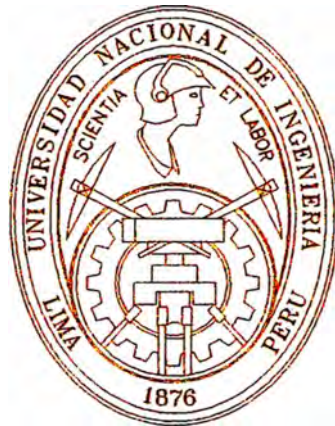


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MECANICA Y**  
**METALURGICA**



**“EVOLUCION TECNICA DE LA PLANTA  
CONCENTRADORA SIMSA – SAN IGNACIO DE  
MOROCOCHA S.A. DURANTE EL PERIODO DE  
1997 – 2000”**

**INFORME DE INGENIERIA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO METALÚRGICO**

**PRESENTADO POR  
WILFREDO MANUEL CUSIHUAMAN PALOMINO**

**PROMOCION 96 – I**

**LIMA – PERÚ**

**2001**

Para todas aquellas personas que son la razón de mi existencia,  
MI FAMILIA.

Para Manuel y Candy, mis Padres, que con su ejemplo, sus consejos y su cariño forjaron en mí la responsabilidad y la fuerza para no desmayar en la lucha del día a día.

Para Hilda y Mónica, mis hermanas, que con su apoyo y comprensión hicieron que el paso de mi infancia sea mucho más placentera.



Para Milagros y Brenda, mi esposa e hija, que son parte de mí,  
y los artífices de este humilde trabajo.

A todos ellos muchas gracias, es lo menos que les puedo  
brindar.

Me olvidaba de una persona, gracias a ti, DIOS, esto es un  
claro ejemplo, de lo mucho que me mostró, de que UD.  
Existe.

## INDICE GENERAL

	Pág.
<b>CAPITULO I INTRODUCCION</b>	<b>1</b>
<b>CAPITULO II PLANTA CONCENTRADORA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA " SIMSA"</b>	<b>3</b>
1. Descripción	3
2. Antecedentes	3
2.1. Historia	3
2.2. Estructura Política, legal y Administrativa	4
2.3. Política Ambiental de la Empresa	4
3. Descripción del Ambiente Físico	5
3.1. Ubicación y Acceso	5
3.2. Clima	6
3.3. Fisiografía	7
3.4. Geología	8
3.4.1. Geología Regional	8
3.4.2. Geología Local	9
3.4.3. Geología Estructural	10
3.4.4. Geología Económica	11
3.5. Suelos	12
3.6. Recursos Hídricos	12
3.7. Ambiente Biológico	13
4. Mina	15
4.1. Descripción del Método de Minado	17
4.2. Operaciones Unitarias	18
4.2.1. Perforación	18
4.2.2. Voladura	18
4.2.3. Limpieza	19
4.2.4. Transporte	19
4.2.5. Ventilación	19
4.2.6. Relleno Hidráulico y Mecánico	20

**CAPITULO III EVALUACIONES METALURGICAS EN FLOTACION 22**

<b>I. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA, NOVIEMBRE DE 1997</b>	<b>22</b>
1. Objetivo	22
2. Comentario	22
3. Balance Metalúrgico	24
4. Tiempo de Residencia en los Circuitos de Plomo y Zinc	28
5. Diagrama de Flujo y Balance de Materia del Circuito General de Flotación	29
6. Diagrama de Flujo y Balance Metálico del Circuito General de Flotación	30
<b>II. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA, MARZO DE 1998</b>	<b>31</b>
1. Balance Metalúrgico	31
2. Diagrama de Flujo y Balance de Materia del Circuito General de Flotación	34
3. Diagrama de Flujo y Balance Metálico del Circuito General de Flotación	35
<b>III. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA, ENERO DE 1999</b>	<b>36</b>
1. Introducción	36
2. Comentario	36
3. Recomendaciones	37
4. Balance Metalúrgico	38
5. Diagrama de Flujo y Balance Metálico del Circuito General de Flotación	43
<b>IV. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA, JUNIO DE 1999</b>	<b>44</b>
1. Objeto	44
2. Resumen	44
3. Recomendaciones	45
4. Balance Metalúrgico	46
5. Distribución por Mallas de Productos del Balance General	53
6. Balance General por Mallas	55
7. Diagrama de Flujo y Balance Metálico del Circuito General de Flotación	57



<b>V. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA, MARZO DEL 2000</b>	<b>58</b>
1. Balance de Materia	58
2. Tiempos de Residencia en los Circuitos de Plomo y Zinc	62
3. Diagrama de Flujo y Balance Metálico del Circuito General de Flotación	63
<b>VI. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA, JULIO DEL 2000</b>	<b>64</b>
1. Balance Metalúrgico	64
2. Tiempos de Residencia en los Circuitos de Plomo y Zinc	69
3. Diagrama de Flujo y Balance Metálico del Circuito General de Flotación	70
<b>CAPITULO IV PILOTAJES EN LOS CIRCUITOS DE FLOTACION</b>	<b>71</b>
<b>I. PILOTAJE EN FLOTACION CON CELDA RCS - 5 "SVEDALA FIMA"</b>	<b>71</b>
1. Introducción	71
2. Resumen	71
2.1. Operación de Celda Tanque RCS - 5 como Rougher de Zn	71
2.1.1. Evaluación del tiempo de Residencia	71
2.1.2. Evaluación de la Altura del Colchón de Espuma	73
2.2. Operación de Celda Tanque RCS - 5 como 1er Cleaner de Zn	74
2.2.1. Evaluación del tiempo de Residencia	74
2.2.2. Evaluación de la Altura del Colchón de Espuma	74
2.3. Operación de Celda Tanque RCS - 5 como Rougher de Pb	76
2.3.1. Evaluación del tiempo de Residencia	76
2.3.2. Evaluación de la Altura del Colchón de Espuma	77
<b>II. CELDA TANQUE DE 50 M<sup>3</sup> PARA AMPLIACION DEL CIRCUITO DE FLOTACION</b>	<b>77</b>
1. Descripción	77
2. Justificación	77
3. Objetivo	78
4. Ingeniería del proyecto	78
4.1. Situación Actual	78
4.2. Alternativas	78

4.3. Descripción del Proyecto	79
4.4. Propuesta de SVEDALA FIMA	79
<b>III. PILOTAJE EN FLOTACION CON CELDA TANQUE OKT - 10</b>	
<b>"OUITOKUMPU"</b>	82
1. Introducción	82
2. Resumen	82
2.1. Operación de Celda Tanque OKT - 10 como Rougher de Zn	82
2.2. Operación de Celda Tanque OKT - 10 como 1er Cleaner de Zn	84
2.3. Operación de Celda Tanque OKT - 10 como Scavenger de Zn	84
3. Sugerencias	85
4. Diagrama de Flujo de las Evaluaciones con Celda Tanque OKT - 10	86
<b>CAPITULO V EVALUACION DE REACTIVOS DE FLOTACION</b>	90
1. Introducción	90
2. Comentario	90
3. Características de los Reactivos	91
4. Preparación de los Reactivos	92
5. Almacenamiento de las Soluciones	93
6. Dosificación	93
7. Diagrama de Flujo de la Planta y Puntos de Adición de los Reactivos	95
8. Esquema Propuesto para Modificación en Distribución de Reactivos	96
<b>CAPITULO VI MITIGACION DEL IMPACTO AMBIENTAL</b>	97
1. Introducción	97
2. Plan de Medidas de Mitigación	97
2.1 Control de Impactos Menores y Moderados	98
2.2 Control de Impactos Mayores	98
2.2.1 Cancha para Almacenamiento Definitivo de los Relaves	99
2.2.1.1 Selección del Area Destinado de la Cancha de Relaves	99
2.2.1.2 Diseño de la Cancha de Relaves en la Esperanza	100
2.2.2.2 Línea de Conducción de Relaves	101

<b>CAPITULO VII CONCLUSIONES GENERALES</b>	103
1. Del Balance Metalúrgico Noviembre de 1997	103
2. Del Balance Metalúrgico Noviembre de 1997	104
3. Del Balance Metalúrgico Noviembre de 1997	105
4. Del Pilotaje de la Celda Tanque RCS - 5 SVEDALA FIMA	105
5. Del Pilotaje de la Celda Tanque OKT - 10 OUTOKUMPU	106
6. Del Sistema de Dosificación de Reactivos de Flotación	107
<b>BIBLIOGRAFIA</b>	108

# **CAPITULO I**

## **INTRODUCCION**

El presente trabajo tiene por objeto hacer conocer la evolución técnica de la Planta Concentradora en la unidad San Vicente de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha a través de los últimos tres años, el trabajo esta centralizado en la optimización y reingeniería aplicados en la etapa de Flotación, y la significancia de las etapas previas en el resultado de dichos cambios.

Cabe precisar que el yacimiento de San Vicente se ha venido explotando sostenidamente durante 30 años; el agotamiento de estas reservas se hizo evidente desde hace 2 años en que el mineral a procesar, actualmente procede de las zonas de recuperación ó áreas dejadas de explotar hace muchos años, esto perjudico el proceso metalúrgico por el alto contenido de óxidos é indeseables de este mineral.

En los años 98' y 99' difícilmente se alcanzaban concentrados de zinc de 62% Zn sin tener que sacrificar la recuperación metálica; similar situación se ha tenido con el concentrado de plomo que declinó en calidad desde 70% hasta 59% Pb. Factores como: menores leyes de cabeza de Pb y Zn, fuerte variabilidad de las leyes de cabeza, alta presencia de óxidos y bitúmen entre otros afectaron la eficiencia metalúrgica del proceso.

Se resalta la importancia de los diferentes complementos que ayudaron a conseguir las mejoras en los resultados metalúrgicos, teniendo sobresaliente importancia la automatización de los diferentes equipos de esta etapa de la concentración.

Cabe resaltar el proyecto de ampliación de la planta a 3000 tm/d, que fue culminada a finales del año 99, en tal proyecto se instaló una celda tanque

de 50m<sup>3</sup>, y lo más importante de este trabajo fue el rediseño de los circuitos de flotación de plomo y zinc, con ello se aumento nuestros tiempos de acondicionamiento y flotación en la etapa Rougher, ello fue preponderante para alcanzar excelentes resultados en las recuperaciones del Zinc.

Actualmente SIMSA desarrolla esfuerzos en el proyecto de profundización de la mina y aunque el aprovisionamiento de mineral tiene deficiencias en la continuidad y control de calidad del mineral de cabeza, la concentradora absorbe mejor dichos inconvenientes por haber maximizado su eficiencia metalúrgica.

## **CAPITULO II**

### **PLANTA CONCENTRADORA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA (SIMSA)**

#### **1. DESCRIPCION**

La Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. (SIMSA), propietaria de la mina San Vicente ubicada en el distrito de Vítoc, Provincia de Chanchamayo, departamento de Junín, opera y administra la mina San Vicente, extrayendo y concentrando minerales de zinc y plomo para comercializarlos en el mercado nacional e internacional.

Como fuentes de energía para la mina y campamentos, tiene la Central Hidroeléctrica de Monobamba, ubicada a 9 km sobre el río Monobamba y la central térmica de San Vicente junto a la Planta Concentradora.

#### **2. ANTECEDENTES**

##### **2.1. HISTORIA**

La historia de la mina San Vicente se remonta a 1955, año durante el cual el Sr. José Cárpena presentó el denuncia "San Vicente", del que obtenía pequeños lotes de mineral de plomo; en éstas circunstancias, dio en opción su concesión a la firma Mauricio Hochschild & Cia. Ltda. S.A., la que a su vez formó con la Compañía Minera Chanchamina S.A. la sociedad denominada "Compañía Minera San Vicente S.A". Esta sociedad exploró el yacimiento desde 1960 a 1963.

En Octubre de 1963, la "Compañía San Vicente S.A." interesó a "Cerro de Pasco Corporation" para que ingresara a la sociedad con un porcentaje de 51% quedando el 32.66% para Hochschild y el 16.33% para Chanchamina.

En Febrero de 1964, se reiniciaron las exploraciones del yacimiento bajo control de "Cerro de Pasco Corporation", las que duraron hasta fines de Abril de 1965; realizando hasta ese entonces 2,200 mt de labores y sondajes diamantinos, cubicando 850,000 TM con 18% de Zn.

En Agosto de 1966, la Compañía San Ignacio de Morococha S.A. se interesó en el yacimiento "San Vicente" y tomó bajo contrato las concesiones. En Junio de 1973, la "Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A" adquiere el 100% de las concesiones, y continua con los trabajos de exploración, desarrollo y explotación hasta la fecha. A través de los años se han ido dando una serie de cambios tecnológicos conducentes a la optimización y competitividad de la organización, entre las cuales se puede mencionar la construcción de la Hidroeléctrica de Monobamba, la adquisición de un minador continuo, los Scoptram de 3 ½ y 6 yardas cúbicas, camiones de 13 y 16 yd<sup>3</sup>, Perforadoras Raise Borer y Jumbos Electrohidráulicos.

## **2.2. ESTRUCTURA POLITICA, LEGAL Y ADMINISTRATIVA**

SIMSA tiene su sede principal en la Calle Uno 795, Urbanización Corpac, San Isidro, Lima. En esta sede se reúne el Directorio y ejercen sus funciones la Vicepresidencia Ejecutiva y la Gerencia General. La administración de la empresa depende directamente de la Gerencia General la cual coordina su trabajo con las gerencias de Comercialización, Logística, Exploraciones, Recursos Humanos, Finanzas y Legal. La mina es administrada por la Gerencia de Operaciones la cual funciona en la mina misma. Esta gerencia es la responsable de hacer cumplir los programas de producción establecidos y de ejecutar en el campo los proyectos aprobados por la Gerencia General.

## **2.3. POLITICA AMBIENTAL DE LA EMPRESA**

SIMSA ha venido preocupándose por el estudio del impacto ambiental generado por la Unidad San Vicente, desde mucho antes que la legislación desarrolle los mecanismos adecuados para que las empresas mineras se

adecuen a los límites máximos permisibles de emisión, y a las demás normas ahora existentes.

Como evidencia de esta preocupación, podemos destacar el Estudio de Impacto Ambiental en el Valle de Chanchamayo elaborado durante los años 1991 y 1993 por la empresa Technoserve, con la finalidad no solo de evaluar el impacto ambiental generado por la mina sino también explorar alternativas para la disminución del impacto mediante el reciclaje de los relaves como enmienda de suelos ácido.

Desde la publicación de los Reglamentos de Protección Ambiental, el Departamento de Seguridad e Higiene Minera de San Vicente ha venido haciéndose cargo de los programas de monitoreo de afluentes. La Evaluación Ambiental Preliminar (EVAP) fue encargada a una empresa consultora, SVS Ingenieros S.A., la cual presentó su informe al Ministerio de Energía y Minas en 1995, el mismo que ha servido de base para la elaboración del PAMA.

### **3. DESCRIPCION DEL AMBIENTE FISICO**

#### **3.1. UBICACIÓN Y ACCESO**

El emplazamiento minero se ubica en la quebrada Puntayacu, distrito de Vítoc, provincia de Chanchamayo, departamento de Junín, en la Región Andrés Bello, a 17 km al sur de la ciudad de San Ramón y a una altura de 1,400 a 2,000 m.s.n.m. Sus coordenadas geográficas son:

11° 13' 45"	Latitud Sur
75° 23' 00"	Latitud Oeste

El Sistema Eléctrico de la Unidad Minera está conformado por una Central Hidroeléctrica ubicada en la confluencia del río Monobamba con el río Tulumayo y por una Central Térmica ubicada sobre la margen derecha del río Puntayacu.



El acceso es por la Carretera Central de penetración Lima-La Oroya-Tarma-San Ramón, tomándose un desvío en el Km 293, antes de San Ramón. Este desvío se dirige hacia el pueblo de Vítoc y luego continua hacia el anexo Aynamayo. En este punto la carretera se divide en dos tramos; uno de los cuales conduce a la mina San Vicente mientras que el otro se dirige hacia Monobamba. En resumen se tiene:

Lima - La Oroya	188 Kms.
La Oroya - San Ramón	105 Kms.
San Ramón - San Vicente	17 Kms.
San Ramón - Monobamba	26 Kms.

### **3.2. CLIMA**

La afluencia de los vientos cálidos húmedos procedentes del Océano Atlántico, favorece la ocurrencia de lluvias que sobrepasan en alguno casos los 2,000 mm de precipitación anual.

El clima predominante de la zona es el característico de la Selva Alta; es decir semicálido-muy húmedo con temperaturas medias alrededor de los 22°C; registrándose valores más altos en el fondo del valle (río Tulumayo) con respecto a la zona de ubicación de la Central Hidroeléctrica de Monobamba y la Central Térmica San Vicente, sin que ello signifique diferencias considerables en las características climáticas.

Características climáticas:

Temperatura promedio mínima	= 23.67°C
Temperatura promedio máxima	= 31.68°C
Precipitación anual	= 2,000 mm
Precipitación máxima diaria	= 111 mm.
Humedad relativa mínima	= 80%
Humedad relativa máxima	= 100% (lluvia)

### **3.3. FISIOGRAFÍA**

San Vicente se encuentra ubicado en el flanco oriental de la Cordillera Central, en la llamada Ceja de Selva o Selva Alta.

El ámbito geográfico presenta unidades geomorfológicas variadas, debido principalmente a la interacción de los diferentes procesos orogénicos y epirogénicos ocurridos en épocas pasadas, pudiendo identificarse, en su actual configuración, cinco grandes paisajes montañoso y glacial en la cabecera de la cuenca del río Tulumayo, colinoso y agreste en las partes intermedias de la cuenca y terrazas aluviales en las partes bajas de cursos torrentosos en los afluentes del Tulumayo, cubiertos todos por una densa vegetación selvática.

El área de estudio está dominada por la cuenca del río Tulumayo, que al confluir con el río Tarma forman el río Chanchamayo a la altura de San Ramón.

El río Tulumayo recibe en su recorrido los siguientes principales afluentes en nuestra zona de estudio: el río Monobamba en la localidad de Tingo en su margen izquierda, el río Utcuyacu en su margen izquierda a unos 5 km. de Tingo, el río Aynamayo que al confluir con el río Puntayacu desembocan en la margen izquierda del río Tulumayo cerca a la localidad de Vítoc.

La morfología agreste que domina esta zona está entre los 800 y los 3,800 m.s.n.m. en promedio, estando ubicadas la planta concentradora y las centrales eléctricas a una altura aproximada de 1,400 m.s.n.m. Toda esta zona está cubierta de bosques densos y siempre verdes, que ofrecen una interesante zonación y constituyen la bioregión de la Selva Alta; su límite superior son los pajonales de la puna y del páramo, y el inferior el bosque de la Selva Baja.

### 3.4. GEOLOGÍA

#### 3.4.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La región de la cuenca del río Tulumayo, con sus afluentes Monobamba y Puntayacu donde se encuentran la mina San Vicente y las centrales eléctricas, están dominados por complejos de rocas graníticas y granodioríticas, que rodean a formaciones sedimentarias del grupo Pucará, con exposiciones amplias de calizas, así como los grupos Mitu, Tarma, Copacabana, Excelsior y el complejo Maraynioc.

Las formaciones que se encuentran en la región son de edades distintas y podemos clasificarlas como rocas metamórficas del Pre-Cambriano, Igneas y Sedimentarias del Paleozoico (Medio a Superior), Igneas y Sedimentarias del Mesozoico (Inferior a Medio), Igneas Volcánicas del Cenozoico Inferior (Terciario) y Depósitos Cuaternarios.

#### □ **ROCAS METAMÓRFICAS:**

- **Esquisto verde (Pre-Cámbrico).**- Los mica-esquistos y los gneiss están asociadas íntimamente y pertenecen al macizo “Maraynioc-Mayrazo” y se ubican al Oeste del Granito de Tarma y de la mina.

#### □ **ROCAS IGNEAS:**

- **Granito Rojo de la Merced.**- Se trata de un granito rojo de dimensiones batolíticas, denominado Granito Rojo “La Merced” por Chasse en 1933. Este granito aflora al Este de la mina.
- **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, que se relaciona con varias intercalaciones de granito de la Cordillera Central. En la zona de San Vicente, los contactos son alterados por el clima tropical y están generalmente cubiertos de densa vegetación. En las nacientes de los ríos Uncush, Puntayacu y Ayala se observa el contacto como una amplia zona triturada de aproximadamente 10 mts de potencia, con rumbo promedio N-S y 20 a

45 grados de buzamiento hacia el Oeste (paralelo a la estratificación); es un contacto tectónico “sobre-corrimiento” del Granito de Tarma sobre las calizas del Grupo Pucará.

- **Granito San Bartolomé.**- Al Sur de la mina se encuentra otra intrusión granítica a manera de “stock” no continuo, de composición y textura diferente a la del granito rojo de “La Merced” y al Granito gris de “Tarma”. Este granito está en contacto con las calizas del grupo Pucará y las areniscas rojas del grupo Mitu.
- **Volcánicos Terciarios.**- Estos volcánicos afloran en la carretera hacia la mina, y en interior mina “intruyen” a las estructuras mineralizadas a manera de lentes irregulares, discordantes y/o concordantes con la estratificación; generalmente “intruyendo” a los sedimentos del grupo Pucará. Está representada por una andesita carbonatada con abundante pirita de color gris amarillenta, dando lugar a un ligero metamorfismo de las rocas sedimentarias.

### 3.4.2. GEOLOGÍA LOCAL

#### □ ROCAS SEDIMENTARIAS

- **Grupo Mitu** Está formado por areniscas, lutitas, conglomerados de color rojizo-violáceo, y paquetes de yeso de edad Pérmico Superior (Newell 1953). Localmente, el grupo Mitu está muy bien expuesto en la quebrada Puntayacu, en donde se observa muy claramente el contacto con el grupo Pucará (carretera a las oficinas de la mina).
- **Grupo Pucará** El grupo Pucará está representado por Calizas dolomíticas del Triásico Superior a Jurásico Inferior (Jenks 1951), siendo el más importante de la zona por estar mejor expuesto y el que presenta los mantos mineralizados de Zinc y Plomo.

En la quebrada Puntayacu se observa desde el “piso” (calizas grises en contacto con el grupo Mitu), hasta el “techo” (calizas negras foliadas limitadas hacia el Oeste por un granito gris de extensiones batolíticas) presentando dichos sedimentos una potencia aproximada de 1784 m. El primer horizonte mineralizado (San Judas) se encuentra a 954 m. de la base del Pucará; a

1148m. del piso del Pucará se encuentra el segundo horizonte mineralizado (San Vicente) que consta de 5 mantos en la zona Sur y 8 mantos en la zona Norte, ubicándose dichos mantos entre dos horizontes guía bien definidos, hacia la caja "piso" una caliza de textura arenosa (marga) y al "techo" una caliza negra foliada; ambos horizontes se encuentran en un paquete de 250 m. de dolomitas y son concordantes a la estratificación; el tercer horizonte (Alfonso) se encuentra al techo de la caliza negra foliada a 1495 mts del piso del Pucará y consta de 3 mantos.

- **DEPÓSITOS CUATERNARIOS.-** Debido a la gran erosión producida por las abundantes lluvias, se tienen depósitos fluviales de grandes extensiones; generalmente cubiertos de un suelo con espesor de 0.50 m. a más de 50 m. El clima tropical y la vegetación existente favorecen la meteorización de las rocas expuestas y los deslizamientos de tierra y rocas son geoformas frecuentes en la zona.

### **3.4.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

En la mina y alrededores se presentan rasgos estructurales importantes, relacionados con la orogénesis Andina.

Al oriente de la Cordillera de los Andes se produjeron plegamientos y fallamientos (normales e inversos). En la zona los pliegues son asimétricos y están asociados con fallas inversas de alto ángulo, y buzamiento predominante al Oeste.

En San Vicente los estratos tienen en rumbo promedio Norte-Sur y buzamiento variable al Oeste, lo que correspondería al flanco Oeste de un anticlinal regional. En la quebrada Puntayacu, aguas arriba de la mina, se ha observado un pequeño sinclinal y un ajustado anticlinal cerca del contacto con el intrusivo del Oeste (granito gris de Tarma). Es por éste plegamiento que en dicha quebrada no se observan los mantos Alfonso.

### 3.4.4.- GEOLOGÍA ECONÓMICA

San Vicente es un yacimiento estratiforme (sedimentario) con mineralización de Zinc y Plomo. El área mineralizada tiene una longitud de 6.0 km entre las zonas de San Vicente (Norte y Sur), Uncush Sur, Siete Jeringas y Chilpes a lo largo de la cual se encuentran afloramientos a manera de lentes irregulares tanto en sentido horizontal como vertical, con valores de zinc y plomo.

La mineralización de San Vicente se presenta en las siguientes formas o tipos:

- **Tipo Cebra.-** Es la típica y definida mena bandeada; en donde el sulfuro principal es la esfalerita de color marrón - negra - amarilla, de cristalización muy fina no ferrífera (blenda rubia). La galena se presenta en pequeñas cantidades, es errática y compacta, finamente cristalizada con disseminaciones de pirita fina en forma de laminillas y bitúmen (restos de materia orgánica en proceso de carbonización). La estructura “cebra” consiste en venas paralelas de esfalerita, calcita y/o dolomita, el bandeamiento es de una simetría múltiple en el sentido transversal y generalmente es paralela a la secuencia sedimentaria; es decir, de rumbo promedio Norte-Sur con buzamiento de 45 grados al Oeste (mayormente); el ancho horizontal de los mantos mineralizados varía de 1 a 20 m.
- **Tipo Brecha.-** Consiste en fragmentos angulosos de esfalerita masiva bandeada y dolomita, cementados 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 falladas, o en “brechas de colapso” o “karsts”.
- **Tipo Masivo.-** Consiste en esfalerita de grano muy fino distribuida en pequeños lentes compactos con la dolomita gris clara recristalizada; este tipo de mineralización está ligada a mantos de gran potencia y con alto contenido de zinc.

### **3.5. SUELOS**

Los suelos del área del estudio son predominantemente ácidos, debido a la fuerte meteorización del material parental y su naturaleza ácida. Está dominada por relieves escarpados.

Si clasificáramos según su capacidad de uso mayor, gran parte del área presenta aptitud para uso forestal y de protección; existiendo además valles de relativa amplitud, cuyos fondos son apropiados para actividades agropecuarias

Si consideramos una caracterización más puntual del entorno de la mina San Vicente, encontraremos que, la planta de beneficio presenta relieve empinado con suelos de aptitud forestal en áreas muy reducidas. El campamento Jesús Alfonso emplazado en una colina coluvial presenta aptitud forestal. El sector Bellavista con suelos aptos para cultivos, y el sector Esperanza Alta, de origen aluvial, de relieve plano, suelos con buen drenaje, aptos para cultivos permanentes pero de difícil laboreo debido a la alta pedregosidad y rocas de gran tamaño.

En general, se puede considerar que el entorno de la mina San Vicente presenta suelos de fertilidad media a baja.

En la actualidad, estos suelos vienen siendo usados en el fondo del valle principalmente en la conducción de frutales como cítricos y papaya; además de cultivo de yuca y café. Como puede observarse en el tramo entre la confluencia de los ríos Monobamba y Tulumayo y el Pueblo de Vítoc.

### **3.6. RECURSOS HÍDRICOS**

La cuenca del río Tulumayo es de gran riqueza hídrica y de gran interés por la regularidad y constancia de los caudales que lleva el río Tulumayo. Una de las razones de su régimen regular es que en los orígenes de la cuenca alta, sus aguas nacen en la fusión de los glaciares de la Cordillera Glaciar del Huaytapallana, cuya vertiente oriental drena sus aguas a esta cuenca. Por otra

parte también en la cuenca alta se encuentran algunas lagunas de origen glaciar, interesantes para su regulación.

Otro aspecto de gran importancia, son las altas precipitaciones que se tienen en la zona y que alcanzan hasta más de 2,000 mm/año.

La cuenca hidrográfica, tiene una red hidrográfica amplia que alimenta permanentemente al río Tulumayo que tiene una superficie de 3,345 Km<sup>2</sup> y, un módulo de 86.1 m<sup>3</sup>/seg antes de la confluencia al río Palca (también conocido como río Tarma). Los principales afluentes del río Tulumayo son los siguientes: río Monobamba, río Utcuyacu, río Aynamayo y río Puntayacu. El río Tulumayo forma el río Chanchamayo al confluir con el Palca, el mismo que continua su recorrido hacia la selva baja para formar el río Perené, el Ene y finalmente el río Ucayali.

El curso de agua que recibe directamente los efluentes de las operaciones mineras, de la planta concentradora y canchas de relaves al igual que de la central térmica, es el río Puntayacu que recorre de Oeste a Este la quebrada del mismo nombre. El río Puntayacu desciende por la quebrada aproximadamente 4.5 km con una pendiente de 17%, siendo alimentado con la descarga de varios afluentes menores, así como de filtraciones y drenajes de volúmenes importantes procedentes de la mina y las descargas de la planta concentradora, talleres, campamentos y las canchas de relaves provisionales.

### **3.7. AMBIENTE BIOLÓGICO**

El "Atlas del Perú" (1989) clasifica la zona bajo los siguientes conceptos:

**Región natural:** Yunga Fluvial

**Ecorregión:** Selva Alta (Yungas)

**Clima:** Aw: Clima de sabana, periódicamente húmedo, seco en invierno

**Suelos:** Litosoles - Cambisoles (éutricos y dístricos)

**Capacidad de uso de las tierras:** X: tierras de protección

**Formaciones vegetales:** Pajonal - Cetical



Para el "Mapa Ecológico del Perú" (1976), el área estudiada corresponde a: Bosque húmedo Premontano Tropical (**bh-PT**).

Según el "Mapa de la Vegetación de América del Sur" (1981), la vegetación imperante alrededor de la mina es denominada Bosque sempervirente estacional tropical submontano latifolio.

Las condiciones climáticas propician el desarrollo de un bosque tropical típico. Como se desprende de lo citado en el capítulo precedente, se trata de un bosque de "Ceja de Selva". El relieve es accidentado, con fuertes gradientes altitudinales. Pese a la intensa cobertura vegetal, los "huaycos" son frecuentes. Se trata, pues, de terrenos inestables. La vegetación es abundante, aún en zonas donde las laderas son casi verticales. La presencia de musgo (División Bryophyta, hepáticas) sobre piedras, suelo y plantas, así como de helechos (Pterydophytas) y plantas epífitas (bromélias), confirman el carácter "húmedo" del bosque. Se observó, muchas veces, caídas de agua sobre las laderas. En secciones desde el eje de los ríos se observaba caña brava (*Ginerium sagittatum*) y otras gramíneas, entremezcladas con pequeños helechos. Un poco más alto sobre el borde, aparecían las *Cecropia* y otras moráceas pioneras.

Después se encontraba árboles leñosos grandes cargados de epífitas y helechos arborescentes. En las partes donde el agua era cristalina se podía distinguir algas sobre las piedras de los cursos de agua. En charcos había muchos insectos acuáticos (Coleópteros, Hemípteros y Odonatas). La fauna típica registrada estaba conformada también por variedad de otros insectos, con abundancia de lepidópteros (mariposas) y arácnidos, así como pequeños vertebrados como renacuajos (anfibios) y aves de rapiña y carroñeras (gallinazos). Reptiles también fueron observados (lagartijas y lagartos), y moluscos gasterópodos en el agua (caracoles). Igualmente, pequeños mamíferos roedores sobre la pista.

#### **4. MINA**

Por las características del yacimiento, la mina está dividida en áreas de trabajo, correspondiendo la ubicación de cada área de acuerdo a las coordenadas, teniendo como referencia la coordenada 20,000 N, la cual divide a la mina en zonas norte y sur. La mina tiene distribuidas estas áreas en tres niveles de trabajo, las cuales se comunican por rampas y accesos principales. Las operaciones unitarias son: perforación, voladura, limpieza y acarreo.

Para el traslado del mineral proveniente de las áreas de trabajo se cuenta con echaderos, dependiendo su ubicación y cantidad de acuerdo al diseño de minado.

Desde la década de los 70, el incremento de la producción ha sido casi constante tal como se puede observar en el siguiente Cuadro:

## EVOLUCION HISTORICA DE LA PRODUCCION

### SAN VICENTE

AÑO	ZONA SUR	ZONA NORTE	CANCHA NORTE	TOTAL
1970	79,104	- . -	- . -	79,104
1971	146,662	- . -	- . -	146,662
1972	180,359	- . -	- . -	180,359
1973	88,673	131,108	- . -	219,781
1974	169,536	100,317	- . -	269,853
1975	163,712	110,411	- . -	274,123
1976	210,361	138,849	- . -	349,210
1977	206,556	199,864	- . -	406,420
1978	189,365	200,975	- . -	390,340
1979	191,111	203,420	- . -	394,531
1980	165,799	254,522	- . -	420,321
1981	100,045	313,015	- . -	413,060
1982	92,264	442,960	- . -	535,224
1983	53,123	517,340	- . -	570,463
1984	12,709	614,534	- . -	627,243
1985	- . -	657,915	- . -	657,915
1986	- . -	722,094	- . -	722,094
1987	- . -	649,756	- . -	649,756
1988	- . -	791,754	- . -	791,754
1989	- . -	809,220	30,854	840,074
1990	14,890	640,821	58,435	714,146
1991	24,019	610,333	91,975	726,327
1992	77,068	623,526	48,090	748,684
1993	10,607	733,839	34,894	779,340
1994	- . -	799,122	- . -	799,122
1995	33,067	765,059	- . -	798,126
1996	41,050	770,733	- . -	811,783
1997	35,254	879,844	- . -	915,098
1998	62,320	899,968	- . -	962,288
1999	148,356	806,545	- . -	954,901
2000	151,321	744,326	- . -	895,647

#### **4.1. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO**

Conocida la geometría del yacimiento, se ha visto por conveniente dividir los blocks mineralizados en áreas de explotación debidamente definidas a lo largo de secciones longitudinales, las cuales tienen las siguientes dimensiones: 270 mt. de largo, 120 mt. de altura y la potencia de la estructura que en el menor caso viene a ser 3 mt de distancia vertical. El método de explotación es corte y relleno ascendente con relleno hidráulico. Existen 2 variantes de este método, las cuales son: minado por lonjas y minado por pilares.

La viabilidad de cada variante depende de las características físicas y estructurales de los mantos, entre las cuales se puede mencionar la competencia de las rocas encajonantes, la presencia de fallas, alteraciones y potencia de las estructuras.

Una vez delimitadas las áreas de trabajo, el acceso de los equipos y personal se realiza por medio de labores perpendiculares a las rampas de operación. Habiendo una altura de trabajo de tres metros entre el techo y el piso de la labor, el minado consiste en realizar "cortes" para obtener mineral fragmentado, el cual pueda ser limpiado y acarreado hacia la Planta Concentradora. El corte básicamente es realizado por la perforación y la voladura. Una vez limpiada la labor, se procede al relleno hidráulico (cambio de piso) para tener nuevamente una luz de tres metros entre el techo y el piso que permita continuar el ciclo de explotación.

Debe mencionarse la existencia de rampas de operación y rampas de servicio, donde las primeras son las de acceso a las áreas de trabajo, ubicadas al techo del manto en unos casos y al piso en otros, por ésta transitan equipos con carga hacia los echaderos, mientras que las rampas de servicio son las que sirven de comunicación entre las rampas de operación.

El programa de producción de los últimos años se muestra en el siguiente cuadro:

## **PROGRAMA DE PRODUCCION**

### **SAN VICENTE**

	1996	1997	1998	1999
Producción (TMS)	800,500	800,500	786,000	703,500
Concentrado Zn (TMS)	109,000	118,300	122,300	111,600

## **4.2. OPERACIONES UNITARIAS**

### **4.2.1. PERFORACIÓN**

La perforación consiste en realizar taladros en la estructura mineralizada, previo diseño de una malla con el objeto que la ubicación de los taladros sea la más adecuada, pues estos sirven para albergar la carga explosiva. La perforación se realiza con máquinas perforadoras Jumbo electrohidráulicos tipo Boomer H-126, donde la fuente de energía es eléctrica. Son máquinas de un brazo hidráulico (una perforadora) diseñados para trabajar con barrenos de 12 pies y brocas de botones de 41mm de diámetro.

### **4.2.2. VOLADURA**

La voladura se realiza como consecuencia de la detonación de la carga explosiva introducida dentro del taladro o hueco de perforación; la cantidad utilizada depende del diámetro del hueco de perforación, del diseño de malla, volumen a romper, densidad de estructura, etc.

El material explosivo utilizado es dinamita y Anfo, además de los accesorios propios de voladura tales como: fulminantes de retardo tipo faneles, noneles, mecha rápida, cordón detonante, etc.

### **4.2.3. LIMPIEZA**

La limpieza es efectuada una vez roto y fragmentado el mineral. Esta es necesaria para evacuar el mineral de tajo. Para realizar este trabajo, se emplea equipos mecánicos de limpieza conocidos como Scoops, los cuales tienen capacidades de cuchara de 3 ½ y 6 yardas cúbicas.

Dependiendo de la distancia entre la labor y el echadero, además del scoop, se utilizan los camiones de bajo perfil para el acarreo del mineral. De esta forma, se transporta mayor cantidad de carga y en menor tiempo. Se tienen camiones de 13 y 16 yardas cúbicas de capacidad de tolva.

### **4.2.4. TRANSPORTE**

El nivel principal de extracción es el 1455, en el cual se ubican tres echaderos principales, destacándose que en uno de ellos se tiene instalado una chancadora de quijada de 24" por 36". Este es el nivel que comunica los echaderos con la tolva de gruesos, la extracción se realiza por medio de locomotoras y carros mineros.

La distancia de los echaderos a la tolva de gruesos de la planta concentradora es de 1.8 km. La capacidad del convoy es de 85 toneladas de mineral, siendo la capacidad de cada carro de 10.5 ton. Además, se tiene otros niveles de transferencia los cuales son el nivel 1570 donde la extracción también es con locomotoras y carros mineros, y el nivel 1652 donde la extracción es con camiones de bajo perfil.

### **4.2.5. VENTILACIÓN**

El sistema de ventilación es forzado (sistema aspirante). La ventilación principal es a través de 04 ventiladores de 105,000 CFM cada uno, ubicado en el nivel 1870 y 02 ventiladores de 60,000 CFM cada uno, ubicado en el nivel 1709, lo que hacen en total 540,000 CFM, que cubre los requerimientos de aire para el equipo pesado: 308,000 CFM, personal: 18,000 CFM, equipo liviano:

85,000 CFM con un margen de seguridad (10 %): 39,000 CFM, con el que suma un total de 450,000 CFM. El ingreso de aire fresco es por los niveles 1455, 1570 y 1750.

Se tiene una relación de 8,500 m<sup>3</sup> de aire de ventilación por tonelada de mineral extraído. La ventilación auxiliar es a través de ventiladores de 12,000 y 30,000 CFM empleados en los tajeos y frentes de avances destinados a remover el aire viciado, además se cuenta con rampas, accesos, chimeneas raise borer que comunican las labores con el fin de completar el circuito de ventilación adoptado.

#### **4.2.6. RELLENO HIDRÁULICO Y MECÁNICO**

El relleno hidráulico es obtenido separando la fracción gruesa de los relaves producidos en la planta concentradora e introduciéndolos en interior mina a través de tuberías que comunican la planta concentradora con los tajeos.

El bombeo de relleno hidráulico a mina se hace a través de 02 bombas MARS H-180 de capacidad 80 m<sup>3</sup>/hr cada una y 01 bomba Mars H-225 con una capacidad de 150 m<sup>3</sup>/hr. La cantidad de relleno hidráulico introducido en interior mina se muestra en el cuadro siguiente:

#### **RELLENO HIDRAULICO** **VOLUMENES RELLENADOS EN MINA<sub>1</sub>**

AÑO	Volumen (m <sup>3</sup> )	Tonelaje (TM)
1992	254,440	445,783
1993	257,264	457,930
1994	258,854	460,760
1995	256,920	457,318
1996	255,620	455,004

<sup>1</sup> se considera una densidad de 1.78 TM/M<sup>3</sup> para el relleno "in-situ"

Un menor volumen de relleno mecánico es introducido en las labores de la mina San Vicente. Esto se hace necesario por la imposibilidad de bombear relleno hidráulico a todas las labores con el sistema de bombeo actual y por otra parte la necesidad de contar con relleno con espacios en interior mina para depositar material de labores de desarrollo cuyo costo de transporte hacia la superficie es demasiado alto. Asimismo, es necesario utilizar relleno mecánico en interior mina para formar las presas de contención en las labores en las que se bombea relleno hidráulico.



## **CAPITULO III EVALUACIONES METALURGICAS EN FLOTACION**

### **I. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA EN NOVIEMBRE DE 1997**

#### **1. OBJETIVO**

Se realizó una evaluación del circuito total de flotación en noviembre de 1997 para establecer el comportamiento de la metalurgia en esa fecha. Se muestran los resultados de los balances metalúrgico general, por bancos, el balance general de materia, tiempos de residencia de la pulpa y distribución metálica.

#### **2. COMENTARIOS**

- a) Veremos que los resultados obtenidos en este balance no fueron los esperados, ello con respecto a calidad y recuperación, en los dos Circuitos, Pb y Zn.
- b) En el circuito de Plomo la calidad se ve afectada por lo que en ese tiempo considerábamos una cabeza baja, esto es en el orden de 0.55%, ello trajo consigo un descontrol de los reactivos; la Recuperación de Pb llegó a un 69.3%.
- c) En el circuito de Zinc, la calidad del concentrado alcanzo el nivel requerido (62.55% de Zn, 0.40% de MgO). La Recuperación de Zn fue de 90.1%.
- d) Hablando de etapas, la recuperación del banco Rougher es baja (alrededor de 57%), no supera al del banco Scavenger en el balance total, ello indicaba una sobrecarga en la etapa Scavenger con el consecuente efecto de incremento de la carga circulante y una baja en la recuperación.
- e) La Columna corta alcanza el 11.2% de la recuperación total del circuito, pero 39% con respecto a su alimento; esto señalaba que podía ser una alternativa.
- f) La circulación de medios a través del 1er. Recleaner (OK rougher) es 220%. Esto podría explicarse por el aumento de la carga circulante proveniente de las columnas al tratar de mantener una buena ley de concentrado; el tiempo

de residencia parece suficiente (16 min), pero el relave de este banco reporta 33.6% de Zn.

- g) La Recuperación promedio de las celdas de columna reporta 31.7%, siendo la columna I la de mayor recuperación con 35.3% contra 28.14% de la columna II.
- h) Con respecto al balance de agua, el que proviene de los chisquetes y sellos de bombas llega a 16.4 lt/seg, casi lo mismo que usan las columnas (16.12 lt/seg), esto sugiere un exceso de agua, sin embargo, el ciclón de circuito abierto que recibe las colas del Recleaner con 7% de sólidos devuelve la pulpa al circuito con 18% de sólidos, evitando mayor dilución en el banco Scavenger.

A continuación se presentan los balances calculados:

### 3. BALANCE METALURGICO

#### 3.1) HOJA DE DATOS

PUNTO	NOMBRE	LEYES				SÓLID. %	G.e. gr/cc
		Pb	Zn	Fe	MgO		
1	Cabeza general	0,55	7,48	1,40	16,53	39,2	2,98
2	Conc.Rougher Pb	26,20	3,10	21,12	....	15,5	4,35
3	Rve.Rougher Pb	0,17	7,51	1,36	16,63	37,0	2,86
4	Cc.1erLimp.Pb	46,31	4,00	12,62	....	23,5	4,65
5	Rve.1erLimp.Pb	3,52	3,20	20,07	....	5,5	3,77
6	Cc.Final Pb	60,67	2,10	8,27	1,35	22,1	6,91
7	Rve.2daLimp.Pb	37,10	5,22	15,41	....	14,1	4,15
8	Cc.Rougher(1) Zn	0,72	56,13	2,84	1,48	23,0	4,00
9	Cc.Rougher(2) Zn	0,72	56,13	2,84	1,48	23,0	4,00
10	Rve. Rougher Zn	0,13	3,49	1,25	17,9	37,5	3,03
11	Cc.Columna corta	0,60	62,80	1,77	0,35	7,6	4,10
12	Rve.Columna corta	0,77	54,72	3,41	2,08	16,0	3,80
13	Conc.Scaven.Zn	0,73	42,81	8,40	3,21	35,5	3,85
14	Rve.Scaven. Zn	0,11	0,75	1,29	18,2	33,8	2,86
15	O/F ciclón remolienda	0,78	39,97	7,18	3,05	20,0	3,70
16	U/F ciclón remolienda	0,75	40,75	7,28	2,85	72,5	3,85
17	Cc.1ºReclean columna	0,57	56,93	2,75	1,48	34,0	3,80
18	Rve. 1º Reclean columna	0,86	33,58	9,42	4,60	8,8	3,23
19	Cc. 2º Reclean colum(D-1)	0,96	50,10	2,42	2,00	20,5	3,45
20	Rve.2º Reclean colum(D-1)	0,81	25,97	12,7	5,80	6,9	3,30
21	O/F ciclón abierto	0,55	33,30	6,98	6,51	2,8	3,33
22	U/F ciclón abierto	3,52	25,77	12,8	5,78	18,0	3,84
23A	Alimento colum 1 Zn	0,60	56,60	2,80	1,51	27,1	3,93
23B	Alimento colum 2 Zn	0,60	56,29	2,80	1,45	30,0	3,93
24A	Cc. Colum. 1 Zn	0,18	62,33	1,78	0,43	18,9	4,00
24B	Cc. Colum. 2 Zn	0,63	62,43	1,82	0,37	15,5	4,10
25A	Rve. Colum.1 Zn	0,66	53,90	3,20	2,02	19,0	3,45
25B	Rve. Colum.2 Zn	0,55	54,20	3,20	1,93	22,9	3,40
Z	Conc. Zn Final	0,50	62,55	1,82	0,40	17,8	4,00
R	Relave General	0,13	0,82	1,30	18,15	24,5	2,81

#### 3.2) BALANCE GENERAL

PUNTO	TMSH	%PESO	DESCRIPCION	LEYES				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
1	111,9	100,0	Cabeza general	0,55	7,48	1,40	16,53	100	100	100	100
6	0,70	0,63	Cc.Final Pb	60,67	2,10	8,27	1,35	69,26	0,18	3,71	0,05
Z	12,06	10,78	Conc. Zn Final	0,50	62,55	1,82	0,40	9,80	90,11	14,01	0,27
R	99,14	88,596	Relave General	0,13	0,82	1,30	18,15	20,94	9,71	82,28	99,68
		100,0	Cabeza Calculada	0,55	7,48	1,40	....	100,0	100,0	100,0	100,0

#### 3.3) BALANCE DEL CIRCUITO DE PLOMO

PUNTO	TMSH	%PESO	DESCRIPCION	LEYES				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
1	111,90	100,00	Cabeza general	0,55	7,48	1,40	16,53	100,0	100,0	100,0	100
2	1,77	1,58	Conc.Rougher Pb	26,20	3,10	21,12	....	75,39	0,66	23,82	
3	111,20	99,37	Rve.Rougher Pb	0,17	7,51	1,36	16,63	30,71	99,82	96,30	
4	1,80	1,61	Cc.1erLimp.Pb	46,31	4,00	12,62	....	135,3	0,86	14,45	
5	1,07	0,95	Rve.1erLimp.Pb	3,52	3,20	20,07	....	6,11	0,41	13,65	
6	0,70	0,63	Cc.Final Pb	60,67	2,10	8,27	1,35	69,29	0,18	3,70	
7	1,10	0,98	Rve.2daLimp.Pb	37,10	5,22	15,41	....	66,06	0,68	10,75	
		100,00	Cabeza Calculada	0,55	7,48	1,40	....				

### 3.4 ) BALANCE DEL CIRCUITO DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Rve.Rougher Pb	111,20	100	0,17	7,51	1,36	16,63	100	100	100	100
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,25	3,82	0,72	56,13	2,84	1,48	16,56	28,55	8,00	0,35
9	Cc.Rougher(2) Zn	4,25	3,82	0,72	56,13	2,84	1,48	16,56	28,55	8,00	0,35
10	Rve. Rougher Zn	102,71	92,36	0,13	3,49	1,25	17,9	72,32	42,95	85,18	101,7
11	Cc.Columna corta	1,48	1,33	0,60	62,80	1,77	0,35	4,82	11,15	1,74	0,03
12	Rve.Columna corta	2,76	2,49	0,77	54,72	3,41	2,08	11,53	18,12	6,25	0,32
13	Cc.Scaven. Zn	11,02	9,91	0,73	42,81	8,40	3,21	43,57	56,52	61,42	1,96
14	Rve.Scaven. Zn	98,96	89,00	0,11	0,75	1,29	18,2	58,97	8,89	84,71	99,66
15	O/F ciclón remolienda	14,46	13,01	0,78	39,97	7,18	3,05	61,11	69,27	68,91	2,44
16	U/F ciclón remolienda	38,33	34,47	0,75	40,75	7,28	2,85	155,71	187,14	185,14	6,04
17	Cc.1ºReclean columna	29,88	26,87	0,57	56,93	2,75	1,48	92,27	203,8	54,53	2,45
18	Rve. 1º Reclean columna	10,92	9,82	0,86	33,58	9,42	4,60	50,87	43,94	68,25	2,78
19	Cc. 2º Reclean colum(D-1)	3,44	3,10	0,96	50,10	2,42	2,00	17,91	20,67	5,53	0,38
20	Rve.2º Reclean colum(D-1)	7,48	6,72	0,81	25,97	12,7	5,80	32,80	23,26	62,75	2,40
21	O/F ciclón abierto	0,20	0,18	1,85	33,30	6,98	6,51	1,99	0,79	0,92	0,07
22	U/F ciclón abierto	7,28	6,54	0,78	25,77	12,8	5,78	30,75	22,47	61,81	2,33
23A	Alimento colum 1 Zn	18,45	16,59	0,60	56,60	2,80	1,51	59,95	125,1	34,27	1,54
23B	Alimento colum 2 Zn	18,45	16,59	0,60	56,29	2,80	1,45	59,95	124,4	34,27	1,48
24A	Cc. Colum. 1 Zn	5,91	5,31	0,57	62,33	1,78	0,43	18,24	44,12	6,98	0,14
24B	Cc. Colum. 2 Zn	4,68	4,21	0,63	62,43	1,82	0,37	15,99	35,04	5,66	0,10
25A	Rve. Colum.1 Zn	12,54	11,28	0,66	53,90	3,20	2,02	44,83	80,98	26,62	1,40
25B	Rve. Colum.2 Zn	13,76	12,38	0,55	54,20	3,20	1,93	41,00	89,37	29,22	1,47
	Cabeza Calculada		100,0	0,17	7,51	1,36	16,3	100,0	100,0	100,0	100,0

### 3.5) BALANCES PARCIALES EN EL CIRCUITO DE ZINC

#### a) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Rve.Rougher Pb	111,2	100	0,18	7,51	1,36	16,6	100	100	100	100
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,2	3,82	0,72	56,1	2,84	1,48	15,70	28,54	7,96	0,34
9	Cc.Rougher(2) Zn	4,2	3,82	0,72	56,1	2,84	1,48	15,70	28,54	7,96	0,34
10	Rve. Rougher Zn	102,7	92,36	0,13	3,49	1,24	17,9	68,59	42,92	84,08	99,32
	Cabeza calculada	111,2	100	0,18	7,51	1,36	16,6				

#### b) BALANCE EN LA COLUMNA CORTA

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,25	100,0	0,71	56,1	2,84	1,48	100,0	100,0	100,0	100,0
11	Cc.Columna corta	1,48	34,90	0,60	62,8	1,77	0,35	29,5	39,07	21,77	8,27
12	Rve.Columna corta	2,76	65,10	0,77	52,5	3,41	2,08	70,5	60,93	78,23	91,73
	Cabeza calculada	4,25	100,0	0,71	56,1	2,84	1,48				

#### c) BALANCE EN EL BANCO SCAVENGER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
10	Rve. Rougher Zn	102,7	93,38	0,13	3,49	1,25	17,9	70,5	65,7	58,3	100,1
22	U/F ciclón abierto	7,28	6,62	0,78	25,8	12,7	5,78	29,99	34,35	41,97	2,29
13	Cc.Scaven. Zn	11,02	10,02	0,73	42,8	8,40	3,21	42,50	86,41	42,03	1,93
14	Rve.Scaven. Zn	98,96	89,98	0,11	0,75	1,29	18,2	57,50	13,59	57,97	98,07
	Cabeza calculada	110,0	100,0	0,17	4,96	2,00	16,7	100,0	100,0	100,0	100,0



**d) BALANCE EN EL 1° RECLENER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
13	Cc. Scaven. Zn	11,02	27,03	0,73	42,8	8,40	3,21	30,5	22,83	50,07	37,48
19	Cc. 2° Reclean colum(D-1)	3,44	8,45	0,96	50,1	2,42	2,00	12,5	8,35	4,51	7,30
25A	Rve. Colum.1 Zn	12,54	30,76	0,60	54,0	3,20	2,03	28,5	32,77	21,70	26,97
25B	Rve. Colum.2 Zn	13,76	33,76	0,55	54,4	3,20	1,93	28,7	36,24	23,82	28,15
17	Cc. 1° Reclean columna	29,88	73,24	0,57	56,9	2,75	1,48	64,5	82,27	44,41	46,82
18	Rve. 1° Reclean columna	10,92	26,76	0,86	33,6	9,42	4,60	35,5	17,73	55,59	53,18
	Cabeza calculada	40,80	100,0	0,65	50,7	4,54	2,31	100,0	100,0	100,0	100,0

**e) BALANCE EN EL 2° RECLENER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
18	Rve. 1° Reclean columna	10,92	100,0	0,86	33,6	9,42	4,60	100,0	100,0	100,0	100,0
19	Cc. 2° Reclean colum(D-1)	3,44	31,54	0,96	50,1	2,42	2,00	35,3	47,05	8,1	13,71
20	Rve.2° Reclean colum(D-1)	7,48	68,46	0,81	26,0	12,7	5,80	64,7	52,95	91,9	86,29
	Cabeza calculada	10,92	100,0	0,86	33,6	9,42	4,60	100,0	100,0	100,0	100,0

**f) BALANCE EN EL CICLON ABIERTO**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
20	Rve.2° Reclean colum(D-1)	7,48	100,0	0,81	25,97	12,65	5,80	100,0	100,0	100,0	100,0
21	O/F ciclón abierto	0,20	2,66	1,85	33,30	6,98	6,51	6,08	3,41	1,47	2,98
22	U/F ciclón abierto	7,28	97,34	0,78	25,77	12,8	5,78	93,92	96,59	98,53	97,02
	Cabeza calculada	7,48	100,0	0,81	25,97	12,65	5,80	100,0	100,0	100,0	100,0

**g) BALANCE EN LAS CELDAS DE COLUMNA**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
9	Cc. Rougher(2) Zn	4,25	11,51	0,71	56,13	2,84	1,48	13,6	11,42	11,68	11,16
12	Rve. Columna corta	2,76	7,49	0,77	52,50	3,41	2,08	9,6	6,95	9,13	10,21
17	Cc. 1° Reclean columna	29,88	81,00	0,57	56,93	2,75	1,48	76,9	81,54	79,63	78,57
24A	Cc. Colum. 1 Zn	5,91	16,01	0,57	62,33	1,78	0,43	15,2	17,65	10,19	4,51
24B	Cc. Colum. 2 Zn	4,68	12,70	0,63	62,43	1,82	0,37	13,3	14,02	8,26	3,08
25A	Rve. Colum.1 Zn	12,54	33,99	0,66	54,00	3,20	2,03	37,3	32,45	38,88	45,22
25B	Rve. Colum.2 Zn	13,76	37,30	0,55	54,40	3,20	1,93	34,2	35,88	42,67	47,19
	Cabeza calculada	36,89	100,0	0,60	56,6	2,80	1,53	100,0	100,0	100,0	100,0

### 3.6) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE PLOMO

PTO	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA		CAUDAL(lt/seg)				PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Agreg	Sólido	Agua	Pulpa	Agreg	GPM
1	Cabeza general	111,90	100,00	39,2	2,98	1,352	285,5	173,6	7,08	10,43	48,2	58,64	1,97	929,6
2	Conc.Rougher Pb	1,77	1,58	15,5	4,35	1,136	11,4	9,66	7,88	0,11	2,68	2,80	2,19	44,3
3	Rve.Rougher Pb	111,20	99,37	37,0	2,86	1,317	300,5	189,3		10,80	52,6	63,39		1004,9
4	Cc.1erLimp.Pb	1,80	1,61	23,5	4,65	1,226	7,7	5,86	3,30	0,11	1,63	1,73	0,92	27,5
5	Rve.1erLimp.Pb	1,07	0,95	5,5	3,77	1,042	19,4	18,4		0,08	5,10	5,18		82,1
6	Cc.Final Pb	0,70	0,63	22,1	6,91	1,233	3,2	2,48		0,03	0,69	0,72		11,4
7	Rve.2daLimp.Pb	1,10	0,98	14,1	4,15	1,120	7,8	6,68		0,07	1,85	1,93		30,6

### 3.7) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE ZINC

PTO	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA		CAUDAL(lt/seg)				PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Agreg	Sólido	Agua	Pulpa	Agreg	GPM
3	Rve.Rougher Pb	111,20	100,00	37,0	2,86	1,317	300,5	189,3	13,97	10,80	52,6	63,39	3,88	1004,9
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,25	3,82	23,0	4,00	1,208	18,5	14,2	18,31	0,29	3,9	4,24	5,09	67,3
9	Cc.Rougher(2) Zn	4,25	3,82	23,0	4,00	1,208	18,5	14,2	5,93	0,29	3,9	4,24	1,65	67,3
10	Rve. Rougher Zn	102,71	92,36	37,0	3,03	1,330	277,6	174,9	7,64	9,42	48,6	57,99	2,12	919,3
11	Cc.Columna corta	1,48	1,37	7,6	4,10	1,061	19,5	18,0		0,10	5,0	5,10		80,9
12	Rve.Columna corta	2,76	2,45	16,0	3,80	1,134	17,3	14,5		0,20	4,0	4,23		67,1
13	Cc.Scv.Zn(OK-8)	11,02	9,82	35,9	3,85	1,362	30,7	19,7		0,80	5,5	6,26		99,2
14	Rve.Scav.Zn(OK-8)	98,96	89,04	31,4	2,86	1,257	315,2	216,2		9,61	60,1	69,67		1104,4
15	O/F ciclón remolienda	14,46	12,89	19,5	3,70	1,166	74,2	59,7	11,68	1,09	16,6	17,67	3,24	280,1
16	U/F ciclón remolienda	38,33	34,47	72,5	3,85	2,158	52,9	14,5		2,77	4,0	6,80		107,9
17	Cc.1oReclean columna	29,88	28,05	34,0	3,80	1,334	87,9	58,0		2,18	16,1	18,30		290,1
18	Rve. 1o Reclean columna	10,92	9,75	8,8	3,23	1,065	124,1	113,2	1,48	0,94	31,4	32,38	0,41	513,2
19	Cc. 2o Reclean colum(D-1)	3,44	3,07	20,0	3,45	1,166	17,2	13,8	26,26	0,28	3,8	4,10	7,29	65,1
20	Rve 2o Reclean colum(D-1)	7,48	6,67	6,9	3,30	1,051	108,3	100,9		0,63	28,0	28,65		454,2
21	O/F ciclón abierto	0,20	0,18	2,8	3,33	1,020	7,1	6,89		0,02	1,9	1,93		30,6
22	U/F ciclón abierto	7,28	6,50	12,0	3,84	1,097	60,6	53,4		0,53	14,8	15,35		243,3
23A	Alimento colum 1 Zn	18,45	17,16	27,1	3,93	1,253	68,1	49,6	29,18	1,30	13,8	15,09	8,11	239,2
23B	Alimento colum 2 Zn	18,45	17,16	30,0	3,93	1,288	61,5	43,0	28,83	1,30	12,0	13,26	8,01	210,2
24A	Cc. Colum. 1 Zn	5,91	5,39	18,9	4,00	1,165	31,3	25,4		0,41	7,0	7,45		118,1
24B	Cc. Colum. 2 Zn	4,68	4,07	15,5	4,10	1,133	30,2	25,5		0,32	7,1	7,41		117,5
25A	Rve. Colum.1 Zn	12,54	11,76	19,0	3,45	1,156	66,0	53,5		1,01	14,8	15,86		251,4
25B	Rve. Colum.2 Zn	13,76	13,09	22,9	3,40	1,193	60,1	46,3		1,12	12,9	14,00		221,9

#### 4. TIEMPOS DE RESIDENCIAS DE LA PULPA EN LOS CIRCUITO DE Pb Y Zn

TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Pb						TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Zn					
BANCO DE FLOTACION		PESO	Caudal	Volúm.	tiempo	BANCO DE FLOTACION		PESO	Caudal	Volúm.	tiempo
Nº	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min	Nº	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min
1	Rougher de Pb	112,97	135,2	972,0	7,2	1	Rougher Zn	111,20	134,3	972	7,2
2	1ra. Limpieza de Pb	2,87	10,0	315,0	31,5	2	Scavenger Zn	109,98	155,4	1620	10,4
3	2da. Limpieza de Pb	1,80	3,67	45,0	12,2	3	1er recleaner colum	40,76	100,7	1620	16,1
						4	2do recleaner colum	10,92	68,6	972	14,2
						5	Columna corta	4,25	8,99	34,5	3,8
						6	Columna I(*)	18,45	31,97	1130	30,0
						7	Columna II(*)	18,45	28,10	1130	34,2

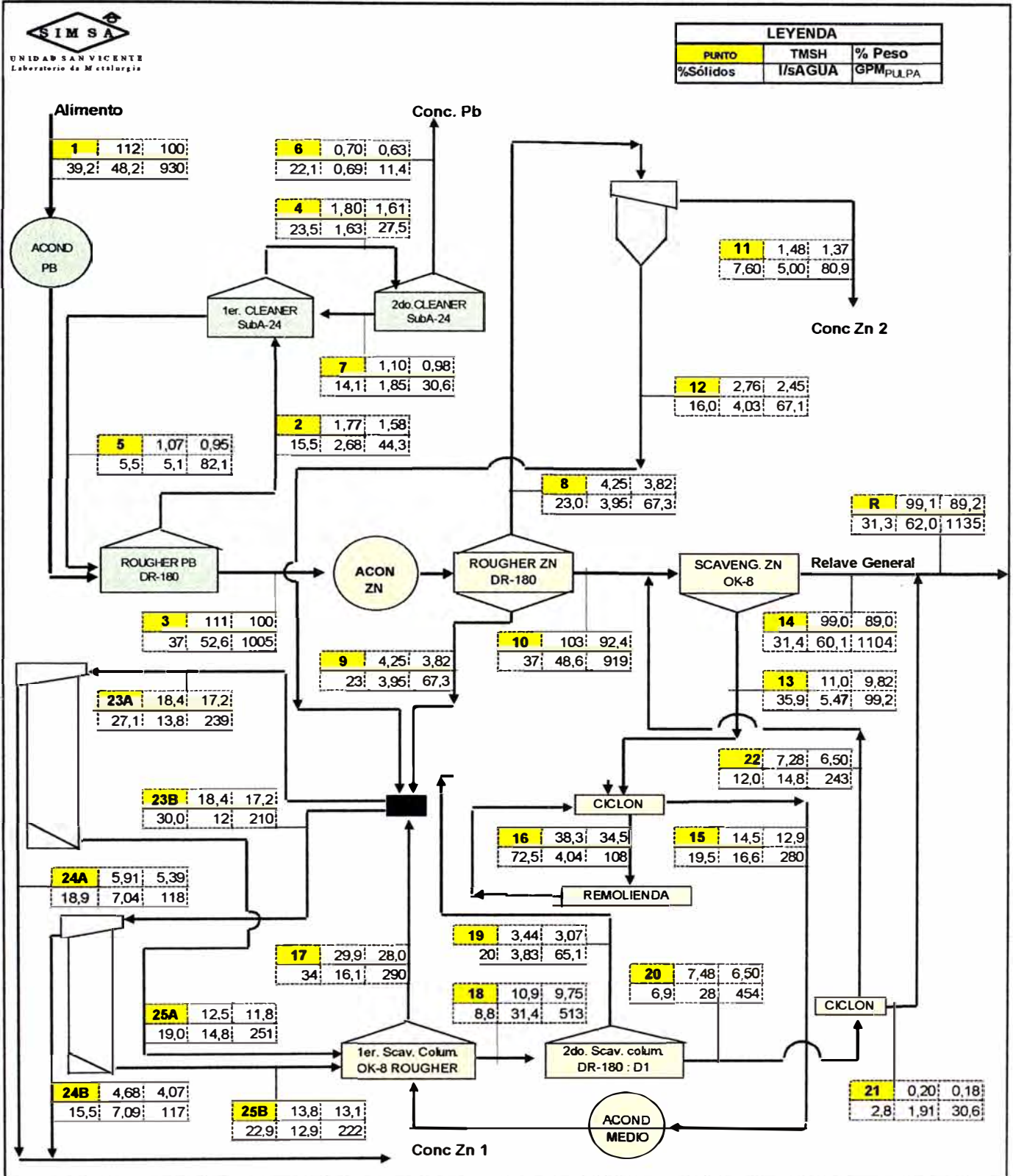
(\*) El tiempo de residencia en las columnas se ha estimado considerando que el 15% del volúmen de la celda es ocupado por el aire.



# 5. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

## RESULTADOS DEL BALANCE METALÚRGICO. BALANCE DE MATERIA

FECHA: 13 de Noviembre de 1997

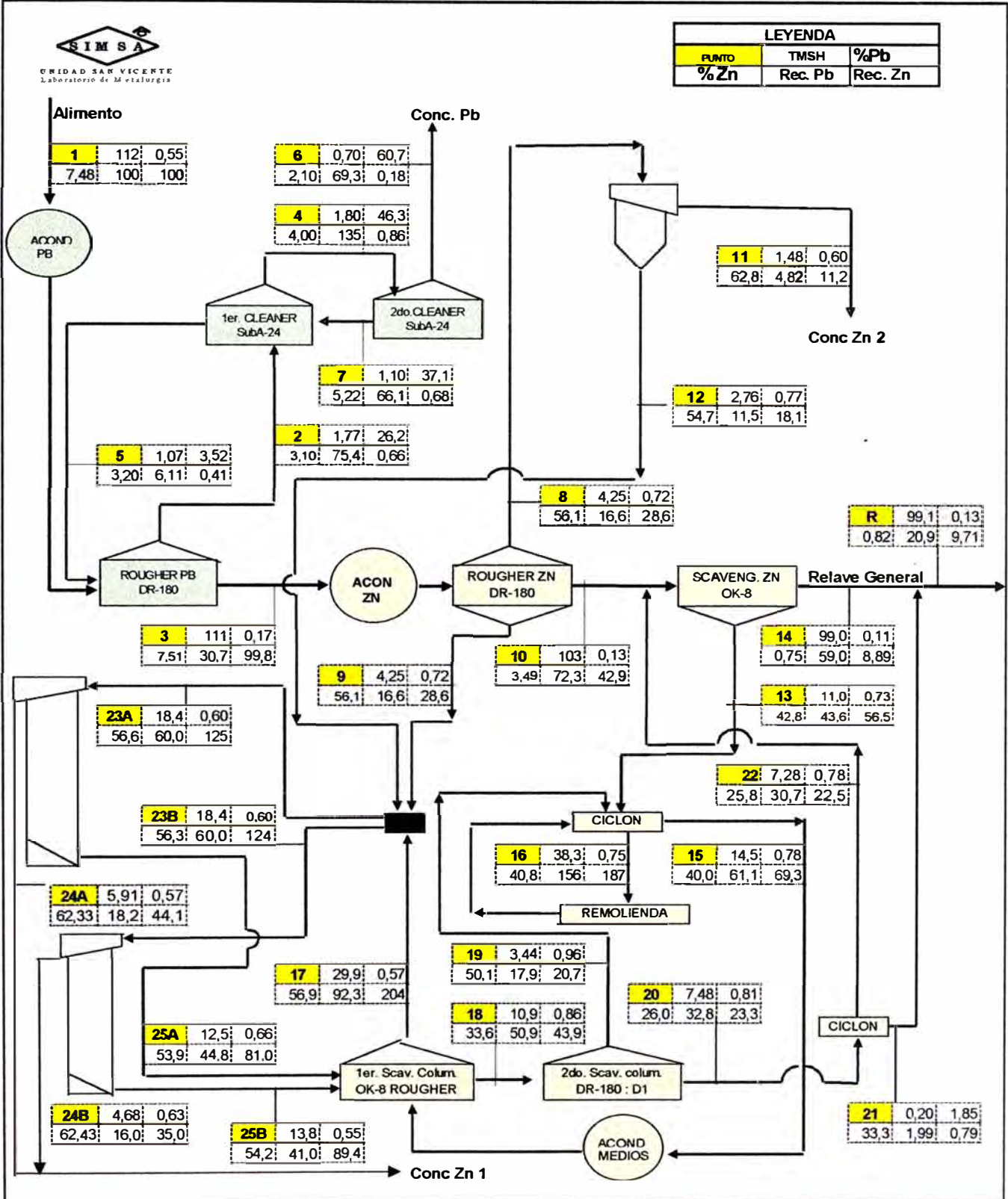




# 6. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE METALICO DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

## RESULTADOS DEL BALANCE METALURGICO. BALANCE METALICO

FECHA: 13 de Noviembre de 1997



## II. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA EN MARZO DE 1998

### 1. BALANCE METALURGICO

#### 1.1) HOJA DE DATOS

PUNTO	NOMBRE	LEYES				SÓLID.	G.e.
		Pb	Zn	Fe	MgO		
1	Cabeza general	0,55	8,00	1,40	16,33	39,2	2,98
2	Conc. Rougher Pb	26,20	3,10	21,12	....	15,5	4,35
3	Rve. Rougher Pb	0,17	8,04	1,36	16,43	37,0	2,86
4	Cc. 1er Limp. Pb	46,31	4,00	12,62	....	23,5	4,65
5	Rve. 1er Limp. Pb	3,52	3,20	20,07	....	5,5	3,77
6	Cc. Final Pb	70,67	2,00	8,27	1,35	22,1	6,91
7	Rve. 2da Limp. Pb	37,10	5,22	15,41	....	14,1	4,15
8	Cc. Rougher(1) Zn	0,72	56,53	2,84	1,48	23,0	4,00
9	Cc. Rougher(2) Zn	0,72	56,53	2,84	1,48	23,0	4,00
10	Rve. Rougher Zn	0,13	3,49	1,25	17,9	37,5	3,03
11	Cc. 3ra. Limpieza	0,60	62,00	1,77	0,40	7,6	4,10
12	Rve. 1er. Cleaner	0,77	53,00	3,41	2,08	16,0	3,80
13	Conc. Scaven. Zn	0,73	42,81	8,40	3,21	35,5	3,85
14	Rve. Scaven. Zn	0,11	0,75	1,29	18,2	33,8	2,86
15	O/F ciclón remolienda	0,78	39,97	7,18	3,05	20,0	3,70
16	U/F ciclón remolienda	0,75	40,75	7,28	2,85	72,5	3,85
17	Cc. 1º Reclean columna	0,57	56,93	2,75	1,48	34,0	3,80
18	Rve. 1º Reclean columna	0,86	33,58	9,42	4,60	8,8	3,23
19	Cc. 2º Reclean colum(D-1)	0,96	50,10	2,42	2,00	20,5	3,45
20	Rve. 2º Reclean colum(D-1)	0,81	25,97	12,7	5,80	6,9	3,30
21	O/F ciclón abierto	0,55	33,50	6,98	6,51	2,8	3,33
22	U/F ciclón abierto	3,52	25,80	12,8	5,78	18,0	3,84
23A	Alimento colum 1 Zn	0,60	56,35	2,80	1,51	27,1	3,93
23B	Alimento colum 2 Zn	0,60	56,29	2,80	1,45	30,0	3,93
24A	Cc. Colum. 1 Zn	0,18	62,4	1,78	0,43	18,9	4,00
24B	Cc. Colum. 2 Zn	0,63	62,5	1,82	0,37	15,5	4,10
25A	Rve. Colum. 1 Zn	0,66	54,20	3,20	2,02	19,0	3,45
25B	Rve. Colum. 2 Zn	0,55	54,30	3,20	1,93	22,9	3,40
Z	Conc. Zn Final	0,50	62,35	1,82	0,40	17,8	4,00
R	Relave General	0,13	0,75	1,30	18,40	24,5	2,81

#### 1.2) BALANCE GENERAL

PUNTO	TMSH	%PESO	DESCRIPCION	LEYES				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
1	111,9	100,0	Cabeza general	0,55	8,00	1,40	16,33	100	100	100	100
6	0,60	0,53	Cc. Final Pb	70,67	2,00	8,27	1,35	68,58	0,13	3,16	0,04
Z	13,16	11,76	Conc. Zn Final	0,50	62,35	1,82	0,40	10,69	91,64	15,30	0,29
R	98,14	87,708	Relave General	0,13	0,75	1,30	18,40	20,73	8,22	81,54	99,67
		100,0	Cabeza Calculada	0,55	8,00	1,40	....	100,0	100,0	100,0	100,0

#### 1.3) BALANCE DEL CIRCUITO DE PLOMO

PUNTO	TMSH	%PESO	DESCRIPCION	LEYES				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
1	111,90	100,00	Cabeza general	0,55	8,00	1,40	16,33	100,0	100,0	100,0	100
2	1,79	1,60	Conc. Rougher Pb	26,20	3,10	21,12	....	76,02	0,62	24,12	
3	111,30	99,46	Rve. Rougher Pb	0,17	8,04	1,36	16,43	30,74	99,87	96,81	
4	2,20	1,96	Cc. 1er Limp. Pb	46,31	4,00	12,62	....	165,4	0,98	17,74	
5	1,18	1,06	Rve. 1er Limp. Pb	3,52	3,20	20,07	....	6,76	0,42	15,18	
6	0,60	0,54	Cc. Final Pb	70,67	2,00	8,27	1,35	69,26	0,13	3,19	
7	1,60	1,43	Rve. 2da Limp. Pb	37,10	5,22	15,41	....	96,17	0,93	15,72	
		100,00	Cabeza Calculada	0,55	8,01	1,40	....				



#### 1.4 ) BALANCE DEL CIRCUITO DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Rve.Rougher Pb	111,30	100	0,17	8,04	1,36	16,43	100	100	100	100
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,77	4,29	0,72	56,53	2,84	1,48	18,15	30,13	8,97	0,39
9	Cc.Rougher(2) Zn	4,77	4,29	0,72	56,53	2,84	1,48	18,15	30,13	8,97	0,39
10	Rve. Rougher Zn	101,75	91,42	0,13	3,49	1,25	17,9	69,84	39,65	84,18	100,61
11A	Cc.1er.Cleaner(Bco.A)	4,32	3,88	0,64	57,34	2,55	0,72	14,59	27,65	7,29	0,17
11	Rve. 1er. Cleaner(Bco. A)	0,99	0,89	0,77	53,00	3,41	2,08	4,01	5,84	2,23	0,11
11B	Cc. 2do. Cleaner(Bco. C-1)	3,90	3,50	0,62	58,9	2,10	0,62	12,75	25,61	5,41	0,13
11C	Rve. 2do. Cleaner(Bco C-1)	0,42	0,38	0,68	52,0	2,70	1,02	1,52	2,46	0,76	0,02
11D	Rve. 3er. Cleaner(Bco. C-2)	0,11	0,10	0,65	39,2	2,45	0,55	0,38	0,49	0,18	0,00
12	Cc. 3er. Cleaner(Bco. C-2)	3,79	3,40	0,60	61,90	1,77	0,40	12,00	26,17	4,44	0,08
13	Cc.Scaven. Zn	10,92	9,81	0,73	42,81	8,40	3,21	42,10	52,21	60,73	1,94
14	Rve.Scaven. Zn	98,04	88,09	0,11	0,75	1,29	18,4	56,94	8,21	83,71	99,65
15	O/F ciclón remolienda	14,32	12,87	0,78	39,97	7,18	3,05	58,97	63,90	68,05	2,41
16	U/F ciclón remolienda	37,94	34,09	0,75	40,75	7,28	2,85	150,25	172,64	182,84	5,97
17	Cc.1º Reclean columna	31,17	28,01	0,57	56,93	2,75	1,48	93,82	198,15	56,74	2,55
18	Rve. 1º Reclean columna	10,77	9,68	0,86	33,58	9,42	4,60	48,90	40,38	67,15	2,74
19	Cc. 2º Reclean colum(D-1)	3,40	3,05	0,96	50,10	2,42	2,00	17,21	19,00	5,44	0,38
20	Rve.2º Reclean colum(D-1)	7,37	6,62	0,81	25,97	12,7	5,80	31,53	21,38	61,73	2,36
21	O/F ciclón abierto	0,16	0,15	1,85	33,50	6,98	6,51	1,59	0,61	0,75	0,06
22	U/F ciclón abierto	7,21	6,48	0,78	25,80	12,8	5,78	29,69	20,77	61,08	2,30
23A	Aljimento colum 1 Zn	18,47	16,59	0,60	56,35	2,80	1,51	58,50	116,19	34,23	1,54
23B	Alimento colum 2 Zn	18,47	16,59	0,60	56,29	2,80	1,45	58,50	116,07	34,23	1,48
24A	Cc. Colum. 1 Zn	4,84	4,35	0,57	62,40	1,78	0,43	14,57		5,70	0,12
24B	Cc. Colum. 2 Zn	4,48	4,03	0,63	62,50	1,82	0,38	14,91		5,40	0,09
25A	Rve. Colum. 1 Zn	13,63	12,24	0,66	54,20	3,20	2,02	47,48	82,45	28,86	1,52
25B	Rve. Colum.2 Zn	13,99	12,57	0,55	54,30	3,20	1,93	40,61	84,79	29,62	1,49
	Cabeza Calculada		100,0	0,17	8,05	1,36	16,26	100,00	100,00	100,00	100,00

#### 1.5) BALANCES PARCIALES EN EL CIRCUITO DE ZINC

##### a) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Rve.Rougher Pb	111,3	100	0,18	8,04	1,36	16,4	100	100	100	100
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,8	4,29	0,72	56,5	2,84	1,48	17,10	30,16	8,84	0,39
9	Cc.Rougher(2) Zn	4,8	4,29	0,72	56,5	2,84	1,48	17,10	30,16	8,84	0,39
10	Rve. Rougher Zn	101,7	91,42	0,13	3,49	1,24	17,9	65,80	39,68	82,31	99,23
	Cabeza calculada	111,3	100	0,18	8,04	1,38	16,5				

##### b) BALANCE EN EL CIRCUITO CLEANER CONVENCIONAL

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
8	Cc.Rougher(1) Zn	4,77	100,0	0,71	56,5	2,84	1,48	100,0	100,0	100,0	100,0
11	Rve. 1er. Cleaner(Bco.A)	0,99	20,67	0,82	53,0	4,41	3,08	24,2	18,24	39,37	66,74
11A	Cc.1er.Cleaner(Bco.A)	4,32	90,46	0,64	57,3	2,55	0,72	82,6	86,36	99,61	68,27
11B	Cc. 2do. Cleaner(Bco. C-1)	3,90	81,60	0,62	58,9	2,10	0,62	72,2	80,00	74,00	53,03
11C	Rve. 2do. Cleaner(Bco C-1)	0,42	8,86	0,68	52,0	2,70	1,02	8,6	7,67	10,33	9,47
11D	Rve. 3er. Cleaner(Bco. C-2)	0,11	2,33	0,65	39,2	2,45	0,55	2,2	1,52	2,47	1,34
12	Cc. 3er. Cleaner(Bco. C-2)	3,79	79,33	0,67	61,9	1,77	0,40	75,8	81,76	60,63	33,26
	Cabeza calculada	4,77	100,0	0,70	60,1	2,32	0,95				

**c) BALANCE EN EL BANCO SCAVENGER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
10	Rve. Rougher Zn	101,7	93,38	0,13	3,49	1,25	17,9	70,5	65,6	58,3	100,1
22	U/F ciclón abierto	7,21	6,62	0,78	25,8	12,7	5,78	29,98	34,34	41,96	2,29
13	Cc. Scaven. Zn	10,92	10,02	0,73	42,8	8,40	3,21	42,51	86,41	42,05	1,93
14	Rve. Scaven. Zn	98,04	89,98	0,11	0,75	1,29	18,2	57,49	13,59	57,95	98,07
	Cabeza calculada	109,0	100,0	0,17	4,97	2,00	16,7	100,0	100,0	100,0	100,0

**d) BALANCE EN EL 1° RECLENER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
13	Cc. Scaven. Zn	10,92	26,05	0,73	42,8	8,40	3,21	29,5	21,89	49,03	36,66
19	Cc. 2° Reclean colum(D-1)	3,40	8,10	0,96	50,1	2,42	2,00	12,1	7,97	4,39	7,10
25A	Rve. Colum. 1 Zn	13,63	32,50	0,60	54,0	3,20	2,03	30,3	34,45	23,30	28,92
25B	Rve. Colum. 2 Zn	13,99	33,35	0,55	54,4	3,20	1,93	28,5	35,62	23,92	28,22
17	Cc. 1° Reclean columna	31,17	74,32	0,57	56,9	2,75	1,48	65,7	83,07	45,80	48,22
18	Rve. 1° Reclean columna	10,77	25,68	0,86	33,6	9,42	4,60	34,3	16,93	54,20	51,78
	Cabeza calculada	41,94	100,0	0,64	50,9	4,46	2,28	100,0	100,0	100,0	100,0

**e) BALANCE EN EL 2° RECLENER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
18	Rve. 1° Reclean columna	10,77	100,0	0,86	33,6	9,42	4,60	100,0	100,0	100,0	100,0
19	Cc. 2° Reclean colum(D-1)	3,40	31,54	0,96	50,1	2,42	2,00	35,3	47,05	8,1	13,71
20	Rve. 2° Reclean colum(D-1)	7,37	68,46	0,81	26,0	12,7	5,80	64,7	52,95	91,9	86,29
	Cabeza calculada	10,77	100,0	0,86	33,6	9,42	4,60	100,0	100,0	100,0	100,0

**f) BALANCE EN EL CICLON ABIERTO**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
20	Rve. 2° Reclean colum(D-1)	7,37	100,0	0,81	25,97	12,65	5,80	100,0	100,0	100,0	100,0
21	O/F ciclón abierto	0,16	2,21	1,85	33,30	6,98	6,51	5,08	2,83	1,22	2,48
22	U/F ciclón abierto	7,21	97,79	0,78	25,77	12,8	5,78	94,92	97,17	98,78	97,52
	Cabeza calculada	7,37	100,0	0,80	25,94	12,67	5,80	100,0	100,0	100,0	100,0

**g) BALANCE EN LAS CELDAS DE COLUMNA**

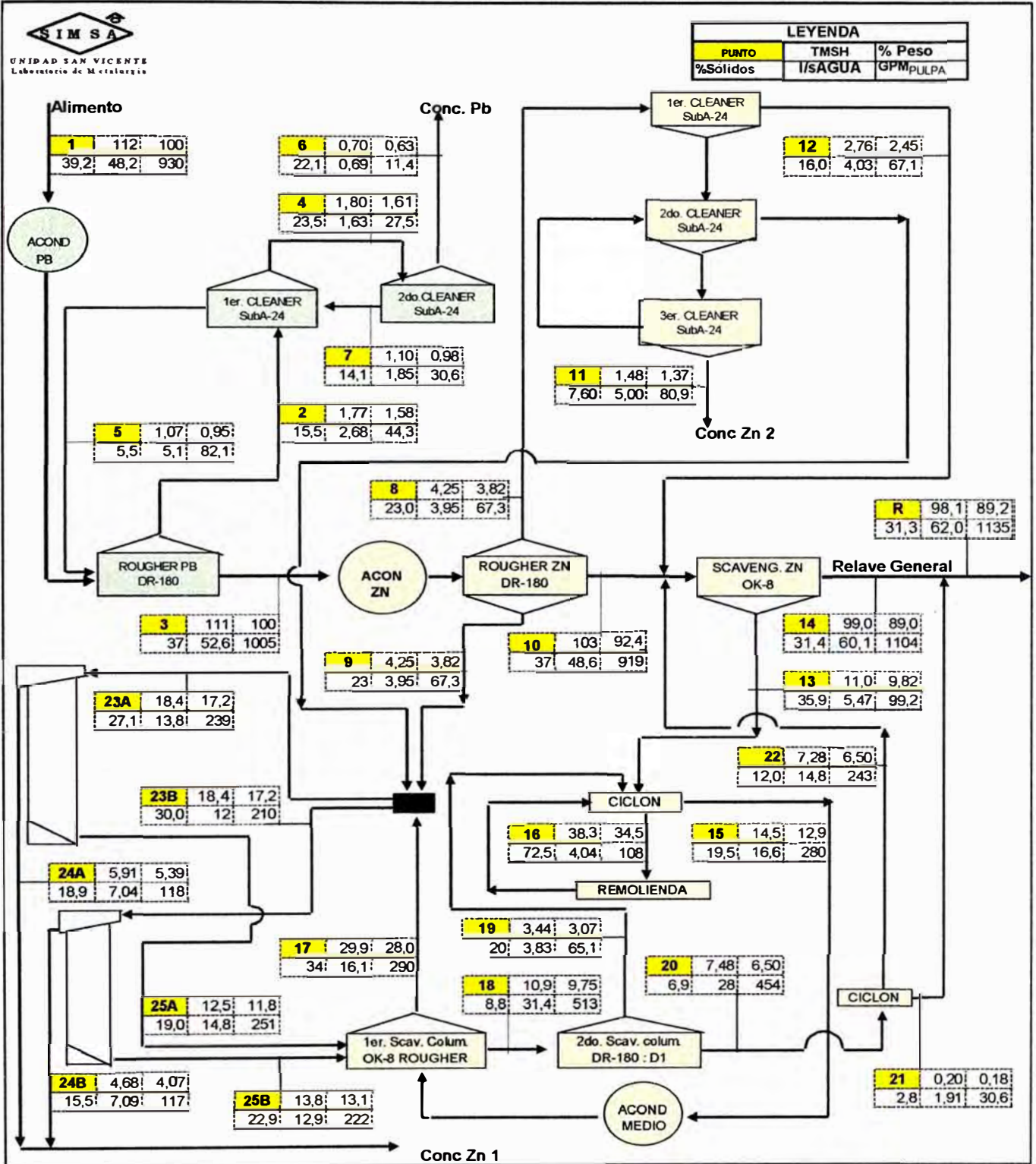
PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
9	Cc. Rougher(2) Zn	4,77	12,92	0,71	56,13	2,84	1,48	15,2	12,89	12,90	12,10
12	Rve. Columna corta	0,99	2,67	0,77	52,50	3,41	2,08	3,4	2,49	3,20	3,52
17	Cc. 1° Reclean columna	31,17	84,40	0,57	56,93	2,75	1,48	79,8	85,37	81,54	79,01
24A	Cc. Colum. 1 Zn	4,84	13,11	0,57	62,40	1,78	0,43	12,4	14,53	8,20	3,57
24B	Cc. Colum. 2 Zn	4,48	12,13	0,63	62,50	1,82	0,37	12,7	13,47	7,76	2,84
25A	Rve. Colum. 1 Zn	13,63	36,89	0,66	54,00	3,20	2,03	40,4	35,39	41,47	47,37
25B	Rve. Colum. 2 Zn	13,99	37,87	0,55	54,40	3,20	1,93	34,5	36,60	42,57	46,23
	Cabeza calculada	36,93	100,0	0,60	56,3	2,85	1,58	100,0	100,0	100,0	100,0



## 2. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

### RESULTADOS DEL BALANCE METALURGICO. BALANCE DE MATERIA

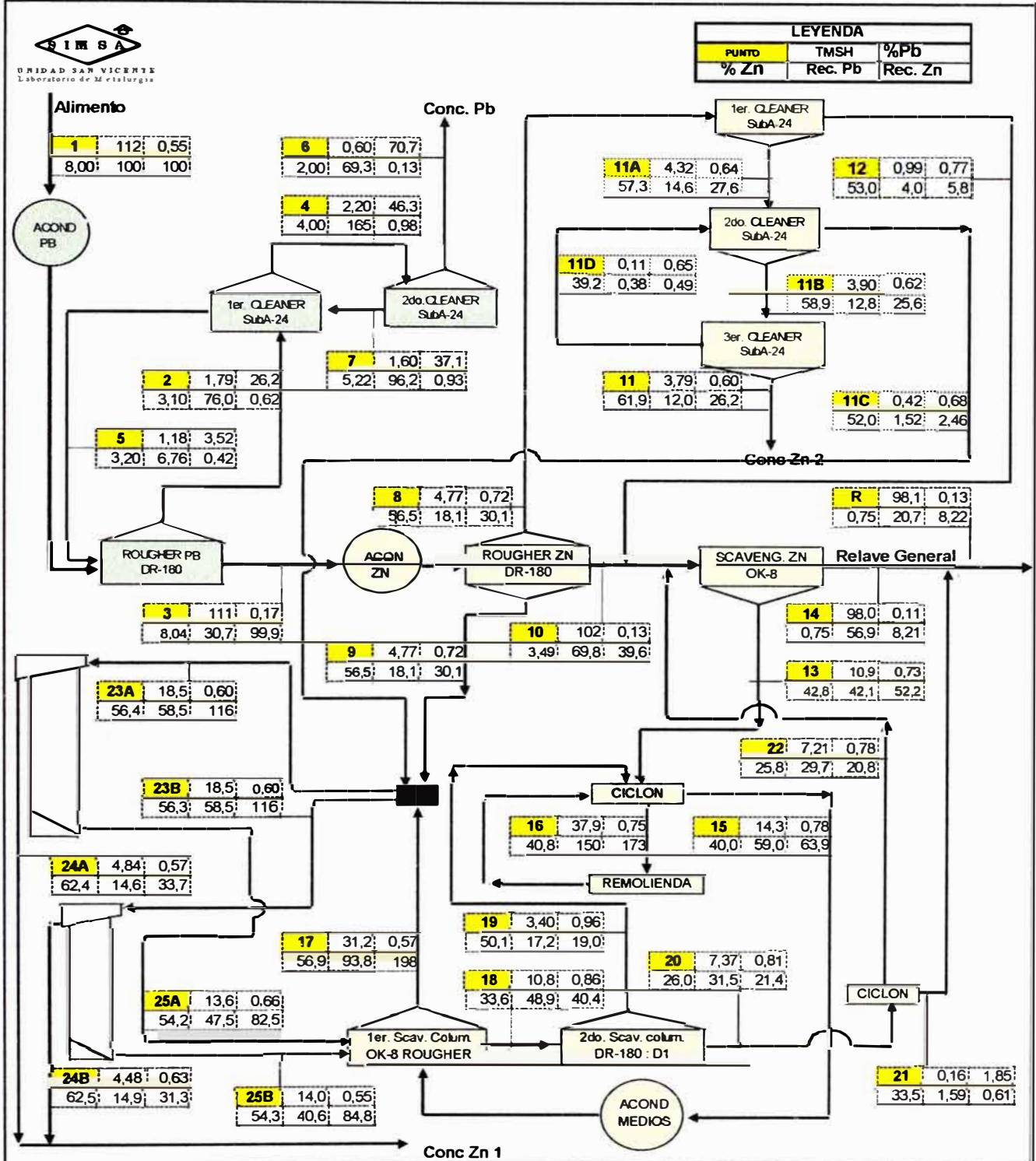
FECHA: 18 de Marzo de 1998



### 3. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE METALICO DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

#### RESULTADOS DEL BALANCE METALURGICO. BALANCE METALICO

FECHA: 18 de Marzo de 1998



### III. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA EN ENERO DE 1999

#### 1. INTRODUCCION

Se presenta el Balance Metalúrgico General de la planta Concentradora, correspondiente a la fecha indicada.

En ese momento el mineral de mina contenía el doble ó triple de óxidos con respecto de años anteriores; para esta evaluación la ley de ZnOx estuvo alrededor de 0.60% significa que había solamente 94% de zn disponible (asumiendo inclusive que recuperamos el 30% de los óxidos por arrastre).

#### 2. COMENTARIOS

Del balance general se obtiene la siguiente información:

1º) La recuperación del zinc oxidado varía directamente con la cabeza y es inversa a la calidad del concentrado. Esto explica porqué con la baja recuperación de sulfuros obtenida en este balance(91.2%) se obtiene excelente calidad de concentrado (62.4% Zn y 0.35% MgO)..Cuando mejora la recuperación baja la calidad de concentrado y el MgO reporta encima de 0.40%.

2º) La recuperación de MgO en el concentrado de zinc alcanzó 0.20% " y la de óxido a 16%.

3º) El balance parcial del banco Rougher de Zn ratifica su deficiente recuperación debido al poco tiempo de residencia(58.5% de recuperación, Residencia : 5.6 minutos).

4º)En el banco Scavenger la recuperación llega a 86.5%, sobrecargado por la baja recuperación del banco de Rougher.

5º)La recuperación en el 1er. Cleaner-Scavenger (OK-8) estuvo por debajo de lo habitual (92%),reportó 89.8%,ello influyo en la buena calidad del concentrado de columnas.

6º) La carga circulante de los medios alrededor de las columnas reportó alrededor de 285%.

7º) La recuperación por columna promedió 18% (Otra razón para el concentrado limpio).

8º) El ciclón de 6" recupera el 66% de su alimento consistente en el relave del banco "C" concentrado del banco D-1.

9º) El ciclón de 15" recupera en el underflow el 93% de su alimento. El overflow representa el 7% de su alimento y el 1.3% del total de zinc alimentado al circuito.

### **3. RECOMENDACIONES**

1º) Incrementar en 50% el tiempo de residencia del acondicionamiento y flotación rougher de Zn.

2º) Evaluar la real influencia del depresor de MgO actual (quebracho) en la flotación de Zn. Se están realizando contactos con proveedores para encontrar algún reactivo más energético como depresor de MgO.

3º) Evaluar a nivel industrial los espumantes MIBC y el F76A.

4º) Evaluar a nivel industrial el colector S-705.

5º) Implementar el análisis del flujo de alimento a las celdas columna mediante el analizador Courier. Esta opción es posible por que aun se tiene una línea disponible. Este análisis ayudará controlar el producto final con la calidad del alimento a las columnas.

A continuación se presenta los balances metalúrgicos correspondientes a esta evaluación:



## 4. BALANCE METALURGICO

### 4.1) HOJA DE DATOS

Fecha de Muestreo : 29/01/99'

PUNTO	NOMBRE	LEYES					SÓLID.		G.e. gr/cc
		Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	%		
1	Cabeza general	0,70	7,00	0,78	0,59	17,60	40,0	2,98	
2	Conc. Rougher Pb	52,32	3,40	5,53			11,2	4,35	
3	Rve. Rougher Pb	0,15	7,04	0,76	0,58	17,80	29,1	2,86	
4	Conc. Celda corta Pb	73,63	1,20	1,35	0,08	1,00	7,2	6,90	
5	Rve. Celda corta Pb	49,99	3,46	6,28			5,1	4,15	
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	64,62	1,86	4,18	0,41	1,55	10,7	6,58	
7	Rve. 1erLimp. Pb	37,10	5,22	15,41			5,5	3,77	
8	Cc. Cleaner-scavenger Pb	50,06	2,16	7,25			5,0	4,65	
9	Rve. Cleaner-scavenger Pb	8,84	5,84	10,98			14,1	4,15	
10A	Cc. Rougher(1) Zn	1,16	55,55	3,35		1,58	22,9	4,00	
10B	Cc. Rougher(2) Zn	1,11	57,28	2,73		1,52	18,1	4,00	
11	Rve. Rougher Zn	0,13	3,70	0,74		18,9	28,2	3,03	
12	Cc. 1er. Cleaner Zn	0,83	61,03	1,58		0,57	34,1	4,10	
13	Rve. 1er. Cleaner	1,58	48,09	5,35		2,81	12,7	3,80	
14	Cc. 2° Cleaner Zn	0,73	62,75	1,48		0,38	30,3	4,10	
15	Rve. 2° Cleaner Zn	1,34	52,20	2,06		1,53	12,5	3,80	
16	Conc. 3° Cleaner Zn	0,66	63,47	1,28		0,32	36,8	4,10	
17	Rve. 3° Cleaner Zn	2,01	57,04	2,23		1,09	9,8	3,90	
18	Conc. Final Zn #1	0,63	63,82	1,26	0,55	0,30	16,8	4,30	
19	Rve. 4° Cleaner Zn	1,10	57,98	1,42		0,62	9,5	4,00	
20	Conc. Scaven. Zn	1,01	50,23	5,19		2,42	26,9	3,85	
21	Rve. Scaven. Zn	0,07	1,00	0,66	0,46	19,7	25,8	2,86	
22	Cc. 1° Clean-scav. Zn	1,02	56,80	3,01		1,26	36,2	3,90	
23	Rve. 1° Clean-scav. Zn	1,25	41,30	7,52		3,59	9,9	3,23	
22A	Alimento colum 1 Zn	1,01	56,85	2,88		1,25	32,4	3,90	
22B	Alimento colum 2 Zn	1,08	56,75	3,01		1,25	32,2	3,90	
24	Cc. Colum. 1 Zn	0,85	62,04	1,90	0,86	0,35	13,5	4,00	
25	Rve. Colum. 1 Zn	1,05	55,76	3,25		1,41	25,5	3,45	
26	Cc. Colum. 2 Zn	0,83	61,92	1,92	0,83	0,35	14,0	4,10	
27	Rve. Colum. 2 Zn	1,02	55,71	3,18		1,42	27,8	3,40	
28	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	2,07	54,24	3,87		1,78	22,6	3,50	
29	Rve. 2° Clean-scav(D-1)	1,03	31,94	9,2		4,86	6,6	3,40	
30	Cc. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	2,33	53,37	2,77		3,34	16,9	3,40	
31	Rve. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	0,82	30,96	9,4		4,90	5,9	3,40	
32	U/F ciclón abierto D-6"	2,25	55,18	3,77		1,68	15,5	3,70	
33	O/F ciclón abierto D-6"	2,58	53,41	3,18		1,86	5,1	3,40	
34	U/F ciclón abierto D-15"	0,77	31,02	9,50		4,78	31,9	3,80	
35	O/F ciclón abierto D-15"	1,20	30,20	7,52	0,95	6,00	3,0	3,30	

### 4.2) BALANCE GENERAL

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	% PESO	LEYES					DISTRIBUCION					
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	ZnS	MgO
1	Cabeza general	118,0	100,0	0,70	7,00	0,78	0,59	17,60						
4	Conc. Celda corta Pb	0,13	0,11	73,63	1,20	1,35	0,08	1,00	11,47	0,02	0,18	0,02	0,02	0,01
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,86	0,73	64,62	1,86	4,18	0,41	1,55	67,90	0,19	3,75	0,61	0,16	0,06
18	Conc. Final Zn Bco. "C"	2,64	2,24	0,63	63,82	1,26	0,55	0,3	2,03	20,15	3,47	2,51	21,47	0,04
24	Conc. Final Zn Columna 1	4,51	3,82	0,85	62,04	1,90	0,86	0,35	4,67	33,41	8,91	6,68	35,40	0,08
26	Conc. Final Zn Columna 2	4,38	3,71	0,83	61,92	1,92	0,83	0,35	4,44	32,42	8,76	6,27	34,37	0,07
21	Rve. Scaven. Zn	105,1	89,09	0,07	1,00	0,66	0,46	19,66	8,98	12,56	72,22	83,35	7,29	99,64
35	O/F ciclón abierto D-15"	0,35	0,29	1,20	30,20	7,52	0,95	6,00	0,51	1,25	2,72	0,57	1,30	0,10
	Cabeza Calculada	118,0	100,0	0,69	7,09	0,81	0,49	17,58	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	Conc. Pb Calculado	0,99	0,84	65,78	1,77	3,81	0,37	1,48	79,4	0,21	3,93	0,63	0,18	0,07
	Conc. Zn Calculado	11,53	9,77	0,79	62,40	1,76	0,78	0,34	11,1	86,0	21,1	15,5	91,2	0,19

#### 4.3) BALANCE DEL CIRCUITO DE PLOMO

		TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION				
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO
1	Cabeza general	118,0	100,0	0,70	7,00	0,78	0,59	17,73					
2	Conc. Rougher Pb	1,30	1,10	52,32	3,40	5,53		....	82,03	0,53	7,73		
3	Rve. Rougher Pb	117,0	99,16	0,15	7,04	0,76	0,58	17,80	21,25	99,79	95,93	99,47	
4	Conc. Celda corta Pb	0,13	0,11	73,63	1,20	1,35	0,08		11,38	0,02	0,19	0,01	
5	Rve. Celda corta Pb	1,17	0,99	49,99	3,46	6,28			70,65	0,49	7,91		
6	Cc. Final Pb 1er Limp.	0,86	0,73	64,62	1,86	4,18	0,41		67,37	0,19	3,88	0,52	
7	Rve. 1er Limp. Pb	0,97	0,83	37,10	5,22	15,41		....	43,74	0,62	16,19		
8	Cc. Cleaner-scav. Pb	0,67	0,57	50,06	2,16	7,25		....	40,46	0,17	5,22		
9	Rve. Cleaner-scav. Pb	0,31	0,26	8,84	5,84	10,98		....	3,28	0,22	3,63		
	Cabeza calculada	118,00	100,00	0,70	7,00	0,79	0,58		100,0	100,0	100,0	100,0	
	Conc. Pb calculado	0,99	0,84	65,78	1,77	3,81	0,37		78,75	0,21	4,07	0,53	

#### 4.3,1) BALANCE EN LA CELDA CORTA DE PLOMO

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
2	Conc. Rougher Pb	1,30	100,0	52,32	3,40	5,53		100,0	105,0	95,4	
4	Conc. Celda corta Pb	0,13	9,9	73,63	1,20	1,35		13,9	3,7	2,3	
5	Rve. Celda corta Pb	1,17	90,1	49,99	3,46	6,28		86,1	96,3	97,7	
	Cabeza calculada	1,30	100,0	52,32	3,24	5,79		100,0	100,0	100,0	

#### 4.3,2) BALANCE EN EL 1er. CLEANER DE PLOMO

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
5	Rve. Celda corta Pb	1,17	63,6	49,99	3,46	6,28		63,6	60,4	39,4	
6	Cc. Final Pb 1er Limp.	0,86	46,9	64,62	1,86	4,18		60,6	24,0	19,3	
7	Rve. 1er Limp. Pb	0,97	53,1	37,10	5,22	15,41		39,4	76,0	80,7	
8	Cc. Cleaner-scav. Pb	0,67	36,4	50,06	2,16	7,25		36,4	21,6	26,0	
	Cabeza calculada	1,84	100,0	50,02	3,6	10,14		100,0	100,0	100,0	

#### 4.4) BALANCE DEL CIRCUITO DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %					DISTRIBUCION				
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO
3	Rve. Rougher Pb	117,0	100	0,15	7,04	0,76	0,58	17,80					
10A	Cc. Rougher(1) Zn	6,17	5,27	1,16	55,55	3,35	—	1,58	42,32	41,02	22,39		0,47
10B	Cc. Rougher(2) Zn	4,01	3,43	1,11	57,28	2,73	—	1,52	26,31	27,49	11,86		0,29
11	Rve. Rougher Zn	109,6	93,69	0,13	3,70	0,74	—	18,93	84,28	48,56	87,89		100,1
12	Cc. 1er. Cleaner Zn	3,75	3,21	0,83	61,03	1,58	—	0,57	18,41	27,40	6,42		0,10
13	Rve. 1er. Cleaner	3,03	2,59	1,58	48,09	5,35	—	2,81	28,31	17,44	17,56		0,41
14	Cc. 2° Cleaner Zn	3,14	2,68	0,73	62,75	1,48	—	0,38	13,55	23,58	5,03		0,06
15	Rve. 2° Cleaner Zn	0,61	0,52	1,34	52,20	2,06	—	1,53	4,85	3,82	1,36		0,05
16	Conc. 3° Cleaner Zn	2,81	2,40	0,66	63,47	1,28	—	0,32	10,98	21,37	3,90		0,04
17	Rve. 3° Cleaner Zn	0,50	0,42	2,01	57,04	2,23	—	1,09	5,89	3,38	1,20		0,03
18	Conc. Final Zn #1	2,64	2,26	0,63	63,82	1,26	0,55	0,30	9,85	20,20	3,61	2,5217	0,04
19	Rve. 4° Cleaner Zn	0,17	0,14	1,10	57,98	1,42	—	0,62	1,10	1,17	0,26		0,01
20	Conc. Scaven. Zn	13,41	11,46	1,01	50,23	5,19	—	2,42	80,12	80,66	75,42		1,57
21	Rve. Scaven. Zn	105,1	89,85	0,07	1,00	0,66	0,46	19,66	43,52	12,59	75,17	83,875	99,71
22	Cc. 1° Clean-scav. Zn	54,48	46,56	1,02	56,80	3,01	—	1,26	328,6	370,5	177,7		3,31
23	Rve. 1° Clean-scaven Zn	8,53	7,29	1,25	41,30	7,52	—	3,59	63,08	42,19	69,52		1,48
22A	Alimento colum 1 Zn	25,81	22,06	1,01	56,85	2,88	—	1,25	154,1	175,6	80,52		1,56
22B	Alimento colum 2 Zn	28,68	24,51	1,08	56,75	3,01	—	1,25	183,1	194,8	93,51		1,73
24	Cc. Colum. 1 Zn	4,51	3,85	0,85	62,04	1,90	0,86	0,35	22,66	33,48	9,28	6,7228	0,08
25	Rve. Colum. 1 Zn	21,30	18,20	1,05	55,76	3,25	—	1,41	132,3	142,2	75,00		1,45
26	Cc. Colum. 2 Zn	4,38	3,75	0,83	61,92	1,92	0,83	0,35	21,51	32,49	9,12	6,3091	0,07
27	Rve. Colum. 2 Zn	24,29	20,76	1,02	55,71	3,18	—	1,42	146,5	162,0	83,69		1,66
28	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	3,79	3,24	2,07	54,24	3,87	—	1,78	46,39	24,61	15,89		0,33
29	Rve. 2° Clean-scav(D-1)	4,96	4,24	1,03	31,94	9,20	—	4,86	30,21	18,96	49,43		1,16
30	Cc. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	0,22	0,19	2,33	53,37	2,77	—	3,34	2,99	1,39	0,65		0,03
31	Rve. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	4,74	4,05	0,82	30,96	9,40	—	4,90	23,00	17,58	48,30		1,12
32	U/F ciclón abierto D-6"	2,79	2,39	2,25	55,18	3,77	—	1,68	37,16	18,45	11,41		0,23
33	O/F ciclón abierto D-6"	1,49	1,28	2,58	53,41	3,18	—	1,86	22,77	9,54	5,14		0,13
34	U/F ciclón abierto D-15"	4,40	3,76	0,77	31,02	9,50	—	4,78	20,02	16,32	45,24		1,01
35	O/F ciclón abierto D-15"	0,35	0,30	1,20	30,20	7,52	0,95	6,00	2,46	1,25	2,83	0,5718	0,10
	CABEZA CALCULADA	117,0	100,0	0,14	7,14	0,79	0,49	17,72	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	CONCENT. ZN CALCULADO	11,5	9,86	0,79	62,40	1,76	0,778	0,34	54,0	86,2	22,0	15,6	0,19



#### 4.5) BALANCES PARCIALES EN EL CIRCUITO DE ZINC

##### a) BALANCE EN EL BANCO ROUGHER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Rve.Rougher Pb	117,0	97,67	0,15	7,04	0,76	17,8	67,88	84,24	78,89	99,60
10A	Cc.Rougher(1) Zn	6,2	5,15	1,16	55,55	3,35	1,58	27,67		18,33	0,47
10B	Cc.Rougher(2) Zn	4,0	3,35	1,11	57,28	2,73	1,52	17,21		9,71	0,29
11	Rve. Rougher Zn	109,6	91,5	0,13	3,70	0,74	18,9	55,12	41,48	71,96	99,24
32	U/F ciclón abierto D-6"	2,8	2,33	2,25	55,18	3,77	1,68	24,31	15,76	9,34	0,22
	Cabeza calculada	119,8	100,0	0,22	8,16	0,94	17,5	100,0	100,0	100,0	100,0

##### b) BALANCE EN EL CIRCUITO CLEANER CONVENCIONAL

###### b.1) 1er. Cleaner

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
10A	Cc.Rougher(1) Zn	6,17	91,0	1,16	55,6	3,35	1,58	90,6	91,5	93,4	91,5
12	Cc.1er.Cleaner(Bco.B-1)	3,75	55,3	0,83	61,0	1,58	0,57	39,4	61,1	26,8	20,1
13	Rve. 1er. Cleaner(Bco.B-1)	3,03	44,7	1,58	48,1	5,35	2,81	60,6	38,9	73,2	79,9
15	Rve. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	0,61	9,0	1,34	52,2	2,06	1,53	10,4	8,5	5,7	8,8
	Cabeza calculada	6,78	100,0	1,17	55,25	3,26	1,57				

###### b.2) 2do. Cleaner

12	Cc.1er.Cleaner(Bco.B1)	3,75	100,0	0,83	61,0	1,58	0,57	100,1	100,0	100,3	100,4
14	Cc. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	3,14	83,7	0,73	62,8	1,48	0,38	73,7	86,1	78,67	56,04
15	Rve. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	0,61	16,3	1,34	52,2	2,06	1,53	26,3	13,94	21,33	43,96
	Cabeza calculada	3,75	100,0	0,83	61,0	1,57	0,57				

###### b.3) 3er. Cleaner

14	Cc. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	3,14	94,9	0,73	62,8	1,48	0,38	80,4	95,3	98,8	82,8
16	Conc. 3° Cleaner Zn(Bco. C-1)	2,81	85,0	0,66	63,5	1,28	0,32	65,1	86,3	76,5	62,5
17	Rve. 3° Cleaner Zn(Bco. C-1)	0,50	15,0	2,01	57,0	2,23	1,09	34,9	13,7	23,5	37,5
19	Rve. 4° Cleaner Zn(Bco. C-2)	0,17	5,1	1,10	58,0	1,42	0,62	6,5	4,7	5,1	7,3
	Cabeza calculada	3,31	100,0	0,86	62,5	1,42	0,44				

###### b.4) 4to. Cleaner

16	Cleaner Zn(Bco. C-1)	2,81	100,0	0,66	63,5	1,28	0,32	100,3	100,0	100,8	100,3
18	Conc. Final Zn #1	2,64	94,0	0,63	63,8	1,26	0,30	90,0	94,5	93,3	88,4
19	Rve. 4° Cleaner Zn(Bco. C-2)	0,17	6,0	1,10	58,0	1,42	0,62	10,0	5,5	6,7	11,6
	Cabeza calculada	2,81	100,0	0,66	63,5	1,27	0,32	100,0	100,0	100,0	100,0

##### c) BALANCE EN EL BANCO SCAVENGHER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
11	Rve. Rougher Zn	109,6	92,48	0,13	3,70	0,74	18,9	68,2	52,1	58,4	98,9
13	Rve. 1er. Cleaner	3,03	2,56	1,58	48,09	5,35	2,81	22,9	18,7	11,7	0,4
33	O/F ciclón D-6"	1,49	1,26	2,58	53,41	3,18	1,86	18,4	10,2	3,4	0,1
34	U/F ciclón abierto	4,40	3,71	0,77	31,0	9,5	4,78	16,2	17,5	30,0	1,0
20	Cc.Scaven. Zn	13,4	11,32	1,01	50,2	5,19	2,42	64,8	86,5	50,1	1,5
21	Rve.Scaven. Zn	105,1	88,68	0,07	1,00	0,66	19,7	35,2	13,5	49,9	98,5
	Cabeza calculada	118,5	100,0	0,18	6,57	1,17	17,71	100,0	100,0	100,0	100,0

##### d) BALANCE EN EL 1° CLEANER-SCAVENGHER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
20	Cc.Scaven. Zn	13,41	21,29	1,01	50,2	5,19	2,42	20,5	19,55	30,51	32,70
10B	Rougher(2) Zn	4,01	6,36	1,11	57,3	2,73	1,52	6,7	6,66	4,80	6,14
25	Cc. Colum.1 Zn	21,30	33,80	1,05	55,8	3,25	1,41	33,8	34,46	30,34	30,25
27	Rve. Colum.2 Zn	24,29	38,55	1,02	55,7	3,18	1,42	37,4	39,26	33,86	34,75
22	Conc.1° Clean-scavengh	54,48	86,46	1,02	56,8	3,01	1,26	83,9	89,78	71,88	69,15
23	Rve. 1° Clean-scavengh.	8,53	13,54	1,25	41,3	7,52	3,59	16,1	10,22	28,12	30,85
	Cabeza calculada	63,02	100,0	1,05	54,7	3,62	1,58	100,0	100,0	100,0	100,0

e) BALANCE EN EL 2° CLEANER-SCAVENGER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
23	Rve. 1° Clean-scavengh.	8,53	97,5	1,25	41,3	7,52	3,59	82,34	96,8	106,4	99,3
30	Cc. 3° Clean-scaveng(D-2)	0,22	2,5	2,33	53,4	2,77	3,34	3,90	3,2	1,0	2,3
28	Cc. 2° Clean-scaveng(D-1)	3,79	43,3	2,07	54,2	3,87	1,78	60,56	56,5	24,3	21,9
29	lean-scaveng(D-1)	4,96	56,7	1,03	31,9	9,2	4,86	39,44	43,5	75,7	78,1
	Cabeza calculada	8,75	100,0	1,48	41,6	6,89	3,53	100,0	100,0	100,0	100,0

f) BALANCE EN EL 3° CLEANER-SCAVENGER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
29	lean-scaveng(D-1)	4,96	100,0	1,03	31,94	9,20	4,86	116,2	100,0	101,0	100,6
30	Cc. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	0,22	4,4	2,33	53,37	2,77	3,34	11,5	7,3	1,3	3,0
31	Rve. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	4,74	95,6	0,82	30,96	9,4	4,90	88,5	92,7	98,7	97,0
	Cabeza calculada	4,96	100,0	0,89	31,94	9,11	4,83	100,0	100,0	100,0	100,0

g) BALANCE EN LAS CELDAS DE COLUMNA

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
22	Clean-scavengh	54,48	100,0	1,02	56,80	3,01	1,26	101,8	100,08	100,3	101,5
24	Cc. Colum. 1 Zn	4,51	8,3	0,85	62,04	1,90	0,35	7,0	9,04	5,24	2,33
25	Rve. Colum.1 Zn	21,30	39,1	1,05	55,76	3,25	1,41	41,0	38,41	42,35	44,40
26	Cc. Colum. 2 Zn	4,38	8,0	0,83	61,92	1,92	0,35	6,7	8,78	5,15	2,27
27	Rve. Colum.2 Zn	24,29	44,6	1,02	55,71	3,18	1,42	45,4	43,77	47,26	51,00
	Cabeza calculada	54,48	100,0	1,00	56,8	3,00	1,24	100,0	100,0	100,0	100,0

g.1) Balance en la columna #1

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
22A	Alimento colum 1 Zn	25,81	100,0	1,01	56,9	2,88	1,25	99,5	100,0	95,5	102,1
24	Cc. Colum. 1 Zn	4,51	17,5	0,85	62,0	1,90	0,35	14,6		11,0	5,0
25	Rve. Colum.1 Zn	21,30	82,5	1,05	55,8	3,25	1,41	85,4	80,9	89,0	95,0
	Cabeza calculada	25,81	100,0	1,02	56,9	3,01	1,22	100,0	100,0	100,0	100,0

g.1) Balance en la columna #2

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
22B	Alimento colum 2 Zn	28,68	100,0	1,08	56,8	3,01	1,25	109,0	100,2	100,8	99,5
26	Cc. Colum. 2 Zn	4,38	15,3	0,83	61,9	1,92	0,35	12,8		9,8	4,3
27	Rve. Colum.2 Zn	24,29	84,7	1,02	55,7	3,18	1,42	87,2	83,3	90,2	95,7
	Cabeza calculada	28,68	100,0	0,99	56,7	2,99	1,26	100,0	100,0	100,0	100,0

h) BALANCE EN EL CICLON de 6"

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
17	Rve. 3° Cleaner Zn	0,50	11,6	2,01	57,04	2,23	1,09	9,8	12,1	7,2	7,2
28	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	3,79	88,4	2,07	54,24	3,87	1,78	77,4	87,9	96,0	90,3
32	U/F ciclón abierto D-6"	2,79	65,2	2,25	55,18	3,8	1,68	62,0		68,9	62,8
33	O/F ciclón abierto D-6"	1,49	34,8	2,58	53,41	3,2	1,86	38,0	34,1	31,1	37,2
	Cabeza calculada	4,29	100,0	2,36	54,56	3,56	1,74	100,0	100,0	100,0	100,0

i) BALANCE EN EL CICLON de 15" ABIERTO

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
31	Rve. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	4,74	100,0	0,82	30,96	9,40	4,90	102,3	100,0	100,5	101,0
34	U/F ciclón abierto D-15"	4,40	92,7	0,77	31,02	9,50	4,78	89,0		94,12	91,3
35	O/F ciclón abierto D-15"	0,35	7,3	1,20	30,20	7,52	5,78	11,0	7,1	5,88	8,7
	Cabeza calculada	4,74	100,0	0,80	30,96	9,36	4,85	100,0	100,0	100,0	100,0



#### 4.6) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE PLOMO

		MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL(lt/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
1	Cabeza general	118,00	100,00	40,0	2,98	1,362	295,0	177,0	11,00	49,2	60,17	953,8
2	Conc. Rougher Pb	1,30	1,10	11,2	4,35	1,094	11,6	10,3	0,08	2,85	2,93	46,5
3	Rve. Rougher Pb	117,01	99,16	29,1	2,86	1,233	402,1	285,1	11,36	79,2	90,56	1435,5
4	Conc. Celda corta Pb	0,13	0,11	7,2	6,90	1,066	1,8	1,6	0,01	0,46	0,46	7,3
5	Rve. Celda corta Pb	1,17	0,99	5,1	4,15	1,040	22,9	21,7	0,08	6,03	6,11	96,9
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,86	0,73	10,7	6,58	1,100	8,0	7,2	0,04	2,00	2,03	32,2
7	Rve. 1erLimp. Pb	0,97	0,83	5,5	3,77	1,042	17,7	16,7	0,07	4,65	4,72	74,8
8	Cc. Cleaner-scav. Pb	0,67	0,57	5,0	4,65	1,041	13,4	12,7	0,04	3,52	3,56	56,5
9	Rve. Cleaner-scav. Pb	0,31	0,26	14,1	4,15	1,120	2,2	1,9	0,02	0,52	0,54	8,5

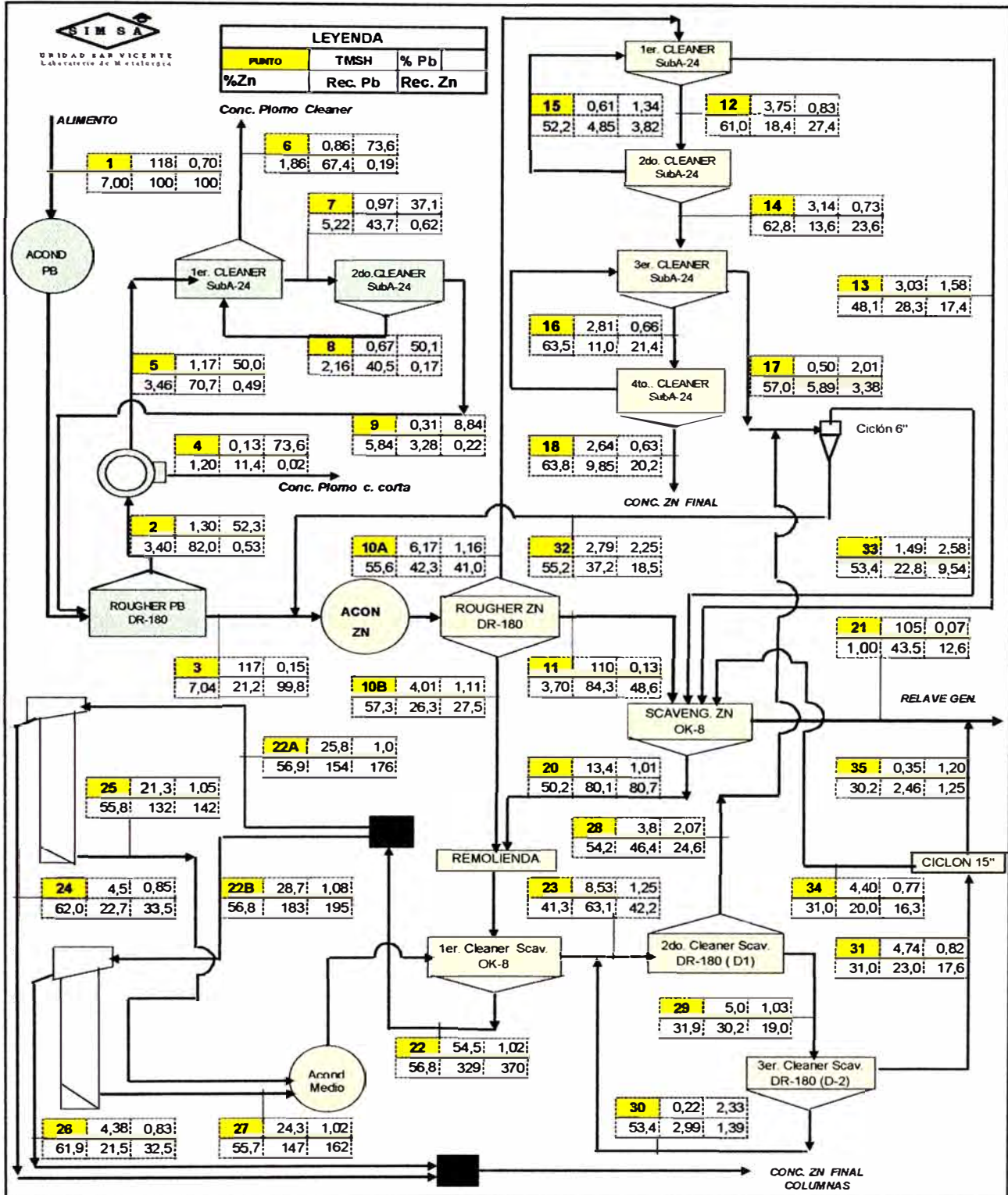
#### 4.7) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE ZINC

PTO	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL(lt/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
3	Rve. Rougher Pb	117,01	100,00	29,1	2,9	1,233	402,1	285,1	11,36	79,2	90,56	1435,5
10A	Cc. Rougher(1) Zn	6,17	5,27	22,9	4,00	1,207	26,9	20,8	0,43	5,8	6,20	98,2
10B	Cc. Rougher(2) Zn	4,01	3,43	18,1	4,00	1,157	22,1	18,1	0,28	5,0	5,32	84,3
11	Rve. Rougher Zn	109,63	93,69	28,2	3,03	1,233	388,7	279,1	10,05	77,5	87,58	1388,4
12	Cc. 1er. Cleaner Zn	3,75	3,21	34,1	4,10	1,347	11,0	7,2	0,25	2,0	2,27	35,9
13	Rve. 1er. Cleaner	3,03	2,59	12,7	3,80	1,103	23,9	20,8	0,22	5,8	6,01	95,2
14	Cc. 2° Cleaner Zn	3,14	2,68	30,3	4,10	1,297	10,4	7,2	0,21	2,0	2,22	35,2
15	Rve. 2° Cleaner Zn	0,61	0,52	12,5	3,80	1,101	4,9	4,3	0,04	1,2	1,23	19,6
16	Conc. 3° Cleaner Zn	2,81	2,40	36,8	4,10	1,386	7,6	4,8	0,19	1,3	1,53	24,3
17	Rve. 3° Cleaner Zn	0,50	0,42	9,8	3,90	1,079	5,1	4,6	0,04	1,3	1,30	20,6
18	Conc. Final Zn #1	2,64	2,26	16,8	4,30	1,148	15,7	13,1	0,17	3,6	3,81	60,4
19	Rve. 4° Cleaner Zn	0,17	0,14	9,5	4,00	1,077	1,8	1,6	0,01	0,4	0,46	7,3
20	Conc. Scaven. Zn	13,41	11,46	26,9	3,85	1,249	49,9	36,5	0,97	10,1	11,09	175,9
21	Rve. Scaven. Zn	105,13	89,85	25,8	2,86	1,202	407,5	302,4	10,21	84,0	94,20	1493,2
22	Cc. 1° Clean-scav. Zn	54,48	46,56	36,2	3,90	1,368	150,5	96,02	3,88	26,7	30,55	484,3
23	Rve. 1° Clean-scaven Zn	8,53	7,29	9,9	3,23	1,073	86,2	77,7	0,73	21,6	22,31	353,6
22A	Alimento column 1 Zn	25,81	22,06	32,4	3,90	1,317	79,7	53,8	1,84	15,0	16,80	266,2
22B	Alimento column 2 Zn	28,68	24,51	32,2	3,90	1,315	89,1	60,4	2,04	16,8	18,81	298,2
24	Cc. Colum. 1 Zn	4,51	3,85	13,5	4,00	1,113	33,4	28,9	0,31	8,0	8,34	132,1
25	Rve. Colum. 1 Zn	21,30	18,20	25,5	3,45	1,221	83,5	62,2	1,72	17,3	19,00	301,2
26	Cc. Colum. 2 Zn	4,38	3,75	14,0	4,10	1,118	31,3	26,9	0,30	7,5	7,78	123,3
27	Rve. Colum. 2 Zn	24,29	20,76	27,8	3,40	1,244	87,4	63,1	1,98	17,5	19,51	309,3
28	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	3,79	3,24	22,6	3,50	1,193	16,8	13,0	0,30	3,6	3,91	61,9
29	Rve. 2° Clean-scav(D-1)	4,96	4,24	6,6	3,40	1,049	75,1	70,2	0,41	19,5	19,90	315,5
30	Cc. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	0,22	0,19	16,9	3,40	1,135	1,3	1,1	0,02	0,3	0,31	5,0
31	Rve. 3° Clean-scav. Zn(D-2)	4,74	4,05	5,9	3,40	1,043	80,4	75,6	0,39	21,0	21,40	339,2
32	U/F ciclón abierto D-6"	2,79	2,39	15,5	3,70	1,128	18,0	15,2	0,21	4,2	4,44	70,4
33	O/F ciclón abierto D-6"	1,49	1,28	5,1	3,40	1,037	29,3	27,8	0,12	7,7	7,83	124,2
34	U/F ciclón abierto D-15"	4,40	3,76	31,9	3,80	1,307	13,8	9,4	0,32	2,6	2,93	46,4
35	O/F ciclón abierto D-15"	0,35	0,30	3,0	3,30	1,021	11,6	11,2	0,03	3,1	3,15	49,9

# 5. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE METALICO DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

## RESULTADOS DEL BALANCE METALÚRGICO. BALANCE METÁLICO

FECHA: 29 de Enero de 1999



## **IV. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA EN JUNIO DE 1999**

### **1. OBJETO**

Se presenta el 2° Balance General de Flotación del año 1999, realizado el 12 de Junio, con el propósito de comparar el nivel de Eficiencia Metalúrgica alcanzado en el tratamiento de mineral oxidado, presente en esos momentos.

### **2. RESUMEN**

Se presenta el Balance Metalúrgico General de la Planta Concentradora, balances en cada uno de los bancos de flotación, balance general de materia, tiempos de residencia de la pulpa, distribución metálica y recuperación por malla de los productos de flotación.

Desde fines del año 98 se incrementó la proporción de mineral oxidado en la cabeza llegando algunas veces a reportar más de 1.0% de ZnOx. Las acciones realizadas en Planta se orientaron a mejorar el grado de liberación del Zn en la molienda, a reducir el by pass de finos en la clasificación, a mejorar la recuperación de sulfuros "empañados" de cinética lenta, a controlar el manejo de las variables operativas en la molienda, flotación y reactivos.

Los resultados que se muestran en el balance son los siguientes:

- a) La cabeza analizó 7.95% Zn y 0.54% ZnOx, obteniéndose un concentrado de 63.06% Zn con Recuperación de 88.5% Zn total y 94.1% Zn como sulfuro(ZnSx). (Comparado con el 1er. Balance del año 99, que reportó en la cabeza 7.0% Zn y 0.59% ZnOx con concentrado de 62.4% Zn, Recuperación de 87.2% Zn total y 92.6% ZnSx se deduce que hemos mejorado la recuperación del Zn como sulfuro que, para cabezas similares debe significar alrededor de 1.0% más de Recuperación total).
- b) La recuperación de Zn en el Cleaner convencional es mayor que en las columnas. En el Cleaner reporta 45.5% y en las columnas 42.9%.(Anteriormente reportaba 20.5 % de recuperación en el Cleaner y en las columnas 66.5%).

- c) La carga circulante en el 1er. Cleaner-scavenger (cola de columnas) ha bajado de 300% a 102%.
- d) En este balance se confirma que la recuperación del Zn como óxido no pasa de 15%.
- e) Los niveles de Recuperación en los bancos Rougher y Scavenger no han variado, están alrededor de 56% y 85% respectivamente.
- f) La configuración del circuito actual presenta otro cambio importante: Todo el concentrado Rougher es enviado a los bancos "B" y "C" ó Cleaners convencionales. (Anteriormente solo se entregaba la mitad de pulpa, la otra mitad iba a las columnas).
- g) Se confirma que el trabajo del cleaner-scavenger de Zn es importante en la recuperación total y las variaciones que en ella se introducen tienen efecto en la calidad que entregan las celdas columnas.

### **3. RECOMENDACIONES**

- 1°) Continuar los estudios de optimización de molienda. Luego se haría pilotaje con 2 tamaños de bolas de recarga.
- 2°) Mejorar controles metalúrgicos y herramientas de análisis en la molienda y flotación. En esta etapa hacerlo manualmente hasta instrumentar y enlazar algunas variables importantes como peso de mineral, agua en la molienda, granulometría, densidad ó % sólidos, leyes de cabeza de Courier.
- 3°) Mejorar los análisis de óxidos en el laboratorio químico. Algunas veces la ley del relave no guarda relación con la cabeza.
- 4°) Continuar Proyecto de ampliación de Circuito de Flotación.
- 5°) Resaltar la importancia del Analizador Courier en los trabajos de optimización de procesos en Planta Concentradora.
- 6°) Continuar optimizando el Sistema de Control de reactivos

A continuación se presenta los balances metalúrgicos correspondiente a esta evaluación:



#### 4. BALANCE METALURGICO

##### 1) HOJA DE DATOS

Fecha de Muestreo : 12 de Junio de 1999

PUNTO	NOMBRE	LEYES					SÓLID.	G.e.
		Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	%	gr/cc
1	Cabeza general	0,52		0,69		16,57	40,0	2,98
2	Conc. Rougher Pb	52,32	3,40	5,53		....	11,2	4,35
3	Rve. Rougher Pb	0,16	8,00	0,65	0,55	16,07	29,1	2,86
4	Conc. Celda corta Pb	73,63	1,20	1,35	0,08	1,00	7,2	6,90
5	Rve. Celda corta Pb	49,99	3,46	6,28			5,1	4,15
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	62,01	2,03	2,78	0,59	1,04	10,7	6,58
7	Rve. 1erLimp. Pb	37,10	5,22	15,41		....	5,5	3,77
8	Cc. Cleaner-scavenger Pb	50,06	2,16	7,25		....	5,0	4,65
9	Rve. Cleaner-scavenger Pb	8,84	5,84	10,98		....	14,1	4,15
10	Cc. Rougher Zn	0,86	58,18	1,78		1,55	22,9	4,00
11	Rve. Rougher Zn	0,12	4,09	0,59		17,9	28,2	3,03
12	Cc. 1er y 2do. Cleaner Zn	0,76	61,24	1,52		0,72	34,1	4,10
13	Rve. 1er y 2do Cleaner	1,22	45,10	2,73		4,80	12,7	3,80
14	Conc. 3° y 4° Cleaner Zn final	0,55	63,19	1,27	0,60	0,38	36,8	4,10
15	Rve. 3° y 4° Cleaner Zn	2,19	48,46	2,92		2,80	9,8	3,90
16	O/F ciclón abierto D-6"	1,15	43,50	2,74		4,31	5,1	3,40
17	U/F ciclón abierto D-6"	0,95	44,83	2,32		6,00	15,5	3,70
18	Conc. Scaven. Zn	0,78	54,65	1,83		2,22	26,9	3,85
19	Rve. Scaven. Zn	0,09	0,92	0,60	0,54	19,0	25,8	2,86
20	Cc. 1° Clean-scav. Zn	0,59	56,39	1,85		1,72	36,2	3,90
21	Rve. 1° Clean-scaven Zn	0,72	35,92	2,42		6,78	9,9	3,23
22	Cc. Columnas Zn	0,60	62,93	1,32	0,76	0,44	13,5	4,00
23	Rve. Columnas Zn	0,59	54,02	2,02		2,20	25,5	3,45
24	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	0,54	41,83	2,64		5,59	22,6	3,50
25	Rve. 2° Clean-scav(D-1)	0,98	24,77	2,24		10,07	6,6	3,40
26	O/F ciclón abierto D-15"	1,05	25,82	2,42	0,88	9,62	3,0	3,30
27	U/F ciclón abierto D-15"	0,96	23,88	2,11		10,78	31,9	3,80

## 2) BALANCE GENERAL

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION					
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	ZnS	MgO
1	Cabeza general	120,0	100,0	0,52	7,95	0,69	0,54	16,57	102,32	99,8	99,1	97,0	100,0	99,0
4	Conc. Celda corta Pb	0,08	0,07	73,63	1,20	1,35	0,08	1,00	10,20	0,01	0,14	0,01	0,01	0,00
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,60	0,50	62,01	2,03	2,78	0,59	1,04	60,82	0,13	1,99	0,53	0,10	0,03
18	Conc. Final Zn Bco. "C"	6,89	5,74	0,55	63,19	1,27	0,60	0,38	6,21	45,52	10,47	6,19	48,48	0,13
24	Conc. Final Zn Columnas	6,52	5,44	0,60	62,93	1,32	0,76	0,44	6,42	42,95	10,31	7,42	45,62	0,14
21	Rve.Scaven. Zn	105,45	87,87	0,09	0,92	0,60	0,54	18,95	15,56	10,15	75,76	85,25	4,51	99,47
35	O/F ciclón abierto D-15"	0,46	0,38	1,05	25,82	2,42	0,88	9,62	0,79	1,24	1,33	0,60	1,29	0,22
	Cabeza Calculada	120,0	100,0	0,51	7,97	0,70	0,56	16,74	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	Conc. Pb Calculado	0,68	0,57	63,45	1,93	2,60	0,53	1,04	71,0	0,14	2,13	0,54	0,11	0,04
	Conc. Zn Calculado	13,41	11,18	0,57	63,06	1,29	0,68	0,41	12,6	88,5	20,8	13,6	94,1	0,27

## 3) BALANCE DEL CIRCUITO DE PLOMO

	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION					
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	
1	Cabeza general	120,0	100,0	0,52	7,95	0,69	0,54	17,73						
2	Conc.Rougher Pb	0,86	0,71	52,32	3,40	5,53		...	71,88	0,30	5,91			
3	Rve.Rougher Pb	119,3	99,43	0,16	8,00	0,65	0,55	16,07	30,59	99,86	96,74	99,45		
4	Conc. Celda corta Pb	0,08	0,07	73,63	1,20	1,35	0,08		9,97	0,01	0,14	0,01		
5	Rve. Celda corta Pb	0,77	0,64	49,99	3,46	6,28			61,91	0,28	6,05			
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,60	0,50	62,01	2,03	4,18	0,59		59,44	0,13	3,12	0,53		
7	Rve.1erLimp.Pb	0,56	0,46	37,10	5,22	15,41		...	33,04	0,30	10,68			
8	Cc. Cleaner-scav. Pb	0,38	0,32	50,06	2,16	7,25		...	30,56	0,09	3,45			
9	Rve. Cleaner-scav. Pb	0,17	0,15	8,84	5,84	10,98		...	2,47	0,11	2,39			
	Cabeza calculada	120,00	100,00	0,52	7,97	0,67	0,55		100,0	100,0	100,0	100,0		
	Conc. Pb calculado	0,68	0,57	63,45	1,93	3,83	0,53		69,41	0,14	3,26	0,55		

**3.1) BALANCE EN LA CELDA CORTA DE PLOMO**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
2	Conc. Rougher Pb	0,86	100,0	52,32	3,40	5,53		100,0	105,0	95,4	
4	Conc. Celda corta Pb	0,08	9,9	73,63	1,20	1,35		13,9	3,7	2,3	
5	Rve. Celda corta Pb	0,77	90,1	49,99	3,46	6,28		86,1	96,3	97,7	
	Cabeza calculada	0,86	100,0	52,32	3,24	5,79		100,0	100,0	100,0	

**3.2) BALANCE EN EL 1er. CLEANER DE PLOMO**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
5	Rve. Celda corta Pb	0,77	67,0	49,99	3,46	6,28		67,0	65,0	43,9	
6	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,60	51,8	82,01	2,03	4,18		84,3	29,5	22,6	
7	Rve. 1erLimp. Pb	0,56	48,2	37,10	5,22	15,41		35,7	70,5	77,4	
8	Cc. Cleaner-scav. Pb	0,38	33,0	50,06	2,16	7,25		33,0	20,0	25,0	
	Cabeza calculada	1,15	100,0	50,01	3,8	9,59		100,0	100,0	100,0	

**4 ) BALANCE DEL CIRCUITO DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %					DISTRIBUCION				
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO
3	Rve. Rougher Pb	119,3	100,00	0,16	8,00	0,85	0,55	16,07	108,0	100,00	94,89	98,78	95,48
10	Cc. Rougher Zn	9,79	8,21	0,86	58,18	1,78	---	1,55	47,66	59,69	21,33		0,76
11	Rve. Rougher Zn	111,08	93,09	0,12	4,09	0,59	---	17,88	75,42	47,59	80,18		98,79
12	Cc. 1er y 2do. Cleaner Zn	7,94	6,65	0,78	61,24	1,52	---	0,72	34,13	50,92	14,76		0,28
13	Rve. 1er y 2do Cleaner	1,86	1,56	1,22	45,10	2,73	---	4,80	12,82	8,77	6,20		0,44
14	Conc. 3° y 4° Cleaner Zn fina	6,89	5,77	0,55	63,19	1,27	0,80	0,38	21,43	45,59	10,70	8,22	0,13
15	Rve. 3° y 4° Cleaner Zn	1,05	0,88	2,19	48,48	2,92	---	2,80	13,02	5,33	3,75		0,15
16	O/F ciclón abierto D-6"	1,38	1,16	1,15	43,50	2,74	---	4,31	9,01	6,31	4,64		0,30
17	U/F ciclón abierto D-6"	1,55	1,30	0,95	44,83	2,32	---	6,00	8,34	7,29	4,40		0,46
18	Conc. Scaven. Zn	9,41	7,88	0,78	54,85	1,83	---	2,22	41,52	53,86	21,06		1,04
19	Rve. Scaven. Zn	105,45	88,38	0,09	0,92	0,60	0,54	18,95	53,70	10,18	77,41	85,71	99,51
20	Cc. 1° Clean-scav. Zn	24,53	20,56	0,59	56,39	1,85	---	1,72	81,88	144,89	55,51		2,10
21	Rve. 1° Clean-scaven Zn	2,88	2,42	0,72	35,92	2,42	---	6,78	11,75	10,85	8,54		0,97
22	Cc. Columnas Zn	6,52	5,47	0,60	82,93	1,32	0,78	0,44	22,15	43,01	10,54	7,48	0,14
23	Rve. Columnas Zn	18,00	15,09	0,59	54,02	2,02	---	2,20	60,10	101,88	44,49		1,97
24	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	1,88	1,58	0,54	41,83	2,84	---	5,59	5,76	8,26	6,09		0,52
25	Rve. 2° Clean-scav(D-1)	1,00	0,84	0,98	24,77	2,24	---	10,07	5,54	2,59	2,74		0,50
26	O/F ciclón abierto D-15"	0,46	0,38	1,05	25,82	2,42	0,88	9,82	2,72	1,24	1,36	0,81	0,22
27	U/F ciclón abierto D-15"	0,54	0,45	0,98	23,88	2,11	---	10,78	2,94	1,35	1,40		0,29
	CABEZA CALCULADA	119,3	100,0	0,15	8,00	0,89	0,58	16,83	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	CONCENT. ZN CALCULADO	13,41	11,24	0,57	63,06	1,29	0,678	0,41	43,6	88,8	21,2	13,7	0,27



#### 4.1) BALANCES PARCIALES EN EL CIRCUITO DE ZINC

##### a) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Rve. Rougher Pb	119,3	98,72	0,16	8,00	0,65	16,07	87,77	93,21	93,48	95,92
10	Cc. Rougher Zn	9,8	8,103	0,86	58,18	1,78	1,55	38,72		21,01	0,76
11	Rve. Rougher Zn	111,1	91,9	0,12	4,09	0,59	17,86	61,28	44,36	78,99	99,24
17	U/F ciclón abierto D-6"	1,6	1,284	0,95	61,24	2,32	6,00	6,78	9,28	4,34	0,47
	Cabeza calculada	120,9	100,0	0,18	8,47	0,69	16,538	100,0	100,0	100,0	100,0

##### b) BALANCE EN EL CIRCUITO CLEANER CONVENCIONAL

###### b.1) 1er. Cleaner

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
10	Cc. Rougher Zn	9,79	96,9	0,86	58,18	1,78	1,55	96,8	97,3	96,3	100,0
12A	Cc. 1er. Cleaner(Bco. B-1)	8,25	81,6	0,78	60,85	1,58	0,76	74,0	85,7	72,0	41,3
13	Rve. 1er. Cleaner(Bco. B-1)	1,86	18,4	1,22	45,10	2,73	4,80	26,0	14,3	28,0	58,7
12B	Rve. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	0,31	3,1	1,14	54,82	2,56	2,37	4,10	2,93	4,43	4,89
	Cabeza calculada	10,11	100,0	0,86	57,96	1,79	1,50				

###### b.2) 2do. Cleaner

12A	Cc. 1er. Cleaner(Bco. B1)	8,25	100,0	0,78	60,85	1,58	0,76	100,7	99,8	101,3	97,1
12	Cc. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	7,94	96,2	0,76	61,24	1,52	0,72	94,4	96,6	93,77	88,51
12B	Rve. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	0,31	3,8	1,14	54,82	2,56	2,37	5,6	3,41	6,23	11,49
	Cabeza calculada	8,25	100,0	0,77	61,00	1,56	0,78				

###### b.3) 3er. Cleaner

12	Cc. 2do. Cleaner(Bco. B-2)	7,94	94,5	0,76	61,24	1,52	0,72	94,0	95,3	96,7	96,0
14A	Conc. 3° Cleaner Zn(Bco. C-1)	7,35	87,5	0,56	62,50	1,28	0,41	64,1	90,0	75,4	50,6
15	Rve. 3° Cleaner Zn(Bco. C-1)	1,05	12,5	2,19	48,5	2,92	2,80	35,9	10,0	24,6	49,4
15B	Rve. 4° Cleaner Zn(Bco. C-2)	0,40	4,8	0,76	58,0	1,42	0,70	4,7	4,5	4,6	4,7
	Cabeza calculada	8,40	100,0	0,76	60,7	1,49	0,71				

###### b.4) 4to. Cleaner

14A	Conc. 3° Cleaner Zn(Bco. C-1)	7,35	100,9	0,56	62,5	1,28	0,41	100,6	100,2	101,0	104,0
14	Conc. 4° Cleaner Zn(Bco. C-2)	6,89	94,5	0,55	63,2	1,27	0,38	92,6	94,9	93,9	90,3
15B	Rve. 4° Cleaner Zn(Bco. C-2)	0,40	5,5	0,76	58,0	1,42	0,70	7,4	5,1	6,1	9,7
	Cabeza calculada	7,29	100,0	0,56	62,9	1,28	0,40	100,0	100,0	100,0	100,0

##### c) BALANCE EN EL BANCO SCAVENGER DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
11	Rve. Rougher Zn	111,1	96,71	0,12	4,09	0,59	17,86	79,2	74,3	81,4	98,0
13	Rve. 1er. Cleaner	1,86	1,62	1,22	45,1	2,73	0,72	13,5	13,7	6,3	0,1
16	O/F ciclón D-6"	1,38	1,20	1,15	43,5	2,74	4,8	9,5	9,9	4,7	0,3
27	U/F ciclón de 15"	0,54	0,47	0,96	23,88	2,11	10,78	3,1	2,1	1,4	0,3
18	Cc. Scaven. Zn	9,41	8,19	0,78	54,65	1,83	2,8	43,6		21,4	1,3
19	Rve. Scaven. Zn	105,4	91,81	0,09	0,92	0,60	18,95	56,4	15,9	78,6	98,7
	Cabeza calculada	114,9	100,0	0,15	5,32	0,70	17,63	100,0	100,0	100,0	100,0

**d) BALANCE EN EL 1° CLEANER-SCAVENGER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
18	Cc.Scaven. Zn	9,41	34,32	0,78	54,65	1,83	2,22	44,3	34,08	32,32	38,24
23	Rve. Colum. Zn	18,00	65,68	0,59	54,02	2,02	2,2	64,2	64,47	68,26	72,52
20	Conc. 1° Clean-scavengh	24,53	89,48	0,59	56,39	1,85	1,72	87,5	91,68	85,17	77,24
21	Rve. 1° Clean-scavengh.	2,88	10,52	0,72	43,5	2,74	4,31	12,5	8,32	14,83	22,76
	Cabeza calculada	27,41	100,00	0,60	55,0	1,94	1,99	100,0	100,0	100,0	100,0

**e) BALANCE EN EL 2° CLEAN-SCAVENGER DE ZINC(Banco D-2)**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
21	Rve. 1° Clean-scavengh.	2,88	100,0	0,72	35,92	2,42	6,78	103,98	100,0	96,7	94,9
24	Cc. 2° Clean-scaveng(D-1)	1,88	65,4	0,54	41,83	2,64	5,59	50,97	76,1	69,0	51,2
25	Rve.2° Clean-scaveng(D-1)	1,00	34,6	0,98	24,77	2,24	10,07	49,03	23,9	31,0	48,8
	Cabeza calculada	2,88	100,0	0,69	35,9	2,50	7,14	100,0	100,0	100,0	100,0

**f) BALANCE EN LAS CELDAS DE COLUMNA**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
20	Conc. 1° Clean-scavengh	24,53	100,0	0,59	56,39	1,85	1,72	99,6	100,0	100,9	99,3
22	Cc. Colum. 1 Zn	3,26	13,3	0,60	62,93	1,32	0,44	13,5	14,8	9,57	3,38
23	Rve. Colum.1 Zn	9,00	36,7	0,59	54,02	2,02	2,20	36,5	35,2	40,43	46,62
22	Cc. Colum. 2 Zn	3,26	13,3	0,60	62,93	1,32	0,44	13,5	14,8	9,57	3,38
23	Rve. Colum.2 Zn	9,00	36,7	0,59	54,02	2,02	2,20	36,5	35,16	40,43	46,62
	Cabeza calculada	24,53	100,0	0,59	56,4	1,83	1,73	100,0	100,0	100,0	100,0

**f.1) Balance en la columna #1**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
20	Alimento colum 1 Zn	24,53	100,0	0,59	56,39	1,85	1,72	99,6	100,0	100,9	99,3
22	Cc. Colum. 1 Zn	6,52	26,6	0,60	62,93	1,32	0,44	26,9	29,7	19,1	6,8
23	Rve. Colum.1 Zn	18,00	73,4	0,59	54,02	2,02	2,20	73,1	70,3	80,9	93,2
	Cabeza calculada	24,53	100,0	0,59	56,4	1,83	1,73	100,0	100,0	100,0	100,0

**f.2) Balance en la columna #2**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
20	Alimento colum 1 Zn	24,53	100,0	0,59	56,4	1,85	1,72	99,6	100,0	100,9	99,3
22	Cc. Colum. 1 Zn	6,52	26,6	0,60	62,9	1,32	0,44	26,9	29,7	19,1	6,8
23	Rve. Colum.1 Zn	18,00	73,4	0,59	54,0	2,02	2,20	73,1	70,3	80,9	93,2
	Cabeza calculada	24,53	100,0	0,59	56,4	1,83	1,73	100,0	100,0	100,0	100,0

**g) BALANCE EN EL CICLON de 6"**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
<b>15</b>	Rve. 3° y 4° Cleaner Zn	1,05	35,8	<b>2,19</b>	<b>48,46</b>	<b>2,92</b>	<b>2,80</b>	75,1	39,2	41,5	19,3
<b>24</b>	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	1,88	64,2	<b>0,54</b>	<b>41,83</b>	<b>2,64</b>	<b>5,59</b>	33,2	60,8	67,3	69,0
<b>16</b>	O/F ciclón abierto D-6"	1,38	47,1	<b>1,15</b>	<b>43,50</b>	<b>2,74</b>	<b>4,31</b>	51,9	<b>46,4</b>	51,3	39,1
<b>17</b>	U/F ciclón abierto D-6"	1,55	52,9	<b>0,95</b>	<b>44,83</b>	<b>2,32</b>	<b>6,00</b>	48,1	<b>53,6</b>	48,7	60,9
	Cabeza calculada	2,94	100,0	<b>1,04</b>	<b>44,20</b>	<b>2,52</b>	<b>5,20</b>	100,0	100,0	100,0	100,0

**h) BALANCE EN EL CICLON de 15" ABIERTO**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
<b>25</b>	Rve.2° Clean-scav. Zn(D-2)	1,00	100,0	<b>0,98</b>	<b>24,77</b>	<b>2,24</b>	<b>10,07</b>	97,9	100,0	99,5	98,3
<b>26</b>	O/F ciclón abierto D-15"	0,46	45,9	<b>1,05</b>	<b>25,82</b>	<b>2,42</b>	<b>9,62</b>	48,1	<b>47,8</b>	49,29	<b>43,1</b>
<b>27</b>	U/F ciclón abierto D-15"	0,54	54,1	<b>0,96</b>	<b>23,88</b>	<b>2,11</b>	<b>10,78</b>	51,9	52,2	50,71	56,9
	Cabeza calculada	1,00	100,0	<b>1,00</b>	<b>24,77</b>	<b>2,25</b>	<b>10,25</b>	100,0	100,0	100,0	100,0



#### 4.2) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE PLOMO

		MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL(It/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
1	Cabeza general	120.0	100.00	40.0	2.98	1.362	300.0	180.0	11.19	50.0	61.19	969.9
2	Conc. Rougher Pb	0.86	1.10	11.2	4.35	1.094	7.7	6.8	0.05	1.89	1.94	30.8
3	Rve. Rougher Pb	119.3	99.16	29.1	2.86	1.233	410.0	290.7	11.59	80.8	92.34	1463.8
4	Conc. Celda corta Pb	0.08	0.11	7.2	6.90	1.066	1.2	1.1	0.00	0.30	0.31	4.8
5	Rve. Celda corta Pb	0.77	0.99	5.1	4.15	1.040	15.2	14.4	0.05	3.99	4.05	64.1
6	Cc. Final Pb 1er Limp.	0.60	0.73	10.7	6.58	1.100	5.6	5.0	0.03	1.39	1.41	22.4
7	Rve. 1er Limp. Pb	0.56	0.83	5.5	3.77	1.042	10.1	9.5	0.04	2.65	2.69	42.7
8	Cc. Cleaner-scav. Pb	0.38	0.57	5.0	4.65	1.041	7.6	7.2	0.02	2.01	2.03	32.2
9	Rve. Cleaner-scav. Pb	0.17	0.26	14.1	4.15	1.120	1.2	1.1	0.01	0.30	0.31	4.9

#### 4.3) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE ZINC

PTO	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL(It/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
3	Rve. Rougher Pb	119.3	100.00	29.1	2.9	1.233	410.0	290.7	11.59	80.8	92.34	1463.8
10	Cc. Rougher Zn	9.79	5.27	26.0	4.0	1.242	37.7	27.9	0.68	7.7	8.42	133.5
11	Rve. Rougher Zn	111.1	3.43	28.2	3.0	1.233	393.9	282.8	10.18	78.6	88.7	1406.7
12	Cc. 1er y 2do. Cleaner Zn	7.94	93.69	44.1	4.1	1.500	18.0	10.1	0.54	2.8	3.33	52.8
13	Rve. 1er y 2do Cleaner	1.86	3.21	12.7	3.8	1.103	14.6	12.8	0.14	3.5	3.68	58.4
14	Conc. 3° y 4° Cleaner Zn final	6.89	2.59	23.3	4.1	1.214	29.6	22.7	0.47	6.3	6.76	107.2
15	Rve. 3° y 4° Cleaner Zn	1.05	2.68	9.8	3.9	1.079	10.7	9.7	0.07	2.7	2.76	43.8
16	O/F ciclón abierto D-6"	1.38	0.52	5.1	3.4	1.037	27.1	25.8	0.11	7.2	7.27	115.2
17	UF ciclón abierto D-6"	1.55	2.40	15.5	3.7	1.128	10.0	8.5	0.12	2.3	2.47	39.1
18	Conc. Scaven. Zn	9.41	0.42	26.9	3.9	1.249	35.0	25.6	0.68	7.1	7.78	123.3
19	Rve. Scaven. Zn	105.4	2.26	22.8	2.8	1.172	462.5	357.0	10.46	99.2	109.6	1738.0
20	Cc. 1° Clean-scav. Zn	24.53	0.14	21.2	3.9	1.187	115.7	91.2	1.75	25.3	27.07	429.1
21	Rve. 1° Clean-scaven Zn	2.88	11.46	7.9	3.2	1.058	36.5	33.6	0.25	9.3	9.59	152.0
22	Cc. Columnas Zn	6.52	89.85	9.9	4.0	1.080	65.9	59.4	0.45	16.5	16.95	268.6
23	Rve. Columnas Zn	18.00	46.56	20.5	3.5	1.170	87.8	69.82	1.45	19.4	20.84	330.4
24	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D-1)	1.88	7.29	22.6	3.5	1.193	8.3	6.5	0.15	1.8	1.94	30.8
25	Rve. 2° Clean-scav(D-1)	1.00	22.06	6.6	3.4	1.049	15.1	14.1	0.08	3.9	4.01	63.6
26	O/F ciclón abierto D-15"	0.46	24.51	1.9	3.3	1.013	24.6	24.2	0.04	6.7	6.76	107.1
27	UF ciclón abierto D-15"	0.54	3.85	31.9	3.8	1.307	1.7	1.2	0.04	0.3	0.36	5.7

#### 4.4) TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO Pb y Zn

TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Pb						TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Zn					
	BANCO DE FLOTACION	PESO	Caudal	Volúm.	tiempo		BANCO DE FLOTACION	PESO	Caudal	Volúm.	tiempo
N°	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min	N°	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min
1	Rougher Pb	120.2	130.3	1080	9.0	1	Acondicionador Zn	119.3	195.7	785	4.0
2	Celda corta Pb	0.08	4.12	33.8	8.2	2	Rougher Zn	120.9	200.9	1080	5.4
3	1ra. Limpieza de Pb	0.98	12.9	150.0	11.6	3	Scavenger Zn	114.9	212.0	1692	8.0
4	1er. Cleaner scavenger Pb	6.89	5.71	250.0	43.8	4	1er Cleaner scavenger	27.4	60.7	1692	27.9
						5	2do Cleaner scavenger	2.9	20.3	720	35.4
						7	Columna I(*)	12.3	28.68	1130	31.5
						8	Columna II(*)	12.3	28.68	1130	31.5

(\*) El tiempo de residencia en las columnas se ha estimado considerando que el 20% del volumen de la celda es ocupado por el aire.

## 5. DISTRIBUCION POR MALLAS DE PRODUCTOS DEL BALANCE GENERAL

### DISTRIBUCION POR MALLAS DE PRODUCTOS DEL BALANCE GENERAL "SIMSA".

Fecha: 12 de Junio de 1999

#### 1) ALIMENTO GENERAL

malla	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION				
		%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	Pb	Zn	%Fe	%ZnO	MgO
m70	16.8	0.10	2.36	0.52	0.19	18.69	2.94	<b>4.65</b>	13.35	6.14	19.08
m100	11.0	0.09	6.72	0.55	0.38	17.48	1.73	<b>8.63</b>	9.20	8.01	11.63
m140	11.9	0.17	10.5	0.6	0.48	16.20	3.53	<b>14.61</b>	10.88	10.96	11.68
m200	9.7	0.32	10.62	0.59	0.51	16.02	5.42	<b>12.04</b>	8.72	9.49	9.41
m270	10.9	0.43	10.5	0.6	0.55	16.04	8.17	<b>13.36</b>	9.95	11.48	10.57
m400	6.3	0.97	11.63	0.67	0.62	15.39	10.61	<b>8.51</b>	6.39	7.45	5.84
-m400	33.6	1.15	9.71	0.81	0.72	15.60	67.59	<b>38.20</b>	41.52	46.47	31.79
	100.0	0.6	8.54	0.66	0.52	16.5	100.0	100	100	100	100.0

#### 2) CONCENTRADO PLOMO

malla	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION				
		%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	Pb	Zn	%Fe	%ZnO	MgO
m70	0.0	0.00	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	<b>0.00</b>	0.00	0.00	0.00
m100	0.0	0.00	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	<b>0.00</b>	0.00	0.00	0.00
m140	3.5	47.99	7.96	1.66	0.0	1.79	2.67	<b>14.57</b>	2.42	0.00	5.90
m200	5.0	56.03	5.93	1.78	0.0	1.90	4.46	<b>15.50</b>	3.71	0.00	8.95
m270	9.5	59.84	3.82	2.36	0.0	1.60	9.04	<b>18.97</b>	9.34	0.00	14.32
m400	12.0	64.81	2.29	2.51	0.0	1.19	12.37	<b>14.37</b>	12.54	0.00	13.45
-m400	70.0	64.2	1.00	2.47	0.0	0.87	71.47	<b>36.60</b>	72.00	0.00	57.37
	100.0	62.9	1.91	2.40	0.00	1.06	100.0	100	100	0	100.0

#### 3) CONCENTRADO #1 CLEANER DE ZINC

malla	% Peso	LEYES					DISTRIBUCION				
		%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	Pb	Zn	%Fe	%ZnO	MgO
m70	0.7	0.10	63.04	0.47	0.0	0.56	0.14	<b>0.70</b>	0.57	0.00	1.54
m100	3.2	0.11	63.25	0.49	0.0	0.41	0.68	<b>3.21</b>	2.74	0.00	5.17
m140	8.2	0.1	63.13	0.52	0.0	0.43	1.58	<b>8.22</b>	7.44	0.00	13.90
m200	12.7	0.1	62.90	0.51	0.0	0.46	2.45	<b>12.68</b>	11.31	0.00	23.02
m270	13.9	0.11	63.06	0.57	0.0	0.3	2.95	<b>13.92</b>	13.83	0.00	16.43
m400	11.7	0.14	63.18	0.68	0.0	0.23	3.16	<b>11.74</b>	13.89	0.00	10.61
-m400	49.6	0.93	62.89	0.58	0.0	0.15	89.04	<b>49.53</b>	50.22	0.00	29.32
	100.0	0.52	62.98	0.57	0.00	0.25	100.0	100.0	100.0	0	100.0



4) CONCENTRADO #2 DE COLUMNAS

malla	% Pesc	LEYES					DISTRIBUCION				
		%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	Pb	Zn	%Fe	%ZnO	MgO
m70	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m100	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m140	1,5	0,13	61,24	0,54	0,0	1,12	0,34	<b>1,45</b>	1,13	0,00	4,65
m200	12,4	0,12	62,96	0,59	0,0	0,56	2,58	<b>12,36</b>	10,22	0,00	19,23
m270	17,1	0,13	63,35	0,58	0,0	0,40	3,85	<b>17,16</b>	13,85	0,00	18,94
m400	19,0	0,23	63,48	0,74	0,0	0,35	7,56	<b>19,10</b>	19,64	0,00	<b>18,41</b>
-m400	50,0	0,99	63,04	0,79	0,0	0,28	85,68	<b>49,92</b>	55,16	0,00	<b>38,77</b>
	100,0	0,58	63,14	0,72	0,00	0,36	100,0	100,0	100,0	0	100,0

5) RELAVE SCAVENGHER DE ZN

malla	% Pesc	LEYES					DISTRIBUCION				
		%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	Pb	Zn	%Fe	%ZnO	MgO
m70	8,8	0,05	2,9	0,57	0,20	19,0	3,48	<b>21,93</b>	6,87	2,63	9,80
m100	7,6	0,04	0,9	0,57	0,32	17,8	2,39	<b>6,01</b>	5,91	3,62	7,92
m140	9,9	0,05	0,75	0,56	0,47	17,58	3,90	<b>6,45</b>	7,56	6,93	10,17
m200	9,8	0,06	0,76	0,50	0,53	17,41	4,63	<b>6,47</b>	6,69	7,74	9,98
m270	10,6	0,07	0,85	0,54	0,80	17,79	5,84	<b>7,82</b>	7,81	12,63	11,02
m400	7,5	0,13	0,8	0,57	0,76	16,95	7,72	<b>5,24</b>	5,86	8,54	7,47
-m400	45,7	0,20	1,16	0,95	0,85	16,33	72,04	<b>46,08</b>	59,29	57,91	43,64
	100,0	0,13	1,15	0,73	0,67	17,11	100,0	100,0	100,0	100	100,0

6) OVERFLOW CICLON DE 15"

malla	% Pesc	LEYES					DISTRIBUCION				
		%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	Pb	Zn	%Fe	%ZnO	MgO
m70	0,0	0,00	0	0	0,0	0,00	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m100	0,0	0	0	0	0,0	0	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m140	0,0	0	0	0	0,0	0,00	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m200	0,0	0	0,00	0	0,0	0	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m270	0,0	0	0	0	0,0	0	0,00	<b>0,00</b>	0,00	0,00	0,00
m400	4,9	0,58	6,13	2,01	0,2	13,63	3,11	<b>1,26</b>	3,15	1,90	6,57
-m400	95,1	0,93	24,75	3,18	0,4	9,99	96,89	<b>98,74</b>	96,85	98,10	<b>93,43</b>
	100,0	0,91	23,84	3,12	0,39	10,17	100,0	100,0	100,0	100	100,0

## 6. BALANCE GENERAL POR MALLAS

BALANCE GENERAL POR MALLAS "SIMSA" . FECHA : 12 de Junio de 1999

### 1) ALIMENTO GENERAL CALCULADO

malla	TPH	% Peso	% Pb	% Zn	% Fe	% ZnO	% MgO	RECUPERACION					Pérdida
								Pb	Zn	Fe	ZnO	MgO	Zn
m70	20.18	16.8	0.02	1.47	0.26		8.7663	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	2.72
m100	13.15	11.0	0.03	1.61	0.36	0.195	10.878	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.74
m140	14.26	11.9	0.12	3.48	0.44	0.3442	12.901	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.80
m200	11.62	9.7	0.23	9.81	0.53	0.472	15.584	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.80
m270	13.03	10.9	0.38	10.80	0.57	0.6862	15.323	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.97
m400	7.50	6.3	0.90	18.17	0.83	0.8061	18.105	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	0.66
-m400	40.30	33.6	1.17	12.10	1.31	1.0217	19.7	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	6.81
<b>Cabeza</b>	<b>120.00</b>	<b>100.0</b>	<b>0.53</b>	<b>8.16</b>	<b>0.74</b>	<b>0.59</b>	<b>15.12</b>						<b>13.52</b>

### 2) CONCENTRADO PLOMO

malla	TPH	% Peso	% Pb	% Zn	% Fe	% ZnO	% MgO	RECUPERACION				
								Pb	Zn	Fe	ZnO	MgO
m70	0.00	0.0	0.00	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
m100	0.00	0.0	0.00	0.00	0.00	0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
m140	0.02	3.5	47.99	7.96	1.66	0.0	1.79	65.98	0.38	0.64	0.00	0.02
m200	0.03	5.0	56.03	5.93	1.78	0.0	1.90	70.37	0.18	0.99	0.00	0.04
m270	0.06	9.5	59.84	3.82	2.36	0.0	1.60	<b>78.98</b>	0.18	2.07	0.00	0.05
m400	0.08	12.0	64.81	2.29	2.51	0.0	1.19	78.61	0.14	3.29	0.00	0.07
-m400	0.48	70.0	64.2	1.00	2.47	0.0	0.87	65.08	0.10	2.23	0.00	0.05
<b>Cabeza</b>	<b>0.68</b>	<b>100.0</b>	<b>62.9</b>	<b>1.91</b>	<b>2.40</b>	<b>0.00</b>	<b>1.06</b>	<b>66.99</b>	<b>0.13</b>	<b>1.84</b>	<b>0</b>	<b>0.04</b>

3) CONCENTRADO CLEANER DE ZINC

malla	TPH	% Peso	%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	RECUPERACION				
								Pb	Zn	Fe	ZnO	MgO
m70	0,05	0,7	0,10	63,04	0,47	0,0	0,56	1,0	10,2	0,4	0,0	0,02
m100	0,22	3,2	0,11	63,25	0,49	0,0	0,41	7,0	65,6	2,3	0,0	0,06
m140	0,56	8,2	0,1	63,13	0,52	0,0	0,43	3,2	<b>71,8</b>	4,7	0,0	0,13
m200	0,87	12,7	0,1	62,90	0,51	0,0	0,46	3,2	<b>48,3</b>	7,2	0,0	0,22
m270	0,96	13,9	0,11	63,06	0,57	0,0	0,3	2,1	42,9	7,4	0,0	0,14
m400	0,81	11,7	0,14	63,18	0,68	0,0	0,23	1,7	37,4	8,8	0,0	0,14
-m400	3,42	49,6	0,93	62,89	0,58	0,0	0,15	6,7	<b>44,0</b>	3,7	0,0	0,06
<b>Cabeza</b>	<b>6,89</b>	<b>100,0</b>	<b>0,52</b>	<b>62,98</b>	<b>0,57</b>	<b>0,00</b>	<b>0,25</b>	<b>5,57</b>	<b>44,3</b>	<b>4,43</b>	<b>0,00</b>	<b>0,10</b>

4) CONCENTRADO COLUMNAS DE ZINC

malla	TPH	% Peso	%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	RECUPERACION				
								Pb	Zn	Fe	ZnO	MgO
m70	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
m100	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
m140	0,10	1,5	0,13	61,24	0,54	0,0	1,12	0,7	12,1	0,8	0,0	0,1
m200	0,81	12,4	0,12	62,96	0,59	0,0	0,56	3,6	<b>44,7</b>	7,8	0,0	0,3
m270	1,12	17,1	0,13	63,35	0,58	0,0	0,40	3,0	<b>50,2</b>	8,8	0,0	0,2
m400	1,24	19,0	0,23	63,48	0,74	0,0	0,35	4,2	<b>57,7</b>	14,7	0,0	0,3
-m400	3,26	50,0	0,99	63,04	0,79	0,0	0,28	6,9	<b>42,2</b>	4,9	0,0	0,1
<b>Cabeza</b>	<b>6,52</b>	<b>100,0</b>	<b>0,58</b>	<b>63,14</b>	<b>0,72</b>	<b>0,00</b>	<b>0,36</b>	<b>5,88</b>	<b>42,1</b>	<b>5,2506</b>	<b>0,00</b>	<b>0,13</b>

5) RELAVE GENERAL

malla	TPH	% Peso	%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	RECUPERACION				
								Pb	Zn	Fe	ZnO	MgO
m70	9,31	8,8	0,05	2,9	0,57	0,20	19,0	99,0	<b>89,8</b>	99,6	100,0	100,0
m100	8,01	7,6	0,04	0,9	0,57	0,32	17,8	93,0	<b>34,4</b>	97,7	100,0	99,9
m140	10,44	9,9	0,05	0,75	0,56	0,47	17,58	30,0	<b>15,8</b>	93,8	100,0	99,8
m200	10,34	9,8	0,06	0,76	0,50	0,53	17,41	22,8	6,9	84,0	100,0	99,5
m270	11,18	10,6	0,07	0,85	0,54	0,80	17,79	15,9	6,7	81,8	100,0	99,6
m400	7,95	7,5	0,13	0,8	0,57	0,76	16,95	15,3	4,7	72,5	99,9	99,2
-m400	48,23	45,7	0,20	1,16	0,95	0,85	16,33	20,5	<b>11,5</b>	86,5	99,6	99,2
<b>Cabeza</b>	<b>105,45</b>	<b>100,0</b>	<b>1,21</b>	<b>0,77</b>	<b>0,71</b>	<b>18,05</b>	<b>0,00</b>	<b>20,9</b>	<b>12,4</b>	<b>86,86</b>	<b>99,75</b>	<b>99,48</b>

6) OVERFLOW DE CICLON DE 15"

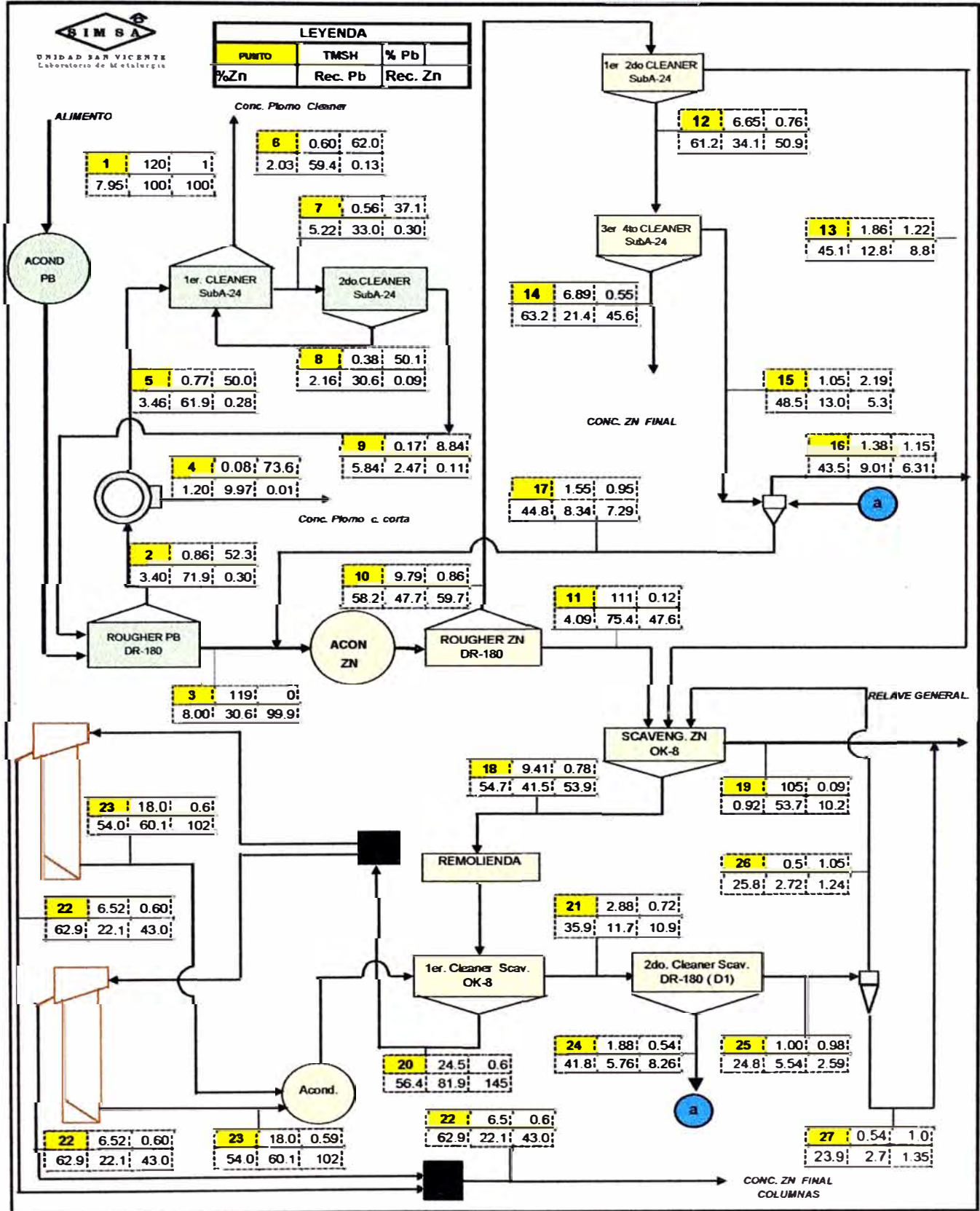
malla	TPH	% Peso	%Pb	%Zn	%Fe	%ZnO	%MgO	RECUPERACION				
								Pb	Zn	Fe	ZnO	MgO
m70	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
m100	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
m140	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
m200	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
m270	0,00	0,0	0,0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
m400	0,02	4,9	0,58	6,13	2,01	0,2	13,63	0,19	0,10	0,72	0,06	0,23
-m400	0,44	95,1	0,93	24,75	3,18	0,4	9,99	<b>0,86</b>	<b>2,21</b>	2,62	0,42	0,55
<b>Cabeza</b>	<b>0,46</b>	<b>100,0</b>	<b>0,11</b>	<b>0,01</b>	<b>0,00</b>	<b>0,05</b>	<b>0,00</b>	<b>0,65</b>	<b>1,12</b>	<b>1,61</b>	<b>0,25</b>	<b>0,26</b>



# 1. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE METALICO DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

## RESULTADOS DEL BALANCE METALÚRGICO

FECHA: 12 de Junio de 1999



## V. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA EN MARZO DEL 2000

### 1. BALANCE METALURGICO

#### 1) HOJA DE DATOS

Fecha de Muestreo: 25 de Marzo 2000

PUNTO	NOMBRE	LEYES					SÓLID. %	G.e. gr/cc
		Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO		
1	Cabeza general			0,90	0,63	17,00	41,70	2,86
2	Cc. Final Pb 1erLimp.		3,36	1,64		1,25	5,62	5,76
3	Rive de Plomo	0,18	5,85	0,91	0,67	16,92	36,00	2,85
4	Conc Rougher I	0,78	52,63	3,64		1,30	37,46	3,93
5	Rive Rougher I	0,21	3,75	1,02		16,85	35,00	2,85
6	Conc Rougher II	1,24	37,43	6,88		5,64	20,37	3,06
7	Rive Rougher II	0,15	2,05	0,73		17,0	31,82	2,84
8	Cc. 1er y 2do. Cleaner Zn (B)	2,73	55,62	2,29		2,24	14,38	3,79
9	Rve. 1er y 2do Cleaner Zn (B)	0,77	29,42	8,11		7,25	10,31	3,62
10	Conc. 3° y 4° Cl. Zn final	2,48	59,55	1,26	0,64	0,68	18,50	3,98
11	Rive. 3° y 4° Cleaner Zn (C)	3,11	47,94	5,82		4,33	2,32	3,73
12	Conc Celda Corta Zn	2,47	59,31	8,57		3,98	2,15	3,79
13	Rive Celda Corta Zn	3,33	44,05	4,67		4,96	1,91	3,73
14	Alimento Columna Zn	0,87	51,00	2,12		1,93	31,34	3,82
15	Rve. Columnas Zn	1,05	46,67	3,12		2,20	17,36	3,67
16	Cc. Columnas Zn	0,64	62,17	1,17	0,54	0,42	34,18	4,07
17	Rve. 1° Clean-scaven Zn(C.T.)	1,54	24,95	9,44		6,78	6,45	3,32
18	Cc. 1° Clean-scav. Zn(C.T.)	0,96	49,03	2,34		1,72	26,51	3,77
19	Rve.2° Clean-scav(D)	0,77	8,88	14,50	1,12	8,47	4,11	3,19
20	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D)	2,30	38,29	5,24		4,49	17,86	3,38
21	Rve.Scaven. Zn	0,12	1,12	0,90	0,68	17,2	23,63	2,82
22	Conc.Scaven.Zn	0,77	23,95	6,28		3,22	29,59	3,32
23	O/F ciclón abierto D-15"	0,36	12,41	3,12	1,55	10,78	4,30	2,85
24	U/F ciclón abierto D-15"	1,12	7,62	13,92		18,20	4,00	3,45

#### 2) BALANCE GENERAL

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION					
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	ZnS	MgO
1	Cabeza general	90,0	100,0	0,33	5,84	0,9	0,63	17,00	100	100	100	100	100	100
4	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,36	0,40	58,08	3,36	1,64	0,00	1,25	56,43	0,23	0,71	0,00	0,26	0,03
10	Conc. Final Zn Bco. "C"	1,48	1,09	2,48	59,55	1,26	0,64	0,68	6,54	11,11	1,48	1,04	12,41	0,05
16	Conc. Final Zn Columnas	6,01	6,67	0,64	62,17	1,17	0,54	0,42	10,34	71,05	8,44	5,40	79,52	0,18
21	Rve.Scaven. Zn	0,50	91,84	0,12	1,12	0,90	0,68	17,20	26,69	17,61	89,36	93,56	7,81	99,74
	Cabeza Calculada	90,0	100,0	0,41	5,84	0,92	0,67	15,84	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	Conc. Zn Calculado	7,49	7,76	0,90	61,80	1,18	0,55	0,46	16,9	82,2	9,9	6,4	91,93	0,22

#### 3) BALANCE DEL CIRCUITO DE PLOMO

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION				
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO
1	Cabeza general	90,0	100,0	0,33	5,84	0,9	0,63	17,00	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
2	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,36	0,40	58,078	3,36	1,64		1,25	56,78	0,23	0,72		0,03
3	Relave Pb	89,64	99,60	0,1781	5,85	0,91	0,67	16,92	43,22	99,77	99,28		99,97
	Cabeza calculada	90,00	100,00	0,4104	5,84	0,9129		17,12	100,0	100,0	100,0	100,0	100,00

4) BALANCE DEL CIRCUITO DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION						
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	ZnSx	MgO
3	Rive de Plomo	89,64	99,60	0,18	5,85	0,91	0,67	16,92	43,0	99,77	97,99	99,97	99,74	106,42
4	Conc Rougher I	8,08	8,97	0,78	52,63	3,64	0	1,30	16,95	80,87	35,32			0,74
5	Rive Rougher I	90,99	101,09	0,21	3,75	1,02	0	16,85	51,41	64,92	111,49			107,60
6	Conc Rougher II	4,37	4,86	1,24	37,43	6,88	0	5,64	14,59	31,13	36,13			1,73
7	Rive Rougher II	86,61	96,24	0,15	2,05	0,73	0	17,00	34,96	33,78	75,96			103,34
8	Cc. 1er y 2do. Cleaner Zn	1,48	1,65	2,73	55,62	2,29	0	2,24	10,89	15,69	4,08			0,23
9	Rve. 1er y 2do Cleaner Zn	3,02	3,35	0,77	29,42	8,11	0	7,25	6,25	16,89	29,40			1,54
10	Conc. 3° y 4° Cl Zn final	0,98	1,09	2,48	59,55	1,26	0,64	0,68	6,54	11,11	1,48	1,04	12,41	0,05
11	Rve. 3° y 4° Cleaner Zn	0,50	0,56	3,11	47,94	5,82	0	4,33	4,20	4,58	3,51			0,15
12	Conc Celda Corta Zn	0,13	0,14	2,47	59,31	8,57	0	3,98	0,85	1,44	1,32			0,04
13	Rive Celda Corta Zn	0,37	0,42	3,33	44,05	4,67	0	4,96	3,35	3,13	2,10			0,13
14	Alimento Columna Zn(*)	27,13	30,15	0,87	51,00	2,12	0	1,93	63,51	263,25	69,10			3,68
15	Rve. Columnas Zn	21,12	23,47	1,05	46,67	3,12	0	2,20	59,68	187,57	79,18			3,26
16	Conc. Columnas Zn	6,01	6,67	0,64	62,17	1,17	0,54	0,42	10,34	71,05	8,44	5,40	79,52	0,18
17	Rive. 1° Clean-scaven Zn	2,07	2,30	1,54	24,95	9,44	0	6,78	8,58	9,83	23,48			0,99
18	Cc. 1° Clean-scav. Zn	19,05	21,17	0,96	49,03	2,34	0	1,72	49,22	177,74	53,56			2,30
19	Rve. 2° Clean-scav(D)	0,94	1,04	0,77	8,88	14,50	1,12	8,47	1,95	1,59	16,36		1,57	0,56
20	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D)	1,13	1,2568	2,30	38,29	5,24	0	4,49	7,00	8,24	7,12			0,36
21	Rve. Scaven. Zn	82,65	91,837	0,12	1,12	0,90	0,68	17,20	26,69	17,61	89,36	93,56	7,81	99,78
22	Conc. Scaven. Zn	8,29	9,2119	0,77	23,95	6,28	0	3,22	17,18	37,78	62,55			1,87
23	UF ciclón D-15"	0,25	0,2744	0,36	12,41	3,12	1,55	10,78	0,24	0,58	0,93	0,46	0,58	0,19
24	UF ciclón D-15"	0,69	0,7689	1,12	7,62	13,92	0	18,20	2,09	1,00	11,57			77,77
	CABEZA CALCULADA	89,64	99,6	0,18	5,85	0,92	0,67	15,89	43,6	99,8	99,3	100,0	100,00	100,0
	CONCENT. ZN CALCULADO	6,99	7,76	0,90	61,8	1,18	0,55	0,46	16,9	82,16	9,9	6,4	91,93	0,22

4.1) BALANCES PARCIALES EN EL CIRCUITO DE ZINC

a) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER I DE ZINC (banco A1)

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Relave Plomo	89,6	90,5	0,18	5,85	0,91	16,92	62,84	68,43	66,75	98,26
20	Conc. 2do Cl Scv (Bco D)	1,1	1,1	2,30	38,29	5,24	4,49	10,24	5,65	4,85	0,33
22	Conc Scavenger	8,3	8,4	0,77	23,95	6,28	3,22	25,13	25,91	42,61	1,73
4	Cc. Rougher Zn I	8,1	8,2	0,78	52,63	3,64	1,30	24,80		24,06	0,68
5	Rve. Rougher Zn I	91,0	91,8	0,21	3,75	1,02	16,85	75,20	44,53	75,94	99,32
	Cabeza calculada	99,1	100,0	0,26	7,74	1,23	15,58	100,00	100,00	100,00	100,00

b) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER II DE ZINC (banco A2)

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
5	Rve. Rougher Zn I	91,0	100	0,21	3,75	1,02	16,85	103,77	100,00	99,46	102,41
6	Cc. Rougher Zn II	4,4	4,805	1,24	37,43	6,88	5,64	29,44		32,24	1,65
7	Rve. Rougher Zn II	86,6	95,2	0,15	2,05	0,73	17,00	70,56	52,04	67,76	98,35
	Cabeza calculada	91,0	100,0	0,20	3,75	1,03	16,454	100,0	100,0	100,0	100,0



**c) BALANCE EN EL CIRCUITO CLEANER CONVENCIONAL**

**c.1) 1er. Cleaner y 2do Cleaner (banco B)**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
6	Conc Ro II	4,37	97,2	1,24	37,43	6,88	5,64	85,1	95,6	107,9	97,9
12	Conc Celda corta	0,13	2,8	2,47	59,31	8,57	3,98	5,0	4,4	3,9	2,0
8	Cc.2doCleaner	1,48	32,9	2,73	55,62	2,29	2,24	63,5	48,2	12,2	13,2
9	Rve. 1er. Cleaner	3,02	67,1	0,77	29,42	8,11	7,25	36,5	51,8	87,8	86,8
	Cabeza calculada	4,50	100,0	1,42	38,05	6,19	5,60				

**c.2) 3ro. Y 4to Cleaner (Banco C)**

8	Cc.1er.Cleaner(Bco.B1)	1,48	100,0	2,73	55,62	2,29	2,24	101,4	100,0	81,7	116,9
10	Cc. 4to. Cleaner	0,98	66,1	2,48	59,55	1,26	0,68	60,9	70,8	29,73	23,48
11	Rve. 3ro. Cleaner	0,50	33,9	3,11	47,94	5,82	4,33	39,1	29,18	70,27	76,52
	Cabeza calculada	1,48	100,0	2,69	55,62	2,80	1,92				

**d) BALANCE EN EL BANCO SCAVENGER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
7	Rve. Rougher II Zn (A2)	86,6	95,2	0,15	2,05	0,73	17,00	79,7	61,0	50,0	1776,1
9	Rlve 1ro Cl (B2)	3,02	3,32	0,77	29,42	8,11	7,25	14,3	30,5	19,4	26,4
13	Rlve Celda Corta	0,37	0,41	3,33	44,05	4,67	4,96	7,6	5,7	1,4	2,2
19	Rlve 2do Cl Scv (D)	0,94	1,03	0,77	8,88	14,50	1,12	4,4	2,9	10,8	1,3
22	Cc.Scaven. Zn	8,29	9,12	0,77	23,95	6,28	3,22	39,2	68,2	41,2	32,2
21	Rve.Scaven. Zn	82,7	90,88	0,12	1,12	0,90	0,68	60,8	31,8	58,8	67,8
	Cabeza calculada	90,9	100,0	0,18	3,20	1,39	0,91	100,0	100,0	100,0	100,0

**e) BALANCE EN EL 1° CLEANER-SCAVENGER( Celda Tanque) DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
15	Rlve columna	21,1	100,0	1,05	46,7	3,12	2,20	103,3	100,00	102,77	99,28
18	Conc.1° Clean-scavengh	19,1	90,2	0,96	49,0	2,34	1,72	85,2		69,53	70,0
17	Rve. 1° Clean-scavengh.	2,1	9,8	1,54	25,0	9,44	6,78	14,8	5,24	30,47	29,98
	Cabeza calculada	21,1	100,0	1,02	46,7	3,04	2,22	100,0	100,0	100,0	100,0

**f) BALANCE EN EL 2° CLEAN-SCAVENGER( Banco D) DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
17	Rve. 1° Clean-scaveng.	2,07	100,0	1,54	25,0	9,44	6,78	95,90	100,0	100,0	107,7
20	Cc. 2° Clean-scaveng (D)	1,13	54,6	2,30	38,3	5,24	4,49	78,25	83,9	30,3	39,0
19	Rve.2° Clean-scaveng (D)	0,94	45,4	0,77	8,9	14,50	8,47	21,75	16,1	69,7	61,0
	Cabeza calculada	2,07	100,0	1,61	24,9	9,44	6,30	100,0	100,0	100,0	100,0

**g) BALANCE EN LAS CELDAS DE COLUMNA**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
4	Conc.Rougher I (A1)	8,1	29,8	0,78	52,6	3,64	1,30	24,2	31,3	40,3	21,4
18	Conc. 1° Cl Scv (Celda Tan)	19,1	70,2	0,96	49,0	2,34	1,72	70,3	68,7	61,1	66,9
16	Cc. Colum. 1 Zn	3,0	11,1	0,64	62,2	1,17	0,42	7,4	27,5	4,82	2,57
17	Rve. Colum.1 Zn	10,6	38,9	1,05	46,7	3,12	2,20	42,6	36,3	45,18	47,43
16	Cc. Colum. 2 Zn	3,0	11,1	0,64	62,2	1,17	0,42	7,4	27,5	4,82	2,57
17	Rve. Colum.2 Zn	10,6	38,9	1,05	46,7	3,12	2,20	42,6	36,3	45,18	47,43
	Cabeza calculada	27,1	100,0	0,96	50,1	2,69	1,81	100,0	100,0	100,0	100,0



#### h) BALANCE EN Celda corta

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
17	Rve. Bco C	0,50	100,0	3,11	47,9	5,82	4,33	100,0	100,0	102,8	91,9
16	Cc. Celda corta	0,13	25,5	2,47	59,3	8,57	3,98	20,2	31,5	38,6	21,5
17	Rlve. Celda corta	0,37	74,5	3,33	44,1	4,67	4,96	79,8	68,5	61,4	78,5
	Cabeza calculada	0,50	100,0	3,11	47,9	5,66	4,71	100,0	100,0	100,0	100,0

#### i) BALANCE EN CICLON D-15

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
19	Rve. Bco D-2	0,94	100,0	0,77	8,9	14,50	4,49	83,7	100,0	130,9	65,1
23	Overflow ciclón D 15	0,25	26,3	0,36	12,4	3,12	17,20	10,3	36,8	7,4	65,6
24	Underflow ciclón D-15	0,69	73,7	1,12	7,62	13,92	3,22	89,7	63,2	92,6	34,4
	Cabeza calculada	0,94	100,0	0,92	8,9	11,08	6,90	100,0	100,0	100,0	100,0

#### 4.2) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE PLOMO

	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL (lt/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólido	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
1	Cabeza general	90,00	100,0	41,7	2,86	1,372	215,8	125,8	8,74	35,0	43,70	692,7
4	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,36	0,4	5,6	5,76	1,049	6,4	6,1	0,02	1,69	1,70	27,0
5	Rlve. Pb	89,64	99,6	36,0	2,85	1,305	249,0	159,4	8,73	44,27	52,99	840,1

#### 4.3) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE ZINC

PTO	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL (lt/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólido	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
3	Rlve de Plomo	89,64	99,6	36,0	2,85	1,305	249,0	159,4	8,73	44,3	52,99	840,1
4	Conc Rougher I	8,08	9,0	37,5	3,93	1,388	21,6	13,5	0,57	3,7	4,32	68,4
5	Rlve Rougher I	90,99	101,1	35,0	2,85	1,294	260,0	169,0	8,88	46,9	55,8	884,8
6	Conc Rougher II	4,37	4,9	20,4	3,06	1,159	21,5	17,1	0,40	4,7	5,14	81,5
7	Rlve Rougher II	86,61	96,2	31,8	2,84	1,259	272,2	185,6	8,49	51,6	60,04	951,7
8	Cc. 1er y 2do. Cleaner Zn	1,48	1,6	14,4	3,79	1,118	10,3	8,8	0,11	2,5	2,56	40,6
9	Rve. 1er y 2do Cleaner Zn	3,02	3,4	10,3	3,62	1,081	29,3	26,3	0,23	7,3	7,52	119,3
10	Conc. 3° y 4° Cl. Zn final	0,98	1,1	18,5	3,98	1,161	5,3	4,3	0,07	1,2	1,27	20,1
11	Rlve. 3° y 4° Cleaner Zn	0,50	0,6	2,3	3,73	1,017	21,6	21,1	0,04	5,9	5,9	93,7
12	Conc Celda Corta Zn	0,13	0,1	2,2	3,79	1,016	6	5,8	0,01	1,6	1,6	25,8
13	Rlve Celda Corta Zn	0,37	0,4	1,9	3,73	1,014	19,6	19,2	0,03	5,3	5,36	84,9
14	Alimento Columna Zn	27,13	30,1	31,3	3,82	1,301	86,6	59,5	1,97	16,5	18,49	293,0
15	Rlve. Columnas Zn	21,12	23,5	17,4	3,67	1,145	121,7	100,6	1,60	27,9	29,5	468,1
16	Cc. Columnas Zn	6,01	6,7	34,2	4,07	1,347	17,6	11,6	0,41	3,2	3,62	57,4
17	Rve. 1° Clean-scaven Zn	2,07	2,3	6,4	3,32	1,047	32,1	30,0	0,17	8,3	8,51	135,0
18	Cc. 1° Clean-scav. Zn	19,05	21,2	26,5	3,77	1,242	71,9	52,8	1,41	14,7	16,08	254,9
19	Rve. 2° Clean-scav(D)	0,94	1,0	4,1	3,19	1,029	22,8	21,9	0,08	6,1	6,17	97,8
20	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D)	1,13	1,3	17,9	3,38	1,144	6,3	5,2	0,09	1,4	1,54	24,4
21	Rve. Scaven. Zn	82,65	91,8	23,6	2,82	1,180	349,8	267,2	8,13	74,2	82,35	1305,4
22	Conc. Scaven. Zn	8,29	9,2	29,6	3,32	1,260	28,0	19,7	0,69	5,5	6,17	97,9
23	O/F ciclón abierto D-15"	0,25	0,3	4,3	2,85	1,029	5,7	5,5	0,02	1,5	1,55	24,6
24	U/F ciclón abierto D-15"	0,69	0,8	4,0	3,45	1,029	17,3	16,6	0,06	4,6	4,67	74,0

## 2. TIEMPO DE RESIDENCIA DE LA PULPA EN LOS CIRCUITOS DE Pb Y Zn

TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Pb						TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Zn					
BANCO DE FLOTACION		PESO	Caudal	Volúm.	tiempo	BANCO DE FLOTACION		PESO	Caudal	Volúm.	tiemp
Nº	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min	Nº	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min
1	Rougher Pb	179,6	204,89	1692	9,4	1	Acondicionador Zn	90,99	192,8	1288	6,7
						2	Rougher I Zn (A1)	90,99	192,8	720	3,7
						3	Rougher II Zn (A2)	86,61	183,5	1080	5,9
						4	Scavenger Zn	82,65	154,51	1692	11,0
						5	1er Cleaner scavenger (Tanque)	21,12	62,6	1320	21,1
						6	2do Cleaner scavenger (D)	2,07	18,0	720	39,9
						7	Columna I(*)	13,57	19,6	847,5	43,3
						8	Columna II(*)	13,57	19,6	847,5	43,3

El tiempo de residencia en las columnas se ha estimado considerando que el 20% del volúmen de la celda es ocupado por el aire.

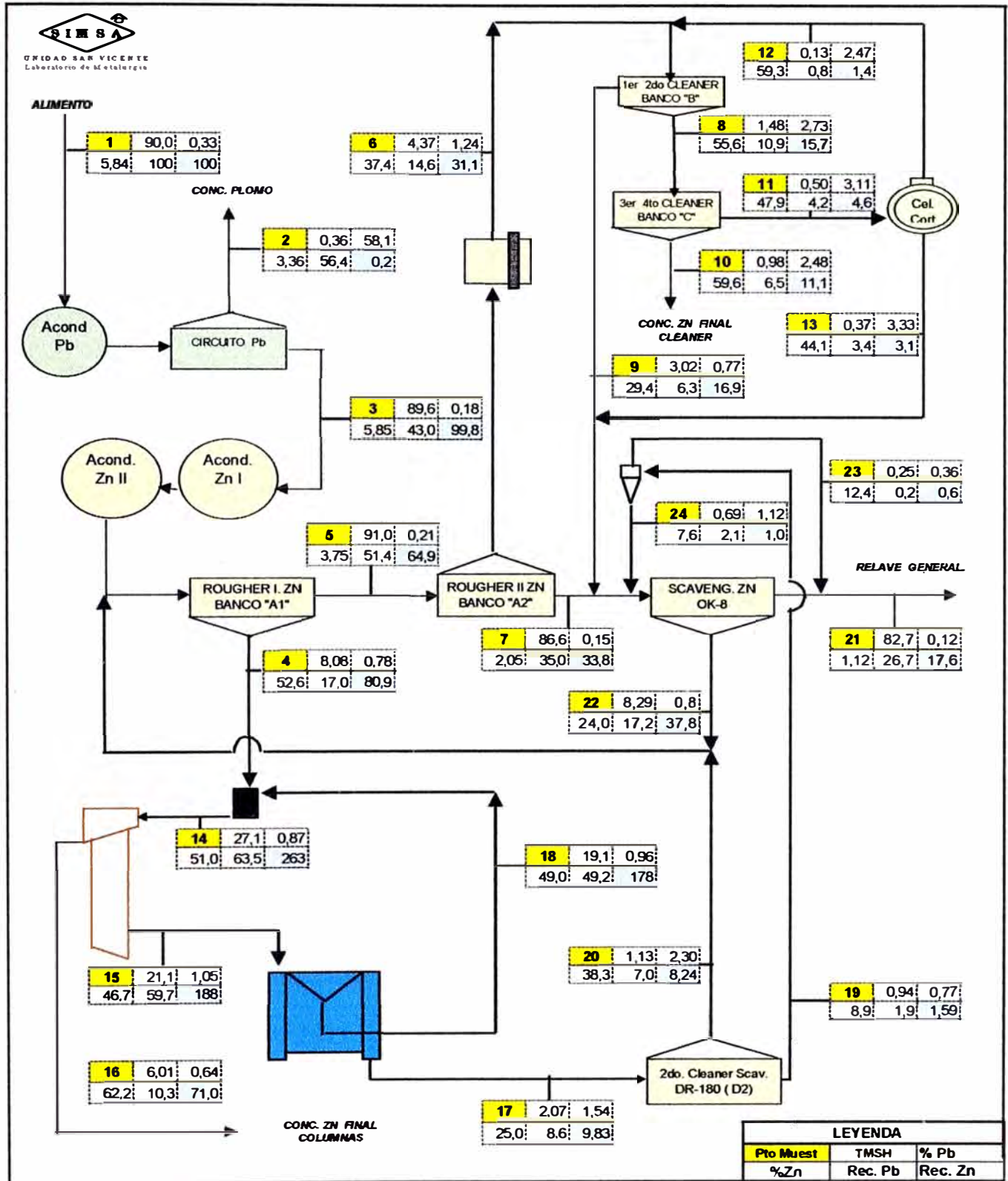
### DOSIFICACION DE REACTIVOS (cc/min)

Descripcion	0	4	6	8	Prom.
AR-404	750	790	750	750	760,0
H-425 Acond Pb	30	30	30	30	30,0
CuSo4 Acond Zn	8000	7200	7200	7400	7450,0
CuSO4 Scv Zn	7000	6600	6600	7200	6850,0
Z-11 Acond Zn	2800	3000	2700	2700	2800,0
Z-11 Scv Zn	2400	2700	2850	2800	2687,5
H-425 Acond Zn	8	8	8	8	8,0
H-425 Scv Zn	35	35	35	40	36,3
pH Banco "B"	11,8	11,8	11,8	11,8	11,8
pH Columna	12,01	11,95	11,95	12	12,0

### 3. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE METALICO DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

#### RESULTADOS DEL BALANCE METALÚRGICO

FECHA: 25 de Marzo 2000





## VI. EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA EN JULIO DEL 2000

### 1. BALANCE METALURGICO

1) HOJA DE DATOS Fecha de **19 de Julio del 2000**

PUNTO	NOMBRE	LEYES					SÓLID.	G.e.
		Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	%	gr/cc
1	Cabeza general	0,4	6,1	0,7	0,2	16,6	40,2	2,9
2	Cc. Final Pb 1erLimp.	63,5	3,4	3,0		1,1	5,6	5,8
3	Rlve de Plomo	0,2	6,1	0,7	0,2	16,9	36,2	2,9
4	Conc Rougher I	1,1	53,1	2,3		1,3	26,2	4,1
5	Rlve Rougher I	0,2	3,8	1,0		16,9	33,2	2,8
6	Conc Rougher II	2,8	44,5	4,2		5,6	15,6	3,5
7	Rlve Rougher II	0,2	2,3	0,7		17,0	29,7	2,8
8	Cc. 1er. Cleaner Zn (Bco. B)	0,9	56,7	2,9		2,2	60,4	4,3
9	Rve. 1er Cleaner Zn (Bco. B)	1,5	33,7	3,9		7,3	5,6	3,5
	Conc. 3° y 4° Cl. Zn final	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
10	Cc. Columnas Zn	0,7	62,4	1,2	0,2	0,5	28,9	4,4
11	Rve. Columnas Zn	1,0	50,8	2,3		3,1	36,2	3,9
12	Cc. 1° Clean-scav. Zn(C.T.)	0,9	53,4	1,9		1,9	44,0	4,2
13	Rve. 1° Clean-scaven Zn(C.T.)	1,4	36,0	5,7		4,8	6,4	3,3
14	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D)	2,3	39,7	2,0		6,0	38,7	3,4
15	Rve. 2° Clean-scav(D)	2,4	20,0	17,8	0,5	5,8	3,3	3,2
16	U/F ciclón abierto D-15"	3,5	20,3	16,8		6,0	5,9	3,4
17	O/F ciclón abierto D-15"	4,6	14,8	16,1	0,6	5,5	1,9	3,0
18	Conc.Scaven.Zn	1,0	20,3	3,1		3,2	23,5	3,3
19	Rve.Scaven. Zn	0,2	0,6	0,6	0,2	17,9	23,7	2,8

### 2) BALANCE GENERAL

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION					
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	ZnS	MgO
1	Cabeza general	90,0	100,0	0,4	6,1	0,7	0,2	16,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
2	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,3	0,3	63,5	3,4	3,0	0,0	1,1	50,4	0,2	1,5	0,0	0,2	0,0
	Conc. Final Zn Bco. "C"	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
10	Conc. Final Zn Columnas	8,0	8,9	0,7	62,4	1,2	0,2	0,5	14,9	91,5	15,4	10,6	94,3	0,3
19	Rve.Scaven. Zn	81,7	90,7	0,2	0,6	0,6	0,2	17,9	34,6	8,3	83,2	89,4	5,5	99,7
	<b>Cabeza</b>	90,0	100,0	0,4	6,1	0,7	0,2	16,3	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
	<b>Conc. Zn</b>	8,0	8,9	0,7	62,4	1,2	0,2	0,5	14,9	91,5	15,4	10,6	94,3	0,3

### 3) BALANCE DEL CIRCUITO DE PLOMO

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES					DISTRIBUCION				
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO
1	Cabeza general	90,0	100,0	0,4	6,1	0,7	0,2	16,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
2	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,3	0,3	63,5	3,4	3,0		1,1	50,4	0,2	1,6		0,0
3	Relave Pb	89,7	99,7	0,2	6,1	0,7	0,2	16,9	49,6	99,8	98,4		100,0
	Cabeza calculada	90,0	100,0	0,4	6,1	0,7		16,4	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0



4) BALANCE DEL CIRCUITO DE ZINC

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %					DISTRIBUCION					
				Pb	Zn	Fe	ZnOx	MgO	Pb	Zn	Fe	ZnOx	ZnSx	MgO
3	Rive de Plomo	89,69	99,66	0,21	6,11	0,65	0,22	16,92	49,2	99,67	91,50	107,88	99,38	103,53
4	Conc Rougher I	9,95	11,05	1,11	53,10	2,30	0	1,30	28,5	96,09	35,91			0,88
5	Rive Rougher I	96,66	107,40	0,20	3,75	0,99	0	16,85	49,8	65,93	150,19			111,15
6	Conc Rougher II	3,43	3,82	2,76	44,47	4,19	0	5,64	24,4	27,78	22,58			1,32
7	Rive Rougher II	93,22	103,58	0,15	2,25	0,73	0	17,00	36,0	38,15	106,81			108,16
8	Cc. 1er Cleaner Zn(Bco. B)	9,29	10,33	0,93	56,73	2,92	0	2,24	22,3	95,91	42,60			1,42
9	Rve. 1er Cleaner Zn(Bco B)	5,28	5,87	1,52	33,67	3,92	0	7,25	20,7	32,36	32,51			2,61
	Conc. 3° y 4° Cl Zn final	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0,00	0,0	0,00	0,00	0,00		0,00
	Rve. 3° y 4° Cleaner Zn	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0,00	0,0	0,00	0,00			
	Conc Celda Corta Zn	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0,00	0,0	0,00	0,00			
	Rive Celda Corta Zn	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0,00	0,0	0,00	0,00			
s/n	Alimento Columna Zn(*)	51,99	57,77	1,06	52,57	2,07	0	0,00	141,5	497,12	169,17			
10	Conc. Columnas Zn	8,04	8,94	0,72	62,44	1,20	0,24	0,46	14,9	91,35	15,15	10,57	94,14	0,25
11	Rve. Columnas Zn	43,95	48,83	1,02	50,76	2,30	0	3,07	115,5	405,77	158,64			9,21
12	Cc. 1° Clean-scav. Zn	37,33	41,48	0,91	53,38	1,87	0	1,87	87,5	362,46	109,56			4,76
13	Rive. 1° Clean-scaven Zn	6,62	7,35	1,42	35,98	5,69	0	4,84	24,2	43,31	59,09			2,19
14	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D)	5,37	5,96	2,29	39,70	2,02	0	5,97	31,7	38,75	17,01			2,19
15	Rve. 2° Clean-scav(D)	1,25	1,39	2,36	20,03	17,80	0,52	5,79	7,6	4,56	34,96		4,59	0,49
16	U/F ciclón D-15"	1,20	1,33	3,53	20,27	16,79	0	6,02	10,9	4,41	31,54			37,71
17	O/F ciclón D-15"	0,05	0,06	4,61	14,76	16,14	0,55	5,47	0,6	0,15	1,38	0,05	0,15	0,02
18	Conc. Scaven. Zn	16,91	18,79	1,03	20,27	3,07	0	3,22	44,9	62,35	81,48			3,72
19	Rve. Scaven. Zn	81,65	90,72	0,16	0,56	0,64	0,2	17,90	34,4	8,31	82,02	89,43	5,52	99,75
	CABEZA CALCULADA	89,69	99,66	0,21	6,11	0,69	0,20	16,34	49,2	99,7	97,2	100,0	100,00	100,0
	CONCENT. ZN CALCULADO	8,04	8,94	0,72	62,44	1,20	0,24	0,46	14,9	91,35	15,1	10,6	94,14	0,25

4.1) BALANCES PARCIALES EN EL CIRCUITO DE ZINC

a) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER I DE ZINC (banco A1)

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
3	Relave Plomo	89,7	84,1	0,21	6,11	0,65	16,92	62,90	61,51	49,17	92,45
18	Conc. Scavenger	16,9	15,9	1,03	20,27	3,07	3,22	57,35	38,48	43,78	3,32
4	Cc. Rougher Zn I	9,9	9,3	1,11	53,10	2,3	1,30	36,35	59,31	19,30	0,79
5	Rve. Rougher Zn I	96,7	90,7	0,20	3,75	0,99	16,85	63,65	40,69	80,70	99,21
	Cabeza calculada	106,6	100,0	0,28	8,36	1,11	15,40	100,00	100,00	100,00	100,00

b) BALANCE EN EN EL BANCO ROUGHER II DE ZINC (banco A2)

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
5	Rve. Rougher Zn I	96,7	100	0,2	3,75	0,99	16,85	82,40	100,00	116,07	101,53
6	Cc. Rougher Zn II	3,4	3,553	2,76	44,47	4,19	5,64	40,40	42,13	17,45	1,21
7	Rve. Rougher Zn II	93,2	96,45	0,15	2,25	0,73	17,00	59,60	57,87	82,55	98,79
	Cabeza calculada	96,7	100,0	0,24	3,75	0,85	16,596	100,0	100,0	100,0	100,0

**c) BALANCE EN EL CIRCUITO CLEANER CONVENCIONAL**

**c.1) 1er. Cleaner Zn (banco B)**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
4	Conc. Rougher I Zn	9,95	68,2	1,11	53,10	2,30	1,30	265,8	74,9	141,1	5,8
6	Conc. Rougher II Zn	3,43	23,6	2,76	44,47	4,19	5,64	56,8	21,7	30,1	32,8
8	Cc.1er. Cleaner Zn	9,29	63,8	0,93	56,73	2,92	2,24	51,8	74,8	56,7	35,2
9	Rve. 1er. Cleaner Zn	5,28	36,2	1,52	33,67	3,92	7,25	48,2	25,2	43,3	64,8
	Cabeza calculada	14,58	100,0	1,14	48,37	3,28	4,06				

**d) BALANCE EN EL BANCO SCAVENGHER DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
7	Rve. Rougher II Zn (A2)	93,2	94,6	0,15	2,25	0,73	17,00	45,5	54,0	65,3	2239,0
9	Rive 1er. Cleaner (Banco B)	5,28	5,36	1,52	33,67	3,92	7,25	26,1	45,8	19,9	54,1
13	Rive Celda Corta	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0
18	Cc. Scaven. Zn	16,91	17,16	1,03	20,27	3,07	3,22	56,6	88,2	49,8	76,9
19	Rve. Scaven. Zn	81,7	82,84	0,16	0,56	0,64	0,20	43,4	11,8	50,2	23,1
	Cabeza calculada	98,6	100,0	0,31	3,94	1,06	0,72	100,0	100,0	100,0	100,0

**e) BALANCE EN EL 1° CLEANER-SCAVENGHER( Celda Tanque) DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
15	Rive columna	43,9	100,0	1,02	50,8	2,30	3,07	103,4	100,00	94,06	132,49
18	Conc. 1° Clean-scavengh	37,3	84,9	0,91	53,4	1,87	1,87	78,3		64,96	68,6
17	Rve. 1° Clean-scavengh.	6,6	15,1	1,42	36,0	5,69	4,84	21,7	10,67	35,04	31,45
	Cabeza calculada	43,9	100,0	0,99	50,8	2,45	2,32	100,0	100,0	100,0	100,0

**f) BALANCE EN EL 2° CLEAN-SCAVENGHER( Banco D) DE ZINC**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
13	Rve. 1° Clean-scaveng.	6,62	100,0	1,42	36,0	5,69	4,84	61,65	100,0	113,7	81,5
14	Cc. 2° Clean-scaveng (D)	5,37	81,1	2,29	39,7	2,02	5,97	80,62	89,5	32,7	81,6
15	Rve.2° Clean-scaveng (D)	1,25	18,9	2,36	20,0	17,80	5,79	19,38	10,5	67,3	18,4
	Cabeza calculada	6,62	100,0	2,30	36,0	5,00	5,94	100,0	100,0	100,0	100,0

**g) BALANCE EN LAS CELDAS DE COLUMNA**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
8	Cc.1er Cleaner Zn(Bco. B)	9,3	17,9	0,93	56,7	2,92	2,24	17,1	20,1	24,5	15,0
12	Conc. 1° Cl Scv (Celda Tan)	37,3	71,8	0,91	53,4	1,87	1,87	67,1	75,9	63,0	50,4
14	Conc. 2° Cl Scv (Bco D)	5,4	5,0	2,29	39,70	2,02	5,97	40,45	4,0	9,14	1,95
10A	Cc. Colum. 1 Zn	4,0	7,7	0,72	62,4	1,20	0,46	5,7	18,4	4,36	1,33
10B	Rve. Colum.1 Zn	22,0	42,3	1,02	50,8	2,30	3,07	44,3	81,6	45,64	48,67
11A	Cc. Colum. 2 Zn	4,0	7,7	0,72	62,4	1,20	0,46	5,7	18,4	4,36	1,33
11B	Rve. Colum.2 Zn	22,0	42,3	1,02	50,8	2,30	3,07	44,3	81,6	45,64	48,67
	Cabeza calculada	52,0	100,0	0,97	50,5	2,13	2,67	100,0	100,0	100,0	100,0

Nota .- la recuperación de cada columna se obtiene a partir del contenido metálico de sus 2 productos.

**h) BALANCE EN CICLON D-15**

PUNTO	DESCRIPCION	TMSH	%PESO	LEYES, %				DISTRIBUCION			
				Pb	Zn	Fe	MgO	Pb	Zn	Fe	MgO
15	Rve. Bco D-2	1,25	100,0	2,36	20,0	17,80	5,79	66,0	100,0	106,2	96,6
16	U/F ciclón D -15"	1,20	95,6	3,53	20,3	16,79	6,02	94,4	96,8	95,8	96,0
17	O/F ciclón D -15"	0,05	4,4	4,61	14,8	16,14	5,47	5,6	3,2	4,2	4,0
	Cabeza calculada	1,25	100,0	3,58	20,0	16,76	6,00	100,0	100,0	100,0	100,0



**BALANCE DE MATERIA**      Fecha: 19 de Julio del 2000

**4.2) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE PLOMO**

		MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL(lt/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
1	Cabeza general	90,00	100,0	40,2	2,86	1,354	223,7	133,7	8,74	37,1	45,88	727,4
4	Cc. Final Pb 1erLimp.	0,31	0,3	5,6	5,76	1,049	5,5	5,1	0,01	1,43	1,44	22,9
5	Rive. Pb	89,69	99,7	36,2	2,85	1,307	248,0	158,3	8,73	43,97	52,70	835,4

**4.3) BALANCE DE MATERIA EN EL CIRCUITO DE ZINC**

PTO	DESCRIPCION	MINERAL				PULPA		AGUA	CAUDAL(lt/seg)			PULP.
		TMSH	%PESO	%Sólid.	G.e.	Dens.	TMH	TMH	Sólido	Agua	Pulpa	GPM
3	Rive de Plomo	89,69	99,7	36,2	2,85	1,307	248,0	158,3	8,73	44,0	52,70	835,4
4	Conc Rougher I	9,95	11,1	26,2	3,93	1,242	38,0	28,1	0,70	7,8	8,51	134,8
5	Rive Rougher I	96,66	107,4	33,2	2,85	1,274	291,4	194,7	9,43	54,1	63,5	1007,1
6	Conc Rougher II	3,43	3,8	15,6	3,06	1,117	22,0	18,6	0,31	5,2	5,47	86,8
7	Rive Rougher II	93,22	103,6	29,7	2,84	1,238	313,8	220,6	9,13	61,3	70,40	1115,9
8	Cc.1er y 2do. Cleaner Zn	9,29	10,3	60,4	3,79	1,801	15,4	6,1	0,68	1,7	2,37	37,6
9	Rve. 1er y 2do Cleaner Zn	5,28	5,9	5,6	3,62	1,042	94,5	89,2	0,41	24,8	25,19	399,4
10	Conc. 3° y 4° Cl. Zn final	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
11	Rive. 3° y 4° Cleaner Zn	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
12	Conc Celda Corta Zn	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
13	Rive Celda Corta Zn	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
14	Alimento Columna Zn	51,99	57,8	45,0	3,77	1,494	115,5	63,5	3,83	17,7	21,48	340,5
15	Rive. Columnas Zn	43,95	48,8	36,2	3,67	1,358	121,4	77,5	3,32	21,5	24,8	393,9
16	Cc. Columnas Zn	8,04	8,9	28,9	4,07	1,279	27,8	19,8	0,55	5,5	6,05	95,8
17	Rve. 1° Clean-scaven Zn	6,62	7,4	6,4	3,32	1,047	102,6	96,0	0,55	26,7	27,22	431,4
18	Cc. 1° Clean-scav. Zn	37,33	41,5	44,0	3,77	1,477	84,8	47,5	2,75	13,2	15,95	252,8
19	Rve.2° Clean-scav(D)	1,25	1,4	3,3	3,19	1,023	38,5	37,3	0,11	10,3	10,46	165,8
20	Cc. 2° Clean-scav. Zn(D)	5,37	6,0	38,7	3,38	1,375	13,9	8,5	0,44	2,4	2,80	44,4
21	Rve.Scaven. Zn	81,65	90,7	23,7	2,82	1,181	344,7	263,0	8,03	73,1	81,09	1285,4
22	Conc.Scaven.Zn	16,91	18,8	23,5	3,32	1,197	71,8	54,9	1,42	15,3	16,67	264,3
23	O/F ciclón abierto D-15"	0,05	0,1	1,9	2,85	1,012	2,9	2,8	0,01	0,79	0,79	12,6
24	U/F ciclón abierto D-15"	1,20	1,3	5,9	3,45	1,044	20,4	19,2	0,10	5,3	5,42	85,9



## 2. TIEMPOS DE RESIDENCIA DE LA PULPA EN LOS CIRCUITOS DE Pb Y Zn

TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Pb					TIEMPO DE RESIDENCIA EN EL CIRCUITO DE Zn						
BANCO DE FLOTACION		PESO	Caudal	Volúm.	tiempo	BANCO DE FLOTACION		PESO	Caudal	Volúm.	tiemp
N°	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min	N°	DESCRIPCION	TMSH	pie <sup>3</sup> /min	pie <sup>3</sup>	min
1	Rougher Pb	179,7	208,9	1692	9,4	1	Acondicionador Zn	96,66	134,6	1288	9,6
						2	Rougher I Zn (A1)	96,66	134,6	720	5,3
						3	Rougher II Zn (A2)	93,22	149,2	1080	7,2
						4	Scavenger Zn	81,65	171,83	1692	9,8
						5	1er Cleaner scavenger (Tanque)	43,95	52,6	1320	25,1
						6	2do Cleaner scavenger (D)	6,62	57,7	720	12,5
						7	Columna I(*)	25,99	22,8	847,5	37,2
						8	Columna II(*)	25,99	22,8	847,5	37,2

(\*) El tiempo de residencia en las columnas se ha estimado considerando que el 20% del volúmen de la celda es ocupado por el aire.

69

### DOSIFICACION DE REACTIVOS (cc/min)

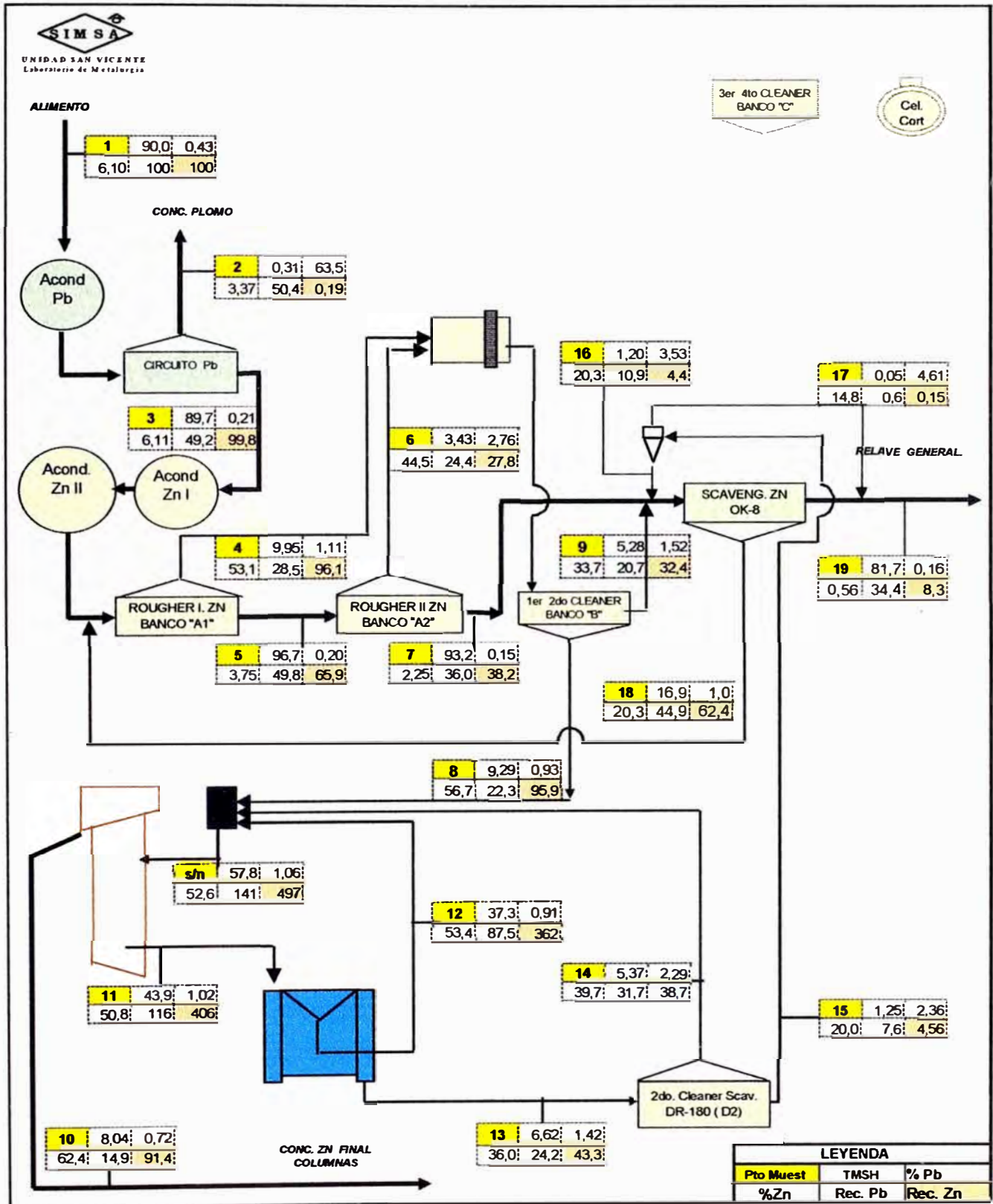
DESCRIPCION	0	4	6	8	Prom.
AR-404	750	790	750	750	760,0
H-425 Acond Pb	30	30	36	36	33,0
CuSo4 Acond Zn	8000	7800	8000	7800	7900
Z-11 Acond Zn	2800	3000	2700	2700	2800
Z-11 Scv Zn	2500	2700	2500	2600	2575
H-425 Acond Zn	0	8	8	0	4,0
H-425 Scv Zn	32	32	32	32	32,0
pH Banco "B" (*)	10,5	10,5	10,5	10,5	10,5
pH Columna (**)	11,8	11,8	11,8	11,8	11,8

(\*) En el banco "B" el consumo de cálc fue mínimo, por momento fue cero. En los días siguientes se cortó completamente.

(\*\*) El pH en las columnas se continuó bajando en los siguientes días, estableciéndose alrededor de 11.5.

### 3. DIAGRAMA DE FLUJO Y BALANCE METALICO DEL CIRCUITO GENERAL DE FLOTACION

FECHA: 19 de Julio del 2000



## CAPITULO IV

### PILOTAJES EN LOS CIRCUITOS DE FLOTACION

#### I. PILOTAJE EN FLOTACION CON CELDA RCS-5 "SVEDALA-FIMA

##### INTRODUCCION

Durante el mes de Noviembre de 1998 sé evaluó a nivel piloto la celda de flotación tipo tanque RCS-5 de 180 pies<sup>3</sup> (5m<sup>3</sup>), que pertenece a SVEDALA-FIMA. Las pruebas se hicieron tanto en el circuito de zinc como de plomo. En la flotación de zinc se comparó como banco Rougher y después como 1er. Cleaner. En la flotación de plomo se probó como banco Rougher.

##### RESUMEN

#### 2.1. OPERACIÓN DE CELDA TANQUE RCS-5 COMO ROUGHER DE ZN

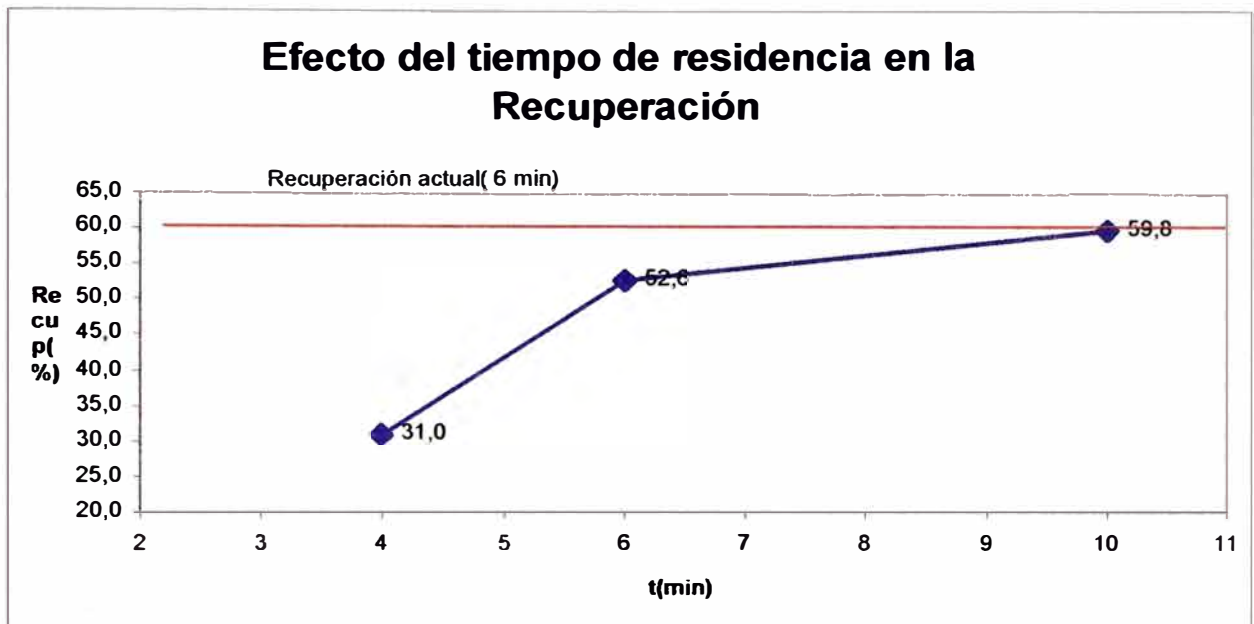
La pulpa previamente acondicionada se distribuyó simultáneamente a la celda RCS-5 y al banco "A"(rougher); se puso especial interés en ver el efecto del tiempo de residencia en la recuperación y calidad. Teniendo en cuenta que el tiempo de residencia del rougher, en ese momento, era de 6.2 min, se han hecho pruebas con 10 min, 6 min y 4 min, y con 2 niveles en la altura de espumas.

##### 2.1.1. Evaluación del tiempo de residencia

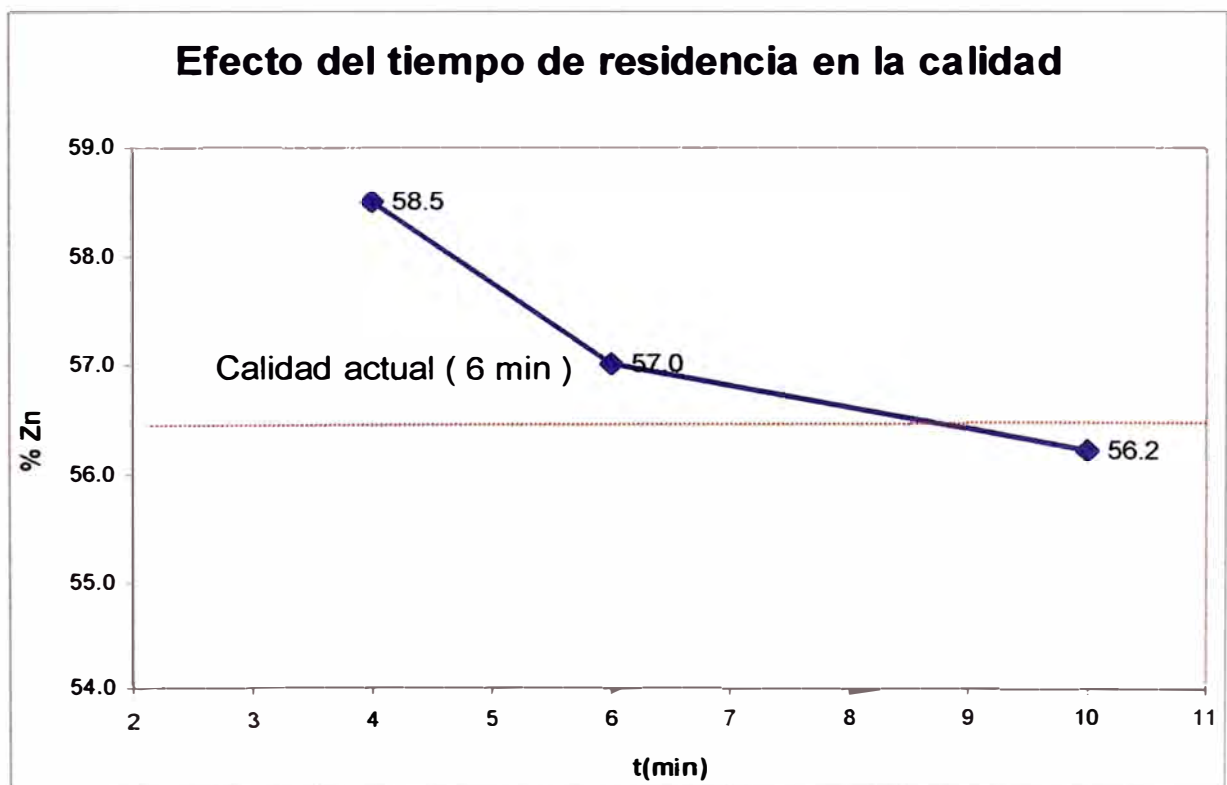
De los gráficos se deduce que dando a la celda el tiempo de retención actual (6.2 min) solo nos permite recuperar el 52.6%, que es menor a lo que recupera el banco "A" (rougher) en ese momento: 56.0%, es decir, alrededor de 5% menos. Sin embargo, la calidad estuvo un poco mejor que nuestro banco "A". En resumen es posible mejorar la recuperación de la celda optimizando otras variables del equipo

El ahorro de energía puede llegar al 50% de un banco convencional

a) Efecto en la Recuperación



b) Efecto en la Calidad

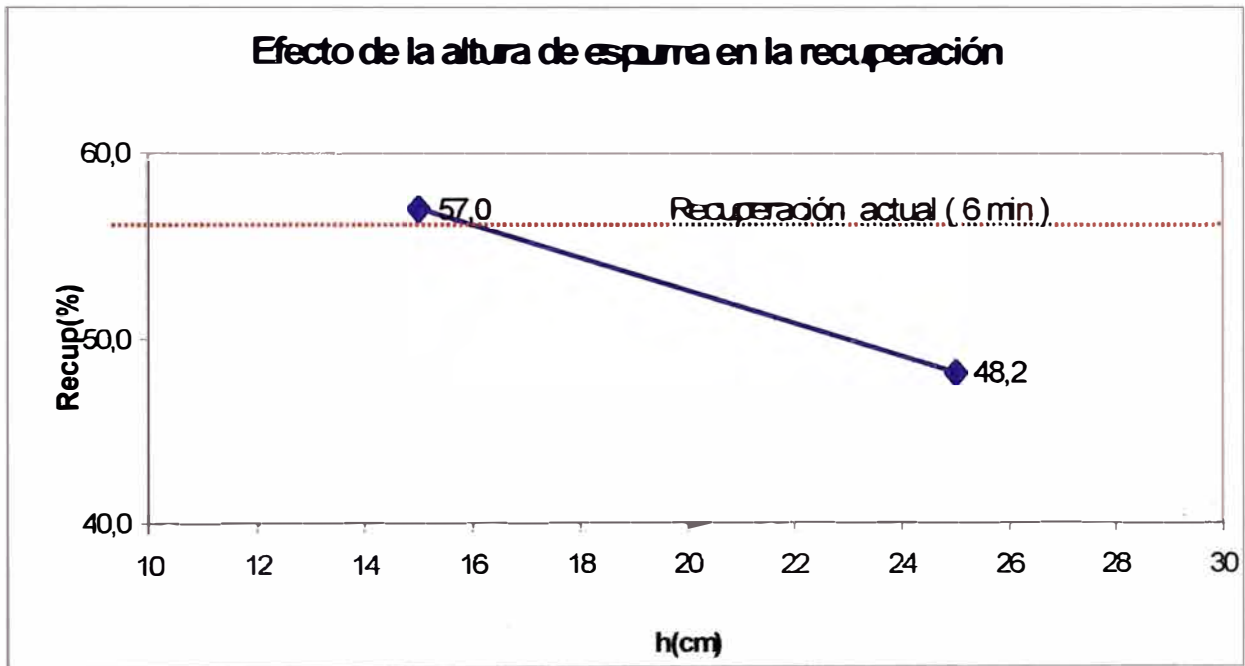




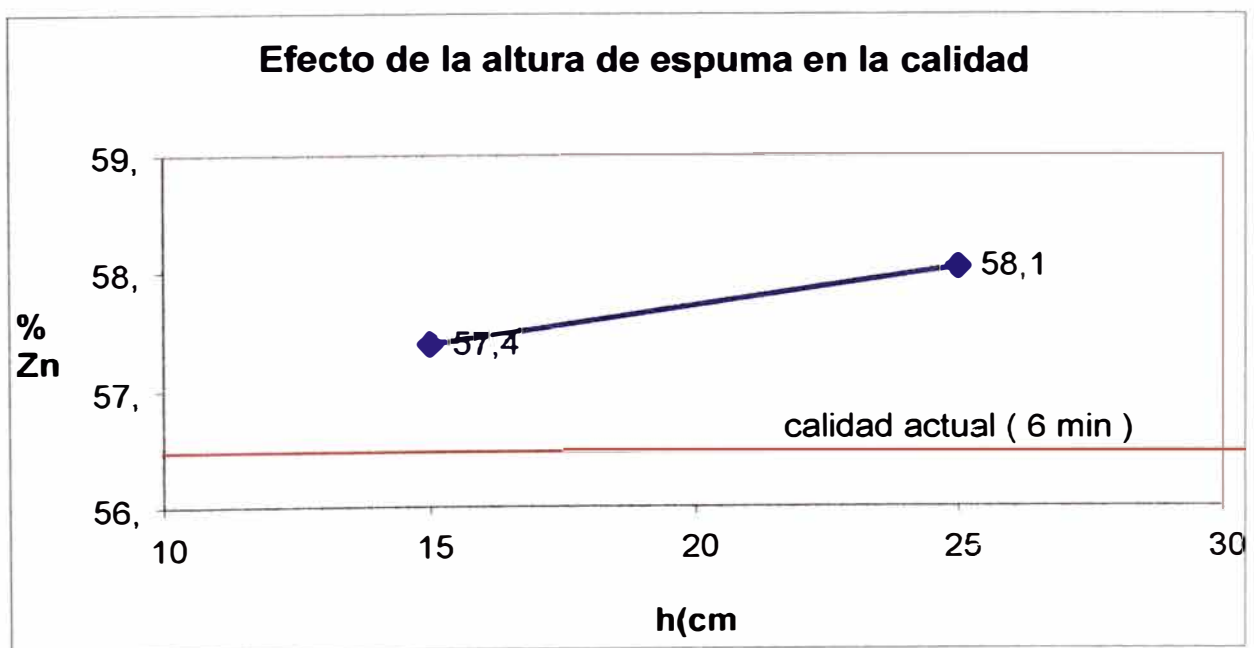
### 2.1.2. Evaluación de la altura del colchón de espuma

- Los resultados muestran que para obtener una recuperación similar al Rougher de operación (Bco. "A"), el colchón de espuma debe ser pequeño, menor a 15 cm. En cuanto a la calidad, reportó en promedio 0.5% más que el Rougher de operación (Bco. "A"), con tendencia a mejorar con el incremento del colchón de espuma.

#### a) Efecto en la Recuperación



#### b) Efecto en la Calidad



## **2.2. OPERACIÓN DE CELDA RCS-5 COMO 1er. CLEANER DE ZINC**

El alimento al tanque RCS-5 es la mitad del concentrado Rougher producido. Esta carga es normalmente alimentada a 2 etapas de limpieza de 8 celdas de 50 pies<sup>3</sup> cada celda en el banco "B", y el concentrado obtenido se alimenta al banco "C" donde pasa por 2 limpiezas más. La Celda RCS-5 reemplazó al banco "B".

### **2.2.1. Evaluación del tiempo de residencia**

Los resultados son satisfactorios en Recuperación especialmente, porque la capacidad de la celda RCS-5 es la mitad del volumen que tiene el banco "B", y sin embargo la Recuperación no se afectó.

Se evaluaron 2 tiempos de residencia: 18 min y 27 min; no se observa diferencias quizá por 2 razones:

1°) El tiempo de 18' es suficiente, por encima la curva de recuperación tiene mínima pendiente.

2°) Hay una variable operacional que pesa más que los parámetros de la celda, este es el pH, que mejora la calidad y baja el desplazamiento de MgO con más contundencia que otras variables.

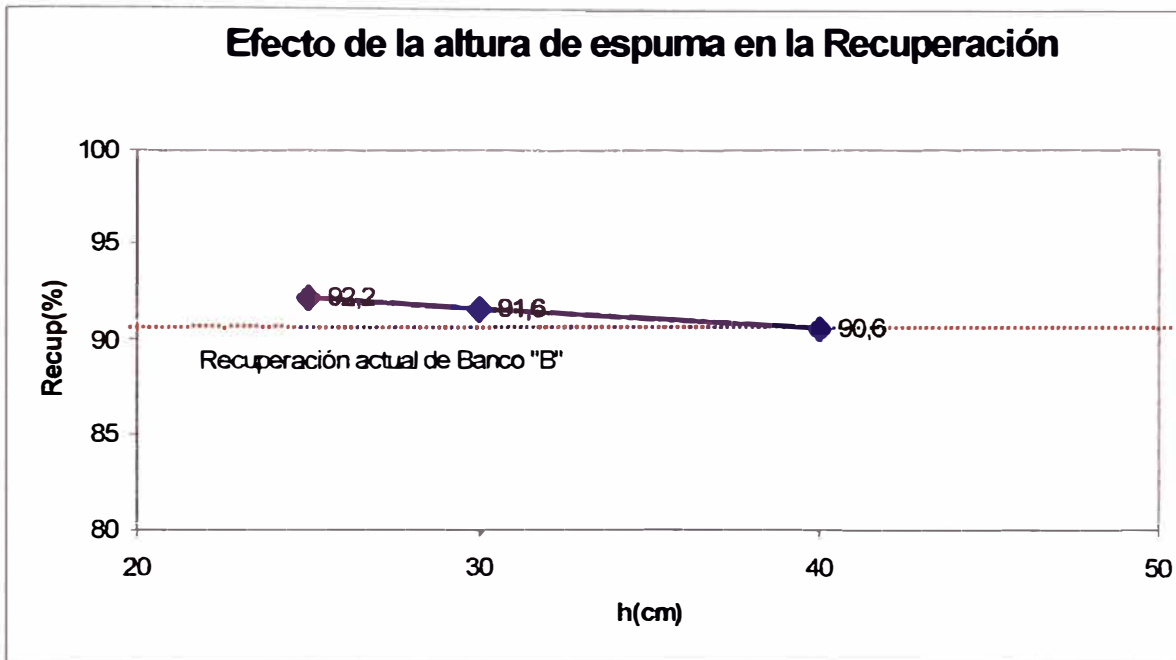
El ahorro de energía es considerable, el consumo baja a 30% en promedio (De 35 Kw-h a 10 Kw-h).

### **2.2.2. Evaluación de la altura de espuma**

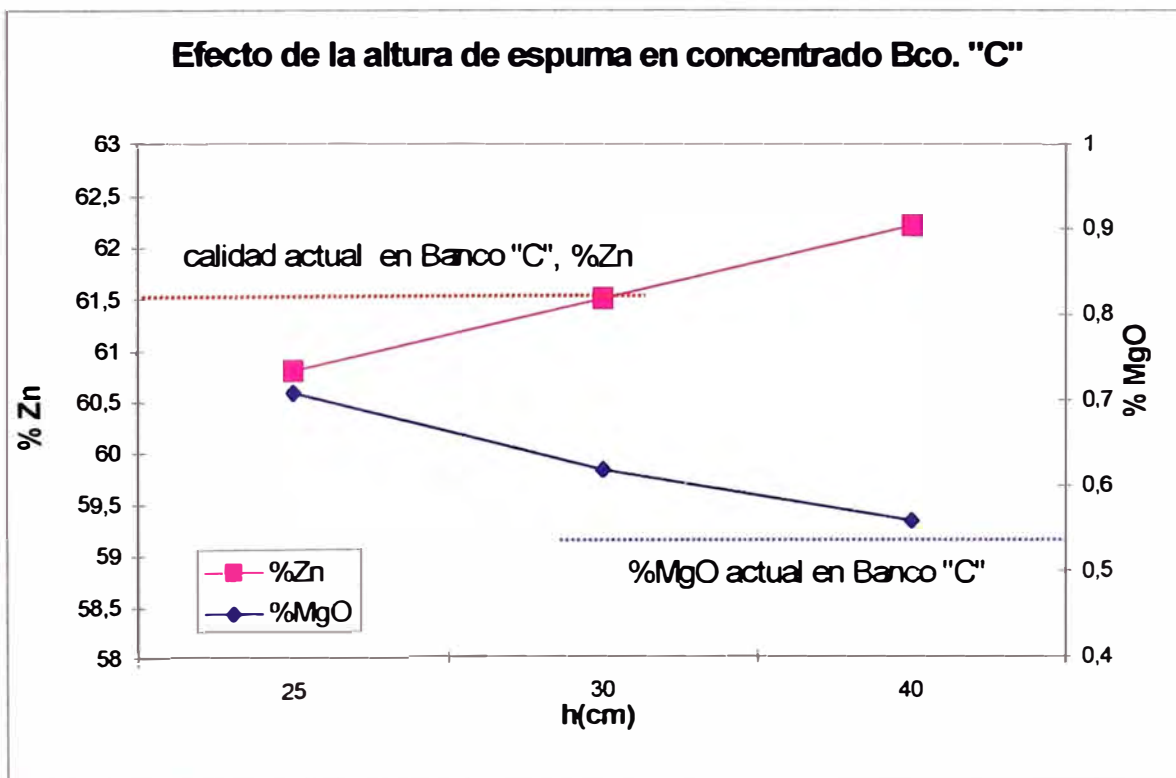
El efecto de la altura de espuma en la recuperación no fue significativo porque aun cuando esta es menor con el incremento del colchón, la recuperación siempre estuvo por encima del valor estándar que reporta el 1er. Cleaner banco "B".

En cuanto a la calidad, esta se midió en el concentrado final obtenido en la última limpieza banco "C" el cual siempre reportó un poco más sucio que el concentrado habitual como se muestra en los gráficos.

a) Efecto en la Recuperación



b) Efecto en la Calidad



## 2.3. OPERACIÓN DE CELDA TANQUE RCS-5 COMO ROUGHER DE PB

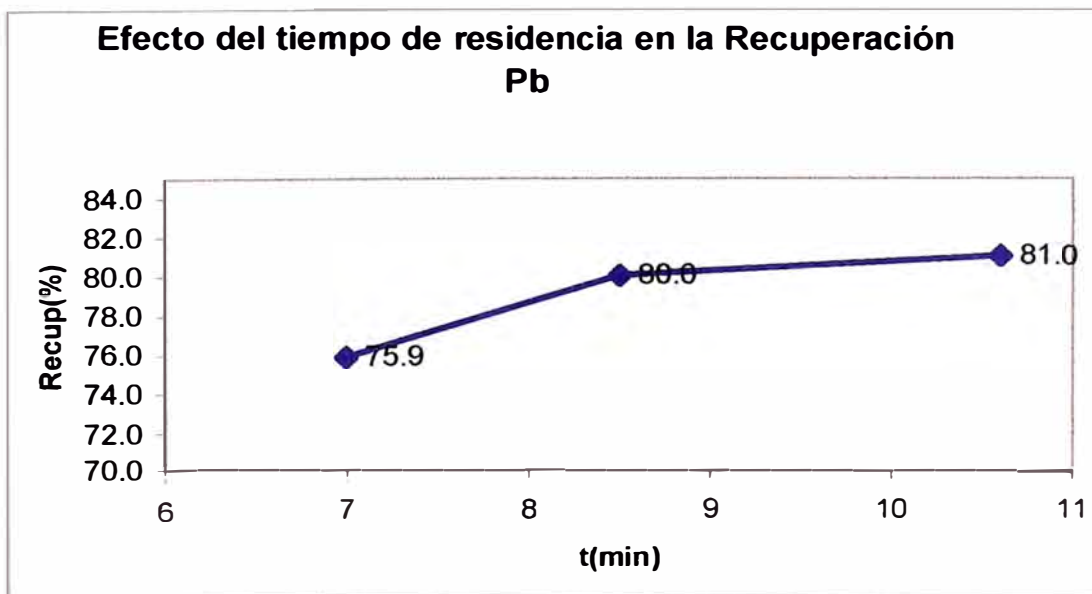
La pulpa previamente acondicionada se distribuyó simultáneamente a la celda RCS-5 y al banco "F"(Rougher de plomo). Inicialmente debió reducirse el aire de flotación desde 130 a 100 CFM así como evaluar el efecto del RPM, el cual se incrementó en 32% (de 116 a 156 RPM)

### 2.3.1. Evaluación del tiempo de residencia

Se evaluó con 10.6, 8.5 y 7.0 min de residencia observando la recuperación alrededor de 5% debajo de nuestra recuperación estándar (similar a la flotación Rougher de Zn). Sin embargo la calidad del concentrado obtenido en celda deja mucho que desear ya que reportó en promedio solo 35% contra 52% que reporta habitualmente el Banco "F". La explicación parcial podría ser que la celda se alimenta con una granulometría más fina que el banco "F" (57% -m200 contra 48.5% -m200) debido a la toma de muestra desde el rebose del acondicionador. El alto contenido de insolubles en este concentrado insinúa que la flotabilidad de la ganga es mayor en las fracciones finas.

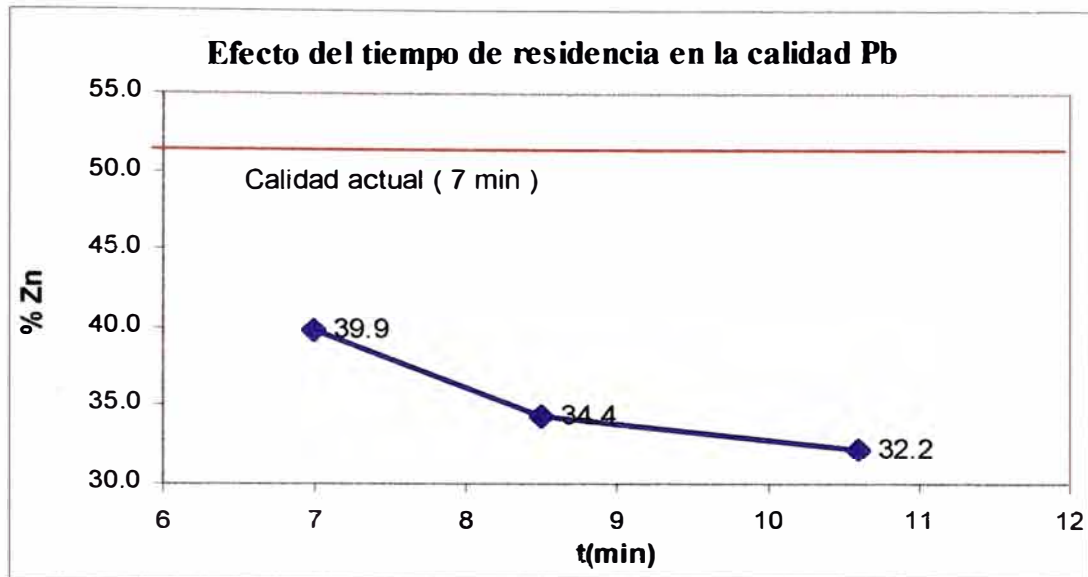
El ahorro de energía puede llegar al 50% de un banco convencional.

#### a) Efecto en la Recuperación





## b) Efecto en la Calidad



### 2.3.2. Evaluación de la altura del colchón de espuma

Por continuos problemas en el control de nivel de pulpa no se pudo apreciar cuantitativamente mayores diferencias entre los niveles de colchón evaluados. En la flotación de Pb la altura de espuma es mínima, varía entre 7 y 15 cm. Por encima de 15 cm la recuperación baja fuertemente a menos de 75%. La calidad mejora un poco pero no alcanza los valores estándares.

## II. CELDA TANQUE DE 50 m<sup>3</sup> PARA AMPLIACION DE CIRCUITO DE FLOTACION

### 1.- DESCRIPCION

La propuesta original de adquirir una celda tanque de 10 m<sup>3</sup> para ampliar la capacidad del banco Rougher fue cambiada por la adquisición de otra similar de 50 m<sup>3</sup>. Para que la Planta Concentradora incremente su capacidad de flotación desde 2,800 TMSD hasta 3,300 TMSD. Esta celda reemplazará al banco OK-8 Rougher actual.

### 2.- JUSTIFICACIÓN

Incremento en las capacidades de los bancos Rougher de Pb y Zn en 66%.

Incremento en las recuperaciones de Pb en 0.2% y Zn en 0.3%.

Incremento del tratamiento diario en 200 TMSD como primera etapa.

Luego se ampliará para 300 TMSD adicionales añadiendo una celda de columna.

Reducción del costo de Mantenimiento al parar 6 celdas DR-180.

### **3.- OBJETIVO**

Reemplazar el banco OK-8 Rougher actual con una celda tanque de 50 m<sup>3</sup>, el banco sustituido se usará como Rougher de Plomo( incrementando la capacidad actual en 66%). El banco Rougher de Plomo actual servirá para aumentar la capacidad del banco Rougher de Zn también en 66%. Por otro lado al quedar libre el acondicionador de medios de 8' x 10', se podrá incrementar el tiempo de acondicionamiento en 36%. Con la adquisición de la celda y demás cambios propuestos el circuito de flotación estaría preparado para una eventual ampliación a 3,300 TMSD, quedando pendiente solo la implementación de otra celda de columna ó similar en el circuito de limpieza.

### **4.- INGENIERIA DEL PROYECTO**

#### **4.1. SITUACION ACTUAL**

El banco OK-8 Rougher actual sirve para flotar los medios de las columnas y el concentrado scavenger. Las colas de este banco se flotan en 2 bancos de 4 celdas DR-180 cada uno, el relave al final de este circuito constituye la cola de medios.

#### **4.2. ALTERNATIVAS**

- a) Adquirir una celda tanque de 50 m<sup>3</sup> completamente instrumentada para obtener el máximo de rendimiento de este equipo tomando como referencia los resultados obtenidos en el pilotaje industrial.
- b) Continuar operando como hasta ahora, con tiempos reducidos de flotación, limitaciones para mantener un proceso con resultados estables y sin la posibilidad de aprovechar la máxima capacidad instalada en la molienda

La primera alternativa es la más beneficiosa para nuestra operación

### **4.3. DESCRIPCION DEL PROYECTO**

La puesta en operación de esta celda permitirá simplificar la configuración del circuito de flotación, obtener mayores tiempos de residencia para responder eficientemente a minerales de cinética lenta, evitar variaciones en la recuperación total debido a los picos que presenta continuamente la ley de cabeza, mejorar la recuperación de finos de Zn redundando en el incremento de la recuperación total en 0.3%.

### **4.4. PROPUESTA DE SVEDALA-FIMA**

En Julio de 1999 se recibió la propuesta técnico económica sobre provisión de celdas RCS-50 para la Planta Concentradora por parte de Svedala-Fima para- según sus estimados- incrementar la recuperación de Zn como sulfuro en aproximadamente 1.5% (desde 94.0 hasta 95.5%), manteniendo la calidad de concentrado con cifras debajo de 0.40% en MgO. Esta propuesta consideraba la expansión de la planta a 3,300 TMSD.

El objetivo propuesto se alcanzaría con las siguientes acciones:

- a) Incremento de la capacidad del Rougher de Zn a 100 m<sup>3</sup> (12.8 min de retención) que equivale a 3 veces la capacidad actual del banco "A".
- b) Incremento de la capacidad del Scavenger de Zn a 75 m<sup>3</sup> (8.5 min de retención) que equivale a un 55% adicional del banco actual.
- c) Reemplazo del actual banco de 1ra. Limpieza Zn (4 celdas Sub-A 24) por el banco "A" (6 celdas DR-180). La 2da y 3ra. Limpieza se propone con nuestros actuales bancos (4 celdas Sub A 24 para cada etapa).

En ese momento nos encontrábamos ejecutando la ampliación del circuito de flotación a 3,000 TMSD y los criterios de ampliación y arreglos del circuito se obtuvieron de los siguientes trabajos:

- a) Estudios a nivel de laboratorio (Cinética, pruebas de flotación cíclicas, evaluación de variables de flotación, Reliase Análisis o flotación a muerte).
- b) Balances generales del circuito de flotación.
- c) Reconfiguración del circuito de flotación. Se experimentaron muchos arreglos del circuito durante el año 1998.

Algunas de las conclusiones obtenidas fueron:

- Falta capacidad en el Acondicionamiento de Zn,
- Falta capacidad en el Rougher de Zn,
- Falta capacidad en los circuitos de limpieza scavenger.

El problema de falta de capacidad se maneja con mucha responsabilidad, para ello solicitamos a las firmas proveedoras de celdas realizar pruebas con celdas piloto, para contar con mejores criterios en la decisión final

Gracias a los pilotajes realizados con celdas industriales es que podemos sugerir el tamaño, función y marca de la celda que nos interesa.

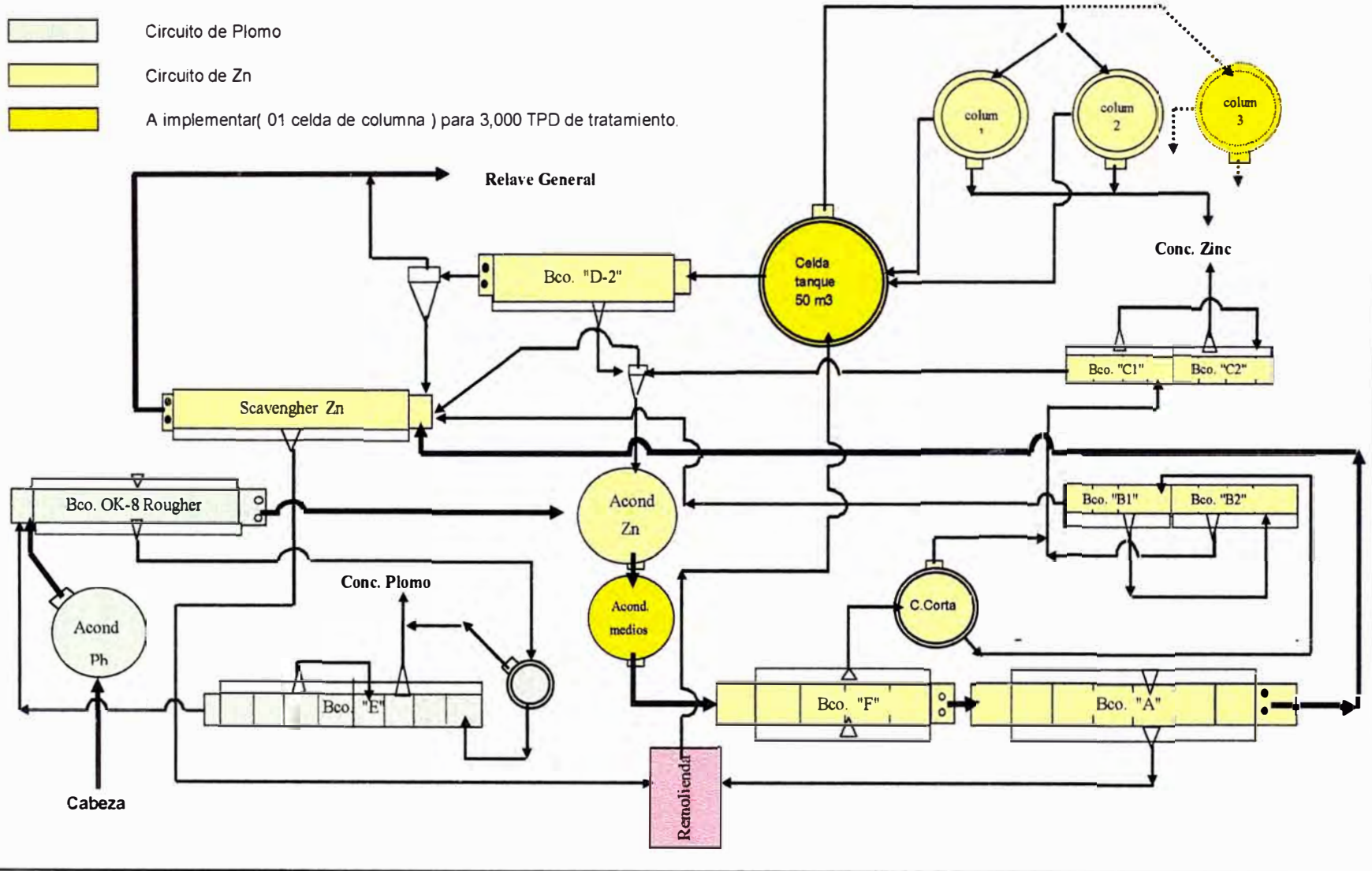
La reconfiguración de los circuitos de flotación de Pb y Zn se realizaron sin afectar las operaciones. Dentro de este programa correspondió poner en operación la celda RCS 50 adquirida a Svedala Fima.

Se muestra a continuación el diagrama de flujo de la expansión.



DIAGRAMA DE FLUJO ALTERNATIVO A PLAN 99' DE PLANTA CONCENTRADORA

- Circuito de Plomo
- Circuito de Zn
- A implementar( 01 celda de columna ) para 3,000 TPD de tratamiento.



### **III. PILOTAJE EN FLOTACIÓN CON CELDA TANQUE OKT-10 “OUTOKUMPU**

#### **INTRODUCCION**

Durante el mes de julio de 1998 se ha evaluado a nivel piloto 01 celda de flotación tipo tanque OKT-10(350 pies<sup>3</sup>) de outokumpu en el circuito de flotación de ZN.

El circuito de zn fue modificado en 3 oportunidades para simular la operación de esta celda actuando como Rougher, 1er. Clearier y también como Scavenger.

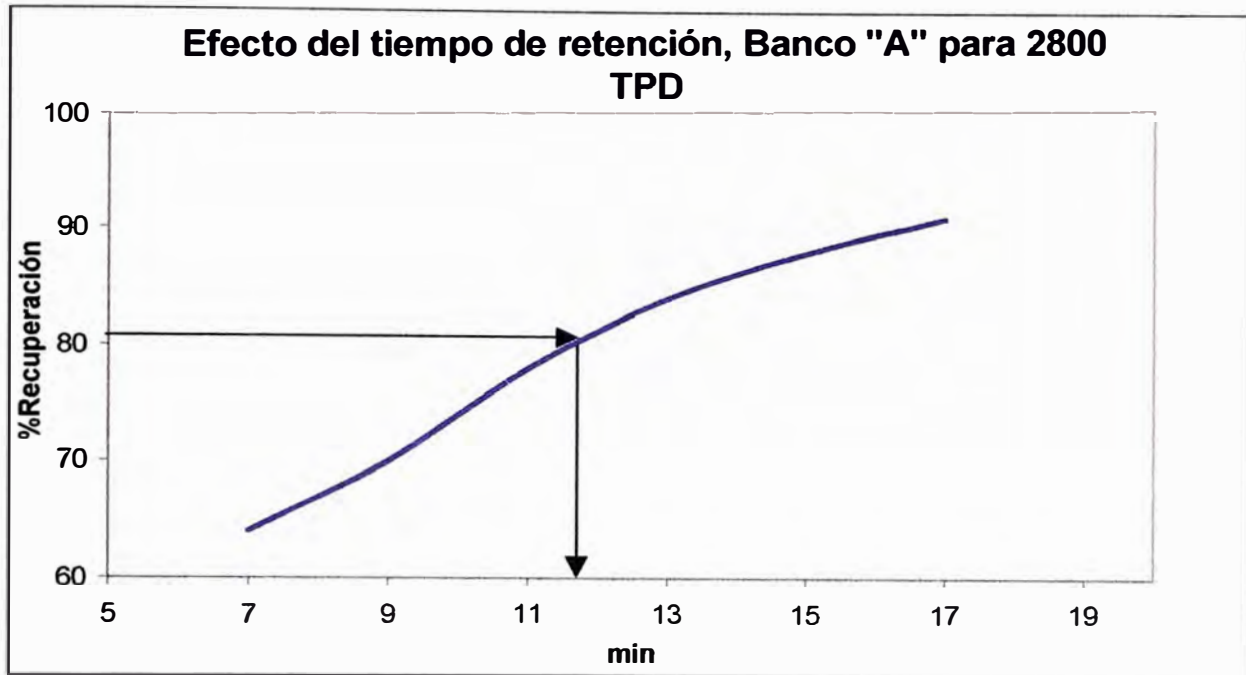
La única dificultad operacional inicial fue la baja presión en el aire de soplado que solo alcanzó 2 psi (el soplador principal se encontraba en reparación), el problema se resolvió complementando con una pequeña inyección de aire comprimido desde las compresoras de planta. La celda nos fue proporcionada en calidad de préstamo y contando con todos los accesorios e instrumentación completa y fue montado íntegramente por personal de mantenimiento mecánico y electrónico.

#### **RESUMEN**

##### **2.1. OPERACIÓN DE CELDA TANQUE OKT-10 COMO ROUGHER DE ZN**

La pulpa previamente acondicionada se distribuyó simultáneamente a la celda okt-10 y al banco “A “(rougher), en la mayoría de las pruebas la relación de caudales a los bancos fue 2: 1 (33% a celda tanque). También se probó alimentado el 65% de la pulpa a la nueva celda.

Este trabajo sirvió también para evaluar el efecto del tiempo de retención con respecto a la recuperación en el banco “A“ obteniéndose la siguiente curva:



Del gráfico se deduce que el tiempo de retención actual (6.2 min) solo nos permite recuperar el 62%, y que para alcanzar el 80% de recuperación (recomendable para mantener el conc. Rougher en la misma calidad) debemos tener el tiempo de flotación en 11.5 min.

- En los muestreos con cabeza baja (-7.7% zn) el concentrado de celda tanque alcanzó 49% zn y 45.3% de recuperación (7.1 min de residencia). Si consideramos que el banco "A" trabajando con menor tiempo de residencia obtiene 55% zn y 62% de recuperación, entonces la celda tanque está lejos de nuestras expectativas.

- Los resultados con cabeza alta (-10.55 zn) son mejores en calidad pero declina la recuperación aun más, a pesar de subir el consumo de reactivo; da la impresión que el caudal de espumas que puede evacuar tiene un límite máximo debajo de nuestro requerimiento.

- La evaluación que nos satisface corresponde a la prueba en que alimentamos el máximo caudal que pudo rebosar el Acondicionador (-65% del total)

simulando un 1er. Rougher, se obtuvo el 54.9% zn con 44.1% de recuperación y bajo consumo de colector (18.5% g/t). Esta prueba nos permite afirmar que las celdas "grandes" son competentes en una ampliación si trabajan como 1er. Rougher.

- En cuanto al ahorro energético, este puede ser de 40% respecto del convencional.

## **2.2. OPERACIÓN DE CELDA TANQUE OKT-10 COMO 1er.CLEANER DE ZN**

- Los resultados son satisfactorios en cuanto a la Calidad y Recuperación, pero presentan el problema de poca selectividad respecto del insoluble (dolomita) que reporta 3 veces más que el banco "B" muestreado antes de la prueba; el concentrado okt reportó 1.03% de Mgo contra 0.38% del banco "B".

- El ahorro de energía es bastante considerable, el consumo baja en 70%.

## **2.3. OPERACIÓN DE CELDA TANQUE OKT-10 COMO SCAVENGHER DE ZN**

Los resultados son aceptables en cuanto a calidad pero no en recuperación, el comportamiento es parecido a la evaluación como Rougher. Se sugiere emplearlo como 1er. Scavenger.

En esta etapa se llegó a duplicar el consumo de colector (z-11) y reducir el colchón de espumas a 20 cm. Para mejorar la recuperación, pero solo llegó a 61.2%.



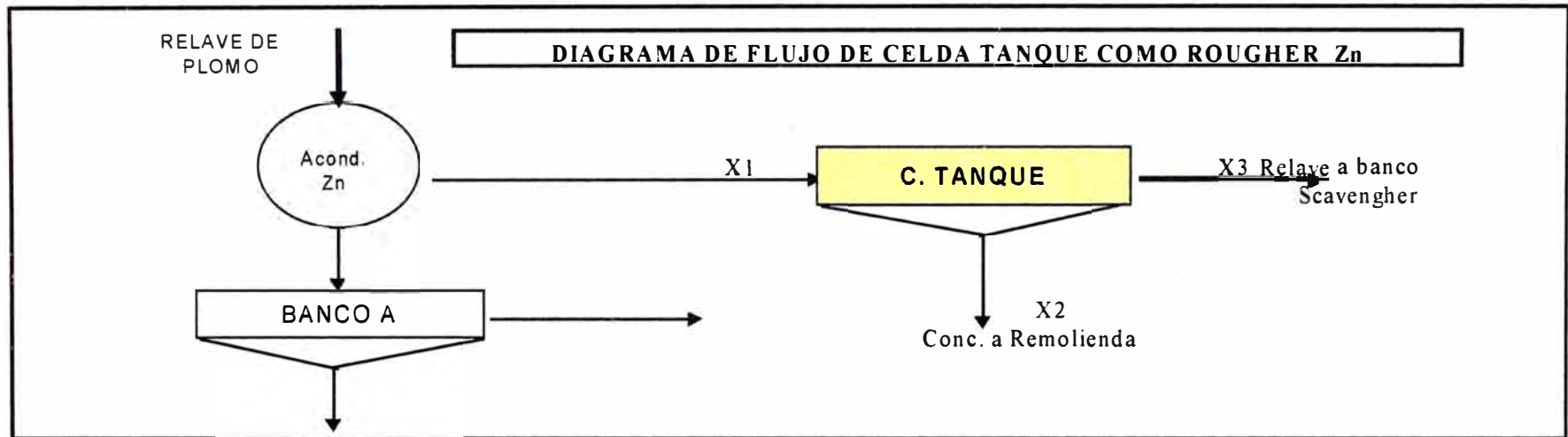
## SUGERENCIAS

- Es conveniente planear la ampliación Rougher de zn (700 pies<sup>3</sup> adicionales) con celdas “grandes”. El pilotaje nos permite sugerir que la ubicación en el circuito es como 1er Rougher, antes del banco convencional.
- Esta celda puede servirnos como recuperador de medios (conc. Scavenger + relave de columna) complementando al banco ok-8 Rougher ó también reemplazar a los bancos D1 + D2 flotando el relave del banco ok-8 actual (ahorro de energía y mantenimiento).

#### 4. DIAGRAMAS DE FLUJOS DE LAS EVALUACIONES DE CELDA TANQUE OKT - 10

### EVALUACION DE CELDA TANQUE OKT-10

#### I) COMO ROUGHER



a) Alimentando a celda OKT el 33% del Rougher ( diferencia a banco "A")

a1) Con cabeza baja

		CELDA OKT-10							BANCO "A"					
		Q = 49.3 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 7.1'				RECUPERAC.		Espuma	Q = 98.7 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 9.8'				RECUPERAC.	
N°	PRODUC	%peso	%Zn	%Fe	%MgO	ZN	FE	(cm)	%peso	%Zn	%Fe	%MgO	ZN	FE
1	CABEZA	100,0	7,72	1,01		100	100		100,0	7,72	1,01		100	100
	CONCEN.	6,27	<b>45,38</b>	2,85	4,37	<b>36,9</b>	17,7	25	8,52	<b>55,92</b>	2,52	1,48	<b>61,7</b>	21,3
	RELAVE	93,7	5,20	0,91		63,1	84,4		91,48	3,23	0,87		38,3	78,8
2	CABEZA	100,0	7,71	1,1		100	100		100,0	7,71	1,10		100	100
	CONCEN.	7,12	<b>49,04</b>	3,22	2,7	<b>45,3</b>	20,9	35	10,14	<b>55,66</b>	3,00	1,65	<b>73,2</b>	27,7
	RELAVE	92,9	4,54	0,92		54,7	77,7		89,86	2,30	0,85		26,8	69,4

## a2) Con cabeza alta

		CELDA OKT-10							BANCO "A"						
		Q = 49.3 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 7.1'				RECUPERAC.		Espuma	Q = 98.7 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 9.8'				RECUPERAC.		
N°	PRODUC	% peso	% Zn	% Fe	% MgO	ZN	FE	(cm)	% peso	% Zn	% Fe	% MgO	ZN	FE	
1	CABEZA	100,0	10,52	1,01		100	100	15	100,0	10,52	1,01		100	100	
	CONCEN.	7,70	<b>61,98</b>	2,52	2,6	<b>38,1</b>	19,2		12,35	<b>68,68</b>	2,52	2,0	<b>66,4</b>	30,8	
	RELAVE	92,3	7,06	1,01		61,9	92,3		87,65	4,03	0,71		33,6	61,6	
N°	PRODUC	% peso	% Zn	% Fe	% MgO	ZN	FE	(cm)	% peso	% Zn	% Fe	% MgO	ZN	FE	
2	CABEZA	100,0	11	0,91		100	100	25	100,0	11	0,91		100	100	
	CONCEN.	5,49	<b>66,74</b>	2,83	1,57	<b>27,8</b>	17,1		13,66	<b>68,22</b>	3,73	1,22	<b>72,3</b>	56,0	
	RELAVE	94,5	8,40	0,81		72,2	84,1		86,34	3,53	0,71		27,7	67,4	

## b) Alimentando a celda OKT el 65% del Rougher ( diferencia a banco "A")

Se realizó una sola prueba con colchón de 25 cm. No se continuaron para evitar pérdidas en el relave.

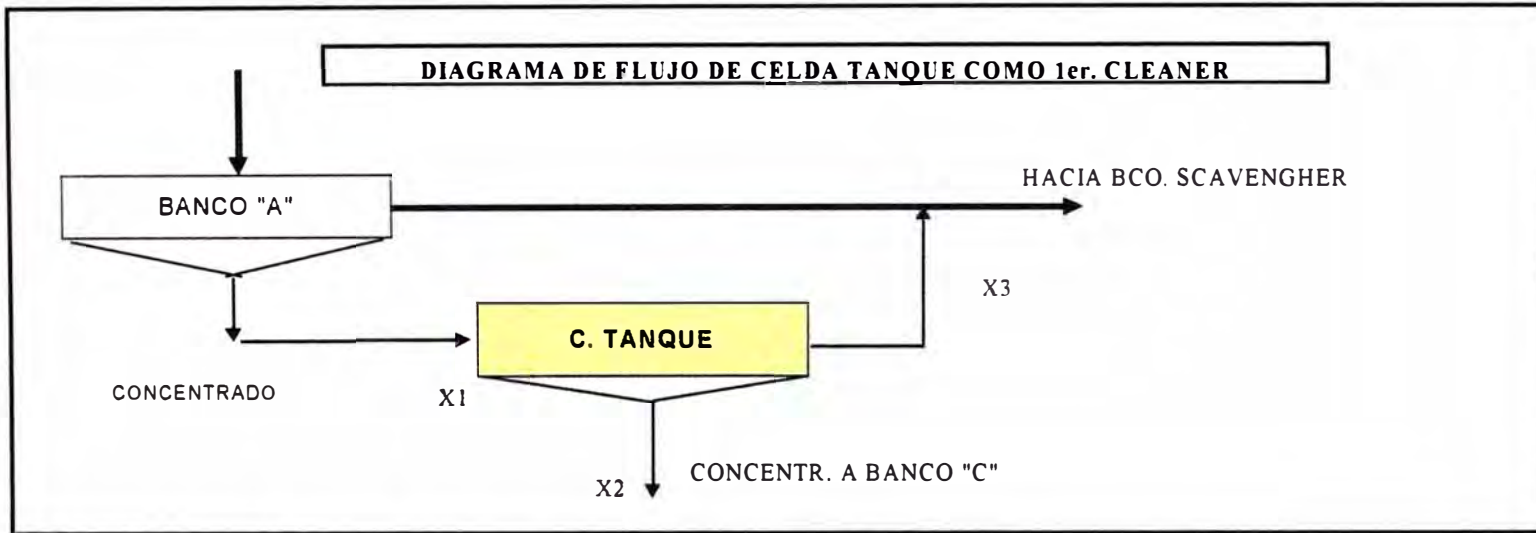
		CELDA OKT-10							BANCO "A"						
		Q = 96.2 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 3.6'				RECUPERAC.		Espuma	Q = 51.8 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 18.8'				RECUPERAC.		
N°	PRODUC	% peso	% Zn	% Fe	% MgO	ZN	FE	(cm)	% peso	% Zn	% Fe	% MgO	ZN	FE	
1	CABEZA	100,0	8,49	1,01		100	100	25	100,0	8,49	1,01		100	100	
	CONCEN.	6,82	<b>64,93</b>	2,53	2,05	<b>44,1</b>	17,1		14,50	<b>63,83</b>	2,72	2,00	<b>91,9</b>	39,1	
	RELAVE	93,2	5,09	0,89		55,9	82,1		85,50	0,80	0,73		8,1	61,8	

## c) Condiciones de Operación

	Tratam. t/h	Cabeza % Zn	Espuma (cm)	% Abert descar	DOSIFICACION REACTIVOS(g/t)						ENERGIA (KW-h/t)	
					OKT -10			BANCO "A"			OKT	"A"
					Z-11	H-425	CUSO4	Z-11	H-425	CUSO4		
Alimentando a Celda tanque el 33% del Rougher	121	7,72	25	30	19	8,7	-	32	3,6	150(*)	0,65	1,51
	120	7,71	35	30	18,5	7,2	-	35,5	3,1	150(*)	0,65	1,52
	118	10,52	15	30	25,7	8,2	-	41,1	2,6	190(*)	0,66	1,55
	118	11,0	25	30	22,6	7,7	-	41,1	2,1	190(*)	0,66	1,55
Alimentando a Celda tanque el 65% del Rougher	121	8,49	25	45	36,0	8,7	-	18,5	0	160(*)	0,33	2,88

(\*) El Sulfato de cobre se alimenta al acondicionador de Zn.

## II) COMO 1ER. CLEANER



88

### a) Balance Comparativo de Celda OKT-10 con Banco "B" ( 1a. Limpieza)

PRODUCTO	CELDA OKT-10							BANCO "B"					
	Q = 11.2 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 31.2 min				RECUPERAC.		Espuma	Q = 11.2 pie <sup>3</sup> /min, t <sub>(ret)</sub> = 32.1 min				RECUPERAC.	
	%peso	%Zn	%Fe	%MgO	ZN	FE	(cm)	%peso	%Zn	%Fe	%MgO	ZN	FE
CABEZA	100,0	57,93	2,32	1,25	100	100		100,0	57,78	2,71	1,26	100	100
CONCEN.	88,80	59,72	2,12	1,03	91,5	81,1	15	78,33	62,38	1,86	0,38	84,6	53,8
RELAVE	11,20	43,74	4,84	3,63	8,5	23,4		21,67	41,15	5,55	3,85	15,4	44,4
CONC. BCO "C"		63,02	1,61	0,35					63,34	1,12	0,28		
CONC. COLUMN		62,12	2,02	0,52					61,97	2,3	0,37		

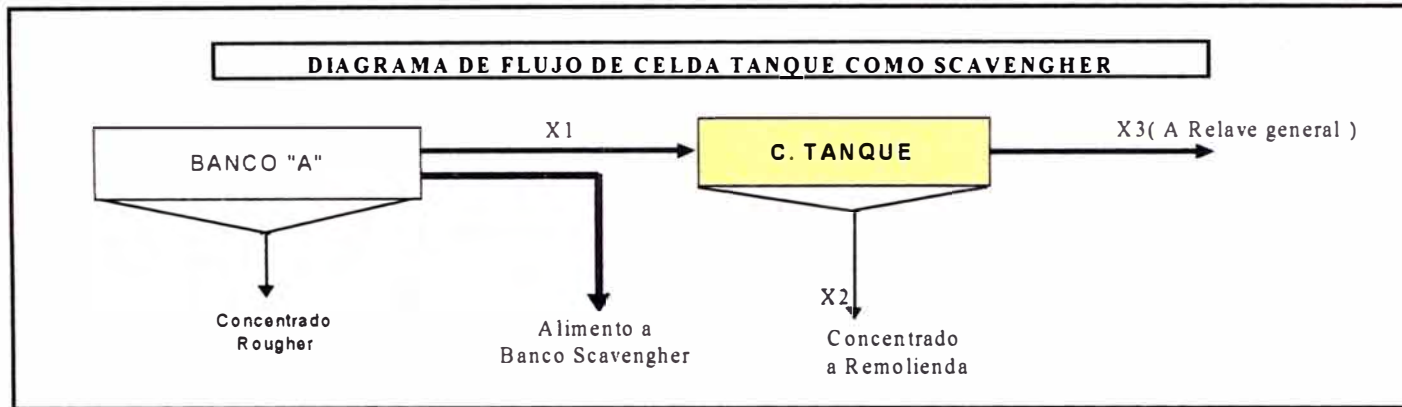
### c) Condiciones de Operación

	Tratam. t/h	Cabeza %Zn	Espuma (cm)	% Abert descar	DOSIFICACION REACTIVOS(g/t)						ENERGIA (KW-h/t)	
					OKT -10			BANCO "A"			OKT	Clean
					Z-11	H-425	CUSO4	Z-11	H-425	CUSO4		
Alimentando a Celda tanque el concentrado Rougher	5,24	57,93	25	30	0	0	0	0	0	0	5,6	22,5

Nota.- No se adicionó reactivos a excepción de cal, simulando las condiciones de trabajo del banco "B".



### III) COMO SCAVENGHER



#### a) Balance Comparativo de Celda OKT-10 con Banco Scavenger ( 30% de flujo )

PRODUCTO	CELDA OKT-10				RECUPERACIO.		Espuma (cm)	BANCO "SCAVENGER"				RECUPERAC	
	%pcso	%Zn	%Fe	%MgO	ZN	FE		%pcso	%Zn	%Fe	%MgO	ZN	FE
	Q = 49.1 pie <sup>3</sup> /min, t(ret) = 7.1 min							Q = 163.5 pie <sup>3</sup> /min, t(ret) = 9.9 min					
CABEZA	100,0	5,07	0,71		100	30,6034	20	100,0	5,11	0,73		100	100
CONCEN.	6,24	<b>49,66</b>	2,04	<b>1,41</b>	<b>61,2</b>	5,5		9,64	<b>44,56</b>	2,77	<b>3,16</b>	<b>84,1</b>	36,6
RELAVE	93,76	2,10			38,8	0,0		90,36	0,90			15,9	0,0
	Q = 49.1 pie <sup>3</sup> /min, t(ret) = 7.1 min							Q = 163.5 pie <sup>3</sup> /min, t(ret) = 9.9 min					
CABEZA	100,0	5,65	0,7		100	30,1724	35						
CONCEN.	5,84	<b>50,76</b>	2,45	<b>1,19</b>	<b>52,5</b>	6,2							
RELAVE	94,16	2,85			47,5	0,0							

#### c) Condiciones de Operación

	Tratam. t/h	Cabeza %Zn	Espuma (cm)	% Abert descart	DOSIFICACION REACTIVOS(g/t)						ENERGIA (KW-h/t)	
					OKT -10			BCO. SCAVENGHER			OKT	Scaven
					Z-11	H-425	CUSO4	Z-11	H-425	CUSO4		
Alimentando a Celda tanque el 30% del Alimento Scavenger	121	5,07	25	25	<b>51,0</b>	3,1	130	38,6	3,6	130	0,72	1,01
	120	5,65	35	25	<b>28,5</b>	3,1	130				0,72	

## **CAPITULO V**

### **EVALUACION DE REACTIVOS DE FLOTACION**

#### **1. INTRODUCCION**

El buen manejo y control de los reactivos desde la preparación hasta la distribución y dosificación de los mismos, reduce el número de variables que el operador de flotación debe manejar para obtener un buen resultado metalúrgico.

Es frecuente que las variaciones en la concentración ó dosificación de un reactivo confundan al flotador y lo orienten a creer que ha ocurrido una variación en la cabeza, la consecuencia es que la corrección del proceso crea más confusión y desestabilización en los circuitos de flotación. Cada reactivo es una variable más en el sistema, el control de concentración y el caudal de los puntos que se dosifiquen optimiza necesariamente el proceso.

Este trabajo se desarrolla a partir del seguimiento diario de las rutinas de preparación y manipuleo de reactivos así como del manejo y control que hacen los flotadores.

#### **2. COMENTARIO**

En un periodo de la flotación se observo alto desplazamiento de plomo en el zinc, esto motivo a utilizar mas cantidad de AR-1404. La preparación de la mezcla se realiza con 1/3 de cilindro de AR-1404 (75Kg), el resto queda igual. Para la adición de Z-11 en la mezcla se contabiliza 2 min. Y 40 seg. Desde el momento de retirar el tapón de Z-11 hasta cerrar el mismo, se ha considerado el tiempo que demora en bajar el Xantato de la tubería.

La preparación del AR-1404 (mezcla) solamente se realizaba en la 2da. Guardia, con la finalidad de mantener un control. El cambio de concentración solamente se realizaba con la autorización del Superintendente.

### 3. CARACTERISTICAS DE LOS REACTIVOS

#### □ **AEROPROMOTER 1404:**

Colector principal en la flotación de Pb, es un ditiofosfato formado de la mezcla del pentasulfuro de fósforo, alcohol etílico e hidróxido de sodio.

En estado puro causa leve irritación a la piel. Debe tenerse cuidado al manipularlo para evitar salpicaduras hacia la vista, en ese caso lavarse con abundante agua por más de 10 min. Y luego recurrir a la posta de salud.

#### □ **XANTATO Z-11:**

Xantato isopropílico de Sodio.

Una mezcla de bisulfuro de carbono, alcohol isopropílico e hidróxido de sodio.

En estado puro tiene pocas propiedades corrosivas y baja toxicidad.

#### □ **ESPUMANTE H-425:**

Es una mezcla de alcoholes de 4 a 7 carbonos, glicoles e hidrocarburos oleaginoso. Tiene mínimas propiedades corrosivas y baja toxicidad. Se usa puro.

#### □ **AERFLOAT AR-1242:**

Colector secundario. Es una sal de amonio soluble en agua producida a partir de un ditiofosfato. En estado puro causa irritación a la piel, debe manipularse con mucho cuidado para evitar salpicaduras a la vista, en este caso proceder como en el primer reactivo.

#### □ **SULFATO DE COBRE(CuSO<sub>4</sub>):**

Es una sal compuesta por una molécula de CuSO<sub>4</sub> y cinco moléculas de agua (sulfato de cobre pentahidratado), tiene 25% de cobre metálico y es completamente soluble en agua.

Causa irritación a los tejidos, lo cual es subsanado si se lava con abundante agua la zona afectada, debe cuidarse el contacto con la vista, de ocurrir proceder a lavarse con abundante agua por más de 10 minutos y luego acudir de inmediato a la posta médica.

□ **QUEBRACHO:**

Extracto de quebracho sulfatado, compuesto básicamente por taninos (ácido tánico), que son sustancias de origen vegetal (roble y abeto).

No tienen propiedades tóxicas ni corrosivas.

□ **CAL:**

Compuesto formado por 80 a 90% de CaO, es anticorrosivo. Se presenta en forma de polvo y es recomendable usar un respirador y lentes durante su manipuleo.

#### **4. PREPARACION DE LOS REACTIVOS:**

a) De la mezcla (AR-1404 + Z-11)

Primero se prepara el Z-11 al 2% (50Kg de Z-11 en 2500 lt de agua), del cual se descargan aproximadamente 860 lt en un depósito de 1100 lt (el tiempo que demora en bajar esta cantidad de Z-11 es de 2 min. 40 seg.); luego se añade el AR-1404 en un volumen aproximado de 56 lt (1/4 de cilindro).

La solución preparada se enrasa con agua hasta los 1100 lt. La mezcla tiene una concentración de 7%. La operación se realiza una vez por día.

b) Del Xantato

Este reactivo se prepara al 2% (50 Kg de Z-11Z EN 2500LT DE AGUA)

La operación se realiza 3 o 4 veces al día.

c) Del sulfato de cobre

Este reactivo se prepara al 2.6% (100 KG DE  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$  en 2500 lt de agua)

La operación se realiza 9 o 10 veces al día.

d) Del quebracho

Se prepara al 0.5% (12.5 Kg en 2500 lt de agua)

La frecuencia de preparación es de 1 vez por día.

e) De la Cal

Se prepara al 7.5% (750 Kg de cal en 10000 lt de agua)



## **5. ALMACENAMIENTO DE LAS SOLUCIONES**

### **a) De la mezcla (AR-1404 + Z-11)**

Se almacena en el mismo tanque donde se produce la mezcla de los 2 reactivos.

Tiene una capacidad de 1100 lt; alcanza para 1 día de operación.

### **b) Del Xantato**

Se almacena en 2 tanques de cemento cuya capacidad total es de 5000 lt. Alcanza para 0.4 día.

### **c) Del sulfato de cobre**

Se almacena en un tanque de cemento de 15000lt de capacidad; alcanza para 4 horas

### **d) Del quebracho**

Se almacena en un tanque de cemento de 2500lt de capacidad; alcanza para 13 horas

### **e) Del Espumante H-425**

Tiene para almacenar en un tanque de 550 lt de capacidad. Por usarse puro solo sirve como caja de pase; alcanza para un día de operación

### **f) De la Cal**

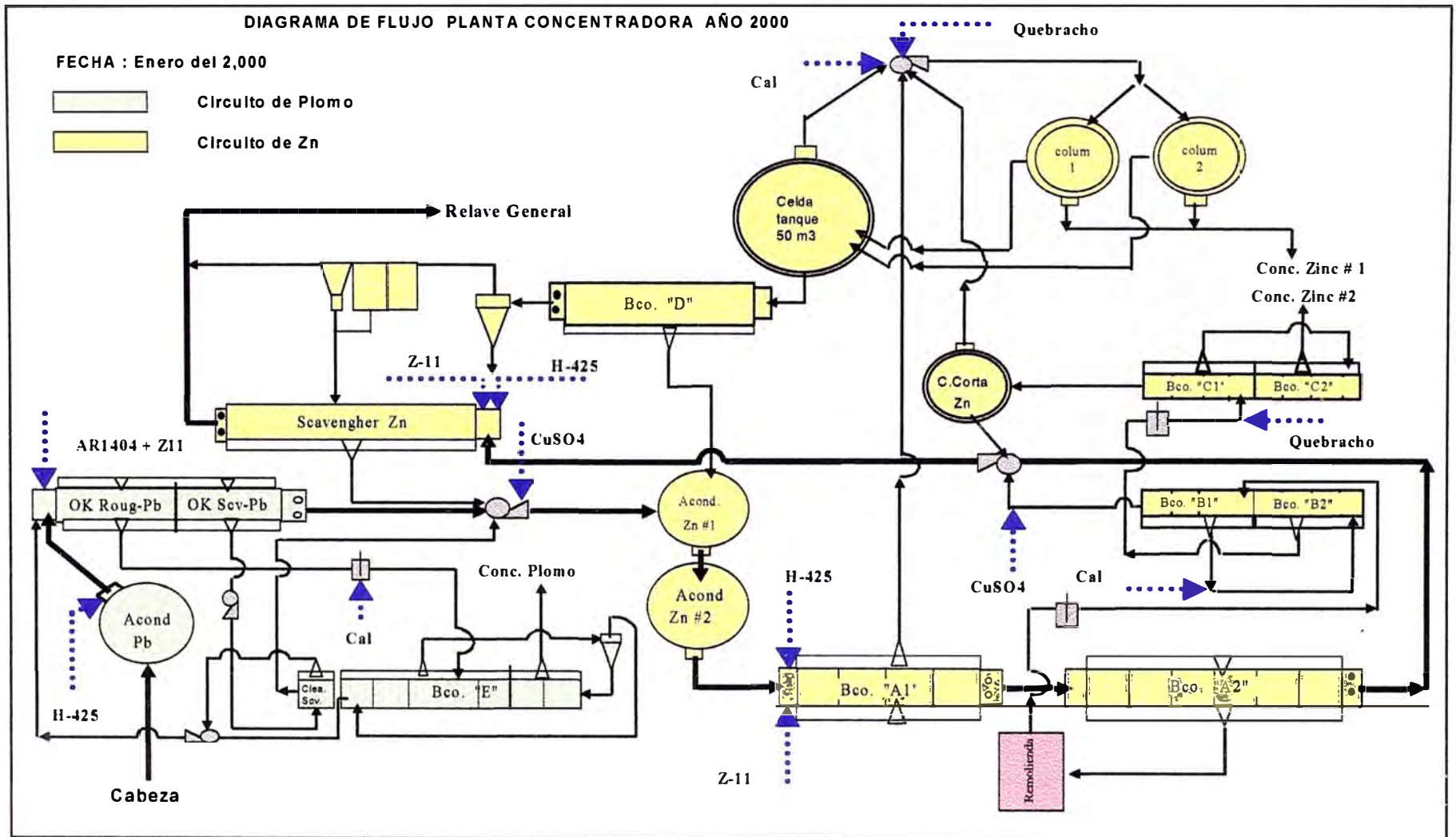
Se almacena en 2 tanques de 14000 lt cada uno (28000 lt de capacidad), alcanza para 1.4 días.

## **6. DOSIFICACION**

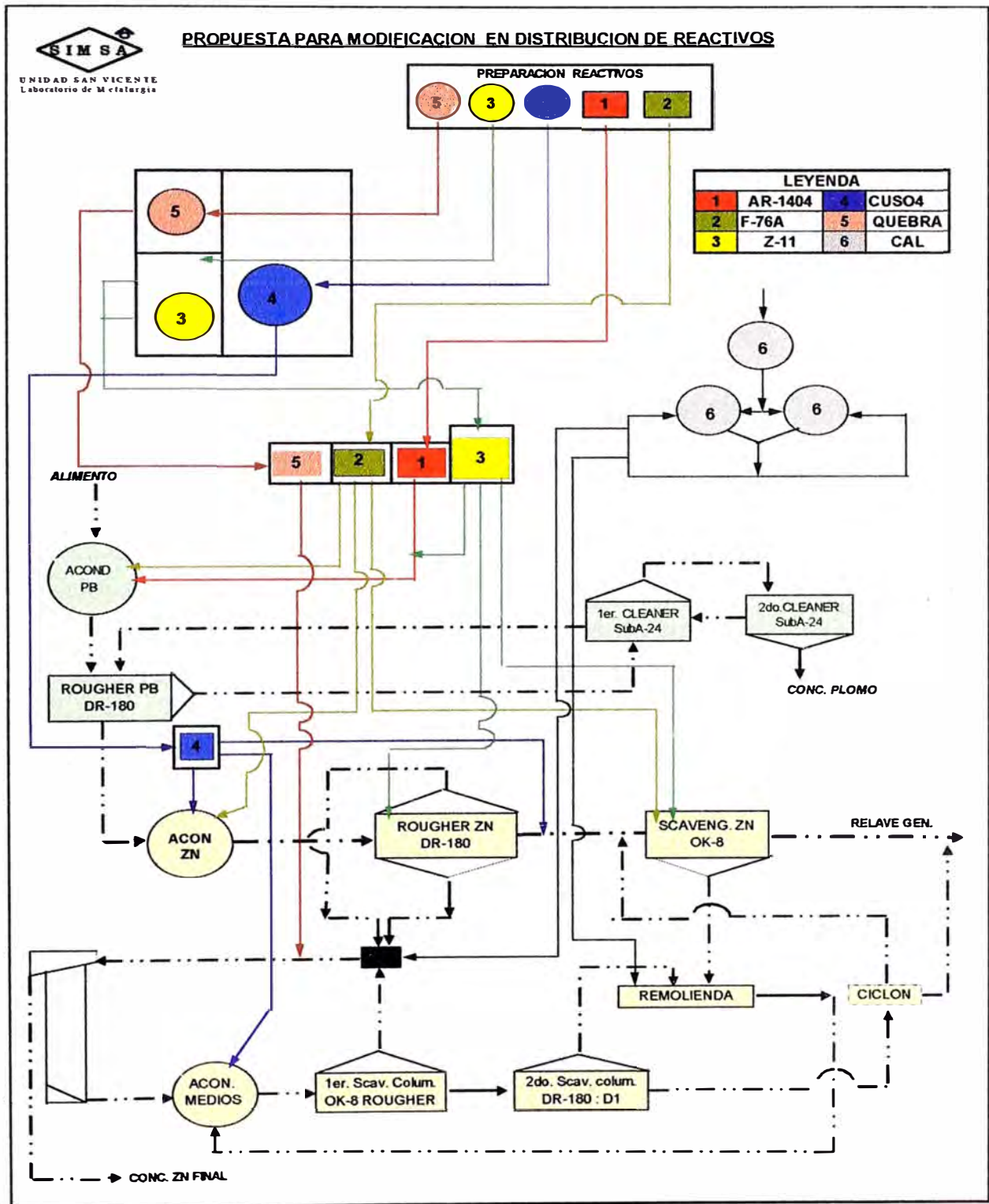
1) La secuencia empieza descargando la solución desde el tanque de almacenamiento hacia los tanques dosificadores por orden del sistema de control, cuando El reactivo llegue al sensor de nivel, este ordena a la válvula del tanque de almacenamiento que cierre, cuando El reactivo esta debajo del sensor de nivel este espera 3 min para ordenar a que la válvula de almacenamiento se abra, de manera que se mantenga siempre una altura de liquido constante en los tanques dosificadores.

2) Aprovechando la altura constante del líquido en los tanques de dosificación, descarga cada reactivo a través de válvula solenoides calculadas para dosificar un rango de flujo determinado. Este rango de flujo es determinado por el usuario en la pantalla magelis, en una próxima etapa, la regulación de los flujos debe ser reportada en la pantalla y manipulada con la ayuda de un software a través de una computadora.

## 7. DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA Y PUNTOS DE ADICION DE LOS REACTIVOS



## 8. ESQUEMA PROPUESTO PARA MODIFICACION EN DISTRIBUCION DE REACTIVOS



## **CAPITULO VI**

### **MITIGACION DEL IMPACTO AMBIENTAL**

#### **1. INTRODUCCIÓN**

Se tuvieron un gran número de Proyectos con la finalidad de mitigar el impacto ambiental en la zona de San Vicente, en esta parte resaltaremos a uno de los más importantes, que sin duda fue, la construcción y puesta en operación de la Cancha de Relaves “La Esperanza”, tanto por su magnitud y costo.

A pesar que la mina utiliza un gran porcentaje de sus relaves como relleno hidráulico en interior mina (75-80% del relave total producido), el almacenamiento del excedente debe hacerse en la superficie. Hasta hace muy poco, se trabajaban en 2 canchas de relaves para almacenamiento provisional. Estas canchas están ubicadas en la margen derecha del río Puntayacu, sobre un substrato de roca arcillosa que no ofrecen las condiciones de estabilidad física para un almacenamiento definitivo de los relaves. Su capacidad era limitada, de 189,000 m<sup>3</sup>, por lo que resultaba importante habilitar una nueva cancha para el almacenamiento definitivo de los relaves que sean generados en el futuro. El impacto de una disposición inadecuada de los relaves sería de magnitud mayor, pues los cursos de agua se verían directamente afectados en proporciones mayores a las actuales.

#### **2. PLAN DE MEDIDAS DE MITIGACION**

El plan de medidas de mitigación se dividió en dos grupos. El primer grupo lo integran el conjunto de medidas de mitigación destinadas al control de los impactos ambientales de magnitud moderada o menor. En este grupo de medidas de mitigación, no se consideran los impactos de magnitud menor cuyo efecto no amerite el desarrollo de ninguna medida de mitigación, por estar la condición actual dentro de los límites máximos permisibles.



El segundo grupo de medidas de mitigación lo integran las que están destinadas al control de los impactos de magnitud mayor. Las medidas de mitigación para el control de los impactos mayores han sido estudiadas con mayor profundidad, por ser ellas en las que se realizó la mayor inversión.

## **2.1. CONTROL DE IMPACTOS MENORES Y MODERADOS**

El control de impactos menores y moderados se basa en una serie de proyectos que tienen como finalidad mejorar los sistemas de tratamiento de residuos, ya sea domésticos o industriales, mejorar los sistemas de protección contra derrames de petróleo, mejorar el sistema de captación de agua de la central térmica, y como último, desarrollar un programa de adecuación y monitoreo ambiental que sirva como apoyo y referencia para evaluar la efectividad de las medidas de mitigación en general.

Las medidas de mitigación que se proponen son las siguientes:

1. Estudio para maximizar la disposición de relave en interior mina
2. Mejora del sistema de drenaje industrial
3. Mejora en el manejo de la chatarra y residuos tóxicos
4. Protección contra derrames de petróleo
5. Mejora en el manejo de residuos domésticos
6. Mejora en el manejo de desagües
7. Educación ambiental
8. Compra de equipo de monitoreo

## **2.2. CONTROL DE IMPACTOS MAYORES**

Los impactos mayores detectados en la evaluación ambiental presentada indican que es importante la mejora de la calidad del drenaje de mina a través de una mejora del sistema de bombeo de relleno hidráulico y el tratamiento del drenaje del túnel Neptuno. El proyecto principal lo constituye el desarrollo de un sistema que asegure una disposición adecuada y definitiva de los relaves, de ello hablaremos en extenso.

1. Mejora del sistema de bombeo de relleno hidráulico
2. Tratamiento del drenaje del túnel Neptuno
3. Cancha para almacenamiento definitivo de relaves
4. Estudio de la geodinámica de la cuenca Puntayacu

### **2.2.1. Cancha para Almacenamiento Definitivo de los Relaves**

El objetivo principal de este proyecto era de lograr implementar un sistema y una infraestructura de manejo de los relaves que ocasione el menor impacto posible sobre la calidad del agua de los ríos, los lechos de los ríos, la flora, la fauna y la topografía propia del área de influencia de la mina San Vicente.

Se realizó trabajo de campo y gabinete con la finalidad de determinar el lugar más apropiado para la construcción de la cancha para el almacenamiento definitivo de los relaves. Una vez seleccionado el lugar para la ubicación de la cancha de relaves, el estudio continuó hasta un nivel de ingeniería básica para el diseño de la cancha y la tubería de conducción.

#### **2.2.1.1. Selección del Area Destinada a la Cancha de Relaves**

Se recomendó la construcción de la presa de relaves en la zona llamada La Esperanza Baja o simplemente La Esperanza. Esta zona ofrece las condiciones de estabilidad y una superficie disponible lo suficientemente grande (37 Has), la distancia de la Planta de tratamiento de San Vicente a esta Cancha es de 8.5 Km.

El 95% del terreno estaba ocupado por áreas agrícolas, dedicadas al cultivo de frutales, sobre todo cítricos. También había algunas viviendas. Los campos estaban cercados por montones de piedras. En general, el terreno era pedregoso; debió ser limpiado para poder trabajar sobre él. El río Tulumayo, en esta altura, ha diluido la turbidez del río Puntayacu aguas arriba.

La idea de establecer allí la cancha de relaves no va contra la situación ambiental, de manera particular. Debe evitarse desestabilizar las laderas al

fondo del terreno, así como evitar que el relave enturbie el agua, lo cual sería grave dada la cercanía con la ciudad de San Ramón.

El riesgo de deslizamiento de relaves será máximo mientras la presa se encuentre en operación. Los movimientos podrían ser suficientemente grandes para ocasionar rotura del dique y vertimiento de relave licuefactado al río. Aún en este caso, hay poco riesgo de pérdidas de vida aguas abajo. Este riesgo es aún menor si se tiene en cuenta que la vida del depósito es de solo 7 años (ó 5 años cuando solo se considera la Presa de Arranque). Una vez que la presa se cierra y la poza ha drenado, la licuefacción del suelo, si ocurre, no causará deslizamiento de los relaves.

#### **2.2.1.2. Diseño de la Cancha de Relaves en La Esperanza**

Esta área se encuentra adyacente aguas arriba de la confluencia de los ríos Yanayacu y Tulumayo. Es una terraza aluvial adyacente al río Tulumayo con una terraza más alta conformada por material coluvial de grano fino.

El examen de las aerofotografías de 1977 indica que no ha habido cambios significativos en el cauce del río Tulumayo durante los últimos 19 años. No obstante, el río Tulumayo es un río grande, y en períodos muy largos, podría variar de cauce impactando seriamente cualquier presa de relaves construida en este lugar. Para reducir este efecto en el corto plazo, se sugirió establecer una zona de alivio de 50 mt. entre el borde frontal de la presa y la orilla del río. Esta zona de alivio permitirá el flujo del río en crecidas inusuales sin necesidad de incrementar significativamente el nivel del agua y su velocidad.

La capacidad inicial mínima de almacenamiento con el dique de arranque es de 800.000 m<sup>3</sup>, es decir 100.000 m<sup>3</sup> por año, a 2.500 tmd.; el dique de arranque fue construido con material de préstamo, su levantamiento con arenas cicloneadas de relaves (método de la Línea Central). El drenaje de agua por medio de torres de decantación que atraviesan el dique y van por medio de tuberías hacia las pozas de monitoreo. La longitud del dique de arranque es

620 mts., con una altura promedio de 11 mts., el ancho de la corona es de 5 mts., el ancho de la base es de 30 mts.

### **2.2.2. Línea de Conducción de Relaves**

La línea de relaves fue tendida a lo largo de la carretera San Vicente-Vítoc, hasta llegar a este pueblo. Desde allí cruza el río Tulumayo soportándose en el puente Vítoc-Santa Ana. Existe otro punto de cruce de quebrada que es el puente Aynamayo antes de la confluencia entre el río Puntayacu y el río Chilpes.

La línea de relaves fue tendida a lo largo de la cuneta de la carretera, excavando una zanja en la misma y protegiéndola con una capa gruesa de arena en la base y otra encima. La tubería enterrada esta señalizada para evitar el tránsito de vehículos sobre ella.

El relave se conduce a través de un tubo de polietileno HDPE de alta densidad de 8260 m de longitud, con una cota de salida de 1402 msnm y cota de llegada de 884 msnm.

El sector de alta pendiente esta conformada entre 21 y 8% con un diámetro de tubería de 12 pulg. En 6050 m., el sector de baja pendiente en 1.5% que cruza un puente de 208 m con tubería de 14".

Se construyeron 13 buzones y 5 túneles para el control y paso de la tubería.

El caudal medio de operación es de 90 l/s (21.7% sólidos) y para las lamas es de 64 l/s (8% sólidos), el caudal máximo será de 112 l/s.

La granulometría del relave total: +m70: 12.0%, -m200: 55.0%

Los finos cicloneados: +m70: 0.9%, -m200: 82.0%

Los gruesos cicloneados: +m70: 34.0%, -m200: 12.4%

A continuación presentamos un cuadro donde se describen los costos en la construcción de la Cancha de Relaves “La Esperanza”:

ITEM	DESCRIPCION	TOTAL (US \$)
I	Tubería de Conducción	679,323,29
II	Presa de Arranque	952,499,41
III	Gastos Varios	
	Derecho Terreno (37 Hrs) + Derecho de Pase (6 Hrs)	200,000,00
	Estudio Golder Associates	20,000,00
	Puente Tulumayo	200,000,00
	Tuneles	100,000,00
	<b>TOTAL COSTO DIRECTO</b>	<b>2,151,822,70</b>
	GASTOS GENERALES FIJOS (0.88%)	18,936,04
	GASTOS GENERALES VARIABLES (15.15%)	326,001,14
	UTILIDAD (5%)	107,591,14
	IINGENIERIA DE DETALLES PUENTES	5,000,00
	<b>SUB TOTAL</b>	<b>2,609,351,01</b>
	IMPUESTO GENERAL A LAS VENTAS	469,683,18
	<b>TOTAL PRESUPUESTO</b>	<b>3,079,034,20</b>



## CAPITULO VII

### CONCLUSIONES GENERALES

#### 1. DEL BALANCE METALURGICO NOVIEMBRE 1997

- Este balance muestra importantes diferencias con los realizados anteriormente (datos históricos), en cuanto a la carga circulante que crece en más de 100%; esto sugiere presencia de mineral empañado (oxidado superficialmente, de zonas de recuperación) de difícil activación, por ello es que ha bajado la recuperación en el banco Rougher tanto en plomo como en zinc.
- La metalurgia del plomo era muy variable, en esos momentos se esperaba tener información más confiable con el equipo de Absorción Atómica, que estaba siendo instalada.
- De este estudio y pruebas complementarias se deduce el importante rol que cumple el banco 1er Recleaner de Zn, este banco refleja el comportamiento de todo el circuito y las variaciones que en ella se introducen tienen efecto en la selectividad del proceso.
- La alta circulación de medios a través de los bancos de Recleaner se explica por el alza de carga circulante proveniente del relave de las columnas. Considerando la necesidad de mantener un alto grado del concentrado, esto puede ser hasta conveniente (hay capacidad de celdas), pero, debemos evitar las pérdidas por el ciclón debido a las fuertes fluctuaciones que sufre constantemente el proceso debido a las variaciones de cabeza y variaciones de la granulometría de alimento por trabajar con continuas segregaciones del mineral de tolvas hacia molinos.
- Para prevenir pérdidas a través del overflow del ciclón abierto (que clasifica el relave de los medios), se sugirió hacer una doble clasificación instalando otro ciclón en serie con el actual, ello con la finalidad de deslamar.

- Es de alta prioridad, para apoyar las Operaciones, que el Analizador de Flujo “Courier” esté operativo; las fluctuaciones del tipo de mineral eran considerables, era difícil que los flotadores pudieran ver tantos cambios con solamente el plateo.

## **2. DEL BALANCE METALURGICO DE ENERO 1999**

- Metalúrgicamente es posible entregar un concentrado de Zn de alta calidad con recuperaciones de hasta 94% desde sulfuros, sin embargo a este nivel el % de MgO varía entre 0.40 y 0.48%.
- La recuperación de MgO en el concentrado de zinc es muy baja, varía entre 0.2 y 0.3% del MgO total alimentado a flotación, esto no es posible apreciar operacionalmente.
- Se confirma la poca capacidad del banco Rougher de Zinc, reporta bajo el tiempo de residencia (5.6 min).
- El circuito cleaner convencional trabaja con el concentrado rougher Zn no remolido, sin embargo entrega un producto final alrededor de 63.0% Zn y 0.030%. Este circuito aporta el 20% de la producción y es muy susceptibles de desmejorar sea por exceso de carga, atoros ó problemas mecánicos que deben cuidarse.
- Se confirma que la calidad del concentrado que entregan las columnas depende en buena medida de la calidad del concentrado del 1er. Cleaner-Scavenger (OK-8). La ley recomendada de este producto está entre 56 a 58% dependiendo de la cabeza general. Debajo de estos valores el resultado final es un concentrado debajo de 62% Zn.
- De los balances de distribución y recuperación por mallas se deduce que el proceso necesita afinar tanto la calidad como la recuperación en el tamaño de partículas debajo de -m400 especialmente.

### 3. DEL BALANCE METALURGICO DE JUNIO 1999

- La presencia de mineral oxidado desmejoró la Eficiencia del proceso, pero actualmente viene en ascenso. La mejora de calidad de concentrado es evidente por los reportes de lotes despachados alrededor de 62.3%, la recuperación total actual es comparativamente mayor en 1% que a comienzos del año 99.
- La capacidad del circuito sigue siendo la gran limitante para mejorar la performance metalúrgica especialmente en el banco Rougher de Zn.
- Los estudios de optimización y control en la molienda están ayudando a mejorar el producto de alimento a flotación, entregando al proceso un mineral con grado de liberación apropiado y con poca variación en la granulometría.
- Los bancos "B" y "C" captan ahora todo el concentrado Rougher y entregan un concentrado final alrededor de 63% con menos de 0.35% de MgO.

### 4. DEL PILOTAJE DE LA CELDA TANQUE RCS-5 SVEDALA FIMA

- La celda RCS-5 como Rougher de Zn reporta en Recuperación 5% menos que el banco convencional. Esta información debe usarse para seleccionar adecuadamente el tamaño de la celda que nos permita ampliar el banco Rougher de Zn hasta un tiempo de retención de 10 min como se tiene previsto en los objetivos del próximo año. Con la calidad no hay problema ya que los resultados son similares. La ventaja más importante es el ahorro de energía, mantenimiento y espacio disponible para su operación. Se puede ahorrar el 50% de energía de un banco convencional.
- Como 1er. Cleaner de Zn es muy destacable que tanto en recuperación como calidad tenga argumentos similares al banco convencional. Los resultados dependen más de otras variables del proceso, que del equipo. A pesar que el banco es de 400 pies<sup>3</sup> y la Celda tanque solo tiene 180 pies<sup>3</sup>.

- Como Rougher de Pb se encuentra una gran deficiencia para entregar concentrados limpios, la calidad tiene una diferencia de 10% que hacen pensar que hay parámetros de operación de la celda que deben optimizarse. En cuanto a la Recuperación se observa un comportamiento similar al observado como Rougher de Zn, recupera alrededor de 5% menos que el banco convencional.

## **5. DEL PILOTAJE DE LA CELDA TANQUE OKT - 10 OUTOKUMPU**

- La etapa Rougher actual tiene un tiempo de retención de 6.6 min., pero requiere de 11.5 min. para obtener 80% de recuperación de zn, lo cual se consigue con un volumen adicional de 700 pies<sup>3</sup> (equivalente a 2 celdas okt-10).
- En la etapa Rougher no parece recomendable cambiar un banco convencional por una celda tanque. Sin embargo para propósitos de ampliación son convenientes como 1er. Rougher.
- La mayor ventaja que proporciona estos equipos en el ahorro de energía que puede ser 40% menos que el convencional.
- Como 1er. Cleaner da buenos resultados, sin embargo no es aplicable a nuestro caso porque es poco selectivo; nuestro concentrado debe tener el mínimo de insolubles (0.40%) y ello implica mas de 3 etapas de limpieza lo cual no sería económico.
- En la etapa Scavenger tampoco puede reemplazar a un banco convencional; es conveniente su aplicación como 1er. Scavenger.

## **6. DEL SISTEMA DE DOSIFICACION DE REACTIVOS DE FLOTACION**

- El sistema de reactivos presento fallas en la configuración del PLC y el terminal de operaciones "MAGELIS", que luego fue resuelto oportunamente, operando normalmente, este sistema es flexible por la facilidad de su mantenimiento y limpieza.
- Los filtros instalados en la salida de los tanques de almacenamiento, evitan atoros en la tubería, cualquier elemento extraño queda retenido en estos filtros, para su evacuación simplemente se retira los filtros y se lava.
- El sistema de control con PLC permite dosificar con precisión y seguridad, el sistema de seguridad advertirá al usuario la falta de reactivo en los tanques de dosificación, se mejoro el sistema de alarma para que el operador pueda revisar oportunamente la falta de algún reactivo en el tanque de dosificación y/o almacenamiento.
- La implementación esta diseñada para evitar todo tipo de desperdicio de reactivo.
- El buen manejo y control de los reactivos por los supervisores y flotadores permitirá obtener buenos resultados metalúrgicos, puestos que los reactivos es una de las variables importantes en el proceso de flotación.



## BIBLIOGRAFIA

1. - Memorándum Interno Planta Concentradora N° LM-04-00, Evaluación de Reactivos Concentradora SIMSA.  
Fecha: 30 Enero de 2000.
2. - Memorándum Interno Planta Concentradora N° LM-12-99, Balance Metalúrgico Planta Concentradora SIMSA  
Fecha: 12 Julio de 1999.
3. - Cotización N° 114/99FL, Outokumpu  
Fecha: 24 Mayo de 1999.
4. - Fax Interno de Fima GT-127-99, Celda de Flotación Svedala RCS-50  
Fecha: 22 Abril de 1999.
5. - Memorándum Interno Planta Concentradora N° LM-18-98, Balance Metalúrgico Planta Concentradora SIMSA  
Fecha: 10 Marzo de 1999.
6. - Memorándum Interno Planta Concentradora N° LM-24-98, Pilotaje en Flotación con Celda Tanque RCS-5 Svedala Fima  
Fecha: 01 Diciembre de 1998.
7. - Memorándum Interno Planta Concentradora N° LM-21-98, Pilotaje en Flotación con Celda Tanque OKT-10 Outokumpu.  
Fecha: 07 Agosto de 1998.
8. - Programa de Adecuación del Medio Ambiente en SIMSA (PAMA-SIMSA)  
Fecha: 26 Diciembre de 1997.
9. - Informe de Práctica Pre-Profesional en SIMSA, Wilfredo Cusihuaman P.  
Fecha: 26 Marzo de 1997.

10.- Curso de Diseño de Experimentos PA-734, Ing°. Santiago Valverde

Fecha: Ciclo 1993-I.

11.- Ingeniería Metalúrgica-Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales- Ivan

Quiroz Nuñez.

12.- Unit Operations in Mineral Processing, Chia A. Juan y Chia A. Luis. Traductores

de John M. Currie.