

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA



Planta Agua de Mina
LIX-SX-EW

INFORME DE INGENIERIA

Para optar el Título Profesional de:
INGENIERO METALURGISTA

JAIME NARCISO TERREROS LOPEZ

LIMA - PERU
1999

INDICE

	Pag.
1.0 INTRODUCCION.....	1
2.0 HISTORIA.....	2
3.0 PROPIEDAD Y UBICACION GEOGRAFICA	3
4.0 CONSTRUCCION DE LA PLANTA AGUA DE MINA.....	5
5.0 NATURALEZA Y CLASE DE ENERGIA.....	7
6.0 INSTALACIONES DE AGUA POTABLE E INDUSTRIAL.....	7
7.0 ESPECIFICACIONES DEL EFLUENTE (COLAS A YANAMATE).....	7
8.0 PRINCIPALES EQUIPOS E INSTRUMENTOS.....	8
9.0 INSTALACIONES PRINCIPALES - AUXILIARES-COMPLEMENTARIAS.....	12
10.0 PERSONAL.....	13
11.0 SEGURIDAD.....	13
12.0 DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS METALURGICOS:	
A.- LIXIVIACION MINA - SUPERFICIE: (LIX).....	14
1. . La Lixiviación en la Mina	14
2. - Orígenes de las Aguas Acidas.....	15
3. - Sistema de Bombeo de las Aguas Acidas de la Mina.....	15.
3.1. - Sistema de Bombeo de la Mina.	
3.2. - Sistema de Bombeo en la Superficie.	
4.- Especificaciones Técnicas de Lixiviación.....	17
5. - Lixiviación en Superficie.....	17
B.- PLANTA DE EXTRACION POR SOLVENTES: (SX).....	18
1. - Antecedentes.....	18
2. - Breve descripción del Proceso.....	18
3. - Especificaciones Técnicas de Diseño de Planta.....	19
4. - Unidades de extracción - reextracción, Fases y Propiedades.....	19
5. - Fundamentos Teóricos de La Extracción por Solventes.....	20
6. - Parámetros principales de Control en la Extracción.....	21

7. - Parámetros principales de Control en la Re- extracción.....	25
8. - Procedimientos Normales de un Arranque de Planta.....	26
9. - Procedimientos Normales de una Parada de Planta.....	27
10. - Procedimientos de una Parada intempestiva de la Planta.....	28
11. - Balance de Cobre de la Planta.....	29
C. -PLANTA DE ELECTRODEPOSICION: (EW).....	30
1. - Breve descripción del Proceso.....	30
2. - Especificaciones Técnicas de Diseño de Planta.....	30
3. - Celdas electrolíticas: Celdas Comerciales- Celdas iniciales.....	30
4. - Fundamentos Teóricos de la Electrodeposición de Cobre.....	32
5. - Operaciones Básicas en las Celdas Electrolíticas.....	33
1. - Stripping de las Celdas Iniciales.....	33
2. - Preparación de las Láminas de Arranque.....	34
3. - Cosecha de Cátodos Comerciales.....	35
4. - La Producción de Cátodos Decoperizados.....	36
5. - Controles Principales en las Celdas Electrolíticas.....	37
6. - Programación de la Cosecha de Cátodos Comerciales.....	39
7. - Programación de la Cosecha de Láminas Iniciales.....	40
13.0 TRABAJOS REALIZADOS EN LA PLANTA.....	41
1. Trabajos para mejorar la Calidad del Cátodo.....	41
2. Decoperización Electrolítica de soluciones de Purificación en la planta.....	45
3. Extracción de cobre con el Reactivo M-5640.....	47
4. Pruebas de extracción por SX para Zinc - Reactivo Depha.....	48
14.0 LABORATORIO METALURGICO.....	49
1. -Análisis Físicos.....	49
2. - Análisis Químicos.....	49
3. - Parámetros de la Extracción por Solventes.....	49
4. - Monitoreo: Control Ambiental.....	50
5.- Análisis Químicos Realizados.....	50
a.-Determinación del Acido Libre.....	50
b.-Determinación del Cobre Electrolito.....	50
c.-Determinación del Fierro Total.....	50
d.-Determinación del Fierro Ferroso.....	51
15.0-PARAMETROS PRINCIPALES EN SX.....	51
1.-Funcionalidad con respecto al pH.....	51
2.-Selectividad.....	52
3.-Análisis de Cobre en el Orgánico.....	52
4.-La Capacidad de Carga del Orgánico.....	53

5.-Cinética de Extracción.....	53
6.-Cinética de Re-extracción.....	54
16.0 CONTROL AMBIENTAL EN CERRO DE PASCO	55
1.-Antecedentes.....	55
2.-Orígenes de aguas ácidas.....	55
3.-Cantidad y calidad de las aguas ácidas.....	56
4.-Control de las aguas en la mina y superficie.....	56
5.-Impacto sobre el medio físico.....	57
6.-Impacto sobre el medio biológico.....	57
7.-Impacto sobre el medio económico.....	57
8.-Recomendaciones.....	57
9.-Monitoreo de Efluentes Líquidos de Cerro de Pasco.....	58
1.-Introducción.....	58
2.-Objetivos.....	58
3.-Estaciones de Monitoreo.....	59
4.-Fichas de Identificación de los puntos de control.....	59
17.0 CUADROS Y FIGURAS	62
18.0 OBSERVACIONES DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS.....	63
1.-Causas de la baja Producción de Cobre.....	63
19.0 CONCLUSIONES-.....	63
20.0 BIBLIOGRAFÍA.....	65

*El presente trabajo es dedicado
a la memoria de mis amados padres
Heraclio y Teófila por todo su amor.*

*A mis hermanos por
los recuerdos compartidos.*

*A mi amada esposa Magdalena
por su amor y la vida a compartir.*

*Finalmente a mi hijo Marino Jaime
proyección de mi vida.*

Cariñosamente

Jaime Terreros López

... y a Nachin.

PLANTA AGUA DE MINA L-SX-EW

1.0 INTRODUCCIÓN.

Uno de los problema más notables generados por la industria minera que está afectando al medio ambiente, está relacionado con la generación y drenaje de aguas ácidas (acid drainage). Muchos depósitos de minerales económicos contienen sulfuros, (mineral y ganga), producto de la explotación minera.

Cuando éstos minerales sulfurosos particularmente la pirita y la pirita magnética, son expuestos al oxígeno y al agua, se oxida casi inmediatamente. El desagüe ácido puede contener altas concentraciones de sulfatos y metales ferrosos, con altas concentraciones de metales básicos (plomo, cobre, níquel, zinc o plata), presentando valores de pH menores de 7,0. En ausencia de materiales calcáreos, las reacciones químicas iniciales producen ácido y liberarán metales pesados, que anteriormente contaminaban la cuenca del río San Juan.

Las filtraciones naturales ácidas de la mina Cerro de Pasco datan desde el inicio de las operaciones mineras

Con la finalidad de controlar la generación de aguas ácidas, producto de la explotación minera, y de la acumulación de materiales piríticos en los stock piles, siguiendo las normas de control ambiental y tratando de recuperar los metales en solución , especialmente el cobre y la plata, CENTROMIN PERÚ S.A. ha construido la Planta de Extracción por Solventes y Electrodeposición (Planta SX-EW), como parte de la ejecución de sus proyectos de expansión, modernización minero-metalúrgica y adecuación al medio ambiente.

REFERENCIA.

REF. : LEY GENERAL DE MINERÍA : Decreto Legislativo N° 109 ,
Capítulo IV "Procedimiento para Concesión de Beneficio y Refinación"
"Art. 233.

2.0 HISTORIA.

Desde el comienzo del siglo XX hasta el año 1963 la mina de Cerro de Pasco se dedicaba a la explotación y beneficio de minerales de plata y cobre, pasando luego a explotarse minerales de plomo, zinc y plata, hasta la fecha. La recuperación de cobre y plata por el proceso de lixiviación tiene el siguiente registro cronológico:

- 1935 Inicio de la lixiviación de las filtraciones naturales en la recuperación de cemento cobre, mediante la precipitación con chatarra de fierro en las cunetas de la mina subsuelo en el nivel 1400-Excelsior y la descarga de colas fue hacia Quiulacocha, la cual a su vez descargaba al río Mantaro vía río San Juan.
- 1963 Las operaciones se centralizan en superficie, para producir cemento de cobre en mayor escala
- 1967 Construcción de la Planta Excelsior para recuperación de cemento de cobre.
- 1968 Construcción de la Planta Garacalón para recuperación de cemento de cobre.
- 1977 Inicio de la ejecución del proyecto de construcción de la Planta Agua de Mina por la Cía. Holmes and Narver Inc.
- 1980 Paralización de la operación de las Plantas Excelsior y Garacalón, por la construcción de la planta SX-EW.
- 1981 Inicio de las operaciones de la planta Agua de Mina con una capacidad de 3200 gpm , por fallas en el trafo-rectificador de celdas comerciales la planta tuvo que pararse (24-07-81).
- 1982 Reinicio de las operaciones en forma continua de la Planta Agua de Mina (08-01-82).
- 1981-82 Reinicio temporal de la cementación con fierro en las plantas de Excelsior y Garacalón, las colas se descargaron al río Mantaro porque no hubo autorización del Ministerio de Energía y Minas para el bombeo de efluentes hacia Yanamate (por parada Planta SX-EW)
- 1990 Paralización de las operaciones de producción de Cemento de cobre y plata , por generar soluciones corrosivas y contaminantes
- 1991 Se reinicia producción de cemento de cobre utilizando como lixiviante las soluciones barren de la mina sub-suelo

Actualmente, las soluciones impregnadas de cobre, provenientes de la lixiviación de la mina, se viene enviando a la planta SX-EW.

3.0 PROPIEDAD Y UBICACIÓN.

Entre los principales datos sobre su ubicación y propiedad:

Propiedad:	Empresa Minera del Centro del Perú S.A. (Centromín Perú)
Administración:	Unidad de Negocios Cerro de Pasco (Centromín Perú)
Propiedad del área	Ex hacienda Paría, ahora propiedad de Centromín Perú.
Área de las Instalaciones de la Planta:	4 312 m ²

Ubicación Geográfica

Paraje	A 3.5 Km. al Sur Oeste de la Plaza de Armas de la ciudad de Cerro de Pasco, en el margen izquierdo de la carretera que se dirige a poblado de Rancas.
Distrito	Simón Bolívar
Provincia	Pasco
Departamento	Pasco
Región	Andrés Bello

Coordenadas UTM

Norte	7229381
Este	317059
Altura	3 412 m.s.n.m.

Geográficamente se localiza en las estribaciones occidentales de la Cordillera Central, de la Sierra Central del Perú.

Cerro de Pasco es accesible de la ciudad de Lima por carretera y ferrocarril.

Vías de Acceso.

VÍAS	TRAMO	DISTANCIA Km.	TIPO	CONDICIONES
CARRETERA	A. Lima - La Oroya.	179	Asfaltada	Muy Buena
	La Oroya - C. de Pasco	127	Asfaltada	Regular
	B. Lima - Canta - C. de Pasco	410	Afirmada	Mala
FERROCARRIL	Lima - La Oroya	208	Línea Férrea	Buenas
	La Oroya - C. de Pasco	132	Línea Férrea	Buenas

El Ferrocarril, se utiliza solamente para el servicio de carga entre La Oroya y Lima.

La Planta de Agua de Mina se encuentra emplazada en una zona de topografía moderada, de suave relieve, rodeadas de colinas; distinguiéndose pequeñas áreas de depresión donde se han establecido asentamientos poblacionales. Las laderas de las colinas presentan pendientes moderadas. en esta zona se originan las quebradas que van a desembocar al río San Juan.

Clima.

Está definido por los siguientes parámetros:

Estaciones: Época lluviosa (Enero, Febrero y Marzo) predominando las lluvias y nieve. Época seca (resto del año) . Presión barométrica es 451,5 mmHg. Temperatura ambiental varía de 0 °C a 13 °C, la humedad relativa entre 53% a 100%. Las precipitaciones pluviales varían según la estación entre 32 mm y 234 mm, el promedio de evaporación es de 1100 mm/año y la velocidad promedio de los vientos es de 1.4 Km./h con dirección S-N.

PLANTA AGUA DE MINA L-SX-EW

4.0 CONSTRUCCIÓN DE LA PLANTA.

La ejecución del proyecto se desarrolla desde el 26 de Mayo de 1977 al 30 de Octubre de 1980. La construcción de la Planta fué encargada a la compañía Holmes and Narver Inc. De los Angeles, California USA, a su vez ésta se asocia con la compañía Graña y Montero del Perú, para prestar los servicios correspondientes.

El siguiente es un cronograma de las principales actividades hasta alcanzar los niveles de producción actuales.

- Setiembre 1980 Concluye montaje de la sección de Extracción por Solventes y de la Sección de Electrodeposición.
- Octubre 1980: Implementación de servicios como energía, eléctrica, agua industrial y prueba en vacío del equipo electromecánico.
- Febrero 1981: Prueba en operación discontinua de los circuitos de Lixiviación (LIX) , Extracción por Solventes (SX) y Electrodeposición (EW) con descarga de efluentes ácidos ferrosos a la Laguna de Quiulacocha.
- Marzo 1981: Centromin Perú S.A. a través de su División de Propiedades gestiona la autorización para el arranque de la Planta
- Abril 1981: Pruebas continuas preliminares del sistema LIX-SX-EW.
- Mayo 1981: Arranque de Planta con operación continua
- Junio 1981: Entrega de Planta SX-EW, por la Gerencia de Ejecución de Proyectos a la División de Operaciones (Centromín Perú)
- Julio 1981: Planta fuera de operación debido a falla en los transformadores-rectificadores de celdas comerciales y celdas iniciales EW.
- Agosto 1981: Inauguración oficial de la Planta SX-EW (27-Agosto-1981)
- Setiemb. 1981 Se declara de necesidad y utilidad pública el uso de las lagunas de Yanamate, Huaigacocha y Ribereñas para depositar efluentes acido-ferrosas de la Planta SX-EW (cota inicial de la laguna de Yanamate : 4 344.531 m.s.n.m.)
- Enero 1982: Reinicio de operaciones y procesos SX-EW y cancelación de los antiguos procesos de recuperación

- por cementación.
- Febrero 1982: Inicio de bombeo de efluentes a la laguna de Yanamate.
- Marzo 1986 Inundación de la Mina de Cerro de Pasco, el sistema de bombeo de la Planta fué reinstalado de emergencia en la mina para el drenaje de las aguas de mina (barren) durante este periodo se descargaron los efluentes de la mina al río Mantaro, se rinició el bombeo hacia Yanamate a fines de 1986.
- Mayo 1987 El nivel del espejo de la laguna de Yanamate alcanzó su nivel mas alto (4 357.219 m.s.n.m.) esto obligó a la Empresa a construir una represa en la zona perimétrica de Yanamate , para evitar la contaminacion de las lagunas de Cuchis, se restringió la descarga a Yanamate a 2000 gpm, descargándose el excedente al río SanJuan.
- Mayo 1987 Se dió inicio a la aplicación industrial de la lixiviación ácido -clorurante en la planta de Garacalzon para la recuperación de plata de las piritas. Las colas fueron descargadas a Quiulacocha porque el acero inoxidable de las bombas y tuberías fueron rápidamente corroídos por las soluciones ácidas en medio cloruro. En abril 1991 este proceso fué cancelado por la imposibilidad técnica y económica del manejo y control de sus efluentes.
- Junio 1987 Descenso de la laguna de Yanamate, este comportamiento anormal fué investigado por el Departamento de Asuntos Ambientales con el apoyo de consultores nacionales y extranjeros.
- Junio 1987 Se desactivó la Lixiviación de cobre en botaderos de Pampa seca para la producción de cátodos de cobre debido a los altos contenidos de fierro y ácido para el proceso SX-EW.
- Enero 1989 Se incrementó la capacidad de bombeo de soluciones de cobre de la mina de 1 800 gl/min a 3 200 gl/min.
- Mayo 1991 Se cortó la recirculacion a la Mina para dar paso al bombeo de colas de lixiviación de Plata.
- Abril 1994 Parada de planta para dar paso a la limpieza de las pozas de barren de los niveles 1200 y 2100. Asimismo la construcción del sedimentador de Garacalzon instalación de bombas y tuberías de polietileno para la captación de todas las soluciones a Yanamate.
- Octubre 1995 Repotenciamiento del sistema de bombeo de todas las aguas ácido-ferrosas (barren), colas de cementación y Planta SX-EW al depósito de Yanamate.
- Junio 1996 Parada definitiva de la planta de cementación de cobre por Control Ambiental.
- Setiemb. 1997 Bombeo de las filtraciones naturales y de lluvias de los stocks piles de piritas hacia la mina para su neutralización de contenidos de fierro y ácido, incrementándose la producción de cátodos de cobre.

5.- NATURALEZA Y CLASE DE ENERGÍA

El circuito de L- SX-EW es atendido por el sistema interconectado de energía eléctrica de Centromin Perú S.A.

Las derivaciones se toman de las líneas principales de alta tensión:

- a.- 138 KV de la hidroeléctrica de Yaupi, que llega a la subestación Paragsha mediante dos líneas de 50 KV y 12 KV alimentando a las respectivas subestaciones de los niveles 1200 y 1800 con 12 KV cada uno a las subestaciones Excelsior y otras.
- b.- 50 KV de la hidroeléctrica de Malpaso con derivaciones de 12 KV y 2.3. KV para las subestaciones de Mina y Planta SX-EW.

El mayor porcentaje de energía es empleado en el transporte de soluciones.

En la sección de Electrodeposición, el proceso se efectúa con corriente eléctrica continua:

- Rectificador de Celdas Electrolíticas Comerciales con 4,16 KV en corriente alterna y 120 V. en corriente DC con 23 KA.
- Rectificador de Celdas Electrolíticas Iniciales con 4,16 KV en corriente alterna de 15 V con 19 KA en corriente DC.

6.- INSTALACIONES DE AGUA POTABLE E INDUSTRIAL

Las aguas potable e industrial utilizadas en la Planta se bombea desde el río Yurajhuanca, ubicado a una distancia de aproximadamente 7 km de la Planta.

Estas aguas se almacenan en un tanque de concreto con una capacidad de 250,000 gl. Las aguas para consumo humano son sometidas previamente a un proceso de clorinación.

7.- ESPECIFICACIONES DEL EFLUENTE A YANAMATE.

En las operaciones de Planta de Agua de Mina se producen un raffinato (colas) como producto del proceso de la extracción de solventes y electrodeposición de cobre, las que son bombeadas hacia la laguna de Yanamate, con las siguientes características:

Área	Flujo	pH	Cu	Fe	Zn	Pb	As	CN	T.S.S	Depósito
	gpm.		gpl	gpl	gpl	gpl	gpl	gpl	ppm	
SX-EW	1800	1,3	0,08	7,80	0,35	0,70	0,03	Tr.	40	Yanamate

Como reservorio de los efluentes se está utilizando la cuenca de Yanamate que se caracteriza por ser ciega y estar asentada en una área eminentemente calcárea (caliza Shuco), que facilitará el sellado e impermeabilización de los basamentos por la precipitación del hidróxido férrico, evitando así la posibilidad de filtraciones.

Centromín Perú S.A. a través de sus departamentos de Seguridad, Ingeniería, Geología y Control de Calidad está controlando la percolación, niveles y cursos de agua, a la vez que se proyecta como último recurso la construcción de una Planta de Post-Neutralización para neutralizar las colas ácidas antes de ser descargadas en el río San Juan.

El bombeo de las colas se efectúa utilizando 3 bombas de 3 200 gpm, 500 HP y 100 m de cabeza, a través de tuberías de acero inoxidable 316 L y polietileno de 14" Ø cuya longitud alcanza los 2,95 km.

8.0 PRINCIPALES EQUIPOS E INSTRUMENTOS

Lixiviación Mina

- * **Estación de bombeo nivel 2100:** bombas, 2 600 gpm , 800 HP para barren
- * **Estación de bombeo nivel 1400:** bombas, 850 gpm, 75 HP para soluciones impregnadas.
- * **Estación de bombeo nivel 1200:** bombas, 1 400 gpm, 800 HP
- * **Water Rise :** para barren Ø 27" con revestimiento de madera de pino del nivel 2 100 a superficie.
- * **Columnas:** con revestimiento de jebe de Ø 10" del nivel 1 200 a superficie para soluciones impregnadas.
- * **Reservorio Nivel 2100:** para soluciones barren y cobre con capacidad para 8 días, pozas naturales encajonadas por mineral.
- * **Reservorio Nivel 1200 :** con capacidad de 8 horas para barren y cobre, luego de pozas naturales formadas por paredes de mineral impermeable.
- * **Red de irrigación lixiviación :** Líneas PVC 8"Ø 6"Ø, 4"Ø y mangueras de polietileno de 2"Ø.
- * **Sub-estación Nivel 1800:** transformador de 12 KA/2,3 KV. Para bombas del nivel 2 100 alimentación desde Paragsha.

- * **Sub-estación Nivel 1200**, transformador de 12 KV/2,3 KV. Para bombas del nivel 1 400 y 1200 (2 subestaciones) alimentación desde Paragsha.
- * **Sub-estación Excélsior** :12 KV/2,3 KV para alimentación a mina por Excélsior
- * **Wincha Excélsior**: de superficie al nivel 1 200 para personal y movimiento de materiales.

Lixiviación superficie

- * **Sub-estación Excélsior**: 12 KV/2,3 KV para bombas Boca mina Garacalzón.
- * **Sub-estación Garacalzón**: 4,16 KV/ 0,44 KV para bombeo de soluciones impregnadas de cobre.
- * **Estación de bombeo Garacalzón Nuevo** : 3 bombas, 3 200 gpm, HP 325.
- * **Estación de bombeo Garacalzón antiguo**: 3 bombas, 2 000 gpm, HP 350.
- * **Reservorio**: Sedimentador Boca de Mina, 120 000 gl. Para solución barren, concreto reforzado, revestimiento de plomo.
- * **Reservorio**: Hanancocha, 1 300 000 gl para lixivante.
- * **Reservorio Garacalzón** : 1 200 000 gl para impregnado de cobre.
- * **Caja de mezclado**: Garacalzón nuevo de concreto reforzado, con revestimiento de plomo 120 000 gl .
- * **Tuberías**: de polietileno 12"Ø para soluciones de mina y superficie.
- * **Tuberías** :de inoxidable 12"Ø para alimentación de soluciones de Planta SX-EW.

Sección Extracción por Solventes

- . **Tanques de Cosecha(2)** : Tanques de concreto –forrado con plomo de 142 800 gl de capacidad-tanque.
- * **Mezcladores-sedimentadores de Extracción**, (6): M. Principal: 2.8mx2.6mx0.26m ; M. Auxiliar. 5.6mx2.6mx2.26m Sedimentador de : 13.0mx13.7mx0.45m
- * Concreto con forro de acero 316-L
- * **Mezcladores-sedimentadores de Re-xtracción**, (4): M. Principal: 2.5mx2.6mx0.30m ; M. Auxiliar. 8.8mx2.6mx2.30m Sedimentador de : 13.6mx13.4mx0.50m
- * Concreto con forro de acero 316-
- * **Tanque de Raffinato**, (2), 25'-6"Ø x 12' H : 45 800 gl , Acero 316-L sin techo.
- * **Tanque de Retención** : 22'Ø x 12' : 34 000 gl Acero 316-L con techo.

- * **Tanque de Orgánico** : 25'-6"Ø x 12' : 45 800 gl., Acero 316-L con techo
- * **Tanque Make-Up** : 8'Ø x 8' : 3 000 gl , Acero al carbono sin techo.
- * **Tanque para Kerosene** : 15'Ø x 12 : 15 900 gl , Acero al carbono con techo
- * **Tanque de Gunk** 14'Ø x 8 : 9 200 gl , Acero 316-L sin techo
- * **Sumidero** : 10 ft2 x 4'concreto tipo V con empaste epóxico
- * **Bombas de Raffinato** (3), 3 205 gpm -420' TDH -500 HP Centrifuga horiz. -acero 316
- * **Bombas de Orgánico** (2), 3 200 gpm 94' TDH - 100 HP SS. Centrifuga horizontal
- * **Bomba Make-up de Orgánico-Kerosene**: 100 gpm , 65'TDH, 5 HP
- * **Bomba de Retención** : 400gpm - 40 TDH, 7-1/2 HP SSL Centrifuga horizontal
- * **Bomba alimentadora de Gunk**: 100 gpm , 21 TDH, 10 HP
- * **Bomba sumidero** :50 gpm , 36 TDH, 2 HP centrifuga horizontal.
- * **Bomba para kerosene**: 90 gpm Hidrostal
- * **Bomba portátil para gunk**: 70 gpm
- * **Bombas mezcladoras de Extracción.** (6) 15 HP. 1800 rpm
- * **Bombas- mezcladoras de Re-extracción.** (4) 15 HP, 1800 rpm
- * **Mezcladores auxiliares de Extracción.** (6) 10 HP, 1800 rpm
- * **Mezcladores auxiliares de Re-extracción.** (8) 10 HP, 1800 rpm
- * **Centrífuga Alfa Laval separadora** : 10 - 22 gpm
- * **Panel de Instrumentación** : Control de flujos de Cosecha, Orgánico y Spent.
- * **Centro de control de motores**: Sub –Estación 2 , Mezcladores Principales y Auxiliares.
- * **Transformador Principal**: 800 KVA : Sub-Estación 2

Sección de Electrodeposición

- * **Tanque de recirculación de electrolito** :17'Ø x 12', 20 400 gl , acero 316-L con techo
- * **Tanque para ácido sulfúrico**: 9,15 m x 3,61 m. , 60 000 gl C.S.
- * **Tanque de lavado de cátodos** :18'Ø x 4'-6"x 5', Acero 316-L
- * **Tanque Pickling**: 4' 6"x 5' , acero 316-L ,lavado varillas cobre.
- * **Tanque receptor de Electrolito Rico** :75'x 5'x 6',acero 316-L
- * **Celdas Iniciales** : (6) 3'-2" x 18'x 4'-10" concreto pre-moldeado forradas con plomo laminadas.
- * **Celdas Comerciales** : (44) 3'-2" x 18'x 4'-10". Concreto pre-moldeado, forradas con plomo laminado.
- * **Intercambiador de calor para electrolitos** ; 3,3 x 10 BTU. Acero 316-L de placas.

- * **Therma (2)** :Calentador de agua 500 gl
- * **Secador de aire** : 130 SCFM tipo desecante
- * **Bomba de Celdas Iniciales:** 200 gpm , 142 TDH , Acero 316 –L Centrifuga horizontal. (03-G0-1)
- * **Bombas de electrolito gastado (Spent)** : 200 gpm , 94 TDH, Acero 316-L Centrifuga horizontal (G0-2)
- * **Bomba de Repuesto** : para 03-G01 y 03-G02 , 94 TDH . Acero 316-L Centrifuga horizontal.
- * **Bombas de Recirculación de Electrolito** :1056 gpm, 88 TDH, 60 HP. Acero 316-L Centrifuga horizontal.
- * **Bomba de dosaje de ácido sulfúrico:** Etapas de Re-extracción
- * **Compresoras de aire** :(2) 100 CFM, 110 HP. Válvulas Neumáticas de la Planta SX.
- * **Extractoras de aire de Electrodeposición.** (3) 16 000 CFM, 0,75".
- * **Bastidor** : para planchas madres 5'- 3"de alto (4)
- * **Bastidor:** porta cargas para celdas.. (2)
- * **Máquina manual:** dobladora de cátodos.
- * **Bastidor** : para láminas iniciadoras (2).
- * **Máquina Neumática** :para descargar cátodos.
- * **Carreta** : para manipuleo de láminas de arranque.(2)
- * **Planchas madres** : S.S. ga. 10-350
- * **Colgadores** :de láminas iniciadoras 2"x 3' x3/4 "- 350 pares.
- * **Ánodos de plomo** : 2'-3 1/2"x 4'3 3/8" :1 746 unidades.
- * **Colgadores de ánodos** : 3'x 6 3/4 - 1 746 unidades.
- * **Españadores de electrodos** : 3 31/32 x 4 15/32 x 4 1 1/2
- * **Puente eléctrico** :para celdas de electrodeposición.
- * **Soporte** : para puente eléctrico de celdas EW.
- * **Bolltas de polipropileno (vacío):** 3/4" -3 700 000 unidades.
- * **Separador cóncos** : de ánodos 12 222 pzs.
- * **Mesa planchadora** : de láminas iniciadoras 3'x 4'x 3'.
- * **Punzadora** :de láminas de arranque.
- * **Forro** : de láminas de plomo celdas EW.
- * **Planchas** : amortiguadoras de golpes de fondo celda EW.
- * **Planchas** : amortiguadoras de golpes laterales celdas EW.
- * **Bastidor de Izaje** 3'- 6"x 3'1-1/2.
- * **Máquina cizalladora** :Dimensionamiento de láminas.
- * **Ribetes** : de PVC para planchas madres 4 050 ft
- * **Sistema Eléctrico** :barra- bus Ew
- * **Barras** : de transferencia triangulares interceldas.
- * **Rectificadores** :para celdas iniciadoras y comerciales 300 KVA/2500 KVA.
- * **Sub-Estación** :Centro de control de motores N° 3.

- * **Sub-estación principal** : 12 KV. Nº1
- * **Transformador** :de alta tensión 5 000 KVA.
- * **Panel**: de distribución de fuerza 480 V.
- * **Transformador**: Delcrosa 500 KVA.
- * **Balanza de piso**: 4 600 Kg.
- * **Grua Puente** : 5 t ..
- * **Montacargas**: Hyster –50 : 2 t Diesel.
- * **Ensunchadora** : para flejes de 1-1/4”
- * **Equipo Absorción Atómica**: Perkin Elmer 272.

9.0 .-INSTALACIONES PRINCIPALES:

Instalaciones principales:

- * **Lixiviación (LIX)** : 1) In Situ ; y 2) Botaderos (suspendido Junio 1987)
- * **Extracción Por Solventes (SX)** : 1) Extracción ; 2) Re-extracción.
- * **Electrodeposición (EW)** : 1) Celdas Comerciales; y 2) Celdas Iniciales.

Instalaciones auxiliares

- * Garita de Control
- * Sala de Paneles de control
- * Laboratorio
- * Comedor
- * Vestuario
- * Taller de mantenimiento
- * Bodega
- * Sala de subestaciones Nº 1 Central, SX y EW
- * Oficinas para administración

Instalaciones complementarias

- * Sistema de contraincendios con red de hidrantes en SX-EW
- * Malla de protección como pararrayos para descargas eléctricas
- * Sistema de duchas con agua y lavaojos para seguridad del personal, debido a la presencia de soluciones ácidas.
- * Red subterránea para filtraciones naturales y colectores de precipitaciones pluviales ú otros.
- * Línea ferroviaria para transporte de insumos y productos
- * Malla perimétrica a la laguna de Yanamate

10.0 PERSONAL.

En la actualidad la fuerza laboral que trabaja dentro de las instalaciones de la Planta Agua de Mina esta distribuido de la siguiente manera: Marzo 1999. (total 61 posiciones)

ÁREA	PAS	PMP	MENSUAL	DIARIA
LIX. MINA	1	0	3	18
PTA. SX-EW	3	4	7	25
TOTAL	4	4	10	43

PAS: Planilla Administrativa Superior

PMP: Planilla Mensual Profesional

Mensual: Empleados y sobrestantes

Diaria : Obreros

11.0 SEGURIDAD.-

La Planta en general ,se encuentra adecuadamente protegida, contra riesgos de incendios, robos, inundaciones, deslizamientos, derrumbes, etc. y también se encuentra permanentemente chequeada y controlada en los aspectos de Seguridad, Higiene, Ingeniería, Geología y Metalurgia por los Departamentos especializados, que la Empresa tiene en La Oroya y en Cerro de Pasco.

El sistema contraincendios consiste en 6 hidrantes con agua y una red de extinguidores químicos de alta capacidad. Actualmente se ha adquirido un sistema de contraincendio consistente en espuma química. Así mismo, se tiene un sistema de Pararrayos, que cubren toda la Planta, y un sistema de alarma contra siniestros.

Dos mallas de alambre, tipo gallinero, de 4 m de altura rodea completamente la Planta, la cual; se halla totalmente iluminada en toda su extensión.

Todas las tuberías, tanques, bombas, motores, edificios, etc. se encuentran señalizados apropiadamente de manera de recordar constantemente su uso, capacidad, tipo de operación, etc. a los operadores de la Planta.

Por otro lado, el Departamento de Seguridad de Cerro, mensualmente efectúa visitas de inspección con el propósito de detectar las condiciones inseguras existentes para corregirlas de inmediato.

12.0 DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS .

A.- SECCIÓN LIXIVIACIÓN MINA- SUPERFICIE

La sección lixiviación comprende:

- 1.-Lixiviación en la Mina Subsuelo (in-situ)
- 2.-Lixiviación en superficie (stock piles)

1.-Lixiviación en la Mina Subsuelo:

La lixiviación constituye una alternativa económica para recuperar cobre de los minerales marginales tipo sulfuros, lo cual es antieconómico de recuperarlo por los métodos convencionales de explotación minera.

El circuito de lixiviación funciona como un perfecto sistema de drenaje de las aguas que discurren por filtración por los niveles superiores de la mina, haciendo posible la explotación normal de las zonas de plomo - zinc y atendiendo las necesidades de soluciones lixiviantes para obtener "**Agua de Mina**" con contenidos económicos de cobre.

Las reservas de mineral lixiviable " IN-SITU " en la mina, está formado por los rellenos de tajeos ya explotados, las cajas, pilares y algunos ramales de vetas inaccesibles, angostas, que fueron explotadas desde 1902 hasta 1963 para dar paso a la explotación de minerales plomo-zinc hasta la fecha 1999.

Las reservas generalmente están constituidas por enargita, luzonita, calcocita, tetraedrita, calcopirita, bornita, malaquita y azurita, cuyas reservas se estiman en: **30 450 000 de TCS** con una ley promedio de 0.40 % de Cu.

Las soluciones lixiviantes están constituidas principalmente por filtraciones subterráneas, percolación de agua atmosférica y por las del relleno hidráulico (con alto contenido de sólidos). Esta mezcla de soluciones es llamada "**Barren**", la cual es drenada hacia superficie mediante sistemas de bombeo a razón de 3 500 GPM (promedio), de este flujo retorna a la mina mediante una inyección forzada desde superficie, cuyas características son: flujo 1800 gl/min, contenidos de cobre de 0.14g/l y un pH 2.0

La lixiviación "In Situ" se desarrolla desde superficie hasta el nivel 1400, dando una columna de percolación de aproximadamente 1200 a 1400 pies, con varios niveles intermedios, en los cuales están ubicados los puntos de irrigación; las soluciones son distribuidas en superficie y en interior mina mediante una red de tuberías de polietileno y PVC, de 8"φ, 6"φ y 4"φ, 2"φ y mangueras de polietileno de 1"φ, con sus respectivas válvulas de control.

Las soluciones impregnadas son evacuadas a superficie mediante un sistema de bombeo, a través de las estaciones de los niveles 1200 y 1400 del Pique Excelsior, colectándose en pozas ubicadas en superficie del Pique Excelsior, de allí por gravedad son conducidas hacia la estación de Bombeo de Garacalón Nuevo, para luego ser bombeadas a los tanques de cosecha de la Planta de Tratamiento de Agua de Mina.

2.-ORIGENES DE LAS AGUAS ACIDAS:

Las aguas ácidas se generan en :

2.1 Mina Subterránea

Estas aguas se generan como consecuencia de las filtraciones naturales, producto de las precipitaciones y de las aguas subterráneas provenientes de la falla longitudinal de Cerro de Pasco, las cuales atraviesan cuerpos piríticos que ocasionan la lixiviación de los minerales que se encuentran en la composición de estos. En la mina representa el mayor porcentaje de generación de aguas ácidas.

a) Aguas Industriales.

Esta agua es originada por las filtraciones naturales producto de la falla natural de Cerro de Pasco, en su mayoría son de carácter neutro.

b) Aguas Ácidas.

b.1.-Aguas Barren: Son originadas como el resultado de las operaciones mineras de Pb-Zn, filtraciones naturales y del relleno hidráulico.

b.2.-Aguas Impregnadas de Cobre: Son producto de las filtraciones naturales en la mina y de la lixiviación "in-situ" efectuada desde la superficie hasta el nivel 1400 Excelsior.

3.-SISTEMA DE BOMBEO DE LAS AGUAS ÁCIDAS.

3.1.-SISTEMA DE BOMBEO DE LA MINA :

En la mina se cuenta con estaciones de bombeo para los tres tipos de agua.

- a) **Bombeo de Agua Industrial:** En el nivel 800 existen dos estaciones de bombeo, las cuales colectan en su mayor parte

aguas neutras provenientes del Pique Diamante, galería 8278 y el Tajo "Raúl Rojas" (falla longitudinal).

Las bombas están ubicados en la galería 8278, la cual tiene 2 bombas de 750 gpm de capacidad nominal. La otra estación es la del Winze 98, con 3 bombas de 1 100 gpm de capacidad nominal.

Las aguas neutras del 8278 son bombeadas a la estación del Winze 98 mediante una tubería de 8" de diámetro en un volumen de 450 gpm, en donde se junta con las aguas provenientes del pique diamante en un volumen de 50 gpm y evacuadas a la superficie por un inclinado por medio de una tubería de fierro de 10" de diámetro, para ser utilizados en la Planta Concentradora Paragsha en un volumen de 500 gpm.

b) Bombeo de Agua de Barren: En la mina existen dos estaciones de bombeo para evacuar estas aguas a la superficie.

La primera estación de bombeo ubicado en el nivel 2100, siendo el nivel más profundo de la mina. Esta estación consta de 3 bombas con una capacidad de 2600 gpm. Las aguas son bombeadas hasta el nivel 1 200 a través de un Water Raise con un flujo de 3 000 gpm en época de estiaje y en la época de lluvias de 4 000 gpm.

Las aguas de barren al llegar al nivel 1200 discurren por las cunetas de las galerías 1227, 1282, 1263, 1204 y 1201 hasta llegar a la estación de bombeo del Pique Excelsior de éste mismo nivel.

La cámara de bombeo del nivel 1200 Excelsior consta de 3 bombas para evacuar estas aguas a la superficie y son de la misma capacidad del nivel 2100.

c) Bombeo de Aguas Impregnadas de Cobre: Las aguas impregnadas de cobre producto de la lixiviación "in-situ", son colectadas en las galerías 1209 y 1401 de los niveles 1200 y 1400 respectivamente, éstas aguas son conducidos a sus respectivas estaciones de bombeo de los niveles citados por medio de las cunetas .

En la estación de bombeo del nivel 1200 se cuenta con 2 bombas de 2600 gpm de capacidad nominal para evacuar a la superficie a través de dos columnas de tuberías de fierro de 10" de diámetro revestidos con poliuretano instalados en el Pique Excelsior.

En el nivel 1400 se cuenta con 3 bombas de 1000 gpm de capacidad nominal, éstas soluciones de cobre son bombeadas hasta el nivel 1200 mediante una tubería de 10" de diámetro. El flujo promedio total es de 2000 gpm.

3.2 SISTEMA DE BOMBEO EN SUPERFICIE:

.a) Bombeo de Aguas Impregnadas: Las soluciones impregnadas de cobre que son bombeadas desde el nivel 1200 Excelsior a superficie , son conducidas por gravedad a la estación de bombeo de Garacalón Nuevo, por medio de dos tuberías de Polietileno de 14" y 10" de diámetro con un flujo de 2000 gpm.

.-Garacalón Nuevo:Esta estación cuenta con 3 bombas con una capacidad nominal de 3200 gpm , una de ellas es utilizado para bombear las soluciones a la Planta SX-EW.

.-Planta Agua de Mina: Esta estación de bombeo cuenta con 3 bombas de 3200 gpm de capacidad nominal, conjuntamente con la solución barren y colas de la Planta son bombeados a Yanamate.

.-b) Bombeo de Aguas Barren: Al igual que las soluciones de cobre, éstas aguas son conducidas por gravedad a al estación de bombeo de Garacalzon Nuevo por medio de una tubería de polietileno de 14"de diámetro.

.-Garacalón Nuevo: Esta estación de bombeo cuenta con 3 bombas como esta descrito anteriormente, una de las bombas es utilizado para el bombeo de las soluciones Barren hasta la Planta Agua de Mina con un flujo de 2500 gpm, de esta línea se toma para desviar a lixiviar a la mina a razón de 800 gpm

.-Planta Agua de Mina: Esta estación de bombeo cuenta con 3 bombas como esta descrito anteriormente, aqui se juntan con las colas de la Planta para ser bombeados a Yanamate con un flujo promedio de 3300 gpm.

Especificaciones Técnicas de Lixiviación:

Mineral Cu			Lixivante barren :gpl.						Impregnado de cobre: gpl.					
	TMS x 1000	%Cu	Cu	Fe	pH	T°C	T.S.S ppm	Flujo GPM	Cu	Fe	pH	T°C	T.S.S ppm	Flujo GPM
Mina	30 450	0.40	0.14	5.90	2.0	15.0	100	1800	0.40	8.00	1.30	30.0	10	1800
Sup.	32 700	0.30	0.14	5.90	2.0	15.0	100	400	0.46	8.5	1.29	30.0	15	400

B.-PLANTA DE EXTRACCION POR SOLVENTES

1.-Antecedentes.-

Esta planta está diseñada para producir 18 TMS de cátodos de cobre por día, a partir de las soluciones impregnadas con contenidos de 1.1 g/l de Cu, de 5 a 8 g/l de Fe, 1.5 a 1.8 de Ph con 30 ppm de sólidos en suspensión y 30°C; con una eficiencia de extracción de 91.4%.

Las condiciones reales de operación no permitieron alcanzar en ningún caso las características consideradas para el diseño de planta y solo se lograron flujos irregulares menores a 3200 gpm con 0.65 g/l a 0.85 g/l de Cu, de 9 a 15 g/l de Fe, 1.1 a 1.3 de Ph ,con sólidos de 30 hasta 300 ppm debido a la mezcla de soluciones barren de la mina , la eficiencia de extracción fué siempre menor a la estimada y llegó casi a 50% cuando se trataron soluciones muy ácidas y contaminados de hierro,por esta razón se cancelaron las operaciones de lixiviación en superficie desde junio 1987, reduciéndose el flujo a planta a cerca de 1800 gpm.

2.-Breve descripción del proceso.

La sección de SX, esta formado por dos trenes de mezcladores-sedimentadores, estos reactores se han levantado de acuerdo a la técnica de perfil bajo y por un proceso continuo de extracción líquido líquido, son una aplicación de recientes desarrollos logrados por Holmes and Narver Inc. Para la industria del cobre y constan de multicompartimientos para lograr flujos ascendentes y descendentes con máxima transferencia de masa, menores alturas del sedimentador; menor consumo de energía y menores pérdidas del orgánico (reactivo extractante de cobre) por atrapamiento en el raffinato.

Cada tren tiene tres etapas de extracción y dos etapas de reextracción, el propósito de la extracción por solventes es extraer el cobre de las soluciones impregnadas (fase acuosa), procedentes de la sección de lixiviación (LIX) a un líquido orgánico (fase orgánica). Después de la recuperación de cobre las soluciones acuosas (raffinato) se descargan por bombeo a la laguna de Yanamate.

El cobre de la fase orgánica es transferido a una solución fuertemente ácida y concentrada en cobre, la cual es enviada a la sección de electrodeposición. Las fases se separan en virtud a su carácter inmiscibles y a la diferencia entre sus gravedades específicas, el orgánico es mas ligero que el acuoso.

El líquido orgánico es una mezcla de un extractante y un solvente (kerosene), mientras que el extractante es el Acorga M-5640; éste reactivo teóricamente puede extraer 0.58 gr. de Cu. Por cada 1% en volumen de concentración en un litro de orgánico. Las soluciones de electrolito para la reextracción, es una solución de sulfato de cobre :de 160 gr/l.de ácido y 40 g/l. de Cu.. Tanto la extracción como reextracción los flujos de acuoso y orgánico están en contracorriente.

3.-Especificaciones Técnicas de Diseño de Planta SX:

Flujo Solución Cosecha		Comp. Solución Cosecha		Producción	
Normal	3200 gpm	Cobre	1.10 gpl.	Producción	6200 t/año.
Mínimo	1000 gpm	Fe+3	3.0 gpl	Días Opera.	365
Máximo	3800 gpm	Fe/t	12.0 gpl	Tpo. Opera.	95 %
		pH	1.40	Ef. Extracc.	90 %
		G.E.	1.05	Producción	18 t/d
		Temp.	30 °C		

4.-Unidades de Extracción - Reextracción, Fases y Propiedades

Extracción y Reextracción		Fases en SX.		Propiedades			
Descripción	ea	Altura de Orgánico.	Altura de Acuoso	Reactivo Orgánico		Kerosene	
N° Unidades	10	Norma 3" l	Normal 17"	Apariencia	Ambar	G.E. (25 °C.)	0.81
N° Trenes	2	Mínimo 6"	Mínimo 12,5"	G.E. (25 °C.)	0,92	Pto. Inflam. °C.	< 40
N° Unid. Extracción x Tren.	3	Máximo 12"	Máximo 18"	Viscos. (cP 25°C)	cerca a 100	Pto. Fluidéz ° C	No menor a 73
N° Unid. Reextracción x Tren.	2		Relac. O/A 1,0	Pto. Inflam. (°C)	No menor a 62		
Mezcladores principales de Extracción.	6		Tpo. Mezclado 3'	Pto. Fluidéz (° C)	< 3 aprox		
Mezcladores auxiliares de Extracción.	6		Flujo espec.	Capac. Extracc.			
Mezcladores principales de Reextracción.	4		2 Sedime gpm/ft ²	GPL X 1% v/v	0,58		
Mezcladores auxiliares de Reextracción.	8						

5.- FUNDAMENTOS TEORICOS DEL PROCESO DE EXTRACCION.

El objetivo de la extracción por solventes es recuperar el cobre de las soluciones impregnadas de la lixiviación IN-SITU en la mina subterránea de Cerro de Pasco , perteneciente a CENTROMIN PERU S.A., para la producción de Cátodos de Cobre Electrowón.

La extracción por solventes se realiza en 2 fases:

1) La Extracción:

La solución impregnada que contiene el cobre (**fase acuosa**) se pone en contacto íntimo con la solución orgánica (**fase orgánica**) que contiene el reactivo extractor (Acorga :M-5640) ,con el fin de que el cobre sea transferido de la fase acuosa a la fase orgánica.

En seguida se separan las fases en el sedimentador por diferencia de gravedades específicas.

Se produce una reacción de intercambio iónico, que puede ser representada por la ecuación:



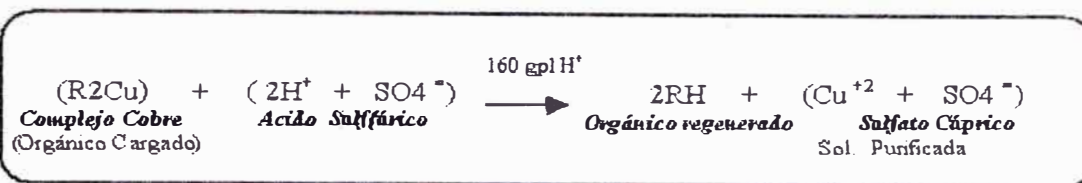
El cobre es transferido selectivamente de la fase acuosa a la fase orgánica, y simultáneamente se produce la liberación de iones (H^+) , los cuales pasan a la fase acuosa aumentando la acidéz (<Ph)

Esta reacción es obviamente sensitiva a la concentración de iones H^+ de modo que puede ser invertida poniendo en contacto la fase orgánica del complejo metálico con una solución fuertemente ácida , **la reacción es dependiente del pH.**

2) La Re-extracción:

En esta etapa la **fase orgánica** que contiene el **cobre** se pone en contacto con una segunda **fase acuosa (Electrolito rico)** fuertemente ácida (160 gpl de ácido) , pasando el cobre a ésta fase apropiada para las celdas electrolíticas con un contenido de 35 a 40 gpl de Cobre .

En ésta segunda fase el organico es **regenerado**, y de este modo retorna para extraer nuevamente más cobre a la última etapa de extracción (E-3). La reacción es el siguiente:



Caractrísticas de las etapas de Extracción y Reextracción

- Las fases orgánica y acuosa son inmiscibles entre si.
- **El reactivo orgánico** es una mezcla de un reactivo extractante (Acorga M-5640 al 3% volumen) y un diluyente Kerosene industrial (97% volumen) .
- En todos los proceso de extracción las fases acuosa y orgánica son contactadas en **contracorriente**
- La extracción se realiza en **tres etapas** y la reextracción en **dos etapas**.
- El orgánico opera en un típico circuito cerrado , necesitándose reponer Kerosene y Acorga para compensar las pérdidas por atrapamiento en las colas de extracción (Raffinato) y asi mantener el inventario de orgánico y la efectividad del proceso.
- En la reextracción el orgánico cargado de cobre se pone en contacto con el electrolito rico de 160 g/l.de ácido
- El Acorga M-5640 puede extraer teóricamente 0.58 g de cobre por cada 1% de concentración de Acorga en un litro de volumen.
- La solución acuosa de la última etapa de extracción es almacenado y bombeado al depósito de la laguna de Yanamate.

6.- PARAMETROS PRINCIPALES DE CONTROL EN LA EXTRACCION (SX)

1.- La Relación : O/A

- La relación Orgánico / Acuoso en volumen debe mantenerse mayor que 1.

- El flujo mínimo: Orgánico es de 1000 gpm y Cosecha 1000 gpm

2.- Continuidad de Fases:

Se ha logrado que las fases más eficientes que permiten obtener menor atrapamiento de orgánico y mayor extracción de cobre son las siguientes:

Atrapamiento	Acuoso continuo	Orgánico continuo
Atrap. de Acuoso en el Orgánico:	10 - 50 ppm	100 - 200 ppm
Atrap. de Orgánico en el Acuoso:	30 ppm	5 - 10 ppm
Distribución del "gunk"	Se distribuye a la fase orgánica	Se distribuye a la fase Acuosa.
Tiempo de separación de fases	Rápida : 15 seg.	Lenta : 30 seg.

Por lo tanto las fases continuas en todas las unidades de la planta es como sigue:

Sedimentador	Fase de diseño	Fase actual	
		tren -1	tren-2
<i>Extracción E-1</i>	Acuoso Continuo	Acuoso Continuo	Acuoso Continuo
<i>Extracción E-2</i>	Acuoso Continuo	Orgánico Continuo	Orgánico Continuo
<i>Extracción E-3</i>	Orgánico Continuo	Orgánico Continuo	Orgánico Continuo
<i>Reextracción S-1</i>	Orgánico Continuo	Acuoso Continuo	Acuoso Continuo
<i>Reextracción S-2</i>	Acuoso Continuo	Acuoso Continuo	Acuoso Continuo

Algunos comentarios de las fases continuas en las unidades de la planta:

El área de Extracción por Solventes produce un **electrolito rico de cobre**, que es la materia prima para la obtención de **Cátodos de Cobre** en la planta de Electrodeposición por acción de la corriente continua.

Este electrolito por atrapamiento contiene orgánico que contamina superficialmente las orejas del cátodo de cobre dando un mal aspecto físico al producto.

Por lo tanto se propuso los cambios siguientes:

1.- Cambio de fase :Acuoso Continuo a Orgánico Continuo:E1

- Permitirá una mejor extracción de cobre estando en la fase Orgánico Continuo.
- Aumentará el atrapamiento de acuoso en el orgánico (E-1) , que servirá para mantener una acidez de 5 gpl en el acuoso de la siguiente etapa (S-1) de **lavado de orgánico**.
- Eliminación continua del contenido de "gunk" de la interfase acuoso-orgánico hacia las etapas E-2 , E-3 respectivamente.

2.- Cambio fase de Orgánico Continuo a Acuoso Continuo:S1

Definitivamente baja el atrapamiento de acuoso en el orgánico (S-1) hacia la siguiente etapa de re-extracción S2-Tren-1

Mantendrá el inventario de electrolito en la planta , lo que anteriormente aumentaba en exceso el electrolito , que nos obligaba a hacer más Bleed-off (sangría) porque el contenido de Fierro subió hasta 4 gpl en el Spent (descarga de las celdas comerciales)

Anteriormente la eficiencia de la corriente en las Celdas Comerciales disminuyeron desde 88% hasta 70% en el peor de los casos por el contenido de Fierro en el electrolito.

Se reducirá la adición de ácido a la etapa S2-Tren 1 porque no hay exceso de electrolito.

Incrementará el contenido de Cobre en el electrolito S2-Tren 1.

3.-Empleo de Mezcladores Auxiliares.

Las pruebas efectuadas en la planta SX han demostrado que el empleo de un mezclador auxiliar aumenta en un 10% la eficiencia de extracción. Siendo limitado por el incremento de atrapamiento de orgánico en la última etapa.

4.- Porcentaje de Acorga y Capacidad de Carga.

Desde que existe las variaciones de contenido de cobre en las soluciones impregnadas de la mina no ha podido llevarse a cabo una adición constante del Reactivo Acorga M-5640 , pero se ha logrado adecuar en forma práctica y en el laboratorio la cantidad y % de Acorga adecuada entre 2.20% a 2.50% de Acorga en volumen.

Finalmente si hay variación a favor de la extracción , o sea una subida del valor del pH en las soluciones de cosecha de la mina éstas no serán permanentes sino por un tiempo limitado.

5.-Selectividad del Reactivo Orgánico.

La contaminación del electrolito rico con fierro tiene 2 orígenes:

a.-La extracción química del fierro férrico contenido en la cosecha por el reactivo orgánico . Sucede cuando la relación (Cu:Fe) es menor 500 : 1

b.-Por fugas en el "weirs" de la bandeja del canal de orgánico de la 1ra. Etapa de extracción. Pero este puede ser controlado manteniendo la fase correcta :Acuoso Continuo y haciendo la limpieza constante del contenido de "gunk" de la interfase.

Una alta selectividad del reactivo frente al fierro es de beneficio para la planta, porque permitirá reducir el blee-off (sangría), así mismo reducirá las pérdidas de ácido y cobalto y una buena eficiencia de extracción .

6.-Controles Metalúrgicos Adicionales.

Con la finalidad de tener una información actualizada de las condiciones actuales del proceso metalúrgico en la planta es necesario realizar los siguientes controles:

C o n t r o l	F r e c u e n c i a
Atrapamiento de Orgánico E-3 /Tren	Semanal
Atrapamiento de Orgánico S-1 /Tren	Diario
Contenido grasa en el Orgánico E-1	Diario
Sólidos en la Cosecha	Diario
Atrapamiento de Orgánico en el Electrolito	Semanal
Capacidad de Carga del Orgánico	Semanal
Isoterma de Extracción y Re-extracción	Mensual

7.- PARAMETROS DE CONTROL EN LA RE-EXTRACCION

Es necesario los controles del proceso de re-extracción porque las bajas eficiencias en ésta etapa reflejará en las etapas de extracción.

1.-Fases Continuas.

La Etapa S2.-Esta etapa de re-extracción debe trabajar en Acuoso Continuo para evitar atrapamientos de electrolito al Orgánico descargado y sean enviadas a la última etapa de extracción con peligro de subir las colas o raffinato del tren correspondiente.

La Etapa S1.-Esta etapa debe trabajar también en Acuoso Continuo para evitar que los sólidos pasen al electrolito que contaminaría posteriormente la Calidad del Cátodo.

2.-Mezcladores Auxiliares.

Las etapas de re-extracción cuentan con dos mezcladores auxiliares cada una y está demostrado que para un mejor lavado del orgánico (contenido de cobre) es necesario el empleo de los mezcladores auxiliares.

3.-Flujo de Spent.

El flujo del Spent es calculado de acuerdo a la transferencia de cobre en la Extracción y Electrodeposición para lograr una mejor re-extracción.

4.-El Bleed-Off.

Este flujo llamado también sangría está calculado de acuerdo a la transferencia de hierro al electrolito el cual es debido a las causas siguientes:

Transferencia por selectividad (de 400 a 500).

Transferencia de cosecha del E1 al S1 (fase orgánica).

Por fugas en el canal de orgánico por exceso de "gunk" en el E-1.
Incremento de atrapamiento de acuoso por la grasa en el orgánico.

5.-Make-Up de Acido.

El contenido de ácido en el electrolito rico de la unidad S1 debe ser de 160 gpl de ácido como mínimo y un máximo de 170 gpl para una buena re-extracción.

6.-Make-Up de Agua.

La cantidad de agua que se adiciona al sistema es la misma del Bleed-off para mantener el inventario de electrolito y bajar en contenido de hierro en el electrolito. La cantidad calculada es de 10 lpm en el tanque de recirculación de electrolito a las celdas comerciales.

8.- ARRANQUE NORMAL DE LA PLANTA :

El orden de arranque de los equipos son como sigue:

- 1.-Arranque de las compresoras de aire para el control de flujos en el panel principal.**
- 2.-Asegurarse de los controles de flujos de cosecha , orgánico y spent de cada tren deben estar en cero.**

- 3.-Abrir las válvulas manuales de avance de cosecha , orgánico ,spent ,descarga de electrolito rico y descarga de orgánico de cada tren (1,2).
- 4.-Arranque de los mezcladores principales en el cuarto de control Nº2 de ambos trenes.
- 5.-Apertura de flujos de **cosecha y orgánico a 400 gpm** en el panel de control para ambos trenes (1,2).
- 6.-Inmediatamente ordenar el arranque de la bomba de organico que corresponde (previo chequeo de la abertura de la válvula de succión y purga de la bomba) , abriendo lentamente la válvula de salida por precaución y evitar la rotura de las empaquetaduras de la válvulas neumáticas del flujo de orgánico.
- 7.-Arranque de la bomba de Spent a un flujo de 60 gpm .
- 8.-Arranque de la bomba de Electrolito rico hacia las Celdas iniciales (antes abrir las válvulas de ingreso en el sótano).
- 9.-Arranque de la bomba de las Celdas comerciales (antes abrir las válvulas de ingreso en el sótano).
- 10.-Una vez que ha cerrado el circuito de orgánico , cosecha y electrolito rico en la planta ,se aumentan los flujos de cosecha y orgánico a la vez en un ritmo de 50 gpm hasta lograr 1000 gpm en la cosecha y 1100 gpm de orgánico.
- 11.-**Cambio de fases:** Observar y cambiar a **Acuoso Continuo** la unidad E1-Tren 1, 2 y arranque del mezclador auxiliar en la misma fase. Las unidades E2 y E3 cambiar a **Orgánico Continuo** y arrancar sus respectivos mezcladores auxiliares.
- 12.-Finalmente subir los flujos de cosecha y orgánico hasta 1400 y 1500 gpm respectivamente de acuerdo al bombeo de la mina.

9.-PROCEDIMIENTO DE UNA PARADA DE LA PLANTA :

Generalmente las paradas programadas de la planta es por mantenimiento eléctrico de la sub-estación principal y/o mantenimiento de las tuberías o bombas de la mina. Se procederá de la siguiente manera:

- 1.-Bajar los flujos de cosecha y orgánico hasta 400 gpm de ambos trenes en el panel de control.

- 2.-Parar la bomba de Orgánico correspondiente y cerrar la válvula de salida.
- 3.-Parar la bomba Raffinato y cerrar la válvula de salida.
- 4.-Inmediatamente cerrar las válvulas manuales de cosecha de ambos trenes
- 5.-Bajar hasta CERO en el panel a los flujos de cosecha orgánico y spent.
- 6.-Cerrar las válvulas manuales de descarga de Electrolito rico (S1-Tren 1,2)
- 7.-Parar los mezcladores principales y auxiliares de ambos trenes.
- 8.-Cerrar las válvulas manuales del orgánico descargado (1,2).
- 9.-Parar la bomba de Spent. (cerrar las válvulas manuales)
- 10.-Parar la bomba de Electrolito rico hacia las celdas iniciales. (cerrar las válvulas de ingreso en el sótano)
- 11.-Parar la bomba de las Celdas Comerciales. (cerrar las válvulas de ingreso en el sótano).
- 12.-Parar los Rectificadores :Celdas Comerciales (levantar los cátodos de las celdas 22 y 44) y Celdas iniciales (levantar los cátodos de las celdas 3 y 6).

10.-PROCEDIMIENTO DE UNA PARADA INTEMPESTIVA DE LA PLANTA .

Generalmente esto sucede cuando hay un corte de Energía total a la planta y/o fuga de la solución de cosecha antes de llegar a la planta, tenemos que actuar inmediatamente así:

- 1.-Bajar los flujos de cosecha y orgánico hasta Cero.
- 2.-Cerrar las válvulas manuales de ingreso de cosecha (1,2).
- 3.-Cerrar las válvulas manuales de descarga de electrolito rico(1,2)
- 4.-Continuar cerrando las válvulas de salida de las bombas Raffinato , Orgánico, Electrolito rico y Spent .
- 5.-Asimismo cerrar las válvulas de ingreso de las celdas comerciales e iniciales.

6.-Bajar hasta Cero los Amperajes de las celdas comerciales e iniciales y levantar los cátodos.

7.-Esperar el retorno de la corriente eléctrica para proceder al arranque normal de la planta.

11.-BALANCE DE COBRE EN LA PLANTA

1.-Cálculo de la Transferencia de cobre en SX:

$$\text{Kg-Cu/día} = F(\text{Cu}_e - \text{Cu}_s) 3.785 \times 1440/1000$$

Donde : F = Flujo de las soluciones impregnadas de la mina en gpm

Cu(e) = Cobre de entrada (e) en gpl.

Cu(s) = Cobre de salida (s) en gpl.

2.-Cálculo de la Transferencia de Cobre en las Soluciones Impregnadas ,Orgánicas y E. Rico:

$$\text{Kg-Cu/día} = F (\Delta F) 5.45 = O (\Delta O) 5.45 = E (\Delta E) 5.45$$

Donde : F = Flujo de las soluciones impregnadas en gpm.

ΔF = Gradiente de Cobre (Cabeza - Raffinato) en gpl.

O = Flujo de Orgánico en gpm.

ΔO = Gradiente de Cobre (Org. cargado - Org. descargado) gpl.

E = Flujo de Electrolito rico (Spent) en gpm.

ΔE = Gradiente de Cobre (Electrolito - Spent) en gpl.

3.-Cálculo del flujo de Spent.-

$$E = F \times \Delta F / \Delta E$$

Donde : **E** = Flujo de Spent en gpm

F = Flujo de las soluciones impregnadas gpm.

ΔF = Gradiente de Cobre (Cabeza - Raffinato) en gpl.

ΔE = Gradiente de Cobre (Electrolito - Spent) en gpl

C.-SECCIÓN ELECTRODEPOSICIÓN (EW)

1.-Breve descripción del proceso.

La sección EW consta de celdas electrolíticas, en un número de 44 para la producción comercial y 6 para la producción de láminas iniciales. Cada celda consta de 48 cátodos y 49 ánodos Pb-Sb.

Actualmente se viene trabajando con 32 cátodos y 33 ánodos por la baja densidad de corriente, las soluciones del proceso constituyen el electrolito cuyo flujo está en circuito cerrado con la planta de extracción por solventes (SX), la electrodeposición del cobre en las celdas ocurre mediante la aplicación de corriente continua; en el ánodo se produce la descomposición del agua y en el cátodo la deposición del cobre al estado metálico.

Esta sección cuenta con una sala de rectificadores los cuales tienen una capacidad de 23 KA y 120 V. (Celdas Comerciales) y, 19 KA y 15 V (Celdas Iniciales).

2.- Especificaciones Técnicas de Diseño de Planta EW.

Producción		Capacidad de Producción			
		Normal		Máximo	
Producción	6570 t/año	Láminas iniciales	1,5 t/d	Láminas Iniciales	1,85 t/d
Días de Operación	365	Catodos Comerciales	16,5 t/d	Catodos Comerciales	22,15 t/d
Tiempo de Operación	98 %	Total	18,0 t/d	Total	24,0 t/d
Producción Diaria	18 t/d				

3.-Celdas Electrolíticas

Celdas Comerciales			Celdas Iniciales		
Celdas	N° Celdas	44	Celdas.	N° Celdas	6
	N° de Block	1		N° de Block	1
	N° de Bancos Celdas	2		N° de Bancos Celdas	2
	Celdas x Banco	22		Celdas por Banco	3
	Ánodos x Celda	49		Ánodos por Celda	49
	Cátodos x Celda	48		Cátodos por Celda	48
	Área Cátodo Sumergido	0.75 m x 1.00m		Área Cátodo Sumergido	2' 6-1/4" x 3'3-3/4"
	Distancia entre Ánodos	4 "		Material del Cátodo	316 PLV DD INOX
Corriente DC	Normal	15 KVA	Densidad de Corriente	12.5 amp /ft2.	
	Máximo	23 KVA	Láminas Requeridas	288 /día	
	Eficiencia	85 %	Orejas + Scrap	100 /día	
	Parada	2 %	Peso por lámina	5 Kg.	
Voltaje	Normal	90 V	Dimensiones Ánodo	2' 3,5" x 3' 1,75"	
	Máximo	110 V	Peso de Ánodo	100 Kg.	
Densidad Corriente	Normal	16 - 18 amp./ft2	Electrolito	Flujo	30 GPM
	Maximo	24 amp./ft2		G. Especifica	1,17
Corriente por Cátodo	Mínimo	265 amp.		Contenido Cu.	30 - 45 g/l
	Máximo	346 amp.		Acido Sulfúrico	150 g/l
Dimensiones Celdas	Interiores	18' x 3'2" x 5'		Temperatura	41 ° C
	Material	Concreto Reforzado.		Sólidos	20 ppm
	Revestimiento	Aleación Pb-Sb (10%)		Cobalto	50 ppm
	Protección	Planchas PVC			
	Aisladores	Empotrado entre la base de celdas y vidrio			
Ciclo de Deposición		7 días			
Peso Cátodo	Normal	60 Kg.			
	Maximo	75 Kg.			
Cosecha	Celdas Día	6			
	Por Gancho	16 Cátodos			
	Tiempo Ciclo	13,33 minutos			
Lavado Cátodos		Agua caliente en spray.			

4.-FUNDAMENTOS TEORICOS DE LA ELECTRODEPOSICIÓN

La planta de Electrodeposición produce Cátodos de Cobre Electrowón a partir de una solución electrolítica de Sulfato de Cobre, proveniente de la Planta de Extracción por Solventes Orgánicos (SX)

La planta esta formada por tres secciones independientes:

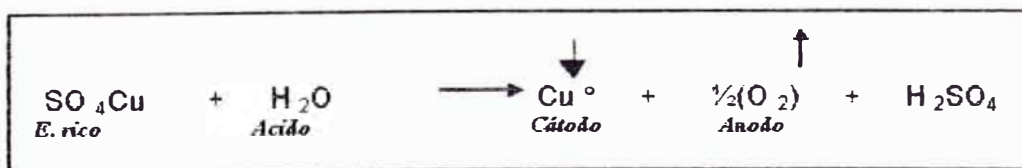
- 1.-Sección de Celdas Comerciales.
- 2.-Sección de Celdas Iniciales.
- 3.-Sección Celdas Decoperizadas.

El proceso de electrodeposición de cobre :

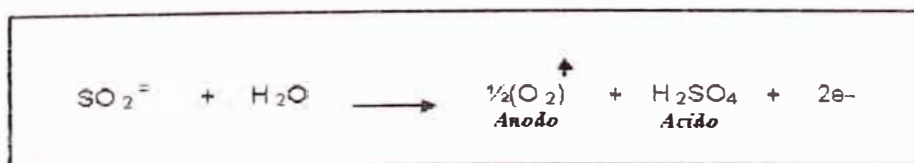
Se denomina electrodeposición a la separación que se hace a partir de una solución purificada que contiene los iones de Cobre mediante una electro-reducción del ión metálico a un electrodo negativo llamado cátodo por acción de la corriente continua .

En todo proceso de electrodeposición suceden las reacciones electrolíticas siguientes:

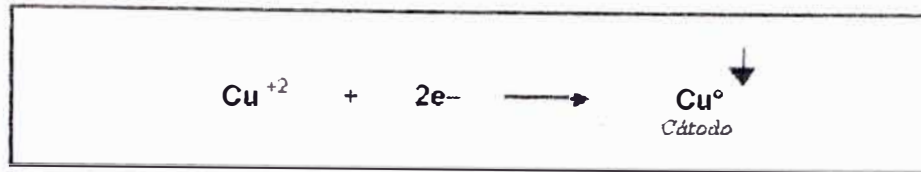
1.-La reacción global que describe la Electrólisis del Sulfato de Cobre es:



2.-La reacción Anódica:



3.-La reacción Catódica:



Características de las reacciones Anódicas:

- Los ánodos son electrodos insolubles de una aleación de Pb-Sb(10%).
- En el ánodo se produce la liberación de Oxígeno debido a la descomposición del agua en iones.
- Los iones de Hidrógeno y los iones Sulfato forman el ácido respectivo en el Electrolito (Spent).
- Es una reacción de Oxidación (de 0 a 2) , generando dos iones libres.

Características de las reacciones Catódicas:

- Los cátodos son láminas iniciales de cobre.
- En el cátodo se depositarán los iones de cobre de la solución ionizada de sulfato de cobre.
- Es una reacción de Reducción (de 2 a 0) , formando el metal de cobre

5.- OPERACIONES BASICAS EN LAS CELDAS ELECTROLITICAS

5.1.- Stripping de las celdas iniciales

El manipuleo de la producción de láminas iniciales o de arranque de las celdas 1-2-3:

1. ...-Bajar el amperaje del Rectificador de Iniciales hasta 1000 A

2. .-Extraer con la grua puente 16 Planchas madres de la celda N°1
3. .-Lavar con agua caliente las planchas madres el contenido de electrolito y orgánico impregnados.
4. .-Trasladar al área de deslaminado colocándolo sobre el rack y desenganche del "strongback".
5. .-El personal iniciará el deslaminado manual de las láminas.
6. .-Extraer el 1° gancho de 16 planchas madres de la celda N°2
7. .-Lavar con agua caliente las planchas madres el contenido de electrolito y orgánico impregnados.
8. .-Trasladar al área de deslaminado colocándolo en el 2° rack y desenganche del "strongback".
9. .-Luego enganchar el 1° gancho de planchas madres ya deslaminadas para volverlos a la celda N°1
- 10.-Extraer un 1° gancho de 16 planchas madres de la celda N°3 y así sucesivamente se completa el ciclo.
- 11.-Finalmente terminado el deslaminado se procede alineamiento de planchas madres, contactos, etc.
- 12.-Pesado de las láminas de cobre para el cálculo de la eficiencia de corriente de las celdas iniciales.

5.2.-Preparación de las láminas de arranque

La preparación de las láminas de arranque sigue los siguientes pasos:

a.- La cortadora.

1. Seleccionado las **láminas** , lisas ,de grano fino y de peso 4 kg. se cortan en la cizalla eléctrica de las siguientes medidas: Largo : 3'-3"- $\frac{3}{4}$ " , Ancho: 2'-5"- $\frac{1}{2}$ ".
2. Las **tiras** para sujetar las láminas dimensionadas se cortan en la cizalla de las siguientes medidas: Largo: 3'-3"- $\frac{3}{4}$ " , Ancho : 3"- $\frac{1}{2}$ ".

b.-La dobladora de orejas.

1. Se forman grupos de 5 tiras por canal de la máquina dobladora.
2. El doblado es manual de las tiras y un poco de golpe necesario para dar la forma de "U".

c.-El Engrampado.

1. El engrampado se efectua lámina por lámina en una engrampadora neumática.
2. Colocado una lámina y dos tiras en la máquina se engrampa dos veces por tira a la lámina.

d.-El planchado

1. El planchado se realizan en grupos de 3 láminas como máximo en un planchador de giro neumático.
2. El planchado es manual y luego colocado en las carretas para ser trasladados al rack

5.3.-La producción de cátodos comerciales

.-El manipuleo de la producción de Cátodos de Cobre es como sigue:

a.-Lavado.

1. Extraer con la grua puente 16 cátodos de las celdas comerciales programadas y que estan en el punto de lavado de la capucha.
2. Trasladar hacia el tanque de lavado y con agua bien caliente (spray) son lavados los cátodos el contenido de electrolito.

b.-Muestreo

Se separa un cátodo de cada "gancho" de 16 cátodos para conformar la muestra del lote correspondiente .Según la norma ANSI-ASTM-115-80 de arranque de virutas mediante un taladro con broca de acero en 5 puntos a una distancia de 2" de las esquinas del cátodo y 1 al centro del mismo.

c.-Descarguío.

1. En ésta máquina neumática se recepciona los cátodos directamente de la grua puente para luego ser agrupados en un número de 20 cátodos. Tambien se doblan las orejas de los cátodos manualmente.
2. Enseguida el cargador frontal descarga el atado y lo traslada a la balanza.

d.-Pesado .

1. El pesado se realiza en una balanza electrónica de piso . Los atados en un número de 20 cátodos son pesados e impresos en tarjetas y pintados en el atado: El lote, atado, peso neto.

e.-Enflejado.

1. Los atados son enflejados y sellados en forma de una cruz por seguridad para el transporte.

f.-Despacho.

1. El despacho de la producción de la planta se realiza cuando se tiene los resultados de los análisis espectrográficos de la calidad , que son realizados en la Oroya.
2. Se solicita a la División de Ferrocarriles una plataforma abierta para el carguío de los cátodos y despacho al Callao.

5.4.-La producción de cátodos decoperizados.**Antecedentes.**

La eliminación del contenido de fierro del electrolito rico (sangría) que se mezclaban con las soluciones impregnadas de la mina, luego se procesaban por Extracción por Solventes. Perdiéndose este cobre debido a la alta acidez de las soluciones

. El método consiste en recuperar electrolíticamente el cobre del electrolito en las 3 celdas iniciales 4-5 y 6. Este nuevo cambio a dado lugar a :

- a.- Incremento de la Extracción en 5%% en la sección SX.
- b.- Recuperación de cobre por el método de decoperizado.

Los acontecimientos que sucedieron para la instalación del tratamiento del electrolito rico fueron:

Agosto 1989	Se cortó el bleed-off al tk-cabeza que se hacia desde 1985.
Octubre 1989	Tratamiento en las celdas iniciales 4-5-6.
Diciembre 1989	Las colas de las celdas se recupera por cementación con

Julio 1991	chatarra. Ampliación del tratamiento a las celdas comerciales :1-2-3.
Febrero 1992	Suspendido la ampliación en las celdas comerciales: 1-2-3.
Mayo 1994	Se suspende definitivamente la cementación con chatarra, por Control Ambiental.
Febrero 1996	Modificación del decoperizado por celdas independientes.
Julio 1997	Parada definitiva del tratamiento del bleed-off en las celdas.

5.5.- Controles en las celdas electrolíticas.

El operador de la casa de celdas debe cumplir estrictamente los siguientes trabajos de control:

1.- Inspección de las celdas. Contactos de electrodos:

El trabajador cuenta con un voltímetro para medir el voltaje entre los electrodos (cátodo-ánodo), cuando es mayor que 2 voltios indicará un cortocircuito (contaminación con Pb) y si es menor a 2 voltios hay un falso contacto (disolución del cátodo)

2.- Rotación de capuchas.-

Un efecto adicional causado por los iones férricos en el electrolito es que ellos tienden a causar corrosión en las orejas de los cátodos la cual sería muy perjudicial si se mantiene en el mismo nivel el electrolito de la celda.

Este problema es aliviado en algún grado por la variación del nivel del electrolito.

La variación de los niveles de solución se realiza por medio de las "capuchas", que son unas tuberías de PVC de 1 pie de longitud 6" de diámetro y con 6 agujeros de 1" de separación entre si, lográndose obtener 7 niveles de rotación. La rotación de las capuchas se realizan cada 8 horas (3 veces por día).

3.-Flujo de electrolito

El flujo de alimentación es igual e individual para cada celda y distribuída en forma paralela , el ingreso de electrolito es por la parte inferior de la celda circulando de abajo hacia arriba y descargando por la parte superior donde se encuentra la capucha . Debe observar el operador el flujo normal del electrolito en cada celda, caso contrario habrá corrosión de las orejas y peligro de caer al fondo de las celdas.

4.-Alineamiento de los Electrodo.

Debemos mantener un buen alineamiento de los cátodos y ánodos en las celdas, corrigiéndolas si los hubiera , porque se generan bordes muy gruesos y delgados en las partes laterales de los cátodos.

5.-Planchado de Cátodos.

El planchado de los cátodos iniciales se realiza después de un día de deposición de cobre , con el objetivo de lograr una verticalidad del cátodo y evitar cortocircuitos ,contaminación de plomo.

6.-Limpieza del lodo Anódico.

Generalmente cuando hay muchos cortes de energía total en la planta , del ánodo se desprende el óxido de plomo en forma de escamas al piso de la celda , lo que con el tiempo se va acumulando , generando cortocircuitos y contaminación al cátodo en los bordes inferiores. Dos operadores son suficientes para realizar esta limpieza con mucho cuidado evitando derrames de electrolito al piso , etc.

7.-Pasivación Anódica .

Cuando hay paradas de planta por cortes de energía y duran más de 30 min. Debemos hacer una pasivación anódica que consiste en : Arrancar el Rectificador de las celdas comerciales a 2000 A durante 15 min esto es sin flujo de electrolito , luego se bombeará el electrolito a las celdas en forma normal. Esta operación es muy importante porque se ha comprobado en la práctica la disminución de la contaminación del cátodo con plomo.

8.-Adición de Sulfato de Cobalto.

El contenido de Cobalto en el electrolito Spent será no menor a 50 ppm , este análisis lo realiza el laboratorista diariamente y este reactivo actúa como un inhibidor superficial del ánodo de plomo.

9.-Bleed-off (sangría).

El contenido de Hierro en el electrolito debemos mantener por debajo de 2.5 gpl de Fe. El flujo calculado es de 10 lpm hacia las celdas de decoperizado para recuperar el cobre

10.-Limpieza de Orgánico.

En el tanque de electrolito rico se limpia el orgánico que pasa por atrapamiento de la última etapa de re-extracción , este orgánico se acumula en las celdas dando un mal aspecto físico a las orejas del cátodo y también se tiene un programa de lavado de las bolitas de polipropileno que navegan en las celdas.

5.6.- Programación de cosecha de cátodos.

La mayor o menor producción de cátodos de cobre está determinada por las concentraciones de cobre en las soluciones impregnadas de la mina que se alimenta a la planta SX-EW y el flujo de estas soluciones.

En el presente cuadro está la programación de las cosechas, datos estimados, fechas, pesos teóricos y reales de los lotes de la primera quincena de Julio 1989 como ejemplo de una programación de cosecha de cátodos..

EL OBJETIVO: 1 680 000 Amp-hr.

Peso Cátodo= 50.0 kg , Peso Lámina = 4.0 kg , Ef= 75.0 % ,
Nº= Celdas.

En el presente programa de cosechas está estimado para 5 000 Amperios diarios y las fórmulas son:

PESO TEORICO (Kg) =1.18545 (Amp-hr) (N°)/1000

PESO REAL (Kg) =1.18545(Amp-hr)(N°) Ef./1000

5.7.-Programación de láminas iniciales.

Para obtener un deslaminado (stripping) y producir láminas de calidad, se toma en cuenta la densidad de corriente, considerando que para altas densidades de corriente la deposición es mayor pero de baja calidad.

Según las Leyes de Faraday con una densidad de corriente de 5.5 Amp/ft² , para depositar en cada cara de la plancha madre aprox. 4.0 kg de peso con una eficiencia de corriente de 96% se debe lograr 315,000 Amp-hr.

Cálculo de la producción de láminas:

$$\text{PESO TEORICO (Kg)} = 1.18545 (\text{ Amp-hr}) (N^{\circ}) / 1000$$

$$\text{PESO REAL (Kg)} = 1.18545 (\text{ Amp-hr}) (N^{\circ}) \text{ Ef.} / 1000$$

13.-TRABAJOS REALIZADOS EN LA PLANTA AGUA DE MINA :

1.-TRABAJOS PARA MEJORAR LA CALIDAD DEL CATODO Y EFICIENCIA DE LAS CELDAS ELECTROLITICAS:

I. INTRODUCCION

A. AREA DE EXTRACCION POR SOLVENTES (SX)

- 1. Cambio de fase de la unidad E1/T1 a Orgánico continuo.**
- 2. Cambio de fase de la unidad S1/T1 a Acuoso continuo.**
- 3. Cambio de fase de la unidad S2/T1 a Orgánico continuo.**
- 4. Instalación de un "Baffle" en la unidad S2/T1**
- 5. Instalación de tres "Baffles" en el tanque de electrolito rico.**
- 6. Nueva linea de sistema de drenaje del tanque de orgánico.**
- 7. Lavado constante del orgánico en la unidad S1/T1.**

B. AREA DE ELECTRODEPOSICIÓN DE COBRE (EW).

- 1. Decoperizado continuo de la celdas iniciales 4-5-6 (beed-off)**
- 2. Make Up de agua.**
- 3. Corrosión de orejas del cátodo.**
- 4. Rotación de capuchas de las celdas comerciales.**
- 5. Doblado de orejas de los cátodos.**
- 6. Empaquetado de cátodos.**
- 7. Techado del área de carguío de cátodos.**
- 8. Nueva línea del flujo de electrolito (beed-off).**

I. INTRODUCCION

Con el propósito de entregar al mercado un producto terminado en buenas condiciones tanto físicas como químicas, para su comercialización directa, se hace necesario mejorar el control de calidad de nuestros cátodos, para lo cual se llevará a efecto una serie de trabajos de modificación y mejoras en el control del mismo para obtener los resultados previstos, como se indican en el presente informe.

A. AREA DE EXTRACCION POR SOLVENTES (SX)

- Esta unidad produce un electrolito rico de cobre, que es la materia prima para la producción de cátodos en la planta de electrodeposición por acción de la corriente eléctrica continua.
- Este electrolito por atrapamientos contiene organico que contamina superficialmente las orejas del cátodo de cobre dando un mal aspecto físico al producto.
- Por lo tanto se propone los siguientes cambios:
 1. Cambio de Fase de Acuoso Continuo a Orgánico Continuo, en la Unidad de Extracción E1 del Tren 1
 - * Permitirá una mejor extracción de cobre.
 - * Aumentará el atrapamiento de acuoso en el orgánico que servira para mantener la acidez necesaria de 5 gpl en la siguiente etapa que corresponde al lavado de Orgánico en la Unidad S1 - Tren 1.
 - * Eliminación continua del "Gunk" hacia las colas del Tren 1.
 2. Cambio de Fase de Orgánico Continuo a Acuoso Continuo en la Unidad de Lavado de Orgánico S1 Tren1
 - * Permitirá un menor atrapamiento de acuoso en el orgánico hacia la etapa de re-extracción S2-Tren 1.
 - * Evitará el exceso de electrolito rico en la planta.
 - * Aumentará el contenido de cobre en el electrolito S2-T1
 - * Se reducirá la adición de ácido en la etapa S2-Tren1.
 3. Cambio de Fase de Acuoso Continuo a Orgánico Continuo en la Unidad de Re-extracción S2-Tren 1
 - * Permitirá una disminución del atrapamiento de orgánico en el electrolito rico.
 - * Queda para evaluar el atrapamiento de sólidos especialmente la Sílica en la calidad del cátodo.
 - * El aumento de atrapamiento de electrolito en el Orgánico será eliminado con el drenaje constante del tanque orgánico.

4. Instalación de un "Baffle" de Inoxidable en el Canal de Electrolito de la Unidad S2 Tren 1
 - * Este permitirá atrapar el orgánico en su superficie ,eliminando manualmente hacia el canal de Orgánico respectivo.
5. Instalación de Tres "Baffles" en el Tanque de Electrolito rico
 - * Actualmente en operación, que por su forma de avance del electrolito permitirá separar el orgánico atrapado y sedimentar sólidos contenidos en el electrolito.
 - * Debemos continuar operando el bombeo de electrolito rico a las celdas iniciales cerrando la válvula "By-pass" del tanque de recirculación.
 - * Eliminación manual del contenido de orgánico a un tanque de inoxidable ubicado al costado del mismo.
6. Nueva Línea del Sistema de Drenaje Tanque Orgánico.
 - * Esta línea será de menor distancia a la Bomba de Gunk
 - * Continuar el drenaje del tanque de orgánico en forma constante, ya que habrá más atrapamiento de electrolito en el orgánico descargado.
7. Lavado Constante del Orgánico en la Unidad S1-Tren 1
 - * Adición de agua en forma constante a razón de 10 lpm al mezclador principal.
 - * Descarguío del acuoso (contiene grasa) hacia los tanques Raffinato a razón de 10 lpm.
 - * Eliminación de grasa atrapada en el canal acuoso utilizando la línea de descarga del ocuoso hacia el raffinato

B. AREA DE ELECTRODEPOSICION DE COBRE (EW)

1. Decoperizado Continuo en las Celdas Iniciales 4-5-6
 - * Se propone un "Bleed-Off" en forma continua en las celdas iniciales 4-5-6, con un flujo constante de 12 lpm, para mantener o bajar el contenido de Fierro en el electrolito a 2.5 gpl.
 - * Recuperar el Cobre en éstas celdas como cátodos Scrap.
2. Make-Up de Agua.
 - * Para mantener el inventario del volumen de electrolito en la Planta SX-EW, se efectuará una adición en forma continua de agua a razón de 12 lpm, hacia el tanque de recirculación de electrolito.
3. Corrosión de Orejas del Cátodo
 - * Si mantenemos el contenido de Fierro en 2.5 gpl no habrá corrosión en las orejas.
4. Rotación de Capuchas Celdas Comerciales normales.

- * Actualmente se están haciendo la rotación de capuchas (variación de nivel de electrolito) cada 12 horas y todos los puntos, por contener el electrolito hasta 4 gpl de Fierro, hay peligro de corrosión de las orejas.
- * Se propone realizar una rotación de capuchas en dos puntos: Lavado y sin Capucha.
- * Se obtendrá orejas más delgadas y fáciles de doblar.

5. Doblado de las Orejas de los Cátodos

- * Ya que es difícil doblar totalmente por tener mucha deposición de Cobre, por lo tanto debemos mantener más tiempo en la celda sin capucha. De tal manera que la oreja sea delgada y pueda doblarse muy fácilmente
- * Utilización de una comba para un mejor doblado de las orejas y así mantener una buena uniformidad del atado.

6. Empaquetado de Cátodos

- * Antes de empaquetar los Cátodos en un número de 20, se debe hacer una selección y calificación de los cátodos de acuerdo a su aspecto físico y peso, descartándose aquellos que no presentan una apariencia física adecuada para su venta.

7. Techado del Area de Carguío de Cátodos

- * Para eliminar la oxidación superficial del cátodo por acción del sol sobre el orgánico impregnado en el cátodo.
- * La otra alternativa será cubrir con "poliyute" los atados de cátodos.

8. Nueva Linea de Flujo de Electrolito (Bleed-Off)

- * Cambio de la tubería de polietileno de 2"Ø en su tramo final de alimentación a las celdas iniciales 4-5-6
- * Evitar la fuga de electrolito hacia la sub-estación No 2.
- * Es por seguridad que se realiza este cambio.

2-.DECOPERIZACION ELECTROLITICA DE SOLUCIONES DE PURIFICACION DE LA PLANTA SX-EW:

METODO PRESENTE:

Las soluciones de purificación del electrolito se mezclaban con el flujo de las soluciones impregnadas de la lixiviación de la mina, el **Cobre** de las soluciones del electrolito no se recuperaban por extracción por solventes (SX) ,debido a que las soluciones de mina reportaban contenidos altos de ácido, perdiéndose en las colas (Raff) de la planta SX.

Los resultados nos indican lo siguiente:

- 1.-El cobre transferido por día : $3200 \times 5.45 \times 0.40 = 6976.0$ Kg-Cu.
- 2.-De acuerdo a la transferencia neta, el cobre contenido en el bleed-off no es recuperado
- 3.-El cobre no recuperado a 10 lpm de bleed-off : $3200 \times 5.45 \times 0.02 = 349$ Kg-Cu

METODO PROPUESTO:

Consiste en la recuperación de cobre por el método de DECOPERIZADO de las soluciones electrolíticas (bleed-off) por medio de la corriente continua en 3 celdas , usando ánodos insolubles de Pb-Sb.

Se emplearán las 3 celdas iniciales del circuito de Electrodeposición que están como capacidad instalada ociosa.

El día 6 de octubre 1989 se inició el tratamiento del bleed-off en las celdas iniciales 4-5-6 en forma de cascada hasta Julio 1997 por Control Ambiental.

La Producción de Cátodos Decoperizados en el año 1989

<u>Mes</u>	<u>Peso Parcial</u>	<u>Peso Total</u>
Octubre	10337.0	10337.0
Noviembre	19857.0	30194.0
Diciembre	15684	45878.0
Total : kg-Cu		45878.0

La Producción de Cátodos Decoperizados en el año 1990

Mes	Peso Parcial	Peso Total
Enero	13007.5	13007.5
Febrero	16255.0	29262.5
Marzo	18012.0	47274.5
Abril	13783.5	61058.0
Mayo	11236.5	72294.5
Junio	12898.0	85192.5
Julio	18382.5	103575.0
Agosto	15022.0	118597.0
Setiembre	15940.0	134537.0
Octubre	12531.0	147068.0
Noviembre	15524.0	162592.0
Diciembre	15839.5	178431.5
Total año: Kg		178431.5

DATOS DE OPERACION DEL TRATAMIENTO DE DECOPERIZADO DE COBRE AÑO 1989

	Octubre	Noviembre	Diciembre	Promedio Año
Bleed-off (lpm)	15	16	14	15
Volumen(ltx1000)	336	672	610	540
Cu (gpl)	27.25	27.5	27.6	27.45
H+ (gpl)	163.5	165	166	164.8
Fe/t (gpl)	4.5	4	3.8	4.06
Co (ppm)	76	72	80	76
Nº Celdas	3	3	3	3
Amperaje	7000	10600	9270	8950
Voltaje	4.5	4.7	4.7	4.6
Kwh	749	1192	1044	995

PRODUCCION DE CATODOS DECOPERIZADOS ANUAL: Kg

Año:	Peso Parcial:	Peso Total:
1989	45878.0	45878.0
1990	178431.5	224309.5
1991	225642.5	449952.0
1992	29105.0	479057.0
1993	90826.5	569883.5
1994	24608.0	594491.5
1995	0	594491.5
1996	33574.5	628066.0
1997	22280.5	650346.5
1998	0	

3.-EXTRACCION DE COBRE CON EL REACTIVO M-5640

1. El pilotaje de extracción de cobre con el nuevo reactivo Acorga M-5640 se realizó en la Planta Piloto Krupp, por 400 horas desde el día 15 Noviembre 1994 hasta el día 04 de Diciembre de 1994.
2. Se utilizó solución impregnada de cobre procedente de las filtraciones de mina con leyes promedios de: 0.26 gpl de Cu , 1.60 de Ph y 4.9 gpl de Fe/t.
3. El acorga se diluyó con Kerosene Industrial con un porcentaje en volumen de 1.65%.
4. La eliminación de la grasa de la solución impregnada de cobre se hizo en 3 columnas con contenido de carbón coquificable y colocadas en cascada. La eficiencia de este filtrado es de: 90%.
5. La transferencia neta de cobre de 65 Kg con una eficiencia de 94%.
6. El cobre fué recuperado por electrodeposición en 3 celdas electrolíticas con electrodos : Anodos de Pb-Sb(10%) y Cátodos de Acero Inoxidable.
7. La recuperación de Cobre de láminas de cobre de 10 kg de peso y 99.98 % de Cu.
8. Los resultados de las pruebas se muestran en los cuadros N°1 y 2.

OBSERVACIONES DE LA PRUEBA

1. La eficiencia de los filtros para eliminar la grasa de la solución impregnada de cobre de la mina se mantuvo con un lavado diario del carbón con agua caliente
2. Se trató de mantener las alturas de orgánico en los sedimentadores para lograr los objetivos.
3. No se ha variado la relación O/A en los mezcladores, ya que este no es para evaluar.
4. No se ha evaluado la pérdida de kerosene por evaporación ya que es un dato conocido en planta.

5. El tiempo de separación de fases es relativamente menor (80 seg.) si se tiene en cuenta que se esta trabajando con soluciones que poseen grasa.

B.-CONCLUSIONES

El reactivo Acorga M-5640 posee ligeras mejores cualidades que el Acorga M-5615, en cuanto se refiere a la eficiencia de extracción, selectividad y atrapamiento; por lo que se concluye que puede ser reemplazado y que la mezcla de ambos no afectaría a la planta

4.-PRUEBAS DE EXTRACCION POR SOLVENTES PARA ZINC USANDO EL REACTIVO DEPHA

PRUEBA N°1 .-SIN OXIDACION -NEUTRALIZACION: 5% DEPHA

1. **La Eficiencia de Extracción.-Es** muy baja debido a la acidéz de la solución (ph 1.5)
2. **La Selectividad.-Es** tambien demasiado baja $S = 0.05 \text{ Zn/Fe}$, aumentando el fierro en el Electrolito de Zinc (10 gpl)
3. **Atrapamiento.-Es** muy alto el acuoso en el Orgánico Cargado 100 ppm debido al contenido de grasa de la solución de la mina 1.80 ml/lt, y pérdida de Orgánico en el raffinato con valores de 50 ppm

PRUEBA N°2.-SIN OXIDACION-NEUTRALIZACION: 10 % DEPHA

1. **La Eficiencia de Extracción.-.Continua** bajo por la acidéz de la solución , a pesar que se incrementó el % de Depha.
2. **La Selectividad.-Continua** bajo la selectividad $S=0.075 \text{ Zn/Fe}$ aumentando el contenido del fierro hasta 15
3. **Atrapamiento.-Es** muy alto el acuoso en el Orgánico Cargado 100 ppm debido al contenido de grasa de la solución de la mina 1.80 ml/lt, y pérdida de Orgánico en el raffinato con valores de 100 pp

PRUEBA N° 3,4: SIN OXIDACION, CON NEUTRALIZACION: 10% DEPHA.

1. **-La Eficiencia de Extracción.-Neutralizando** la solución con NaOH, subiendo el ph hasta 4.4, incrementándose la extracción hasta 82%.
2. **La Selectividad.-Continua** baja alcanzando un valor de $S = 4$, y continua incrementándose el fierro en el Electrolito hasta 22.

3. **Atrapamiento.-Continua** alto el atrapamiento , un valor de 50 ppm en el Orgánico Cargado , debido al contenido alto de grasa en la solución de la mina.
 - Esta prueba fué suspendido por que se contaminó con Fierro (37 gpl) el Electrolito Rico de Zinc.
 - Los resultados de las pruebas de ZINC están en el Cuadro 3

14.-LABORATORIO METALURGICO

Los trabajos que se realizan en el Laboratorio Metalúrgico son:

1.-ANALISIS FISICOS:

- Determinación del contenido de grasa de la Solución Impregnada de Cobre de Mina.
Por Centrifugacion
- Sólidos de la Solución Impregnada de Cobre de la Mina.
- Atrapamiento de la grasa en el Reactivo Orgánico Cargado (E -1)
- Atrapamiento de Acuoso en el Orgánico (E-3)
- Atrapamiento de Electrolito en el Orgánico Descargado (S-2)

2.-ANALISIS QUIMICOS:

Por Vía Clásica:

- Análisis de Acido en las Soluciones Acuosas.
- Análisis de Cobre en el Electrolito Rico.

Por Vía Absorción Atómica.

- Determinación de los elementos: Cu,Fe,Co,Pb,Zn,Ag.

Potenciómetro.

- Determinaciones o mediciones del Ph, de las soluciones acuosas.

3.-PARAMETROS DE EXTRACCION POR SOLVENTES:

- Funcionalidad con respecto al ph.
- La Selectividad.
- Isoterma de Extracción y Re-extracción.
- Capacidad de Carga.
- Cinética de Extracción y Re-extracción

4.-MONITOREO: CONTROL AMBIENTAL.

- Canal Derecho-Canal Izquierdo.
- Laguna de Yanamate
- Lagunas circundantes de Cerro de Pasco.

5.-ANALISIS QUIMICOS REALIZADOS

A.-DETERMINACION DE ACIDO SULFURICO LIBRE

- .Medir con una pipeta 5 ml de muestra en un vaso de 150 ml.
- Agregar 0.50 gr. de Ioduro de Potasio y agitar hasta que toda la sal entre en solución.
- Reducir todo el Iodo liberado adicionando gota a gota solución neutra de Tiosulfato de Sodio hasta la desaparición del Iodo (decoloración).
- Titular con solución valorada 0.2N de Carbonato de Sodio, usando Anaranjado de Metilo como indicador, hasta que el color rojo cambie a naranja.

B.-DETERMINACION DE COBRE EN EL ELECTROLITO

- Medir con una pipeta 1 ml de muestra en un vaso de 250 ml y diluir con 10 ml de agua destilada.
- Agregar Hidróxido de Amonio gota a gota , hasta obtener un azul intenso.
- Agregar Acido Acético gota a gota hasta el color original
- Adicionar 0.20 gr. de Floruro de Amonio para llevar la solución a ph 5 (color celeste).
- Adicionar 10 ml de Yoduro de Potasio y 5 ml de Almidón.
- Titular con una solución valorada de Tiosulfito de Sodio hasta un color blanco lechoso (1° caso)
- Titular con 3 gotas de NO₃Ag hasta un color amarillo patito (2° caso).
- La cantidad consumida de la solución valorada se multiplicará por 5.

C.-DETERMINACION DEL FIERRO TOTAL

- Medir con una pipeta 5 ml de muestra en un vaso de 250 ml.
- Agregar 5 ml de Acido Clorhídrico concentrado, poner tapa y calentar hasta ebullición.
- Reducir con solución de Cloruro Estañoso gota a gota hasta decolorar el Fe.
- Agregar agua destilada hasta el nivel de 100 ml y dejar enfriar.
- Agregar 15 ml de Cloruro Mercurico y 10 ml de solución Fosfórica y 3 gotas de Difenilamina (indicador).
- Titular con solución valorada de Bicromato de Potasio hasta color azul.

D.-DETERMINACION DE FIERRO AL ESTADO FERROSO

- Medir con una pipeta 5 ml de muestra en un vaso de 400 ml.
- Adicionar 10 ml de Acido Sulfúrico (1:1).
- Diluir con agua destilada a 200 ml y dejar enfriar.
- Titular con solución valorada de Permanganato de Potasio, hasta color rosa permanente.
- Hacer un blanco usando los mismos reactivos y descontar de la titulación.

15.-PARAMETROS PRINCIPALES EN LA EXTRACCION POR SOLVENTES

1. FUNCIONALIDAD CON RESPECTO AL PH.

- La funcionalidad del Ph en la etapa de Extracción , es la medida que determina el eje de la reacción y/o hasta donde puede dirigirse la reacción de Izquierda a derecha, esto tiene que ver con la capacidad de carga o la capacidad de "Hidroxima oxima" de captar el Cobre.
- Para comprobar la funcionalidad del ph, se ha variado el valor del ph desde 0.1 hasta 1.4, y analizando el Cobre en el Acuoso y Orgánico respectivamente.

Ph	Cu(Org.) Gpl	Cu(Ac.) gpl	D Coef. dist.	LogD	Extracción %
0.30	0.31	0.50	0.62	-0.21	39
0.50	0.47	0.35	1.31	0.12	57
1.0	0.71	0.11	6.17	0.79	86
1.4	0.77	0.03	25.8	1.41	95

2. SELECTIVIDAD

La selectividad es la comprobación de la ausencia de impurezas de Fierro en el producto.

Para encontrar la selectividad práctica consideramos la diferencia del cobre en el Orgánico Cargado menos el cobre en el Orgánico Descargado, dividido entre el fierro en el Orgánico Cargado menos el fierro en el Orgánico Descargado

De las pruebas realizadas en el laboratorio los resultados son

Organico	Cobre(gpl)	Fierro(gpl)
Orgánico Cargado	1.25	0.005
Orgánico Descargado	0.50	0.0037
	0.75	0.0013

La Selectividad calculado es de : $S = 577$, esto nos indica que por cada 577 iones de cobre extraído se extrae 1 de Fierro, estando por encima de las especificaciones de operación que es de 500, por lo tanto podemos decir que el reactivo es selectivo.

3.-ANALISIS DE COBRE EN EL ORGANICO

- Tomar 10 ml de muestra en un vaso de 250 ml.
- Agregar 15 ml de Acido de 180 gpl.
- Agitar por espacio de 3 min y dejar en reposo hasta su separación total de fases.
- Separar el acuoso (1) en un erlenmeyer.
- Agregar 15 ml de Acido de 180 gpl, agitar por 3 min y separar el acuoso(2) en el erlenmeyer anterior.
- Lavar las paredes dela pera hasta por 2 veces y dejar caer el agua al mismo erlenmeyer, terminado la separación.
- Titular la solución (acuoso) con $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, antes agregar 10 ml de KI, 5 ml de almidón y 3 gotas de NO_3Ag . (amarillo patito).
- En caso de no utilizar NO_3Ag el punto de titulación será un blanco lechoso.

4.-LA CAPACIDAD DE CARGA

La capacidad de Carga esta dado por la propiedad que tiene el Orgánico de extraer el cobre para un volumen de Orgánico.

Determinación de la Capacidad de Carga:

- Medir 100 ml de muestra de Orgánico Descargado en una pera de 250 ml.
- Medir 100 ml de solución sintética de cobre y adicionar a la pera anterior , agitar durante 10 min.
- Dejar separar las fases completamente.
- Tomar 10 ml de Orgánico obtenido en otra pera de 250 ml ,adicionar 15 ml de ácido de 180 gpl, y agitar durante 3 min.
- Proceder a calcular el contenido de cobre en el Orgánico de acuerdo a la marcha anterior (N°3)
- Hacer la equivalencia siguiente:

para 1 % de Acorga extrae 0.55 gr/lit. de Cu.
X %de Acorga gasto de la titulación.

5. LA CINETICA DE EXTRACCION

- La Cinética de Extracción nos indica la velocidad de las reacciones o el tiempo en el cual alcanza el equilibrio. Se ha determinado en el laboratorio mediante una prueba estandarizada.
- Datos: 100 ml de Acuoso , 100 ml de Orgánico. (O/A=1).
- Los resultados son los siguientes:

Tiempo Agitación seg.	Cu (Orgánico) gpl	Cu(Acuoso) gpl	Extracción %
10	0.30	0.50	37.5
30	0.58	0.22	71.6
60	0.70	0.11	86.4
90	0.75	0.06	92.6
120*	0.77	0.038	95.1
150	0.77	0.040	95.1
180	0.77	0.040	95.1

- Equilibrio de la cinética de Extracción se logra en un tiempo de 2 min.

6. CINÉTICA DE RE-EXTRACCIÓN.

- Para calcular la cinética se utilizó las variables: Orgánico Cargado 1.25 gpl de Cu , Electrolito Rico 30.10 gpl Cu , con 150 gpl H+
- Los resultados son los siguientes:

Tiempo Agitación Seg	Cu (Orgánico) gpl	Cu(Acuoso) gpl
10	0.75	30.65
30	0.55	30.80
60	0.45	30.90
90*	0.40	30.95
120	0.40	30.95
150	0.40	30.95
180	0.40	30.95

* Equilibrio de la cinética de Re-extracción se logra en un tiempo de 1.5 min.

16-CONTROL AMBIENTAL EN CERRO DE PASCO

1.-ANTECEDENTES.-

El depósito de Yanamate se viene utilizando para recepcionar las aguas ácido -ferrosas provenientes de las operaciones Minero -Metalúrgicas de la Unidad Cerro de Pasco, para evitar la contaminación del río San Juan. Las filtraciones naturales ácidas de la mina Cerro de Pasco datan desde el inicio de las operaciones mineras desde el año 1902. Este efecto se ha acentuado a través del tiempo de operación, cuando se inicia el Pique Lourdes en 1932, la lixiviación in-situ en 1954, y el Tajo abierto en 1956.

Las filtraciones naturales ácidas con contenidos de cobre fueron recuperados desde el año 1935 mediante precipitación por medio de la chatarra de fierro realizándose inicialmente en las cunetas de la mina. Posteriormente se centraliza en superficie instalando la Planta de Cementación de Excelsior en el año 1963 y la Planta de Garacalón el año 1967. Durante este lapso de tiempo las aguas ácidas provenientes de la mina y de las plantas de cementación se descargaban a Quiulacocha.

El año 1980 se construye la Planta de Tratamiento de Agua de Mina (SX-EW) para recuperar el cobre en forma de cátodos de cobre y control ambiental de las aguas ácidas que se descargaban a Quiulacocha son bombeados parcialmente a la laguna de Yanamate a partir de 1981.

A partir del año 1996 ya no se descarga a Quiulacocha, todas las soluciones ácidas se están bombeando hacia la laguna de Yanamate.

2.-ORIGEN DE LAS AGUAS ACIDAS.

Las aguas ácidas se generan en

2.1.-Aguas Neutras (mina).-

Esta agua es originada por las filtraciones naturales producto de la falla longitudinal de Cerro de Pasco, en su mayoría son de carácter neutra

2.2.-Aguas Acidas (mina)

2.2.1.-Aguas Barren.-Son originados por las operaciones de minado y relleno hidráulico en las áreas de Pb-Zn.

2.2.2.-Aguas Impregnadas de Cobre.-Son producto de las filtraciones naturales existentes en la mina y de la lixiviación in -situ efectuado

desde la superficie (recirculación de barren). Hasta el nivel 1400 Excelsior, éstas soluciones son tratados en la Planta SX-EW.

2.3.-Aguas en Superficie

2.3.1.-Colas de Cementación.-Originados por acción de las aguas barren sobre las piritas y sulfuros de los Stock piles -2 y Pampa Seca , éstas soluciones impregnadas de cobre son recuperados en la Planta de Garacazón con chatarra de fierro . La principal característica de las colas de cementación son su alto contenido de fierro y ácido ,además de otros elementos que lo componen.Estas soluciones son bombeados a la Planta SX-EW y de allí a Yanamate

3.-CANTIDAD Y CALIDAD DE LAS AGUAS ACIDAS

3.1.-Bombeo de Aguas Neutras.-En el nivel 800 existen dos estaciones de bombeo, las cuales colectan las aguas neutras provenientes del Pique Diamante,galería 8278 y el Tajo "Raúl Rojas" (falla longitudinal) La capacidad de las 2 bombas de 750 gpm ubicados en la galería 8278 y 3 bombas de 1100 gpm ubicados en la estación de Winze 98. Son evacuados a superficie para la Concentradora de Paragsha a razón de 500 gpm

3.2.-Bombeo de Agua Barren.-En la mina existen dos estaciones de bombeo para evacuar esta aguas a la superficie. La primera ubicado en el nivel 2100, que consta de 3 bombas con una capacidad de 2600 gpm, las aguas son bombeadas al nivel 1200 a través del Water Raise con un flujo de 3000 gpm en época de estiaje y en épocas de lluvias a razón de 4000 GPM.

Las aguas de barren en el,nivel 1200 son bombeados a superficie por medio de 3 bombas a través de otro Water Raise con capacidad de 2600 gpm

3.3.-Bombeo de Aguas Impregnadas.-Las soluciones impregnadas de cobre provenientes de la lixiviación " in-situ" , son colectadas en las galerías 1209 y 1401 de los niveles 1200 y 1400 Excelsior respectivamente. En la estación de bombeo del nivel 1200 se cuenta con 2 bombas de 2600 gpm de capacidad nominal para evacuar a la superficie.En el nivel 1400 se cuenta con 3 bombas de 1000 gpm de capacidad nominal las cuales evacuan estas soluciones hasta la cámara de bombeo del nivel 1200 Excelsior, el flujo total a superficie es de 1800 gpm.

4.-CONTROL DE LAS AGUAS EN LA MINA Y SUPERFICIE.

El sistema de control para el vertimiento de las aguas ácidas se realiza desde el origen tanto en la mina como en la superficie. Una forma de

disminuir la generación de aguas ácidas en la mina subsuelo, es realizar la separación de las aguas neutras en los diversos niveles de la misma, actualmente se viene trabajando en ello. En superficie se ha encauzado todas las aguas ácidas productos de las escorrentías de los Stock Piles y relaves hacia el sistema de bombeo de la laguna Yanamate.

5.-IMPACTO SOBRE EL MEDIO FISICO.-

La generación de aguas ácidas y metales en solución provenientes de la mina subsuelo, Stock Pile sobre el componente físico de la laguna de Yanamate, no se conoce con exactitud.

Siendo Yanamate una laguna cerrada y despoblada de sus alrededores, posiblemente estas aguas estén filtrándose por las fracturas, diaclasas y fallas no conociéndose con exactitud hacia que lugares.

6.-IMPACTO SOBRE EL MEDIO BIOLÓGICO

El vertimiento de la totalidad de las aguas ácidas en la laguna Yanamate, cuyos valores de los principales componentes están por encima de los valores de los LMP, han alterado el hábita natural de ésta laguna la cual servía de refugio y fuente de alimento para muchas especies de la fauna silvestre de la región.

7.-IMPACTO SOCIO ECONOMICO.

El vertimiento de aguas ácidas en la actualidad provocan un impacto socio económico no relevante.

8.-RECOMENDACIONES.-

8.1.-Separación de las aguas neutras en el nivel 800.-

El objetivo es evitar la contaminación de la laguna Yanamate, y darle mayor vida útil a la laguna, con la finalidad de prever riesgos de contaminación a mediano y largo plazo del río San Juan, recuperando un caudal de 700 gpm que dejarían de bombear a Yanamate.

8.2.-Separación de aguas neutras en el nivel 1400.

También evitará la colmatación de la laguna Yanamate, con la finalidad de reducir el tiempo de bombeo del nivel 2100 y, así evitar posible inundación de la mina y otros costos serían disminuidos.

9.-MONITOREO DE EFLUENTES LÍQUIDOS CERRO DE PASCO

1. INTRODUCCIÓN.

Las operaciones mineras de la Unidad Estratégica de Cerro de Pasco, orientada a la explotación de minerales, para obtener concentrados de plomo y zinc y, en el tratamiento de aguas de mina para la obtención de cobre electrowón.

Estas operaciones originan residuos sólidos y líquidos, los que afectan la calidad de las aguas naturales.

El programa de monitoreo de ésta Unidad Estratégica, es de responsabilidad de la Dirección de Asuntos Ambientales de Centromín - Perú S.A. La ejecución de éste programa se realiza con el apoyo de los departamentos de :

- Seguridad de Cerro de Pasco.
- Agua de Mina de Cerro de Pasco.
- Laboratorio Analítico de Cerro de Pasco.
- Laboratorio Analítico La Oroya.

2. OBJETIVOS.

2.1 Cumplir con la R. M. Nº 011- 96 - EM/VMM de Enero de 1,996, sobre Niveles Máximos Permisibles para efluentes líquidos. Para los componentes químicos , mg/l

	pH	TSS	Pb	Cu	Zn	Fe	As	CN
NMP	5.5- 10.5	50	0.5	1	3	2	0.5	1

2.2 Obtener información estadística de los contaminantes emitidos por los diferentes efluentes líquidos de la Unidad Estratégica de Negocios de Cerro de Pasco.

2.3 Efectuar un control de efluentes para determinar el avance de mitigación del efecto sobre el curso de los ríos San Juan, Mantaro y la Laguna de Chinchaycocha.

3. ESTACIONES DE MONITOREO.

El criterio utilizado para la elección de las estaciones de Monitoreo, es el indicado en las Guías de Monitoreo de Calidad de Agua, Sub - Sector Minería.

La selección del lugar en el que se ubican las Estaciones de Monitoreo, se ha realizado bajo las siguientes condiciones:

- Facilidades de acceso para la toma de muestras.
- Seguridad para el personal que toma la muestra.
- Distancia suficiente del punto de emisión al punto de muestreo, para garantizar uniformidad y representatividad de la muestra.
- Los Niveles Máximos Permisibles, para efluentes líquidos Minero - Metalúrgicos descritos en la R. M. N° 011 - 96 - EM/VMM.

4.-FICHAS DE IDENTIFICACIÓN DE LOS PUNTOS DE CONTROL.

UNIDAD ESTRATÉGICA DE PRODUCCIÓN CERRO DE PASCO.

NOMBRE	AGUA INDUSTRIAL
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	201
COORDENADAS	U.T.M. N-8820385.810/E - 360548.410
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) El punto de control se ubica en el Reservorio de Paragsha, en la descarga de la tubería de Huicra.

NOMBRE	AGUA INDUSTRIAL PARAGSHA
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	202
COORDENADAS	U.T.M. N-8819991.877/E - 361251.149
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Este punto se ubica frente al portón de ingreso de Oficinas Generales Paragsha. Las aguas salen por una alcantarilla hacia un canal, para unirse con las aguas servidas de las viviendas de Paragsha y los efluentes de los Stock Piles Pacos.

NOMBRE	AGUA ÁCIDA A YANAMATE.
:	
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	210
COORDENADAS	U.T.M. N-8816211.121/E - 362649.019
:	
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Este punto se ubica en la descarga al depósito de Yanamate.
:	

NOMBRE	SALIDA DEPÓSITO QUIULACOA.
:	
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	211
COORDENADAS	U.T.M. N-8817305.364/E - 359144.785
:	
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Este punto se ubica a 100 metros aguas abajo de la descarga del depósito de Quiulacochoa.
:	

NOMBRE	SALIDA DEPÓSITO OCROYOC.
:	
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	212
COORDENADAS	U.T.M. N-8817323.376/E - 357717.596
:	
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Este punto se ubica en el canal de descarga de éste depósito, en el vertedero existente.
:	

NOMBRE	RÍO SAN JUAN ANTES DEL EFLUENTE CERRO DE PASCO.
:	
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	213
COORDENADAS	U.T.M. N-8816700.963/E - 3561121.337
:	
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Este punto se ubica frente a la bomba N° 4 de la Sub-Estación de Yurajhuanca.
:	

NOMBRE	RÍO SAN JUAN DESPUES DE LA UNION CON EL EFLUENTE CERRO DE PASCO.
:	
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	214
COORDENADAS	U.T.M. N-8816214.821/E - 356318.582
:	
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Este punto se ubica aguas abajo de la descarga del efluente de Cerro de Pasco, a 100 metros de la descarga del
:	

NOMBRE	EFLUENTE TOTAL CERRO DE PASCO
·	
CÓDIGO DEL PUNTO DE CONTROL :	215
COORDENADAS	U.T.M. N-8817032.741/E - 367122.315
·	
DESCRIPCIÓN	(Ubicación) Punto ubicado en el Puente Yurajhuanca, después de la unión con la salida de Quiulacocho y antes de la unión con el Río San Juan .
·	

PROMEDIOS ANUALES DE LOS ELEMENTOS CONTROLADOS

(R.M. 011-96-E.M./M.M.) EN CERRO DE PASCO

Punto	Año	M3/d	pH	TSS	Pb	Cu	Zn	Fe	As	CN
215	1995	38750	3.8	637	1.47	5.04	167.5	848.25	1.45	
Total	1996	27963	3.9	437	1.73	8.64	132.0	394.15	0.73	0.007
C.de P.	1997	26321	5.7	987	0.82	2.00	34.39	74.87	0.04	0.008
	1998	24128	6.8	375	0.27	0.31	13.65	12.51	0.01	0.020

NMP	5.5-	50	0.5	1	3	2	0.5	1
Nivel Máximo Permisible	10.5							

17.-CUADROS DE LA PLANTA AGUA DE MINA

- CUADROS DE PRODUCCION DE CATODOS 1981-1998
- CALIDAD DE LOS CATODOS DE COBRE ELECTROWÓN
- CONSUMO DE REACTIVOS UNITARIOS Y ENERGÍA: 1982-1998
- RESUMEN DE PARAMETROS OPERATIVOS : 1981-1998
- CUADROS 1,2,3 DE PRUEBAS METALURGICAS
- COSTOS DIRECTOS – INDIRECTOS: 1991-1998
- CUADRO DE CONTRIBUCIÓN ECONOMICA: 1996-1998

FIGURAS

- SISTEMA DE DRENAJE DE LA MINA CERRO DE PASCO
- DIAGRAMA DE OPERACIONES DE LA PLANTA AGUA DE MINA
- OPERACIONES METALURGICAS EN LA PLANTA AGUA DE MINA
- DIAGRAMA DE LA PLANTA DE EXTRACCION POR SOLVENTES
- DIAGRAMA DE LA PLANTA DE ELECTRODEPOSICION
- BALANCE DE COBRE DE LA PLANTA EW.
- FLOW SHEET DE LA PLANTA PILOTO MOVIL KRUPP
- VISTA LATERAL DE LA CELDA ELECTROLITICA
- VISTA VERTICAL DE LA CELDA ELECTROLITICA
- ANODO DE PLOMO –Dimensiones.
- LAMINA INICIAL DE COBRE- Dimensiones.
- CATODO DE COBRE-Dimensiones.
- PLANCHA MADRE DE INOXIDABLE-Dimensiones.

PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUA DE MINA

PRODUCCION TOTAL DE COBRE ELECTROWON (Kg)

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	
ENE		54896.0	333020.5	335305.5	311746.5	275942.5	181437.5	139775.0	130000.0	153843.5	127186.0	108802.5		122930.5					141,003.0
FEB		225912.5	247521.0	319829.5	282260.0	224541.0	160000.0	145000.0	133591.0	169828.0	100079.5	16442.5	61056.0	66381.5		27091.0			117,118.5
MAR		163049.0	251072.5	363243.5	300001.5		200000.0	180000.0	158523.5	178308.0	89241.5		91608.0	117658.5		77577.0	77998.5		143,654.0
ABR		154124.5	350211.5	400000.5	294570.0		220000.0	150000.0	173920.5	103616.5	110235.5		89373.0	94742.0		82243.0	88036.0	70,181.0	
MAY	57000.0	160000.0	280772.0	379567.5	310290.5	90766.0	210000.0	170000.0	75246.0	128817.0	110972.0		88463.5			84612.5	101427.0		139,135.5
JUN	203400.0	245518.0	349195.0	390131.5	231148.0	93079.0	160514.5	150000.0	147884.5	150319.5	89388.0		95664.5			90715.5	110814.0		152,780.0
JUL	251102.0	304237.5	295464.5	376876.5	274782.5	107149.0	160680.5	113453.5	183817.5	199596.5	120766.0		119694.0			86326.0	120107.0		160,343.0
AGO		275001.0	301858.5	360576.5	357528.5	100000.0	66681.0		96623.5	114537.0	6958.0		103923.5			101187.5	121388.5		130,896.5
SET		311225.0	257062.0	216277.0	311153.5	99790.5	180000.0	150000.0	68193.5	113973.0	128793.0		122003.5			108021.0	124916.0		86,457.5
OCT		285238.0	320570.5	45764.5	314610.0	90718.5	159566.0	90000.0	206236.5	126782.5	144584.0		59016.5			122976.0	142130.0		126,473.5
NOV		309709.0	323602.5	345278.0	136079.0	181437.0	174890.5		205155.0	129891.5	125174.0		89574.5			125001.5	131959.0		121,667.5
DIC		354774.5	330057.0	327046.0	322267.5	182723.0	177769.5		189359.5	154215.5	103513.0		120594.5			60943.0	133821.0		144,812.0
TOTAL	511502.0	2843685.0	3640407.5	3859896.5	3446437.5	1446146.5	2051539.5	1288228.5	1768551.0	1723728.5	1256890.5	125245.0	1040971.5	401712.5	0.0	966694.0	1152597.0		1,534,522.0

CONSUMO UNITARIO DE ACORGA (Kg./Kg-Cu)

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
ENE		0.017	0.006	0.005	0.006	0.008	0.015	0.008	0.045	0.014	0.012	0.004		0.009				0.010
FEB		0.015	0.008	0.006	0.007	0.000	0.017	0.008	0.026	0.013	0.015		0.037	0.054		0.053		0.012
MAR		0.028	0.080	0.005	0.008	0.000	0.014	0.006	0.014	0.010	0.003		0.035	0.015		0.037	0.024	0.015
ABR		0.043	0.006	0.006	0.009	0.008	0.013	0.007	0.010	0.076	0.017		0.020	0.002		0.026	0.019	0.029
MAY		0.018	0.007	0.005	0.007	0.017	0.011	0.006	0.102	0.019	0.009		0.033			0.020	0.003	0.014
JUN		0.012	0.006	0.005	0.016	0.021	0.009	0.008	0.026	0.006	0.013		0.014			0.023	0.014	0.007
JUL		0.000	0.007	0.006	0.009	0.011	0.007	0.009	0.016	0.005	0.015		0.011			0.016	0.015	0.010
AGO		0.000	0.006	0.003	0.006	0.012	0.006	0.000	0.018	0.007	0.077		0.019			0.018	0.005	0.003
SET		0.009	0.011	0.009	0.006	0.016	0.008	0.008	0.077	0.014	0.005		0.009			0.016	0.014	0.016
OCT		0.007	0.087	0.044	0.007	0.020	0.007	0.010	0.009	0.008	0.014		0.022			0.015	0.009	0.014
NOV		0.006	0.087	0.005	0.015	0.015	0.007	0.000	0.008	0.012	0.011		0.019			0.012	0.009	0.010
DIC		0.005	0.008	0.006	0.006	0.015	0.006	0.000	0.007	0.012	0.030		0.024			0.004	0.013	0.008
TOTAL:		0.160	0.319	0.105	0.102	0.143	0.120	0.070	0.358	0.196	0.221	0.004	0.243	0.080	0.000	0.240	0.125	0.147
PROM.		0.013	0.027	0.009	0.009	0.012	0.010	0.006	0.030	0.016	0.018	0.000	0.020	0.007	0.000	0.020	0.010	0.012

CONSUMO UNITARIO DE KEROSENE (Lt./Kg-Cu)

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
ENE		0.990	0.270	0.260	0.200	0.340	0.610	0.560	2.470	0.490	0.550	0.560		0.927				0.493
FEB		0.470	0.320	0.260	0.210	0.000	0.750	0.370	1.020	0.670	0.670		1.661	1.721		3.544		0.548
MAR		1.620	0.340	0.350	0.420	0.000	0.670	0.130	0.770	0.450	0.510		1.173	0.773		1.138	1.064	0.681
ABR		1.500	0.180	0.160	0.260	0.340	0.560	0.360	0.660	0.590	0.670		1.179	0.140		2.109	1.004	1.364
MAY		0.570	0.190	0.280	0.250	1.330	0.460	0.280	3.320	0.610	0.370		1.185			1.328	0.281	0.560
JUN		0.150	0.220	0.210	0.460	1.240	0.000	0.410	0.950	0.270	0.750		0.996			0.884	0.427	0.308
JUL		0.000	0.360	0.210	0.340	1.160	0.230	0.520	0.600	0.230	0.530		0.719			0.823	0.834	0.404
AGO		0.460	0.200	0.340	0.240	0.750	0.000	0.000	0.520	0.310	3.340		1.050			0.768	0.484	0.235
SET		0.460	0.330	0.220	0.300	0.590	0.000	0.440	2.700	0.430	0.160		0.335			0.149	0.659	0.545
OCT		0.400	0.230	0.000	0.250	0.580	0.000	0.450	0.370	0.710	0.700		1.263			0.838	0.494	0.577
NOV		0.260	0.270	0.130	0.070	0.560	0.000	0.000	0.440	0.600	0.260		0.769			0.620	0.412	0.299
DIC		0.160	0.280	0.210	0.300	0.520	0.200	0.000	0.340	0.440	0.880		1.270			0.267	0.446	0.281
TOTAL:		7.040	3.190	2.630	10.300	7.410	3.480	3.520	14.160	5.800	9.390	0.560	11.600	3.561	0.000	12.468	6.105	6.297
PROM.		0.587	0.266	0.219	0.858	0.618	0.290	0.293	1.180	0.483	0.783	0.047	0.967	0.297	0.000	1.039	0.509	0.525

CONSUMO UNITARIO DE COBALTO (Kg./Kg-Cu)

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
ENE		0.0013	0.0014	0.0020	0.0150	0.0020	0.0038	0.0029	0.0054	0.0019	0.0035	0.0026		0.0016				0.0014
FEB		0.0028	0.0018	0.0018	0.0020	0.0000	0.0043	0.0028	0.0030	0.0023	0.0060		0.0014	0.0013		0.0037		0.0012
MAR		0.0040	0.0018	0.0015	0.0020	0.0000	0.0036	0.0025	0.0025	0.0024	0.0078		0.0014	0.0012		0.0026	0.0038	0.0010
ABR		0.0040	0.0016	0.0013	0.0030	0.0020	0.0035	0.0027	0.0017	0.0025	0.0052		0.0018	0.0014		0.0049	0.0017	0.0007
MAY		0.0280	0.0019	0.0012	0.0017	0.0050	0.0035	0.0029	0.0027	0.0020	0.0046		0.0012			0.0018	0.0011	0.0010
JUN		0.0009	0.0016	0.0012	0.0025	0.0070	0.0028	0.0027	0.0031	0.0024	0.0032		0.0007			0.0032	0.0018	0.0019
JUL		0.0019	0.0018	0.0009	0.0025	0.0060	0.0022	0.0022	0.0027	0.0028	0.0020		0.0011			0.0017	0.0017	0.0008
AGO		0.0025	0.0018	0.0013	0.0014	0.0050	0.0027	0.0000	0.0060	0.0022	0.0022		0.0014			0.0015	0.0008	0.0013
SET		0.0058	0.0021	0.0015	0.0023	0.0050	0.0025	0.0038	0.0038	0.0032	0.0019		0.0008			0.0012	0.0008	0.0016
OCT		0.0025	0.0016	0.0040	0.0022	0.0060	0.0030	0.0022	0.0020	0.0031	0.0210		0.0023			0.0010	0.0009	0.0019
NOV		0.0012	0.0016	0.0014	0.0000	0.0032	0.0023	0.0000	0.0021	0.0040	0.0023		0.0025			0.0016	0.0005	0.0019
DIC		0.0013	0.0017	0.0018	0.0018	0.0048	0.0023	0.0000	0.0021	0.0041	0.0030		0.0019			0.0021	0.0014	0.0013
TOTAL:		0.0562	0.0207	0.0199	0.0364	0.0460	0.0365	0.0247	0.0371	0.0329	0.0627	0.0026	0.0165	0.0055	0.0000	0.0253	0.0145	0.0160
PROM.		0.0047	0.0017	0.0017	0.0030	0.0038	0.0030	0.0021	0.0031	0.0027	0.0052	0.0002	0.0014	0.0005	0.0000	0.0021	0.0012	0.0013

CONSUMO UNITARIO DE ACIDO (Kg./Kg-Cu)

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
ENE		4.350	0.860	0.380	0.550	1.120	2.290	2.860	3.490	1.070	2.760	2.980		1.648				0.982
FEB		2.110	0.880	0.440	1.100	0.000	2.280	1.550	1.460	1.100	4.390		2.974	2.403		4.483		0.973
MAR		2.100	1.050	0.900	1.160	0.000	2.000	1.280	1.460	1.220	4.000		2.621	0.779		1.805	1.872	0.631
ABR		1.890	0.810	0.350	1.910	1.120	0.000	1.370	0.770	1.810	4.550		0.893	1.306		2.094	1.184	0.879
MAY		1.000	0.880	0.610	1.140	1.580	1.990	1.350	0.770	1.520	3.190		1.308			1.933	1.089	0.717
JUN		0.440	0.660	0.510	2.460	4.000	1.760	1.550	1.210	1.510	2.270		1.043			2.079	0.961	0.767
JUL		0.860	1.340	0.640	0.640	1.540	1.150	1.050	1.220	1.580	2.160		1.098			1.168	0.733	0.882
AGO		0.510	1.070	0.660	0.330	1.340	1.730	0.000	1.250	2.180	2.680		1.474			1.028	0.322	0.837
SET		0.570	1.160	0.660	0.720	2.610	1.170	1.280	2.210	2.970	2.570		1.131			0.725	0.487	1.116
OCT		1.030	0.970	1.230	1.160	3.470	1.570	1.230	0.730	2.290	1.800		3.058			1.038	0.415	1.382
NOV		0.900	0.640	0.250	0.000	3.320	1.240	0.000	1.190	2.360	2.330		2.196			1.305	0.655	1.238
DIC		0.700	0.770	0.700	1.100	2.610	1.170	0.000	1.090	2.840	3.060		1.751			2.722	1.011	0.966
TOTAL:		16.460	11.090	7.330	12.270	22.710	18.350	13.520	16.850	22.450	35.760	2.980	19.547	6.136	0.000	20.381	8.729	11.369
PROM.		1.372	0.924	0.611	1.023	1.893	1.529	1.127	1.404	1.871	2.980	0.248	1.629	0.511	0.000	1.698	0.727	0.947

CONSUMO UNITARIO EN ELECTRODEPOSICION (Kg-Cu/Kw-hr)

	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	
ENE		0.620	0.580	0.510	0.510	0.500	0.370	0.000	0.470	0.470	0.440	0.530		0.548					0.545
FEB		0.470	0.540	0.540	0.540	0.000	0.470	0.470	0.440	0.450	0.560	0.192	0.753	0.695					0.504
MAR		0.870	0.580	0.580	0.550	0.000	0.470	0.520	0.440	0.490	0.460		0.574	0.579				0.567	0.499
ABR		0.530	0.570	0.550	0.000	0.500	0.520	0.500	0.500	0.460	0.530		0.611	0.642				0.532	0.541
MAY		0.490	0.490	0.590	0.000	0.900	0.450	0.520	0.340	0.630	0.490		0.525					0.560	0.502
JUN		0.580	0.610	0.400	0.520	0.470	0.470	0.510	0.450	0.450	0.470		0.542					0.551	0.517
JUL		0.540	0.550	0.440	0.560	0.470	0.530	0.540	0.480	0.420	0.500		0.492					0.529	0.510
AGO		0.360	0.510	0.500	0.500	0.470	0.510	0.000	0.440	0.430	0.740		0.442					0.540	0.522
SET		0.450	0.510	0.400	0.500	0.550	0.500	0.460	0.490	0.520	0.500		0.409					0.514	0.544
OCT		0.490	0.560	0.310	0.500	0.680	0.500	0.530	0.500	0.490	0.480		0.534					0.538	0.489
NOV		0.520	0.500	0.410	0.000	0.470	0.500	0.000	0.490	0.500	0.450		0.544					0.586	0.491
DIC		0.530	0.540	0.490	0.300	0.450	0.500	0.000	0.480	0.540	0.510		0.485					0.560	0.494
TOTAL:		6.450	6.540	5.720	4.480	5.460	5.790	4.050	5.520	5.850	6.130	0.722	5.911	2.464	0.000	0.000		5.478	6.156
PROM:		0.638	0.646	0.477	0.373	0.466	0.483	0.338	0.460	0.488	0.611	0.060	0.493	0.206	0.000	0.000		0.466	0.613

ANALISIS QUIMICO DE LOS CATODOS (ppm)

MES	LOTE	Pb	Fe	S	O2	Si	Ag	Bi	Sb	Ni	Zn	Sn	Cr	Cd	Co	Mn	Cu %
ENE.	01-23	3	3	20	50	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
FEB.	24-46	3	3	15	60	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
MAR.	47-73	6	4	18	75	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.98
ABR.	74-96	2	3	22	80	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
MAY.	97-105	14	3	23	60	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.96
JUN.	106-120	15	4	21	50	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.96
JUL.	121-137	5	4	15	84	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
AGO.	138-146	4	3	22	90	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
SET.	147-151	5	2	20	100	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
OCT.	152-168	4	3	18	62	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
NOV.	169-186	3	2	12	55	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97
DIC.	187-202	3	3	20	90	1	-5	-1	-5	-1	-10	-1	-1	-1	-1	-1	99.97

RESUMEN DE LOS PARAMETROS OPERATIVOS DE LA PLANTA SX-EW

PARAMETROS			AÑOS																	
Descripción	Unidad	Diseño	1981	1982	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Flujo:Sol. Cu	gpm	3200	1567	2179	2686	2683	2783	1902	1771	1625	2376	2240	2075	2000	1890	1800	0	1567	1680	1968
<u>Leyes:Cabeza</u>																				
Cobre	gpl	1.10	0.75	0.64	0.71	0.82	0.81	0.58	0.74	0.79	0.7	0.46	0.43	0.44	0.41	0.41	0	0.36	0.42	0.48
Fierro	gpl	12.00	7.8	8.8	9.7	10.9	13.0	13.1	11.0	12.1	10.5	8.5	10.5	9.5	8.0	8.0	0	7.6	7.6	8.93
pH		1.40	1.44	1.25	1.28	1.28	1.18	1.08	1.20	1.23	1.25	1.35	1.34	1.31	1.32	1.30	0	1.3	1.32	1.28
Sólidos	ppm	30	100	120	100	100	90	100	85	90	85	80	50	40	40	40	0	30	30	28
<u>Leyes:Raff</u>																				
Cobre	gpl	0.10	0.47	0.09	0.09	0.09	0.18	0.16	0.19	0.18	0.18	0.08	0.10	0.10	0.08	0.07	0	0.07	0.05	0.06
Ef. Extracción	%	90.0	43.4	85.9	87.0	85.4	77.9	73.0	74.8	77.2	74.3	82.6	76.7	77.3	80.7	82.9	0	80.5	88.1	86.7
Acorga	%	4.50	2.78	2.79	2.80	2.96	3.05	3.00	3.33	3.47	3.05	2.31	2.16	2.10	2.07	2.20	0	2.40	2.3	2.36
Producción	t	6200	425	2830	3644	3854	3461	1409	1918	1289	1700	1720	1257	125	1041	402	0	967	1153	1535
Capacidad instalada(%)			6.5	43.5	56.1	59.3	53.2	21.7	29.5	19.8	27.4	26.5	19.13	1.90	15.84	6.12	0	14.72	17.55	24.76

**RESUMEN DE PRUEBAS DE SX CON ACORGA M-5640
CUADRO N°1**

		Nov-94																Dic-94			
Descripción	Unid.	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	1	2	3	4
Flujo	lpm	11	12	12	10	11	12	11	12	12	11	11	10	10	10	10	10	12	10	12	12
Tiempo	hrs	17	22	22	22	23	23	22	19	22	24	23	23	22	22	4	20	22	20	22	3
Volumen	ltx1000	11.2	15.8	13.2	15.2	13.8	14.5	13.7	14.5	15.8	15.2	13.8	13.2	2.4	12	2.4	12	15.8	14.4	15.2	2.2
Sol Miria																					
Cu	gpl	0.26	0.26	0.27	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26
pH		1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60	1.60
Fe	gpl	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0
Zn	gpl	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Grasa	ml/lt	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12
Rafinado																					
Cu	gpl	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
pH		1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50
Zn	gpl	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Fe	gpl	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90	4.90
Electroito																					
Cu	gpl		2.3	5.8	9	11		17	20	23.8	26	29	30.8		36	40		36	38	34	34
Fe	gpl		0.15	0.21	0.19	0.31		0.42	0.44	0.49	0.55				0.75	0.83		0.75	0.83	0.88	0.94
H+	gpl	156	153	151	149	144		147	145	144	138	143	147		143	147		151	155	136	136
Orgánico																					
%Acorga		1.65																			1.61
Transf. Cu	Kg	2.8	3.9	4.1	3.1	3.6	3.3	3.6	3.4	3.5	3.9	3.7	3.4	3.2	3.3	0.6	2.9	3.6	3.4	3.8	0.5

RESUMEN DE PRUEBAS DE SX CON ACORGA M-6640
CUADRO N°2

		Nov-94															Dic-94			
Descripción	Unid.	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	1	2	3	4
Relación :O/A																				
E1			1.3	1.3	1.2	1.2	1.1	1.2	1.2	1.5	1.2	1.1	1.1	1.2	1.2	1.1	1	1.1	1.1	1.1
E2			1.4	1.0	1.1	1.1	1.3	1.5	1.3	1.2	1.2	1.2	1.1	1.2	1.1	1.1	1	1.1	1.1	1.2
E3			1.4	1.0	1.1	1.1	1.0	1.0	1.0	1.2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
S1			1.8	1.8	1.7	1.5	2.5	2.5	2.0	1.4	2.5	2	2.2	2.3	2.5	2.2	2.3	2.2	2.3	2.4
S2			1.7	1.8	1.7	1.6	2.2	2.2	2.2	1.4	2.3	2.0	2.3	2.4	2.5	2.3	2.4	2.3	2.3	2.3
Tiempo																				
E1	seg						51	55	64	70	60	85	60	67	94	90	70	65	65	65
E2	seg						71	65	71	65	65	75	65	72	85	85	80	60	80	70
E3	seg						78	98	70	60	70	80	80	102	117	62	72	82	80	85
S1	seg						113	121	80	80	95	110	110	112	85	89	90	80	80	90
S2	seg						97	108	96	65	112	110	107	105	80	80	90	90	75	90
Orgánico																				
E1	cm	28	28	29	28	28	27	27	28	27	27	28	28	28	28	28	28	26	28	28
E2	cm	26	26	25	27	27	26	27	27	28	28	28	27	26	27	27	27	28	27	26
E3	cm	26	26	26	25	27	26	27	28	29	28	27	27	26	26	27	26	27	27	27
S1	cm	21	24	24	25	24	26	26	26	29	28	27	27	26	25	26	27	26	26	26
S2	cm	22	25	26	24	26	28	27	25	26	27	27	26	27	26	26	25	26	26	26
Gunk																				
E1	cm	3	4	1	3.5	3.8	2.5	3.5	2.0	3.5	5	5	6	4	3.5	2	2.5	1.5	5	5
E2	cm									2.5	4	3	4	4.5	2	3	4	2	6	5

RESUMEN DE PRUEBAS DE SX CON EL REACTIVO DEPHA

CUADRO N°3

PRUEBAS		N°1		N°2		N°3			N°4		
Descripción:	Unid.	09-May	10-May	11-May	12-May	27-May	28-May	29-May	01-Jun	02-Jun	03-Jun
Flujo	lpm	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Tiempo	hrs	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24
Volumen	ltx1000	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4
Sol. Barren Mina.											
Zn	gpl	0.62	0.60	0.62	0.62	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
pH		1.54	1.60	1.55	1.55	4.40	4.40	4.40	4.40	4.50	4.50
Fe	gpl	4.30	4.30	4.20	4.30	2.40	2.40	2.30	2.20	2.30	2.30
Cu	gpl	0.18	0.18	0.20	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
grasa	ml/lr	1.80	1.70	1.70	1.80	1.20	1.20	1.10	1.10	1.10	1.10
Raffinato											
Cu	gpl	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02
pH		1.43	1.50	1.41	1.40	2.00	1.92	2.00	2.00	2.00	2.00
Zn	gpl	0.60	0.57	0.59	0.57	0.14	0.12	0.12	0.10	0.09	0.09
Fe	gpl	3.90	4.00	3.80	3.90	2.30	2.30	2.20	2.10	2.10	2.10
Efic. Extracción:	%	3.22	5.00	4.84	8.00	72.00	76.00	76.00	80.00	82.00	82.00
Electrolito de Zinc:											
Zn	gpl	0.23	0.54	0.84	1.40	5.30	9.20	13.0	17.0	22.0	28.0
Fe	gpl	6.00	105	13.0	15.0	25.0	27.0	30.0	32.0	34.0	37.0
H+	gpl	116	125	194	190	307	306	305	307	305	306
Cu	gpl	0.02	0.03	0.02	0.03	0.03	0.02	0.03	0.02	0.03	0.03
Reactivo Depha:	%	5.00	5.00	10.00	10.00	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0
Transferencia de Zn	Kg	0.29	0.43	0.43	0.72	5.18	5.47	5.47	5.76	5.90	5.90
Selectividad:	Zn/Cu	0.05	0.08	0.08	0.13	3.60	3.80	3.80	4.10	4.10	4.10
Atrapamiento de:											
Depha : (Raff)	ppm	20	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Ac. Depha carg.	ppm	100	100	100	100	100	100	100	80	80	80
Ac. Depha descarg.	ppm	50	50	100	50	100	100	100	80	80	80

COSTOS DE LA PLANTA DE AGUA DE MINA.

AÑOS	COSTOS DIRECTOS US. \$	COSTOS INDIRECTOS			COSTO TOTAL US. \$	PROD. TOTAL Lb-Cu	COSTO UNITARIO U.S.\$/Lb-Cu
		DEPRECIACIÓN US. \$	TPO.SERV. US.\$	G.I.O US. \$			
1991	2,935,684	196,451	36,932	666,239	3,885,306	2770965	1.40
1992	1,502,001	250,260	60,589	220,341	2,033,191	276106	
1993	1,165,695	194,547	65,039	238,604	1,663,885	2294943	0.73
1994	501,145	52,497	17,672	226,693	798,007	885618	0.90
1995	465,169						
1996	958,424	54,870	26,849	236,335	1,276,478	2130985	0.60
1997	860,063	56,137	5,917	199,340	1,121,457	2541038	0.44
1998	1,628,519	113,773	30,461	272,906	2,045,659	3383038	0.60
TOTAL	10,016,700	918,535	293,459	2,060,458	12,823,983	14,282,693	

PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUA DE MINA

CONTRIBUCIÓN ECONÓMICA 1996

MES	COSTO DIRECTO \$	COSTO INDIRECTO U.S \$			COSTO TOTAL \$	PRODUCC. lb. Cu	DESPACHO		VALOR VENTA U.S.\$	(PERDIDA) UTILIDAD U.S \$
		GIOS	DEPRECIAC.	TPO. SERV.			CATODOS lb. Cu	SCRAP lb. Cu		
ENERO	10498	17746	1432	728	30404				-30404	
FEBRERO	79335	6227	4489	1991	92042	59725			-92042	
MARZO	35785	15496	1877	992	54150	171028			-54150	
ABRIL	77855	15896	3417	1930	99098	181315	93228	100446	1348	
MAYO	105573	16839	4912	2363	129687	186538	202324	223723	94036	
JUNIO	117700	19003	7396	4125	148224	199993	101382	89808	-58416	
JULIO	100462	28529	5255	2819	137065	190316	312742	250393	113328	
AGOSTO	70607	21105	3992	2036	97740	223080	183370	148726	50986	
SETIEMBRE	99889	13814	7154	2623	123480	238145	226788	56240	212794	
OCTUBRE	116114	29049	5950	2787	153900	271115	274393		216726	
NOVIEMBRE	100076	22778	5818	2497	131169	275581	236957	40741	213017	
DICIEMBRE	44530	29853	3178	1958	79519	134356	291584		270818	
TOTAL	958424	236335	54870	26849	1276478	2131192	1922768	96981	1726451	449973
PRO .MES	79869	19695	4573	2237	106373	177599	160231	8082	143871	37498
Costo: \$ /lb-Cu									0.60	
Utilidad : \$ /lb-Cu									0.21	

PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUA DE MINA

CONTRIBUCIÓN ECONÓMICA 1997

MES	COSTO DIRECTO \$	COSTO INDIRECTO U.S \$			COSTO TOTAL \$	PRODUCC. lb. Cu	DESPACHO		VALOR VENTA U.S.\$	UTILIDAD U.S \$
		GIOS	DEPRECIAC.	TPO. SERV.			CATODOS lb. Cu	SCRAP lb. Cu		
ENERO	67338	4850	2849	621	75658		128491		128423	52765
FEBRERO	-11723	10035	2824	597	1733					-1733
MARZO	55062	6675	3508	655	65900	171957				-65900
ABRIL	111630	12123	6253	597	130603	194086	154277		151133	20530
MAYO	66683	31675	5470	438	104266	223608	209817	38757	253025	148759
JUNIO	72310	10903	4413	469	88095	244308	198126		214000	125905
JULIO	103791	18089	3761	511	126152	264790	228771		233258	107106
AGOSTO	79567	26022	6115	753	112457	267616	346375		317324	204867
SETIEMBRE	157569	25368	10725	473	194135	275392	234061		199152	5017
OCTUBRE	73019	29456	5249	250	107974	313343	216940	31449	170000	62026
NOVIEMBRE	93745	5576	4484	319	104124	290920	366805		330763	226639
DICIEMBRE	-8928	18568	486	234	10360	295025	317234		248458	238098
TOTAL	860063	199340	56137	5917	1121457	2541045	2400897	70206	2245536	1124079
PRO .MES	71672	16612	4678	493	93455	211754	200075	5851	187128	93673
Costo: \$ /lb-Cu										0.44
Utilidad :\$ /lb-Cu										0.44

PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUA DE MINA

CONTRIBUCIÓN ECONÓMICA 1998

MES	COSTO DIRECTO US\$	COSTO INDIRECTO US\$	COSTO TOTAL US\$	PRODUCC. lb. Cu	DESPACHO CALLAO		VALOR U.S \$	UTILIDAD US\$
					CATODOS lb. Cu	SCRAP lb. Cu		
ENERO	92392	25483	117875	310858	311732	0	236852	118977
FEBRERO	150994	9496	160490	258202	317939	0	228925	68435
MARZO	152234	29477	181711	316702	299729	0	225718	44007
ABRIL	120159	39779	159938	154722	313076	0	237298	77360
MAYO	152531	33822	186353	306741	101741	0	0	-186353
JUNIO	132495	29882	162377	336822	421861	0	244800	82423
JULIO	169120	31941	201061	353495	392945	0	232470	31409
AGOSTO	133927	42874	176801	288577	283857	0	231151	54350
SETIEMBRE	107021	37950	144971	190606	195286	0	226938	81967
OCTUBRE	147706	39036	186742	278826	286208	0	230678	43936
NOVIEMBRE	165898	36283	202181	268231	265013	0	227482	25301
DICIEMBRE	104044	61117	165161	319255	338209	0	220643	55482
TOTAL	1628521	417140	2045661	3383038	3527596	0	2642954	497293
PRO. MES	136710	34762	170472	281920	293966		211913	41441
Costo : \$/Lb Cu								0.60
Utilidad : \$/Lb Cu								0.15

COSTOS DE AGUA DE MINA - 1 998

A) POR CENTRO DE COSTO: U.S.

MES	ADMIN. GENERAL	LIXIV. MINA/SUP.	PLANTA SX	PLANTA EW	TALLER MANTTO.	TOT.COSTO DIRECTO	COSTOS INDIRECTOS			TOTAL COSTOS	PRODUC. Lb-Cu	COSTO UNITARIO
							Depreciador	Tiempo Ser.	G.I.O.			
ENERO	2,442	50,848	-20,588	54,330	5,360	92,392	14,727	432	10,324	117,875	310,858	0.38
FEBRERO	5,212	53,206	30,708	55,075	6,793	150,994	-4,592	653	13,435	160,490	258,202	0.62
MARZO	6,488	61,211	20,423	58,246	5,866	152,234	1,878	678	26,921	181,711	316,702	0.57
ABRIL	8,681	64,366	-8,777	49,379	6,509	120,158	9,632	3,015	27,132	159,937	154,722	1.03
MAYO	5,002	60,712	19,538	59,825	7,454	152,531	9,777	3,259	20,786	186,353	306,741	0.61
JUNIO	6,280	29,175	27,125	65,104	4,810	132,494	12,223	3,202	14,457	162,376	336,822	0.48
JULIO	3,624	49,767	2,901	107,203	5,625	169,120	12,669	3,716	15,556	201,061	353,495	0.57
AGOSTO	4,233	47,058	-4,790	82,240	5,186	133,927	12,807	3,660	26,407	176,801	288,577	0.61
SETIEMBRE	4,406	34,360	-15,185	77,986	5,454	107,021	8,671	2,639	26,640	144,971	190,606	0.76
OCTUBRE	3,940	52,772	-14,774	98,281	7,486	147,705	14,180	2,714	22,142	186,741	278,826	0.67
NOVIEMBRE	3,874	73,421	4,615	78,874	5,114	165,898	11,046	3,747	21,490	202,181	268,231	0.75
DICIEMBRE	2,672	48,570	-29,429	76,363	5,869	104,045	10,755	2,746	47,616	165,162	319,255	0.52
ACUMULADO	56,854	625,466	11,767	862,906	71,526	1,628,519	113,773	30,461	272,906	2,045,659	3,383,037	0.60
PROMEDIO-98	4,738	52,122	981	71,909	5,960	135,710	9,481	2,538	22,742	170,472	281,920	
Costo : \$/Lb-Cu	0.02	0.18	0.00	0.26	0.02	0.48	0.03	0.01	0.08	0.60		

B) POR ELEMENTO DE COSTO: U.S.

MES	LABOR				MATER. GRALES.	FUERZA	TALLERES	SERVICIOS	VARIOS	CONTRATIST. ALQ.EQUIPO	DISTRIBUIDO	COSTO INDIRECT	TOTAL COSTOS
	SUPERVIS.	DIRECTA	EVENTUAL	ADICIONAL									
ENERO	21,672	31,273	285	5,897	29,031	61,985	19,533	4,941	20,200	-7,047	-95,378	25,482	117,874
FEBRERO	21,255	33,918	358	5,874	55,247	56,447	6,904	2,527	19,870	19,933	-71,339	9,496	160,490
MARZO	22,135	32,788	357	5,284	33,534	67,933	8,575	6,966	24,608	9,552	-59,498	29,477	181,711
ABRIL	23,095	35,961		5,618	31,355	49,379	19,912	4,157	22,558	9,090	-80,966	39,780	159,939
MAYO	22,883	38,253		8,424	39,471	65,507	10,901	3,878	25,676	12,227	-74,690	33,822	186,352
JUNIO	17,361	25,117		4,991	37,080	59,966	5,894	2,701	35,230	12,271	-68,117	29,883	162,377
JULIO	18,762	27,034		10,277	34,839	63,533	11,031	1,463	41,405	14,511	-53,735	31,940	201,060
AGOSTO	18,548	29,777		5,272	26,717	52,311	11,039	4,572	22,755	14,263	-51,326	42,873	176,801
SETIEMBRE	18,850	30,956		5,276	18,577	48,639	8,476	3,372	30,949	3,522	-61,596	37,950	144,972
OCTUBRE	26,488	32,014		9,248	23,958	58,359	17,150	3,547	38,030	3,100	-64,189	39,036	186,741
NOVIEMBRE	17,817	25,378		4,949	25,896	53,808	18,534	2,525	32,580	48,558	-64,148	36,283	202,180
DICIEMBRE	19,656	30,879		9,566	21,274	55,912	11,597	2,814	30,164	369	-78,187	61,117	165,161
ACUMULADO	248,522	373,348	1,000	80,676	376,979	693,779	149,546	43,463	344,025	140,349	-823,169	417,139	2,045,658
PROMEDIO-98	20,710	31,112	333	6,723	31,415	57,815	12,462	3,622	28,669	11,696	-68,597	34,762	170,471
Costo : \$/Lb-Cu	0.07	0.11	0.00	0.02	0.11	0.21	0.04	0.01	0.10	0.04	-0.24	0.12	0.60



SISTEMA DE DRENAJE DE LA MINA CERRO DE PASCO

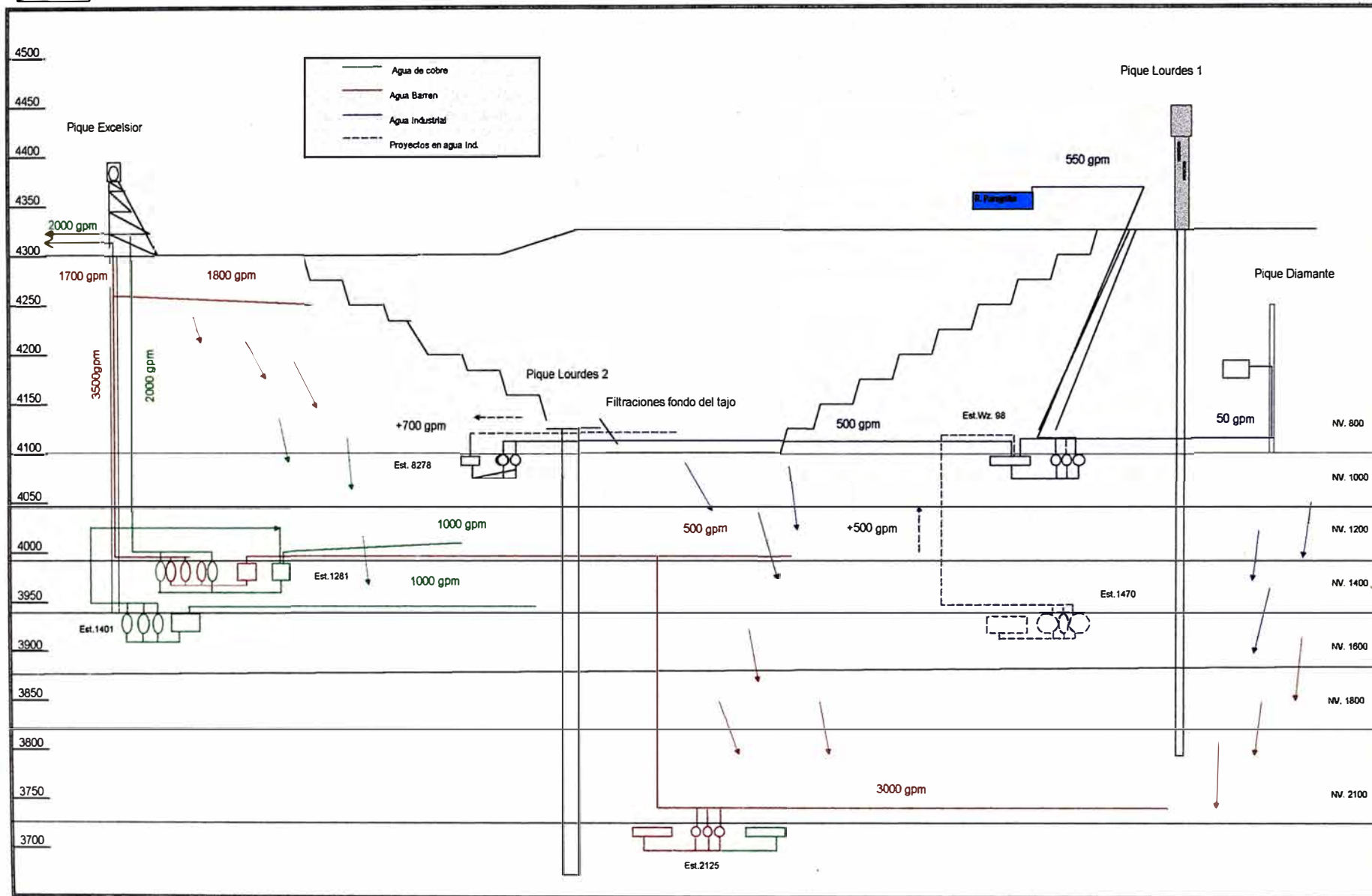
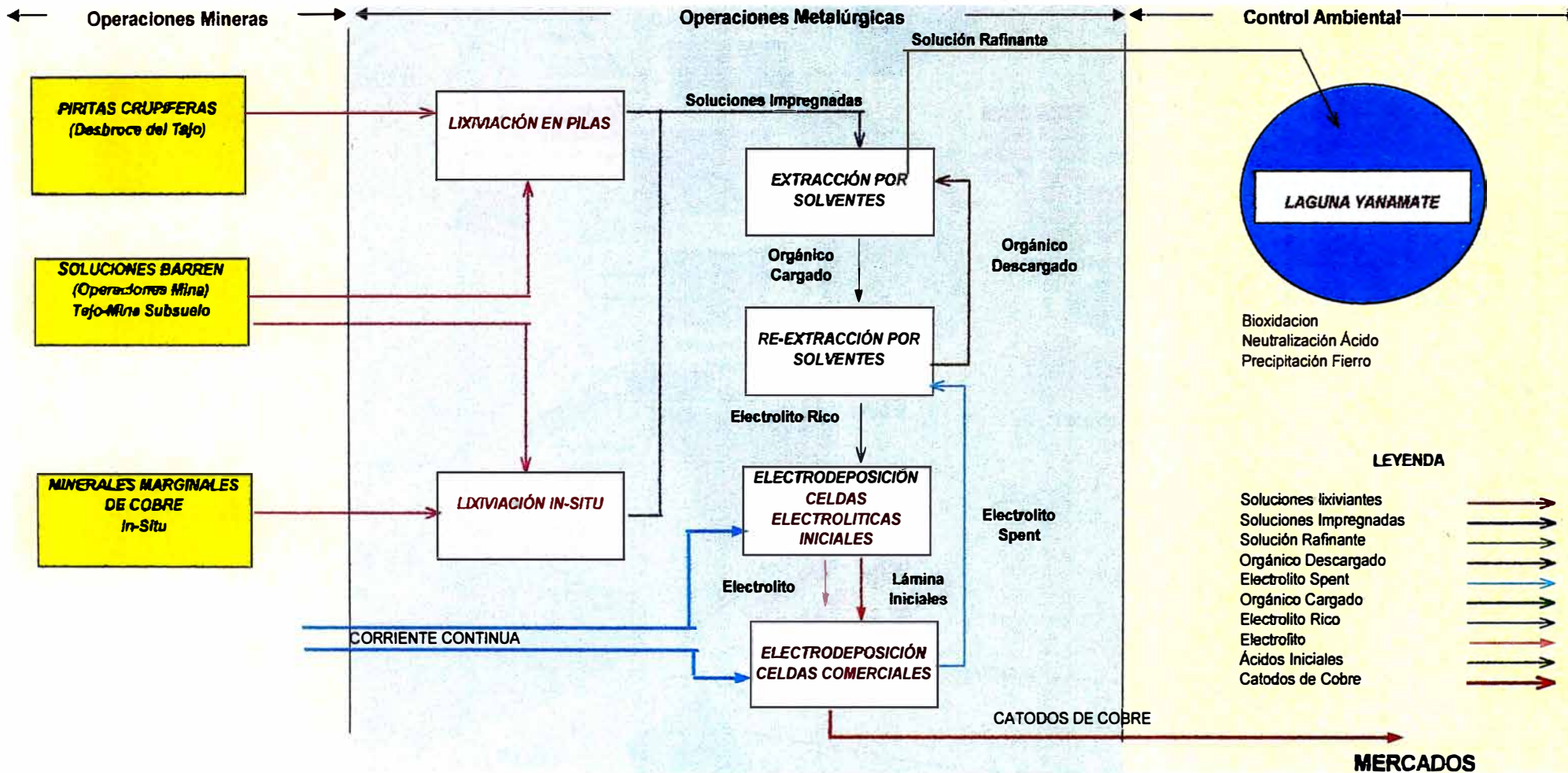


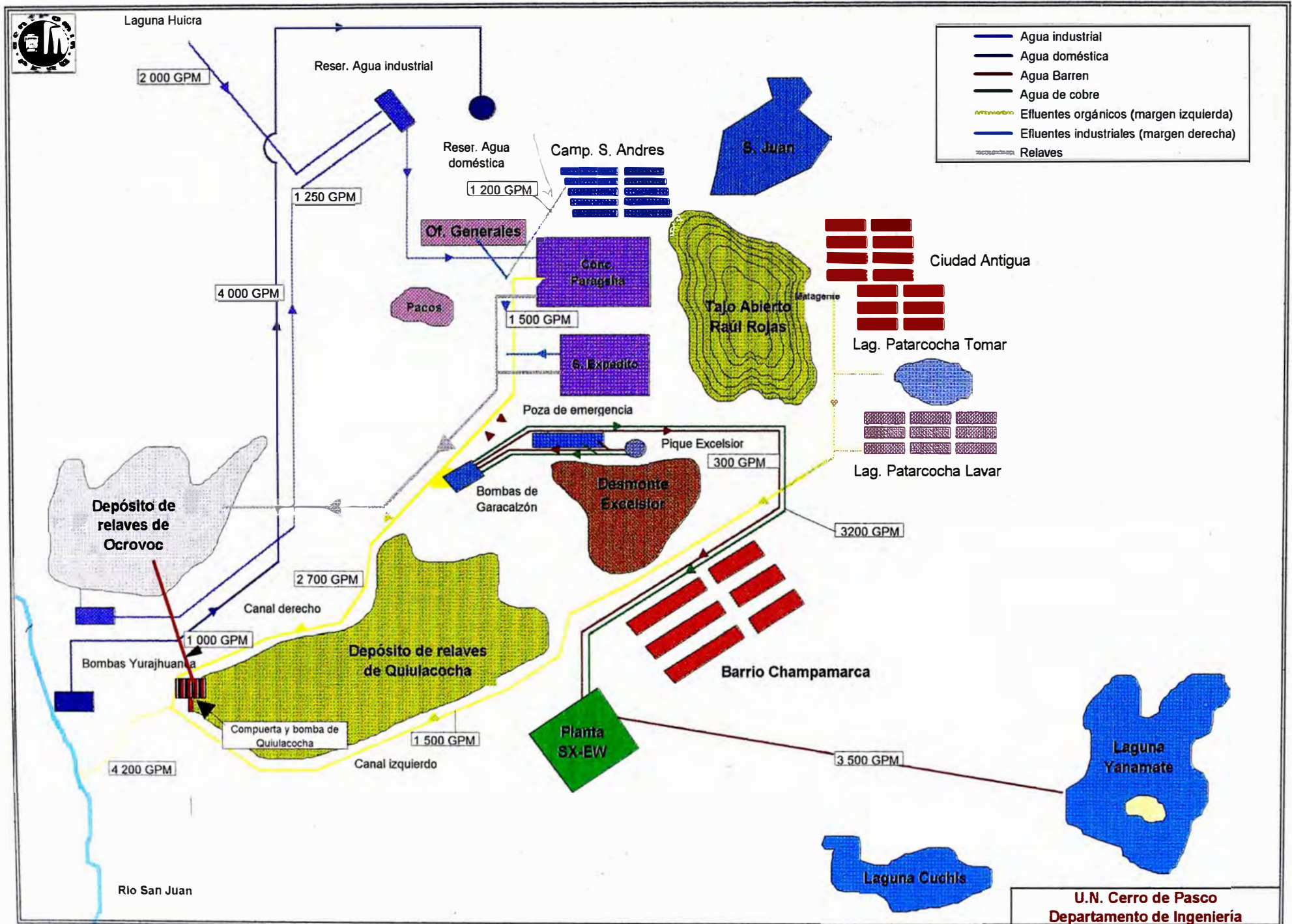
DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACIONES DE LA PLANTA AGUA DE MINA

U.N. Cerro de Pasco

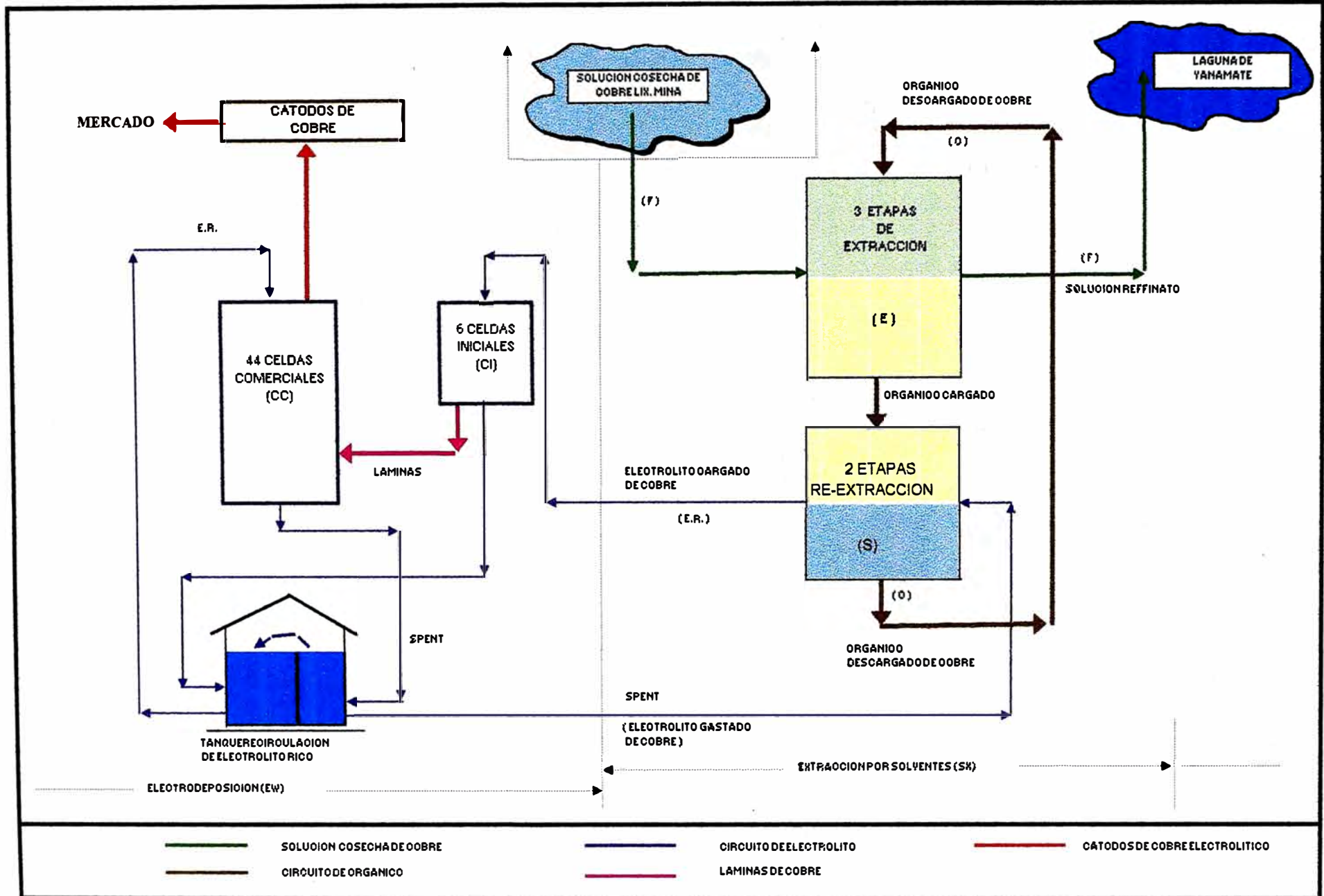


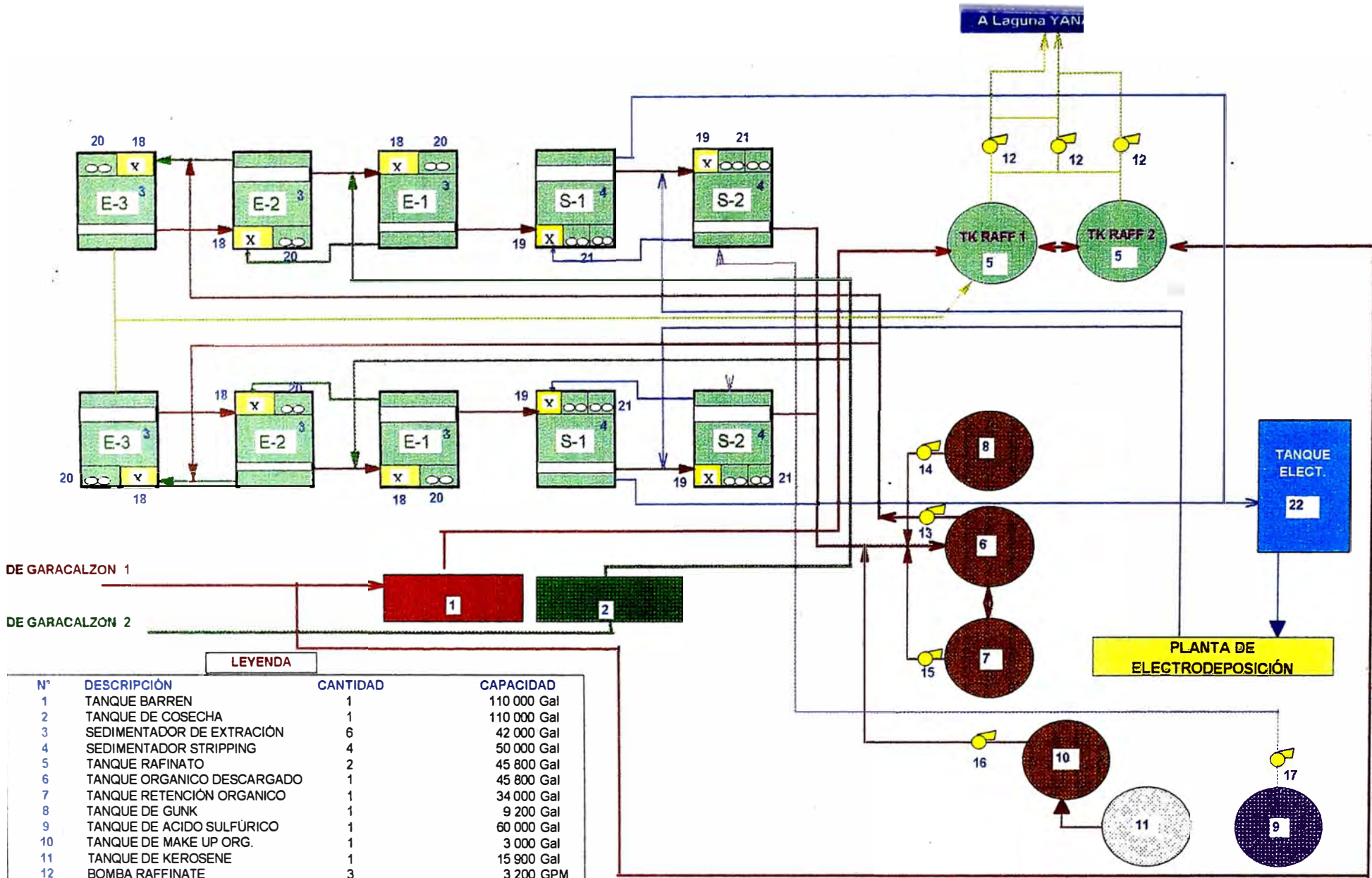
SISTEMA DE AGUA DOMESTICA, INDUSTRIAL, AGUAS BARREN Y SOLUCIONES DE COBRE

U.N. Cerro de Pasco



OPERACIONES METALURGICAS EN LA PLANTA SX-EW

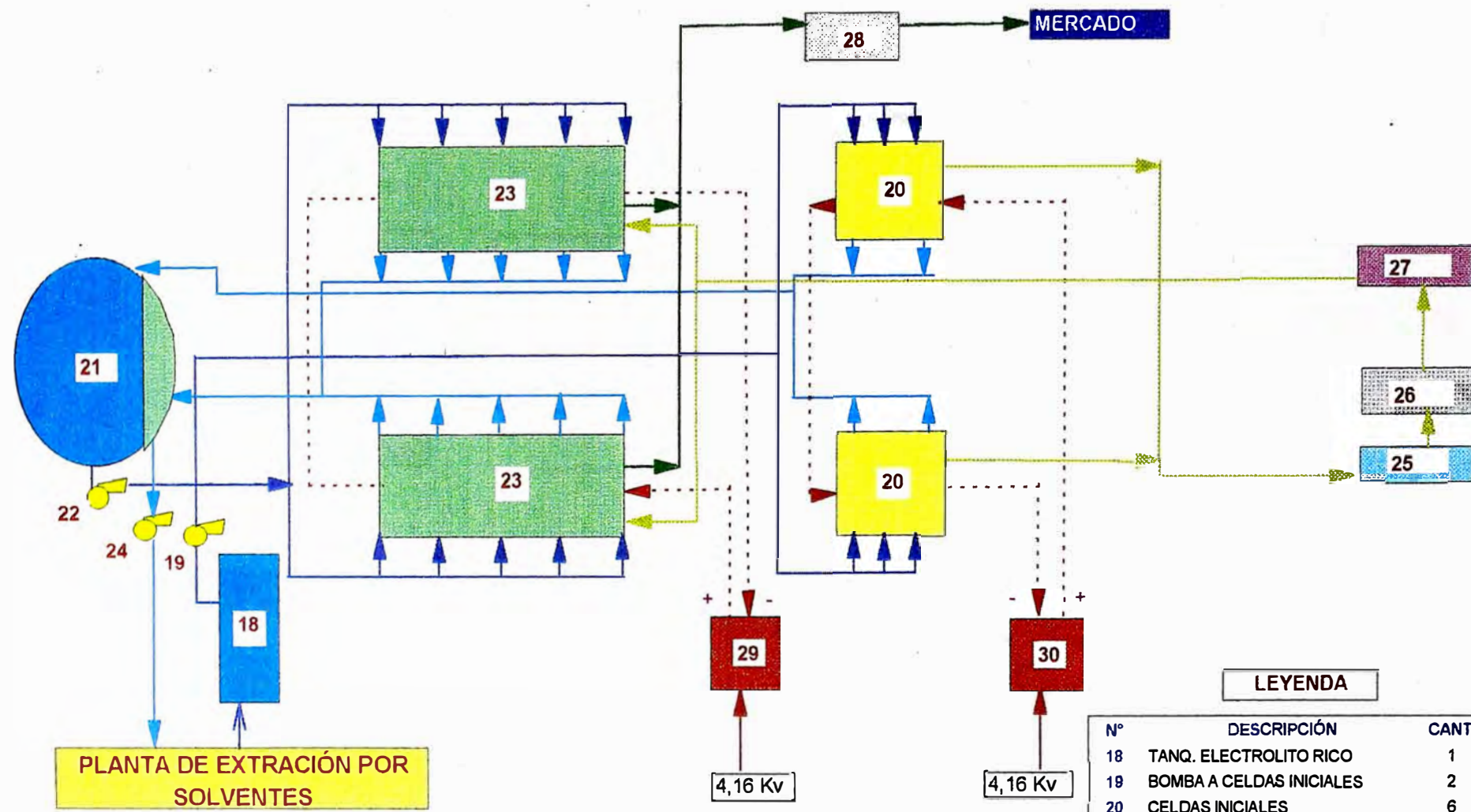




DE GARACALZON 1
DE GARACALZON 2

LEYENDA			
N°	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	CAPACIDAD
1	TANQUE BARREN	1	110 000 Gal
2	TANQUE DE COSECHA	1	110 000 Gal
3	SEDIMENTADOR DE EXTRACCIÓN	6	42 000 Gal
4	SEDIMENTADOR STRIPPING	4	50 000 Gal
5	TANQUE RAFINATO	2	45 800 Gal
6	TANQUE ORGANICO DESCARGADO	1	45 800 Gal
7	TANQUE RETENCIÓN ORGANICO	1	34 000 Gal
8	TANQUE DE GUNK	1	9 200 Gal
9	TANQUE DE ACIDO SULFÚRICO	1	60 000 Gal
10	TANQUE DE MAKE UP ORG.	1	3 000 Gal
11	TANQUE DE KEROSENE	1	15 900 Gal
12	BOMBA RAFFINATE	3	3 200 GPM
13	BOMBA DE ORGANICO DESCARGADC	2	3 200 GPM
14	BOMBA DE GUNK	1	100 GPM
15	BOMBA DE RETENCIÓN	1	400 GPM
16	BOMBA MAKE UP ORGANICO	1	100 GPM
17	BOMBA ACIDO SULFÚRICO	1	10 GPM
18	MEZCLADORES EXTRACCIÓN	6	60 RPM
19	MEZCLADORES STRIPPING	4	60 RPM
20	MEZCLADORES AUXIL. EXTRACCIÓN	6	100 RPM
21	MEZCLADORES AUXIL. STRIPPING	8	100 RPM
22	TANQUE ELECTROLITO RICO	1	16800 Gal

EMPRESA MINERA PARAGSHA S.A.		
DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA EXTRACCIÓN POR SOLVENTES		
ESCALA: Sin Escala	FECHA: Setiembre 1997	PLANO N°
DIBUJADO: Ing.	ARCHIVO: SX.XLS	



PLANTA DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

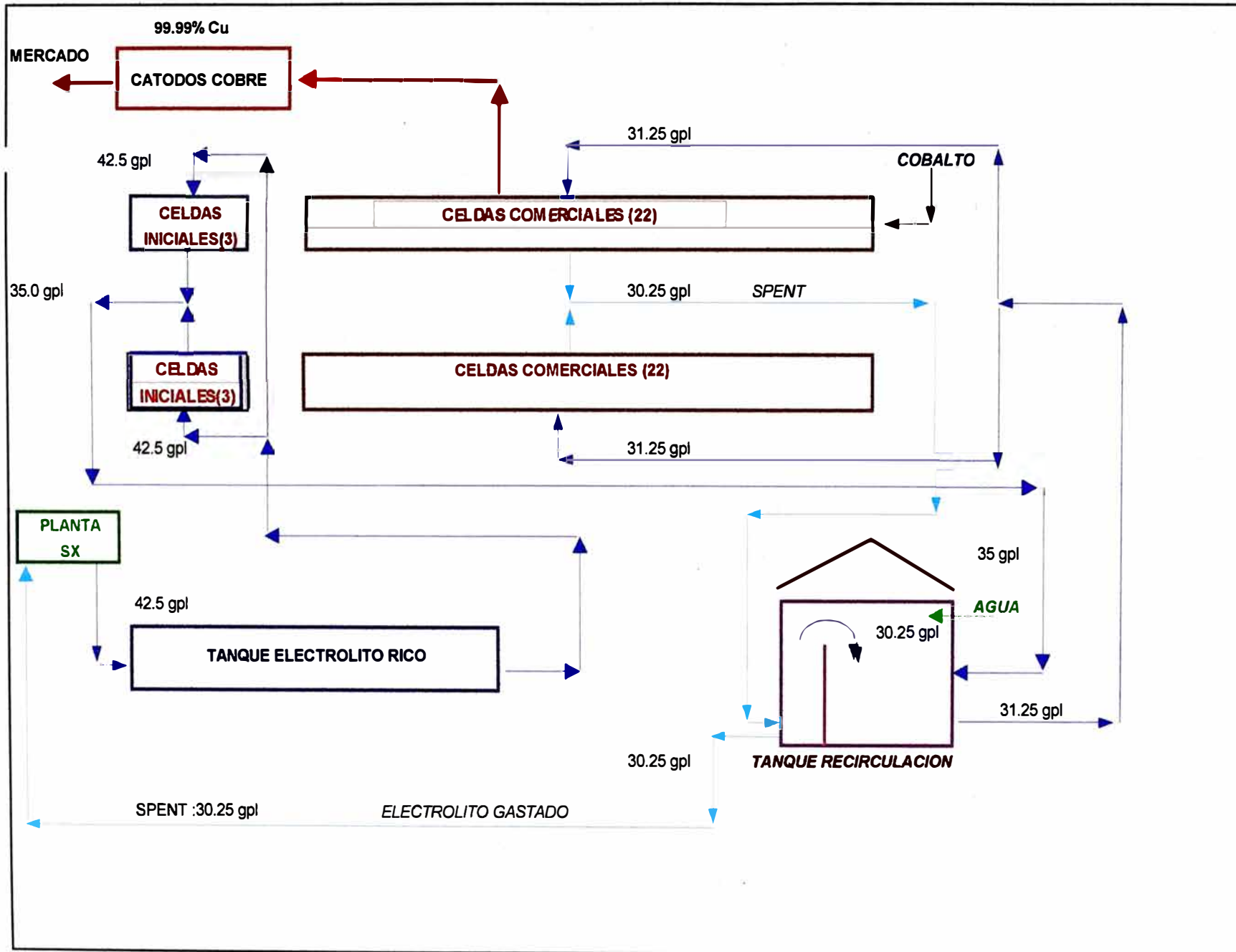
- Cátodos Iniciales
- Cátodos Comerciales
- Electrolito
- Corriente continua

LEYENDA

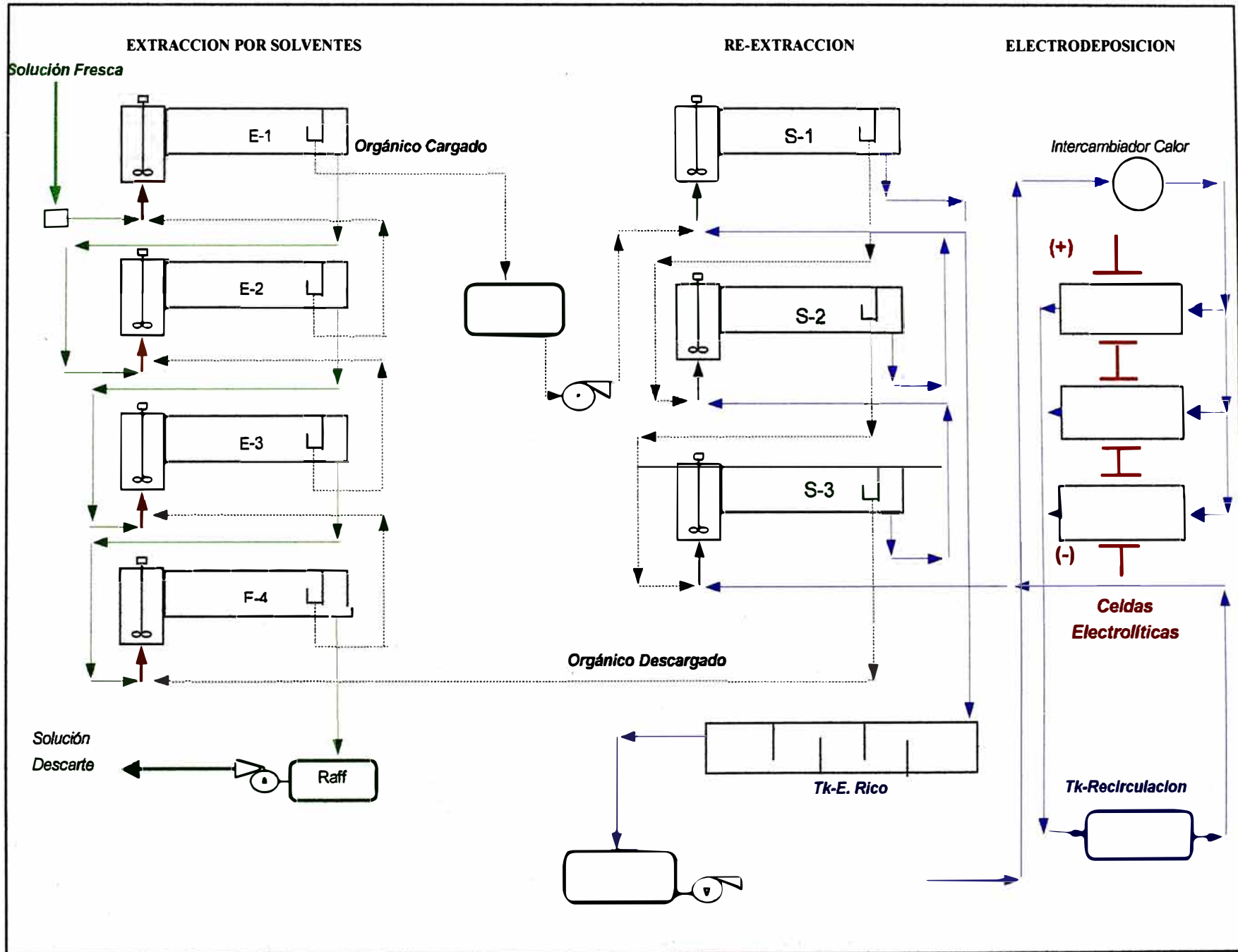
N°	DESCRIPCIÓN	CANT.	CAPAC.
18	TANQ. ELECTROLITO RICO	1	16800 Gal
19	BOMBA A CELDAS INICIALES	2	200 GPM
20	CELDAS INICIALES	6	1800 Gal
21	TANQ. DE RECIRC. ELECTROLITO	1	20400 Gal
22	BOMBA RECIRCUL. ELECTROLITO	2	1056 GPM
23	CELDAS COMERCIALES	44	1800 Gal
24	BOMBA ELECTROLITO SPENT	1	200 GPM
Equipos Auxiliares			
25	CIZALLA	1	
26	ENGRAMPADORA	1	
27	PLANCHADORA	1	
28	BALANZA	1	
29	RECTIFIC. CELDAS COMERCIALES	1	4,16 Kv
30	RECTIFIC. CELDAS INICIALES	1	4,16 Kv

EMPRESA MINERA PARAGSHA S.A.		
DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE ELECTRODEPOSICIÓN		
ESCALA: Sin Escala	FECHA: Setiembre 1997	PLANO N°
DIBUJADO:		ARCHIVO: SX.XLS

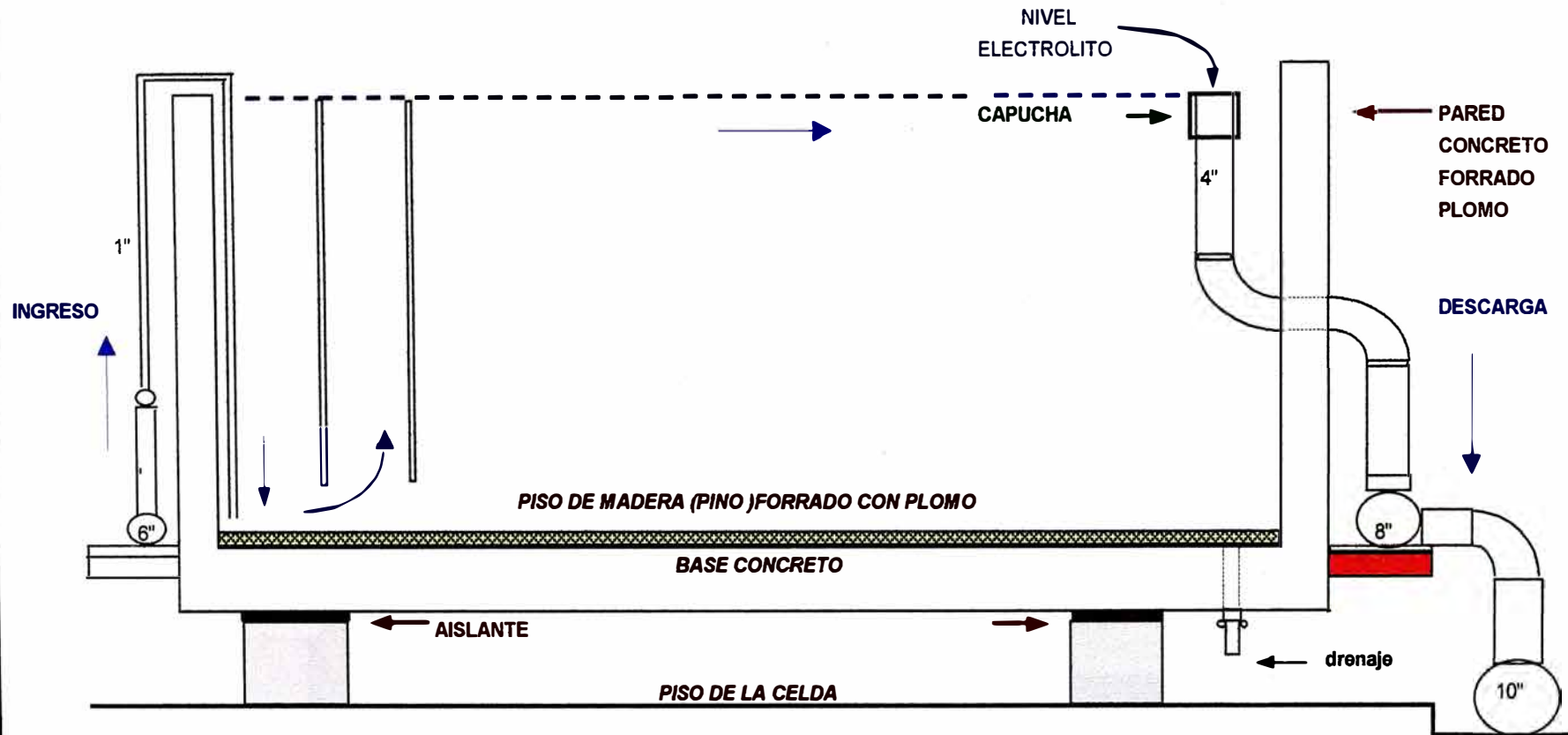
PLANTA DE ELECTRODEPOSICION (EW)



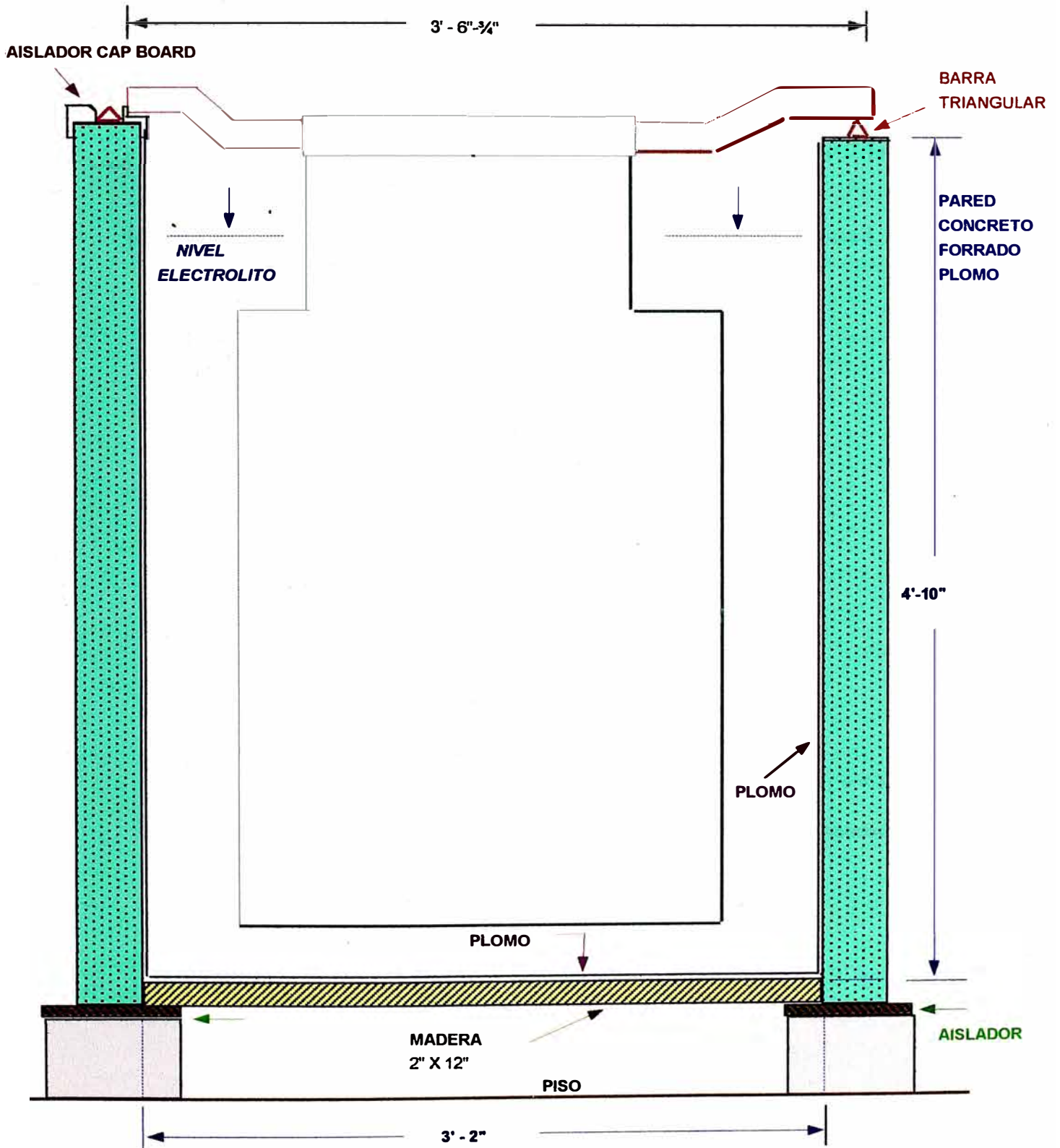
FLOW SHEET DE LA PLANTA MOVIL KRUPP



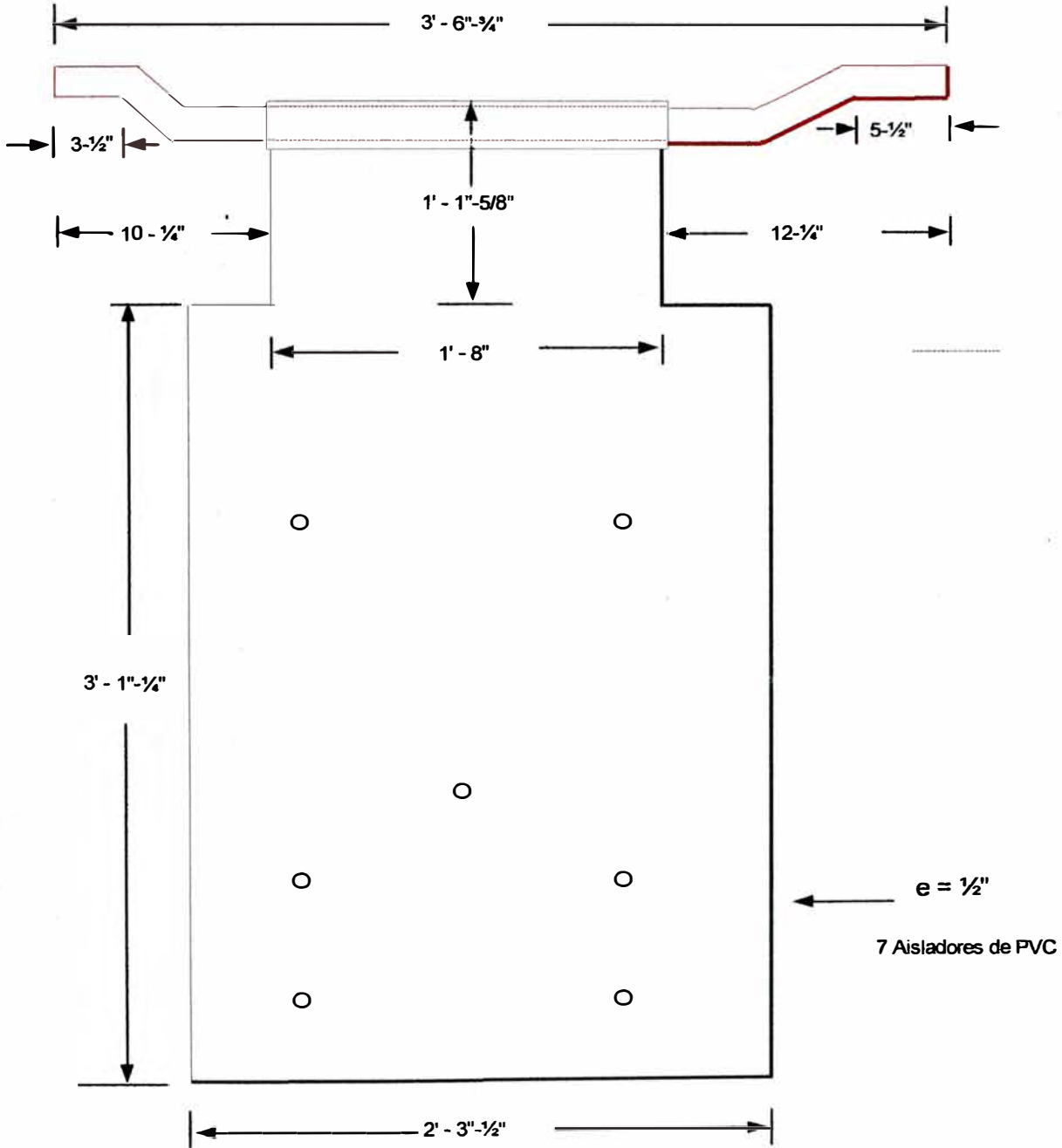
VISTA LATERAL DE LA CELDA ELECTROLITICA



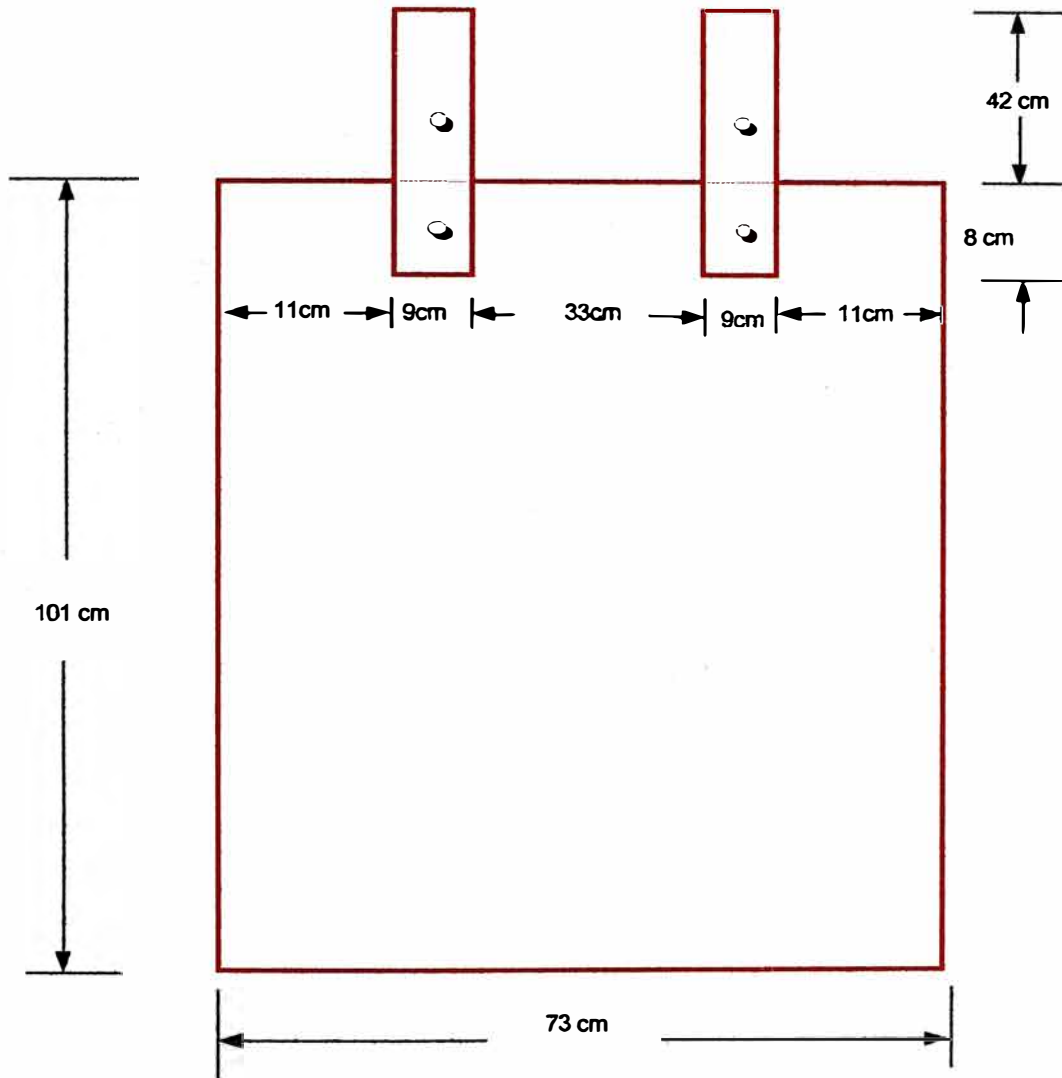
VISTA VERTICAL DE LA CELDA ELECTROLITICA



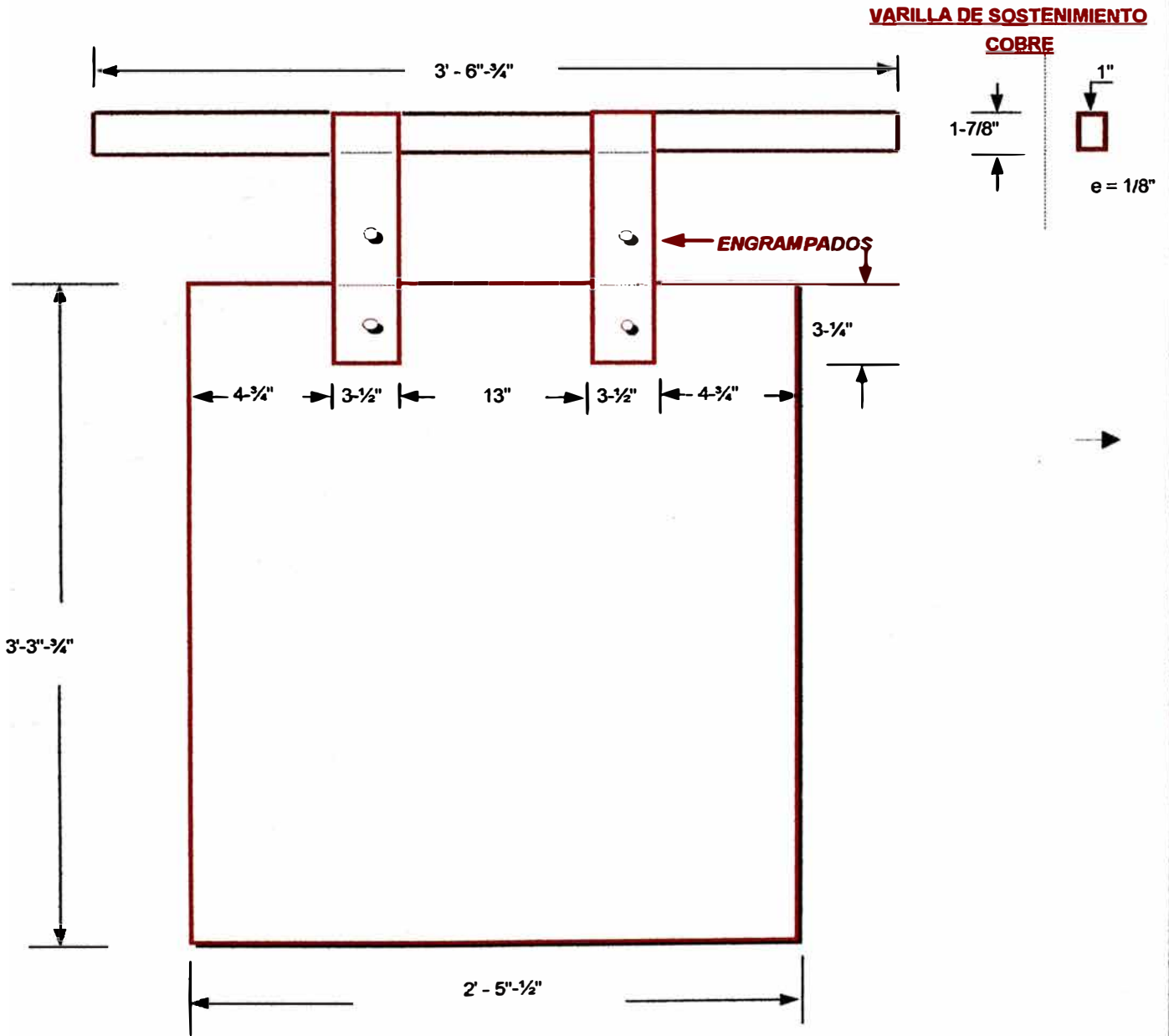
ANODO DE PLOMO



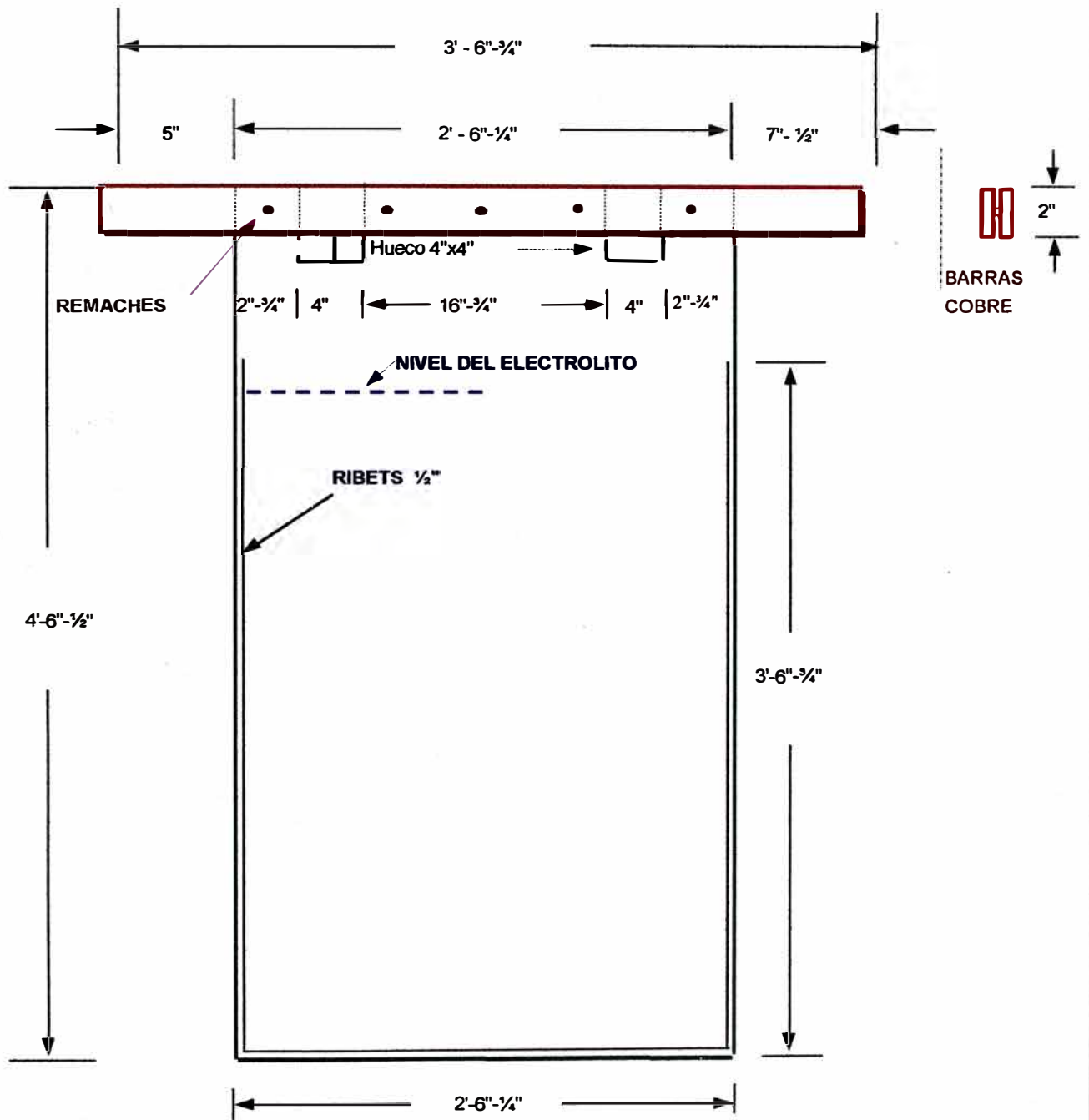
LAMINA INICIAL DE COBRE



CATODO DE COBRE



PLANCHA MADRE DE ACERO INOXIDABLE



18-OBSERVACIONES DE LAS OPERACIONES Y PROCESOS DE LA PLANTA AGUA DE MINA:

1.-Causas de la baja producción en la Planta.

- 1981 .- Planta parada desde 24 de Julio hasta 8 de Enero 82, por falla del Transfo-rectificador de las Celdas Comerciales.
- 1986.- Planta parada los meses de Marzo-Abril por inundación de la mina.
- 1987.- Baja producción por la huelga de la planilla diaria en el mes de Agosto.
- 1988.- Baja producción por la huelga de la planilla diaria en el mes Julio-Agosto y Noviembre –Diciembre.
- 1989.- Baja producción por limpieza de las pozas de los niveles 2100 (Mayo) y nivel 1200 (Agosto).
- 1991.- Baja producción por huelga de la planilla diaria durante el mes de Agosto.
- 1992.- Planta parada por contaminación del Orgánico con grasas y aceites provenientes de la mina (Area de Pb-Zn)
- 1993.- Planta parada por falla del Water rise en el N-1000 y la inundación del N-1400E.
- 1994-1995.-Planta parada desde Mayo 94 hasta Enero 96 por Control Ambiental, para repotenciar el sistema de bombeo hacia Yanamate.
- 1997.- Planta parada desde Diciembre 96 hasta Febrero 97 por limpieza de las pozas de los niveles 1200 y 2100.
- 1998.- Corte de lixiviación a la mina durante 45 días (Abril-Agosto-Set-Nov.) para dar paso a la limpieza de los niveles 1200 Excelsior y 2100

19.-CONCLUSIONES GENERALES:

- La generación de Aguas Barren en la mina , producto del Método de explotación de " Corte y Relleno" de las Areas de Plomo-Zinc para la concentradora "PARAGSHA", con altos contenidos de sólidos no menores a 400 ppm son sedimentados en las únicas pozas de barren de los niveles 2100 y 1200 , teniendo que prestar las pozas de cobre del 1200 y 1400 para su limpieza dejando de producir cátodos de cobre en la Planta. Por lo tanto se recomienda a las Areas involucradas a tomar acciones y evitar las fugas de los sólidos a los sedimentadores mencionados.

- La contaminación de Aceites y grasas provenientes de la mina son parcialmente solucionados con una limpieza manual en los canales de los niveles de cobre de 1200 y 1400. Estos contaminantes son producto del mantenimiento deficiente de los equipos de la Mina , que al llegar a la planta contamina al Reactivo Orgánico bajando la Eficiencia de Extracción
- Desde Enero 1996 no se descarga aguas ácidas a Quiulacocha (Río Mantaro) al repotenciar el Sistema de bombeo hacia la Laguna de Yanamate y la construcción de los dos canales circundantes a los relaves antiguos de Quiulacocha que al paso generan aguas ácidas
- Actualmente tenemos limitaciones para aumentar el retorno de las aguas barren a la mina (Lixiviación) por peligros de inundación de la mina , manteniendo un promedio de 2000 gpm mensual, bajando la producción en la planta
- Captar y encausar las aguas neutras que salen especialmente de la falla longitudinal, hacia un nuevo sistema de bombeo nuevo e independiente evitando que se mezclen con las aguas ácidas (aguas barren). La colección de las aguas neutras se hará en los niveles 800 y 1400, 1600 recuperando 700 gpm de aguas neutras, así disminuir el flujo de aguas ácidas y darle mayor vida útil a la Laguna de Yanamate
- Estudios de las aguas ácidas de Yanamate: El comportamiento de las aguas depositadas en dicha laguna , no se han detectado problemas de contaminación de las aguas subterráneas ,no hay presencia de metales pesados y el agua tiene un Ph básico, debido a la capa de caliza que hay debajo de la laguna y que la neutraliza. Los trabajos de investigación fueron realizados por la Consultora Golder Associates Perú S.A. , Es una firma internacional especializada en geotécnia y medio ambiente.
- Las aguas ácidas remanentes de los relaves de Quiulacocha son bombeadas al depósito de Ocroyoc, para su recirculación a la concentradora Paragsha.

20.-BIBLIOGRAFIA

- Manual de arranque inicial de la Planta Agua de Mina diseñado por la Compañía Holmes and Narver Inc. De los Angeles, California USA.
- Revistas del reactivo Acorga, ICI (Perú) S.A., Kelex, Lix, etc
- Proyectos PAMA –Asuntos Ambientales Centromín Perú S.A.
- “Empleo del Proceso de SX-EW ,teoría y diseño de Circuitos”: Ken Severs
- Seminario sobre Intercambio Iónico y Electrodeposición. 1977 –incitemi. Rodríguez Velarde Jorge
- McGowen Lagos, General Mills Int. Chemical Co. “Intercambio Iónico aplicado a la metalurgia del cobre”
- Proceso de Extracción por Solvente del Cobre :Estudio de una planta piloto a una planta industrial. John Dasher (Betchel Corp.) a Kenneth Power. E.M. Abril 1971.

- Electro-metalurgia del Cobre : U.N.S.A.-Arequipa –Escuela Profesional de Metalurgia- 1989. J. Rivera-M.Arenas.