

Universidad Nacional de Ingeniería

**Facultad de Ingeniería
Geológica Minera y Metalúrgica**



**Ampliación de la Concentradora "San Vicente"
y Reducción del Magnesio en forma de
MgO en el Concentrado**

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

Valerio Ivan Menacho Canchocajo

PROMOCION 1979-2

LIMA-PERU

1993

INDICE

CAPITULO I : INTRODUCCION

- I.1.- INTRODUCCION
- I.2.- ANTECEDENTES HISTORICOS
- I.3.- UBICACION, ACCESIBILIDAD Y VIAS DE COMUNICACION
- I.4.- CLIMA
- I.5.- GEOLOGIA, TIPOS DE YACIMIENTO AL QUE PERTENECEN
- I.6.- RESERVAS

CAPITULO II : CUADROS ESTADISTICOS

- 2.1.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION DE LA MINA SAN VICENTE 70-75
- 2.2.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION DE LA MINA SAN VICENTE 76-80
- 2.3.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION DE LA MINA SAN VICENTE 81-86
- 2.4.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION DE LA MINA SAN VICENTE 87-92*
- 2.5.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA 70-74
- 2.6.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA 81-85
- 2.7.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA 86-90
- 2.8.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA 90-92*

CAPITULO III : EVALUACION DE LA CONCENTRADORA 1978 - 1992*

- 3.1.- CIRCUITO DE TRITURACION 1800 - 2200 TMD (1978 - 1984)
- 3.2.- AMPLIACION DE LA SECCION TRITURACION A 3050 - 3300 TMD (1984 - 1992*)
- 3.4.- CIRCUITO DE MOLIENDA 1400 TMD (1978 - 1981)
- 3.5.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA A 2400 TMD (1988)
- 3.5.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA A 3000 TMD (1989)
- 3.6.- CIRCUITO DE FLOTACION 1400 TMD (1978 - 1981)
- 3.6.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION A 2400 TMD (1988)
- 3.6.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION A 3000 TMD (1989)
- 3.7.- ESPESAMIENTO Y FILTRADO 1400 - 2000 Y 2400 TMD (1978 - 1988)
- 3.7.- AMPLIACION DEL CIRCUITO A 3000 TMD (1989)

CAPITULO IV : TRATAMIENTO DEL MAGNESIO EN FORMA DE MgO EN EL CONCENTRADO DE LA MINA SAN VICENTE

- 4.1.- LIXIVIACION
- 4.2.- REMOLIENDA Y FLOTACION CON TRES ETAPAS DE LIMPIEZA
- 4.3.- CELDA COLUMNA.

CAPITULO I

I.1.- INTRODUCCION : El presente trabajo resume las actividades desde el año 1983, año en que ingrese a trabajar en la Compañía Minera San Ignacio de Morococha. En el cual detallo practicamente como SIMSA fué creciendo desde las 1,400 TPD a 3,000 TPD. Ampliando y optimizando las diferentes etapas del proceso de concentración, llamese chancado, molienda, flotación y filtrado. Uno de los logros más importante fué bajar el contenido de MgO desde 1.8% a 0.56 niveles que nuestro concentrado se hace más competitivo ya que el mercado en la actualidad es más exigente en cuanto a calidad del concentrado. La calidad del concentrado fué subiendo desde 56 % Zn hasta 62 % Zn que se tiene en la actualidad. Se hace mayor énfasis en las etapas que se tuvo para bajar el contenido de MgO desde Lixiviación con H₂SO₄, paralelo a esto mejorar la remolienda, y llegar a trabajar con la Celda Columna.

I.2.- ANTECEDENTES HISTORICOS :

La Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. inicia sus actividades en Abril de 1969 hasta la fecha.

Desde el año de 1955 se dice que el rio Puntayacu arrastraba trozos de galena y esfalerita que lo denunció el Sr. José Carpena como "San Vicente", obteniendo pequeños lotes de plomo sin provecho económico por tal motivo dicho Sr. Carpena dió en concesión a la firma Mauricio Hochsild y Cia. LTDA S.A., la misma que a su vez con la Compañía Minera Chanchamina S.A. (Del grupo Rizzo Patron) la Sociedad Minera "Compañía Minera San Vicente S.A.", esta sociedad exploró el yacimiento desde 1960 a 1963.

En Octubre de 1963 la Cia. Minera San Vicente interesó a la Cerro de Pasco Corporation para que ingresara a la sociedad con un porcentaje del 51% quedando el 32.66% para Hochsild y el 16.33% para "Chanchamina".

En Febrero de 1964 se reiniciaron las operaciones para explorar el yacimiento bajo control de la Cerro de Pasco Corporation, las actividades duraron hasta fines de 1965 habiendose realizado hasta ese entonces 2200 mt. de labores y sondajes diamantinos llegandose a cubicar 850,000 TM con 18% de zinc de mineral entre positivo y probable. Desde Agosto de 1966, la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. que operaba en Morococha con la unidad "San

Ignacio" se interesó en el yacimiento tomando bajo contrato las propiedades de la "Compañía Minera San Vicente" en Abril de 1969. En Junio de 1973 la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. adquiere el 100% de las concesiones del Compañía Minera San Vicente y continua con los trabajos de exploración, desarrollo y explotación hasta la fecha.

I.3.- UBICACION, ACCESIBILIDAD Y VIAS DE COMUNICACION :

La unidad San Vicente de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. se encuentra ubicado en el Distrito de Vitoc, Provincia de Chanchamayo, Departamento de Junin a 17 Km. al sur de la ciudad de San Ramón - Chanchamayo en el mismo plano horizontal de la cordillera Oriental en ceja de selva entre las cotas de 1400 a 2200 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas corresponden a:

11 14' Latitud Sur
75 18' Longitud Oeste.

El campamento esta a 1100 m.s.n.m. y las cumbres llegan a 2400 m.s.n.m.

El acceso a la unidad San Vicente es por via terrestre encontrandose al sur del Km. 311 de la carretera de penetración Lima - La Oroya - Tarma - San Ramón - La Merced de acuerdo a las distancias:

Lima - La Oroya	198 Km
La Oroya - San Ramón	123 Km
San Ramón - San Vicente	17 Km
Total:	328 Km.

Por Via aerea a la ciudad de San Ramón (Base Aerea de la FAP) avionetas con una hora y 15 minutos de la ciudad de Lima.

I.4.- CLIMA :

El clima es calido y humedo con exhuberante vegetación. Las precipitaciones fluviales son intensas principalmente en los meses de Noviembre a Marzo, la erosión fluvial ha "cortado" valles profundos y encañadas.

El drenaje es principalmente dentritico siendo su principal colector el rio Puntayacu el cual va a formar con el rio Monobamba el rio Tulumayo y este a su vez forma con el rio Tarma el rio Chanchamayo.

I.5.- GEOLOGIA , TIPOS DE YACIMIENTO AL QUE PERTENECEN :

1.-GEOLOGIA REGIONAL:

En el distrito minero se observan rocas metamórficas del

precámbrico, ígneas y sedimentarias del paleozoico medio a superior, sedimentarias del mesozoico inferior a medio, rocas ígneas y depósitos cuaternarios del cenozoico. Rocas metamórficas: esquisto verde (precámbrico). La mica esquistos y el gneis están asociados íntimamente y pertenecen al macizo de "Maracniyoc Mayrazo", se ubican al oeste del granito Tarma.

Rocas Ígneas :

- a) Granito rojo de San Ramón: Al este de la mina San Vicente, se encuentra un granito rojo de dimensiones batolíticas. G. Petersen ha determinado la edad de dicho intrusivo, por el radio- Argon/potasio en 34 millones de años lo que hace suponer que la intrusión se produjo durante el periodo silúrico a devónico.
- b) Granito gris de Tarma: Al oeste de la mina San Vicente, las calizas y dolomitas del grupo Pucará están limitadas por un granito de color gris claro y en partes verdoso. Sobre la edad de dicho intrusivo Rosé Kamp (1952) y Andes Exploration en 1961 lo ubican en el terciario, como el corazón de la cordillera de los andes y ubicándose en contacto con sedimentos jóvenes.
- c) Granito San Bartolomé: Al sur este de la mina se encuentra otro intrusivo granítico a manera de stock no continuo de composición y textura diferente a la del granito rojo de San Ramón y a la del granito gris de Tarma; está en contacto con las calizas del grupo Pucará y las areniscas rojas del grupo "Mitu". Sobre la edad de este granito, no hay estudios definitivos, pero de acuerdo a observación de campo se le puede asignar una edad mas joven que la del grupo Pucará (terciaria) y estará relacionado con los procesos magmáticos producidos por los movimientos orogénicos andinos.
- d) Volcánicos Terciarios: Este material se presenta tanto en la carretera hacia la mina como en las mismas estructuras mineralizadas a manera de lentes irregulares discordantes y/o concordantes con la estratificación; generalmente instruyendo a los sedimentos del grupo Pucará y está representada por una andesita carbonatada con abundante pirita de color gris amarillenta dando lugar a un ligero metamorfismo en las rocas sedimentarias (dolomitas blancas con texturacristaloblástica). A estos volcánicos se les considera de la edad terciaria debido a que se le encuentra generalmente instruyendo a las calizas y dolomitas del grupo Pucará.

2.- GEOLOGIA LOCAL:

ROCAS SEDIMENTARIAS :

a) Grupo Mitu: Está formado por areniscas lutitas y conglomerados de color negro violáceo de edad permiano superior. Localmente el grupo Mitu está bien expuesto a la quebrada Puntayacu.

b) Grupo Pucará: El grupo Pucará está representado por calizas dolomíticas de la edad triásico jurásico inferior (Jenke 1951).

En la quebrada Puntayacu se observa desde su piso (calizas grises en contacto con el grupo Mitu), hasta el techo (calizas negras foliadas limitadas hacia el este por un granito gris de extensiones batolíticas).

Estos sedimentos presentan una potencia aproximada de 1704 mts. el primer horizonte mineralizado se encuentra a 954 mts de la base Pucará "San Judas"; a 1148 mts. se encuentra el segundo horizonte "San Vicente" el mismo que consta de 5 mantos en la zona Sur y 8 en la zona Norte encontrándose dichos mantos entre dos horizontes estratigráficos bien definidos teniendo hacia la caja piso una caliza con textura arenosa (marga) y al techo una caja negra foliada, ambos horizontes se encuentran en un paquete de 128 mts y son concordantes a la estratificación; el tercer horizonte "Alfonso" se encuentra al techo de la caja negra foliada (a 1495 mts. del piso del Pucará) y consta de 3 mantos también paralelos a las dolomitas; encontrándose aproximadamente a 189 mts. del contacto con el granito gris de Tarma.

DEPOSITOS CUATERNARIOS:

Debido a la gran erosión producida por las abundantes lluvias tenemos depósitos pluviales en grandes extensiones; generalmente la cubierta vegetal presenta suelos con espesores de 0.5 mts. a más de 1.0 mts.. El clima tropical

existente favorecen la meteorización de las rocas expuestas, ~~impediéndoles~~ dando lugar a tierras que son geoformas frecuentes e

3.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL:

En la localidad y alrededores de la mina San Vicente, se presentan varios rasgos estructurales, que están relacionadas de alguna forma con los rasgos estructurales de la orogénesis andina.

Al oriente de la cordillera de los Andes se produjeron plegamientos y fallamientos en la zona, los pliegues son asimétricos y están asociados con fallas inversas de alto ángulo y con buzamientos al oeste, paralelo a la estratificación, lo que es un contacto tectónico (fallas longitudinales). La dirección de las fallas transversales predominante de este a oeste y desplazamientos horizontales a subhorizontales; aparentemente dextrales.

Fallas del sistema N.W., S.E. Con direcciones promedios que

van de N 40 grados a 60 grados W e inclinación de 50 grados al Nor-este y desplazamientos horizontales del tipo sinextral (falla 320 del sur alto).

Fallas del sistema N.E. - S.W. Con direcciones promedios de 45 grados a 50 grados N.E. e inclinación entre 43 grados a 50 grados N.E. (falla sur del nivel 1623) y desplazamientos dextrales.

4.- GEOLOGIA ECONOMICA :

San Vicente es una mineralización del tipo estratiforme (sedimentaria) con mineralización de plomo y zinc. El área mineralizada tiene una extensión de 6 km. entre las zonas de San Vicente (norte y sur), Uncush sur, Siete Jeringas y Chilpes a lo largo del cual se encuentran horizontes irregulares (lentes irregulares).

La mineralización de San Vicente se caracteriza por presentarse en las siguientes formas:

a) Mineralización tipo "CEBRA":

Es la típica y definida mena bandeada, en donde el sulfuro principal es la esfalerita de color marrón, negra a amarilla, de cristalización muy fina no ferrífero (blenda rubia); la galena se presenta en pequeñas cantidades compactas a finamente cristalizada con diseminaciones de pirita fina en forma de laminillas y/o bitumen.

La estructura "Cebra" consiste en venas paralelas de esfalerita, calcita y/o dolomita del orden de 1 cm. de ancho; el bandeamiento es de una simetría múltiple en el sentido transversal y generalmente es paralela a la estratificación general de la secuencia sedimentaria; es decir de rumbo promedio Norte-Sur y buzamiento de +/- 45 grados al oeste; el ancho horizontal de los mantos mineralizados varían entre 1 a 20 mts.

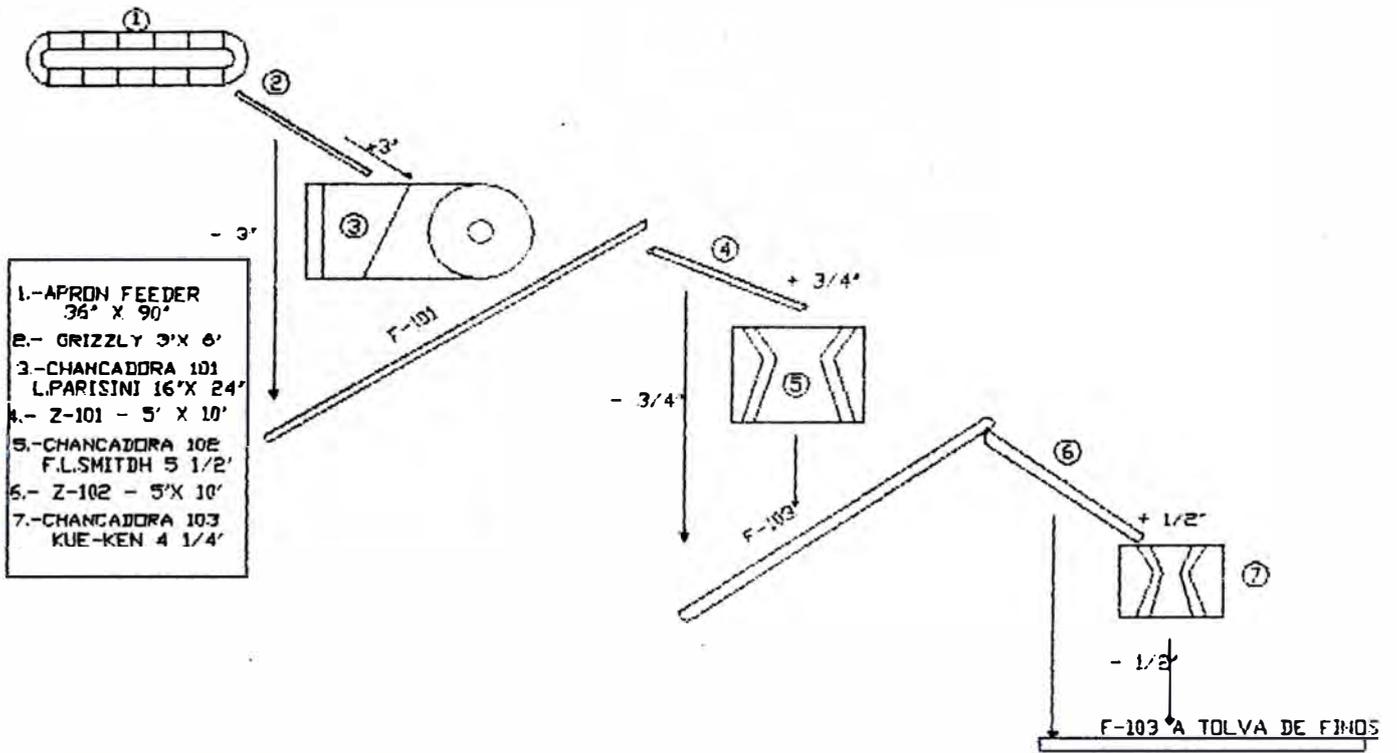
b) Mineralización tipo "BRECHA":

Consiste en fragmentos angulosos de esfalerita masiva, esfalerita bandeada y dolomita cementada con venas de calcita y/o dolomita; se considera que la mineralización tipo "Brecha" se ha formado a expensas de la mineralización bandeada. Este tipo de mineralización es típica en zonas fuertemente fallada, y en las piedras de colapso ó "Karst".

c) Mineralización tipo "MASIVA":

Consiste en esfalerita de grano fino distribuido en pequeños lentes dentro de la dolomita gris clara recristalizada dando la impresión de una "Cebra" muy gruesa, este tipo de mineralización esta ligada a los mantos de gran potencia con alto contenido de zinc.

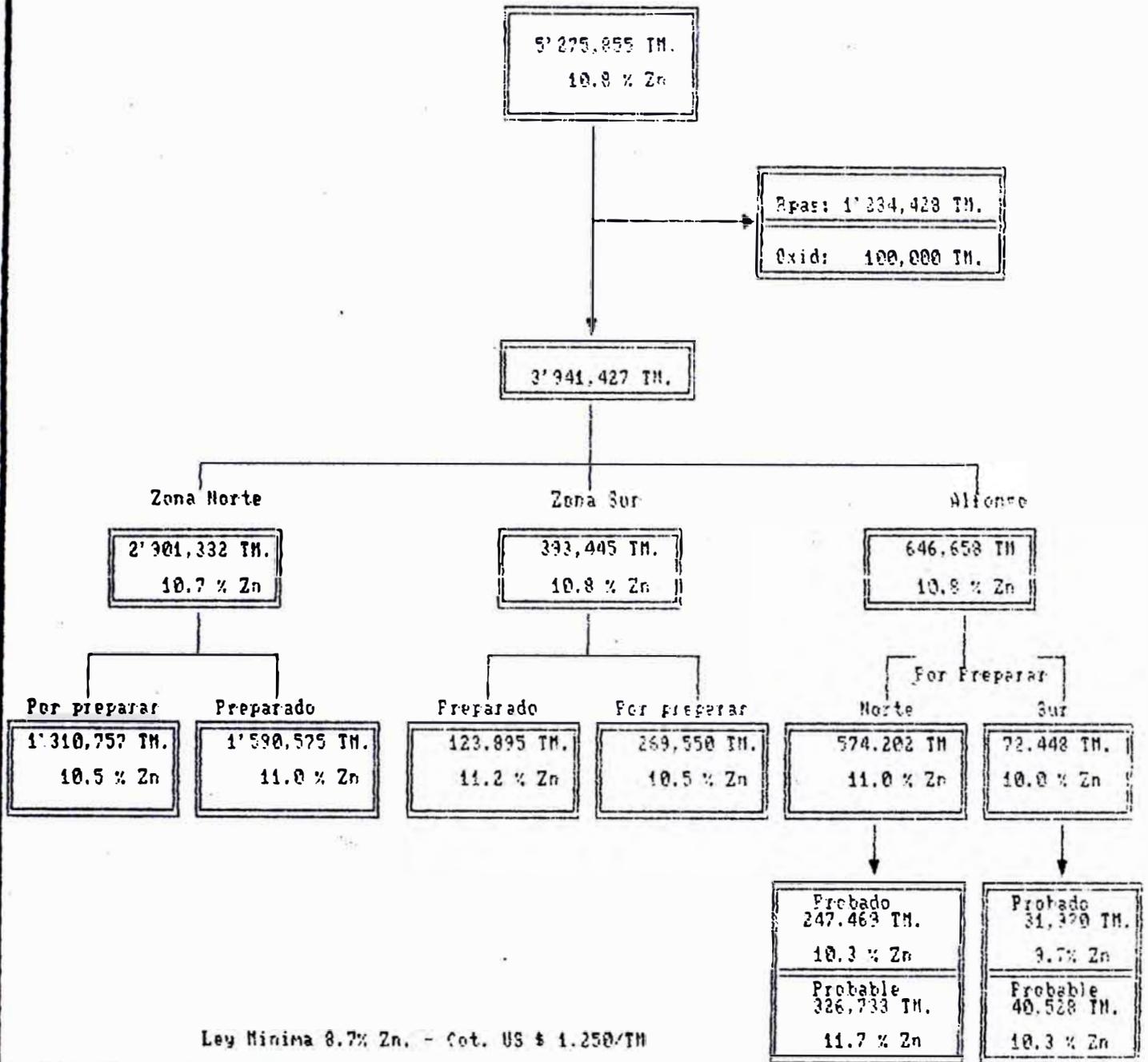
CIRCUITO CHANCADO 1800 - 2200 TPD



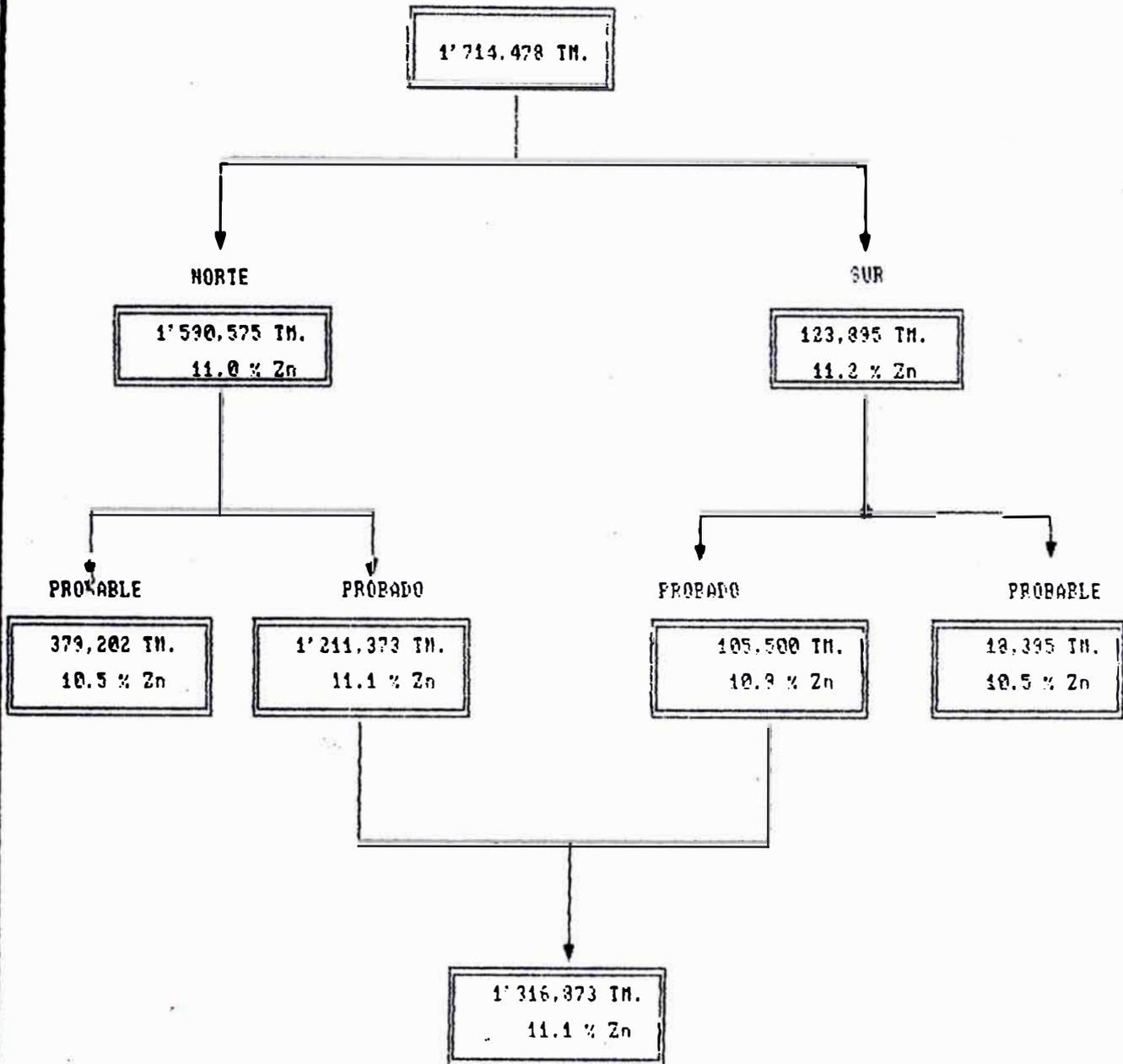
- 1.-APRON FEEDER
36' X 90'
- 2.- GRIZZLY 3'X 6'
- 3.-CHANCADORA 101
L.PARISINI 16'X 24'
- 4.- Z-101 - 5' X 10'
- 5.-CHANCADORA 102
F.L.SMITH 5 1/2'
- 6.- Z-102 - 5'X 10'
- 7.-CHANCADORA 103
KUE-KEN 4 1/4'

F-103 A TOLVA DE FINOS

BALANCE DE RESERVAS GEOLOGICAS AL 31-10-91

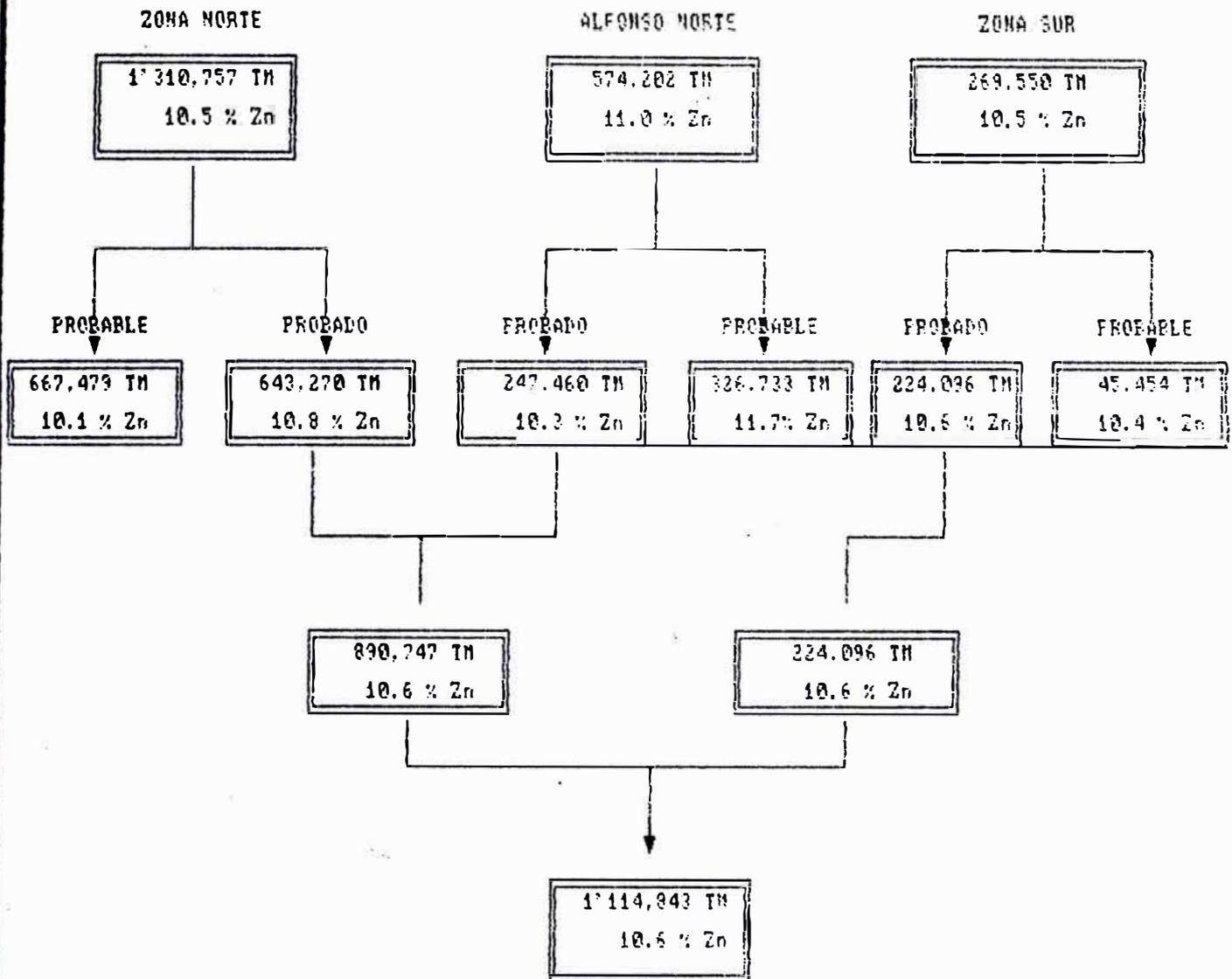


MINERAL PREPARADO AL 31-10-91



Ley Minima 0.7 % Zn - Cotiz. 1.250 \$/TH

RESERVAS POR PREPARAR AL 01-ENE-92



+

SALDO 91

1' 193,846 TN

11.1 % Zn

TOTAL PREPARADO PROBADO 92

2' 298,689 TN

10.8 % Zn

PRODUCCION 92(727.200 TN)

814,464 TN

9.1 % Zn

10.8 % Zn

(PROBABLE)

31-DIC.-92

1' 484,225 TN

+ 1' 437,343 TN 10.5 % Zn

LEY MININA 8.7 % Zn COTIZ. 1.250 \$/TN

CAPITULO II

=====

CUADROS ESTADISTICOS DE PRODUCCION - CONCENTRADORA SAN VICENTE

2.1.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION - CONCENTRADORA

	1970	1971	1972	1973	1974	1975
MINERAL TRAT. TMS	79.104	146.662	160.359	219.781	269.853	274.123
% Zn EN CABEZA	23.11	16.87	13.65	13.95	12.92	12.6
CONC. Zn PRODUCIDO	27.053	39.994	36.911	47.594	49.573	49.123
% Zn CONC. Zn	55.63	55.18	58.45	57.19	59.24	59.82
CONTENIDO FINO Zn	15.050	22.069	21.574	27.219	29.367	29.385
RECUPERAC. Zn	81.64	89.19	87.66	88.80	84.17	85.08
% Pb EN CABEZA	0.70	0.84	0.83	0.94	0.90	0.99
CONC. Pb PRODUCIDO	393	723	1.121	1.604	2.034	2.451
% Pb CONC. Pb	70.68	69.13	68.85	70.31	69.15	67.38
CONTENIDO FINO Pb	278	500	772	1.128	1.407	1.651
RECUPERAC. Pb	32.76	40.57	49.63	54.69	58.1	60.9
TRATAMIENTO TMD	273	421	518	632	775	788

2.2.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION - CONCENTRADORA

	1976	1977	1978	1979	1980
MINERAL TRAT. TMS	349,210	406,420	390,340	394,531	429,947
% Zn EN CABEZA	12.9	12.43	12.32	11.77	11.14
CONC. Zn PRODUCIDO	61,510	71,266	68,237	65,483	78,109
% Zn CONC. Zn	59.61	58.94	58.42	58.17	56.64
CONTENIDO FINO Zn	36,666	42,004	39,864	38,091	44,241
RECUPERAC. Zn	80.99	83.15	82.88	82.01	84.73
% Pb EN CABEZA	1.13	1.18	1.24	0.91	0.76
CONC. Pb PRODUCIDO	3,559	4,260	4,439	4,092	3,766
% Pb CONC. Pb	76.85	75.71	71.06	65.02	65.01
CONTENIDO FINO Pb	2,735	3,225	3,154	2,661	2,448
RECUPERAC. Pb	69.2	67.49	65.04	73.99	68.24
TRATAMIENTO TMD	1,003	1,168	1,122	1,134	1,455

2.3.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION - CONCENTRADORA

	1981	1982	1983	1984	1985	1986
MINERAL TRAT. TMS	423,664	535,224	570,463	617,604	656,711	722,842
% Zn EN CABEZA	11.29	12.22	12.12	12.11	11.49	11.67
CONC. Zn PRODUCIDO	79,105	101,719	102,598	110,019	113,949	128,825
% Zn CONC. Zn	56.44	56.46	58.81	60.86	61.28	61.39
CONTENIDO FINO Zn	44,647	57,431	60,338	66,958	69,828	78,970
RECUPERAC. Zn	85.76	87.80	87.30	89.60	92.50	93.60
% Pb EN CABEZA	1.09	0.99	1.16	1.12	0.98	0.89
CONC. Pb PRODUCIDO	5,657	5,308	5,828	4,683	7,155	5,698
% Pb CONC. Pb	63.91	63.76	63.19	72.7	73.63	75.47
CONTENIDO FINO Pb	3,615	3,384	3,683	3,405	5,268	5,055
RECUPERAC. Pb	71.27	63.56	55.4	49.00	81.80	78.70
TRATAMIENTO TMSD	1,404	1,601	1,811	1,927	2,060	2,173
COSTO TRAT. MINA: DOLAR/TM						
TOTAL	25.78	20.64	17.35	16.61	16.22	19.71
MINA	9.72	6.93	6.00	6.73	7.38	9.06
CONCENTRADORA	2.53	2.21	2.3	2.13	2.12	2.54
ENERGIA	4.51	4.86	3.72	2.2	2.1	2.23
SERVICIOS GRALS.	9.02	6.64	5.33	5.55	4.62	5.88

2.4.- CUADRO ANUAL DE PRODUCCION - CONCENTRADORA

	1987	1988	1989	1990	1991	1992 *
MINERAL TRAT. TMS	649.677	789.961	841.826	713.563	726.325	564.063
% Zn EN CABEZA	11.49	10.82	10.22	9.6	9.21	9.16
CONC. Zn PRODUCIDO	113.820	130.205	130.862	103.498	98.653	75.684
% Zn CONC. Zn	61.28	61.39	61.15	60.72	61.87	62.54
CONTENIDO FINO Zn	69.749	79.933	80.028	62.842	61.037	47.331
RECUPERAC. Zn	93.50	93.50	92.96	91.70	91.20	91.60
% Pb EN CABEZA	1.09	0.77	0.64	0.38	0.49	0.40
CONC. Pb PRODUCIDO	8.507	6.378	6.399	2.931	3.752	2.373
% Pb CONC. Pb	70.5	74.17	67.74	69.7	69.12	69.79
CONTENIDO FINO Pb	5.997	4,731	4,334	2,046	2,593	1,656
RECUPERAC. Pb	81.10	77.30	81.02	75.30	73.30	73.3
TRATAMIENTO TMSD	2,237	2,663	2,847	2,806	2,866	2,883
COSTO TRAT. MINA:						
TOTAL	22.06	24.44	36.5	49.04	41.44	36.58
MINA	10.09	11.41	18.13	22.24	20.45	18.81
CONCENTRADORA	3.26	3.49	5.48	5.64	5.10	4.53
ENERGIA	1.74	1.75	2.66	2.77	3.40	4.81
SERVICIOS GRALS.	6.97	7.79	10.25	18.39	12.49	8.33

* ACUMULADO A SETIEMBRE/92

2.5.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA SAN VICENTE

A Ñ O :	1970	1971	1972	1973	1974
TMSD	273	421	518	632	775
% H2O	3.8	4.9	5.9	6.1	7.6

I.- DATOS DE OPERACION:

% Tiempo Efect. de Operación:	76.54 %	81.04%	77.20%	75.20%	76.21%
% Tiempo perdido total :	23.46 %	18.96%	22.80%	24.30%	23.79%
a) Reparaciones programadas :	---	5.32%	3.42%	2.18%	1.89%
b) Falla mecánica :	7.81 %	2.86%	0.31%	0.94%	0.38%
c) Falla eléctrica :	---	1.32%	0.83%	2.30%	3.23%
d) Falta de Energía eléctrica :	0.41 %	---	---	---	---
e) Modificaciones :	0.45 %	0.45%	0.13%	0.14%	---
f) Falta de Mineral :	9.94 %	4.14%	5.83%	7.66%	5.86%
g) Falta de agua :	1.07 %	0.61%	1.83%	---	---
h) Dias no laborables :	3.78 %	4.26%	10.45%	9.74%	12.63%
i) Derrumbes :	---	---	---	---	---
j) Huelga Sindical :	---	---	---	1.34%	---

II.- CONSUMO DE REACTIVOS Y BOLAS DE ACERO:

a) Circuito de Plomo: Kars/TM

Aerofloat 242	0.1069	0.081	0.076	0.072	0.056
Aerofloat 404	---	0.007	---	---	---
Xantato Z-5	0.0529	0.033	0.026	0.03	Z-6:0.048

h) Circuito de cinc: Kgrs/TM

Xantato Z-5	0.1444	0.089	0.116	0.12	Z-6:0.156
Xantato Z-3	---	0.017	---	---	
Acido Cresilico	0.0628	0.048	0.044	0.042	0.044
Metil Isobutil Carbinol	0.0573	0.04	0.038	0.056	0.095
Aerofloat 211	0.0507	0.014	0.08	0.054	0.046
Sulfato de Cobre	1.3547	0.743	0.48	0.52	0.513
Quebracho	0.0231	0.025	0.065	0.065	0.068
Cal	3.9793	2.458	3.674	3.65	3.64
Floculante S-127	---	0.003	0.002	0.003	0.002
c) Molienda: Kgrs/TM	0.1323	0.15	0.112	0.152	0.175

..- CONDICIONES DE OPERACION:

Gravedad especifica del	3.2	3.1	3.1	3.1	3.05
Densidad D'F (Kgr/Lt.)	1.42	1.42	1.38	1.3	1.3
Densidad Flotación (Kgr	1.42	1.3	1.3	1.3	1.28
% Solidos en D'F	42.86	42.86	40.65	34.33	34.33
% Solidos en Flotación	42.86	34.06	34.07	34.33	32.56
pH circuito Plomo	8	8	8	8	7.8
pH circuito Zinc	11.5	11.5	11.2	11.5	11.5

1.6.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA SAN VICENTE

AÑO :	1981	1982	1983	1984	1985
TMSD	1,404	1,601	1,811	1,927	2,060
% H2O	2.5	3.14	3.2	3.5	3.2
KWH/TMS	18.07	17.59	16.5	17	18.9

I.- DATOS DE OPERACION:

% Tiempo Efect. de Operación:	80.59 %	91.58%	86.30%	87.50%	87.40%
% Tiempo perdido total :	19.41 %	8.42%	13.70%	12.50%	12.60%
a) Reparaciones programadas :	0.55	0.68	1.2	1.1	---
b) Falla mecánica :	0.88	1.86	5.2	3.5	2.4
c) Falla eléctrica :	0.47	0.27	0.8	0.1	0.1
d) Falta de Enérg. eléctrica :	0.55	1.98	6.1	1.1	0.4
e) Modificaciones :	0.06	0.14	0	0	0
f) Falta de Mineral :	2.73	1.45	0.3	4.4	3.6
g) Falta de agua :	0.24	0.14	0.1	0.1	0
h) Días no laborables :	2.73	0.99	0	1.5	3.6
i) Derrumbes :	6.11	0	0	0	1.6
j) Huelga Sindical :	4.62	0.92	0	0.7	0.9

II.- CONSUMO DE REACTIVOS Y BOLAS DE ACERO:

a) Circuito de Plomo: Kgrs/TM

Aerofloat 242	0.068	0.079	0.075	0.029	0
Aerofloat 404	0	0	0	0.05	0.042

b) Circuito de cinc: Kgrs/TM

Xantato Z-6	0.078	0.057	0.014	0	0
Xantato Z-11	0.072	0.055	0.057	0.071	0.12
Acido Cresílico	0.048	0.047	0.02	0.007	0
Aceite de pino	0	0	0.005	0.008	0.005
Metil Isobutil Carbinol	0.038	0.04	0.0382	0.003	0
Aerofloat 211	0.062	0.038	0.032	0.004	0
Sulfato de Cobre	0.385	0.432	0.572	0.715	0.598
Quebracho	0.022	0.017	0.025	0.02	0.032
Cal	2.023	1.572	0.037	0	0
Acido Sulfúrico (Kg/Tms	0	0	22.283	15.665	11.93
Floculante S-127 (Kg/T	0.018	0.003	0.005	0.001	0.005
c) Molienda: Kgrs/TM	0.208	0.097	0.125	0.15	0.107
			0.436	0.077	0.093

III.- CONDICIONES DE OPERACION:

Gravedad específica del	3.12	3.05	3	3	3
Densidad D'F (Kgr/Lt.)	1.48	1.55	1.48	1.44	1.47
Densidad Flotación (Kgr	1.45	1.45	1.48	1.44	1.47
% Solidos en D'F	48	53	48.5	45	47
% Solidos en Flotación	47	46.5	48.5	45	47
pH circuito Plomo	6.2	8	7.8	8.3	8.3
pH circuito Zinc	11.3	10.5	7.9	8	7.6
% - m200 D'f	53	54.55	56.7	50	51.5

2.7.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA SAN VICENTE

A Ñ O :	1986	1987	1988	1989
TMSD	2,173	2,237	2,663	2,847
% H2O	3.1	3.2	3.3	3
KWH/TMS	17.2	17.5	18.3	18.6

I.- DATOS DE OPERACION:

% Tiempo Efect. de Operación:	91.10%	79.6%	81.0%	81.0%
% Tiempo perdido total :	8.90%	20.4%	19.0%	19.0%
a) Reparaciones programadas :	0.00%	0	0	0
b) Falla mecánica :	1.70%	1.2	0.1	5.1
c) Falla eléctrica :	0.30%	0.3	0.2	0.5
d) Falta de Enérg. eléctrica :	1.50%	0.9	4.8	1.9
e) Modificaciones :	0	2.2	0	0
f) Falta de Mineral :	1.40%	4.8	0.8	1.3
h) Días no laborables :	2.70%	4.8	9.5	1.5
i) Derrumbes :	0.00%	0	0	0.5
j) Huelga Sindical :	1.30%	11	3.6	8.2

II.- CONSUMO DE REACTIVOS Y BOLAS DE ACERO:

a) Circuito de Plomo: Kgrs/TM

Aerofloat 404	0.049	0.05	0.049
---------------	-------	------	-------

b) Circuito de cinc: Kgrs/TM

Xantato Z-11	0.107	0.125	0.137	0.119
Dow-250		0.033	0.045	0.041
Aceite de pino	0.001	0.002	0.002	0.002
Sulfato de Cobre	0.485	0.559	0.524	0.415
Quebracho	0.028	0.034	0.029	0.029
Acido Sulfúrico (Kg/Tms Conc.)	8.321	7.404	6.63	0
Floculante S-127 (Kg/Tms Conc.)	0.004	0.004	0.003	0.001
c) Molienda: Kgrs/TM	0.268	0.214	0.266	0.222

III.- CONDICIONES DE OPERACION:

Grav. Especif. mineral	3	3	3	3
Densidad O'F (Kgr/Lt.)	1.45	1.45	1.43	1.36
% Solidos en O'F	45.5	44	44	40
pH circuito Plomo	8.3	8.2	8.1	8
pH circuito Zinc	7.9	8	7.9	7.9
% - m200 O'f	52.3	51	51.9	53
% + m70 O'f	18	17.2	14.7	15.6
% -m325 Remol.	89	91	90	81.5

2.8.- CUADRO ANUAL DE EVALUACION DE LA CONCENTRADORA SAN VICENTE

A Ñ O :	1990	1991	1992 *
TMSD	2,806	2,866	2,883
% H2O	3.4	3.3	3.4
KWH/TMS	19	19.7	18.8

I.- DATOS DE OPERACION:

% Tiempo Efect. de Operación:	69.7%	69.4%	71.4%
% Tiempo perdido total :	30.3%	30.6%	28.6%
a) Reparaciones programadas :	3	3	2.8
b) Falla mecánica :	1.5	8.9	1.6
c) Falla eléctrica :	1.3	0.4	0.7
d) Falta de Energía eléctrica :	2.1	6.1	0.1
e) Modificaciones :	0	0	0
f) Falta de Mineral :	7.0	4.7	13.1
h) Días no laborables :	3.0	4.2	10.3
i) Derrumbes :	0	0	0
j) Huelga Sindical :	12.4	3.3	0

II.- CONSUMO DE REACTIVOS Y BOLAS DE ACERO:

a) Circuito de Plomo: Kgrs/TM

Aerofloat 404	0.043	0.042	0.041
---------------	-------	-------	-------

b) Circuito de cinc: Kgrs/TM			
Xantato 2-11	0.103	0.104	0.091
Dow-250	0.062	0.062	0.059
Aceite de pino	0.003	0.002	0.002
Sulfato de Cobre	0.423	0.339	0.300
Quebracho	0.022	0.019	0.020
Acido Sulfúrico (Kg/Tms Conc.)	0	0	0.000
Floculante S-127 (Kg/Tms Conc.)	0.001	0.001	0.001
c) Molienda: Kgrs/TM			
	0.232	0.22	0.209

III.- CONDICIONES DE OPERACION:

Grav. Específ. mineral	3	3	3
Densidad O°F (Kgr/Lt.)	1.33	1.34	1.33
% Solidos en O°F	37	37	37
pH circuito Plomo	8.1	8	8
pH circuito Zinc	8	7.9	8
% - m200 O°F	54.3	55	56.5
% + m70 O°F	12.9	12	11
% -m325 Remol.	82.1	88.5	89.7

* Acumulado a Setiembre 1992

CAPITULO III

EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA SAN VICENTE 1983 - 1992

3.1.- CIRCUITO DE TRITURACION 1800 - 2200 TMSD (1978 - 1984)

3.1.1.- RECEPCION Y TRANSPORTE :

El mineral de mina es transportado en volquetes de 12 TM de capacidad. Dichos volquetes son pesados en una balanza de plataforma (BIACHETI) de 30 TM de capacidad. El mineral se recepciona en la tolva de gruesos de 300 TM de capacidad, la tolva tiene una parrilla de rieles con un espaciamiento de 12", los bancos que quedan encima de la parrilla se rompe a golpe de combo.

3.1.2.- CIRCUITO DE TRITURACION :

Consta de tres etapas de trituración:

Trituracion primaria.- El mineral se descarga de la tolva de gruesos en la parte inferior por medio de un alimentador de placas (APRON FEEDER) de 36" X 90" que a su vez alimenta al Grizzly vibratorio (Z-101):de 3' x 6' con una abertura de 3", el rechazo o sea el mineral mayor a 3" alimenta a una chancadora de quijadas (CH-101):16" x 24" LORD PARISINI cuyo Set esta regulado a 3".

Trituracion Secundaria.- Los finos (-3") del grizzly y el producto de la CH-101 van a una faja (F-101):de 24" x 43' y esta alimenta a la segunda zaranda vibratoria (Z-102): 5' x 10' que tiene un cedazo tipo Tyler de 3/4" x 6", el rechazo alimenta a la chancadora secundaria conica (CH-102):5 1/2' Standar. F.L. SMIDTH, cuyo set esta regulado a 3/4".

Trituracion Terciaria.- Los finos de la Z-102 y el producto de la CH-102 van a una faja (F-102) que es reversible de 24" x 50' (en caso de reparación de la CH-103 se tiene el producto final). La F-102 descarga a la faja (F-103) de 24" x 30', que alimenta a la tercera zaranda vibratoria (Z-103) 5' x 10' que tiene un cedazo tipo Tyler de 1/2" x 6", el rechazo de la Z-103 alimenta a la chancadora terciaria conica (CH-103) Short-head 4 1/4' KUE-KEN, cuyo set esta regulado a 1/2".

El fino de la Z-103 y el producto de la CH-103 (80% - 1/2") se recibe en la faja (F-104) de 24" x 63' que a su vez descarga a la faja (F-105) 24" x 90' y estos llevan el mineral triturado a la tolva de finos que tiene una capacidad de 2,500 TM.

3.1.3.- ANALISIS GRANULOMETRICO BALANCEADO DEL CIRCUITO DE TRITURACION

a).- Velocidad de alimentacion: 110 Tms/hr (1,800 - 2,200 TND)

b).- Tiempo de operacion: En promedio 20 Hrs. en 3 turnos

c).- Radio de reduccion: CH-101: 2.75
 CH-102: 2.64
 CH-103: 2.60

Los circuitos de trituracion son abiertos.

d).- Analisis granulometrico balanceado:

1.- MINERAL DE MINA: 110 TMS/Hr (Alimento al circuito)

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
5"	10.2	89.8	11.2
3"	6.1	83.7	6.7
2"	9.0	74.7	9.9
1"	16.6	58.1	18.3
3/4"	8.8	49.3	9.7
1/2"	9.0	40.3	9.9
-1/2"	40.3		44.3

2.- DESCARGA F-101 - ALIMENTO A LA Z-102 : 110 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
3"	17.1	82.9	18.8
2"	11.4	71.5	12.5
1"	17.3	54.2	19.0
3/4"	12.2	42.0	13.4
1/2"	10.6	31.4	11.7
-1/2"	31.4		34.5

3.- RECHAZO DE LA Z-102 - ALIM. CH-102 (F.L.SMIDTH): 70.5 TM/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
3"	14.1	85.9	9.9
2"	22.6	63.3	15.9
1"	47.2	16.1	33.3
3/4"	6.5	9.6	4.6
-3/4"	9.6		6.8

Eficiencia de la Zaranada 102 para un corte de 3/4":

$$a = 42.0\%$$

$$b = 9.6\%$$

$$Ef. = 85.3 \%$$

4.-ALIMENTO A LA Z-103 : 110 TM/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	8.0	92.0	8.8
3/4"	24.8	67.2	27.3
1/2"	11.6	55.6	12.8
1/4"	21.6	34.0	23.8
-1/4"	34.0		37.4

5.- RECHAZO DE LA Z-102 - ALIM. CH-103 (KUE-KEN 4 1/4"): 59 TM/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	17.4	82.6	10.3
3/4"	46.4	36.2	27.4
1/2"	15.6	20.6	9.2
1/4"	11.1	9.5	6.5
-1/4"	9.5		5.6

Eficiencia de la Zaranada 103 para un corte de 1/2":

$$a = 55.6\%$$

$$b = 20.6\%$$

$$Ef. = 79.3 \%$$

6.- PRODUCTO FINAL DE TRITURACION: 110 TMD/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	0.8	99.2	0.9
3/4"	7.4	91.8	8.1
1/2"	10.1	81.7	11.1
1/4"	36.4	45.3	40.0
-1/4"	45.3		49.8

e).- EQUIPO DEL CIRCUITO DE TRITURACION :

<u>EQUIPO</u>	<u>FUNCION</u>	<u>TAMANO</u>	<u>HP</u>
1.- Apron Feeder	Alimentador de placas	36" x 90"	7.5
2.- Grizzly Vibratorio	Zaranda Primaria	32" x 16"	7.5
3.- CH-101 Loro Parisini	De Quijadas Primario	16" x 24"	60
4.- Z-102	Zaranada Secundaria	5' x 10'	10
5.- Z-103	Zaranda Terciaria	5' x 10'	10
6.- CH-102 F.L. Smidth	Secundaria Standar	5 1/2'	150
7.- CH-103 kue-ken	Terciaria	4 1/4'	150
8.- F-101,102, 103,104,105	Transportadoras	24"	40

f).- Flow - Sheet :

3.2.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE TRITURACION A 3050 - 3300 TPI 1984 -1992.

3.2.1.- GENERALIDADES :

a).- Propiedades del mineral:

El mineral presenta como características físicas importantes:

- Alto contenido de finos (sistema de voladura mina), procedente de mina: +/- 30 a 40% -1/2".
- Gravedad específica del mineral por alto contenido de sulfuros: 2.9 gr/cc.
- Densidad aparente: 275 Kg/pie³
- Humedad promedio : 3.0% época de estiaje.
4.2% época de lluvias.

b).- Los radios de reducción (R80) de las tres unidades en operación: CH-101 : 2.8
CH-102 : 2.6
CH-103 : 2.0

todos en circuito abierto, se consideran bajos y no permiten la óptima utilización de la energía disponible.

El radio de reducción deberá incrementarse gradualmente a 3.0 para el chancado primario, y a 4.0 - 5.0 en las trituradoras secundarias/terciarias.

c).- Cerrar set de las trituradoras:

- Set CH-101 (Loro Parisini) de 3" a 2"
- Set CH-102 (F.L. Smidth) de 3/4" a 5/8"
- Set CH-103 (Symons en circuito cerrado) de 1/2" a 3/8"

3.2.2.- RECEPCION Y TRANSPORTE :

El sistema de acarreo de mineral de mina se reemplaza (NV-1455 nivel de la Concentradora - Trituración) los volquetes por el Sistema TROLLEY, locomotora eléctrica con 12 carros inicialmente, para establecerse con 7 carros (mayor fluidez por capacidad del tolvin).

Se construye un sistema de peso : Tolvin de 100 Tm - práctico 90 Tm, y un sistema de fajas de 36" (F-001, 002 y 003) para llevar a la tolva de gruesos.

Se hace mención que en mina se instala una Chancadora Kuehnen de quijadas, tamaño de 24" x 34" con set de 5".

Se reemplaza la Balanza de plataforma por una Balanza Digital **RONAN** de capacidad horaria 350 tph que se instala en la F-001

Se amplía la capacidad de la tolva de gruesos: de 300 Tm a 900 Tm - 750 Tm práctica.

3.2.3.- EQUIPO A INSTALARSE :

- a).- Instalar Zaranda Vibratoria Z-102 Doble Deck 7' x 10'
Deck superior: 3/4" - 1"
Deck inferior: 1/2"
ambas con mallas TY-RDD. (reemplazo de la 5' x 10')
- b).- Instalar faja By-pass para recoger finos (U'size) inferior -1/2" y llevarlos a la tolva de finos.(F-107 A)
- c).- Instalar faja para recoger producto intermedio -3/4" y 1/2" y llevarlos a la CH-103 (instalación nueva).(F-104 A)
- d).- Instalar CH-103 SYMONS 5 1/2' short-head, con forros de cavidad fina en circuito cerrado.
- e).- Instalar Zaranda Vibratoria (Z-103) 7' x 14', de un solo piso, con una inclinación de 21 grados.
- f).- Instalar Fajas 103, 104, 105, 106 y 107 de 36", para completar el circuito cerrado de trituración terciaria. Lo que se va a conseguir con este nuevo circuito incrementar la capacidad del circuito a 3000 tpd y llegar a 90% -1/2". Se va a instalar sistemas de protección como **Detector de metales Outukumpo** en la F-001, imanes en las fajas de alimentación a las Trituradoras.

3.2.4.- ESPECIFICACIONES TECNICAS DE LA MAQUINARIA DEL CIRCUITO

<u>EQUIPO</u>	<u>FUNCION</u>	<u>TAMANO</u>	<u>HP</u>
1.- Apron feeder	Alimentador	36" x 10'	12
2.- Fajas tolvin 001-002-003	Transportadoras	36" (ancho)	38.6
3.- Z-101	Grizzly Vibrat.	3' x 6'	7.5
4.- CH-101	De quijadas	16" x 24"	60
5.- Z-102	Zaranda Secund.	7' x 10'	20
6.- Z-103	Zaranda Terciar.	7' x 14'	20
7.- CH-102	Secundaria S.T.	5 1/2'	100
8.- CH-103	Terciana S.H.	5 1/2'	214
9.- Fajas 103, 104, 105 106, 107, 108, 107A, 104A, 102. 101	Transportadoras	36" 36" 24" 30"	102.6 10.8 6.6

3.2.5.- ANALISIS GRANULOMETRICO BALANCEADO DEL CIRCUITO DE TRITURACION

a).- Velocidad de alimentación: 171 Tms/hr , incrementándose posteriormente a 185 Tms/hr (3050 TMD - 3300 TMD)

b).- Tiempo de operación: En promedio 18 Hrs. en 3 turnos

1.- MINERAL DE MINA : 171 TMS/Hr (Alimento al circuito)

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
5"	12.7	87.3	21.7
3"	10.2	77.1	17.4
2"	8.1	69.0	13.9
1"	13.2	55.8	22.6
3/4"	6.5	49.3	11.1
1/2"	13.5	35.8	23.1
-1/2"	35.8		61.2

2.- RECHAZO DEL GRIZZLY - ALIM. CH-101 (L.PARISINI): 44.4 TMS Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
5"	8.9	91.1	4.0
3"	54.4	36.7	24.2
2"	30.8	5.9	13.7
1"	2.6	3.3	1.2
3/4"	1.4	1.9	0.6
1/2"	0.7	1.2	0.3
-1/2"	1.2		0.5

Eficiencia del Grizzly: Para un corte de 2"

$$a = 69.0\%$$

$$b = 5.9\%$$

$$Ef. = 97.2 \%$$

3.- FINOS DEL GRIZZLY: 126.6 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	12.1	87.9	15.3
3/4"	15.2	82.7	6.6
1/2"	18.4	64.3	23.3
3/8"	4.9	59.4	6.2
-3/8"	59.4		75.2

4.- PRODUCTO DE CH-101 : 44.4 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
2"	11.5	81.5	5.1
1"	25.9	55.6	11.5
3/4"	12.4	43.2	5.5
1/2"	11.7	31.5	5.2
-1/2"	31.5		14.0

Radio de Reducción:

F80 = 119,950 micrones
F50 = 61,518 "

Rr = 1.95

5.- F-101 - ALIMENTACION A Z-102 (7' X 10') DOBLE DECK : 171 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
3"	6.6	93.4	11.3
2"	8.9	84.5	15.2
1 1/2"	16.2	68.3	27.7
1"	7.0	61.3	12.0
3/4"	6.0	55.3	10.3
1/2"	11.1	44.2	19.0
3/8"	5.1	39.1	8.7
-3/8"	39.1		66.9

6.- RECHAZO PISO SUPER. - ALIM. CH-102 (MALLA 3/4") : 86.9 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
3"	14.4	85.6	12.5
2"	19.5	66.1	16.9
1 1/2"	18.0	48.1	15.6
1"	22.6	25.5	19.6
3/4"	20.8	4.7	18.1
1/2"	3.6	1.1	3.1
-1/2"	1.1		1.0

7.- RECHAZO PISO INFERIOR (MALLA 1/2") : 20.2 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1/2"	60.5	39.5	12.2
3/8"	28.2	11.3	5.7
-3/8"	11.3		2.3

Eficiencia piso superior para un corte de 3/4"

a = 55.3

b = 4.7

Ef. = 96%

Eficiencia piso inferior corte de 1/2"

Considerando por tonelaje:

Ef. = 63.9/84.1*100

Ef. = 76.0 %

8.- PRODUCTO CH-102 (F.L. SMIDTH): 86.9 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	13.7	86.3	11.9
3/4"	23.6	62.7	20.5
1/2"	36.7	26.0	31.9
3/8"	7.9	18.1	6.9
-3/8"	18.1		15.7

Radio de Reducción:

F80 = 74,473 micrones
 F80 = 23,551 "

Rr = 3.16

Eficiencia de energía:
 Ef. = 67.4%

Nominal: 100 HP = 76.4 Kw , Amp. (Trabajo) = 30

Wi = 18.2

9.- ALIMENTACION A LA Z-103 (7' X 14'): 249.1 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	2.3	97.7	5.7
3/4"	8.6	89.1	21.4
1/2"	39.7	49.4	98.9
3/8"	19.2	30.2	47.8
-3/8"	30.2		75.2

10.- RECHAZO DE LA Z-103 : 142 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1"	5.4	94.6	7.7
3/4"	18.6	76.0	26.4
1/2"	50.6	25.4	71.9
3/8"	19.1	6.3	27.1
-3/8"	6.3		8.9

Eficiencia de la Zaranda:

a = 30.2

b = 6.3

Ef. = 84.5%

11.-ALIMENTACION CH-103 (SYMONS 5 1/2"): 162.2 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1 1/2"	10.0	90.0	16.2
1"	11.4	78.6	18.5
3/4"	13.8	64.8	22.4
1/2"	29.2	35.6	47.4
3/8"	30.1	5.5	48.8
-3/8"	5.5		8.9

12.- PRODUCTO CH-103: 162.2 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1/2"	16	84.0	26.0
3/8"	31.2	52.8	50.6
-3/8"	52.8		85.6

Radio de Reducción:

F80 = 32,509 micrones
P80 = 12,218 "

Rr = 2.66

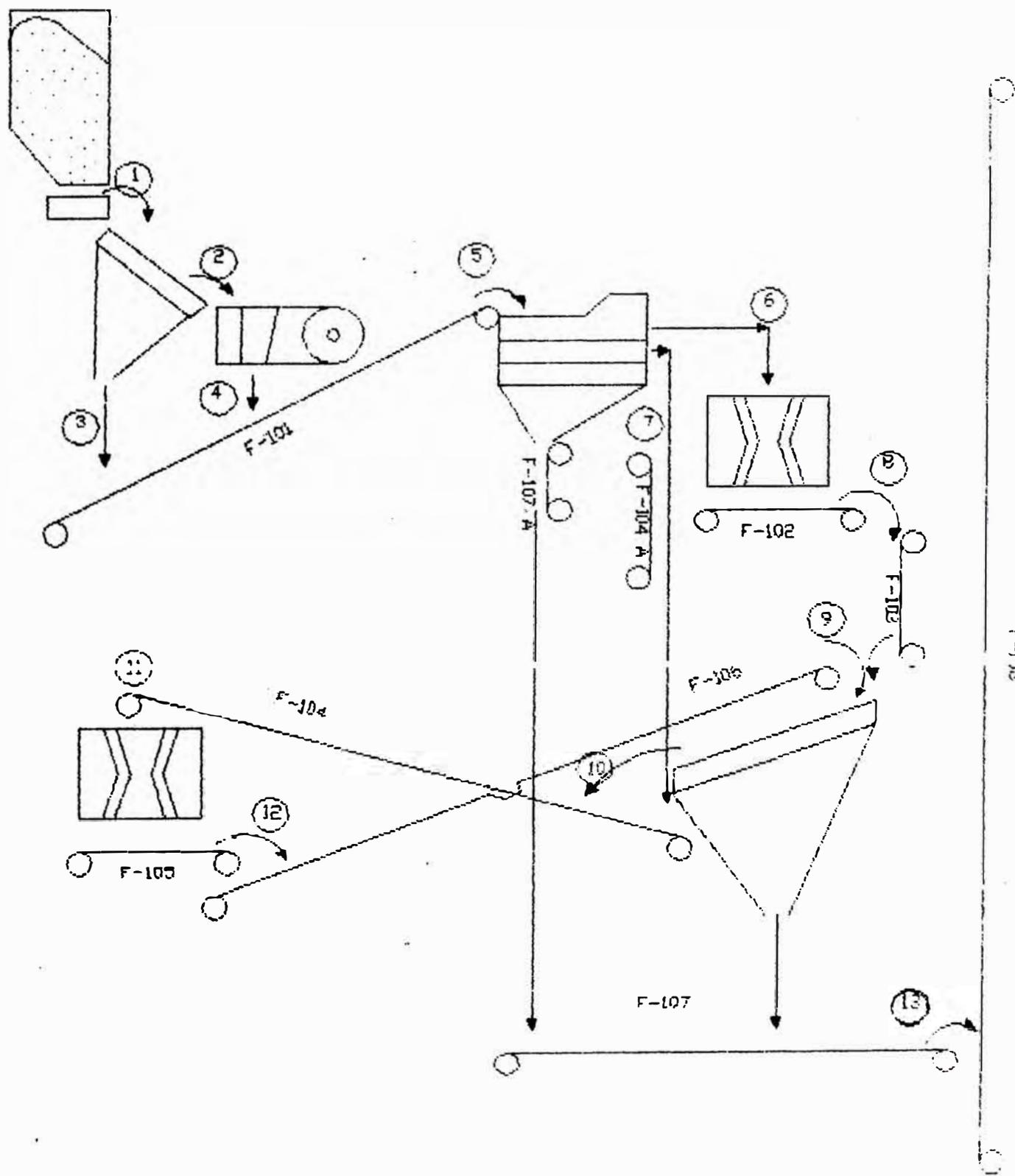
Eficiencia de energía: Nominal: 214 HP = 159.7 Kw , Amp. (Trabajo
Ef. = 75.1%

Wi = 16.44

13.- PRODUCTO FINAL DE TRITURACION: 171 TMS/Hr

MALLA	% PESO	% Acum. (-)	TMS/Hr
1/2"	5.1	94.9	8.7
3/8"	11.2	83.7	19.2
-3/8"	83.7		143.1

CIRCUITO DE CHANCADO 3050 - 3300 TMD



B.- Consumo de Energía: (W)

$$W = 73.08 / 13.78 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

$$W = 5.3 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

C.- Eficiencia: (E)

$$E = \frac{73.08 \times 1.34 \text{ Hp/Kw}}{120 \text{ Hp}} \times 100$$

$$E = 81.6 \%$$

D.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = \frac{5.30}{\frac{10}{\sqrt{390}} - \frac{10}{\sqrt{8580}}}$$

$$Wi = 13.3 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

2.- Molino COMESA 6' x 6': Condiciones de operación:

Potencia: 120 Hp Amp. Nóminal: 140 amp.
Voltaje: 440 Amp. Suminis: 132 amp.
Factor de Pot.: 0.8

Tonelaje tratado: 200 TPD, 8.3 Tms/Hr = 9.25 Tc/Hr
FBO = 9,210
PBO = 310

A.- Energía Total operación - Potencia : (P)

$$P = 80.4 \text{ Kw}$$

B.- Consumo de Energía : (W)

$$W = 8.7 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

C.- Eficiencia : (E)

$$E = 89.8 \%$$

D.- Work - Index : (Wi)

$$Wi = 18.8 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

3.- Molino MARCY 5' x 6': Condiciones de Operación:

Potencia: 100 Hp
Voltaje : 440

Amp. Nominal: 120 amp.
Amp. Suminis: 100 amp.

Tonelaje Tratado: 200 TPD, 8.3 Tms/Hr = 9.2 Tcs/Hr
FBO = 4760
PBO = 280

A.- Energía total operación - Potencia : (P)

$$P = 60.9 \text{ Kw}$$

B.- Consumo de Energía: (W)

$$W = 6.6 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

C.- Eficiencia: (E)

$$E = 81.6 \%$$

D.- Work - Index : (Wi)

$$Wi = 14.5 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

CIRCUITO B :

1.- Molino de Barras 5' x 10' :

Potencia : 150 Hp
Voltaje : 440
Factor de Pot. : 0.8

Amp. Nominal: 180
Amp. Sumins: 155

Tonelaje tratado: 300 TPD , 12.5 Tms/Hr = 13.8 Tcs/Hr
FBO = 11,520
PBO = 850

A.- Energía Total operación - Potencia : (P)

$$P = 94.4 \text{ Kw}$$

B.- Consumo de Energía: (W)

$$W = 6.8 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

C.- Eficiencia: (E)

$$E = 84.3 \%$$

D.- Work - Index : (Wi)

$$Wi = 27.2 \text{ Kw-Hr/Tcs}$$

2.- Molino Hardinger 8' x 36":

Potencia: 200 Hp Amp. Nominal : 240 amp.
Voltaje : 440 Amp. Suminst : 210 amp.
F. P. : 0.8

Tonelaje Tratado: 240 TPD, 10 Tm/Hr = 11.2 Tcs/Hr
FBO = 4,250
P80 = 240

A.- $P = 127.9$ Kw.

B.- $W = 11.42$ Kw-Hr/Tcs

C.- $E = 85.7$ %

D.- $W_i = 23.2$ Kw-Hr/Tcs

CIRCUITO C :

1.- Molino COMESA 8' x 10':

Potencia: 385 Hp. Amp. Nominal: 460 amp.
Voltaje : 440 Amp. Suminst: 360 amp.
F.P. : 0.88

Tonelaje tratado: 606 TMD, 25.3 Tm/Hr = 27.83 Tc/Hr
FBO = 12,250
P80 = 750

A.- $P = 241.1$ Kw

B.- $W = 8.7$ Kw-Hr/Tcs

C.- $E = 83.9$ %

D.- $W_i = 31.7$ Kw-hr/Tcs

3.4.3 .- ANALISIS GRANULOMETRICO DEL REBOSE COMUN DE LOS CLASIFICADORES DE ESPIRAL:

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>
+ 50	11.8
+ 70	9.0
+ 100	8.3
+ 140	11.8
+ 200	10.3
+ 325	10.3
- 325	38.3

3.4.4 .- PARAMETROS DE OPERACION :

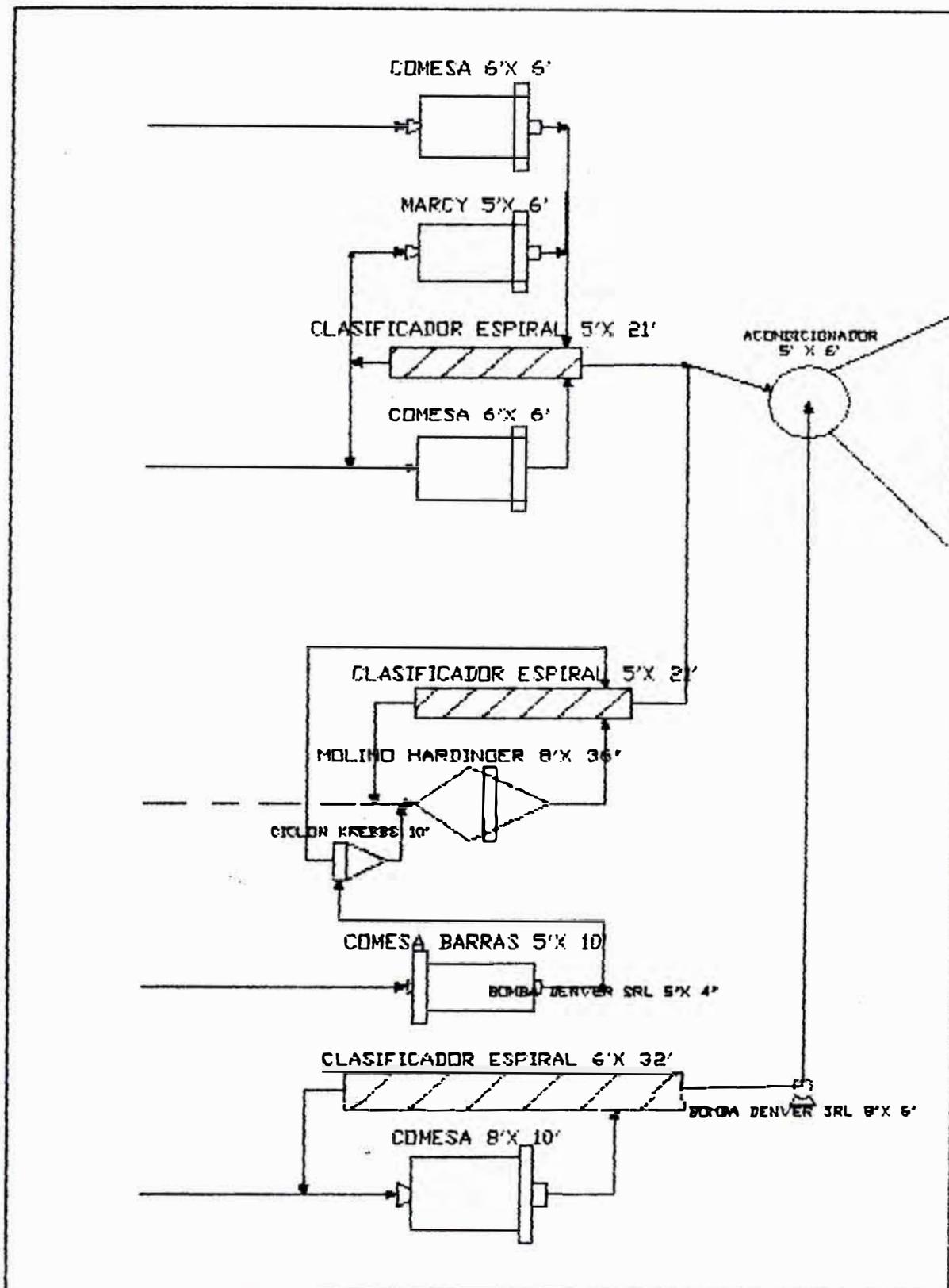
A).- Densidad de pulpa a flotación: 1,495 gr/lt

B).- Porcentaje de solidos : 49.7 %

C).- % + m70 : 20.8 %

D).- % - m200 : 49.1 %

3.4.5 .- DIAGRAMAS DE FLUJO BALANCEADOS DE LOS CIRCUITOS :

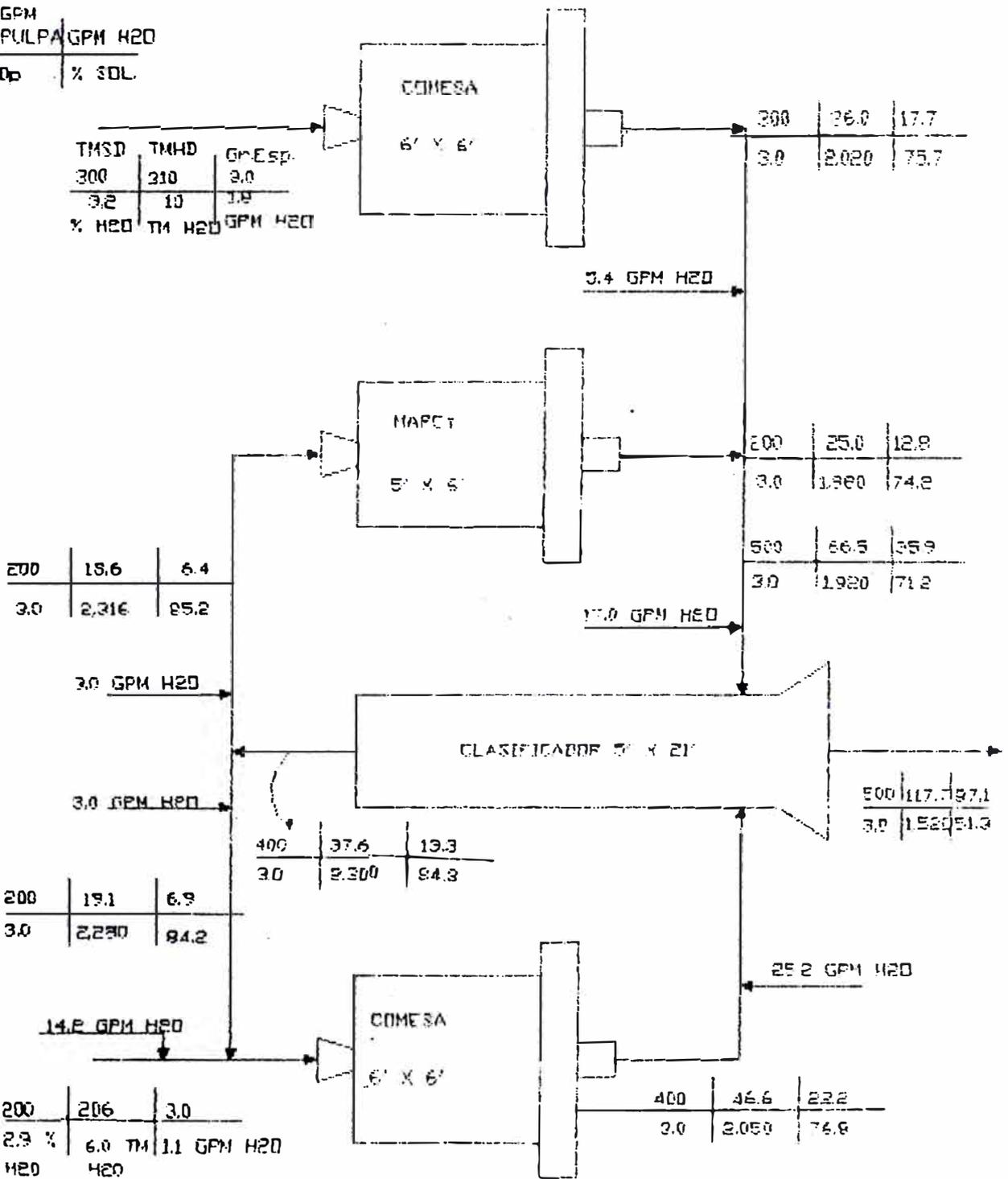


SECCION MOLIENDA 1,400 TMD

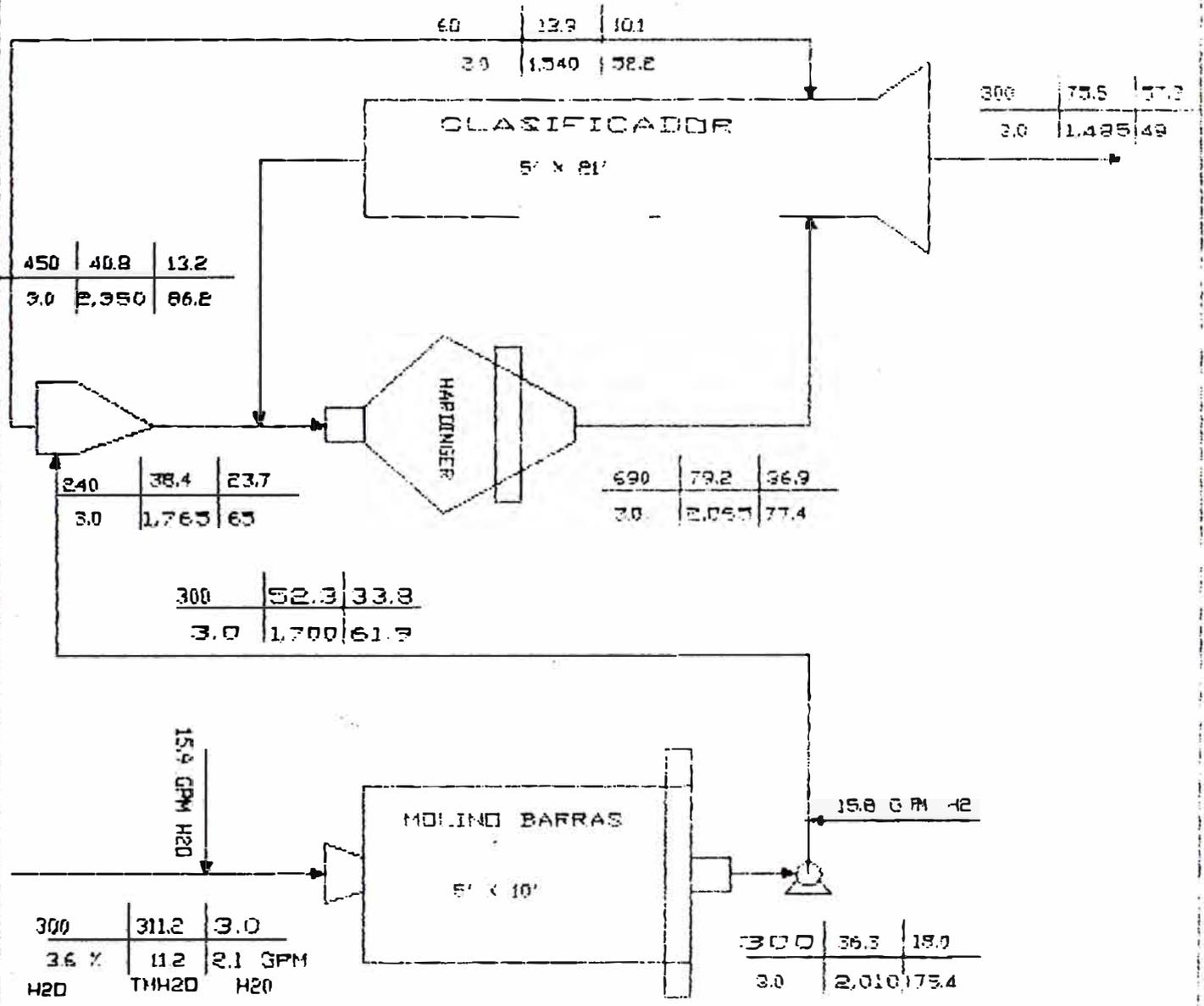
CIRCUITO "A"

TMD	GPM PULPA	GPM H2O
Gn.Esp.	Dp	% 3DL

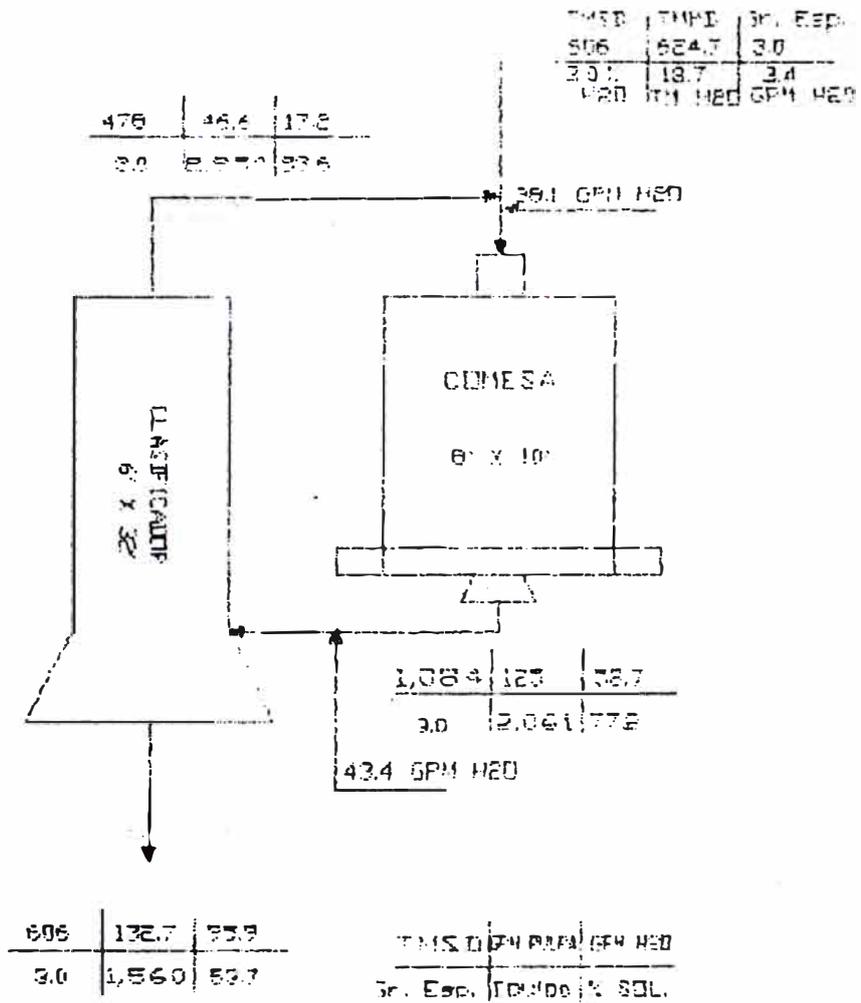
TMSD	TMHD	Gn.Esp.
300	310	3.0
3.2	10	1.8
% H2O	TM H2O	GPM H2O



CIRCUITO "B"



CIRCUITO * 3 *



3.5.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE MOLIENDA: 2,000 - 2,400 - 3,000 TPD.

3.5.1.- AMPLIACION A 2,000 TPD. (1,985)

3.5.1.1.- GENERALIDADES:

- A.- Reemplazar los clasificadores de espiral por ciclones, que representa un significativo primer paso hacia la maximización de la capacidad de tratamiento.
- B.- El progreso que reportan otras operaciones, indican que el uso de ciclones superan técnica/económicamente a los clasificadores de espiral.
- C.- Se utiliza línea en Stand-by en los ciclones, para no parar producción.
- D.- Menor costo de mantenimiento.

3.5.1.2.- EQUIPO QUE SE REEMPLAZA:

En el circuito "A":

a.- Se instala un molino 8' x 10' de bolas que reemplaza a los 2 molinos 6' x 6' y Marcy 5' x 6' con el clasificador de espiral 5' x 21'.

El molino 8' x 10' trabajará en circuito cerrado con ciclones D-15" con dos líneas (una en stan-by).

En el circuito "B":

a.- Se instala otro molino 8' x 10' de bolas que reemplaza al molino de barras 5' x 10', dicho molino 8' x 10' también trabajará en circuito cerrado con ciclones D-15", con su respectiva línea en stan-by.

b.- El molino Hardinger 8' x 36" entra a trabajar como molino de remolienda en reemplazo del molino de bolas 4' x 5' (COMESA).

En el circuito "C":

a.- Continúa trabajando el molino 8' x 10' de bolas con su respectivo clasificador de espiral 6' x 72'.
Con miras a cambiar dicho clasificador por ciclones.

3.5.1.3.- EVALUACION DEL CIRCUITO:

A.- Circuito M-201 :

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	708.0
TMS/Hr	:	29.5
TCS/Hr	:	32.51
Radio de Reducción:		30.1
Carga circulante	:	1.79
Amperaje	:	410 amp.
Densidad O'F	:	1,480 gr/lt
% Solidos	:	48.8 %
R.P.M. molino	:	20.8
O'F + 70m	:	20.2 %
O'F - 200m	:	48.6 %
F80	:	24,080 micrones
P80	:	800 "

MOTOR:

Potencia	:	385 Hp
Amperaje	:	460 amp.
Voltaje	:	440 volt.
Factor de Potencia:		0.88

1.- Energia total de operaci3n: (P)

$$P = \frac{1.73 \times 0.88 \times 440 \times 410}{1000}$$

$$P = 274.64 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energia: (W)

$$W = \frac{274.64 \text{ Kw}}{32.51 \text{ Tc/Hr}}$$

$$W = 8.45 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = \frac{274.64 \text{ Kw} \times 1.34 \text{ Hp/Kw}}{385 \text{ Hp}} \times 100$$

$$E = 95.6 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$\frac{8.45 \text{ Kw-Hr/Tc}}{\sqrt{\frac{10}{800}} \times \sqrt{\frac{10}{24,080}}}$$

$$W_i = 29.2 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

B.- Circuito M-202 :

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	702.0
TMS/Hr	:	29.3
TCS/Hr	:	32.23
Radio de Reducción:	:	35.0
Carga circulante	:	2.71
Amperaje	:	400 amp.
Densidad O'F	:	1,470 gr/lt
% Solidos	:	48.2 %
R.P.M. molino	:	20.8
O'F + 70m	:	18.2 %
O'F - 200m	:	50.6 %
F80	:	20,300 micrones
P80	:	580 "

MOTOR:

Potencia	:	385 Hp
Amperaje	:	460 amp.
Voltaje	:	440 volt.
Factor de Potencia:	:	0.88

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = \frac{1.73 \times 0.88 \times 440 \times 400}{1000}$$

$$P = 267.94 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía: (W)

$$W = \frac{267.94 \text{ Kw}}{32.23 \text{ Tc/Hr}}$$

$$W = 8.31 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = \frac{267.94 \text{ Kw} \times 1.34 \text{ Hp/Kw}}{385 \text{ Hp}} \times 100$$

$$E = 93.3 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$\frac{8.31 \text{ Kw-Hr/Tc}}{\frac{10}{580} - \frac{10}{20,300}}$$

$$Wi = 24.1 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

C.- Circuito M-205 :

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	590.0
TMS/Hr	:	24.6
TCS/Hr	:	27.11
Radio de Reducción:		24.7
Carga circulante	:	2.45
Amperaje	:	360 amp.
Densidad O'F	:	1,560 gr/lt
% Solidos	:	53.7 %
R.P.M. molino	:	21.0
O'F + 70m	:	17.0 %
O'F - 200m	:	51.0 %
F80	:	20,254 micrones
P80	:	820 "

MOTOR:

Potencia	:	390 Hp
Amperaje	:	460 amp.
Voltaje	:	440 volt.
Factor de Potencia:		0.88

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 241.15 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de energía: (W)

$$W = 8.90 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 84.0 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 31.90 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.5.2.- AMPLIACION A 2,400 TPD (1,988)

3.5.2.1.- GENERALIDADES:

- 1.- Retirar el clasificador de espiral 6' x 32' del M-205 y reemplazarlo por ciclones D-15".
- 2.- Aumentar capacidad de tratamiento del M-201, M-202 y M-205, cambiandoles el Trunnion a Trunnions de descarga alta, esto significa que se va reducir el diámetro a 21 pulg. inicialmente eran de 26 pulg. Este cambio hará que se incremente su capacidad en un 5 - 10% más.
- 3.- Con los ciclones en cada molino se consigue además mayor eficiencia en el Over flow, cuyas variables se controlan con mayor precisión para obtener lo deseado.
- 4.- En los molinos M-201, M-202 y M-205 se pondrían en marcha los ciclones en posición horizontal (inclinación 10 grados), lo cual incrementaría la capacidad en un 5%, pero sacrificando el % +70m (más grueso).
- 5.- Lo que se conseguiría que la capacidad en cada molino primario estaría en las 800 TPD.

3.5.2.2.- EVALUACION DE LOS MOLINOS:

A.- MOLINO M-201.

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	785.0
TMS/Hr	:	32.7
TCS/Hr	:	36.0
Radio de reducción:		19.3
Carga circulante	:	3.91
Amp.de trabajo	:	440
Densidad O'F	:	1,470
% de Solidos	:	48.0
R.P.M. molino	:	20.8
O'F + 70m	:	37.7
O'F -200m	:	45.1
F80	:	16,000 micrones
P80	:	830 "

MOTOR:

Potencia:	:	385 Hp
Amperaje	:	460
Voltaje	:	440
Factor de Potencia:	:	0.80

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 267.9 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía : (W)

$$W = 7.44 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 93.2 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 27.8 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

B.- MOLINO M-202:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	805.0
TMS/Hr	:	33.5
TCS/Hr	:	37.0
Radio de reducción:	:	20.8
Carga circulante	:	2.02
Amp.de trabajo	:	450
Densidad O'F	:	1,450
% de Solidos	:	46.4
R.P.M. molino	:	20.8
O'F + 70m	:	25.5
O'F -200m	:	49.9
F80	:	12,500 micrones
P80	:	600 "

MOTOR:

Potencia:	:	385 Hp
Amperaje	:	460
Voltaje	:	440
Factor de Potencia:	:	0.80

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 274.0 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía ; (W)

$$W = 7.41 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 95.4 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$W_i = 23.2 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

C.- MOLINO M-205:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	810.0
TMS/Hr	:	33.8
TCS/Hr	:	37.2
Radio de reducci3n:		23.7
Carga circulante	:	2.39
Amp.de trabajo	:	450
Densidad O'F	:	1,560
% de Solidos	:	53.9
R.P.M. molino	:	21.0
O'F + 70m	:	30.5
O'F -200m	:	48.9
F80	:	14,200 micrones
P80	:	600 "

MOTOR:

Potencia:	:	390 Hp
Amperaje	:	460
Voltaje	:	440
Factor de Potencia:	:	0.80

1.- Energia total de operaci3n: (P)

$$P = 274.0 \text{ kw}$$

2.- Consumo de Energia : (W)

$$W = 7.37 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 94.1 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$W_i = 22.7 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

D.- MOLINO DE REMOLIENDA:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	232.3
TMS/Hr	:	9.7
TCS/Hr	:	10.7
Radio de reducci3n:		3.0
Carga circulante	:	1.08
Amp.de trabajo	:	200.0

Densidad D'F : 1,100
% de Solidos : 13.9
R.P.M. molino : 21.0
D'F -325m : 78.7
F80 : 140.0 micrones
P80 : 45 "

MOTOR:

Potencia: : 200 Hp
Amperaje : 270
Voltaje : 440
Factor de Potencia: 0.80

1.- Energia total de operaci3n: (P)

$$P = 121.8 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energia : (W)

$$W = 11.38 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 81.6 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 17.63 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.5.3.- AMPLIACION A 3,000 TPD: (1,989)

3.5.3.1.- GENERALIDADES:

- 1.- Instalaci3n del cuarto molino primario de bolas 8' x 10'
Inicialmente este molino arrancar3 con ciclones de fondo plano CBC en circuito cerrado. Son equivalentes a los ciclones D-20" tipo Krebs.
Este molino tambi3n tendr3 trunnion de descarga alta.
- 2.- La trituraci3n actual es del orden de 100% -1/2 pulg.
lo que permite utilizar como tama3o m3ximo de bola de 3 pulg.
- 3.- Estabilizar la molienda primaria en 17% + 70m y 52% - 200m.
Lo que significa bajar la densidad de descarga de los molinos a 70 - 75 % de solidos, esto es tener una densidad de pulpa entre 1,800 gr/lt a 1,950 gr/lt. Estos par3metros que se requiere para una molienda m3s fina obliga nuevamente a tener los ciclones en posici3n vertical y adem3s cada molino estar3 tratando +/- 750 TPD.
- 4.- Poximamente para mejorar el % +m70(disminuir a 10 -12% +70m) se instalar3 ciclones D-20"(reemplazando a los ciclones D-15), es evidente que al disminuir este % +70m va a traer m3s beneficios en la flotaci3n:
 - mejor liberaci3n de la esfalerita con la dolomita (MgO).
 - menor desgaste en cuanto se refiere a impulsor , difusor, etc.

de las celdas y bombas.

5.- Puesta en marcha de un molino de remolienda de mayor capacidad que la actual (Hardinger) que tiene 300 TPD. al incrementarse la capacidad a 3,000 TPD, la capacidad de remolienda se incrementa a 400 TPD.

Dicho molino tendrá circuito cerrado con ciclones D-15".

6.- Se instalará Belt-Feeder a cada molino con motor de velocidad variable, la faja serán de 30" de ancho. La finalidad de este tipo alimentación a los molinos es de mantener una alimentación constante y mejor control del operador, ya que puede graduar su carga manualmente de acuerdo a los parámetros establecidos. Además este tipo de alimentación se enlaza con el control PSM que se instala en el Over flow y este de acuerdo al parámetro de % + 70m que se requiera trabaja automáticamente.

3.5.3.2.- EVALUACION DE LOS MOLINOS:

A.- MOLINO M-201.

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	744.0	
TMS/Hr	:	31.0	
TCS/Hr	:	34.2	
Radio de reducción:		43.8	
Carga circulante	:	2.7	
Amp.de trabajo	:	420	
Densidad O'F	:	1,240	
% de Solidos	:	29.0	
R.P.M. molino	:	20.8	
O'F + 70m	:	10.4	
O'F -200m	:	54.8	
F80	:	9,200	micrones
P80	:	210	"

MOTOR:

Potencia:	:	385 Hp
Amperaje	:	460
Voltaje	:	440
Factor de Potencia:	:	0.80

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 255.8 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía : (W)

$$W = 7.48 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 89.0 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 12.77 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

B.- MOLINO M-202:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	768.0
TMS/Hr	:	32.0
TCS/Hr	:	35.3
Radio de reducci3n:		42.1
Carga circulante	:	3.3
Amp.de trabajo	:	440
Densidad O'F	:	1,345
% de Solidos	:	38.5
R.P.M. molino	:	20.8
O'F + 70m	:	16.4
O'F -200m	:	49.7
F80	:	10,100 micrones
P80	:	240 "

MOTOR:

Potencia:	:	385 Hp
Amperaje	:	460
Voltaje	:	440
Factor de Potencia:	:	0.80

1.- Energ3a total de operaci3n: (P)

$$P = 267.9 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energ3a : (W)

$$W = 7.60 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 93.2 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 13.92 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

C.- MOLINO M-204:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	773.0
TMS/Hr	:	32.2
TCS/Hr	:	35.5
Radio de reducci3n:		54.1
Carga circulante	:	2.40

Amp.de trabajo : 450
Densidad O'F : 1,311
% de Solidos : 35.6
R.P.M. molino : 21.0
O'F + 70m : 15.9
O'F -200m : 55.6
F80 : 11,100 micrones
P80 : 205 "

MOTOR:

Potencia: : 400 Hp
Amperaje : 460
Voltaje : 440
Factor de Potencia: 0.80

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 274.0 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía : (W)

$$W = 7.72 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 91.8 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 12.79 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

D.- MOLINO M-205:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD : 740.0
TMS/Hr : 30.8
TCS/Hr : 34.0
Radio de reducción: 47.3
Carga circulante : 3.40
Amp.de trabajo : 420
Densidad O'F : 1,350
% de Solidos : 38.9
R.P.M. molino : 21.0
O'F + 70m : 12.5
O'F -200m : 55.5
F80 : 10,400 micrones
P80 : 220 "

MOTOR:

Potencia: : 390 Hp
Amperaje : 460
Voltaje : 440
Factor de Potencia: 0.80

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 255.8 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía : (W)

$$W = 7.52 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

3.- Eficiencia: (E)

$$E = 87.9 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

$$Wi = 13.1 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

E.- MOLINO DE REMOLIENDA:

PARAMETROS DE OPERACION:

TMSD	:	362.8	
TMS/Hr	:	15.1	
TCS/Hr	:	16.7	
Radio de reducción:		3.8	
Carga circulante	:	1.2	
Amp.de trabajo	:	280.0	
Densidad O'F	:	1,080	
% de Solidos	:	10.4	
R.P.M. molino	:	21.0	
O'F -325m	:	87.9	
F80	:	129.0	micrones
P80	:	34	"

MOTOR:

Potencia: : 400 Hp

Amperaje : 488

Voltaje : 440

Factor de Potencia: 0.80

1.- Energía total de operación: (P)

$$P = 170.5 \text{ Kw}$$

2.- Consumo de Energía : (W)

$$W = 10.2 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

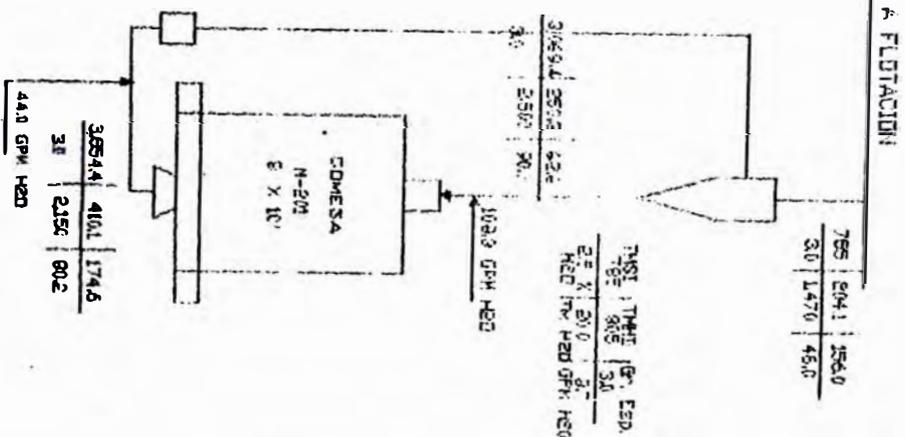
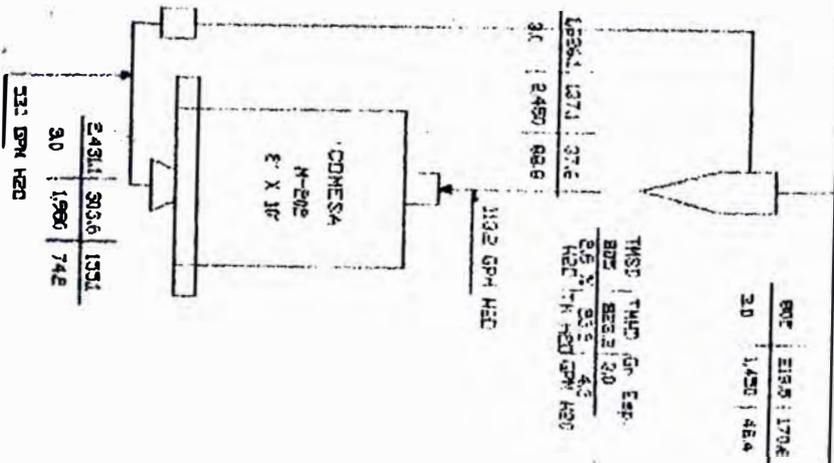
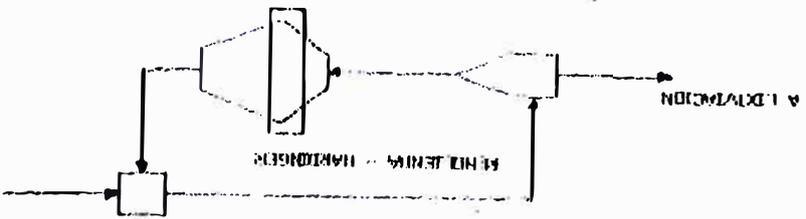
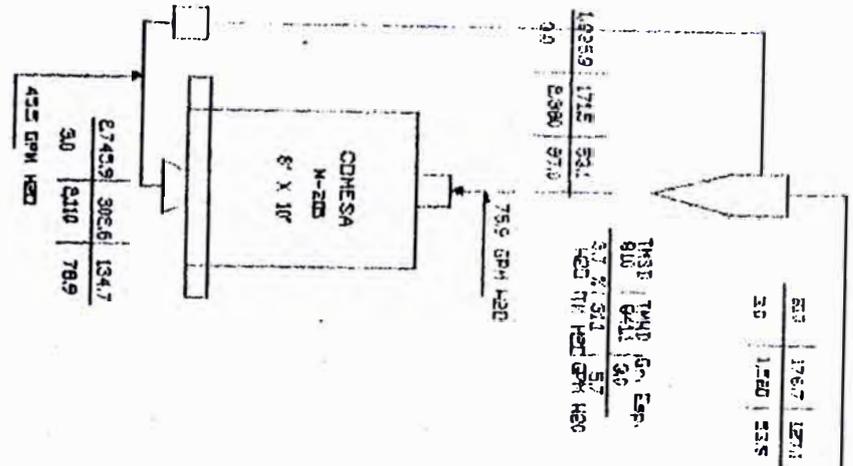
3.- Eficiencia: (E)

$$E = 57.1 \%$$

4.- Work - Index: (Wi)

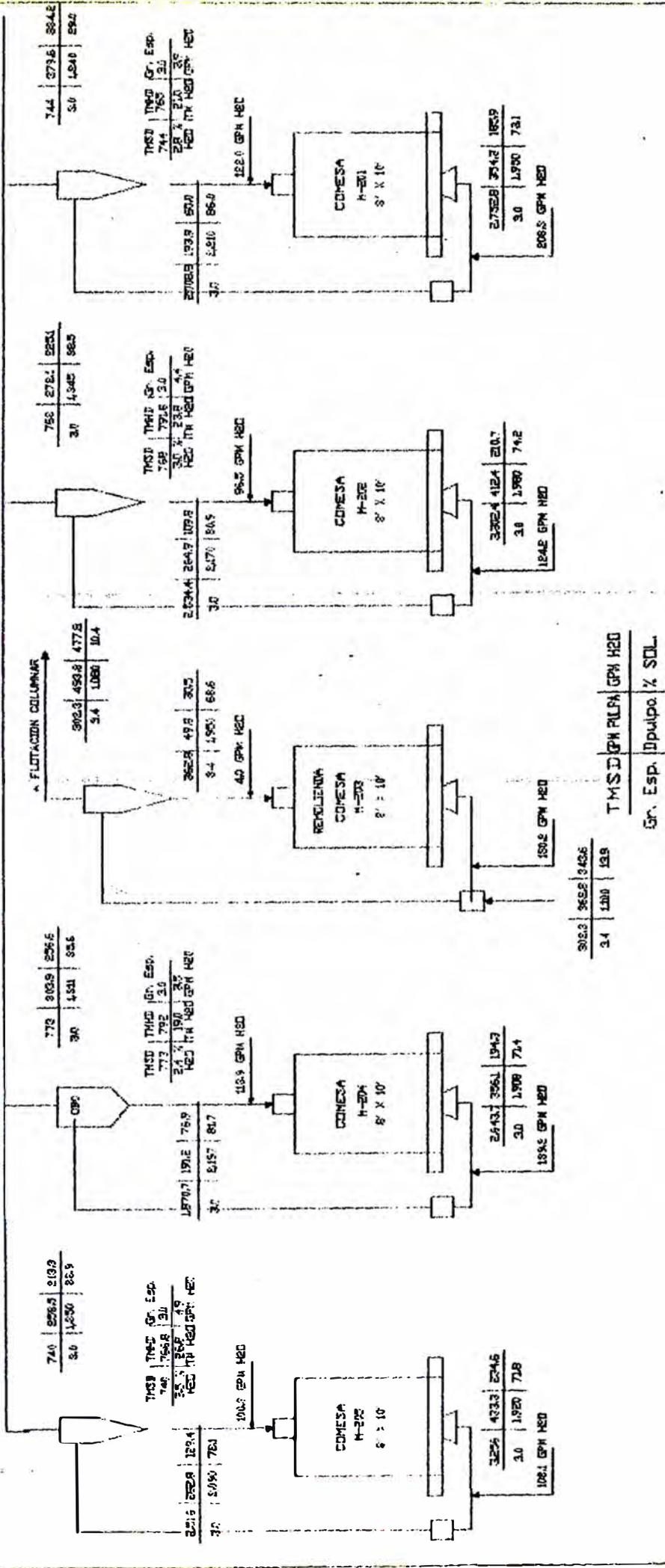
$$Wi = 12.22 \text{ Kw-Hr/Tc}$$

CIRCUITO DE MOLIENDA E-400 (P2)



TMSD GPM PULPA GPM H₂O
 Gr. Esp. Dpulpa % S.O.L.

CIRCUITO DE MOLIENDA 3,000 TPD



3.6.- CIRCUITO DE FLOTACION

3.6.1.- CIRCUITO DE FLOTACION PARA 1,400 TMD:

Este circuito de flotación consta de dos etapas y cada una procesa un promedio de 700 TMD :

CIRCUITO A:

La pulpa proveniente de la sección molienda va a la etapa de flotación que se hace por flotación selectiva es decir primeramente se flota el plomo y luego el cinc.

La flotación del plomo se inicia con dos celdas WS (Serrano) de 6' de diámetro por 7' de alto (6' x 7') que constituye el Rougher, seguido por dos celdas WS 6' x 7' que forman el scavenger, sus espumas van al 2do. rougher, las espumas del 1er. rougher van a una celda WS 6' x 7' que sería la limpieza final donde se obtiene el concentrado final de plomo, su relave vuelve al 1er. rougher. El relave de la segunda celda scavenger va a una celda tanque WS de 10' x 10', esta celda de gran volumen constituye el rougher del circuito de cinc más tres celdas WS 6' x 7', la etapa scavenger lo forman 6 celdas WS 6' x 7', las espumas del rougher van a la etapa de limpieza que forman dos limpiezas las espumas de la segunda limpieza forma el concentrado final de cinc. El relave de la 6ta. celda (Scv.) es el relave final, que luego va al circuito de gravimetría.

Las espumas de la 2da., 3era. y 4ta. Scv. van a una celda WS 6' x 7' y sus espumas van a la 3era. celda rougher y el relave de esta celda va al circuito de remolienda. Igualmente las espumas de la 1era. celda Scv. a la 3era. celda rougher y las espumas de la 5ta. y 6ta. Scv. van a remolienda.

CIRCUITO B:

Este circuito que va en paralelo con el circuito A de plomo con 2 celdas WS 6' x 7' que es la etapa rougher y se complementa con la etapa de limpieza del circuito A, la etapa rougher seguido con el Scv. 2 celdas WS 6' x 7', este relave va a una celda WS 6' x 7' y con la celda tanque 10' x 10' forma el rougher que sigue sumándose a las espumas del 1er circuito, el relave de la celda tanque va a las otras 2 celdas WS 6' x 7' que también forma el rougher, su relave al circuito SCV. compuesta de 6 celdas WS 6' x 7', en el cual las espumas de las 3 primeras celdas Scv. van a una celda WS 6' x 7', sus espumas vuelven al 4to. Rougher y el relave a remolienda.

El relave de la 6ta. celda WS 6' x 7' viene a ser el relave general de flotación que va al circuito de concentración gravimétrica.

Cada relave de los dos circuitos de flotación alimenta a una batería de 10 espirales Humprey c/u.

El concentrado de cada espiral se unen para alimentar a la bomba Denver SRL 3" x 3" y este alimenta a un ciclón tipo Krebs de 10"

y el U'F alimenta a una mesa vibratoria Wilfley No. 6 que el concentrado viene a ser el concentrado de cinc oxidado. El O'F del ciclón D-10 alimenta a otro ciclón D-10 que su U'F alimenta a la 2da. mesa vibratoria y los medios de las dos mesas alimenta a una 3era. mesa Wilfley No. 6 y los concentrados de estas dos mesas más de la 1era. mesa constituye el concentrado cinc oxidado. Los relaves de las tres mesas viene a ser el Relave Genera, antes el medio de la 3era. mesa vuelve a alimentar a la bomba 3" x 3".

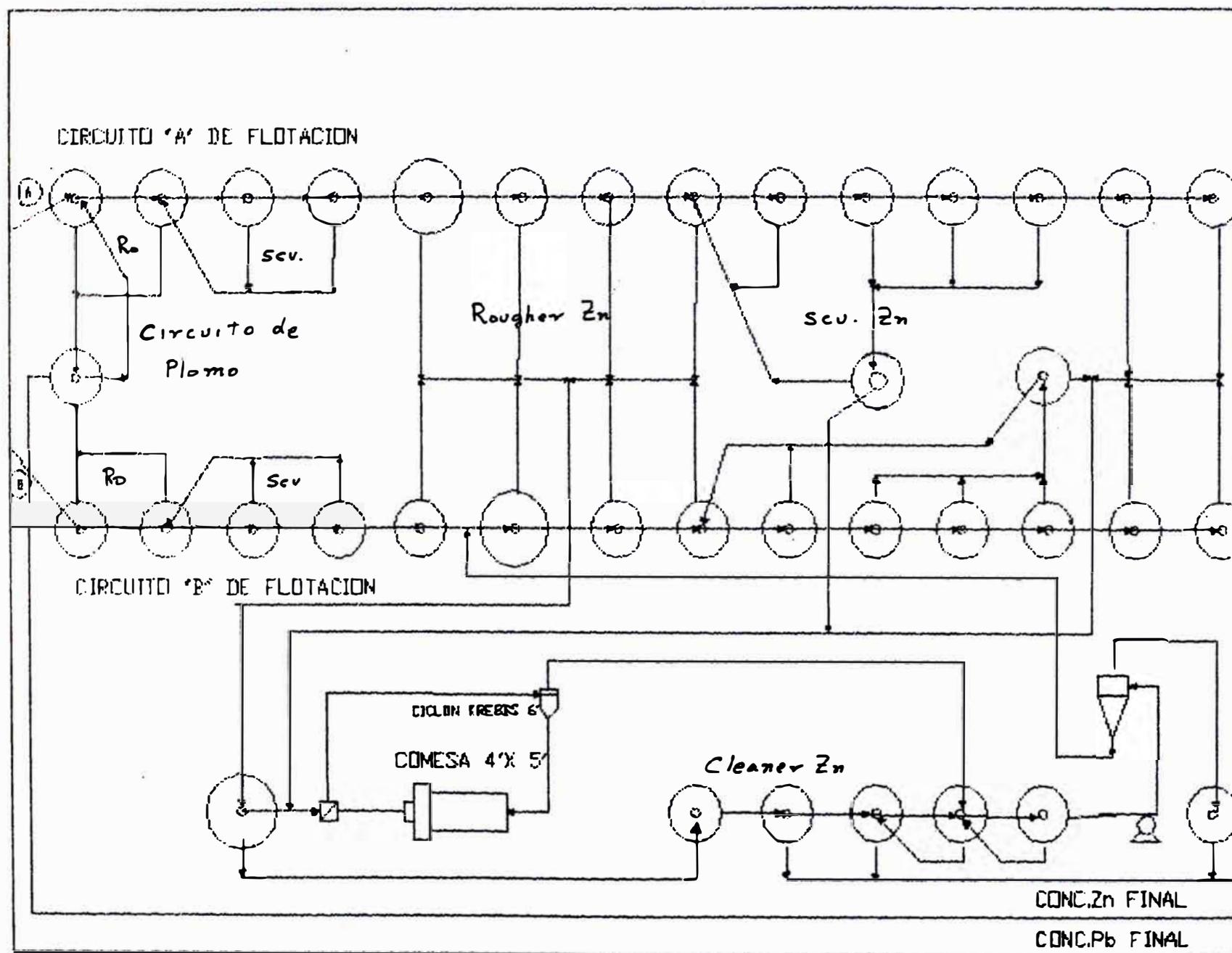
3.6.2.- EQUIPO:

A.-FLOTACION PLOMO:

Maquinaria	Tamaño	Hp	Volumen pies ³
1.- Acondicionador	6' x 7'	18	198
2.- Circuito Plomo:			
5 celdas WS (Rougher)	6' x 7'	12	990
5 celdas WS (Scavenger)	6' x 7' (3)	12	594
	8' x 9' (2)	18	904
3.- Circuito Cinc:			
2 celdas tanque (Rougher)	10' x 10'	48	1,570
6 celdas WS (Rougher)	6' x 7'	10	1,188
14 celdas WS (Scv.)	8' x 9' (5)	30	2,260
	6' x 7' (9)	18	1,782
4.- Circuito de remolienda:			
2 celdas WS	8' x 9'	30	904
3 celdas WS	6' x 7'	10	594
2 bombas Denver SRL	4" x 3"	12	
5.- Circuito de gravimetria:			
3 Mesas Wilfley	No. 6	1.5	
20 Espirales Humprey	---	---	
1 Bomba Denver SRL	3" x 3"	12	

3.6.3.- BALANCE METALURGICO ACUMULADO DEL AÑO 1,981:

PRODUCTO	PESOS CALCULADOS		ENSAYES			CONTENIDOS		DISTRIBUCION	
	Tms	% Peso	%Pb	%Zn	%MgO	Pb TM	Zn TM	%Pb	%Zn
Cabeza	423,664.2	100.0	1.07	11.29	-	4,502.6	46,613.9	100	100
Conc. Zn	79,105.6	18.7	1.34	56.44	2.01	948.6	39,982.9	21.1	95.8
Conc. Pb	5,657.0	1.3	63.91	4.14		3,209.1	309.4	71.7	0.
Relave	338,901.6	80.0	0.10	1.88		344.9	6,322.6	7.6	17.2



SECCION FLOTACION 1400 TMD

3.6.4.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION A 2,400 TMD

3.6.4.1.- GENERALIDADES:

A.- De acuerdo al volumen de tratamiento se modificara el circuito, dicho circuito ha sido modificado para un volumen de tratamiento de 2,000 TMD inicialmente, las celdas WS van siendo reemplazadas por etapas por otro tipo de celdas (DR-180) para no tener paradas de mayor tiempo que signifiquen pérdidas por planta parada, lo que se detalla es el cambio sustancial para un tratamiento de 2,400 TMD.

B.- Las celdas WS de flotación son de mantenimiento mas caro y requiere de una operación mecánica óptima para un buen rendimiento metalúrgico.

C.- Se redimensionará el Acondicionador de plomo actual 6' x 7' instalandose el Desarenador.
Se instalará un acondicionador de cinc 10' x 10' el tiempo actual de cinc es de 8 a 10 minutos muy corto, deseable 15 minutos.

D.- Se estima que una buena operación de planta admite un máximo de error de 1% , error entre el balance metalúrgico calculado y el real(ensayos); esto supone contar con Balanzas para control de tonelajes de entrada, muestreadores automáticos, etc.

E.- Poner en operación alimentadores de reactivos tipo Clarkson que permiten una dosificación más controlada.

F.- La preparación de reactivos será mejor dosificada ejemplo ademas de reemplazar el Z-6 por el Z-11, este será preparado al 10% y no al 5 - 8%.

Se reemplaza el AR-1242 por el A-242 como colector del plomo. la mezcla MIBC/Ac.Cresilico (1:1) es muy fuerte, el cresilico es un espumante muy poderoso y no selectivo de los sulfuros.

No se usa depresores del cinc (SO4Zn, Na2HSO3), el cinc flota a un pH natural (7 - 8), lo cual permite la eliminación del uso de la cal, es más el contenido de Fe llega a 1.5% por lo tanto no justifica el uso de la cal.

3.6.4.2.- VOLUMEN DEL CIRCUITO DE FLOTACION EXISTENTE DE 1,400 A 2,000 TMD.

<u>TIPO DE CELDAS</u>	<u>CANTIDAD</u>	<u>PIES CUBICOS</u>	<u>HP</u>
Denver Unitaria 1,500	1	100	30
Celdas WS 6' x 7'	23	4,554	342
Celdas WS 8' x 9'	7	3,164	186
Celdas WS 10' x 10'	2	1,570	96
	33	9,288	624

3.6.4.3.- CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS PARA LA AMPLIACION 2,400

PARAMETROS DE OPERACION:

Peso específico del mineral	3.0 gr/cc
Tonelaje diario	2,400.0
Over flow de los ciclones	1,450.0 gr/lt
Porcentaje de solidos	46.7%

A.- CIRCUITO DE PLOMO :

1.- Cálculo del número de celdas para flotación de plomo (Rougher y Scavenger).

$$\text{pies}^3/\text{TM} = 47.76$$

$$\text{factor de aireación} = 0.85 \text{ celdas DENVER}$$

$$\text{Tiempo de flotación (Ro-Scv)} = 8 \text{ minutos}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = \frac{2,400 \times 1.1 \times 47.76}{1440 \times 0.85}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = 103.0$$

Para celdas DR-180 de 180 pies³ de capacidad y teniendo como factor de seguridad 1.25

$$\text{Número de celdas} = \frac{103.0 \times 1.25 \times 8}{180} = 5.7 \text{ celdas}$$

Número de celdas = 6 del tipo DR-180 de las cuales 4 son para el Rougher y 2 para el Scavenger.

2.- Cálculo del número de celdas para la limpieza:

PARAMETROS DE OPERACION:

Peso específico del mineral	5.0 gr/cc
Tonelaje diario	65.07
Densidad de pulpa espumas Ro.	1,200 gr/lt
Porcentaje de solidos	21.6 %
Tiempo de flotación cleaner	20 minutos

$$\text{pies}^3/\text{Tm} = 124.5$$

$$\text{factor de aireación} = 1.0 \text{ para el tipo de celda las Sub-A.}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = \frac{65.07 \times 1.1 \times 124.5}{1440}$$

$$\text{pies}^3/\text{minuto} = 6.2$$

para celdas Sub-A No. 21 de 40 pies³ de capacidad.

$$\text{Número de celdas} = \frac{6.2 \times 1.25 \times 20}{40} = 3.9$$

Número de celdas = 4 del tipo Sub-A No 21 de 40 pies³ de capacidad.

B.- CIRCUITO DE CINC :

PARAMETROS DE OPERACION:

Peso específico del mineral	3.0 gr/cc
Tonelaje diario	2,335.0
Over flow de los ciclones	1,360.0 gr/lt
Porcentaje de solidos	40.0%

1.- Cálculo del número de celdas para flotación de cinc (Rougher)

$$\text{pies}^3/\text{TM} = 59.4$$

$$\text{factor de aireación} = 0.85 \text{ celdas DENVER}$$

$$\text{Tiempo de flotación (Ro)} = 6 \text{ minutos}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = \frac{2,335 \times 1.1 \times 59.4}{1440 \times 0.85}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = 124.65$$

Para celdas DR-180 de 180 pies³ de capacidad y teniendo como factor de seguridad 1.25

$$\text{Número de celdas} = \frac{124.65 \times 1.25 \times 6}{180} = 5.2 \text{ celdas}$$

Número de celdas = 6 del tipo DR-180

2.- Cálculo del número de celdas para la 1era. limpieza:

PARAMETROS DE OPERACION:

Peso específico del mineral	3.4 gr/cc
Tonelaje diario	228.0
Densidad de pulpa espumas Ro.	1,200 gr/lt
Porcentaje de solidos	23.9 %

$$\text{pies}^3/\text{Tm} = 116.4$$

$$\text{factor de aireación} = 1.0 \text{ para el tipo de celda las Sub-A.}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = \frac{228.0 \times 1.1 \times 116.4}{1440}$$

$$\text{pies}^3/\text{minuto} = 20.3$$

para celdas Sub-A No. 24 de 50 pies³ de capacidad.

$$\text{Número de celdas} = \frac{20.3 \times 1.25 \times 14}{50} = 7.1$$

Número de celdas = 8 del tipo Sub-A No 24 de 50 pies³ de capacidad.

1.- Cálculo del número de celdas para flotación de cinc (Scavenger)

PARAMETROS DE OPERACION:

Peso específico del mineral	3.0 gr/cc
Tonelaje diario	2,263.0
Over flow de los ciclones	1,250.0 gr/lt
Porcentaje de solidos	30.0%

$$\text{pies}^3/\text{TM} = 85.8$$

$$\text{factor de aireación} = 0.85 \text{ celdas DENVER}$$

$$\text{Tiempo de flotación (Scv.)} = 6 \text{ minutos}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = \frac{2,263 \times 1.1 \times 85.8}{1440 \times 0.85}$$

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = 174.50$$

Para celdas DR-180 de 180 pies³ de capacidad y teniendo como factor de seguridad 1.25

$$\text{Número de celdas} = \frac{174.50 \times 1.25 \times 6}{180} = 7.3 \text{ celdas}$$

Número de celdas = 8 del tipo DR-180

2.- Cálculo del número de celdas para la limpieza del conc. Scv:

PARAMETROS DE OPERACION:

Peso específico del mineral	3.4 gr/cc
Tonelaje diario	378.0
Densidad de pulpa espumas Ro.	1.155 gr/lt

Porcentaje de solidos

17.0%

pies³/Tm = 147.0

factor de aireación = 1.0 para el tipo de celda las Sub-A.

$$\text{pies}^3/\text{mint.} = \frac{378.0 \times 1.1 \times 147.0}{1440}$$

pies³/minuto = 42.45

para celdas Sub-A No. 24 de 50 pies³ de capacidad.

$$\text{Número de celdas} = \frac{42.45 \times 1.25 \times 8}{50} = 8.5$$

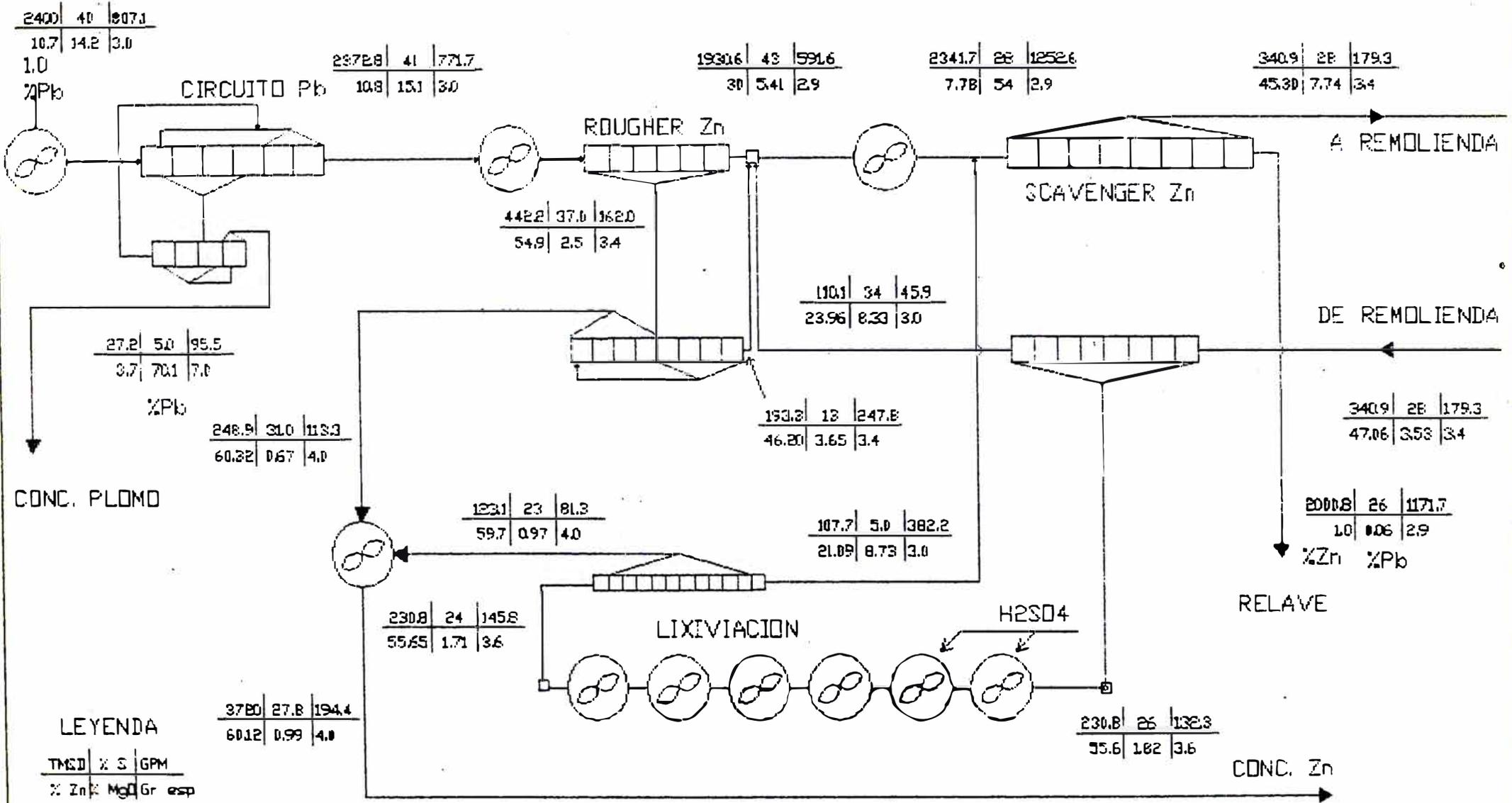
Número de celdas = 8 del tipo Sub-A No 24 de 50 pies³ de capacidad. Se consideran 8 celdas por que la flotación es más rápida según pruebas metalúrgicas.

3.6.4.4.- BALANCE METALURGICO ACUMULADO DEL AÑO 1,988:

PRODUCTO	PESOS CALCULADOS		ENSAYES			CONTENIDOS		DISTRIBUCION	
	Tms	% Peso	%Pb	%Zn	%MgO	Pb TM	Zn TM	%Pb	%Zn
Cabeza	789,961.0	100.0	0.77	10.82		6,118.5	85,496.6	100	100
Conc.Zn	130,205.2	16.5	0.58	61.39	0.70	754.3	79,930.0	12.3	93.5
Conc.Pb	6,378.4	0.8	74.17	2.23		4,730.9	142.1	77.3	0.2
Relave	653,377.4	82.7	0.10	0.83		633.3	5,424.5	10.4	6.3

3.6.4.5.- DIAGRAMA DE FLUJO DEL CIRCUITO DE FLOTACION DE 2,400 IPD:

CIRCUITO DE FLOTACION 2,400 TMD



3.6.5 .- AMPLIACION A 3,000 TMD CIRCUITO DE FLOTACION:

3.6.5.1.- GENERALIDADES:

- A.- Con el tratamiento diario de 3,000 tm. y acusando el mineral de mina:
12.5% de Zn, 0.8% de Pb.
Se espera obtener un concentrado de 61% con 0.75 de MgO para una recuperación de 93%.
- B.- Con este incremento de tonelaje diario, la capacidad de remolienda es de unas 400 TM para lo cual necesitaría un Molino 8' x 10'.
- C.- El circuito de plomo no se alteraría, el número de celdas del Rougher y el Scv. no se incrementaría para una ley de 0.8% y el circuito de limpieza es igual, pruebas a nivel de laboratorio confirman esto.
- D.- El circuito de limpieza del cinc claro se incrementaría a otra etapa de limpieza, en proporción al nuevo tonelaje.
- E.- Acondicionar el banco Denver "D" (DR-180) de 8 celdas (antes SCV.) en 2 partes D1 y D2 en el cual:
D1: para flotación del producto de relave del banco "E" (relave de la 2da. limpieza del cinc negro).
D2: 1era. flotación del cinc negro (producto de remolienda).
- F.- Continuar flotando el cinc oscuro remolido en el banco D1 (actual) y luego limpiarlo 2 veces en el banco "E" (se va a acondicionar dicho banco "E" con 4 celdas por limpieza).
- G.- Instalación completa de un banco de flotación de 6 celdas D1-P circuito Scavenger.
- H.- Instalación de dos Blower (sopladores) de 3,500 p.c.m. a 3 Psi.
- I.- Instalar controles de nivel de pulpa automático en los bancos de flotación OK.
- J.- Con respecto al agua industrial:
Se va a independizar los circuitos de molienda y flotación con tubería propia cada circuito.
Tubería de 8" de diámetro para el circuito de bombas flotación y molienda.
- Se va a mejorar el sistema de captación del agua industrial para que este excenta de partículas en suspensión.

3.6.5.2- VOLUMEN DEL CIRCUITO DE FLOTACION EXISTENTE DE 2,400

TIPO DE CELDAS	CANTIDAD	PIES CUBICOS	HP
Denver 18 SP (Lixiv.)	12	288	60
Denver Sub-A No. 21	4	160	24
Denver Sub-A No. 24	16	800	144
Denver DR-180	20	3,600	400
	52	4,848	628

3.6.5.3.- CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS PARA LA AMPLIACION 3,000

Se manifestó que para el circuito de plomo con ley de cabeza de 0.8% no variaría el número de celdas tanto en la etapa RD-SCV y limpieza. El circuito Rougher de cinc se mantiene con 6 celdas DR-180. La primera limpieza del circuito cinc claro con 8 celdas Sub-A No. 24. La implementación de la segunda limpieza del cinc claro:

Tonelaje: 321 TMD
 Gravedad específica: 4.0
 Densidad de pulpa : 1.230 gr/lt
 % de solidos : 25%

1.- Cálculo del número de celdas segunda limpieza cinc claro:

pies³/Tm de concentrado: 105

$$\text{pies}^3/\text{minuto} = \frac{321 \times 1.1 \times 105}{1440}$$

pies³/minuto = 25.7

para celdas Sub-A No. 24 de 50 pies³ de capacidad.

$$\text{Número de celdas} = \frac{25.7 \times 1.25 \times 12}{50} = 7.7$$

Número de celdas = 8 del tipo Sub-A No 24 de 50 pies³ de capacidad.

2.- Cálculo del número de celdas para la flotación del cinc oscuro:

Tonelaje : 2,838 TMD
 Gravedad específica : 3.0
 Densidad de pulpa : 1,250 gr/lt.
 Porcentaje de solidos : 30%
 Pies³/tm : 85.8
 Tiempo de flotación : 8 minutos

$$\text{pies}^3/\text{minuto} = \frac{2,838 \times 1.1 \times 85.8}{1,440}$$

pies³/minuto = 186.0

para celdas OK-8 de capacidad 270 pies³

$$\text{Número de celdas} = \frac{186.0 \times 1.25 \times 8}{270}$$

Número de celdas = 6.9

Se consideran 6 celdas OK-8 de 270 pies³ de capacidad.

3.6.5.4- VOLUMEN DEL CIRCUITO DE FLOTACION EXISTENTE DE 3,000

TIPO DE CELDAS	CANTIDAD	PIES CUBICOS	HP
Denver 18 SP (Lixiv.)	12	288	60
Denver Sub-A No. 21	4	160	24
Denver Sub-A No. 24	24	800	144
Denver DR-180	20	3,600	400
Celdas OK-8	6	1,620	144
	66	6,468	772

3.6.5.5.- BALANCE METALURGICO ACUMULADO DEL AÑO 1,989:

PRODUCTO	PESOS CALCULADOS		ENSAYES			CONTENIDOS		DISTRIBUCION	
	Tms	% Peso	%Pb	%Zn	%MgO	Pb TM	Zn TM	%Pb	%Zn
Cabeza	841,826.0	100.0	0.64	10.22		5,349.7	86,084.9	100	100
Conc.Zn	130,862.2	15.5	0.65	61.15	0.72	359.8	80,028.3	6.7	93.0
Conc.Pb	6,398.5	0.8	67.74	2.03		4,334.3	129.9	81.0	0.2
Relave	704,565.3	83.7	0.09	0.84		655.5	5,926.7	12.3	6.8

3.6.5.6.- DIAGRAMA DE FLUJO DEL CIRCUITO DE FLOTACION 3,000 TMD:

3.7.-ESPESAMIENTO Y FILTRADO :

3.7.1.- ESPESAMIENTO Y FILTRADO 1,400 TMD, 2,000 TMD Y 2,400 TMD.

1.- GENERALIDADES:

A.- Esta sección no tuvo variaciones en cuanto se incrementó tonelaje de 1,400 a 2,000 y 2,400 TMD.

2.-EQUIPO:

MAQUINARIA	TAMAÑO	POTENCIA
Espesador COMESA No.1 Zn	50' x 10'	3.0 Hp
Espesador DENVER No.2 Zn	32' x 10'	3.0 Hp
Espesador DENVER No.1 Pb	20' x 10'	3.0 Hp
Filtro COMESA No.1 Zn	6' x 8d	7.5 Hp
Filtro COMESA No.2 Zn	6' x 8d	7.5 Hp
Filtro COMESA No.1 Pb	6' x 4d	5.0 Hp
Bomba de vacío Tipo Nash Serie 3003-	2,000 CFM	125.0 Hp
2 Sopladores	1,000 CFM	36.0 Hp
Bomba de Diafragma	5" diámetro	7.5 Hp
Bomba Denver	4" x 3"	10.0 Hp
Bomba Denver	1 1/2" x 1 1/4"	3.0 Hp

3.7.2.- BALANCE DEL CIRCUITO DE CINC :

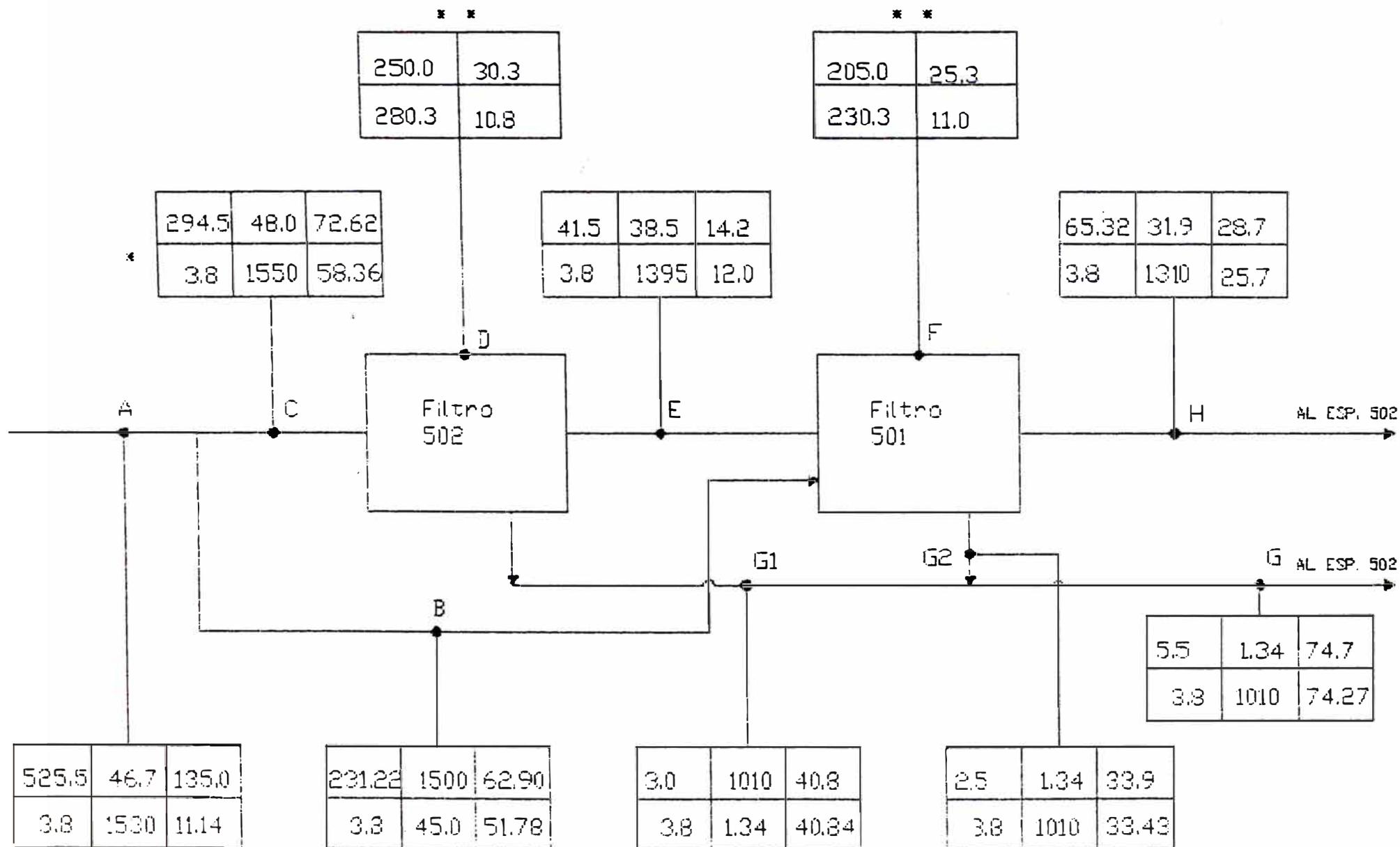
LEYENDA GENERAL:

- A.- Alimento general
- B.- Alimento al filtro 1.
- C.- Alimento al filtro 2.
- D.- Filter cake filtro 2
- E.- Rebose del filtro 2 - alimento al filtro 1.
- F.- Filter cake filtro 1.
- G1.- Agua succionada del filtro 2
- G2.- Agua succionada del filtro 1.
- G.- Agua total succionada de los dos filtros que va al espesador 2
- H.- Rebose del filtro 1 que va al espesador 2.

! TMSD ! % Sol. ! Pulpa GPM !
!-----!
!Gr.Sp.! Dp.Gr/Lt! Agua GPM !

! TMSD ! Agua TMD ! ✓ x
!-----!
! TMHD ! % Humedad!

BALANCE DE MATERIA CIRCUITO DE FILTROS



3.7.3.- AMPLIACION A 3,000 IMD :

1.- GENERALIDADES:

- A.- La producción de concentrado se incrementaría a +/- 570 TMD
- B.- La relación de vacío : área filtrante según la práctica aconseja que este cociente no sea menor de 2 y mayor a 3.
- C.- Por lo que al tener una área filtrante de 1.080 pies² y un aBomba de vacío de 3,000 CFM dá: 2.8 lo que estaría dentro lo adecuado.

2.- EQUIPO:

El circuito de plomo no sufriría ninguna variación con el actual esta en condiciones de aceptar el tonelaje.

El circuito de cinc:

EQUIPO	TAMAÑO	POTENCIA
Filtro COMESA	9' x 10d	6.6 Hp

Incluye:

Tanque con conexiones de alimentación, drenaje y rebose.

Chumaceras de metal "Babbit".

Reductor principal de tornillo sin fin.

10 discos de poliuretano.

Agitador de paletas sin motor.

Transmisión completa con polea de paso variable, reductor de veloc. motor eléctrico.

Costo Total: \$ 82,000 no incluye IGV.

Bomba de vacío COMESA Modelo 6811 tipo Nash serie 4003.

Capacidad 3,000 CFM con vacío de 23" Hg. a nivel del mar.

Motor Delcrosa de 220 Hp., 440 V. y 60 Hz.

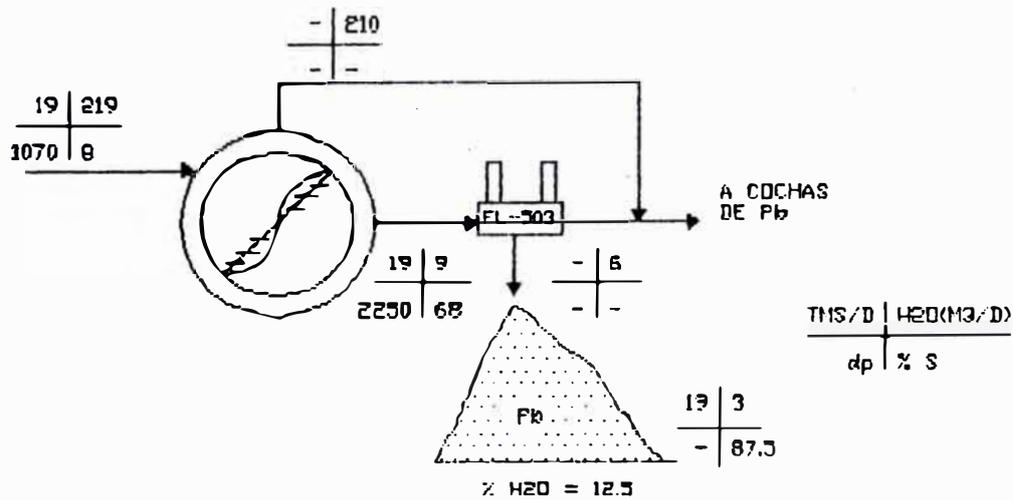
Costo Total: \$ 56,000 no incluye IGV.

Para el soplado se utiliza una compresora. Con el sistema "Snap Blow".

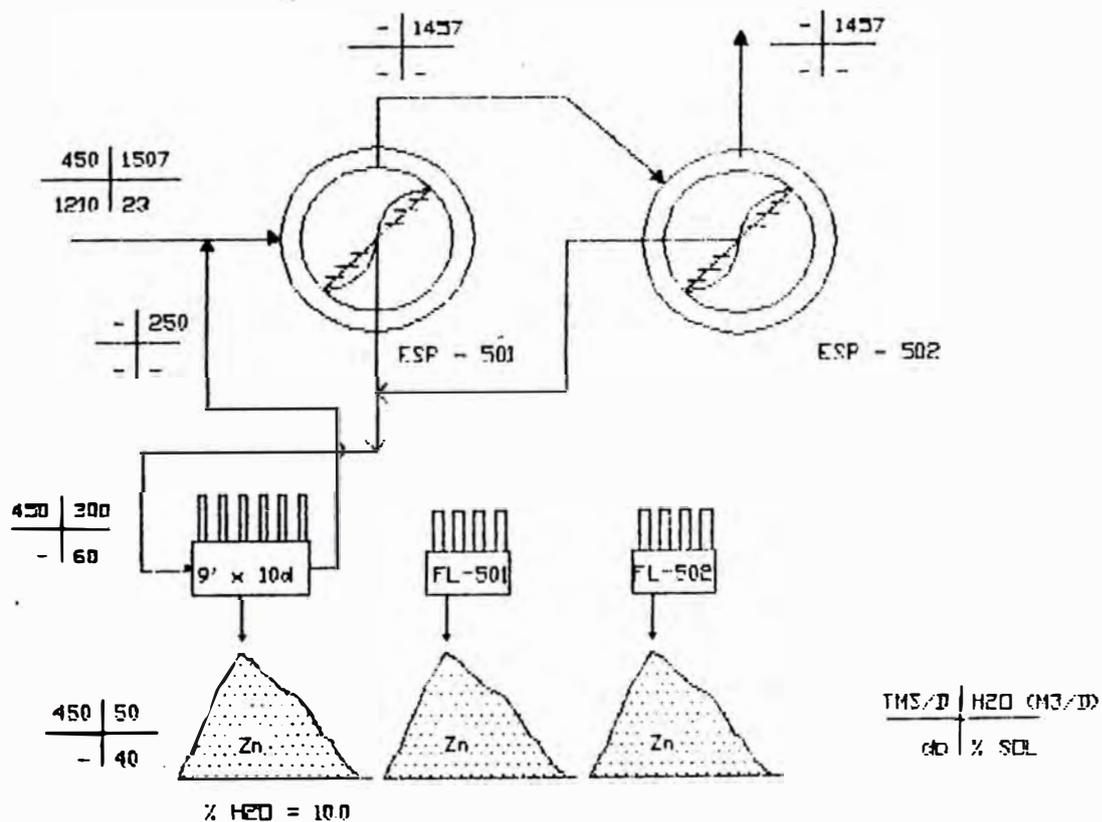
3.7.4.- DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO DEL CIRCUITO :

CIRCUITO DE ESPESADORES Y FILTROS 3,000 TMD

CIRCUITO FILTRADO DE PLOMO



CIRCUITO FILTRADO DE ZINC CON FILTRADO 9' x 10 d



CAPITULO IV

TRATAMIENTO DEL MAGNESIO EN FORMA DE MgO EN EL CONCENTRADO DE LA MINA SAN VICENTE.

- 4.1.- LIXIVIACION.
- 4.2.- REMOLIENDA Y FLOTACION CON TRES ETAPAS DE LIMPIEZAS.
- 4.3.- CELDA COLUMNA.

4.1.- LIXIVIACION:

A.- INTRODUCCION:

-El concentrado de cinc producido acusa:

- % Zn : 56.53
- % Pb : 1.45
- % Fe : 1.50
- % MgO: 1.88

El problema que se tiene en la comercialización de nuestro concentrado es por el contenido de MgO, el mercado exige no tener más de 0.7 % de MgO, porque las refineries de cinc en el proceso electrolítico manifiesta tener problemas con el Mgo. Con estas evidencias al ver que el mercado mundial amenaza con no comprar nuestro concentrado, se ve en la necesidad prioritaria de reducir el contenido de MgO a niveles que sean comerciables.

B.- CARACTERISTICAS DEL MINERAL:

- Por el contenido de cinc y la asociación con la dolomita es notorio dos tipos de cinc: el cinc claro ó rubio que es la esfalerita sola y se flota en la etapa Rougher seguido de dos limpiezas para obtener el concentrado cinc claro ó rubio.
- El otro cinc que se recupera en la etapa Scavenger tiene alto contenido de dolomita o sea esfalerita intimamente ligada a la dolomita de dureza mas alta que la esfalerita sola y de granulometría mas gruesa que se le denomina a este mineral cinc oscuro y este es el cinc problema como hemos dicho con alto contenido de MgO.
- Por estudios al microscopio se nota que gran parte del concentrado Scv. esta la esfalerita con inclusiones de dolomita. (diseminación) y tiene un color más oscuro.

C.- PROCEDIMIENTO A EFECTUARSE:

- La liberación de la esfalerita y de la dolomita en parte se realiza con la remolienda y se va a optar por el proceso de LIXIVIACION y así reducir el contenido de Mgo en el concentrado de cinc.
- Se estima que un 65% - 70% del concentrado de cinc es rubio y el 35% - 30% del concentrado es el cinc oscuro con contenidos de MgO de 4% a 6% de MgO.

- El concentrado de cinc negro (Scv) va a remolienda y luego a clasificación y el D.F tiene 80% - 90% -m200 el cual va a flotación y las espumas de esta flotación va a lixiviación.
- Este proceso se basa en que el Magnesio y el calcio son componentes de la dolomita $Ca Mg CO_3$ y son solubles en solución débil de ácido sulfúrico, es más el sulfato de Mg. es completamente soluble, el sulfato de Ca lo es parcialmente.
- La ecuación del proceso de lixiviación es como sigue:



El problema es controlar la formación del ácido sulfídrico, gas como se sabe de alta toxicidad y corrosivo, se detecta por su olor característico y una sobre espumación en los Reactores. la formación de este gas por las evidencias antes mencionadas es por un consumo en exceso de H_2SO_4 .

La pulpa luego va a una flotación ácida que tiene por objeto separar el sulfato de Ca y Mg y ganga insoluble.

D.- CARACTERISTICAS FISICAS DEL MINERAL A LIXIVIARSE:

- Densidad de pulpa : 1070 gr/lit
- Porcentaje de solidos : 10%
- Gravedad específica : 3.4
- Tms/Hr : 11.52
- % Zn : 26.5
- % Pb : 0.5
- % MgO : 12.0

E.- EQUIPO A EMPLEARSE :

- 1.- 6 Reactores ó tanques de agitación de 8' x 11'
- 2.- 2 bombas de alimentación de ácido sulfúrico.
- 3.- 12 celdas No. 18Sp-DR.
- 4.- 1 blower de 1800 cfm.

F.- PARAMETROS:

- 1.- Consumo de ácido : 30 - 40 gr/tm de conc.
- 2.- Tiempo de lixiviación : 90 minutos
- 3.- Temperatura final : 30 grados centigrados.
- 4.- pH final : 3.5

G.- VALORIZACIONES DEL CONCENTRADO :

1.- SIN LIXIVIACION:

- Tratamiento de : 2,205 tmd
- Recuperación : 87.61%
- Rd.de conc. : 5.34
- Precio del cinc: 36 centavos/libra
- % Zn : 56.53
- % Pb : 1.45
- % MgO : 1.88

$$\text{Zn} = 56.53 \times .8761 \times 0.36 \times 2.205/100$$

$$\text{Zn} = 393.14 \text{ \$/Tm}$$

Deducciones:

	\$
Maquila	: 129.0
Flete terrestre	: 23.5
Flete maritimo	: 29.5
Gastos de embarque:	7.0

Total	189.0

Penalidades:

$$\begin{aligned} \text{MgO} &= (1.98 - 1.0) \times 0.71 = 5.68 \\ & (1.0 - 0.8) \times 0.36 = 0.72 \\ & \text{-----} \\ & 6.40 \end{aligned}$$

Valor de la tonelada de concentrado:

$$393.14 - (189 + 6.4) = \$ 197.74$$

2.- CON LIXIVIACION:

- Tratamiento de : 2.205 tmd
- Recuperación : 89.60%
- Rd.de conc. : 5.6
- Precio del cinc: 36 centavos/libra
- % Zn : 60.12
- % Pb : 2.44
- % MgO : 0.99

$$\text{Zn} = 60.12 \times .896 \times 0.36 \times 2.205/100$$

$$\text{Zn} = 427.6 \text{ \$/Tm}$$

Deducciones:

	\$
Maquila	: 129.0
Flete terrestre	: 23.5
Flete maritimo	: 29.5
Gastos de embarque:	7.0

Total	189.0

Penalidades:

$$\text{MgO} = (0.99 - 0.8) \times 0.36 = 0.68$$

Valor de la tonelada de concentrado:

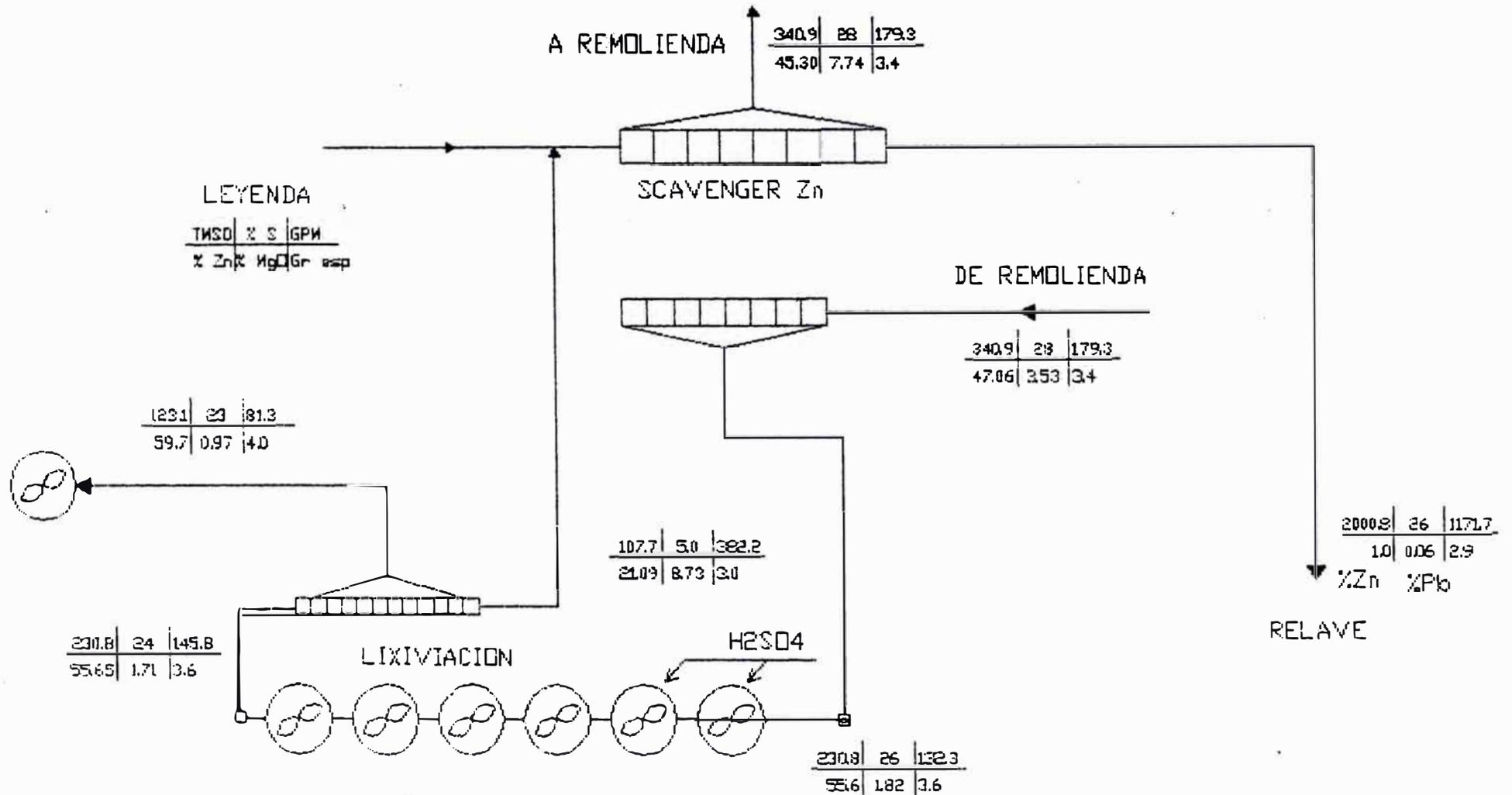
$$427.6 - (189 + 0.68) = \$ 237.92$$

DIFERENCIA DE LOS VALORES DE CONCENTRADO:

$$\$ 237.92 - 197.74 = \$ 40.18$$

H.- DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO:

CIRCUITO DE LIXIVIACION



4.2.- REMOLIENDA CON TRES ETAPAS DE LIMPIEZA:

A.- CARACTERISTICAS DEL MINERAL:

- Se hizo estudios mas profundos de microscopia de secciones pulidas para conocer la mineralogia de las menas orden de deposición, intercrecimientos, grado de liberación el cual fué realizado por Roger Cabos y se puede sintetizar:
 - En las muestras de las secciones pulidas se nota espectacularmente una distribución secuencial de esfalerita, carbonatos, galena formando micropliegues al que le llaman tipo "cebra".
 - La esfalerita viene con tintes marron rojizos y con diseminacion muy fina de dolomita.
 - Tambien existe una deposición de esfalerita dentro de la dolomita a manera de concentraciones irregulares alargadas de 0.6 mm.

B.- AMPLIACION DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA Y FLOTACION DEL CINCO OSCURO:

- Por pruebas de remolienda a nivel de laboratorio y llegando a obtener en el O'F productos en el rango de 90% -m325, es posible obtener concentrados limpios de MgO (contenidos menos de 1%).
- Este circuito es más efectivo que el proceso de lixiviación ya que el principal problema era la adición de H₂SO₄, por la variación del contenido de MgO en la alimentación.
- Se hace recalcar que es importante mantener un producto de remolienda en el orden de 90 -100% -m325, para una mejor eliminación de MgO.
- Al ampliarse el circuito de cinc oscuro se ha incrementado a casi la mitad del tonelaje del concentrado total diario, operativamente se le esta recargando el trabajo con el mayor desplazamiento del volumen del mineral al banco OK-8 SCV., con el objeto de darle mas carga al molino de reolienda (8' x 10').
- La liberación de la dolomita ocurre a partir de la malla 70, y es más efectiva en mallas 325.
- El concentrado de cinc oscuro remolido se compone de partículas de cinc y de dolomita de diámetro medio menor de 37 micras que por ser tan pequeñas requiere que se floten en pulpa diluida de no más de 15% de solidos y más tiempo de flotación 15 a 20 minutos, para esto se requiere aumentar la capacidad de flotación en 1,800 pies³ que viene a ser las 6 celdas OK-8 (270 pies³ c/u), para la etapa Rougher.
- El circuito al ampliarse con un Banco OK-8 para la etapa ROUGHER (alimentación el O'F de remolienda), con tres etapas de limpieza que facilitan la adición de "Quebracho" con lo cual mejora la calidad del concentrado. los bancos D1 y D2 y E serian las etapas de limpieza.

C.- PARAMETROS DE OPERACION:

Alimentación : 21.46 TMS/HR (al banco OK-8 Rougher)
 Densidad de pulpa : 1,150 gr/lit
 Porcentaje de solidos : 18%
 Gravedad especifica : 3.4
 % Zn : 36.14
 % MgO : 2.39

D.- EQUIPO:

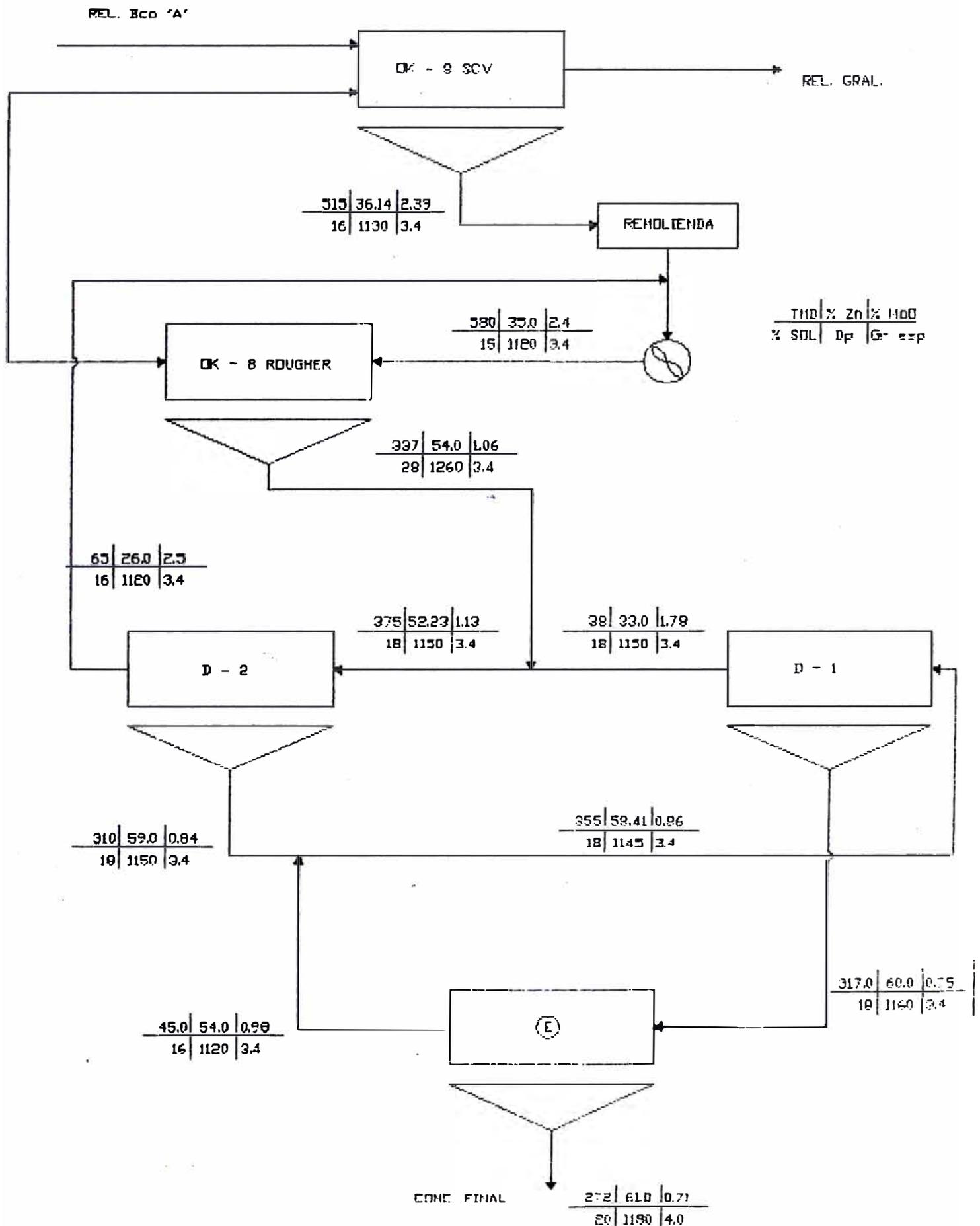
- Instalación del banco OK-8 Rougher - 4 celdas (1,620 pies³)
- Convertir el banco D de 8 celdas DR-180 en dos bancos de flotación de 4 celdas cada uno: D1 y D2, que vendrian a ser las primeras etapas de limpieza.
- La 3era. etapa de limpieza sería el banco E con posibilidad de convertirlo en dos limpiezas.
- Instalación de dos Blower de 3,500 cfm.

E.- CIRCUITO DE CINC OSCURO:

BANCO	ALIMENTACION		CONCENTRADO		RELAVE		RECUPERACION
	% Zn	% MgO	% Zn	%MgO	%Zn	%MgO	% (Zn)
OK-Nuevo	35	2.4	54	1.06	6	4.26	89.64
D-2	52.23	1.13	59	0.89	26	2.50	93.40
D-1	58.41	0.86	60	0.75	33	1.78	91.77
E	60.0	0.75	61	0.71	54	0.98	87.22

F.- DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO:

DIAGRAMA DE FLUJO DEL CIRCUITO ZINC OSCURO CON 3 ETAPAS DE LIMPIEZA



4.3.-CELDA COLUMNA :

4.3.1.- ANTECEDENTES

Los primeros estudios que se realizan sobre Celda Columna es en la década del 60, principalmente en el Canada.

Los pioneros a desarrollar a nivel de laboratorio son los Srs. Pierre Boutin, Remi Tremblay y D. Wheeler - Ottawa El Dorado Mining and Refining.

Al inicio se realizan pruebas en celdas de diámetro pequeño con alturas que están en relación de 1 a 20. Ejemplo:

Celda a nivel piloto de dimensiones: 46 cm(18") con 800 cm.de altura.

En 1963 OPEMISKA COOPER MINES (Quebec) LTD. desarrolla celdas columna para minerales de cobre.

En Montana para minerales de Cromita (Cr₂O₃) que comparado con los circuitos convencionales de flotación tienen los siguientes resultados:

Celda Columna: etapa Rougher 44.7% de concentrado y 87% de recuperación.

Flotación convencional: 43.8% de concentrado Rougher y 85% de recuperación.

Inicialmente con celda columna a nivel pilotaje de Plexiglass:

2.5" (6.35 cm) de diámetro x 18 pies de altura (5.5 metros).

El generador de burbujas empleado es el del diseño de la BUREAU OF MINES. Este tipo de celda y generador de burbujas lo desarrollan J.D. Mc Kay y D.G. Foot.

En Chile Exxon Minerals - Los Bronces para minerales de cobre en la etapa de limpieza final (0.91 mt x 12.19 mt) y otra de 0.45 mt x 12.00 mt. de altura.

En el Perú la Southern Perú Cooper Corporation para Molibdeno Cobre en las etapas de limpieza con celdas de 3.05 mt x 12.19 mt

4.3.2.- INFORMACION BASICA:

A.- Fundamentos del mecanismo de flotación:

Churchill y Degner (1,982) resumieron las siguientes características que toda máquina de flotación debe tener:

1.- El mecanismo debe proveer la suficiente cantidad de burbujas de aire finamente dispersadas, favoreciendo el contacto y flotación de las partículas de interés.

2.- El mecanismo debe proveer suficiente circulación de pulpa para mantener los sólidos en suspensión.

3.- La región de mezclado debe tener el suficiente tiempo para que exista aire (como burbujas) en forma estable, formandose partículas de agregado flotable.

4.- El mecanismo debe mantener una región con razonable calma, para permitir la separación de las partículas flotables del material no flotable.

5.- La zona de espumación debe ser relativamente estable conteniendo el material de flotación, hasta que sea removido por el rebose.

6.- El efecto de la densidad de pulpa de flotación implica que a una menor densidad reduce la viscosidad, disminuyendo las probabilidades de colisión de burbujas y la coalescencia en el área crítica.

B.- FLOTACION EN CELDAS COLUMNA:

- El diseño de columnas (dimensiones), esta basado en la cinética de flotación y en el carguío de concentrado, en términos de la razón de concentrado producido por área de celda columna.

- Por teoría se sabe que los concentrados, una vez producidos en la superficie de la columna, son removidos instantaneamente.

- Las celdas columna estan basados en el principio del flujo en contracorriente.

- La alimentación se realiza a un tercio de la altura total de la columna en la parte alta, por lo que existe una gran oportunidad para que las burbujas mineralizadas sean lavadas y liberadas de las partículas de ganga atrapadas con el mineral de interes económico, este efecto lo realiza el agua de lavado, parámetro nuevo en flotación.

- El espacio que ocupan (lateral) es menor a los circuitos convencionales de flotación, por lo que su control es más centralizado en un solo lugar, ademas los controles son automáticos.

- Lo que sería una ventaja que las celdas columna conducen a circuitos de flotación más simples y mejor controlados.

- Otra ventaja sería la mecánica que las celdas columna no tienen partes móviles a comparación de las celdas mecánicas que constan de impulsor, difusor y fondo que son las partes de mayor desgaste ademas de sistema de lubricación, fajas de transmisión y energía y esto representa un ahorro en lo que respecta a mantenimiento.

- Las celdas columna representa una alternativa para la recuperación de partículas finas.

- La celda columna no se altera con cambios bruscos de densidad o porcentaje de sólidos en la alimentación en rangos entre 3 a 20% de sólidos.

- Las celdas columna ya están siendo aceptadas a nivel mundial como un equipo más en las plantas de procesamiento de minerales.

- Las celdas columna se tiene mejor calidad de concentrado, o mejor rendimiento según gráfico. (Gráfico N°1)

-En las celdas columna se pueden señalar nitidamente 2 zonas:

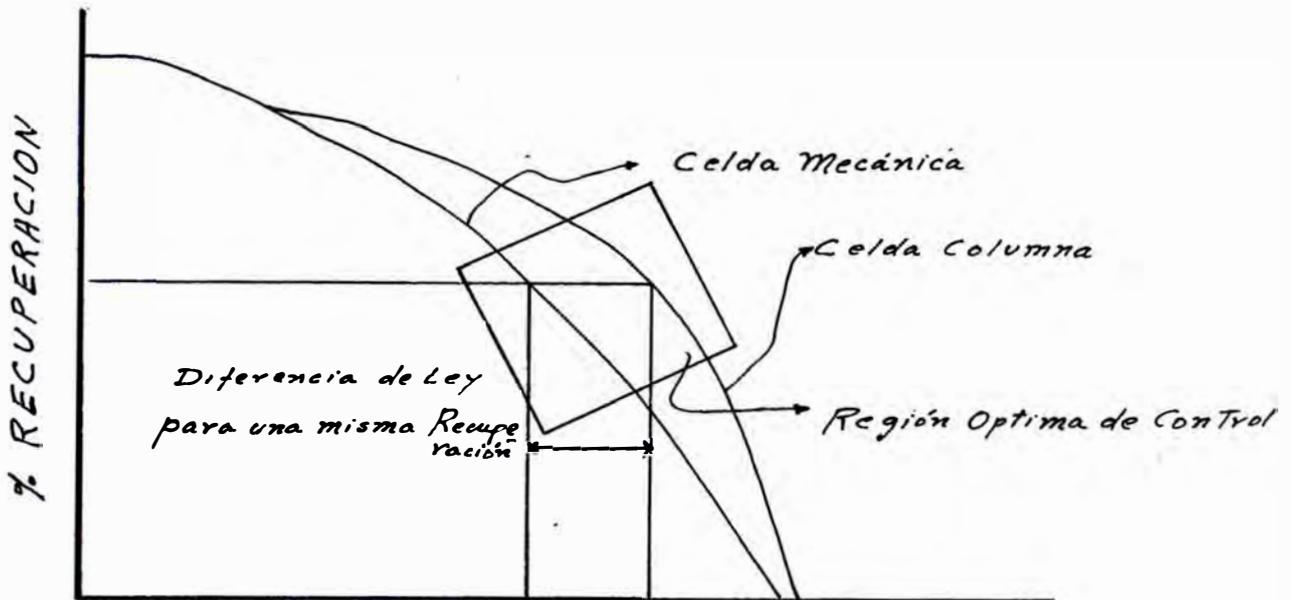
Zona de lavado

Zona de recuperación.

Hay una interfase entre la zona de lavado y recuperación entre las burbujas y la pulpa que es la zona de formación de las burbujas nuevas reemplazando a las que estan siendo colectadas como concentrado. Como se muestra en el gráfico. (Gráfico N°2)

- Esta altura de espumas es controlada arbitrariamente de acuerdo a la calidad del concentrado que se obtenga.

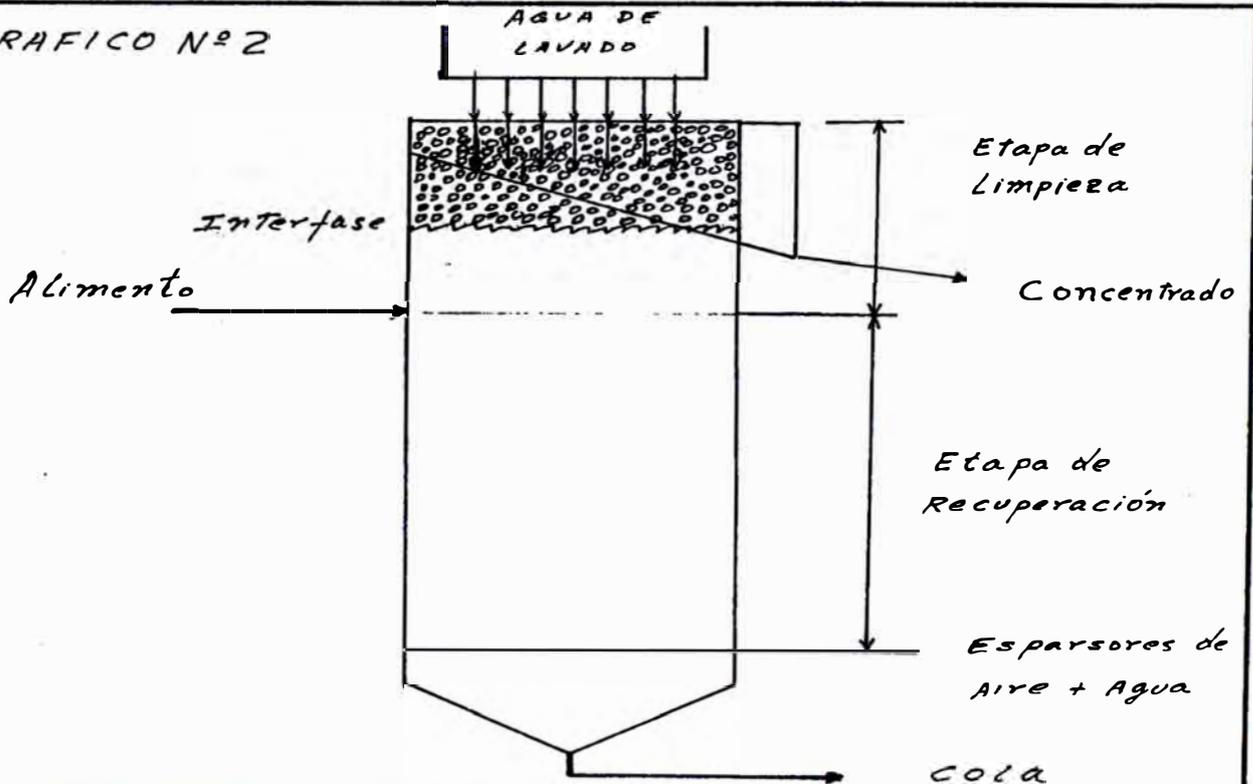
GRAFICO N° 1



LEY DE CONCENTRADO

(Ref. COMINCO ENGINEERING SERVICES LTD)

GRAFICO N° 2



C.- SISTEMAS DE CONTROL DE LAS CELDA COLUMNA:

Como sistemas de control muy importantes en la columna tenemos:

1.- CONTROL BIAS:

Por definición se dice a la relación que hay entre el flujo de cola y el flujo de alimento a la columna.

$$\text{BIAS} = \frac{Q \text{ cola } (Q_t)}{Q \text{ alimento } (Q_f)}$$

Además: BIAS < 1 Celda mecánica

BIAS > 1 Celda columna

El BIAS en las celda columna es mayor a 1 por el agua de lavado. de esto se tiene que +/- 1% del agua del alimento se vá en el concentrado.

El control del BIAS se hace regulando el Set-Point del control de nivel, por lo que el flujo de colas quedaria:

$$Q_t = Q_f + \text{BIAS}$$

2.- CONTROL DE NIVEL DE ESPUMAS:

Se detecta con un sensor de nivel (neumático), este control es automático de acuerdo al Set-Point de nivel variable, en tal caso la variación se hace de acuerdo al concentrado producido, permitiendo a la celda no entrar así en un estado de acumulamiento excesivo del peso del concentrado, lo que produce que nuevas burbujas producidas colapsen contra este peso y decaiga la recuperación, situación que se conoce como PENDING HOLD-UP.

3.- CONTROL DE AGUA DE LAVADO:

Esto se hace para mantener el nivel de espuma deseado, también sirve y es lo más importante como lavado de partículas finas de ganga, lo que permite mejorar el grado de concentrado.

4.- HOLD - UP :

Llamamos hold-up a la medida del volumen de aire en el interior de la columna a cualquier tiempo, tomando como densidad promedio a la densidad que esta en el interior de la columna.

Densidad de alimentación + densidad de cola

2

y se representa como sigue:

$$H = \left[\frac{P1}{Pslurry} \left(\frac{L1 - L2}{L} - 1 \right) + 1 \right] \times 100$$

Donde:

- P1 : Densidad del liquido
- Pslurry : Densidad de la pulpa en la columna
- L : Distancia entre los puntos L1 y L2
- L1 : Nivel Superior
- L2 : Nivel inferior

D.- CELDA COLUMNA SIMSA:

a.- OBJETIVOS:

La celda columna que se va a instalar en nuestra Planta Concentradora va a ser en la etapa de limpieza del cinc oscuro y se tiene como objetivo una ley de 62% de cinc y con contenido de Mgo 0.5%.

Reemplazar los bancos de flotación como son las etapas de limpieza actual del circuito de cinc oscuro (D1 - D2 y E).

Se dice que por pruebas a nivel de laboratorio la dolomita a pesar de estar libre de la esfalerita es arrastrada en las burbujas que se forman en las celdas mecánicas llamandole el efecto de arrastre mecánico.

En la celda columna se evitaría eso por el efecto del agua de lavado.

El valor agregado por tonelada de concentrado por subir 1% de ley es evidente y apreciable.

Un alto grado de concentrado significa menores volúmenes concentrado y menores costos para efectos de traslado concentrado sea terrestre ó marítimos.

Del rendimiento de esta columna dependerá nuestra proyección a instalar otra celda columna para el plomo y cinc claro.

b.- DIMENCIONES:

Diámetro : 6 pies (1.83 mt)
Altura : 45 pies (14 mt)
Volumen : 36 m³

c.-PARAMETROS DE OPERACION:

Densidad de pulpa: 1,245 gr/lt
% de solidos : 28
Gravedad esp. : 3.4
TMSD : 575
GPM : 303
Leyes
% Zn : 49.36
% MgO : 1.70

Granulometria:

Malla	% Peso	
m200	7.4	
m270	12.4	
m325	5.0	- m 325 = 75.2%
m400	5.1	
- m400	70.1	

Tiempo de residencia : 17.5 minutos.

Parámetros de operación de los esparsores:

Aire : Presión = 80 - 90 psi
Volumen = 2,400 litros/minuto

Agua : Presión = 40 - 60 psi
Volumen = 3 - 5 litros/minuto

d.- ESPARSORES:

COMINCO ha diseñado un sistema que genera las burbujas inyectando agua y aire en forma conjunta a través de pequeños agujeros en los esparsores.

En nuestro caso son 16 tubos esparsores, 8 a cada lado sistema de doble cabezal que se introducen a la columna.

e.- COSTOS:

La Celda Columna fué diseñada por COMINCO ENGINEERING SERVICES LTD (CESL).

Fabricación de la columna por FIMA.

Arranque por COMINCO - SINSA.

PRESUPUESTO:

COMINCO:	Dolares US.
- Ingeniería	33,500
- Instrumentación	26,000
Celda Columna (fabricación)	60,000
Obras Civiles	20,000
Estructura supervisión	20,000
Compresora	20,000
Bombas	16,000
Tablero eléctrico	5,000
Estudios suelo	7,000
Anillos	3,000
Accesorios (Instala. eléct. y Sanit.)	10,000
TOTAL	220,500

BENEFICIOS:

COTIZACION VALOR TONELADA DE CONC.	SIN COLUMNA	CON COLUMNA
(ASINDE) (US \$)	1,400	1,400
Producción Conc. Zn (Ton/Mes)	10,000	9,700
Ley de Conc. Zn (%)	60	62
MgO (%)	0.85	0.50
Valor Ton. Conc. Zn (US \$)	477.28	501.08
Ingreso total (US \$)	4,772,800	4,860,476
Transp. SV-Lima (24 US\$/tm)	240,000	232,800

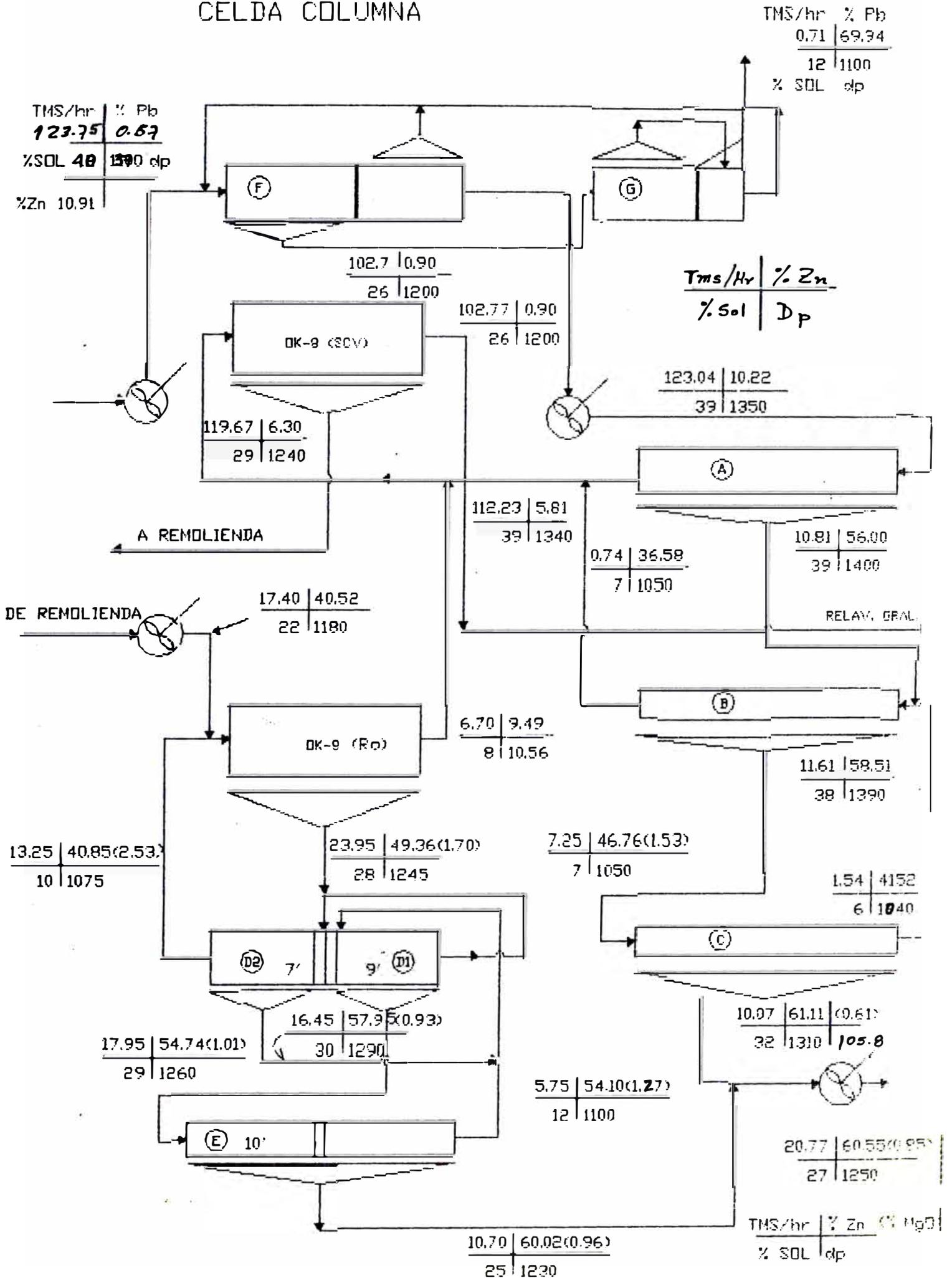
Beneficios:

Mayor Ingreso (US \$)	87,676
Ahorro transporte SV-Lima (US \$)	7,200
Disminución de % MgO (US \$)	60,000
Ahorro de energía (US \$)	15,000
Costo de operación (US \$)	(-) (30,000)

Beneficio total (US \$/Mes) 140,000

Si la recuperación total se incrementara en 1 %, el beneficio adicional sería de US \$ 75,000 /mes dando un total de US \$ 215,000/mes.

CIRCUITO DE FLOTACION SIN CELDA COLUMNA



CIRCUITO DE FLOTACION CON CELDA COLUMNA

