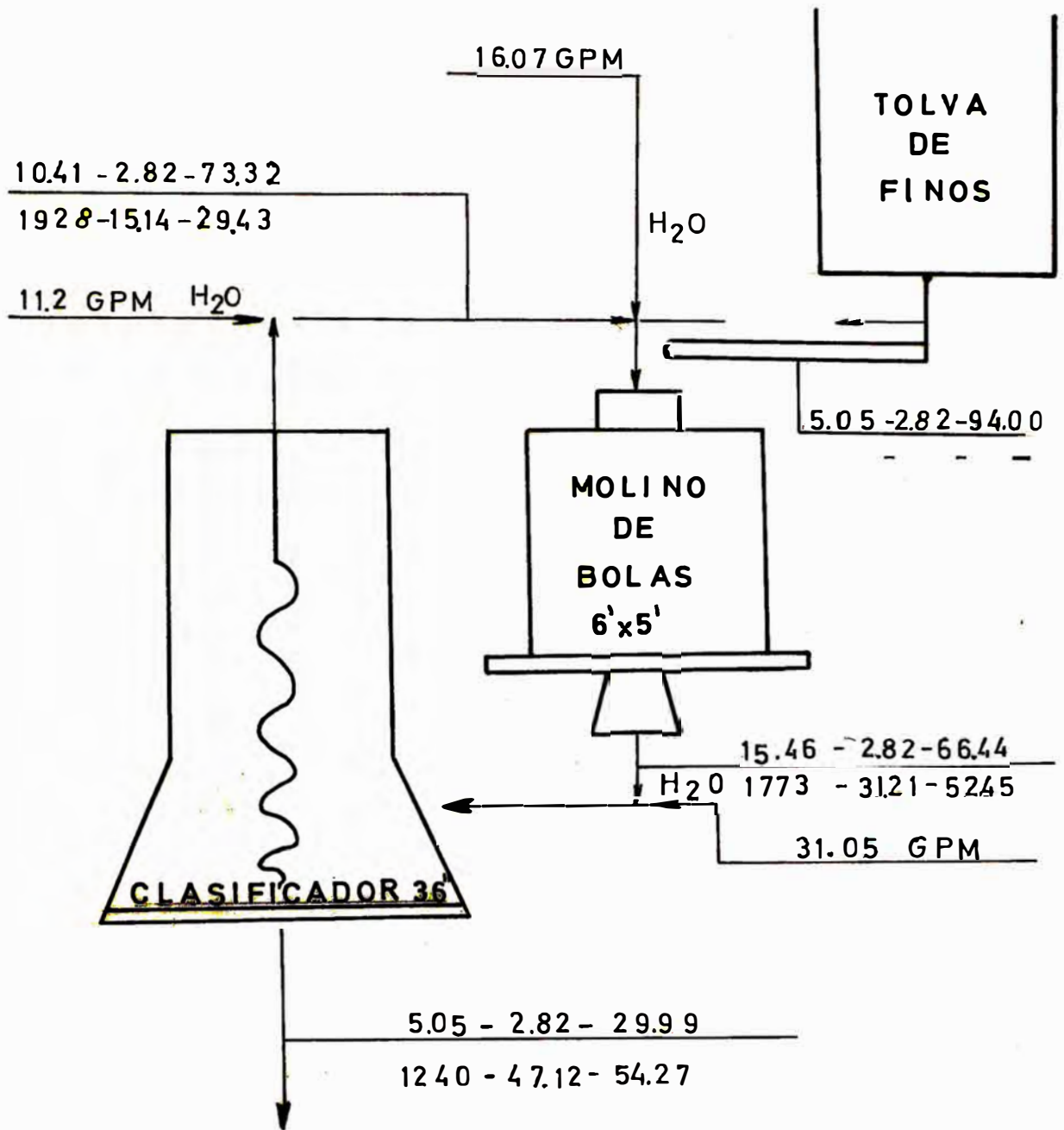


DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO DE LA SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION DE LA CONCENTRADA CACACHARA.

| TCSPH | SP-gr | % sólidos | |
|-------|-------|-----------|-----------|
| | | GPM agua | GPM pulpa |

3.4 BALANCE METALURGICO DE LA SECCION FLOTACION PLATA-PLOMO Y ANALISIS DE SU PERFORMANCE

El 12 de Agosto de 1980, se muestreó la sección flotación plata-plomo en los puntos que más adelante se indican. Estas muestras fueron colectadas durante el turno de día, durante 8 horas y con un intervalo de una hora; el objeto de este muestreo fue evaluar la performance de la mencionada sección, obtener un balance metalúrgico de la misma y recoger información que derivarán en sugerencias para optimizar la operación, así como para obtener una idea de la capacidad máxima que puede soportar este circuito y tenerla en cuenta como referencia, para la ampliación de esta planta a 240 TMS por día.

COMENTARIOS Y CONCLUSIONES

De los resultados obtenidos se deduce:

a. Circuito Rougher.- En esta etapa se puede observar que los valores de plata y plomo en el relave se encuentran dentro del rango aceptable porque las recuperaciones también se pueden considerar aceptables, y esto está de acuerdo con la ley de plata en el concentrado rougher que indica una fuerte remoción de las espumas.

Peró sí nos preocupa la baja recuperación del elemento fierro con el cual se encuentra asociado la plata.

Esto se puede deber a la lenta flotabilidad del sulfuro de fierro debido a la oxidación superficial y a la presencia de óxidos. Sería necesario incrementar el consumo del sulfuro de sodio en este circuito para au-

mentar la flotabilidad de los elementos oxidados y tener cuidado con el pH de la pulpa. Si se trata de el sulfuro de fierro con alto contenido de plata, cortar la alimentación de la cal al molino con el fin de trabajar con un pH ácido en la pulpa y regular bien la dosificación del sulfuro de sodio.

- b. Circuito Scavenger.-En este circuito se observa una pobre recuperación del elemento metálico plata y fierro que se debe a la deficiente flotación del sulfuro de fierro ya explicado en el circuito rougher.

Se debe incrementar el consumo del sulfato de zinc en este circuito con el fin de evitar la flotación no deseada del sulfuro de zinc.

- c. Circuitos de Limpiezas.- En las dos etapas de limpiezas se observan recuperaciones muy bajas de los elementos metálicos plata y fierro.

Esto se puede mejorar aumentando los tiempos de flotaciones y aumentando la densidad de pulpa a la alimentación de la segunda limpiadora, de tal manera que la densidad de pulpa en el relave de la segunda limpiadora sea como mínimo 1,100grs/lt. En la segunda limpiadora se sacrificó la recuperación del elemento metálico plata por la ley de plata en el concentrado, ya que se diluyó demasiado la pulpa alimentada implicando la flotabilidad de las partículas más finas solamente y una fuerte carga circulante.

d. Tiempo de Flotación.-Como generalmente en el mineral fresco, el 72% del elemento metálico plata se encuentran en la malla ménos 200, será necesario aumentar el tiempo de espumación en cada una de las etapas de flotación; para lo cual se aumentaría también una celda en cada una de las etapas de flotación.

e. Reactivos.- Como el 62% del elemento metálico plata se encuentra en la malla menos 325 en el mineral fresco, sería necesario utilizar un dispersante de lamas tal como el silicato de sodio, que se alimentaría al circuito rougher y la segunda limpiadora. También sería recomendable emplear carbonato de sodio en remplazo de la cal, ya sea al circuito de molienda o a la primera limpiadora porque tiene la ventaja de activar la flotación del sulfuro de hierro con contenido de plata, de crear mejores condiciones para la acción del aeropromotor 404 y además su consumo en exceso no deprime los elementos metálicos valiosos.

También por otro lado sería necesario reemplazar el aerofloat 242 por el aerofloat 31 para evitar la flotación del sulfuro de zinc en el banco de flotación plata-plomo. Después los demás reactivos hasta la fecha son los adecuados para la flotación de nuestro mineral.

f. Aire.- Con el propósito de aumentar la superficie específica de las burbujas y facilitar la flotación

de los finos, debe alimentarse aire de baja presión (2lbs/pulg²) al circuito rougher; para lo cual debe instalarse un blower adecuado.

3.4.1 ANALISIS POR FRACCIONES DEL ALIMENTO, CONCENTRADO Y
RELAVE DEL CIRCUITO PLATA - PLOMO

ALIMENTO FRESCO

ENSAYES

| <u>MALLAS</u> | <u>%PESO</u> | <u>%ACUM(+)</u> | <u>Agonz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> |
|------------------|--------------|-----------------|-----------------|-------------|-------------|
| + 28 | 0.16 | 0.76 | 4.37 | 0.03 | 0.02 |
| + 35 | 2.04 | 2.80 | 3.74 | 0.04 | 0.04 |
| + 48 | 6.71 | 9.51 | 3.83 | 0.13 | 0.14 |
| + 65 | 11.56 | 21.07 | 4.85 | 0.21 | 0.25 |
| + 100 | 18.85 | 29.92 | 9.04 | 0.98 | 0.60 |
| + 150 | 10.09 | 40.01 | 8.82 | 0.99 | 0.65 |
| + 200 | 11.14 | 51.15 | 12.29 | 1.89 | 1.50 |
| + 325 | 10.44 | 61.59 | 14.22 | 0.55 | 0.48 |
| - 325 | 38.41 | 100.00 | 23.00 | 0.93 | 1.77 |
| Cabeza Calculada | ----- | ----- | 14.31 | 0.85 | 1.06 |
| Cabeza Ensayada | ----- | ----- | 15.40 | 0.75 | 1.01 |

DISTRIBUCION %

| | | | |
|--------------|---------------|---------------|---------------|
| + 28 | 0.23 | 0.03 | 0.02 |
| + 35 | 0.53 | 0.10 | 0.08 |
| + 48 | 1.79 | 1.03 | 0.89 |
| + 65 | 3.92 | 2.87 | 2.74 |
| + 100 | 5.59 | 10.25 | 5.03 |
| + 150 | 6.21 | 11.81 | 6.22 |
| + 200 | 9.56 | 24.89 | 15.84 |
| + 325 | 10.43 | 6.79 | 4.75 |
| - 325 | 61.74 | 42.23 | 64.43 |
| Total | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

CONCENTRADO PLATA - PLOMO

| <u>MALLAS</u> | <u>%PESO</u> | <u>%ACUM(+)</u> | <u>E N S A Y E S</u> | | | <u>DISTRIBUCION %</u> | | |
|---------------|--------------|-----------------|----------------------|-------------|-------------|-----------------------|-----------|-----------|
| | | | <u>Agonz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>Ag</u> | <u>Pb</u> | <u>Zn</u> |
| + 65 | 0.88 | 0.88 | 82.54 | 0.39 | 0.50 | 0.43 | 0.03 | 0.05 |
| + 100 | 1.53 | 2.41 | 108.94 | 0.68 | 0.86 | 0.98 | 0.09 | 0.14 |
| + 150 | 11.64 | 14.05 | 112.65 | 5.14 | 6.56 | 7.69 | 5.20 | 8.17 |
| + 200 | 9.96 | 24.01 | 137.66 | 7.57 | 9.44 | 8.04 | 6.55 | 10.06 |
| - 200 | 75.99 | 100.00 | 185.93 | 13.35 | 10.03 | 82.86 | 88.13 | 81.58 |
| Ley calculada | ----- | ----- | 170.51 | 11.51 | 9.34 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Ley ensayada | ----- | ----- | 170.67 | 11.44 | 8.22 | | | |

RELAVE PLATA - PLOMO

| <u>MALLAS</u> | <u>%PESO</u> | <u>%ACUM(+)</u> | <u>E N S A Y E S</u> | | | <u>DISTRIBUCION %</u> | | |
|---------------|--------------|-----------------|----------------------|-------------|-------------|-----------------------|-----------|-----------|
| | | | <u>Agonz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>Ag</u> | <u>Pb</u> | <u>Zn</u> |
| + 28 | 1.03 | 1.03 | 2.77 | 0.01 | 0.01 | 0.99 | 0.10 | 0.01 |
| + 35 | 2.70 | 3.73 | 3.38 | 0.02 | 0.02 | 3.16 | 0.52 | 0.06 |
| + 48 | 7.76 | 11.49 | 4.12 | 0.05 | 0.07 | 11.06 | 3.73 | 0.59 |
| + 65 | 11.80 | 23.29 | 3.68 | 0.08 | 0.10 | 15.03 | 9.07 | 1.27 |
| + 100 | 10.90 | 34.19 | 2.30 | 0.18 | 0.25 | 8.67 | 18.85 | 2.94 |
| + 150 | 11.03 | 45.22 | 2.11 | 0.18 | 0.70 | 8.05 | 19.07 | 8.34 |
| + 200 | 9.15 | 54.37 | 1.75 | 0.17 | 1.10 | 5.54 | 14.94 | 10.81 |
| + 325 | 10.59 | 64.96 | 2.26 | 0.10 | 0.35 | 8.10 | 10.17 | 4.00 |
| - 325 | 35.04 | 100.00 | 3.25 | 0.07 | 1.90 | 39.40 | 23.55 | 71.92 |
| Ley calculada | ----- | ----- | 2.89 | 0.10 | 0.92 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Ley ensayada | ----- | ----- | 2.99 | 0.09 | 0.80 | | | |

o

3.4.2 CARGA CIRCULANTE Y ENSAYES QUIMICOS

| <u>MUESTRAS</u> | <u>%C.C.</u> | <u>Agonz/TC</u> | <u>%Pb</u> | <u>%Zn</u> | <u>%Fe</u> |
|---------------------------|--------------|-----------------|------------|------------|------------|
| 1. Alimento fresco | 100.00 | 14.32 | 0.85 | 1.06 | 4.32 |
| 2. Alimento rougher | 130.30 | 25.32 | 2.05 | 3.80 | 7.45 |
| 3. Concentrado rougher | 25.74 | 108.00 | 8.46 | 8.46 | 26.15 |
| 4. Relave rougher | 104.55 | 4.96 | 0.47 | 2.65 | 2.84 |
| 5. Alimento scavenger | 104.55 | 4.96 | 0.47 | 2.65 | 2.84 |
| 6. Concentrado scavenger | 12.08 | 20.82 | 3.28 | 16.39 | 9.84 |
| 7. Relave scavenger | 92.48 | 2.89 | 0.10 | 0.86 | 1.93 |
| 8. Alimento 1°limpiadora | 39.80 | 73.08 | 2.18 | 11.94 | 24.88 |
| 9. Concent. 1°limpiadora | 21.58 | 100.92 | 3.34 | 12.84 | 29.36 |
| 10. Relave 1°limpiadora | 18.22 | 40.11 | 0.80 | 10.87 | 19.57 |
| 11. Alimento 2°limpiadora | 21.58 | 100.92 | 3.34 | 12.84 | 29.36 |
| 12. Concentrado final | 7.52 | 179.80 | 7.89 | 10.53 | 34.21 |
| 13. Relave 2°limpiadora | 14.06 | 58.73 | 0.90 | 14.08 | 26.76 |

3.4.3 DENSIDADES, GRAVEDADES ESPECIFICAS, PORCENTAJE DE SOLIDOS Y FLUJOS

| <u>MUESTRAS</u> | <u>Densidades grs/lt</u> | <u>Sp-gr</u> | <u>%Sólid</u> | <u>Pulpa GPM</u> |
|---------------------------|------------------------------|--------------|---------------|----------------------|
| 1. Alimento fresco | 1240 | 2.82 | 29.99 | 54.27 |
| 2. Alimento rougher | 1197 | 2.92 | 24.99 | 87.91 |
| 3. Concentrado rougher | 1170 | 3.66 | 19.99 | 22.21 |
| 4. Relave rougher | 1195 | 2.55 | 26.87 | 65.70 |
| 5. Alimento scavenger | 1195 | 2.55 | 26.87 | 65.70 |
| 6. Concentrado scavenger | 1096 | 3.28 | 12.55 | 17.72 |
| 7. Relave scavenger | 1238 | 2.59 | 31.42 | 47.98 |
| 8. Alimento 1°limpiadora | 1104 | 3.73 | 12.91 | 56.36 |
| 9. Concent. 1°limpiadora | 1081 | 4.04 | 9.97 | 40.42 |
| 10. Relave 1°limpiadora | 1158 | 3.16 | 19.92 | 15.94 |
| 11. Alimento 2°limpiadora | 1081 | 4.04 | 9.97 | 40.42 |
| 12. Concentrado final | 1180 | 3.91 | 20.50 | 36.28 |
| 13. Relave 2°limpiadora | 1061 | 3.84 | 7.84 | 34.11 |

3.4.4 PUNTOS DE ADICION DE AGUA

| | |
|------------------------------------|--------------|
| 1.- Canal de espumas rougher | 5.03 G.P.M. |
| 2.- Canl de espumas scavenger | 3.52 G.P.M. |
| 3.- Canal de espumas lra. limpiad. | 2.31 G.P.M. |
| 4.- Canal de espumas 2a. limpiad. | 3.40 G.P.M. |
| TOTAL DE AGUA AÑADIDA ----- | 14.26 G.P.M. |

3.4.5 CAPACIDADES DE CELDAS Y TIEMPOS DE FLOTACIONES

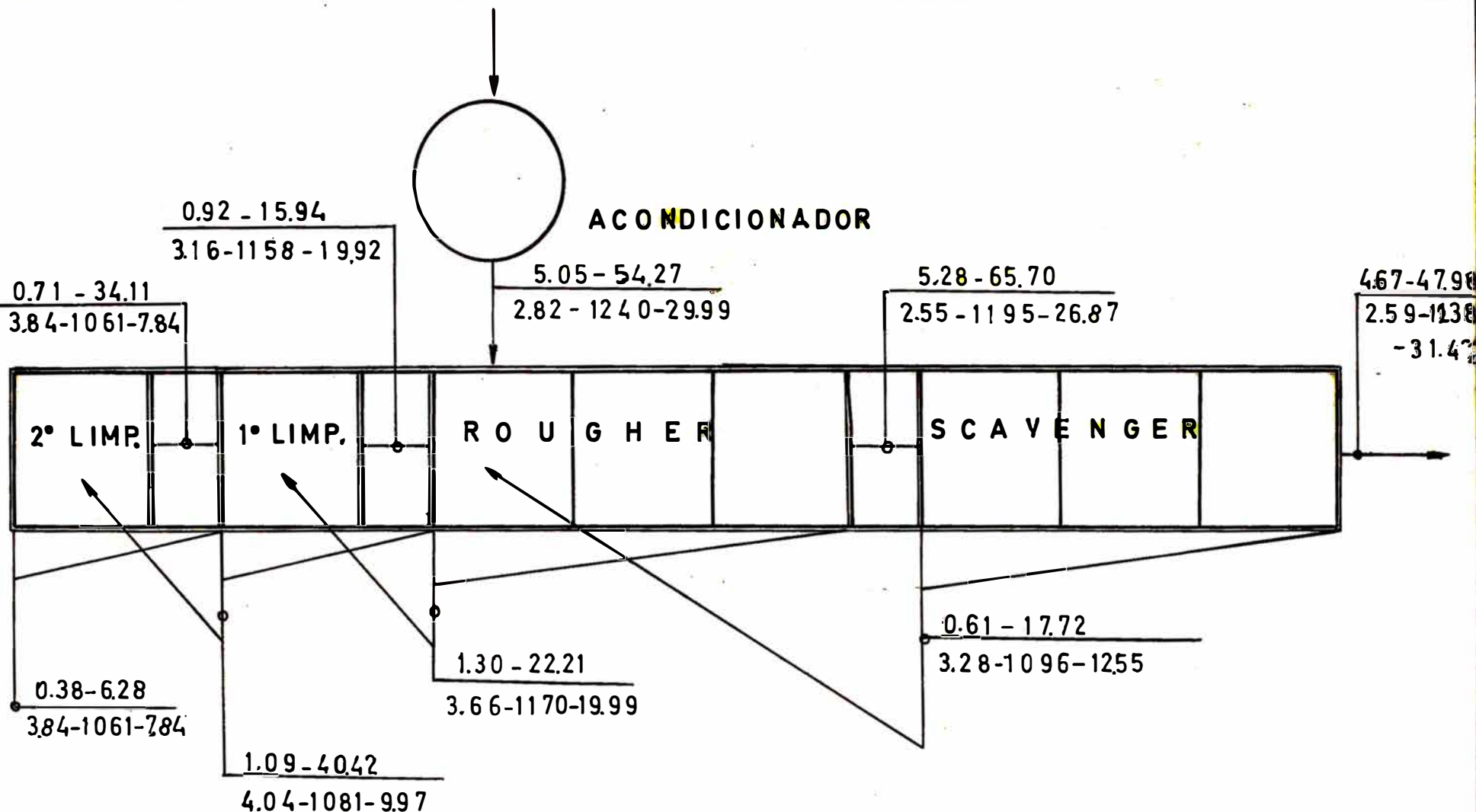
| <u>ETAPAS</u> | <u>Nº CELDAS</u> | <u>Volumen C/celda</u> | <u>Capacid piesCub.</u> | <u>Pulpa pie³/min.</u> | <u>tiempo flotac. minutos</u> |
|-------------------|------------------|------------------------|-------------------------|-----------------------------------|-------------------------------|
| 1.Etapa rougher | 3 | 24pies ³ | 72 | 11.75 | 6.13 |
| 2.Etapa scavenger | 3 | 24pies ³ | 72 | 8.78 | 8.20 |
| 3.Primera limp. | 1 | 24pies ³ | 24 | 7.53 | 3.19 |
| 4.Segunda limp. | 1 | 24pies ³ | 24 | 5.40 | 4.44 |

3.4.6 RECUPERACIONES

| <u>ETAPAS</u> | <u>% Ag</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>% Zn</u> |
|--|-------------|-------------|-------------|-------------|
| 1. Etapa rougher | 84.27 | 81.66 | 44.00 | 69.39 |
| 2. Etapa scavenger | 48.47 | 80.97 | 71.43 | 40.00 |
| 3. Primera limpiad. | 74.89 | 83.11 | 58.33 | 64.00 |
| 4. Segunda limpiad. | 62.09 | 82.42 | 28.57 | 40.63 |
| RECUPERACION EN EL CIRCUITO Ag-Pb ----- | 81.12 | 88.24 | 20.55 | 58.63 |

3.4.7 TONELAJES HORARIOS Y DIARIOS

| <u>MUESTRAS</u> | <u>TCS/DIA</u> | <u>TCS/HR</u> | <u>OZ/HR</u> | <u>TCSPH</u> | | |
|-----------------------|----------------|---------------|--------------|--------------|-----------|-----------|
| | | | <u>Ag</u> | <u>Pb</u> | <u>Zn</u> | <u>Fe</u> |
| 1.Alimento fresco | 121.20 | 5.05 | 72.3 | 0.04 | 0.05 | 0.22 |
| 2.Alimento rougher | 157.92 | 6.58 | 166.6 | 0.14 | 0.25 | 0.49 |
| 3.Concent. rougher | 31.20 | 1.30 | 140.4 | 0.11 | 0.11 | 0.34 |
| 4.Relave rougher | 126.72 | 5.28 | 26.2 | 0.03 | 0.14 | 0.15 |
| 5.Alimento scavenger | 126.72 | 5.28 | 26.2 | 0.03 | 0.14 | 0.15 |
| 6.Conc. scavenger | 14.64 | 0.61 | 12.7 | 0.02 | 0.10 | 0.06 |
| 7.Relave scavenger | 112.08 | 4.67 | 13.5 | 0.01 | 0.04 | 0.09 |
| 8.Alim.la.limpiad. | 48.24 | 2.01 | 146.9 | 0.05 | 0.24 | 0.50 |
| 9.Conc.la.limpiad. | 26.16 | 1.09 | 110.0 | 0.04 | 0.14 | 0.32 |
| 10.Relave la.limpiad. | 22.08 | 0.92 | 36.9 | 0.01 | 0.10 | 0.18 |
| 11.Alimen.2a.limpiad. | 26.16 | 1.09 | 110.0 | 0.04 | 0.14 | 0.32 |
| 12.Concent. final | 9.12 | 0.38 | 68.3 | 0.03 | 0.04 | 0.13 |
| 13.Relave 2a.limpiad. | 17.04 | 0.71 | 41.7 | 0.01 | 0.10 | 0.19 |



FLWSHEET BALANCEADO DE LA SECCION
FLOTACION PLATA-PLOMO

| |
|-------------------------------|
| TCSPH - G.P.M. PULPA |
| Sp-gr sol.- DENSIDAD - % SOL. |

3.5 BALANCE METALURGICO DE LA SECCION FLOTACION ZINC Y

ANALISIS DE SU PERFORMANCE

El 12 de Agosto de 1980, se tomaron muestras en los diversos puntos del circuito de flotación de zinc, los cuales se muestran en el diagrama más adelante. Las muestras fueron recolectadas en el turno de día por espacio de 8 horas y con intervalos de una hora.

El trabajo se realizó con la finalidad de conocer la performance de la sección, así como para obtener su balance metalúrgico del circuito que nos permitiera hacer ciertas correcciones en nuestra operación ya que los resultados metalúrgicos se vieron deteriorados en los últimos meses. Asimismo también, necesitamos la información necesaria para tener una idea de como respondería el presente circuito cuando se procesen las 240, TMS/día, que es la meta fijada de ampliación.

COMENTARIOS Y CONCLUSIONES.- De los resultados obtenidos, se puede deducir lo siguiente:

a.- Circuito Rougher.- Comparando la ley de cabeza fresca de zinc(0.86%) con el relave rougher(1.12%), se puede observar que el relave está relativamente alto y por ende también tenemos recuperación baja de zinc, debido a que los mixtos llegan enriquecidos a la cabeza del circuito, siendo lo más aconsejable mantener una ley igual o ligeramente superior. Y como en la cabeza fresca el 75% del zinc se encuentra en la malla -200, sería recomendable que se pruebe también el uso del silicato de sodio como dispersante de lamas, ali-

mentándose a la cabeza de este circuito; y también por otro lado debe emplearse en las celdas rougher aire a baja presión(2lbs/pulg²), para lo cual debe instalarse un blower adecuado, con el cual se aumentaría la superficie específica de las burbujas.

- b. Circuito Scavenger.- En este circuito tenemos también un concentrado de alta ley de zinc(11.21%) como consecuencia de la deficiente operación en el circuito rougher. Este concentrado de zinc regresa nuevamente a la cabeza, formando una carga circulante que contamina la flotación rougher desequilibrando el balance normal del circuito.

En estos casos es recomendable extraer más fuertemente el zinc, llegando inclusive si es necesario bajar la ley de zinc en el concentrado hasta equilibrar el circuito.

- c. Circuitos de Limpiezas.- El grado de los concentrados de la primera y segunda limpiadoras se han sacrificado con respecto a sus recuperaciones que se consideran aceptables, pero en cambio la recuperación de la 3a. limpiadora se sacrificó con respecto a la ley del concentrado. En todos los casos se tiene que aumentar la densidad de pulpa al alimento de la 3a. limpiadora con el propósito de tratar de mantener en su relave una densidad de pulpa como mínimo de 1,100 grs/lt, que también repercutirá en los otros circuitos. También es necesario alimentarse a la primera

limpiadora un dispersante de lamas, tal como el silicato de sodio.

- d. Tiempos de Flotación.-El tiempo de espumación del circuito rougher y de las limpiadoras aparentemente son bajos, pero tenemos la ventaja que tratamos generalmente esfalerita rubia, la misma que presenta la propiedad de flotar rápidamente ante la acción de los reactivos.
- e. Reactivos.- Aparte del sulfato de cobre, Xantato Z-11, montanol 300, debe probarse el uso de un dispersante de lamas tal como el silicato de sodio.

3.5.1 ANALISIS POR FRACCIONES DEL ALIMENTO, CONCENTRADO Y
RELAVE DEL CIRCUITO DE ZINC.

ALIMENTO AL CIRCUITO DE ZINC

| <u>MALLAS</u> | <u>%PESO</u> | <u>%ACUM(+)</u> | <u>E N S A Y E S</u> | | | <u>DISTRIBUCION %</u> | | |
|---------------|--------------|-----------------|----------------------|-------------|-------------|-----------------------|-----------|-----------|
| | | | <u>Agonz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>Ag</u> | <u>Pb</u> | <u>Zn</u> |
| +28 | 1.03 | 1.03 | 2.77 | 0.01 | 0.01 | 0.99 | 0.10 | 0.01 |
| +35 | 2.70 | 3.73 | 3.38 | 0.02 | 0.02 | 3.16 | 0.52 | 0.06 |
| +48 | 7.76 | 11.49 | 4.12 | 0.05 | 0.07 | 11.06 | 3.73 | 0.59 |
| +65 | 11.80 | 23.29 | 3.68 | 0.08 | 0.10 | 15.03 | 9.07 | 1.27 |
| +100 | 10.90 | 34.19 | 2.30 | 0.18 | 0.25 | 8.67 | 18.85 | 2.94 |
| +150 | 11.03 | 45.22 | 2.11 | 0.17 | 0.70 | 8.05 | 19.07 | 8.34 |
| +200 | 9.15 | 54.37 | 1.75 | 0.10 | 1.10 | 5.54 | 14.94 | 10.87 |
| +325 | 10.59 | 64.96 | 2.26 | 0.07 | 0.35 | 8.10 | 10.17 | 4.00 |
| -325 | 35.04 | 100.00 | 3.25 | 0.10 | 1.90 | 39.40 | 23.55 | 71.92 |
| Ley Calculada | ----- | ----- | 2.89 | 0.10 | 0.92 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Ley Ensayada | ----- | ----- | 2.99 | 0.09 | 0.80 | | | |

CO NCE NTRADODE ZINC

| <u>MALLAS</u> | <u>%PESO</u> | <u>%ACUM(+)</u> | <u>E N S A Y E S</u> | | | <u>DISTRIBUCIO N%</u> | | |
|---------------|--------------|-----------------|----------------------|-------------|-------------|-----------------------|-----------|-----------|
| | | | <u>Agonz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>Ag</u> | <u>Pb</u> | <u>Zn</u> |
| +65 | 0.50 | 0.50 | 0.72 | 0.02 | 41.81 | 0.02 | 0.01 | 0.34 |
| +100 | 1.01 | 1.51 | 1.49 | 0.04 | 43.66 | 0.06 | 0.06 | 0.72 |
| +150 | 15.16 | 16.67 | 21.74 | 0.67 | 56.91 | 13.72 | 12.09 | 14.09 |
| +200 | 22.22 | 38.89 | 22.17 | 0.57 | 63.20 | 20.50 | 15.08 | 22.93 |
| -200 | 61.11 | 100.00 | 25.83 | 1.00 | 62.05 | 65.70 | 72.76 | 61.92 |
| Ley Calculada | ----- | ----- | 24.03 | 0.84 | 61.24 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Ley Ensayada | ----- | ----- | 25.07 | 0.80 | 60.21 | | | |

RELAVE FINAL DE ZINC

| <u>MALLAS</u> | <u>%PESO</u> | <u>%ACUM(+)</u> | <u>E N S A Y E S</u> | | | <u>DISTRIBUCIO N%</u> | | |
|---------------|--------------|-----------------|----------------------|-------------|-------------|-----------------------|-----------|-----------|
| | | | <u>Agonz/TC</u> | <u>% Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>Ag</u> | <u>Pb</u> | <u>Zn</u> |
| +28 | 0.68 | 0.68 | 0.22 | 0.01 | 0.01 | 0.06 | 0.09 | 0.03 |
| +35 | 2.14 | 2.82 | 0.68 | 0.01 | 0.01 | 0.55 | 0.30 | 0.08 |
| +48 | 7.79 | 10.61 | 2.48 | 0.02 | 0.06 | 7.37 | 2.16 | 1.83 |
| +65 | 12.20 | 22.81 | 2.99 | 0.04 | 0.09 | 13.91 | 6.77 | 4.31 |
| +100 | 10.68 | 33.49 | 2.01 | 0.14 | 0.22 | 8.19 | 20.75 | 9.22 |
| +150 | 8.64 | 42.13 | 1.97 | 0.14 | 0.30 | 6.49 | 16.79 | 10.18 |
| +200 | 8.25 | 50.38 | 1.82 | 0.07 | 0.35 | 5.72 | 8.03 | 11.34 |
| +325 | 7.45 | 57.83 | 1.75 | 0.04 | 0.06 | 4.97 | 4.14 | 1.75 |
| -325 | 42.17 | 100.00 | 3.28 | 0.07 | 0.37 | 52.74 | 40.97 | 61.26 |
| Ley Calculada | ----- | ----- | 2.62 | 0.07 | 0.25 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| Ley Ensayada | ----- | ----- | 2.77 | 0.08 | 0.27 | | | |

3.5.2 CARGA CIRCULANTE Y ENSAYES QUIMICOS

| <u>MUESTRAS</u> | <u>%C.C.</u> | <u>Agonz/TC</u> | <u>%Pb</u> | <u>% Zn</u> | <u>% Fe</u> |
|------------------------|--------------|-----------------|------------|-------------|-------------|
| 1. Alimento fresco | 100.00 | 2.89 | 0.10 | 0.86 | 1.93 |
| 2. Alimento rougher | 128.69 | 6.84 | 0.29 | 3.96 | 4.54 |
| 3. Concent. rougher | 23.55 | 20.32 | 0.98 | 16.64 | 13.00 |
| 4. Relave rougher | 105.14 | 3.81 | 0.14 | 1.12 | 2.64 |
| 5. Alimento scavenger | 105.14 | 3.81 | 0.14 | 1.12 | 2.64 |
| 6. Concent. scavenger | 8.35 | 17.72 | 0.96 | 11.21 | 18.21 |
| 7. Relave scavenger | 96.79 | 2.62 | 0.07 | 0.25 | 1.30 |
| 8. Alim. 1a.limpiad. | 30.84 | 30.49 | 1.01 | 8.17 | 12.67 |
| 9. Conc. 1a.limpiad. | 10.49 | 28.61 | 0.98 | 19.96 | 10.03 |
| 10. Relave 1a.limpiad. | 20.34 | 31.50 | 1.03 | 2.09 | 14.03 |
| 11. Alimento 2a.limp. | 22.48 | 29.52 | 0.94 | 17.73 | 8.74 |
| 12. Concent. 2a.limp. | 15.20 | 28.45 | 0.92 | 21.76 | 7.90 |
| 13. Relave 2a.limpiad. | 7.28 | 31.75 | 0.99 | 9.33 | 10.50 |
| 14. Alimento 3a.limp. | 15.20 | 28.45 | 0.92 | 21.76 | 9.42 |
| 15. Concent. 3a.limp. | 3.21 | 24.03 | 0.84 | 61.24 | 6.51 |
| 16. Relave 3a.limpiad. | 11.99 | 29.67 | 0.93 | 11.18 | 10.20 |

3.5.3 DENSIDADES, GRAVEDADES ESPECIFICAS, PORCENTAJE DE
SOLIDOS Y FLUJOS

| <u>MUESTRAS</u> | <u>Densidad</u> <u>Gr/lt</u> | <u>Sp-gr</u> | <u>%Sólid</u> | <u>Pulpa</u> <u>¢.P.M.</u> |
|------------------------|---------------------------------|--------------|---------------|-------------------------------|
| 1. Alimento fresco | 1238 | 2.59 | 31.42 | 47.98 |
| 2. Alimento rougher | 1137 | 3.00 | 18.04 | 117.10 |
| 3. Concentrado rougher | 1056 | 3.48 | 7.44 | 55.96 |
| 4. Relave rougher | 1198 | 2.60 | 26.79 | 61.14 |
| 5. Alimento scavenger | 1198 | 2.60 | 26.79 | 61.14 |
| 6. Concent. scavenger | 1244 | 2.79 | 30.63 | 4.09 |
| 7. Relave scavenger | 1190 | 2.50 | 26.61 | 57.05 |
| 8. Alimento 1a.limp. | 1053 | 3.48 | 7.01 | 77.97 |
| 9. Concent. 1a.limp. | 1050 | 3.64 | 6.57 | 28.39 |
| 10. Relave 1a.limp. | 1049 | 2.78 | 7.30 | 49.58 |
| 11. Alimento 2a.limp. | 1050 | 3.65 | 6.62 | 60.38 |
| 12. Concent. 2a.limp. | 1059 | 3.87 | 7.54 | 35.54 |
| 13. Relave 2a.limp. | 1040 | 3.72 | 5.26 | 24.84 |
| 14. Alimento 3a.limp. | 1059 | 3.87 | 7.54 | 35.54 |
| 15. Conc.3a.limp. | 1190 | 3.89 | 21.49 | 2.34 |
| 16. Relave 3a.limp. | 1050 | 3.87 | 6.42 | 33.20 |

3.5.4 PUNTOS DE ADICION DE AGUA

| | |
|--------------------------------|--------------|
| 1.- Canal de espumas rougher | 5.28 G.P.M. |
| 2.- Canal de espumas scavenger | 6.12 G.P.M. |
| 3.- Canal de espumas 1a. limp. | 1.60 G.P.M. |
| 4.- Canal de espumas 2a. limp. | 1.74 G.P.M. |
| 5.- Canal de espumas 3a. limp. | 1.59 G.P.M. |
| TOTAL DE AGUA AÑADIDA ----- | 16.33 G.P.M. |

3.5.5 CAPACIDADES DE CELDAS Y TIEMPOS DE FLOTACION

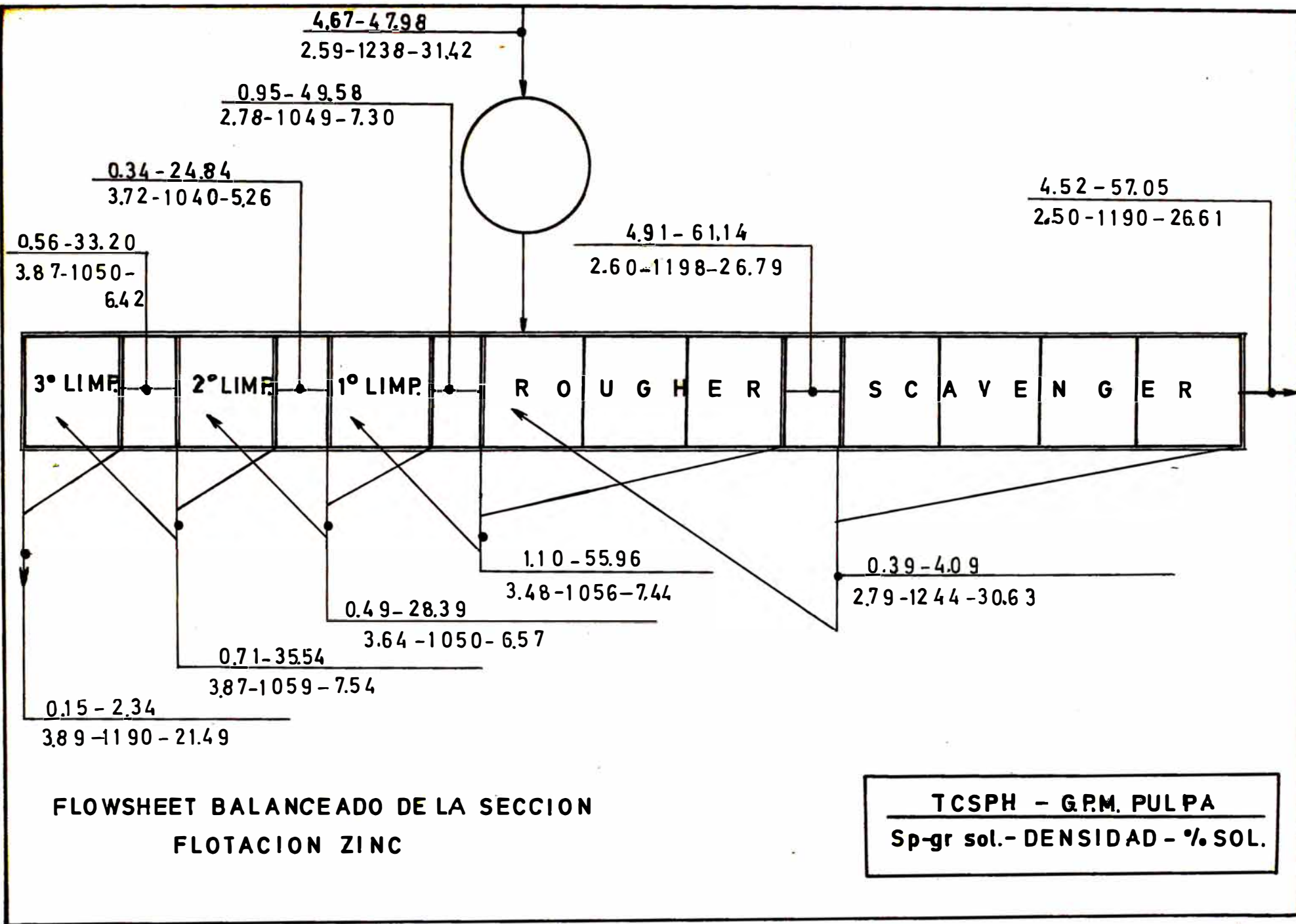
| <u>ETAPAS</u> | <u>Nº de Celdas</u> | <u>Volumen c/celda pie³</u> | <u>Capacid. pies.cub.</u> | <u>Pulpa pie³/min.</u> | <u>Tiempo flotac. minuts.</u> |
|--------------------|---------------------|--|---------------------------|-----------------------------------|-------------------------------|
| 1. Etapa rougher | 3 | 24.00 | 72.00 | 15.65 | 4.60 |
| 2. Etapa scavenger | 4 | 24.00 | 96.00 | 8.17 | 11.75 |
| 3. 1a. limpiadora | 1 | 24.00 | 24.00 | 10.42 | 2.30 |
| 4. 2a. limpiadora | 1 | 24.00 | 24.00 | 8.07 | 2.97 |
| 5. 3a. limpiadora | 1 | 24.00 | 24.00 | 4.75 | 5.05 |

3.5.6 RECUPERACIONES POR ETAPAS

| <u>ETAPAS</u> | <u>% Zn.</u> | <u>% Fe.</u> |
|--|--------------|--------------|
| 1.- Etapa rougher | 76.89 | 52.42 |
| 2.- Etapa scavenger | 79.45 | 54.70 |
| 3.- 1a. limpieza | 83.09 | 26.92 |
| 4.- 2a. limpieza | 82.98 | 61.11 |
| 5.- 3a. limpieza | 59.48 | 14.65 |
| Recuperación en el circuito de zinc ----- | 70.93 | 32.64 |

3.5.7 TONELAJES DIARIOS Y HORARIOS

| | <u>TCS/DIA</u> | <u>TCS/HR</u> | <u>TCSPD</u> | |
|------------------------|----------------|---------------|--------------|-----------|
| | | | <u>Zn</u> | <u>Fe</u> |
| 1. Alimento fresco | 112.08 | 4.67 | 0.96 | 2.16 |
| 2. Alimento rougher | 144.24 | 6.01 | 5.71 | 6.55 |
| 3. Concent. rougher | 26.40 | 1.10 | 4.39 | 3.43 |
| 4. Relave rougher | 117.84 | 4.91 | 1.32 | 3.12 |
| 5. Alimento scavenger | 117.84 | 4.91 | 1.32 | 3.12 |
| 6. Concent. scavenger | 9.36 | 0.39 | 1.05 | 1.70 |
| 7. Relave scavenger | 108.48 | 4.52 | 0.27 | 1.41 |
| 8. Alim. 1a. limp. | 34.56 | 1.44 | 2.82 | 4.38 |
| 9. Conc. 1a. limp. | 11.76 | 0.49 | 2.35 | 1.18 |
| 10. Relave 1a. limp. | 22.80 | 0.95 | 0.48 | 3.20 |
| 11. Alim. 2a. limp. | 25.20 | 1.05 | 4.47 | 2.20 |
| 12. Conc. 2a. limp. | 17.04 | 0.71 | 3.71 | 1.35 |
| 13. Relave 2a. limp. | 8.16 | 0.34 | 0.76 | 0.85 |
| 14. Alim. 3a. limp. | 17.04 | 0.71 | 3.71 | 1.61 |
| 15. Concent. 3a. limp. | 3.60 | 0.15 | 2.21 | 0.24 |
| 16. Relave 3a. limp. | 13.44 | 0.56 | 1.50 | 1.37 |



4.67-47.98
2.59-1238-31.42

0.95-49.58
2.78-1049-7.30

0.34-24.84
3.72-1040-5.26

4.52-57.05
2.50-1190-26.61

0.56-33.20
3.87-1050-
6.42

4.91-61.14
2.60-1198-26.79

3° LIMP.

2° LIMP.

1° LIMP.

R O U G H E R

S C A V E N G E R

1.10-55.96
3.48-1056-7.44

0.39-4.09
2.79-1244-30.63

0.49-28.39
3.64-1050-6.57

0.71-35.54
3.87-1059-7.54

0.15-2.34
3.89-1190-21.49

IV. INGENIERIA Y CALCULOS DE EQUIPOS

4.1 CONSIDERACIONES GENERALES DEL REDISEÑO

Por las observaciones realizadas en las operaciones de la planta concentradora, se deduce que tenemos secciones que constituyen verdaderos cuellos de botella que dificultan las operaciones normales de la planta, pero; después de realizarse los respectivos cálculos del rediseño estaremos en condiciones de determinar qué secciones deberán ser aumentadas en sus capacidades. A continuación mencionaremos algunas consideraciones generales para este rediseño:

- a.-La capacidad de la planta concentradora será aumentada de 110 TMS/DIA a 240 TMS/DIA.
- b. Bajo las condiciones actuales de operación, algunas secciones de la planta principalmente la molienda-clasificación están operando a plena capacidad.
- c. En la sección chancado, los grados de reducción de la etapa primaria y secundaria son 2.75 y 3.01 respectivamente. Estos grados aún pueden ser optimizados para conseguir una trituración más fina, y además necesitamos aumentar la capacidad de almacenamiento de la tolva de finos.
- d. Para conseguirse la capacidad deseada de la planta, será necesario instalarse un nuevo molino para molienda secundaria que trabajará en circuito cerrado con un hidrociclón, y el molino actual trabajará sólomente en

circuito abierto.

También sería conveniente aumentar la velocidad del molino en operación hasta 78% de la velocidad crítica para mejorar la eficacia metalúrgica.

- e. En los circuitos de flotación será necesario recaloularse la capacidad de las celdas y acondicionadores para el nuevo tonelaje, con la finalidad de mantener y mejorar las condiciones de operación.
- f. Será necesario instalarse un espesador para el concentrado plata-plomo, como así también caloular la capacidad del filtro respectivo.
- g. Además es necesario agregar, que en la secciónmina existe las suficientes reservas de mineral como así tambien el equipo necesario para satisfacer la nueva capacidad de la planta concentradora.

4.1.1 INDICE DE TRABAJO DEL MINERAL DE CACACHARA

El índice de trabajo o Work index expresa matemáticamente la resistencia del mineral para ser reducido. También teóricamente representa los Kilowatts x horas por tonelada corta que se requieren para reducir un mineral de un tamaño teóricamente infinito a un tamaño de 80% menos 100 micrones. Si el mineral tiene la propiedad de ser reducido en forma homogénea, su valor del "Wi" se mantendrá constante para todos los ciclos de reducción, lo .. cual ha sido demostrado en numerosas pruebas metalúrgicas por el mismo F.C. Bond tanto en el laboratorio meta-

lúrgico como en la planta concentradora.

Pero debemos considerar que las estructuras heterogéneas de los minerales son comunes y pueden tener influencias en el valor del Work index. También se debe considerar la eficiencia de la maquinaria de reducción que puede influenciar en el valor del Work index.

Las determinaciones y cálculos del Work index en el laboratorio metalúrgico muestran la resistencia del mineral a ser reducido a un determinado tamaño de partícula (como por ejemplo malla 200) o sea que, ese es el tamaño en que se hace la determinación, y cualquier variación en los valores del Work index cuando se hace la determinación a otros diferentes tamaños (como por ejemplo mallas 100, 325, etc.) son criterios que indican que el mineral no es homogéneo al ser reducido en la operación de molienda.

Para determinar el Work index de un mineral en el laboratorio metalúrgico existen métodos standards desarrollados y diseñados por F. C. Bond, para lo cual también deben usarse equipos standards.

Las fórmulas matemáticas desarrolladas por Bond para este objeto incluyen la moliendabilidad o Grindability del mineral, es decir, los gramos netos por revolución molidos que pasan a la malla a que se está haciendo la prueba metalúrgica cuando se mantiene casi constante una carga circulante de 250%.

Cuando se emplea un molino de bolas de laboratorio de-

be usarse la siguiente fórmula:

$$W_i: \frac{16.0}{G^{0.82}} \times \frac{\sqrt{P_1}}{\sqrt{100}}$$

Y cuando se emplea un molino de barras de laboratorio debe usarse la siguiente fórmula:

$$W_i: \frac{16.6}{G^{0.625}} \times \frac{\sqrt{P_1}}{\sqrt{100}}$$

donde "G": peso de mineral más fino que la malla considerada, producido por cada revolución.

P_1 : tamaño de la malla considerada (u)

W_i : índice de trabajo, Kwhrs/TCS

Cuando en el laboratorio metalúrgico no se tienen los equipos standar, se puede emplear el "Método Comparativo" de determinación de la moliendabilidad, desarrollados por los metalurgistas canadienses T. F. Berry y R. W. Bruce.

Este método asume que si muestras de dos menas de igual peso teniendo aproximadamente el mismo tamaño de alimentación, son molidos en el mismo molino bajo condiciones idénticas de tiempo, carga de bolas, porcentaje de sólidos, velocidad; la energía recibida o trabajo requerido (W) vendría a ser la misma.

En efecto lo que se hace es comparar los parámetros de

distribución de tamaño de una mena desconocida, con una mena de referencia de Work index conocida, para lo cual hay que moler las muestras bajo idénticas condiciones en el mismo laboratorio de molienda.

Desde que se asume que el trabajo requerido (W) es el mismo para muestras de pesos idénticos molidos en el mismo molino bajo condiciones idénticas; entonces conociéndose el Work index de la mena en referencia, mediante la fórmula de F.C. Bond se obtiene el Work index de la mena desconocida:

$$W_c = W_d$$

$$\text{entonces; } W_{id} = W_{ic} \left(\frac{10/\sqrt{P_c}}{10/\sqrt{P_d}} - 10/\sqrt{F_c} \right) / \left(\frac{10/\sqrt{P_d}}{10/\sqrt{F_d}} - 10/\sqrt{F_d} \right)$$

donde: W_{id} : Work index de la mena desconocida

W_{ic} : Work index de la mena conocida

F, P: tamaño de partículas en micrones (80% passing)

Y por último en la planta concentradora el Work index del mineral puede calcularse en la operación de molienda, empleándose para tal efecto:

$$KW = \sqrt{3} \times KVolt. \times amp. \times f.p.$$

KW: energía consumida, KILOWATTS

KVolt: Kilovoltios empleados

Amp: amperaje consumido

Luego, del análisis de mallas de la alimentación y producto del molino se obtendrán los F_{80} , P_{80} respectivos y entonces se calculará el Work index por medio de:

$$W = W_i \left(\frac{10/\sqrt{P_{80}}}{10/\sqrt{F_{80}}} - 10/\sqrt{F_{80}} \right)$$

El Work index del mineral de Cacachara se calculó por el método comparativo en el laboratorio metalúrgico de la Universidad Nacional de Ingeniería, encontrándose el valor de: 13.10 Kwxhrs/TCS.

Dicho Work index, también fue calculado en la misma planta concentradora por el método del consumo de energía. Después de varias pruebas el valor promedio en contrado fue de: 12.50 Kwxhrs/TCS.

Y, para los efectos de los cálculos de energía necesaria para cada maquinaria tomaremos el Work index calculado por el método comparativo.

4.2 CALCULOS DE EQUIPOS NUEVOS EN EL CIRCUITO DE CHANCADO

4.2.1 DISEÑO DE LA CHANCADORA PRIMARIA.- La chancadora recibirá trozos de 6 pulgadas y descargará su producto de un tamaño promedio de 2.2 pulg. aprox.

$$F_{100} = 6 \text{ pulg.} = 152,400 \mu \text{ (micras)}$$

$$P_{100} = 2.2 \text{ pulg.} = 55,880 \mu$$

Para calcular la potencia del motor, emplearemos la fórmula de Bond:

$$W = W_i \left(\frac{100}{P_{80}} \right)^{\frac{1}{2}} \times \frac{(R_{80})^{\frac{1}{2}} - 1}{(R_{80})^{\frac{1}{2}}}$$

donde $W_i = 13.10 \text{ Kw} \times \text{hrs} / \text{TCS}$

F_{80} = Malla en micrones por el que pasa el 80% de la alimentación

P_{80} = Malla en micrones por el que pasa el 80% del producto

Luego, para encontrar los valores de " F_{80} " y " P_{80} " se empleará el método de Schuhmman que se basa en un gráfico logarítmico, % del material que pasa VS. mallas en micrones, de donde se obtiene una recta que se puede asimilar a la ecuación :

$$y = 100 (x/k_1)^m$$

y = Es el 80% del material que pasa por una malla cualquiera " x " en micrones.

x - Malla en micrones por el que pasa el 80% del material

k_1 = Malla en micrones por el que pasa el 100% del ma-

terial.

m = Pendiente de la recta del análisis granulométrico graficado. A mayor finura del material menor valor de "m"

El valor de "m" se puede tomar del gráfico ó calcular con las fórmulas.

a.- Para circuitos abiertos:

$$m = 0.175 \log(x) + 0.067$$

b.- Para circuitos cerrados:

$$m = \frac{6.65 \log(x) + 2.55}{38 - 3(C.L.)^{0.4}}$$

$$\text{donde : C.L.} = \frac{\% \text{ carga circulante}}{100}$$

Entonces, para nuestro caso:

$$y = 100 (x/k_1)^m$$

tomando logaritmo a ambos miembros:

$$\log(y) = \log(100) + m(\log(x) - \log(K_1))$$

y como se trata de circuito abierto:

$$\log(y) = \log(100) + (0.175 \log(x) + 0.067) \times (\log(x) - \log(K_1))$$

Según se tome en la ecuación, el valor de $K_1 = F_{100}$ ó

$K_1 = P_{100}$ se obtendrán los valores de $x = F_{80}$ ó

$x = P_{80}$ respectivamente.

Entonces haciendo: $y = 80$

$$K_1 = F_{100} = 152,400 \text{ u}$$

$$\log(x) = Z$$

y reemplazando tenemos:

$$\log(80) = \log(100) + (0.175Z + 0.067)(Z - \log(152,400))$$

Simplificando tenemos:

$$0.175Z^2 - 0.84(Z) - 0.25 = 0$$

y resolviendo tenemos:

$$\log(x) = Z = 5.08$$

$$\text{entonces, } \bar{x} = P_{80} = 120,226 \text{ u}$$

Para el caso: $y = 80$

$$K_1 = P_{100} = 55,880 \text{ u}$$

$$\log(x) = Z$$

Se llega a la ecuación:

$$0.175 Z^2 - 0.764(Z) - 0.221 = 0$$

y resolviendo se tiene:

$$\log(x) = Z = 4.64$$

$$\text{entonces, } x = P_{80} = 43,652 \text{ u}$$

$$\text{Luego calculando: } R_{80} = \frac{P_{80}}{P_{80}} = \frac{120,226}{43,652} = 2.75$$

Reemplazando en la fórmula de Bond:

$$W = 13.10 \times \left(\frac{100}{43,652} \right)^{\frac{1}{2}} \times \frac{(2.75)^{\frac{1}{2}} - 1}{(2.75)^{\frac{1}{2}}}$$

$$W = 0.249 \frac{\text{KW} \times \text{hrs}}{\text{TCS}} ; \text{ y como } 1\text{KW} = 1.34 \text{ HP}$$

entonces:

$$W = 0.33 \frac{\text{HP} \times \text{hrs.}}{\text{TCS}} \quad \Downarrow$$

Y como la sección chancado será diseñado para 16.53 TCS/h (16 horas), entonces:

$$W = 0.33 \frac{\text{HP} \times \text{hrs}}{\text{TCS}} \times \frac{16.53 \text{TCS}}{\text{hrs.}} = 5.45 \text{ HP}$$

Generalmente estas chancadoras trabajan como promedio sólomente con el 40% de su eficiencia, por lo tanto se necesitará un motor de:

$$5.45 \div 0.4 = 13.6 \text{ HP}$$

La chancadora actual Denver de quijadas de 10" x 16" tiene un motor de 30 HP y puede seguir trabajando en forma normal.

4.2.2 DISEÑO DE LA CHANCADORA SECUNDARIA.- La chancadora secundaria recibirá el mineral que previamente ha pasado por la chancadora primaria y por el cedazo vibrador, y en promedio será de un tamaño de 2.2 pulg. y su producto será aproximadamente de 3/4 pulg.

$$F_{100} = 2.2 \text{ pulg.} = 55,880 \mu$$

$$P_{100} = 3/4 \text{ pulg.} = 19,050 \mu$$

Empleando la fórmula:

$$y = 100 (x/k_1)^m$$

y como se trata de circuito cerrado:

$$m = \frac{6.65 \text{Log}(x) + 2.55}{38 - 3 \cdot (\text{CL})^{0.4}}$$

Y considerando en forma aproximada: C.L. = 0.60

$$\text{Entonces; } m = \frac{6.65 \log(x) + 2.55}{38 - 3(0.6)^{0.4}}$$

$$m = 0.187 \log(x) + 0.072$$

Tomando logaritmo a ambos miembros de la ecuación exponencial: $\log(y) = \log(100) + m (\log(x) - \log(K_1))$

$$\log(y) = 2 + (0.187 \log(x) + 0.072) \times (\log(x) - \log(K_1))$$

reemplazando: $\log(x) = Z$

$$K_1 = F_{100} = 55,880 \mu$$

$$y = 80$$

hallaremos $x = F_{80} = ?$

Simplificando la ecuación anterior tenemos:

$$0.187 Z^2 - 0.8157(Z) - 0.2448 = 0$$

Y resolviendo tenemos:

$$Z = \log(x) = 4.6439, \text{ entonces: } x = F_{80} = 44,045 \mu$$

Para el caso del producto tenemos:

$$y = 80$$

$$\log(x) = Z$$

$$K_1 = P_{100} = 19,050 \mu$$

y reemplazando en la ecuación tenemos:

$$\log(y) = \log(100) + (0.187 \log(x) + 0.072) \times (\log(x) - \log(k_1))$$

tenemos:

$$0.187 Z^2 - 0.7283(Z) - 0.2112 = 0$$

Resolviendo:

$$Z = \log(x) = 4.1658, \text{ entonces:}$$

$$x = P_{80} = 14,649 \text{ u} \downarrow$$

Luego calculando:

$$R_{80} = \frac{F_{80}}{P_{80}} = \frac{44,045 \text{ u}}{14,649 \text{ u}} = 3.01$$

Aplicando la fórmula de Bond:

$$W = W_i \left(\frac{100}{P_{80}} \right)^{\frac{1}{2}} \times \frac{(R_{80})^{\frac{1}{2}} - 1}{(R_{80})^{\frac{1}{2}}}$$

$$W = 13.10 \times \frac{10}{121.03} \times \frac{1.73 - 1}{1.73}$$

$$W = 0.457 \frac{\text{KWxhrs}}{\text{TCS}}, \text{Y como } 1 \text{ KW} = 1.34 \text{ HP}$$

entonces:

$$W = 0.612 \frac{\text{HPxhrs}}{\text{TCS}} \downarrow$$

Y como esta chancadora también tratará 16.53 TCS/hrs

entonces:

$$W = 0.612 \frac{\text{HPxhrs}}{\text{TCS}} \times \frac{16.53 \text{ TCS}}{\text{hrs}} = 10.12 \text{ HP}$$

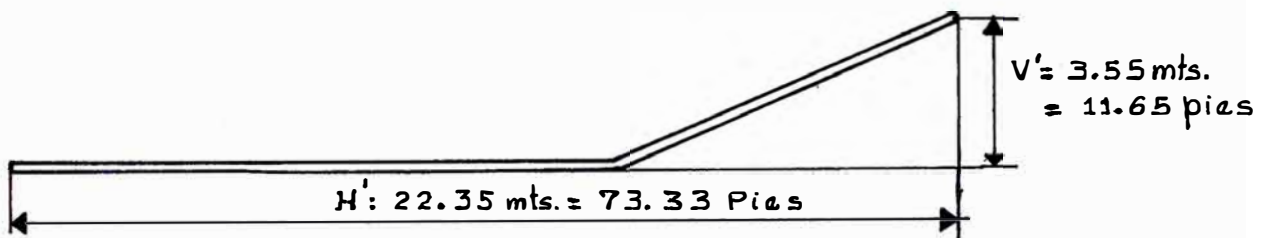
Y como generalmente estas chancadoras trabajan sólomente con el 45% de su eficiencia, entonces se necesitará un motor de:

$$10.12 \div 0.45 = 23 \text{ HP.}$$

Actualmente se tiene instalada una chancadora Symons Standard de 2 pies que es accionada por un motor de 30 HP, en consecuencia tenemos suficiente potencia instalada para que siga operando en el proyecto.

4.2.3 DISEÑO DE LA FAJA N° 1.- De acuerdo al flujo del proyecto, dicha faja seguirá operando en la misma posición que ocupa actualmente y sólomente calcularemos la nueva potencia que se necesitará al incrementarse el nuevo tonelaje.

Especificaciones y disposición actual de la faja N° 1:



$$HP = Q \left(\frac{0.02H'}{100} + \frac{0.01}{10} V' \right)$$

L = longitud en pies

V' = desnivel de extremos = 11.65 pies

H' = distancia horizontal = 73.33 pies

W = ancho faja, pulg. = 18 pulg.

Q = capacidad TCSPH = 16.53 TCSPH

Entonces, remplazando datos en la fórmula dada:

$$HP = 16.53 \left(\frac{0.02 \times 73.33}{100} + \frac{0.01}{10} \times 11.65 \right)$$

HP= 0.44; agregando el 100% como factor de seguridad

HP= 0.88 ↓

Cálculo del Ancho de la Faja:

Se deduce de la siguiente fórmula, $W = \sqrt[3]{V/3}$

donde V: Volumen en pie^3/hr

ρ : densidad aparente del mineral: $0.045 \frac{\text{TCS}}{\text{pie}^3}$

entonces; $V: 16.53 \frac{\text{TCS}}{\text{hr}} \times \frac{\text{pie}^3}{0.045\text{TCS}}$

$V: 367.33 \text{ pie}^3/\text{hrs}$

Por lo tanto: $W = \sqrt[3]{\frac{367.33}{3}} = 11.07 \text{ pulg.}$

Adicionando un 50% como factor de seguridad, el ancho de la faja sería:

$$W = 16.61 \text{ pulg.} \approx 17 \text{ pulg.}$$

La faja que tenemos actualmente tiene una potencia instalada de 9 HP y un ancho de 18 pulg.; por lo tanto puede seguir trabajando en las mismas condiciones.

4.2.4 DISEÑO DE LA FAJA N° 2. -Esta faja también seguirá ocupando la misma posición en el proyecto planeado.

Sus dimensiones son las siguientes:

V' : desnivel de extremos: 12.80 pies

H' : distancia horizontal: 62.01 pies

W : ancho de la faja: 18 pulg.

Q : capacidad TCSPH : 16.53 TCSPH

Reemplazando en la fórmula anterior:

$$\text{HP: } 16.53 \left(\frac{0.0087 \times 62.01}{100} + \frac{0.01}{10} \times 12.80 \right)$$

HP: 0.30; agregando el 100% como factor de seguridad

HP: 0.60 ↓

Cálculo del Ancho de la Faja:

De la fórmula: $W = \sqrt{\frac{V}{3}}$

$$V = 367.33 \text{ pie}^3/\text{hrs.}$$

entonces;

$$W = \sqrt{\frac{367.33}{3}} = 11.07 \text{ pulg.}$$

$$W = 11.07 \text{ pulg.}$$

Adicionando un 50% como factor de seguridad, el ancho de la faja será: $W = 16.61 \text{ pulg.} \approx 17 \text{ pulg.}$

La faja que tenemos actualmente tiene una potencia instalada de 4.8HP y un ancho de 18 pulg.; por lo tanto puede seguir operando en las mismas condiciones.

4.2.5 DISEÑO DE LAS TOLVAS DE FINOS.-Actualmente tenemos una tolva cilíndrica con capacidad de almacenamiento de 120 TMS (131 TMH), y como para el proyecto de la ampliación necesitamos tener una capacidad de almacenamiento de 240 TMS, entonces es necesario construir una tolva que tenga una capacidad de almacenamiento de 120 TMS.

Para el diseño de dicha tolva tenemos lo siguiente:

$$\frac{W}{V} = \frac{D}{H} \left(\frac{\tan \beta}{3} \right)$$

W : volumen inútil de la tolva

V : volumen total de la tolva

D : diámetro de la tolva

H : altura total de la tolva

β : $\alpha + 15^\circ$; α : ángulo de reposo del mineral: 25°

β : $25 + 15 = 40^\circ$

β : 40°

Entonces,
$$\frac{W}{V} = 0.28 \times \frac{D}{H}$$

También consideramos que: $W: 15\% V$

Reemplazando valores :

$$\frac{0.15V}{V} = 0.28 \frac{D}{H} = 0.15$$

donde: $H = 1.87 D$

Como la densidad aparente del mineral es $22.22 \frac{\text{pie}^3}{\text{TCS}}$

y como el tonelaje que debe almacenarse es 132.28 TCS;
entonces, el volumen útil de la tolva será:

$$\frac{132.28 \text{ TCS}}{0.045 \frac{\text{TCS}}{\text{pie}^3}} = 2939.56 \text{ pie}^3$$

y por lo tanto el volumen total (V) de la tolva será:

$$\frac{2939.56 \text{ pie}^3}{0.85} = 3458.31 \text{ pie}^3$$

y como también $V = \frac{\pi}{4} \times D^2 \times H$

entonces, $V = 3458.31 = \frac{\pi}{4} D^2 H$

$$D^2 H = 4403.26$$

$$D^2 (1.87D) = 4403.26$$

$$D = 13.30 \text{ pies} = 4.06 \text{ mts.}$$

$$H = 1.87 \times 4.06 = 7.59 \text{ mts.}$$

Por lo tanto, se construirá una tolva cilíndrica de acero de las siguientes especificaciones:

- dimensiones básicas : 4.06 mts. de ϕ y 7.59 mts. de altura.
- Capacidad : 120 TMS

4.2.6 DISEÑO DEL GRIZZLY VIBRADOR.- La capacidad mínima de este grizzly debe ser de 16.53 TCSHP, ya que el sistema chancadora secundaria y grizzly trabaja con el modelo del alimento al grizzly.

A continuación presentamos el análisis de mallas del mineral alimentado.

| <u>Fracción de tamaño</u> | <u>% parcial</u> | <u>% Acum(+)</u> |
|---------------------------|------------------|------------------|
| + 1" | 28.47 | 28.47 |
| + 3/4" | 9.29 | 37.76 |
| + 1/2" | 33.92 | 71.68 |
| + 3/8" | 1.45 | 73.13 |
| - 3/8" | 26.87 | 100.00 |

De acuerdo al análisis de mallas mostrado, y teniendo en cuenta que la luz del grizzly será de 3/4 pulg., se deduce que el porcentaje de oversize en el alimento es de 37.76%.

La fórmula que relaciona el % de undersize y el área del tamiz es:

$$\% \text{ undersize} : \text{area tamiz (a.V.E.H.W.D.)}$$

Los parámetros "a. V.E.H.W.D." se obtienen del cuadro tabulado en el Handbook Taggart, tabla 48 pag.7-65, de allí se obtiene:

a: factor relacionado a la apertura de la malla (3/4")= 1.80

V: factor relacionado al % oversize (37.76%) = 0.957

E: factor relacionado a la eficiencia(95%)= 0.975

H: factor relacionado al tamaño medio de apertura 3/8" (73.13%) = 1.88

W: factor relacionado a la humedad(6%) = 0.6

D. factor relacionado al N° de pisos(1 piso) = 1

De aquí se obtiene:

$$Ta = a.V.E.H.W.D$$

$$Ta = 1.8 \times 0.957 \times 0.975 \times 1.88 \times 0.6 \times 1$$

$$Ta = 1.89$$

$$\text{Area} = \frac{Tu}{Ta} = \frac{T(1-v)}{Ta}$$

v: fracción decimal del oversize

$$\text{Area} : \frac{16.53 \text{TCSPH}(1-0.3776)}{1.89} = 5.44 \text{ pie}^2$$

Adicionando un 50% como factor de seguridad:

$$\text{Area: } 5.44 + 2.72 = 8.16 \text{ pie}^2$$

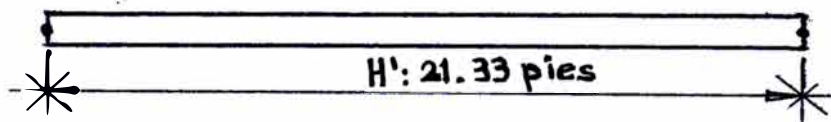
$$\text{Area: } 8.16 \text{ pie}^2 \downarrow$$

Y como tenemos un cedazo de 3' x 6' que equivale a 18 pie², entonces dicho cedazo cubre nuestras necesidades proyectadas.

4.2.7 DISEÑO DE LA FAJA NUEVA N° 3.- De acuerdo al nuevo diagrama de ampliación de la sección chancado, esta faja trabajará sólomente en forma horizontal sobre las dos tolvas de finos y transportará el mineral que pasa el cedazo vibrador a la segunda tolva de finos.

Esta faja transportadora se caracterizará por ser móvil y reversible es decir, todo el chasis irá montado sobre ruedas que a su vez se deslizarán sobre rieles, su movimiento estará supeditado a las necesidades del caso y además tendrá también doble sentido de giro.

También para diseñar esta faja transportadora se empleará la fórmula empírica usada líneas atrás, porque da resultados cercanos a la realidad.



H' : distancia horizontal : 21.33 pies

Q : capacidad TCSPH : 16.53

Por lo tanto:

$$\text{HP: } Q \times \frac{0.0087 \times H'}{100}$$

entonces:

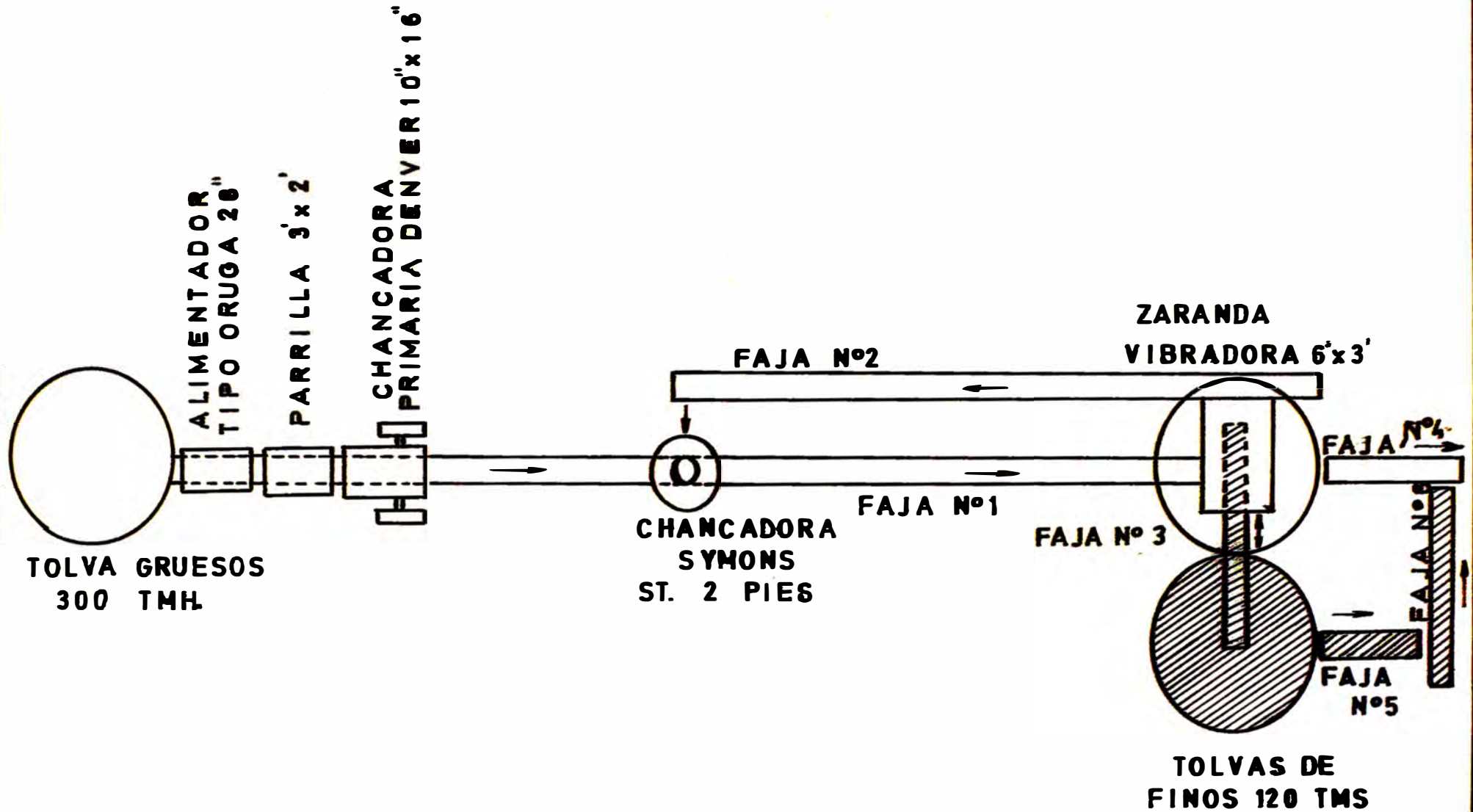
$$\text{HP: } 16.53 \times \frac{0.0087 \times 21.33}{100}$$

HP: 0.03; agregando el 100% como factor de seguridad.

HP: 0.06 \approx 0.10

El cálculo del ancho de la faja es similar a los cálculos anteriores y resulta:

$W = 17$ pulg.



FLOWSHEET PROYECTADO PARA LA AMPLIACION DE LA PLANTA A
 240 TMS/DIA. CONCENTRADORA CACACHARA-PUNO. SECCION CHANCADO.

4.3 CALCULOS DE EQUIPOS NUEVOS EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA

4.3.1 DISEÑO DEL ALIMENTADOR N° 4.- Este alimentador está trabajando bajo una tolva de finos de 120 TMS de capacidad y la potencia consumida será principalmente la que necesite para vencer la resistencia que ocasiona la presión vertical del mineral acumulado en la tolva, quedando en plano secundario la potencia consumida en el transporte del mineral. Para tal efecto, empleamos la fórmula:

$$HP = \left(\frac{0.02 L}{100} + \frac{0.01 H}{10} \right) T$$

L : longitud horizontal

H : diferencia de altura de los extremos

T : TCS/hr.

El alimentador está trabajando en las siguientes condiciones:

$$L = 3.90 \text{ mts.} = 12.79 \text{ pies}$$

$$H = 0.60 \text{ mts.} = 1.97 \text{ pies}$$

$$T = 11.023 \text{ TCS/hr}$$

Reemplazando datos tenemos:

$$HP = \left(\frac{0.02 \times 12.79}{100} + \frac{0.01}{10} \times 1.97 \right) \times 11.023$$

HP : 0.05; agregándole el 100% como factor de seguridad tenemos que, HP \approx 0.1

Y como el alimentador de 18 pulg. de ancho tiene instalado un motor de 6.6 HP, entonces concluimos que te

nemos suficiente potencia instalada para el nuevo tonelaje.

4.3.2 DISEÑO DEL ALIMENTADOR N° 6.- Este alimentador de acuerdo a la nueva disposición, recibirá el mineral de la segunda tolva de finos y tendrá una longitud horizontal de 2.50 mts. y una diferencia de altura entre sus extremos de 0.60 mts. Aplicándose el mismo criterio anterior, también necesitará un motor de 6.6 HP y tendrá un ancho de 18 pulg.

4.3.3 DISEÑO DE LA FAJA N° 6.-De acuerdo a la nueva disposición, transportará el mineral del alimentador N° 6 al N° 4; tendrá un ancho de 18 pulg., una longitud horizontal de 5 mts. y una diferencia entre sus extremos de 0.60mts. Entonces:

$$\text{HP} : 11.023 \left(\frac{0.02 \times 16.39}{100} + \frac{0.01}{10} \times 1.97 \right)$$

HP : 0.06; agregándole 100% como factor de seguridad tendremos; HP. = 0.12; se necesitará un motor de 0.25 HP.

4.3.4 DISEÑO DEL MOLINO PRIMARIO DE BOLAS.-Según los datos de los análisis de mallas de la evaluación realizada en la actual sección molienda se deduce que el tamaño promedio de alimentación a este molino es de 16,500 micrones y el tamaño promedio del producto lo consideramos en 300 micrones que equivale a m.48. Para efectos del diseño y de acuerdo al nuevo diagrama de flujo planteado, este molino operará bajo las siguientes

condiciones:

$$F_{80} = 16,500 \mu$$

$$P_{80} = 300 \mu \approx m.48$$

Entonces, $R_{80} : 55$

$$W = 13.10 \sqrt{\frac{100}{P_{80}}} \times \left(\frac{(R_{80})^{\frac{1}{2}} - 1}{(R_{80})^{\frac{1}{2}}} \right)$$

Reemplazando valores tenemos:

$$W = 6.54 \frac{\text{Kwxh}}{\text{TCS}} = 8.76 \frac{\text{HPxhrs}}{\text{TCS}} \downarrow$$

Como la capacidad actual proyectada es de 11.023 TCS /hr., entonces la potencia total consumida será:

$$8.76 \frac{\text{HPxhrs}}{\text{TCS}} \times \frac{11.023 \text{ TCS}}{\text{hrs.}} = 96.56 \text{ HP} \downarrow$$

Y como la eficiencia de estos molinos son generalmente 90%, entonces la potencia a instalarse será :

$$\frac{96.56}{0.9} = 107.29 \text{ HP} \downarrow$$

Y como el molino 6' x 5' tiene instalado un motor de 110 HP, entonces seguirá operando en nuestro nuevo proyecto sin problemas, y todavía aún hacemos mención que podrá tratar 1.53 TCS/hr. adicionales a plena capacidad.

4.3.5 DISEÑO DEL MOLINO SECUNDARIO DE BOLAS. - Según el día

grama de flujo del nuevo proyecto, este molino recibirá la descarga del hidrociclón que también se diseñará. De la evaluación realizada también se deduce que el tamaño promedio de alimentación será de 800 micrones y el tamaño del producto lo consideraremos en 210 micrones.

$$F_{80} = 800 \mu \approx m.200$$

$$P_{80} = 210 \mu \approx m.65$$

Entonces, $R_{80} = 3.81$

$$W = 13.10 \left(\frac{100}{P_{80}} \right)^{\frac{1}{2}} \times \left(\frac{(R_{80})^{\frac{1}{2}} - 1}{(R_{80})^{\frac{1}{2}}} \right)$$

Reemplazando valores,

$$W = 4.40 \frac{\text{KWxhrs}}{\text{TCS}} = 5.90 \frac{\text{HPxhrs.}}{\text{TCS}} \quad \downarrow //$$

Considerando una carga circulante de 2.06%, la alimentación a este molino será de 22.70 TCS/hrs., por lo tanto la potencia total consumida será:

$$5.90 \frac{\text{HP x hrs}}{\text{TCS}} \times 22.70 \frac{\text{TCS}}{\text{hrs.}} = 133.93 \text{ HP} \quad \downarrow //$$

Y considerando una eficiencia de 90%, la potencia a instalarse será:

$$\frac{133.93 \text{ HP}}{0.9} = 148.81 \text{ HP} \quad \downarrow //$$

De acuerdo a los catálogos elegimos un molino de bolas cilíndrico de 6' x 6' con un motor de 150 HP.

4.3.6 DISEÑO DEL HIDROCICLON.-En esta etapa consideraremos que trabajará un hidrociclón en remplazo del clasificador helicoidal, ya que presentan costos más bajos de operación y mantenimiento.

Condiciones estimadas en las cuales trabajará el hidrociclón:

- Caudal de alimentación : Q: 120 G.P.M.
- Gravedad específica del mineral: ρ_s : 2.82
- Densidad de pulpa: ρ : 1780 grs/lt.
- Tamaño de partícula, d_{50} : 83 μ .

Aplicando la fórmula de Dahlstrom:

$$d_{50} = \frac{81(D_i D_o)^{0.68}}{Q^{0.53}} \left(\frac{1.73}{\rho_s - \rho} \right)^{0.50}$$

donde: D_i , diámetro de entrada(inlet) en pulg.

D_o , diámetro de salida(vortex)en pulg.

Q, flujo G.P.M.

ρ_s , gravedad específica del mineral en grs/cm³.

ρ , densidad de pulpa en grs/cm³.

d_{50} : 41.5 μ ; debido a que los hidrociclones trabajan con baja eficiencia, el cálculo lo haremos con el 50% del tamaño indicado; $83 \times 0.5 = 41.5$

En la fórmula anterior, despejando D_i D_o ;

$$(D_i D_o)^{0.68} = \frac{d_{50} \times Q^{0.53}}{81} \left(\frac{\rho_s - \rho}{1.73} \right)^{0.50}$$

reemplazando datos, tendremos:

$$(DiDo)^{0.68} = 5.02$$

$$DiDo = 10.74$$

Entonces, seleccionaremos un hidrociclón de 10" de diámetro, con un vortex (Do) de 3-1/4 pulg. de diámetro y un diámetro de alimentación (Di) de 3-1/4 pulg. Y hacemos mención que la capacidad real de un hidrociclón en la práctica se obtiene regulando 3 variables, como son el inlet head liner, el vortex finder y el apex ó spigat. También debe controlarse la presión del flujo de entrada al hidrociclón.

4.3.7 CALCULO DE LA POTENCIA DE LA BOMBA.- Según el balance de materias de la sección molienda, con la capacidad actual de la planta se produce un flujo total de bombeo de 83.5 GPM, entonces deducimos que para la capacidad proyectada de 11.023 TCS/hrs corresponderá un flujo total de bombeo de 182 GPM, con una densidad de pulpa de 1,478 grs/lt. y 50.08% de sólidos promedios. Primeramente calcularemos la resistencia total que opone el hidrociclón al flujo del fluido o pulpa (F_T).

Entonces;

$$F_T = \frac{Q^2}{(DiDo)^{0.9} \times K^2}$$

Siendo Q; GPM de pulpa total que ingresa al hidrociclón.

DiDo; en pulg.

K ; constante que depende del ángulo de construcción del cono. Dicho ángulo fue calculado,

$\alpha = 20^\circ$, correspondiéndole $K = 5.48$

Por lo tanto:

$$F_T = \frac{(182)^2}{(3.25)^{1.8} \times (5.48)^2}$$

$$F_T = 132.26 \frac{\text{lbf} \times \text{pie}}{\text{lbm.}}$$

Luego calcularemos el peso total de la pulpa, P_T , en lbm/mit. :

$$P_T = 182 \frac{\text{gal}}{\text{mit}} \times \frac{1.478 \text{ Kgs}}{\text{lt.}} \times \frac{2.2046 \text{ lbm}}{\text{Kgs.}} \times \frac{3.7854}{\text{gal}} =$$

$$\frac{2244.85 \text{ lbm.}}{\text{mit.}}$$

$$P_T = 2,244.85 \frac{\text{lbm.}}{\text{mit.}}$$

Entonces tenemos que:

$$\text{HP} = \frac{F_T \times P_T}{33,000 \times E}$$

Siendo E : la eficiencia de la bomba, y como no conocemos dicho dato lo consideraremos igual a "1".

Reemplazando valores:

$$\text{HP} = \frac{132.26 \frac{\text{lbf} \times \text{pie}}{\text{lbm}} \times 2244.85 \frac{\text{lbm}}{\text{mit}}}{33,000 \frac{\text{lbf} \times \text{pie}}{\text{HP} \times \text{mit}} \times 1}$$

$$\text{HP} = 9.0$$

Aumentando 50% como factor de seguridad tendremos que la potencia de la bomba será:

HP: 13.5 ↓

Entonces, necesitaremos una bomba con las siguientes características:

Capacidad : 182 GPM

HP : 13.5

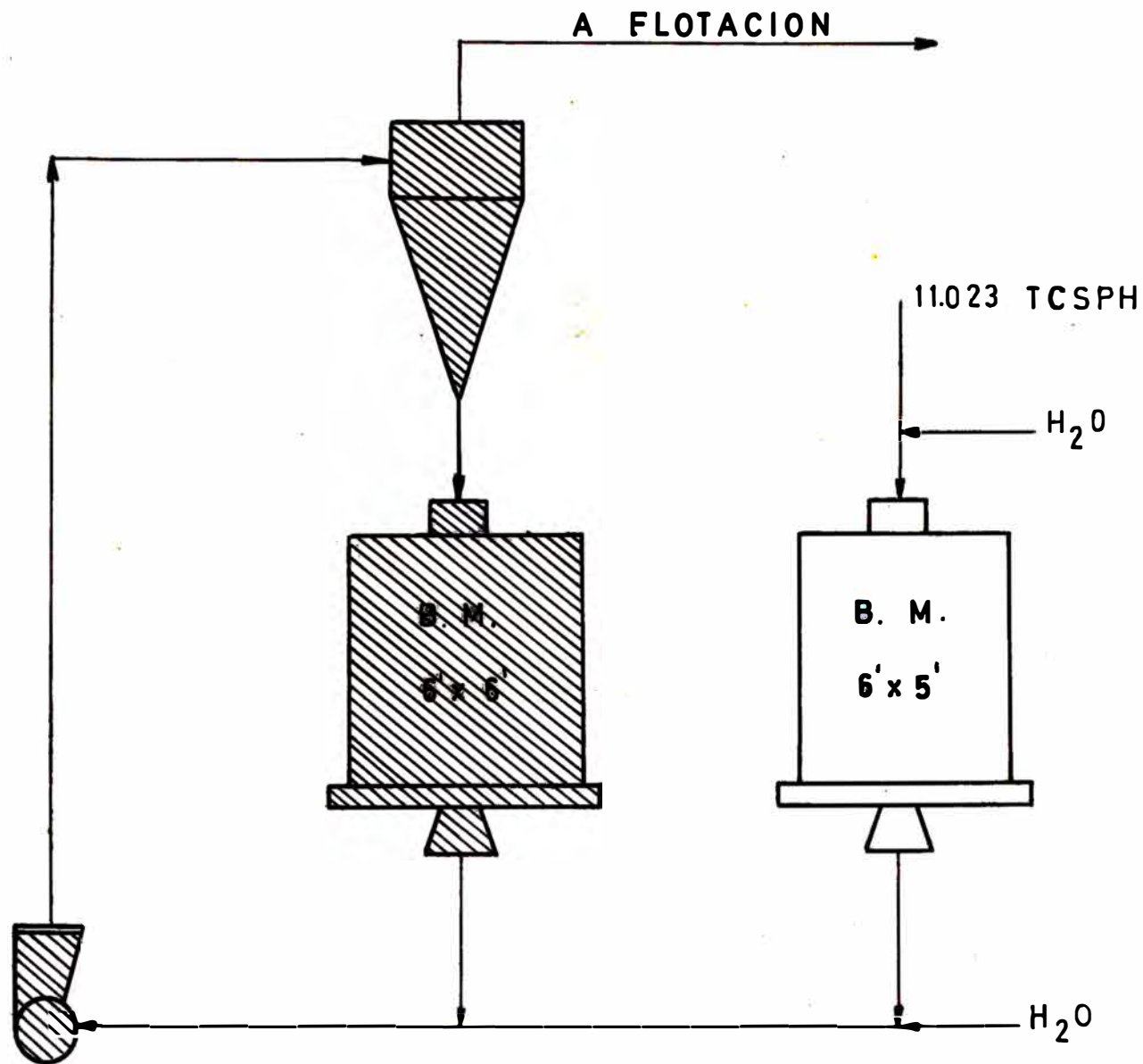
Recurriendo al catálogo Denver P₉Li(ver fotocopia), encontramos que para una cabeza de 60 pies, incluyéndose la pérdida por fricción en la tubería y para un volumen de 200 GPM tenemos 5.8 HP, multiplicándose por la Sp-gr de la pulpa de 1.478 tenemos 8.57 HP y adicionando un 50% como medida de seguridad, tendríamos 12.68 HP para una bomba SRL Denver de 5" x 4".

Resumiendo necesitamos una bomba de:

capacidad hasta : 200 GPM

HP : 12.86 ≈ 13

dimensiones : 5" x 4" SRL Denver.



FLWSHEET PROYECTADO PARA LA AMPLIACION DE LA PLANTA A 240 TMS PD.
SECCION MOLIENDA. CONCENTRADORA CACACHARA - PUNO.

4.4 CALCULOS DE EQUIPOS NUEVOS EN EL CIRCUITO DE FLOTACION
PLATA - PLOMO

4.4.1 DISEÑO DEL ACONDICIONADOR.- Siendo el tiempo de acondicionamiento de la operación actual de 6.93 minut., entonces, mantendremos el mismo tiempo de acondicionamiento para el nuevo tonelaje proyectado por considerarlo aceptable.

Flujo de mineral fresco: 7.25 pies³/min.

Flujo del relave de la la. limpiadora: 2.13 pie³/mín.

Flujo total actual: 9.38 pie³/minut. (balance de Ag-Pb, cap III).

Flujo calculado con la ampliación que se alimentará al acondicionador según el nuevo flow-chart.

$$\frac{9.38 \text{ pie}^3/\text{minut.}}{5.05 \text{ TCSPH}} \times 11.023 \text{ TCSPH} = 20.47 \text{ pie}^3/\text{minut.}$$

Entonces, el volumen que se acondicionará será:

$$20.47 \frac{\text{pie}^3}{\text{minut}} \times 6.93 \text{ minut.} = 141.86 \text{ pie}^3$$

Y como actualmente se tiene un acondicionador 4'x 4' que hace un volumen de acondicionamiento de 50.26 pie³, entonces, el volumen que falta acondicionar será:

$$141.86 - 50.26 = 91.6 \text{ pie}^3$$

Por lo tanto, de acuerdo al catálogo Denver se encuentra que necesitamos un acondicionador de 5'x 5' con un volumen de 98.17 pie³.

Especificacione del acondicionador calculado:

-Dimensiones básicas: Tanque de acero de 5'Ø x 5' altura.

-Capacidad: 98.17 pie³

-Potencia: 5.0 HP

4.4.2 DISEÑO DE LAS CELDAS DE FLOTACION.- Para el diseño de las celdas de flotación, partiremos del principio que en cada una de las etapas necesitamos aumentar ligeramente el tiempo de flotación, porque necesitamos mejorar la recuperación del elemento valioso plata en las fracciones finas y dar mayor tiempo de flotación a las partículas oxidadas .

4.4.2.1 ETAPA ROUGHER.- Partiendo del balance de materias en el capítulo III, sección flotación plata:

Alimento total: 87.93 GPM = 11.75 pie³/minut.

Flujo proyectado: $\frac{11.75}{5.05} \times 11.023 = 25.65 \text{ pie}^3/\text{min.}$

Entonces, el volumen de pulpa a flotarse en esta etapa:

$$25.65 \frac{\text{pie}^3}{\text{minut}} \times 7.41 \text{ minut.} = 190.07 \text{ pie}^3$$

Emplearemos celdas denver N° 24 de 47.5pie³de capacidad .

$$\text{N}^\circ \text{ celdas: } \frac{190.07 \text{ pie}^3}{47.5 \frac{\text{pie}^3}{\text{celda}}} = 4 \text{ celdas} \downarrow$$

Actualmente tenemos 3 celdas rougher denver 18Sp, las cuales serán reemplazadas por 4 celdas Denver

Nº 24.

4.4.2.2 ETAPA SCAVENGER.-

Flujo actual: 8.78 pie³/minut.

Flujo proyectado: $\frac{8.78}{5.05} \times 11.023 = 19.16 \text{ pie}^3/\text{min.}$

Volumen de pulpa que deberá flotarse:

$\frac{19.16 \text{ pie}^3}{\text{minut.}} \times 9.92 \text{ minut} = 190.07 \text{ pie}^3.$

En esta etapa también utilizaremos las celdas Denver Nº 24, por lo tanto:

Nº celdas denver Nº 24: $\frac{190.07 \text{ pie}^3}{47.5 \frac{\text{pie}^3}{\text{celda}}} = 4$

Actualmente tenemos instalados 3 celdas denver 18 Sp, por lo consiguiente para el nuevo tonelaje dichas celdas serán remplazadas por 4 celdas Denver Nº 24.

4.4.2.3 ETAPA 1a. LIMPIADORA.

Flujo actual: 7.53 pie³/minut.

Flujo proyectado: $\frac{7.53}{5.05} \times 11.023 = 16.44 \text{ pie}^3/\text{minut.}$

Para esta etapa el tiempo de flotación lo aumentaremos a 5.84 minutos para mejorar la recuperación.

Entonces, el volumen a flotarse será:

$16.44 \frac{\text{pie}^3}{\text{minut}} \times 5.84 \text{ minut} = 96.01 \text{ pie}^3$

Para esta etapa emplearemos las celdas denver 18 Sp:

Nº celdas necesarias: $\frac{96.01 \text{ pie}^3}{24 \frac{\text{pie}^3}{\text{celda}}} = 4$

Tenemos en operación una celda denver 18Sp. de 24 pie³ de capacidad, entonces para el nuevo tonelaje necesitaremos 4 celdas en total, en consecuencia emplearemos 3 celdas denver 18Sp. que trabajaban en la etapa rougher antes de la ampliación.

4.4.2.4 ETAPA 2a. LIMPIADORA

Flujo actual : 5.40 pie³/minut.

Flujo proyectado: $\frac{5.40}{5.05} \times 11.023 = 11.79$ pie³/minut.

Volumen de pulpa a flotarse:

$$11.79 \frac{\text{pie}^3}{\text{minut}} \times 8.15 \text{ minut} = 96.09 \text{ pie}^3.$$

$$\text{N}^\circ \text{ celdas necesarias} : \frac{96.09 \text{ pie}^3}{24 \frac{\text{pie}^3}{\text{celda}}} = 4.$$

Y como tenemos instalado 1 celda Denver 18Sp., entonces para el nuevo tonelaje emplearemos las 3 celdas denver 18Sp. que operaban en la etapa Scavenger antes de la ampliación, completando las 4 celdas que necesitamos.

ESPECIFICACIONES DE LAS CELDAS DISEÑADAS

- Dimensiones básicas : 8 celdas denver N° 24
- Capacidad : 47.5 pies³ por celda
- Potencia : 4.2 HP por celda

4.4.2.5 DISEÑO DE BOMBAS

Necesitamos bombear el relave del banco de la la. limpiadora hacia la entrada de los acondicionadores de

plata-plomo .

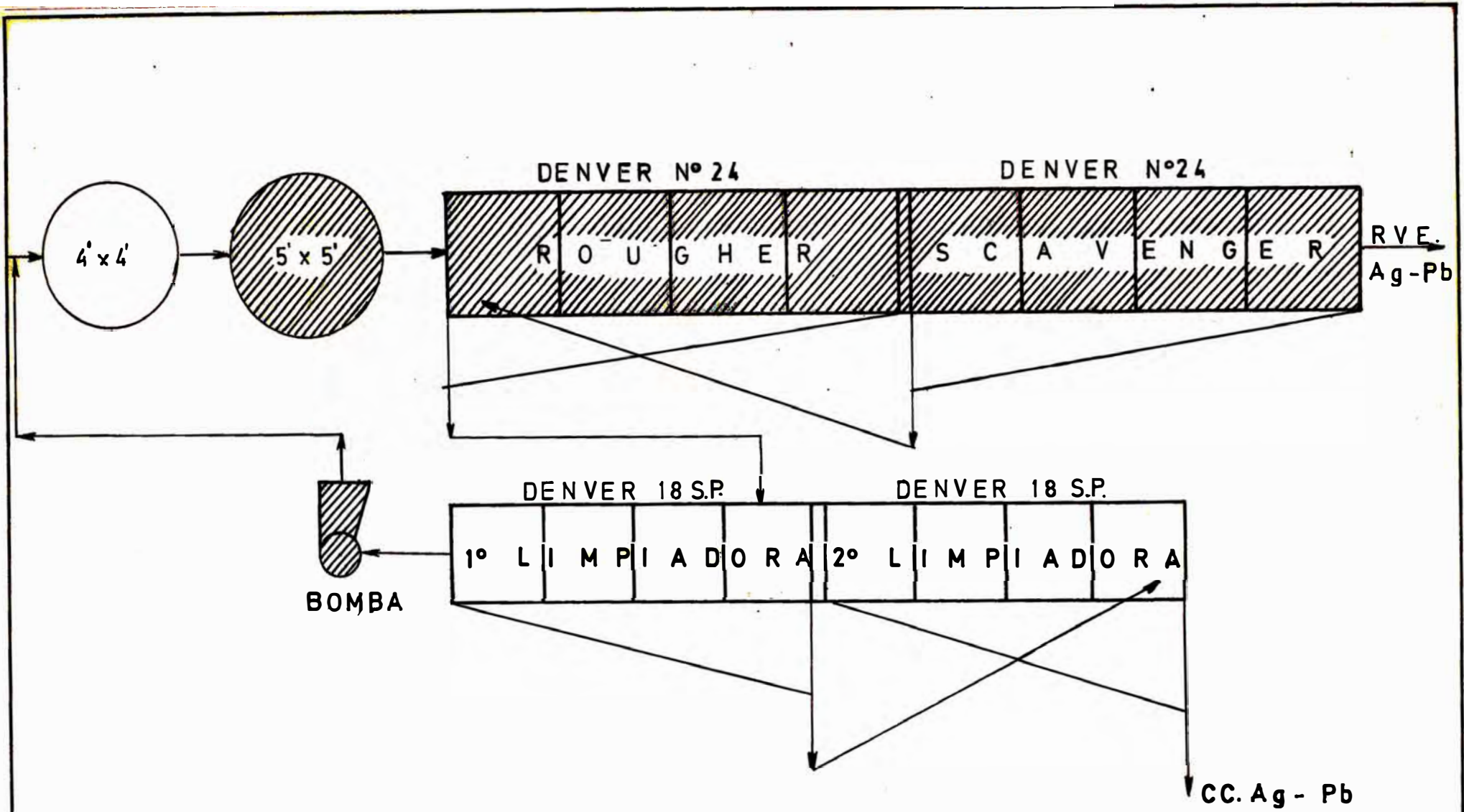
Recurriendo al catálogo Denver, encontramos que para una cabeza de bombeo de 50 pies incluyéndose la pérdida por fricción en la tubería y para un volumen de 80 GPM tenemos 3.2 HP, multiplicándose por la Sp-grs. de la pulpa de 1.158 tenemos 3.71HP y adicionando un 50% como medida de seguridad, tendríamos 5.56 HP. para una bomba SRL-C Denver 3" x 3".

Resumiendo necesitamos una bomba de:

Capacidad hasta : 80 GPM

HP : 5.56 \cong 6

dimensiones : 3"x3" SRL-C Denver.



FLWSHEET PROYECTADO PARA LA AMPLIACION DE LA PLANTA A 240 TMS PD.
 SECCION FLOTACION PLATA-PLOMO.

4.5 CALCULO DE EQUIPOS NUEVOS EN EL CIRCUITO DE FLOTACION DE ZINC

4.5.1 DISEÑO DEL ACONDICIONADOR.- Por la misma naturaleza del mineral de zinc (blenda transparente), el tiempo de acondicionamiento lo consideramos como aceptable de 7 minutos (se probó con el acondicionador 4'x4').

- Flujo actual que ingresa al circuito: 47.98 GPM (ver balance de zinc, cap. II).

- Flujo calculado con la ampliación:

$$\frac{47.98 \text{ GPM}}{5.05} \times 11.023 = 104.73 \text{ GPM} = 13.99 \text{ pie}^3/\text{minut}$$

- Entonces, el volumen que debe acondicionarse será:

$$\frac{13.99 \text{ pie}^3}{\text{minut}} \times 7 \text{ minut} = 97.93 \text{ pie}^3$$

Y como tenemos disponible un acondicionador de 5' x 5' de 98.17 pie³, seguiremos trabajando con el mismo acondicionador.

4.5.2 DISEÑO DE LAS CELDAS DE FLOTACION.- Para el diseño de las celdas, hemos aumentado el tiempo de flotación en la etapa rougher con el fin de tratar de aumentar la recuperación de zinc, y hemos disminuído el tiempo de flotación ligeramente en la etapa scavenger porque no afectará mayormente la flotación.

De igual manera se ha aumentado el tiempo de flotación en las etapas de limpiezas.

4.5.2.1 ETAPA ROUGHER

- Flujo actual: 15.65 pie³/minut(balance de zinc, cap. II)

- Flujo proyectado: $\frac{15.65}{5.05} \times 11.023 = 34.16 \text{ pie}^3/\text{min.}$

La capacidad necesaria para el nuevo tonelaje, en esta etapa, será:

$$\frac{34.16 \text{ pie}^3}{\text{minut}} \times 8.34 \text{ minut} = 284.89 \text{ pie}^3$$

$$\text{N}^\circ \text{ de celdas Denver N}^\circ 24: \frac{284.89 \text{ pie}^3}{\frac{47.5 \text{ pie}^3}{\text{celda}}} = 6$$

Las 3 celdas actuales Denver 18Sp, serán reemplazadas por 6 celdas Denver N° 24.

4.5.2.2 ETAPA SCAVENGER

- Flujo actual : 8.17 pie³/minut(balance de zinc, cap. III)

- Flujo proyectado: $\frac{8.17}{5.05} \times 11.023 = 17.83 \text{ pie}^3/\text{min.}$

Volumen de pulpa a flotarse :

$$\frac{17.83 \text{ pie}^3}{\text{minut}} \times 10.66 \text{ minut} = 190.10 \text{ pie}^3$$

$$\text{- celdas Denver N}^\circ 24 : \frac{190.10 \text{ pie}^3}{\frac{47.5 \text{ pie}^3}{\text{celda}}} = 4$$

Las 4 celdas Denver 18Sp. serán remplazadas por 4

celdas Denver N° 24.

4.5.2.3 ETAPA 1a. LIMPIADORA

- Flujo actual: 10.42 pie³/minut (balance de zinc, cap III)

- Flujo proyectado: $\frac{10.42}{5.05} \times 11.023 = 22.74 \text{ pie}^3/\text{minut}.$

- Volumen de pulpa a flotarse:

$$\frac{22.74 \text{ pie}^3}{\text{minut}} \times 4.22 \text{ minut} = 95.96 \text{ pie}^3$$

$$\text{celdas Denver 18Sp: } \frac{95.96 \text{ pie}^3}{24 \frac{\text{pie}^3}{\text{celda}}} = 4$$

Actualmente se tiene instalado 1 celda Denver 18Sp., entonces aumentaremos 3 celdas y se instalarán las 3 celdas 18Sp. que estaban trabaaajando anteriormente como Rougher.

4.5.2.4 ETAPA 2a. LIMPIADORA

Flujo actual: 8.07 pie³/minut (balance de zinc, cap III)

Flujo proyectado : $\frac{8.07}{5.05} \times 11.023 = 17.61 \text{ pie}^3/\text{minut}$

Volumen de pulpa a flotarse:

$$\frac{17.61 \text{ pie}^3}{\text{minut}} \times 4.09 \text{ minut} = 72.02 \text{ pie}^3$$

Tenemos instalados 24 pie³, entonces nos falta por in

stalar: $72.02 - 24 = 48.02 \text{ pie}^3$

Por lo tanto necesitamos: $\frac{48.02 \text{ pie}^3}{24 \text{ pie}^3} = 2 \text{ celdas denver}$
celda 18Sp.

Instalaremos dos celdas Denver 18Sp. que anteriormente estaban trabajando como celdas Scavenger.

4.5.2.5 ETAPA 3a. LIMPIADORA

Flujo actual: $4.75 \text{ pie}^3/\text{minut.}$

Flujo proyectado: $\frac{4.75}{5.05} \times 11.023 = 10.37 \text{ pie}^3/\text{minut.}$

Volumen de pulpa a flotarse:

$\frac{10.37 \text{ pie}^3}{\text{minut.}} \times 6.94 \text{ minut.} = 71.97 \text{ pie}^3$

Tenemos instalados 24 pie^3 , entonces nos falta por instalar: $71.97 - 24.00 = 47.97 \text{ pie}^3$.

Por lo tanto necesitamos: $\frac{47.97 \text{ pie}^3}{24 \text{ pie}^3} = 2 \text{ celdas Denver}$
celda 18Sp.

También instalaremos dos celdas Denver 18Sp. que anteriormente estaban trabajando como Scavenger.

ESPECIFICACIONES DE LAS CELDAS DISEÑADAS.

Dimensiones básicas : 10 celdas Denver N° 24

Capacidad : 47.5 pie^3 por celda.

Potencia : 4.2 HP por celda

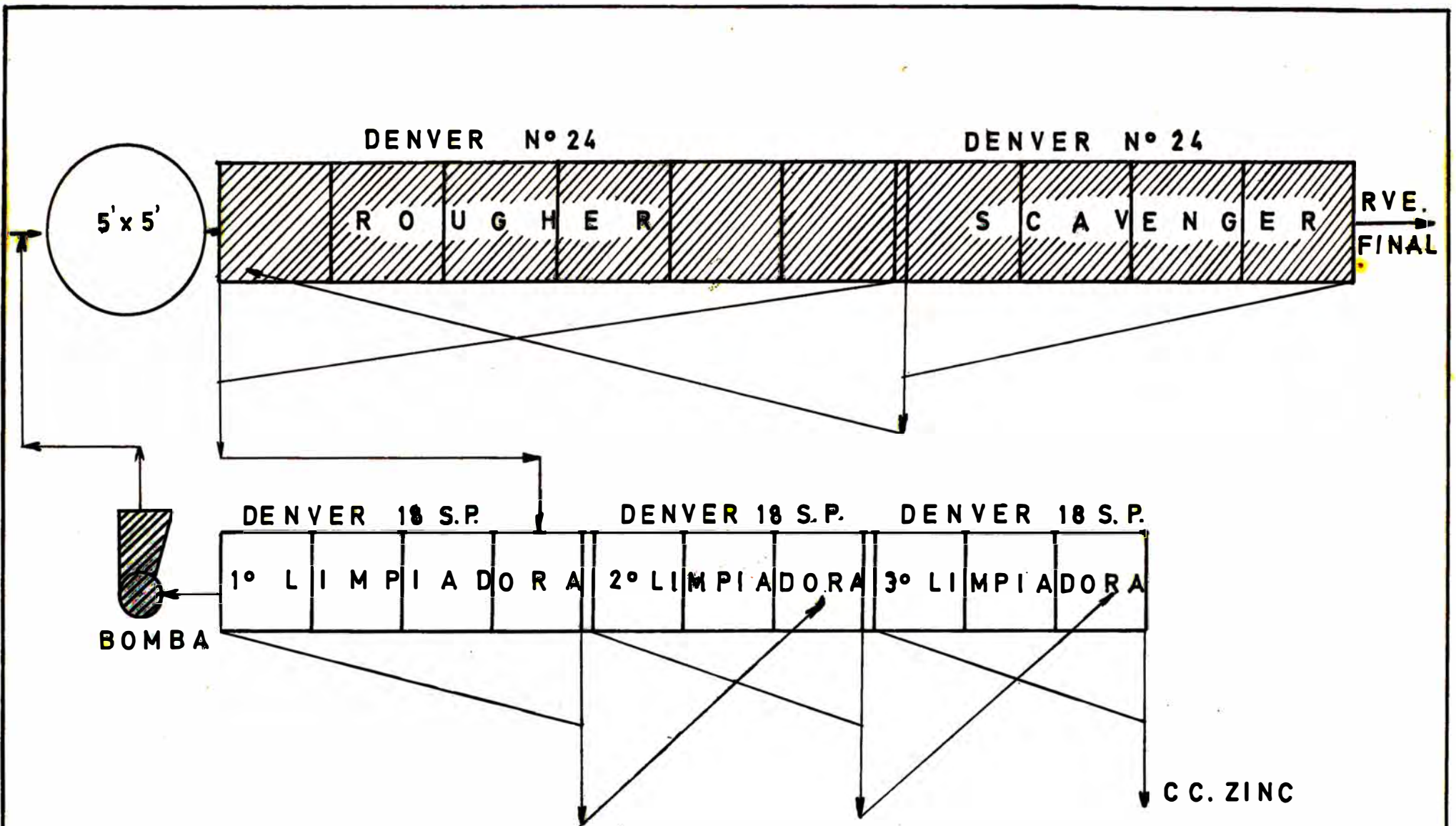
4.5.2.6 CALCULO DE LA BOMBA PARA EL RELAVE DEL BANCO DE LA
la. LIMPIADORA.

En esta sección sólo emplearemos una bomba, ya que necesitamos bombear el relave del banco de la la. limpiadora a la entrada del acondicionador de zinc.

Recurriendo al catálogo Denver, encontramos que para una cabeza de bombeo de 50 pies incluyéndose la pérdida por fricción en la tubería y para un volumen de 80 GPM tenemos 3.2 HP, multiplicándose por la Sp-gr de la pulpa de 1.1 tenemos 3.52 HP y adicionando un 50% como medida de seguridad, tendríamos 5.28 HP para una bomba SRL-C Denver 3"x 3" .

Resumiendo necesitamos una bomba de:

| | |
|-----------------|--------------------------|
| Capacidad hasta | : 80 GPM |
| HP | : 5.28 = 5.5 |
| Dimensiones | : 3" x 3" SRL-C Denver . |



FLWSHEET PROYECTADO PARA LA AMPLIACION DE LA PLANTA A 240 TMS PD.
 SECCION FLOTACION DE ZINC

4.6 CALCULOS DE EQUIPOS NUEVOS EN EL CIRCUITO DE ELIMINACION DE AGUA.

4.6.1 DISEÑO DE ESPESADORES.

Para diseñar el espesador para el concentrado plata-plomo, se ha partido de las pruebas realizadas en el laboratorio de la mina.

4.6.1.1 PRUEBA DE LABORATORIO.

- Se han considerado diluciones de 2:1, 3:1 y 4:1.
- Partiendo de las diluciones anteriores, de la gravedad específica de los concentrados, mediante fórmulas metalúrgicas se han calculado los porcentajes de sólidos, las densidades y los pesos de concentrados que se emplearán para la preparación de las pulpas respectivas.
- Las pulpas preparadas se colocaron en una probeta de vidrio de 1000 cc. y se fijó a lo largo de ella una cinta graduada en cms. de tal manera que el cero coincida con el tope superior de la pulpa, que también representará a "cero minutos".
- Para cada dilución se han considerado 3 muestras, y para cada una de ellas se han tomado 10 lecturas de asentamiento de los sólidos a un intervalo de un minuto. Esto determina la relación de libre asentamiento de los sólidos a la densidad inicial.
- La relación de asentamiento por minuto, debe ser uniforme durante el chequeo a cada densidad preparada, hasta que alcanza la zona de compresión en la cual el asentamiento decrece paulatinamente conforme transcurren los minutos.

- Los datos promedios de las alturas de asentamiento de los sólidos fueron ajustados por el método de mínimos cuadrados y las velocidades de sedimentación fueron calculadas mediante la relación de altura de bajada de los sólidos y tiempo empleado, dado en pies/hrs.

4.6.1.2 DETERMINACION DE LA DENSIDAD FINAL

Una vez que se ha producido el asentamiento de la pulpa a las diluciones preparadas según el procedimiento anterior, después del último dato tomado, se mezcla enérgicamente la pulpa y se deja asentar durante unas 19 hrs, se marca la posición del asentamiento de la pulpa y se deja por unas horas más para ver si la densidad final ha sido alcanzada; si la pulpa sigue asentándose se marca estas posiciones hora a hora hasta que finalice el asentamiento. Una vez terminado el asentamiento final, se calcula o se mide el volumen final de pulpa; partiendo del peso del concentrado y su gravedad específica se calcula el volumen de dicho concentrado y por diferencia de volúmenes se calcula el volumen de agua en la pulpa final (peso de agua en la pulpa final). Luego la dilución final se calcula dividiendo el peso de agua en la pulpa final entre el peso de concentrados.

TABLA DE DATOS CALCULADOS PARA PREPARACION DE PULPAS PARA EL CONCENTRADO PLATA - PLOMO.

| <u>DILUCION</u> | <u>P</u> | <u>W</u> | <u>ω</u> | <u>S</u> |
|-----------------|----------|----------|----------|----------|
| 2:1 | 33.34 | 1328 | 443 | 3.84 |
| 3:1 | 25.00 | 1227 | 307 | 3.84 |
| 4:1 | 20.00 | 1174 | 235 | 3.84 |

P: %sólidos y se calcula a partir de las diluciones.

W: peso de un litro de pulpa : $\frac{100,000}{100-PK}$

K: constante del concentrado: $\frac{S-1}{S}$

S: Sp-grs del concentrado

ω : peso de concentrado a emplearse: $\frac{W-1000}{K}$

TABLA DE DATOS PARA EL CONCENTRADO DE LA DILUCION FINAL DEL CONCENTRADO PLATA-PLOMO.

| <u>DILUCION</u> | <u>S</u> | <u>ω (grs)</u> | <u>V (cc)</u> |
|-----------------|----------|----------------|---------------|
| 2:1 | 3.84 | 443 | 115.36 |
| 3:1 | 3.84 | 307 | 79.95 |
| 4:1 | 3.84 | 235 | 61.20 |

V: volumen del concentrado en la pulpa.

4.6.2 DISEÑO DEL ESPESADOR PLATA-PLOMO.

Los datos considerados son los resultados de las pruebas realizadas en el laboratorio.

| | | | |
|---|------|------|------|
| Dilución inicial (Di) | 2:1 | 3:1 | 4:1 |
| Velocidad de sedimentación (R, pie/hrs) | 0.46 | 0.64 | 0.83 |
| Dilución final | 0.99 | 0.99 | 0.99 |

Para calcular el área emplearemos la fórmula general

de Coe-clevenger:

$$A = \frac{Q(D_i - D_f)}{R \times d}$$

Siendo: Q: concent. alimentado al espesador (TCS/hrs).

d: densidad de agua: 0.03121 TC/pie³.

R: velocidad de sedimentación, pie/hrs.

A: área del espesador, pie².

Pero, para facilitar los cálculos emplearemos la fórmula simplificada:

$$A : \frac{1.335 (D_i - D_f)}{R}$$

donde la unidad "A" será: $\frac{\text{pie}^2}{\text{TCS/DIA}}$

Reemplazando valores tenemos:

$$A_1 : \frac{1.335(2-0.99)}{0.46} = 2.93$$

$$A_2 : \frac{1.335(3-0.99)}{0.64} = 4.19$$

$$A_3 : \frac{1.335(4-0.99)}{0.83} = 4.84$$

Tomamos 4.84 por ser el mayor de los tres cálculos.

Le agregamos 25% como factor de seguridad:

$$A = 4.84 \times 1.25 = 6.05 \frac{\text{pie}^2}{\text{TCS/DIA}} \downarrow$$

Siendo el tonelaje proyectado de concentrado de plata-plomo que se alimentará a dicho espesador de:
19.91 TCS/DIA.

Entonces, el área del espesador será de:

$$A: 6.05 \frac{\text{pie}^2}{\text{TCS/DIA}} \times \frac{19.91 \text{ TCS/DIA}}{1} = 120.46 \text{ pie}^2 \downarrow$$

Por lo tanto el diámetro del espesador (D) será:

$$A: 3.1416 \times \frac{D^2}{4} = 120.46$$

$$D^2: 153.37$$

DATOS DE OPERACION:

cantidad de concentrado seco: 19.91 TCS/DIA.
 capacidad del filtro : 400 lbs/pie²/24hrs.
 Factor de seguridad : 25%

$$A = \text{Area filtrante Ag-Pb} = \frac{19.91 \frac{\text{TCS}}{\text{DIA}} \times 2000 \frac{\text{lbs.}}{\text{TCS}}}{400 \frac{\text{lbs}}{\text{pie}^2} \times \text{DIA}}$$

$$A = \text{Area filtrante Ag-Pb} = 99.55 \text{ pie}^2 \downarrow$$

$$A = \phi \times Lc = \phi \times 2 \pi r = \phi \times \phi \times \pi = \phi^2 \times \pi = 99.55$$

$$\phi^2 = 31.69$$

$$\phi = 5.63 \text{ pies}$$

$$\phi = 6 \text{ pies} \downarrow$$

Especificación del filtro:

Dimensiones básicas: filtro Denver de 6'x 4 discos.
 Capacidad : 1.1 TCSPH.
 Potencia : 6.5 HP (2.5HP para sistema de transmisión y 4HP para el blower)
 Vacuum : 16 pulg. Hg.

4.6.5 DISEÑO DE LA BOMBA DE VACIO.

La potencia requerida para una bomba de vacío se calcula a partir de la misma ecuación empleada en la compresión de aire con sus adecuados cambios de signo.

$$HP = \frac{144}{33,000} \times \frac{n}{n-1} \times P_2 V_2 \times \left[\left(\frac{P_1}{P_2} \right)^{\frac{n-1}{n}} - 1 \right]$$

P_2 : presión absoluta de vacío producido lbs/pug².

V_2 : volumen del gas correspondiente a P_2 en pie³/mit.

P_1 : presión atmosférica.

n : constante con valor teórico menor que 1.406. En la práctica varía desde 1.15 á 1.2 para las bombas de vacío (consideremos el más alto para este caso, n : 1.2)

Area filtrante total : 99.55 pie²

Consideremos el volumen de aire: 1 pie³/minut por ca da pie² de área.

V_1 : Volumen de aire

V_1 : Area filtrante total x 1 pie³/mit por o/pie² de área.

$$V_1 : 99.55 \text{ pie}^2 \times \frac{1 \text{ pie}^3}{\text{mit} \times \text{pie}^2} = 99.55 \frac{\text{pie}^3}{\text{mit.}}$$

P_1 : Pat = 29.8 pulg. Hg. = 14.7 lbs/pug².

Presión de vacío: 16 pulg. Hg (según catálogo)

Por lo tanto:

$P_2 = \text{Pat} - \text{Presión de vacío} = 29.8 - 16 = 13.8 \text{ pulg. Hg.}$

$$P_2 = 13.8 \text{ pulg. Hg} \times \left(\frac{0.49 \text{ lbs/pulg}^2}{\text{pulg. Hg.}} \right) = 6.76 \frac{\text{lbs}}{\text{pug}^2}$$

Entonces, de $P_1 V_1 = P_2 V_2$ se deduce:

$$V_2 = \frac{V_1 P_1}{P_2} = 99.55 \times \frac{14.7}{6.76} = 216.48 \frac{\text{pie}^3}{\text{mit}}$$

La bomba tendrá un desplazamiento (Stroke) :

216.48 pie³/mit. ↓

Por lo tanto:

$$\text{Hp: } \frac{144}{33,000} \left(\frac{1.2}{1.2-1} \right) \times 6.76 \times 216.48 \left[\left(\frac{14.7}{6.76} \right)^{\frac{1.2-1}{1.2}} - 1 \right]$$

Hp: 5.39 ↓

Adicionando 100% como seguridad, se tendrá

Hp : 10.78 ↓

Especificación de la bomba de vacío:

Dimensiones básicas : ES-10" x 5"

Potencia : 10.78 HP

También consideraremos la bomba de evacuación de agua, para una altura de bombeo de 20 pies y una capacidad de 5 GPM de agua, de las sgts. especificaciones:

dimensiones básicas : 3/4 pulg. KRVS

potencia : 1/4 HP

4.7 AREA Y TERRENO CONSIDERADO EN LA AMPLIACION

Para la futura ampliación se dispone de suficiente áreas libres en las 4 direcciones de la instalación actual, por tal motivo no se presenta inconvenientes para la instalación de los nuevos equipos ya que también quedarán ubicados dentro del edificio de la planta concentradora. La instalación de las nuevas celdas se hará en forma independiente de las que están en operación de tal manera que no se paralice la operación.

4.8 ALMACENAMIENTO DE RELAVES Y TRANSPORTE DE CONCENTRADOS

El circuito de recorrido de los relaves no sufrirá variación alguna, sóloamente nos faltará calcular la capacidad de la bomba a usarse en caso que la que se encuentra en o peración no satisfaga el nuevo tonelaje a bombearse.

4.8.1 DISEÑO DE LA BOMBA

De acuerdo al catálogo Denver y a las características de operación como son 124.56 GPM de flujo, 30 pies de altura total de bombeo incluyéndose la pérdida por longitud de tubería, se deduce que la bomba Denver SRL-C 4" x 3" puede seguir en trabajo para la nueva ampliación.

4.8.2 DEPOSITO DE RELAVE

Debido a la amplia disponibilidad de terreno para almacenar los relaves no se tendrá problemas futuros. El sistema de almacenamiento se seguirá realizando por el método de aguas arriba pero con la variante de no emplearse hidrociclones. En la tubería final de descarga de la bomba se empalmará unos 15mts. de manguera reforzada de $3\frac{1}{4}$ pulg. de \emptyset la que servirá para desplazar el relave a lo largo y alrededor del dique de contención de los relaves que está formado por las arenas gruesas.

En este caso la descarga del relave se hará en forma perimétrica partiendo de un extremo y avanzando alrededor de la cancha a una distancia de 1 mt. del borde del dique hacia adentro. Conforme se avanza en el recorrido de la descarga se irá aumentando las tuberías necesarias

hasta llegar al otro extremo, pero antes la arena depositada se irá apizonando para darle mayor consistencia al dique. Luego se seguirá con la descarga pero avanzándose en sentido contrario para lo cual se irán desconectando las tuberías necesarias, y así sucesivamente se seguirá levantando el dique de contención de la cancha.

La cancha tiene sus respectivos tubos de drenaje de agua ayudados también por canales apropiados.

V. RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES GENERALES

- 1.-Además de la instalación del molino 6'x 6' para molienda secundaria, será necesario reajustar las velocidades operativas de los molinos en el rango de 78% á 80% de la velocidad crítica, relacionándolo con el desgaste de los elementos moledores, forros y eficiencias metalúrgicas.
- 2.-El grado de molienda en el rebose del hidrociclón deberá variarse en el rango de 55% á 60% conforme aumente el % de finos en el mineral de cabeza con el propósito de evitarse la producción de lamas.
- 3.-Debe experimentarse con la instalación de una celda unitaria en la descarga del molino primario para la flotación de los finos cuando el contenido de éste aumente en el mineral de cabeza.
- 4.-Debe seguirse usando el bisulfito de sodio separado del sulfato de zinc, porque con el aumento del bisulfito de sodio también se aumenta el contenido de plata en el relave final en forma exponencial ya que aumenta la depresión del fierro; no ocurriendo así cuando se incrementa la dosificación del sulfato de zinc ya que su incremento aumenta también el contenido de plata en el relave final pero en forma fija para cada concentración.
- 5.-El uso de carbonato de sodio es mejor que la cal para mantener el pH alrededor de 6.8 á 7 ya que el carbonato de sodio activa en forma selectiva la flotación de la pirita con contenido de plata y además el aeropromotor 404 actúa mejor.

- 6.- Para la activación de la esfalerita la concentración del sulfato de cobre no debe ser menor de 1,100 grs/lt. para evitar que aumente el contenido de zinc en el relave final.
- 7.- El estudio de la parte económica de este trabajo fue realizado por la gerencia de la compañía, ya que era primera prioridad el incremento de la producción y mejoramiento de la performance de las operaciones.



BIBLIOGRAFIA

- 1.- Curso de Diseño de Plantas, por L. Alva S.
- 2.- Curso de Beneficios de Minerales, por O. Medina B.
- 3.- Curso de Flotación de Minerales, por O. Medina B.
- 4.- Flotación de Minerales, por A. Sutulov
- 5.- Fundamentos de Flotación, por Dow Chemical del Perú
- 6.- Hand book of Mineral Dressing, por A. Taggart
- 7.- Operaciones básicas de la Ingeniería Química, por G. Brown
- 8.- Manual del Ingeniero Químico, por John Perry
- 9.- Molienda de Minerales, por Dugald Mc. Iellan
- 10.- Flotation por Arthur J. Weining, Mine and Quarry, 1976
- 11.- Crushing and Grinding Calculations, por F. C. Bond
- 12.- Determinación y Aplicación de Parámetros en Trituración y Molienda, por H. Monjardin L.
- 13.- Sedimentación : theory, equipment and methods, World Mining, Nov. 1979.