

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA
MINERA Y METALURGICA**



**REPULPADO DE RELAVE EN
CIA. MINERA RAURA. S.A.**

TESIS PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

JULIO VARGAS QUIN

LIMA-PERU

1999

DEDICATORIA

A mis Queridos Padres:

Néstor y Nelly de quienes estaré eternamente agradecidos por sus esfuerzos realizados a lo largo de estos años de formación profesional y.....

.....A mi Alma Mater Universidad Nacional de Ingeniería por el cual daré todos mis esfuerzos para contribuir en el engrandecimiento de mi país.

AGRADECIMIENTO

Es importante expresar mi sincero agradecimiento y reconocimiento a la Compañía Minera Raura S.A. a través de sus Directores, Gerentes, Supervisores y empleados. Asimismo quiero manifestar mi gratitud a los Catedráticos de mi Alma Mater y en especial a mis asesores Ing. ISAAC RIOS QUINTEROS y WASHINGTON CALLAPIÑA DURAND. Quienes me apoyaron de manera incondicional y depositaron su confianza en mi persona, de los cuales siento mucho orgullo.

*** "La Humanidad tiene la habilidad de hacer que el desarrollo sea sostenible - Asegurando que cumple con las necesidades del presente sin comprometer la habilidad de las generaciones futuras para cumplir con sus propias necesidades".*

INDICE

CAPITULO I

	Pág.
HISTORIA, INTRODUCCION, OBJETIVOS DEL REPULPADO DE RELAVE Y UBICACIÓN EN CIA. MINERA RAURA S.A.	
1.1	Historia de Raura.....1
1.2	Historia del Relleno Hidráulico3
1.3	Breve Historia de Relleno Hidráulico en Raura.....6
1.4	Introducción8
1.5	Objetivos.....9
1.6	Ubicación10
	* Plano de ubicación

CAPITULO II

GEOLOGIA, RESERVAS, VALORES UNITARIOS Y NORMAS DE CUBICACION

2.1	Estratigrafía.....11
2.1.1	Rocas Sedimentarias.....11
2.1.1.1	Formación Chimú.....12
2.1.1.2	Formación Carhuaz.....12
2.1.1.3	Formación Jumasha.....12
2.1.2	Rocas Igneas.....13
	* Plano estratigráfico

2.2	Geología Estructural.....	15
	* Plano geológico	
2.3	Geología Económica.....	16
2.3.1.	Mineralización en Vetas.....	16
2.3.2.	Mineralización en Cuerpos.....	16
2.3.3.	Mineralización tipo Stock Work..	18
2.4	Notas Geológicas de las principales bolsonadas y vetas.....	19
2.4.1	Sección Catuva.....	19
2.4.2	Sección Hada.....	22
2.4.3	Sección Esperanza.....	26
2.5	Inventario de Reservas de Mineral 1998....	31
2.6	Valores Mínimos Explotables (Cut - Off)...	39
2.7	Valores Unitarios en el Mineral de Cabeza.....	50
2.8	Normas de Cubicación.....	51
2.8.1	Conceptos Generales.....	51
2.8.2	Clasificación del Mineral.....	52
2.9	Métodos de Bloqueo y Cálculos.....	55

CAPITULO III

OPERACIÓN DE LA MINA

3.1	Exploración, Desarrollo y Preparación.....	60
3.2	Métodos de Minado Subterráneo.....	61
3.3	Método de Explotación en Cía. Minera Raura.....	62
3.3.1	Corte y Reelleno ascendente en ámara y Pilares.....	62
	* Plano de diseño de minado	
3.3.2	Almacenamiento provisional dinámico (Shrinkage mecanizado).....	70
3.4	Cuadro de Disponibilidad y utilización de equipos.....	72
3.5	Cuadro de índice de operación.....	76

CAPITULO IV

OPERACIÓN DE PLANTA CONCENTRADORA

4.1	Descripción de la Planta Concentradora....	77
4.1.1	Sección Chancado.....	78
4.1.2	Sección Molienda.....	82
4.1.3	Sección Flotación.....	85
4.1.4	Sección espesamiento y filtrado.	93

4.1.5	Cancha de almacenamiento de relaves.....	97
4.1.6	Sección despacho de concentrados	97
4.2	Balance Metalúrgico.....	98
	* Plano Flow Shet Planta Concentradora.	

CAPITULO V

REPULPADO DE RELAVE DE LA LAGUNA DE CABALLOCOCHA

5.1	Características del Lugar.....	104
5.1.1	Batimetría de la laguna.....	104
5.1.2	Relaves y Sedimentación de la laguna.....	107
5.1.3	Calidad de agua.....	108
5.1.4	Hidrología.....	109
5.1.5	Hidrogeología.....	110
5.1.6	Geología/Geomorfología superficial.....	111
5.2	Méridas de Seguridad.....	120
5.3	Normas en el trabajo del repulpado.....	122

CAPITULO VI

OPERACIÓN DE REPULPADO DE LA LAGUNA CABALLOCOCHA

6.1	Descripción de la Operación de Repulpado.	126
	* Laminas de flujo y balsa de repulpado	
6.2	Disponibilidad de Relave para relleno Hidráulico.....	129
6.3	Relleno Hidráulico.....	132
6.4	Clasificación granulométrica.....	133
6.5	Distribución de sólidos de la planta de relleno hidráulico.....	141
6.6	Composición Mineralógica de la Laguna Caballicochoa.....	141
6.7	Composición Química de la Laguna Caballicochoa.....	144
6.8	La pulpa y su constitución.....	148
6.9	Características de la Pulpa.....	149
6.10	Propiedades físicas y mecánicas de la pulpa.....	156

CAPITULO VII

FACTORES TECNICOS PARA EL PROCESO DE OPERACIÓN EN EL REPULPADO

7.1	Calidad de Relave para el Repulpado.....	167
7.2	Conceptos Básicos.....	167
7.2.1	Caudal.....	167
7.2.2	Velocidad crítica VC.....	168
7.2.3	Coefficiente de Uniformidad....	170
7.2.4	Velocidad de Percolación.....	174
7.2.5	Cálculos prácticos.....	175

CAPITULO VIII

TRANSPORTE Y PROPIEDADES DE LA PULPA

8.1	Transporte de Pulpa.....	184
8.2	Propiedad de los fluidos.....	185
8.2.1	Definiendo la propiedad.....	185
8.3	Flujo Hidráulico.....	187
8.3.1	Flujo Laminar.....	187
8.3.2	Flujo turbulento.....	188

8.4	Número de Reynolds.....	188
8.5	Viscosidad.....	190
8.6	Corrosión y abrasión de tuberías.....	191
8.7	Presión interna ejercida por transporte de sólidos en tuberías.....	193
8.8	Perfil y gradiente hidráulica.....	194
8.8.1	Perfil hidráulico.....	195
8.8.2	Gradiente hidráulico.....	195

CAPITULO IX

EQUIPO Y ACCESORIOS PARA REPULPADO

9.1	Hidrociclones.....	197
9.2	Componentes principales de un Hidrociclón.....	198
9.3	Material constituyen.....	201
9.4	Eficiencia del ciclón.....	202
9.5	Bombas hidráulicas.....	211
9.6	Partes de una bomba.....	211
9.7	Clasificación.....	211
9.8	Descripción de los Tipos de Bombas.....	213
9.9	Características de las Bombas Modernas...	215
9.10	Bomba Toyo Sumergible.....	216
9.11	Operando una Bomba Toyo Sumergible.....	217

9.12 Descripción Bomba Fima Denver SRL para pulpas.....	220
9.13 Bombas Mars L-180.....	223
9.14 Tanque agitador.....	225
9.15 Motores Eléctricos Trifásicos.....	226
9.16 Válvulas.....	227
9.17 Función.....	229
9.18 Brida.....	231
9.19 Cople Victaulic.....	231
9.20 Tuberías.....	232
9.21 Características de las tuberías.....	235

CAPITULO X

CONSIDERACIONES ECONOMICAS

10.1 Análisis de Costo.....	239
10.2 Costo de Propiedad y Operación de la Bomba Toyo.....	240
10.3 Costo del Repulpado.....	241
10.4 Costo del relleno hidráulico.....	243

CAPITULO XI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

11.1 Conclusiones.....247

11.2 Recomendaciones.....249

BIBLIOGRAFÍA.....250



Vargas

VISTA PANORAMICA COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.

CAPITULO I

HISTORIA, INTRODUCCION, OBJETIVOS DEL REPULPADO DE RELAVE Y UBICACIÓN EN CIA. MINERA RAURA S.A.

HISTORIA DE RAURA

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

Las minas de Raura fueron desarrolladas en escala relativamente pequeña por el Sr. SIMEON DUNSTAN, de nacionalidad inglesa en el año 1890. La producción no excedió probablemente de 100 toneladas por mes, el mineral era transportado en llamas para su beneficio a una planta de lixiviación y fundición en QUICHAS, que se ubica a 20Km. Al Sur de Raura.

Posteriormente don Fermín Málaga Santolalla en 1904, tenía en trabajo, los filones Esperanza y Casualidad por galerías horizontales. Los trabajos continuaron por un tiempo, paralizándose después hasta el año 1928 en la que Vanadium Corporation of América, tomó en

opción, por dos años realizando aproximadamente 500 metros de trabajos de exploración paralizándose nuevamente las actividades en el año 1929. Debido a la depresión, las minas permanecieron inactivas hasta el año 1942 en el cual la Cerro de Pasco Copper Corporation las tomó en opción de venta de los Srs. Delgado de Oyón, dueños de estos denuncios.

Reiniciando labores de exploración hasta 1948 la Cerro de Pasco Copper Corporation en 1945 hizo la compra de gran parte de las denuncios de la zona.

Sin embargo en 1950 la Cerro de Pasco Copper Corporation lo vende a los Srs. Delgado su participación en el denuncia de Niño Perdido, quienes luego de una intensa exploración ubicaron una Gran Bolsonada de plomo y zinc iniciando en 1952 la explotación a cielo abierto, las vetas restantes quedaron inactivas hasta 1961 fecha en que la compañía Raura S.A. consolidó todos los denuncios de la zona de Raura e inicio su explotación formal hasta la fecha.

La Compañía Minería Raura S.A. fue constituida por escritura pública el 28 de Setiembre de 1960 por tiempo indefinido. Es una empresa mixta clasificada de acuerdo a la clasificación Industrial Internacional Uniforme (CIIU) bajo la agrupación 2302 correspondiente

a empresas dedicadas a la Explotación de Minerales No -
Ferrosos.

PLANTA CONCENTRADORA

Las operaciones de la concentradora se inició en 1962 con un molino de 6' x 6' paulatinamente su capacidad va en aumento y llegamos al año 1976 en la que la planta se constituye por 4 molinos distribuidos en dos circuitos independientes siendo su capacidad de tratamiento 680 TCS/Día.

Posteriormente se inicia los estudios para ampliar la producción inicial de 1000 TCS/Día, trabajos que se inician en 1980 el tratamiento. Paulatinamente la planta concentradora fue ampliando en el transcurso de su operación hasta que en este año 1,998 se lleva a tratar 62,000 TCS/Mes de minerales complejos de Cobre, Plomo y Zinc.

1.2 HISTORIA DEL RELLENO HIDRAULICO

La historia del transporte de sólidos por tubería comienza en el año 1864 en el **Estado de Pensilvania EE.UU.** Esta forma de transporte va permitir la manipulación de gran cantidad de materiales cuya

granulometría sea requerida en cada mina que se utilice.

A continuación se hace un resumen breve sobre la evolución del sistema de relleno hidráulico.

1864:(siglo XIX) un sacerdote de SHENANDOAH del estado de **Pensilvania EE.UU.** convenció a la **RERDING COAL AND YRONCO** para rellenar las aberturas subterráneas de una mina de carbón abandonada mediante tuberías y transportar materiales con agua con el propósito de evitar el hundimiento superficial que estuvo por complicar los cimientos de una iglesia.

1884:En una mina de **Pensilvania** se usa por vez primera para controlar un incendio.

1901:Se aplica en **ALEMANIA** en la mina de **carbón Mislonita** de la compañía Transvaal.

1917:En **Butte Montana EE.UU.** La compañía Anaconda COMPANY introduce relleno hidráulico para controlar incendios.

1920:**Mina Matahambre** en **CUBA** aplica relleno hidráulico en escala industrial, ya como parte integrante de

su método de explotación. En estos mismos años de igual forma procede la HOMESTAKE MINIG COMPANY.

* A partir de esta fecha se intensifica el uso de relleno hidráulico en diferentes métodos de explotación minera en el mundo.

1937:Mina Lourdes: "PERÚ" Cerro de Pasco Corporation hoy Centromín Perú utilizó por primera vez el relleno hidráulico con material de molienda de malla 200%, sólidos 55% con la finalidad de combatir incendios.

1961:Mina Huaron S.A.: antes compañía de Mina Huarón utiliza relleno hidráulico con relave producido por la planta concentradora.

1971:Mina Morococha (CENTROMÍN PERÚ): inicia a usar relleno hidráulico como parte del ciclo de minado subterráneo.

* Hoy en día existen diferentes sistemas de relleno que se aplica en la minería tales como:

1. Relleno convencional.
2. Relleno hidroneumático.
3. Relleno hidráulico convencional.
4. Relleno hidráulico cementado

1.3 BREVE HISTORIA DE RELLENO HIDRAULICO EN RAURA

- En el sostenimiento de las labores en explotación se utilizaba relleno convencional hasta el año 1981.
- Desde 1980 hasta 1984: Se realizó el Relleno Hidroneumático el cual conformaba de piedra chancada, con cemento y era introducido a la mina a base de aire por medio de tuberías de 6"φ.
- En base al estudio realizado por la firma Candia Ingenieros se recomienda comprar una bomba MARS L-180 MITSUBISHI para el transporte del relave. Iniciándose la construcción de la planta de relleno hidráulico el año 1979 y concluyendo dicha instalación de la bomba MARS en año 1981. Empezando a hacer las pruebas iniciales a partir del 20 de Enero de 1981, desde el cual se empezó a utilizar el sistema de relleno hidráulico en la unidad de producción de Raura.
- Al empezar el sistema de relleno hidráulico de Raura en la unidad de producción de Raura se inició con un densidad de 1,300 gr/lt y siendo la cubicación de relleno hidráulico de 1,600 a 1,800 m³/mes.

- Hoy para mejorar el sistema ecológico en Raura y dar mayor seguridad a las labores subterráneas. Mediante el sistema de relleno hidráulico se ha realizado un trabajo técnico de repulpado de relave depositado en la laguna caballocalcha. Mediante una bomba sumergible el cual inició su operación el 14 de Diciembre de 1997.

1.4 INTRODUCCION

El uso de Relleno Hidráulico convencional en Raura es utilizado como un elemento de sostenimiento de las labores en explotación y para recuperar los pilares de mineral, el cual hoy es abastecido por el relave tratado directo de la planta concentradora y la recuperación del relave depositado de la laguna Cabaloccocha mediante una bomba Toyo sumergible.

Para la extracción del relave depositado en la laguna Cabaloccocha durante 37 años y en cumplimiento de las normas del Control de Impacto Ambiental D.S. N°059-93-EM. Se inició este sistema de repulpado mediante una bomba sumergible Toyo el 14 de Diciembre 1997, que en un plazo de cuatro años debe evacuarse hasta los 02 metros debajo del espejo de agua.

1.5 OBJETIVOS

El objetivo del repulpado de relave tiene dos aspectos muy importantes desde el punto de seguridad y el medio ambiente.

1. DESDE EL PUNTO DE VISTA DE SEGURIDAD.

- a. Nos permite controlar el relleno hidráulico en la mina que repercute en la seguridad como sostenimiento de las labores.
- b. Al utilizar el relave depositado de la laguna Caballococha se cubre el déficit de la mina.
- c. Mejora el ciclo de las operaciones unitarias.

2. DESDE EL PUNTO DE VISTA AMBIENTAL

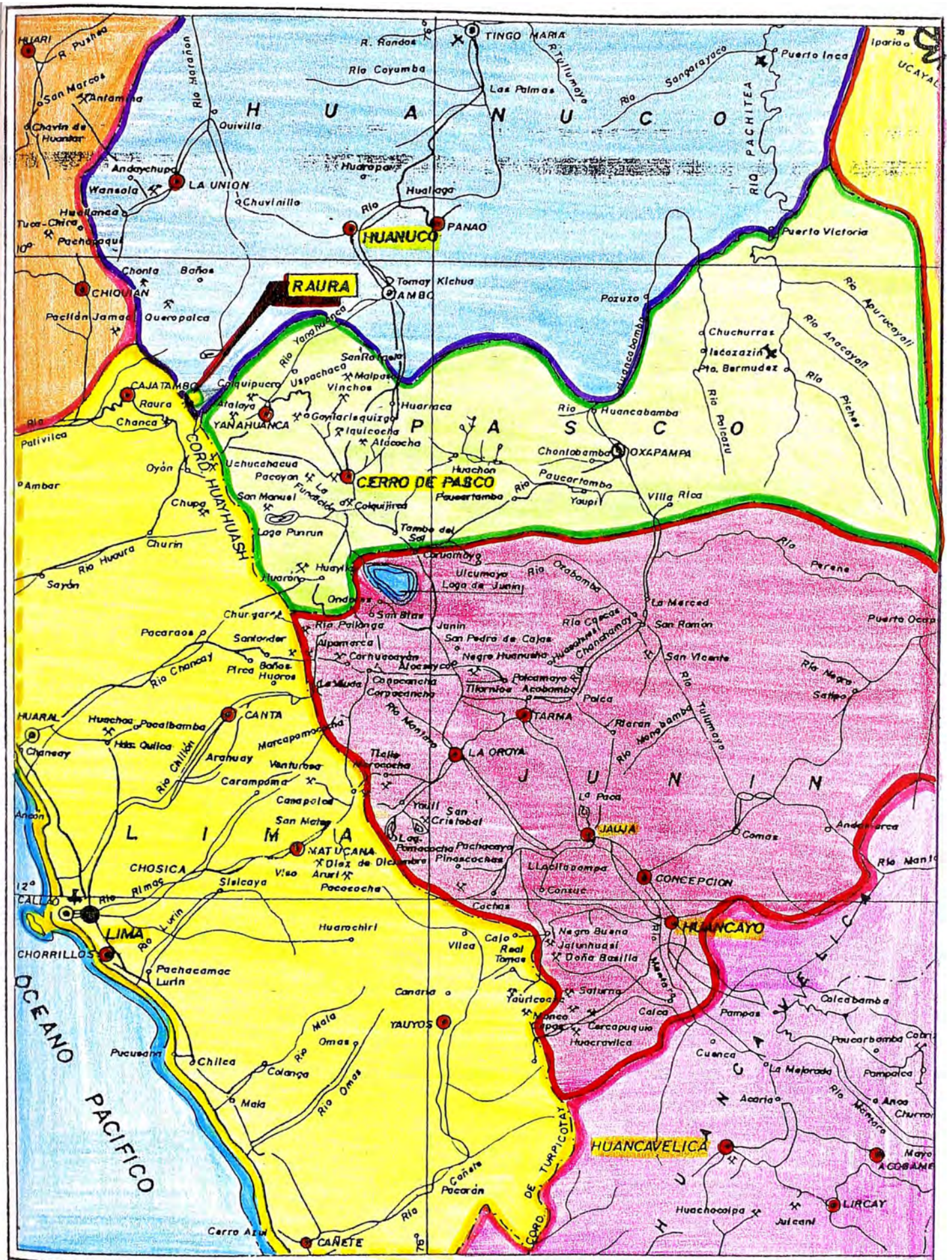
- a. Es una medida de mitigación que permite recuperar la condición natural de la laguna, las condiciones ecológicas del ambiente y estabilizar las condiciones de vida.
- b. Cumplir con las disposiciones legales vigentes que señalan que no debe deteriorarse el medio ambiente.
- c. Evacuar el relave acumulado en la laguna caballococha en un plazo de 4 años.

1.6 UBICACION

El Distrito de Raura está ubicado en la cumbre de la cordillera occidental, entre los Departamentos de Huánuco (Distrito San Miguel de Cauri, provincia Dos de Mayo) y Lima (Distrito de Oyón, provincia de Cajatambo) en las siguientes coordenadas geográficas:

Latitud : 10°26'30" S
Longitud : 76°44'30" W
Coordenada : UTM
8'845,500 N 309,700 E
Altura : Varía de 4,300 a 4,800 m.s.n.m.
con glaciares
Topografía : Es abrupta con valles y circos
glaciares, abundantes lagunas y
material morrénico.
Clima : Es frío y no existe vegetación.

* Véase plano de ubicación.



GEOLOGIA Ing. G. Rodríguez S.
 DIBUJO O. Miranda T.

COMPANÍA MINERA RAURA S.A.

PLANO DE UBICACION MINA RAURA

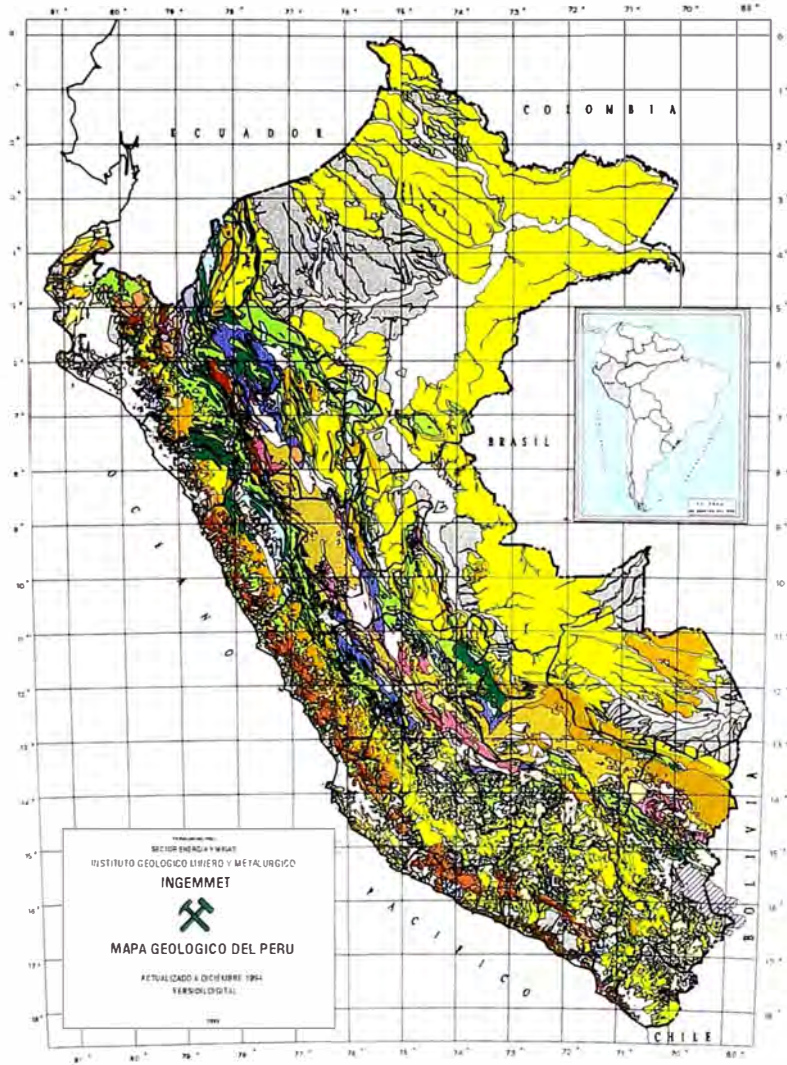
ESCALA: 1:178,000

COORDENADAS

GEOGR.

FECHA:

Enero 1997



GEOLOGIA

CAPITULO II

GEOLOGIA, RESERVAS, VALORES UNITARIOS Y NORMAS DE CUBICACION

2.1 ESTRATIGRAFIA

2.1.1 ROCAS SEDIMENTARIAS

Las rocas sedimentarias que afloran en los alrededores de la Mina Raura pertenecen a la secuencia estratigráfica del Cretáceo.

Las más antiguas se exponen al Suroeste y Oeste, pertenecen al Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarizquizqa) y están representadas por las formaciones Chimú y Carhuáz. En contacto por sobreescorrimento se presentan la franja calcárea de las formaciones Pariahuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha y Celendín inferior con potencia total de 1,200 mts. La formación Jumasha es la de mayor espesor con 800 mts. y la de mayor importancia alberga los yacimientos minerales.

2.1.1.1 FORMACIÓN CHIMÚ

De edad Neoconiano y Valanginiano inferior. Son cuarcitas blancas y gris blanquecinas de grano fino a medio, presentándose en capas delgadas intercaladas con lutitas grises o negras y lechos de carbón, regionalmente son importantes por ser parte de la Cuenca carbonífera de Oyón.

2.1.1.2 FORMACIÓN CARHUÁZ

De edad Valanginiano superior a Aptiano. Es una fase continental compuesta de areniscas, lutitas y cuarcitas que sobreyacen a la formación Chimú. Están en contacto con las calizas Jumasha por sobreescorrimento.

2.1.1.3 FORMACIÓN JUMASHA

En los alrededores de la mina afloran calizas de edad Cretáceo medio a superior, representadas por la formación Jumasha. Están debajo de las rocas anteriormente descritas en contacto por sobreescorrimento, que tiene el rumbo regional del plegamiento andino N° 30° W. con calizas en capas medianas a gruesas de color gris que cambian a un gris

claro por intemperismo, su edad es albiano superior a Turoniano.

Por efecto de intrusiones, de preferencia granodioríticas, las calizas Jumasha presentan diferentes grados de alteración que va desde la caliza fresca a una granatización (SKARN), pasando por marmolización, silicificación, epidotización.

Es importante la zona de SKARN por haber permitido la formación de los principales cuerpos mineralizados.

2.1.2 ROCAS IGNEAS

La actividad ígnea se ha definido en el área y en base a las últimas reinterpretaciones que integra los estudios de la Geología de superficie efectuada por el Departamento de Exploraciones de la Compañía, con los estudios micropetrográficos de muestras representativas del Distrito (H. Candiotti 1982).

Se considera tres fases de actividad ígnea en un lapso geológico comprendido entre 8 a 11 millones de años.

Primera Fase: está representada por una fase volcánica explosiva de andecitas, dacitas, riodacitas y tobas riodacíticas del tipo explosivo. En contacto con las calizas Jumasha tiene fragmentos asimilados de esta

última, en el área de Gretty-Brunilda existen reemplazamientos importantes de minerales económicos de Plomo-Zinc que han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados de importancia.

Segunda Fase: lo constituye la intrusión de granodiorita que viene a ser la roca intrusiva más antigua del área con una edad radiométrica de 11 millones de años. Se expone entre la Laguna Putusay Alta Cerro Colorado y la Laguna Niñococha en el Sur, y sobre la Laguna Tinquicocha al norte del distrito. Fue mapeada como "diorita cuarcífera Cerro Colorado" (J. Fernández C. 1964). En sus contactos con la caliza ha producido un anillo de alteración llegando a formar SKARN como fase preliminar para la formación de cuerpos mineralizados, en superficie el área se encuentra limonitizada con tonalidades ocre-amarillentas por efecto del intemperismo y procesos de oxidación-lixiviación.

Tercera Fase: Lo representa la intrusión del pórfido dacítico-monzonítico de una edad radiométrica de 7 millones de años que originó también la formación de columnas de brecha y diques asociados al sistema de fallamiento este-oeste.

* Véase Plano Estratigráfico.

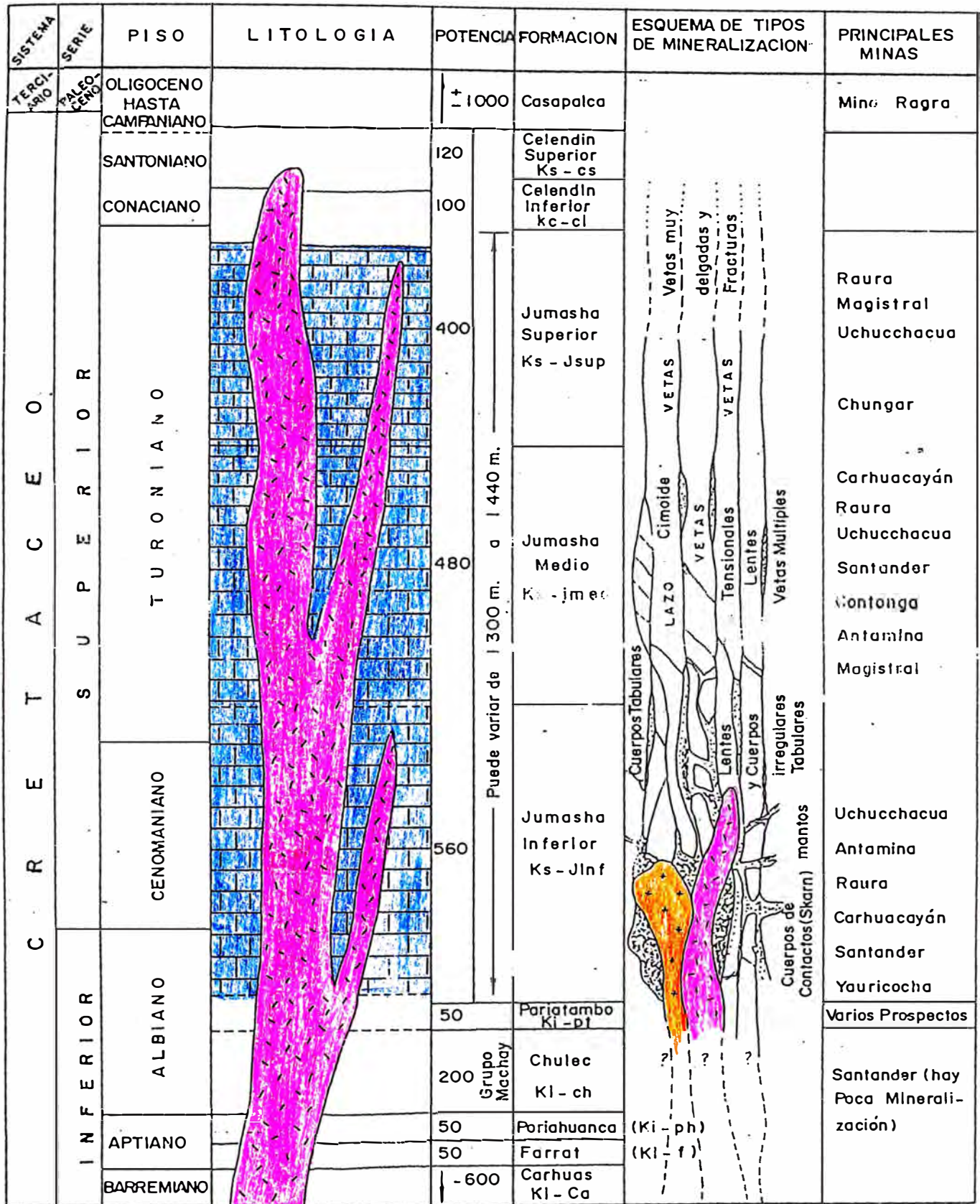


FIG. . COLUMNA ESTRATIGRAFICA GENERALIZADA DE LA FORMACION JUMASHA Y LAS PRINCIPALES MINAS Y TIPOS DE MINERALIZACION EN EL CENTRO DEL PERU.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA Y TECTONISMO Y SU RELACION CON EL MAGMATISMO Y MINERALIZACION EN RAURA

UNIDADES CRONO ESTRATIGRAFICAS				NOMBRE DE FORMACIONES	REPRESENTACION GRAFICA		DESCRIPCION LITOLOGICA DE SEDIMENTARIOS	DEPOSITOS MINERALES
ERA	SISTEMA	SEÑE	PISO		Sedimentarios Volcanicos e Intrusivos	Modo de emplazamiento de los ignea		
CENOZOICO	CUATERNARIO			Molrenas				
	TERCIARIO	Plioceno	3 m.a.	FASE (GATE)				
		Mioceno	23 m.a.					
		Eoceno	33 m.a.					
MESOZOICO	SUPERIOR	Santoniano		FORMACION JURASICA (1250 - 700 m)	J-IV (1300m)			
		Corfuciano Santoniano	Fm. Celendia (400m)		J-III (1100m)			
		MEDIO	Juroniano		J-II (1485m)			
					J-I (1570m)			
					Albino Superior	Fm. Parícutic (60m)		
		INFERIOR	Albino Medio		Fm. Chulec (200 m)			
	Albino Interior		Fm. Parícutanca (150 m)					
	Albino		Fm. Cortazar (150m)					
	Albino		Fm. Scurin (100m)					
			Fm. China (600m)					
			Albino	Fm. Oyón (400 m)				

CRONOLOGIA DEL TECTONISMO			
MESES DE AÑOS	FASES	DIRECCION DE COMPRESION	FASES DETERMINADAS POR
	Cuaternario	N130°	J.P. Soules 1978
1.5 - 2	Quechua III	E - O	J.P. Soules 1977
10.5 - 11	Quechua II	N - S	F. Megard 1973
11 - 12	Quechua I	90 - NE	G. Steinmann
12 -	Mioceno	50 - NE	

TECTONISMO RELACIONADO A LOS DEPOSITOS MINERALES

Plagomatismo

LEYENDA

- Andesita porfirítica brechosa con estructura en bloques.
- Riodacita hojosa y brechosa con variaciones a ruta, lava y talas.
- Granodiorito de textura holocristalina
- Monzonio Porfirítico
- Monzonio Porfirítico Cuarcífero

(m.a.) Miles de años

RAURA - J/W/O

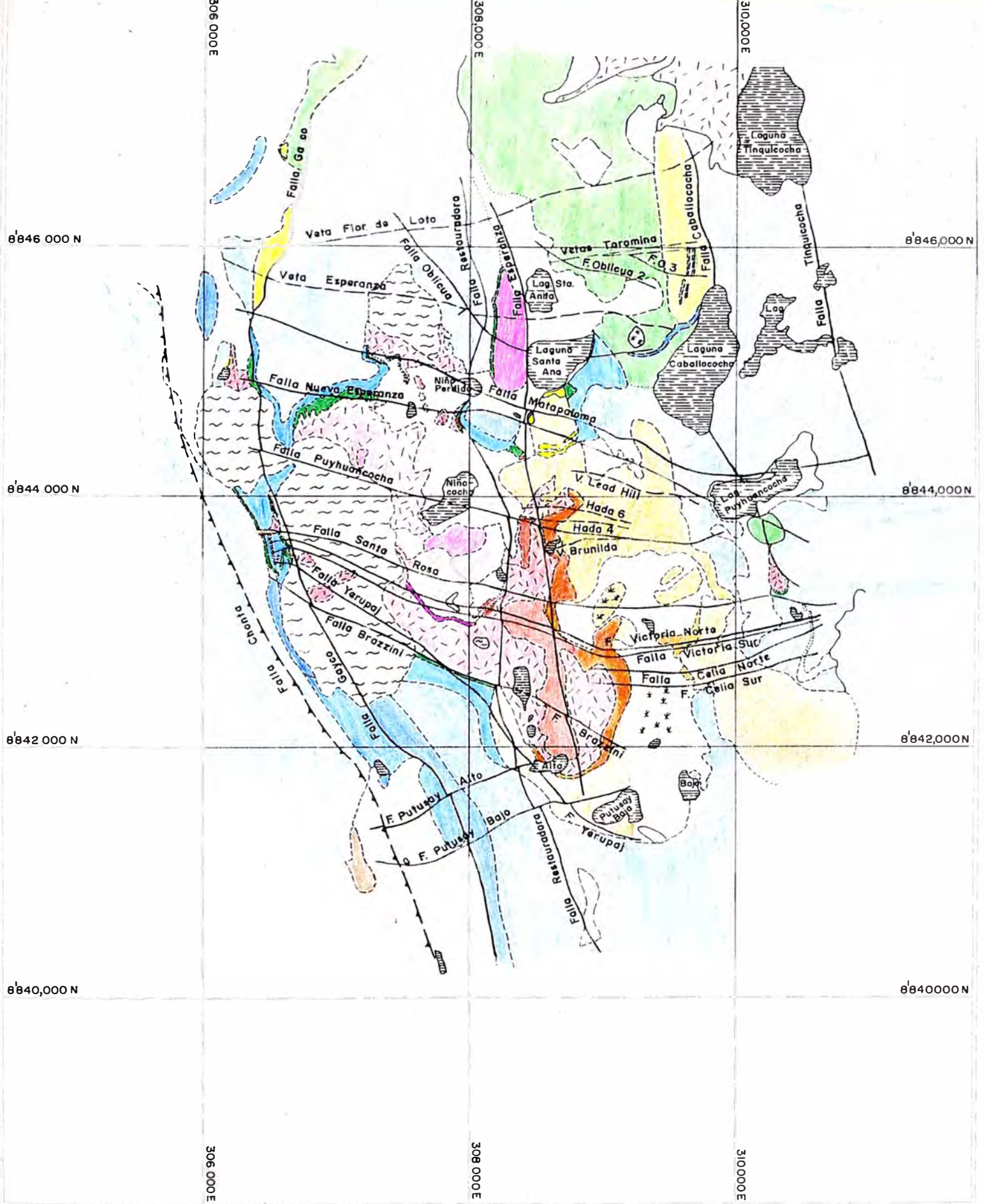
2.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballococha son los plegamientos más importantes del área con rumbo N 30° W. El sobreescorrimiento al suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Goyllarizquizqa con las calizas Jumasha.

Debido a fuerzas compresionales E-W se han producido varios sistemas de fracturamiento N 65° - 80°W (vetas Gianinna, Abundancia, Roxana, Torres de Cristal, Flor de Loto). Fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva.

Ultimas etapas de actividad tectónica por acción de estas mismas fuerzas, originan fallas regionales que atraviesan el Distrito Minero de Raura, representando una reactivación del sistema NE, desplazando a los sistemas NW y Norte.

* Véase Plano Geológico.



GEOLOGIA: A. Perturas	1950
J. Fernández C.	1963 - 1967
N. Castillo / C. Alva	1985 - 1990
R. Valdía / J. Valera	1995
R. Zagarra / M. Lavado	1996

COMPAÑIA MINERA RAURA S. A.
PLANO GEOLOGICO - MINA RAURA

DIBUJO : O. Miranda T. FECHA : Enero 1997 ESCALA : 1 : 40 000

2.3 GEOLOGIA ECONOMICA

El período de mineralización en el Distrito Minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con formación de minerales de Cobre, Zinc, Plomo y Plata. La mineralización se presenta principalmente como relleno de fracturas preexistentes (vetas) reemplazamientos metasomáticos de contacto (bolsonadas en Skarn) y depósitos tipo Stock Work.

2.3.1 MINERALIZACIÓN EN VETAS

Dos sistemas de fracturamiento son los que contienen toda la mineralización de vetas en Raura. El sistema más importante tienen rumbo N 60° W.

El otro sistema tiene rumbo N 65° E. Existe un zoneamiento marcado en la mineralización de Raura, al norte las vetas tienen minerales de Cobre y Plata, al Sur se mineralizaron los valores de Plomo y Zinc.

2.3.2 MINERALIZACIÓN EN CUERPOS

En la zona de contacto metasomático entre las calizas Jumasha (mármol) y los intrusivos granodioríticos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de Zinc, Plomo y Plata. Existen posibilidades muy favorables de

la presencia de otros cuerpos mineralización en todas las zonas de contacto no conocidas aún en Raura. El cuerpo mineralizado principal está formado por las bolsonadas Betsheva-Aracelli en dirección N30°W.

Hacia el norte continúan las bolsonadas Catuva -Niño Perdido y en dirección sur. Primavera y Cobriza completan una franja de mineralización económica de aproximadamente 900 mts., pequeños cuerpos satélites en las proximidades y con mineralización similar con las bolsonadas Ofelia y Balilla, responden a este concepto. Los minerales principales son Esfalerita (Marmatita), Galena, Chalcopirita y diseminación de Pirita dentro del Skarn, hasta el contacto se observa fuerte piritización que alcanza a formar cuerpos de pirita. La mineralización dentro de los cuerpos se presentan en forma masiva, en brechas, en parches y diseminada, predominando al norte minerales como Galena y Esfalerita (la Plata esta relacionada principalmente con Galena), al sur existe un aumento significativo de Cobre (Chalcopirita) relacionado con un considerable aumento de Pirita sacaroide de grano grueso en una franja de contacto entre el Skarn y el intrusivo.

2.3.3 MINERALIZACIÓN TIPO STOCK WORK

Areas que encierran mineralización como relleno de fracturas menores irregulares, con diseminación y reemplazamientos masivos; han producido cuerpos de importancia relacionadas a estructuras mayores. Se exponen con mayor actividad en la Sección Hada asociadas a la veta Sofía, zonas de Mármol entre bolsonadas de la Sección Catuva y también el área de afloramientos mineralizados del proyecto Gayco.

2.4 NOTAS GEOLOGICAS DE LAS PRINCIPALES BOLSONADAS Y VETAS**2.4.1 SECCION CATUVA****2.4.1.1. Bolsonadas Betsheva-Aracelli**

Actualmente es la bolsonada de mayor importancia económica en Raura. La consideramos como una sola bolsonada porque en los niveles inferiores, principalmente en el 590 y 540, es un solo cuerpo con algunos lentes irregulares de mármol y brecha hacia el Norte.

La mineralización se presenta dentro del Skarn de granates, calcita, actinolita, tremolita, epidota y clorita. El contacto entre la granodiorita y caliza ha favorecido la formación de silicatos que ha permitido el emplazamiento del mineral típico de un depósito de contacto. Desarrollos anteriores han demostrado que sobre el nivel 760, en las partes central y norte las bolsonadas han sido erosionadas por glaciares y el sur está cubierto por morrenas.

En los niveles 690 y 630 existen áreas centrales de mármol estéril, irregularmente fracturado. La mineralización esta relleno las fracturas tipo Stock Work. En profundidad (Nv. 590) son muy pequeñas las

áreas de mármol y la mineralización esta formando un solo cuerpo. La mineralización principal es a base de Esfalerita, Marmatita, en menor proporción Galena y Pirita. En los niveles altos, principalmente 690 y 630 existe una concentración mayor de cobre al sur de la bolsonada.

2.4.1.2 Bolsonada la Niña, Niño perdido y catuva

Ubicada al Norte de la zona metasomática de contacto. Al extremo la mineralización económica se ubica dentro de la franja de skarn y en el mármol el cuerpo. La Niña está controlada por la veta Aurora, que es la prolongación Oeste de la veta Giannina; la mineralización económica mayormente está emplazada en mármol, siendo el principal mineral la galena. Hacia el Sur el cuerpo Niño Perdido y Catuva se ubican dentro del skarn donde es abundante la presencia de pirita y dentro de ella galena y esfalerita. Estos cuerpos se estrangulan por debajo del nivel 630, continuando en profundidad la presencia de pirita. Aún no está bien definido la continuidad en profundidad de cuerpos mineralizados.

La mineralización está representada por Galena, Esfalerita, Pirita y Calcopirita.

Algunos diques de pórfidos cuarzo monzonítico atraviesan la bolsonada Catuva y están relacionadas con la mineralización.

En la bolsonada Niño Perdido se presenta fuerte fracturamiento que ha facilitado la filtración de agua, existiendo zonas de fuerte oxidación y lixiviación de minerales.

En términos generales, las bolsonadas Catuva y Niño Perdido pertenecen a un sólo cuerpo mineralizado.

2.4.1.3. Bolsonada Balilla

Igual que en bolsonadas anteriores, la mineralización se presenta en Skarn de epidota moderadamente granatizado en la zona de contacto con el intrusivo granodiorítico en la parte superior, en profundidad se emplaza en mármol. Sobre los niveles 700 y 740 se separa en dos cuerpos pequeños con una zona intermedia de mármol de unos 40 mts. incluyendo zonas arcillosas. Los minerales principales son: Esfalerita y Galena, la ley la Plata es ligeramente más alta que en las otras bolsonadas.

2.4.1.4. Bolsonada Ofelia

Es una franja pequeña que se encuentra a unos 200 mts. al Sur-Este de Aracelli. Parece ser un cuerpo satélite de las principales zonas de contacto metasomático, que esta controlado por un fracturamiento E - W, relacionado con la anomalía NE detectada con estudios geofísicos. La mineralización es de calcopirita en la estructura del techo y galena, esfalerita en la estructura del piso.

2.4.2 SECCION HADA

Se ubica al Sur y Sureste del yacimiento, se caracteriza por ser la zona de mayor contenido en valores de Plomo.

2.4.2.1. Bolsonada Brunilda

Se encuentra en la parte Sur de Raura y está relacionada a fracturamientos y vetas de dirección E-W con inclinación al Sur.

Al Norte se controla por una falla de igual rumbo y buzamiento. La roca encajonante es una riodacita sub-volcánica brechada. Fracturamiento alrededor de las principales estructuras del tipo Stock Work, ha

permitido el relleno y emplazamiento del mineral, dentro de las porosidades existentes.

Los minerales ganga son Pirita, rodocrocita y Cuarzo, la mejor mineralización se presenta entre los niveles 500 y 790. Sobre el Nv. 570 se separa un ramal con buzamiento al Norte y presenta mineralización económica, se le ha llamado ramal Sur Brunilda.

2.4.2.2. Bolsonada Sofía

Se ubica dentro de la veta Sofía que forma un sigmoide que genera una zona de mármol Dolomita. El fracturamiento y brechamiento paralelo e irregular a dicha veta rellena con mineralización de Pb. Zn. Ag. intercepta hasta 4 horizontes de reemplazamientos con potencias de 2.3 mts. normales a Sofía, en una longitud que va de 25 a 30 mts.

En conjunto es un Cuerpo de 500 m² cuya explotación principal se realizó en los niveles superiores (660, 630 y 590). En este último año se explora con perforación diamantina por debajo del nivel 590. Actualmente se ejecuta un crucero de exploración en el nivel 490.

Los minerales mena están representados por Galena, Rodocrocita, Pirita y Cuarzo. Esta zona mineralizada está controlada por la falla Matapaloma.

2.4.2.3. Vetas Hada

Es un sistema de vetas paralelas de rumbo promedio E-W con buzamiento 80° al Sur. El fracturamiento principal crea una estructura en echelón y la mineralización se presenta rellenado fracturas. En total son seis estructuras con "clavos" mineralizados de 50 a 200 mts. de longitud. El tipo de roca encajonante de naturaleza dolomítica, es un control importante en la ubicación del mineral económico. Sobre los niveles 710 y 740 se observa el contacto entre Calizas y la Riodacita sub-volcánica superior. El fracturamiento de esta última ha sido mayor en la zona inmediata al contacto con la caliza formándose mineralización tipo bolsonada o Stock Work.

En profundidad la Caliza se altera a Skarn en la zona de contacto con mineralización económica, luego se silicifica con persistencia de estructuras que decrecen en potencia. Los minerales principales son: Galena, Esfalerita, Freibergita, en poca proporción Chalcopirita. Además Rodocrocita, Fluorita, Pirita y Calcita.

2.4.2.4. Vetas Lead Hill Sur y Norte

Pertenecen al sistema N 70° - 85° W, son estructuras paralelas en aproximadamente 200 mts. La mineralización a base de Galena y Esfalerita tiene un promedio 2 a 3 Onz/Ag. En los niveles superiores (770 y 800) al extremo. Este de la veta, las leyes de Plata son altas (sobre 10 Onz/Ag) con alto contenido en Plomo en una potencia de 0.40 mts.

Cuando las vetas atraviesan el volcánico riódacítico la mineralización mejora en potencia y valores, la estructura se presenta en echelón y se estrangulan al Este como se observa en el Nv 700 y en el Nv 740 se unen en una sola estructura.

Desarrollos en los Nvs. 670 y 630 demuestran una reducción de la longitud del clavo mineralizado.

2.4.2.5. Veta Gretty

Con este nombre se conoce a un grupo de estructuras que afloran al SE de Brunilda y son continuación de ésta. Tienen las mismas características mineralógicas de todo el sistema de las vetas Hada, siendo los minerales principales: Galena, Esfalerita, Rodocrocita, Calcita y menor proporción de Cuarzo. En

el extremo SE se juntan en 1 ó 2 estructuras de poca potencia y hacia al Oeste forman un Cuerpo mineralizado de 8 a 10 mts. de ancho. Luego se separan en dos estructuras definidas de rumbo N 60° W y N 85° W con potencias de 4 a 6 mts. cada una separadas por un "caballo" estéril de 6 mts.

Fracturamiento paralelo al rumbo de la estructura principal ha permitido el relleno en forma de vetillas de 0.10 a 0.50 mts. con mineralización de Galena y Esfalerita, teniendo como roca encajonante la Riodacita sub-volcánica foliada, alterada a arcillas alrededor de las vetas, con una fuerte diseminación de Galena y Esfalerita formando un pequeño cuerpo mineralizado.

En profundidad la roca cambia a Caliza desconociéndose aún su comportamiento.

2.4.3 SECCION ESPERANZA

2.4.3.1. Veta Restauradora

Se encuentra al Oeste de la Laguna Santa Ana y se le ha desarrollado en los niveles 630, 680, 720 y 760, teniendo su mejor concentración mineralógica en el Nivel 630.

Se presenta en la zona de contacto entre la brecha Santa Ana y la caliza epidotizada y granatizada, predominando la primera como roca encajonante. La veta tiene rumbo N 70° W y buzamiento de 75° Sur.

Los minerales principales son: Esfalerita, Galena, Freibergita, Cuarzo y Pirita.

2.4.3.2. Veta Torre de Cristal

Se encuentra al NW de la Laguna Santa Ana con dirección N 70° W desarrollada entre los niveles 630 y 900. Esta veta presenta un signoide con la veta Nancy, la que ramifica en profundidad debajo del Nivel 680 con buzamiento de 65° S. Los minerales principales son: Freibergita, Esfalerita, Galena, Cuarzo y Pirita. La roca encajonante es caliza epidotizada y marmolizada. Al Oeste la estructura se estrangula al desarrollarse dentro de un intrusivo granodiorítico. En 1995 se exploró en el contacto con el intrusivo, siendo los resultados poco halagadores: sin embargo debemos explorar en profundidad.

2.4.3.3. Veta Esperanza

Una de las principales vetas que nombra a la sección, forma 2 clavos mineralizados importantes. El desarrollo en el Nivel 630 ha expuesto una estructura

de rumbo Nor-Oeste, la que ha sufrido varias etapas de reactivación tectónica, notándose un mineral brechado por este efecto en los niveles superiores al 630 donde se ha producido un fracturamiento secundario dando lugar a "Splits" con diseminaciones de tipo Stock Work. Los ramales de la veta Esperanza en la proximidad de ella han tenido desplazamiento en rumbo y se presentan fuertemente estrangulados (zonas de arrastre), se ha comprobado que el alejarse de la falla principal (5-10 mts) las estructuras son más potentes y con mineral económico. Los minerales principales son: Esfalerita, Freibergita y en menor proporción Galena, Cuarzo, Calita y Pirita. La mejor mineralización se presenta en los niveles altos (sobre el Nv. 630), en profundidad los valores económicos son menores pero en los niveles 490 y 640 para su mejor correlación hacia el Nivel 380, donde al parecer no se desarrolló la estructura principal.

La roca encajonante es mayormente Mármol-Caliza con segmentos limitados de Monzonita Cuarcifera al Oeste.

2.4.3.4. Veta Flor de Loto

Presenta un rumbo promedio N 65° E y buzamiento de 80°S. Sobre el Nv. 630 existen ramificaciones secundarias (Splits) que forman un lazo signoide de

150 mts. de longitud, presentándose fracturas de tensión y cizalla con mineralización en forma de rosario (entre los Nvs. 630 y 740).

La alteración de la roca encajonante (caliza) es un control importante en la mineralización. Cuando está epidotizada, granatizada o marmolizada, la veta es más potente con buen contenido metálico; pero cuando presenta horizonte de hornfels, se adelgaza y tiene menor contenido metálico. Los minerales principales son: Freibergita, Esfalerita rubia, Galena, Cuarzo, Pirita, Rodocrocita, Yeso y Fluorita. Al Oeste la veta Flor de Loto coincide en rumbo con algunas estructuras de Gayco la misma que falta explorar.

El dique granodiorítico ubicado en la parte central limita al principal "clavo" mineralizado. Falta por reconocer 1,000 mts. al Este, exploración que podría realizarse a partir de los afloramientos de Tinquicocha. Estudios de coeficientes metálicos y distribución indican dos etapas de mineralización, la primera de tipo mesotermal medio representada por Cobre Gris argentífero y Esfalerita.

La segunda de mesotermal superior o epitermal representada por Galena.

2.4.3.5. Veta Abundancia

Son dos estructuras dispuestas en echelón asociadas a dos brechas mineralizadas llamadas brecha Abundancia N°1 y brecha Abundancia N° 2.

La brecha N°1 es una fractura de cizalla de rumbo Noreste y buzamiento al Sur, al Oeste es interceptada por la brecha N° 2 con rumbo similar. La veta Abundancia tiene alto contenido de Plata asociada a Plomo principalmente. Los minerales principales en estas vetas son: Freibergita, Galena, Esfalerita, Pinta y Cuarzo.

2.5 INVENTARIO DE RESERVAS DE MINERAL 1998

A continuación el detalle y resúmenes correspondientes al Inventario de Reservas de mineral de la Mina Raura, vigente para el año 1998.

El total cubicado asciende a 4'150,610 TMS, con leyes promedio de 0.53% Cu, 2.79% Pb, 6.06% Zn y 4.41 Oz-Ag; que equivale a un valor de US\$ 55.34 por tonelada.

El mineral económico probado-probable de mina subterránea que es accesible, suma 2'136,240 TMS, con leyes de 0,66% Cu, 3.78% Pb, 6,73% Zn y 5,81 Oz-Ag que equivale a US\$67.6 por tonelada. Como mineral marginal tenemos 1'955,070 TMS con leyes 0,37% Cu, 1.74% Pb, 5.47% Zn y 2.94 Oz-Ag con un equivalente de US\$ 43.48 por tonelada. Consideramos al tonelaje marginal porque al combinarse con el mineral económico, puede explorarse generando utilidad a la Compañía.

Igualmente el mineral económico del Tajo Abierto probado-probable que es accesible llega a 195,290 TMS, con leyes promedio de 0.85% Cu, 0.68% Pb, 8.91% Zn y 1.78 Oz-Ag cuyo equivalente en US\$56.06 por tonelada, el mineral marginal del tajo es 19,300 TMS

con leyes 0.39% Cu, 1.73% Pb, 5.35% Zn y 2.925 Oz-Ag con un equivalente a US\$ 36.18 por tonelada.

El tonelaje total de reservas se distribuye de la siguiente manera.

2.5.1 DISTRIBUCION DE RESERVAS.

A. MINERAL MINA SUBTERRANEA

1. MINERAL ECONÓMICO

SULFUROS

SECCION	T.M.S.	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq.US\$
Catuva	910.300	0.53	1.61	7.36	2.86	53.12
Hada Vetas	278.550	0.16	9.02	6.83	6.31	76.39
Hada Bols	269.310	0.24	7.67	6.75	5.29	69.86
Esperanza	397.860	1.53	3.95	4.62	13.99	93.49
TOT.SULF	1'8596.020	0.65	3.89	6.60	6.12	67.70

MIXTO

ESPERANZA	84.930	0.58	4.00	4.58	8.32	66.65
TOTAL MIXTO	84.930	0.58	4.00	4.58	8.32	66.65
TOTAL ECONOM.	1'940.950	0.64	3.89	6.51	6.22	67.65

2. MINERAL MARGINAL:

SULFUROS

SECCION	T.M.S.	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq. US\$
Catuva	1'353,350	0.40	0.98	6.35	1.89	43.32
Hada Vetas	280,760	0.13	5.30	3.82	3.41	43.24
Hada Bols	48,470	0.18	2.56	5.06	4.67	44.95
Esperanza	312,490	0.46	1.74	2.47	6.78	44.13
TOT.SULF	1'995,070	0.37	1.74	5.47	2.94	43.48

3. TOTAL MINA SUBTERRANEA

T.M.S	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq. US\$
3'936,020	0.50	2.80	5.98	4.56	55.40

B. MINERAL TAJO ABIERTO

1. MINERAL ECONOMICO

SULFUROS

T.M.S	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq. US\$
195,290	0.85	0.68	8.91	1.78	56.06

2. MINERAL MARGINAL

T.M.S	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq. US\$
19,300	2.13	0.22	4.46	1.92	36.18

3. TOTAL TAJO ABIERTO

T.M.S	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq. US\$
214,590	0.97	0.64	8.51	1.79	54.27

4. TOTAL MINA RAURA

T.M.S	%Cu	%Pb	%Zn	Oz-Ag	Eq. US\$
4'150,610	0.53	2.79	6.06	4.41	55.34

BALANCES NETOS DE MINERAL

A.	RESERVA AL 1° DE ENERO DE 1,998	4'150,610 T.M.S
B.	RESERVA AL 1° DE ENERO DE 1,997	4'075,100 T.M.S
C.	MINERAL TRATADO EN PLANTA	
	CONCENTRADORA 1,997	657.733 T.M.S
	1. DE RESERVAS	619.834 T.M.S
	2. FUERA DE RESERVAS	37.899 T.M.S
D.	GANANCIA DE TONELAJE (T.M.S.) POR	
	EXPLORACION DESARROLLO	733.243 T.M.S

RADIOS

AVANCE DE EXPLORACION Y DESARROLLOS.....	5,255.18 m.
RADIO DE CUBICACION	139 t/m.
AVANCE TOTAL (EXPL.-DES. Y PREP)	10,543.53 m.
RADIO DE CUBICACION	70 t/m.

**CUADRO COMPARATIVO DE RESERVAS
SECCION CATUVA - MINERAL ECONOMICO**

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1.974	711.082	-	2.5	12.5	3.42	34.5
1.975	866.022	-	2.5	11.3	3.53	38.5
1.976	1,216,432	-	2.6	11.3	3.42	31.4
1.977	1'706,669	-	2.7	10.7	3.53	32.7
1.978	2'401,581	-	2.6	9	3.64	40.4
1.979	1'384,286	-	2.7	8.8	3.53	39.8
1.98	3'235,149	-	2.44	7	3.31	55.27
1.981	3'931,353	-	2.48	7.04	3.21	60.76
1.982	4'007,434	-	2.05	6.64	2.87	57.02
1.983	2'841,718	-	2.42	7.78	4.08	84.12
1.984	3'483,347	-	2.63	7.64	3.54	53.16
1.985	3'095,736	-	2.33	7.61	3.32	60.06
1.986	2'379,532	-	2.52	7.27	3.25	41.75
1.987	2'023,607	-	2.33	7.38	3.67	35.04
1.988	3'303,329	-	2.11	7.46	3.26	44.62
1.989	4'661,973	-	1.7	7.06	2.71	67.21
1.99	5'274,464	-	1.51	7.12	3.34	71.83
1.991	3'013,134	-	1.53	8.27	4.01	59.21
1.992	2'541,518	-	1.78	8.74	5.22	55.47
1.993	2'338,692	-	2.37	9.48	6.89	38.35
1.994	2'683,239	-	1.62	8.66	4.57	39.55
1.995	1'705,603	-	1.62	9.65	4.73	60
1.996	2'771,620	0.59	2.14	8.29	3.82	59.84
1.997	2'783,580	0.6	3.33	7.32	5.48	70.45
1.998	910.3	0.53	1.61	7.36	2.86	53.12

SECCION CATUVA - MINERAL OXIDADO

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				Equiv.
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	
1.974	421.035	-	6.7	7.8	8.48	36.4
1.975	407.642	-	6.8	7.1	8.26	42.7
1.976	400.995	-	7	7.7	8.37	36.3
1.977	511.17	-	5.8	7.8	7.16	37
1.978	520.738	-	6.1	7.4	7.49	56.1
1.979	527.759	-	5.9	7.5	7.38	62.8
1.98	538.754	-	5.31	7.24	6.28	96.17
1.981	535.365	-	5.27	7.23	6.27	103.82
1.982	535.365	-	4.75	6.51	5.64	72.5
1.983	535.365	-	2.24	7.43	3.78	50.92
1.984	456.308	-	5.09	7.32	6.13	68.16
1.985	276.123	-	5.78	7.02	6.26	77.9
1.986	446.111	-	4.09	6.43	4.87	45.54
1.987	435.14	-	4.55	6.39	5.3	40.6
1.988	412.195	-	4.54	6.37	5.26	50.8
1.989	412.195	-	4.54	6.37	5.26	73.4
1.99	412.195	-	4.15	6.1	4.38	70.75
1.991	382.045	-	2.97	5.08	3.55	42.12
1.992	53.986	-	-	-	-	-
1.993	-	-	-	-	-	-
1.994	-	-	-	-	-	-
1.995	-	-	-	-	-	-
1.996	82.38	0.51	1.32	9.4	2.88	59.46
1.997	65.83	0.66	4.48	4.87	9.08	81.49

SECCION CATUVA - MINERAL MARGINAL

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1,983	749,388	-	1.56	6.12	2.68	39.04
1,984	97,810	-	1.46	6.21	2.71	41.08
1,985	8,642	-	0.78	4.84	1.69	35.13
1,986	911,055	-	2.32	6.85	3.02	32.46
1,987	1,739,778	-	1.44	6.91	2.25	29.30
1,988	954,830	-	1.31	6.81	1.95	34.09
1,989	92,279	1.78	0.31	2.51	1.07	35.25
1,990	103,542	-	1.38	2.98	2.11	43.04
1,991	846,647	0.19	1.12	5.73	2.19	39.76
1,992	1,718,843	-	1.84	5.45	2.84	36.50
1,993	410,982	-	1.99	8.61	2.27	31.50
1,994	1,672,699	-	1.11	6.44	2.40	28.12
1,995	1,103,815	-	1.39	7.43	3.09	45.28
1,996	886,800	0.32	1.53	6.12	2.32	41.55
1,997	660,040	0.39	1.36	5.91	2.35	42.39
1,998	1,353,350	0.40	0.98	6.35	1.89	43.32

SECCION TAJO ABIERTO - MINERAL ECONOMICO

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1,991	2,860,892	0.99	2.10	6.98	3.11	37.98
1,992	2,986,483	0.90	2.28	3.91	3.55	38.34
1,993	756	0.39	2.45	8.10	5.08	32.43
1,994	1,123,838	0.50	2.17	8.33	4.10	38.60
1,995	195,987	0.24	2.40	5.52	4.65	42.86
1,996	161,890	0.42	1.58	6.22	2.68	43.63
1,997	198,960	0.94	0.92	6.49	1.89	43.61
1,998	195,290	0.85	0.68	8.91	1.78	56.06

SECCION TAJO ABIERTO - MINERAL MARGINAL

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1,994	1,887,077	0.91	1.15	5.98	2.06	25.63
1,995	352,744	0.54	1.39	5.69	2.34	36.85
1,996	-	-	-	-	-	-
1,997	44,580	0.72	0.82	4.41	1.84	32.09
1,998	19,300	2.13	0.22	4.46	1.92	36.18

SECCION HADA - MINERAL ECONOMICO

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1,971	311,990	3.54	12.40	5.00	4.74	35.30
1,972	385,320	-	16.50	6.80	5.62	35.40
1,973	404,059	16.00	16.00	6.40	5.51	35.30
1,974	514,917	-	16.00	6.90	5.62	38.80
1,975	662,762	-	15.10	6.80	5.62	53.30
1,976	663,033	-	15.20	6.70	5.62	48.50
1,977	587,989	-	15.90	7.10	5.95	45.00
1,978	714,191	-	13.80	6.60	5.95	80.20
1,979	650,835	-	13.70	6.70	6.06	85.40
1,980	444,616	-	8.54	5.46	3.96	92.28
1,981	450,861	1.38	7.92	5.52	3.90	84.64
1,982	502,461	2.08	7.56	5.44	3.91	84.03
1,983	256,582	3.35	9.15	5.98	4.39	69.89
1,984	286,367	-	8.58	5.97	4.35	59.23
1,985	430,773	-	7.51	6.11	4.31	66.90
1,986	319,290	1.87	8.24	6.46	4.92	48.19
1,987	414,335	-	7.87	6.46	5.19	49.21
1,988	365,667	-	8.42	7.14	5.24	60.22
1,989	381,970	-	7.47	6.17	5.06	83.82
1,990	921,684	-	6.06	6.51	5.61	85.70
1,991	1,397,843	-	6.58	7.19	5.68	71.25
1,992	478,320	-	7.75	7.01	5.92	58.13
1,993	7,030	-	17.92	6.67	4.26	39.84
1,994	48,185	-	12.97	7.83	4.75	41.26
1,995	431,071	-	8.24	6.17	7.34	68.81
1,996	283,160	0.18	8.11	6.21	6.56	80.27
1,997	487,870	0.20	8.75	6.73	6.04	85.97
1,998	547,860	0.20	8.36	6.79	5.81	73.19

SECCION HADA - MINERAL MARGINAL

AÑO	T.M.S	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
		% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1,980	71,569.00	0.75	2.69	1.81	1.30	29.60
1,981	21,364.00	0.93	3.92	2.86	2.05	43.09
1,982	73,568.00	0.86	4.54	3.69	2.76	54.52
1,983	129,289.00	1.07	5.89	4.70	3.31	49.56
1,984	176,534.00	0.91	4.24	4.16	3.66	39.92
1,985	87,824.00	1.50	4.63	4.07	2.97	43.97
1,986	50,154.00	1.23	5.79	4.18	3.75	33.73
1,987	105,411.00	-	4.03	4.28	3.82	30.86
1,988	27,812.00	-	5.03	5.00	4.19	41.30
1,989	88,415.00	-	5.00	4.18	2.84	54.70
1,990	103,878.00	1.24	4.54	3.46	3.00	49.73
1,991	149,521.00		4.77	3.88	3.38	42.97
1,997	183,440.00	0.17	4.78	4.31	3.46	50.82
1,998	329,230.00	0.14	4.90	4.00	3.60	43.49

SECCION ESPERANZA - MINERAL ECONOMICO

AÑO	T.M.S	ANCHO	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
			% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1.974	385.86	0.9	2.1	5.2	8.2	17.08	61
1.975	409.471	0.91	2.4	5.6	8.3	21.9	88.6
1.976	382.266	0.01	2.4	5.6	8.1	20.5	78
1.977	395.902	-	2.1	5.2	7.5	19.95	77.3
1.978	505.116	-	1.9	4.9	6.5	18.73	91.9
1.979	700.831	-	1.7	5.4	5.9	18.62	123.9
1.98	810.94	0.77	1.07	3.96	5.41	10.59	139.12
1.981	760.333	0.81	1.09	4.03	5.39	11	152.2
1.982	434.669	1.07	1.46	4.4	6.41	13.06	126.75
1.983	656.805	1.02	1.43	3.84	5.18	13.35	105.4
1.984	582.314	0.74	1.48	3.86	5.2	14.09	95.6
1.985	617.069	0.72	1.2	2.88	4.29	10.43	87.8
1.986	518.554	0.73	1.35	3.23	4.61	11.99	71.57
1.987	539.162	-	1.43	3.13	4.32	11.4	68.57
1.988	691.359	0.83	1.54	3.55	4.55	11.93	83.44
1.989	534.529	0.87	1.37	3.56	4.38	11.42	96.59
1.99	459.464	1.04	1.45	4.11	4.82	12.57	97.1
1.991	408.169	-	1.57	4.06	5.2	13.13	79.94
1.992	481.07	1	1.45	3.74	4.78	12.07	82.88
1.993	427.554	1.07	1.38	3.56	4.49	11.61	62.2
1.994	482.276	-	1.5	3.7	4.77	12.42	62.2
1.995	485.832	0.99	1.44	4.14	4.7	13.51	88.11
1.996	392.01	0.87	1.45	3.97	4.53	13.45	98.56
1.997	461.26	1.36	3.83	4.32	12.79	99.8	98.56
1.998	397.86	0.89	1.53	3.95	4.62	13.99	93.49

SECCION ESPERANZA - MINERAL OXIDADO

AÑO	T.M.S	ANCHO	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
			% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1.974	2.623	0.66	2	3.5	6.1	13	48.3
1.977	45.899	1.25	1.6	4.8	7.9	13.67	72.6
1.978	45.899	1.25	1.6	4.8	7.9	19.16	94.1
1.979	45.933	1.7	1	3.4	5.3	13.23	86.8
1.98	54.751	1.01	1.03	3.23	4.78	11.77	144.06
1.981	52.977	1	1.03	3.24	4.79	11.79	153.78
1.982	33.433	1.66	1.36	3.49	5.94	12.84	118.41
1.983	59.359	1.31	0.94	3.47	5.11	11.68	92.63
1.984	59.252	0.91	0.91	2.86	4.26	10.42	71.14
1.985	56.108	0.96	0.86	2.48	4.03	8.99	75.96
1.986	51.739	1.02	0.9	2.46	4.2	9.34	55.71
1.987	57.758	-	0.86	2.48	4.03	8.99	54.29
1.988	26.202	0.99	0.95	2.6	5.02	10.37	72.6
1.989	57.228	0.83	0.73	2.23	3.75	7.99	68.57
1.990	32.604	0.99	1.22	2.49	4.75	10.52	82.98
1.991	32.146	1.14	1.1	3.17	6.14	11.12	73.52
1.992	32.512	1.18	1.17	2.9	5.13	10.86	77.53
1.993	16.666	0.97	0.87	2.03	4.75	8.64	50.01
1.995	66.225	1.13	0.92	2.82	3.79	1.91	67.02
1.996	67.7	0.95	0.77	2.62	3.61	9.72	68
1.997	52.21	-	0.81	2.44	3.53	10.18	73
1.998	84.93		0.58	4	458	8.32	66.65

SECCION ESPERANZA - MINERAL MARGINAL

AÑO	T.M.S	ANCHO	LEYES DILUIDAS Y CORREGIDAS				
			% Cu.	%Pb.	%Zn.	Onz.Ag.	Equiv.
1,980	85,342	0.75	0.27	1.65	1.93	5.48	66.04
1,981	145,594	0.75	0.32	1.77	2.16	5.52	72.10
1,982	112,038	91.00	0.80	2.91	3.83	10.47	91.17
1,983	46,098	80.00	0.59	1.77	3.22	7.29	56.88
1,984	44,389	64.00	0.50	1.79	3.71	6.51	47.59
1,985	58,316	50.00	0.44	1.52	2.63	5.05	44.25
1,986	104,175	0.65	34.00	1.57	2.43	5.54	36.00
1,987	70,866	-	0.20	1.23	2.11	6.69	34.91
1,988	81,730	-	35.00	1.30	2.41	6.16	38.47
1,989	135,709	-0.60	0.60	1.48	2.67	5.72	46.83
1,990	48,538	0.53	0.90	2.26	3.44	6.94	60.06
1,991	51,258	0.52	0.98	2.28	3.18	7.52	47.56
1,992	51,948	1.03	0.51	2.06	3.11	7.45	47.58
1,993	54,529	0.52	1.09	1.93	2.85	7.37	41.07
1,994	48,242	-	0.68	2.39	2.98	7.47	36.00
1,995	95,413	0.63	0.61	1.93	2.82	7.09	45.32
1,996	74,440	0.61	0.68	2.06	2.65	8.02	54.86
1,997	118,810	-	0.42	1.83	2.62	6.95	50.35
1,998	312,490	0.57	0.46	1.74	2.47	6.78	44.13

CONCENTRADORA RAURA

METALURGIA HISTORICA

TRATAMIENTO SEPARADO (Enero 1,979 - Marzo 1,981)

PRODUCTO	T.C.S.	ENSAYES				DISTRIBUCION			
		Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
FLOR DE LOTO									
Mineral	117,660.7	8.47	1.74	3.04	3.60	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Cu	1,410.9	272.76	30.70	7.40	11.10	38.20	49.80	2.90	3.74
Conc. Pb	5,897.2	74.34	4.35	48.19	11.07	44.00	29.40	79.50	15.40
Conc. Zn	5,055.8	12.12	1.41	2.49	53.89	6.20	8.10	3.50	64.30
Relave	105,295.8	0.61	0.10	0.48	0.67	141.20	12.10	14.10	16.60
HADA									
Mineral	189,121.5	3.10	0.12	8.45	3.61	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Cu									
Conc. Pb	21,715.2	23.12	0.31	68.85	3.61	85.80	31.00	93.60	16.90
Conc. Zn	9,165.2	2.33	0.85	3.00	53.91	3.60	35.30	1.70	72.30
Relave	158,241.1	0.39	0.05	0.47	0.47	10.60	33.70	4.70	10.80
CATUVA									
Mineral	363,065.8	3.60	0.30	2.34	6.84	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Cu									
Conc. Pb	10,504.8	92.54	1.35	68.87	7.94	74.40	12.60	79.10	3.40
Conc. Zn	40,272.0	3.82	1.90	1.73	54.34	11.80	67.60	9.20	88.10
Relave	322,289.0	0.57	0.07	0.34	0.68	13.80	18.80	12.70	8.50

CABEZA TOTAL DE TRATAMIENTO
SEPARADO (Enero 1,979 - Marzo 1,981)

SECCION	T.C.S.	Ag	Cu	Pb	Zn	% PESO
FLOR DE LOTO	117,660.7	8.47	0.74	3.04	3.60	17.57
HADA	189,121.5	3.10	0.12	8.45	3.61	28.23
CATUVA	363,065.8	6.60	0.32	2.34	6.84	54.20
TOTAL	669,848.0	18.17	0.34	13.83	7.21	100.00

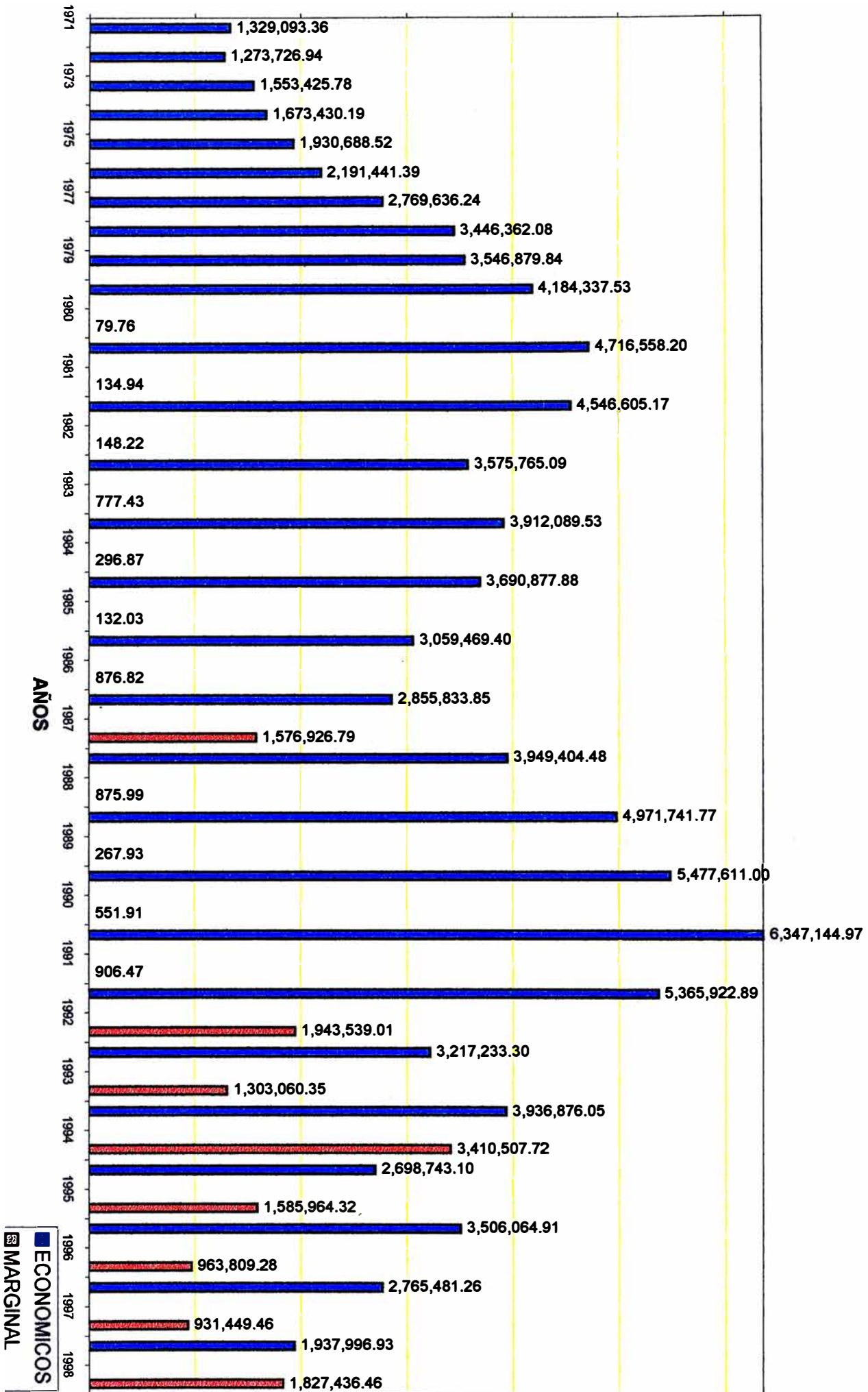
TOTAL DE RESERVAS COMPARATIVAS DE LOS ULTIMOS AÑOS (AL 1° DE ENERO)

TOTAL CUBICADO 1, 971	1'329,093.36	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,972	1'273,726.94	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,973	1'553,425.78	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,974	1'673,430.19	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,975	1'930,688.52	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,976	2'191,441.39	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,977	2'769,636.24	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,978	3'446,362.08	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,979	3'546,879.84	T.M.S.	ECONOMICO
TOTAL CUBICADO 1,980	4'184,337.53	T.M.S.	ECONOMICO
	79.76	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,981	4'716,558.20	T.M.S.	ECONOMICO
	134.94	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,982	4'546,605.17	T.M.S.	ECONOMICO
	148.22	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,983	3'575,765.09	T.M.S.	ECONOMICO
	777.43	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,984	3'912,089.53	T.M.S.	ECONOMICO
	296.87	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,985	3'690,877.88	T.M.S.	ECONOMICO
	132.03	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,986	3'059,469.40	T.M.S.	ECONOMICO
	876.82	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,987	2'855,833.85	T.M.S.	ECONOMICO
	1'576,926.79	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,988	3'949,404.48	T.M.S.	ECONOMICO
	875.99	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,989	4'971,741.77	T.M.S.	ECONOMICO
	267.93	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,990	5'477,611.00	T.M.S.	ECONOMICO
	551.91	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,991	6'347,144.97	T.M.S.	ECONOMICO
	906.47	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,992	5'365,922.89	T.M.S.	ECONOMICO
	1'943,539.01	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,993	3'546,333	T.M.S.	ECONOMICO
	1'436,354	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,994	4'339,590	T.M.S.	ECONOMICO
	3'759,378	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,995	2'974,805	T.M.S.	ECONOMICO
	1'748,197	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,996	3'864,710	T.M.S.	ECONOMICO
	1'062,400	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,997	3'048,370	T.M.S.	ECONOMICO
	1'026,730	T.M.S.	MARGINAL
TOTAL CUBICADO 1,998	2'136,240	T.M.S.	ECONOMICO
	2'014.370	T.M.S.	MARGINAL

T.M.S. = 0.9072 T.C.S.

TONELADAS

CUADRO DE RESERVA COMPARATIVA



ECONOMICOS
MARGINAL

2.6 VALORES MINIMOS EXPLOTABLES (Cut-Off)

El cut-off es el valor equivalente a la suma de los costos de minado, concentración, gastos indirectos de operación y compensación por tiempo de servicios, más la proporción de gastos no asignados y financieros de la Compañía aplicados al campamento. A este nivel, el valor del mineral recuperable cubre el flujo de caja total.

El rango marginal se refiere al valor del mineral recuperados que genera un ingreso igual a todos los gastos reales de operación fijos y variables, minado, concentración y energía eléctrica sin incluir gastos de administración de la mina ni generales.

Los valores mínimos explotables considerados para el presente año, son como sigue:

	CATUVA		HADA		ESPERANZA
	Subterránea	Tajo Abierto	Vetas	Bolsonadas	Vetas
Mineral Económico U.S.\$/TM	48.03	45.42	52.99	48.03	52.99
Mineral Marginal U.S.\$/TM	28.78	26.18	33.75	28.78	33.75

2.7 VALORES UNITARIOS EN EL MINERAL DE CABEZA

Los valores unitarios de cada metal y asignados a cada sección de explotación se laboran en dólares americanos por tonelada seca incluyendo los gastos de ventas y son los siguientes:

ZONA	1 Onz. Troy	1% Cu	1% Pb	1% Zn
Catuva: Subterráneo	2.02	4.23	2.58	5.56
Tajo Abierto: Niño perdido Catuva, Betsheva, Primavera	1.31	4.05	2.16	5.46
Hada Vetas/Bolsonadas	2.32	2.34	2.85	5.22
Esperanza	3.40	5.59	3.43	5.08

PRECIOS DE LOS METALES

El precio de los metales establecidos son los valores unitarios promedios anuales proyectados estos han sido definidos por el departamento de comercialización y son los siguientes:

Cobre	:	L.M.E. US c/Lb	85.00
Plomo	:	L.N.E. US c/Lb	24.00
Zinc	:	L.M.E. US \$/T.M.	1,200.00
Plata	:	H & H US \$Oz. Troy	5.50

2.8 NORMAS DE CUBICACION**2.8.1 CONCEPTOS GENERALES****2.8.1.1 Reservas de Mineral**

Corresponden al tonelaje total de mineral existente en la Mina y calculado al 31 de Diciembre pasado. Este mineral constituye la suma del mineral económico y marginal de la mina Raura.

2.8.1.2 Bloqueo de Mineral

Cada block es la porción "In Situ" del yacimiento y está formado por una figura geométrica regular tridimensional limitada por labores de explotación, desarrollo y/o exploración. La forma, altura y cálculo de tonelaje y ley del bloque están definidos fundamentalmente por las leyes de muestreo de las labores que limitan el bloque, también a la dirección de los flujos mineralizantes y a criterios geológicos. Los bloques de mineral han sido delimitados con los siguientes trabajos:

- a. Muestreo sistemático de labores de exploración, desarrollo y explotación.
- b. Discriminación de tramos con valores de leyes para el cálculo.

- c. Agrupaciones de leyes por elementos de similares características mineralógicas y tomando como base la ley mínima equivalente al Cut-off.
- d. Reconocimiento en la continuidad y regularidad de la mineralización.
- e. Interpretaciones geológicas con planos y secciones transversales, mapeo sistemático y perforaciones.

2.8.2 CLASIFICACION DEL MINERAL

2.8.2.1 POR CUT OFF

Se ha dividido en mineral económico y mineral marginal.

- a. Mineral Económico.- Es aquel cuyo valor excede a todos los gastos directos e indirectos de operación amortizaciones y gastos financieros entre otros y genera utilidades.
- b. Mineral Marginal.- Es aquel mineral que está ligeramente por debajo de la ley mínima explotable, generalmente paga costos directos de explotación más no los gastos financieros, no genera utilidades. Este mineral en condiciones favorables de subida de precios de los metales en

el mercado mundial o por disminución de costos puede llegar a ser económico.

2.8.2.2 POR SU ACCESIBILIDAD

Las reservas se clasifican en mineral accesible y mineral eventualmente accesibles.

- a. **Accesible:** Es aquel mineral que se encuentra en exploración, preparación o puede ser desarrollado y preparado para su explotación a corto plazo.

- b. **Eventualmente Accesible:** Es aquel que no puede ser desarrollado, preparado y explotado a corto plazo. Este mineral consiste de bloques que comúnmente se hallan en la parte inferior de un nivel más bajo, alejado de las labores de desarrollo o con acceso truncado por derrumbes; por tanto, requiere la apertura de labores mineras nuevas o la rehabilitación de las existencias antes de iniciar su explotación.

2.8.2.3 POR CERTEZA

El mineral se clasifica en probado y probable.

a. Probado

Es aquel mineral que ha sido reconocido por una o más labores de exploración, desarrollo y/o explotación y donde no existe virtualmente riesgos de continuidad. Los bloques de este tipo de mineral han sido numerados del 1 al 99.

b. Probable

Es aquel mineral en que el factor de riesgo es mayor que el indicado para el mineral probado, pero se tiene suficientes indicaciones para suponer su continuidad. Se encuentra adyacentes a un block probado, asumiendo sus mismas leyes y tonelaje igual o menor. Los bloques de este mineral han sido numerados del 100 para adelante.

2.8.2.4. MINERAL OXIDADO

Es el mineral económico que presenta dificultades en el tratamiento metalúrgico por ser oxidado, se mantiene en reservas para su explicación posterior y se considera eventualmente económico.

2.9 METODOS DE BLOQUEO Y CALCULOS

2.9.1 DELIMITACION DE UN BLOQUE EN VETAS

El bloqueo de mineral en una veta es una figura geométrica tridimensional, en la cual el grosor de la veta es siempre la dimensión menor con respecto a las otras dos dimensiones.

La longitud y ancho del bloque de mineral se han definido haciendo una inspección previa de las leyes de los metales principales sobre un plano de ensayos de la veta, con fin de delimitar intervalos con un valor de mineral igual o mayor que el Cut Off para un tramo de mineral económico o ligeramente menor para el mineral marginal. Los tramos de baja ley no han sido tomados en cuenta. Una vez hecha esta delimitación de intervalos, se calcula la potencia promedio del tramo y luego se mide la longitud, la altura del bloque del mineral se ha estimado en función del radio de acción de la longitud del tramo o tramos continuos, usando la siguiente fórmula:

Altura de bloque = $0.2 \times$ longitud de tramo

Con el propósito de facilitar el cálculo de mineral roto y compararlo con el de reservas cada bloque corresponde a un tajeo de explotación.

2.9.2 DELIMITACION DE BLOQUE EN BOLSONADAS

Un bloque de mineral en bolsonadas es una figura geométrica tridimensional de dimensiones aproximadamente similares. Que se define en los mapeos geológicos y planos de ensayos se han delimitado bloques económicos y bloques marginales sobre un plano horizontal. La altura del bloque horizontal ha sido calculada en forma similar al de vetas, el volumen de bloques fue calculado usando la fórmula del prisma.

CALCULO DE LEYES

En vetas, las leyes de muestreo han sido calculados usando la fórmula:

$$\sum (\text{Anchos veta} \times \text{Ley})$$

Ley Promedio =

$$\sum (\text{Anchos})$$

En bolsonadas, las leyes de muestreo fueron calculadas usando la fórmula:

$$\sum (\text{Areas mineralizadas} \times \text{Ley})$$

$$\text{Ley Promedio} = \frac{\sum (\text{Areas mineralizadas} \times \text{Ley})}{\sum (\text{Area mineralizada})}$$

2.9.3 CORRELACION CON RESPECTO A PLANTA CONCENTRADORA

Para compensar las diferencias entre las leyes de mineral roto de mina y las leyes de cabeza de Planta Concentradora se han usado los siguientes factores:

$$\text{Cu y Zn} = 0.90$$

$$\text{Pb y Ag} = 0.90$$

Estos factores reflejan la performance del último año de producción.

2.9.4 CORRELACION POR DILUCION DE LEYES

La dilución es definida como la disminución de la ley del mineral debido a la inclusión de material estéril al mineral de veta o cuerpo durante la rotura.

Ocurren dos tipos de dilución:

Una dilución por debajo del ancho mínimo explotable y otra por arriba de este ancho.

La primera es inevitable y la segunda es evitable y es permisible sólo hasta un 20%.

a. Para Vetas.- Se presentan dos casos. Si éstas tienen una potencia menor que el ancho mínimo explotable (1.00 mts), sus leyes se diluyen 1.00 mts. Si las vetas son de una potencia igual a 0.81 mts o

mayor, se le diluye con 0.20 m. adicionales; considerando que la sobrerotura se hará con 0.10 m. en ambas cajas.

b. Para Cuerpos o Bolsonadas.- Se ha hecho un castigo standard de 10% por la presencia de material estéril dentro del cuerpo o bolsonada ó contaminación de material estéril de las cajas.

2.9.5 ANCHO MINIMO DE EXPLOTACION

El ancho mínimo minable para vetas, ha sido considerado en 1.00 m y el ancho mínimo minable para bolsonadas, controlada por los límites del mineral económico. Por operación se considera un ancho de cámara de 7.00 mts. y pilares de 8.00 a 6.00 mts. dependiendo de la competencia del mineral.

2.9.6 FACTOR DE CORRECCION AL TONELAJE

En las bolsonadas se ha considerado un 10% = 20% como castigo al tonelaje. Esto es debido a la ocurrencia de caballos estériles de Mármol, Hornfels o Skarn dentro de la estructura mineralizada. En los cuerpos se evita considerar los caballos y partes estériles dentro del cálculo de áreas mineralizadas.

2.9.7 VALORES ERRATICOS ALTOS

Para corregir estos valores anómalos, se ha usado el promedio ponderado de las dos leyes contiguas en vez del valor errático alto.

2.9.8 PESO ESPECIFICO O DENSIDAD

Para calcular el tonelaje en T.M.S. se han considerado los siguientes pesos específicos:

Sección Catuva y Hada: 3.80

Sección Tajo Abierto : 3.52

Sección Esperanza : 3.80

Sección Cayco : 3.20



OPERACION MINA



CAPITULO III

OPERACIÓN DE LA MINA

3.1 EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION

La exploración con labores subterráneas se continua con bastante fuerza, dando mayor prioridad al cuerpo Primavera Sur en el nivel 540 y al cuerpo Betsheva - Aracelli - Primavera en el nivel 440, para ello se tuvo que profundizar la rampa negativa, que representan la zonas de producción inmediata. Así mismo en el nivel 490 se continuó con la exploración hacia al Sur para definir zonas económicas dentro del skarn, que corresponde a 96° EN, que cortó la veta Balilla y Ragazza y que tiene como objetivo definir la continuidad de la mineralización económica de las vetas exploradas en profundidad en el área de Sofía con perforación diamantina. La exploración tiene un avance de 1,481.80m, siendo un logro la intersección del cuerpo Gayco.

En desarrollo el avance fue de 1,651.85m fundamentalmente para desarrollar los cuerpos Betsheva en el nivel 440 y Primavera Sur en el nivel 540.

También el desarrollo del cuerpo Primavera Sur en el nivel 490.

En preparación se tuvo un avance de 3,192 m, con la finalidad de explotar los cuerpos Betsheva - Primavera en el nivel 490.

También se logró preparar la concentración de mineral del cuerpo Primavera Sur en el nivel 540. En la parte superior que corresponde al nivel 630 se ejecutaron labores de preparación, para los cuerpos Catuva, Niño Perdido, La Niña y Ofelia.

SECCION TAJO ABIERTO

En el Tajo Abierto Catuva se continuó con la explotación de los cuerpos Niño Perdido y Catuva, logrando bajar hasta el nivel 690. En la parte Sur de esta área se tuvo que desbrozar parte de la morrena, que dio lugar a la explotación de pilares y remanentes del cuerpo mineralizado Betsheva entre las cotas 4,730 y 4,760 m.s.n.m. logrando obtener una buena cantidad de mineral económico, que fue almacenado para ser tratado en los meses de lluvia.

3.2 METODOS DE MINADO SUBTERRANEO

Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada y últimamente se

tiende a una total mecanización. El método más empleado en vetas es almacenamiento provicional o Shrinkage dinámico, en vetas potentes se emplea el método de corte y relleno ascendente mecanizado, según la calidad de los macizos rocosos. Para la explotación de cuerpos potentes se emplea el método de corte y relleno ascendente en cámaras y pilares.

Debido a la reducción de reservas de buena ley en las diferentes zonas de la mina y la baja de los precios de los metales en la mina Raura se están dirigiendo esfuerzos, en la aplicación de métodos de explotación de mayor productividad y de menores costos de producción.

3.3 METODO DE EXPLOTACION EN CIA. MINERA RAURA

3.3.1. CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN CAMARAS Y PILARES.

Este método es empleado en la Mina Catuva por tener las siguientes características geológicas:

3.3.1.1 CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS:

ZONA	BETSHEVA - PRIMAVERA
Rumbo	N 30° W.
Buzamiento	75° SW.
Potencia promedio	20 m.
Longitud de cuerpo	350 m.
Tipo de roca	Incompetente
Mineralogía	Esfalerita, Galena, Calcopirita, Pirita.

3.3.1.2 PREPARACION

Los trabajos de preparación consisten en la construcción de un nivel de extracción paralelo a la estructura mineralizada, generalmente de 8 a 12 metros de distancia de la estructura a partir de este se construyen cortadas o ventanas hacia la estructura que permiten el acceso al cuerpo mineralizado.

3.3.1.3 OPERACIONES UNITARIAS

Las operaciones unitarios o ciclo de minado de este método son:

A. Perforación:

Para la perforación de taladros horizontales conocidos como Breasting se emplean perforadoras

electrohidráulicas. BOOMER ATLAS COPCO: JUMBOS de dos brazos con barra de 12 a 14 pies de longitud y 2"Ø de Broca.

B. Voladura:

Este se realiza con ANFO empleando como iniciador dinamita, pentacord, fulminante y guía de seguridad de 8 pies de longitud para cumplir con la secuencia de disparos se emplean microretardos.

C. Acarreo:

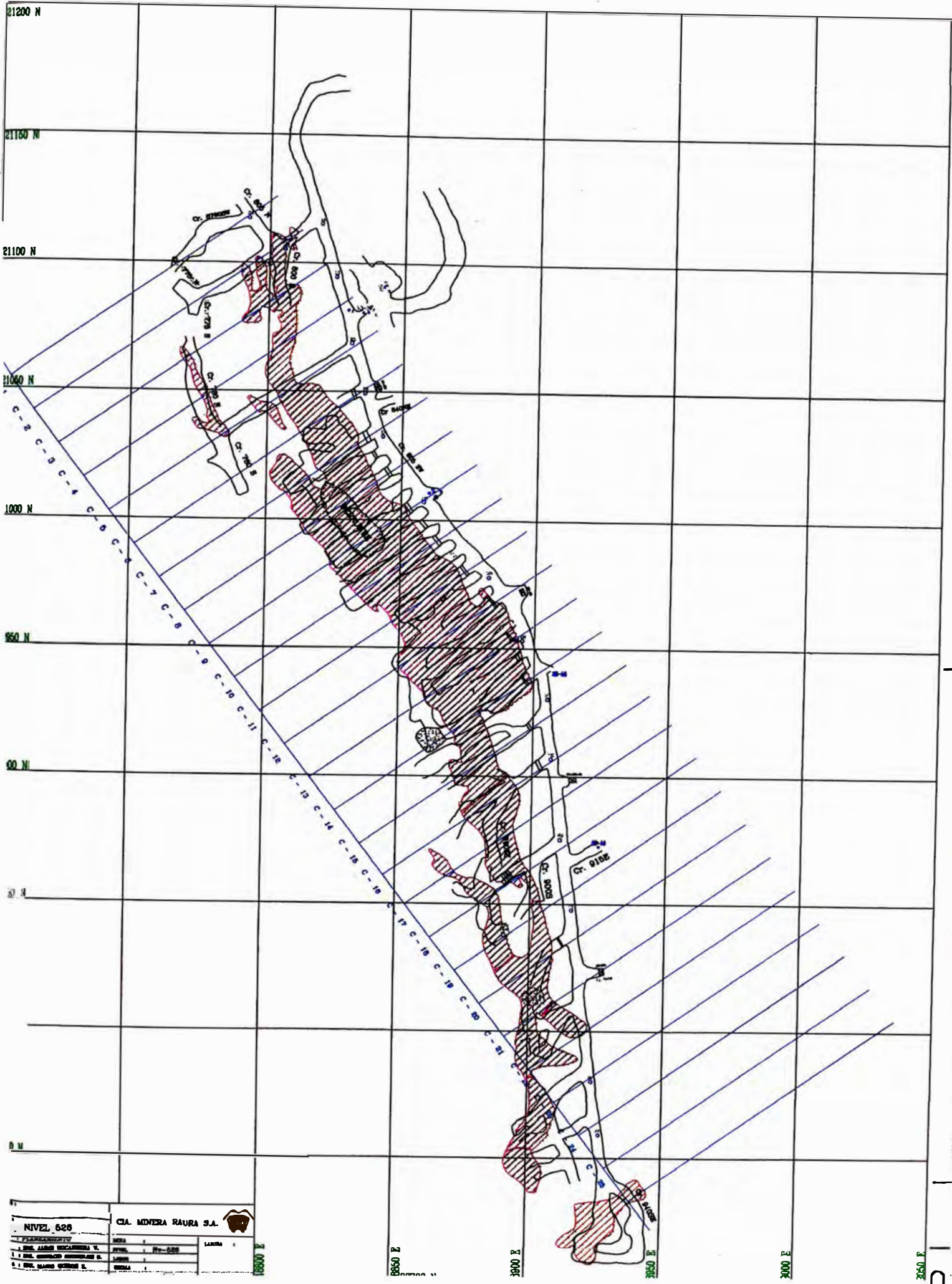
El acarreo de mineral se lleva a cabo empleando Scoptrans Eléctrico y Diesel de 3.5 y 6 yd³ de capacidad desde la cámara o tajeo accediendo por las ventanas hasta el orepass. En los niveles del 490, 440, 540 zona de carguio de mineral por volquetes que transportan hacia la planta de beneficios que se ubican en superficie.

D. Ventilación:

Se realiza empleando ventiladores secundarios próxima a la zona de tajeo, instalado en chimenea de ventilación.

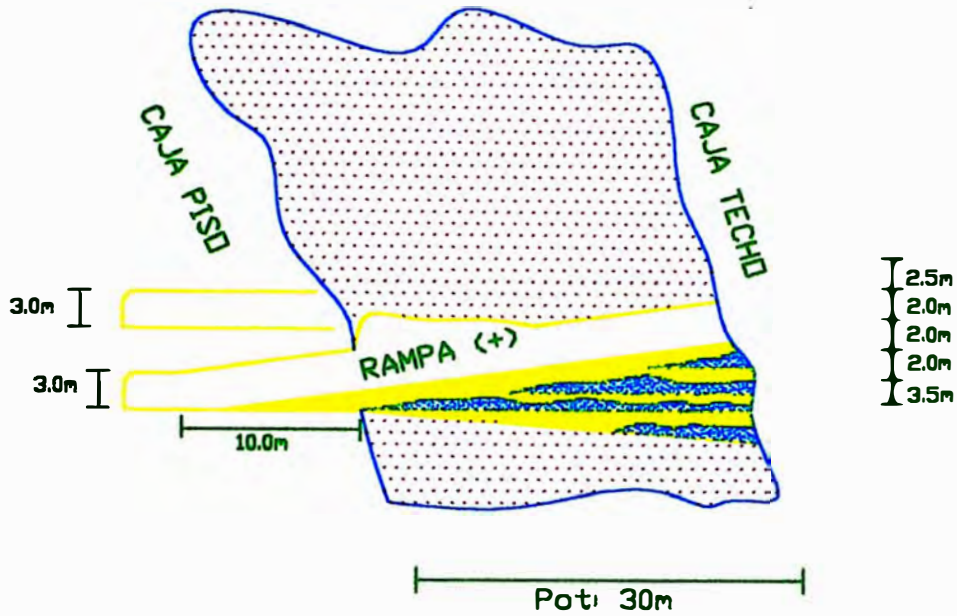
E. Relleno:

Para el caso del corte y relleno ascendente se emplea el relleno hidráulico convencional.



NIVEL 626		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PLANEAMIENTO			
1. ING. JUAN ESCOBARDO V.	AREA	PROY-626	LAMINA
2. ING. GUSTAVO GONZALEZ G.	AREA		
3. ING. MANUEL GONZALEZ G.	AREA		

DISEÑO DE EXPLOTACION CATIVA



PROYECTO :		DISEÑO DE EXPLOTACION CATIVA	
PLANO :		DISEÑO DE EXPLOTACION CATIVA	
DISEÑO :		ING. JADE BICANERA V.	
GEOLOGIA :		ING. SERVAIO RODRIGUEZ S.	
TOPOGRAFIA :		ING. MARCO GONZALEZ Z.	
APROBADO :		ING. JADE BICANERA V.	
CIA. MINERA RAURA S.A		MINA : BETSHEVA	
		NIVEL :	
		LABOR : CAMARA -PILAR	
		ESCALA : 1:500	
		FECHA :	
		ARCHIVO :	

LAMINA
A-0

PARAMETROS DE UN FRENTE DE AVANCE

Sección	3.5x3.0
Tipo de Roca	Mármol
Número de Taladro	38

PERFORACION

Longitud de Perforación	metros	4.0
Número de Taladros de Rotura	taladros	33
Números de Taladros de Alivio	taladros	2
Diámetro de Taladro de Rotura	mm	51
Diámetro de Taladro de Alivio	mm	102
Tiempo Efectivo de Perforación	horas	2
Tiempo de instalación + Desinstalación	horas	0.5
Tiempo Total de Operación	horas	2.5

VOLADURA**Consumo de Explosivos**

Dinamita Semexa 45% (1 1/8)	Kg	19.56
Anfo	Kg	120.00
Total	Kg	139.56
Carga por taladro	Kg/tal	4.23

Consumo de Accesorios

Fanel Blanco	Unidades	33
Guía (2 fulm.' 8mm)	Unidades	2
Conectores	Unidades	2
Fulminantes N°6	Unidades	2

Pentacord 3G	Metros	50
Mecha Rápida	Metros	1

EFICIENCIAS**Perforación**

Rendimiento	m/hr	70
-------------	------	----

Voladura

Avance	m	3.4
Factor de carga	Kg/m ³	3.89

Tareas

Perforación (0,25´2)	hr/tarea	0.5
Carguio (0,25´2)	hr/tarea	0.5

CALCULOS DE LOS COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA DE UN
FRENTE DE AVANCE

COSTO DE PERFORACION**ACEROS**

Brocas de Botones de 41 mm	\$/m	3.52
Barra R - 38	\$/m	3.46
Shank Adapter para COP 1238	\$/m	1.61

8,9

EQUIPO

Jumbo Electrohidráulico 282	\$/m	11,48
-----------------------------	------	-------

ENERGIA

Eléctrica	\$/m	3,33
-----------	------	------

PERSONAL

1 Maestro	\$m	1,34
1 Ayudante	\$m	1,09

COSTO DE PERFORACION	\$m	25,83
-----------------------------	-----	-------

COSTO DE VOLADURA**ACCESORIOS**

Dinamita Semexa 45% (1 1/8)	\$/m	6,73
Anfo	\$/m	14,47
Mecha Rápida	\$/m	0,11
Cordón Detonante 3G	\$/m	1,31

Fulminante N°8	\$/m	0,08	
Fanel Blanco	\$/m	<u>13,77</u>	<u>36,47</u>

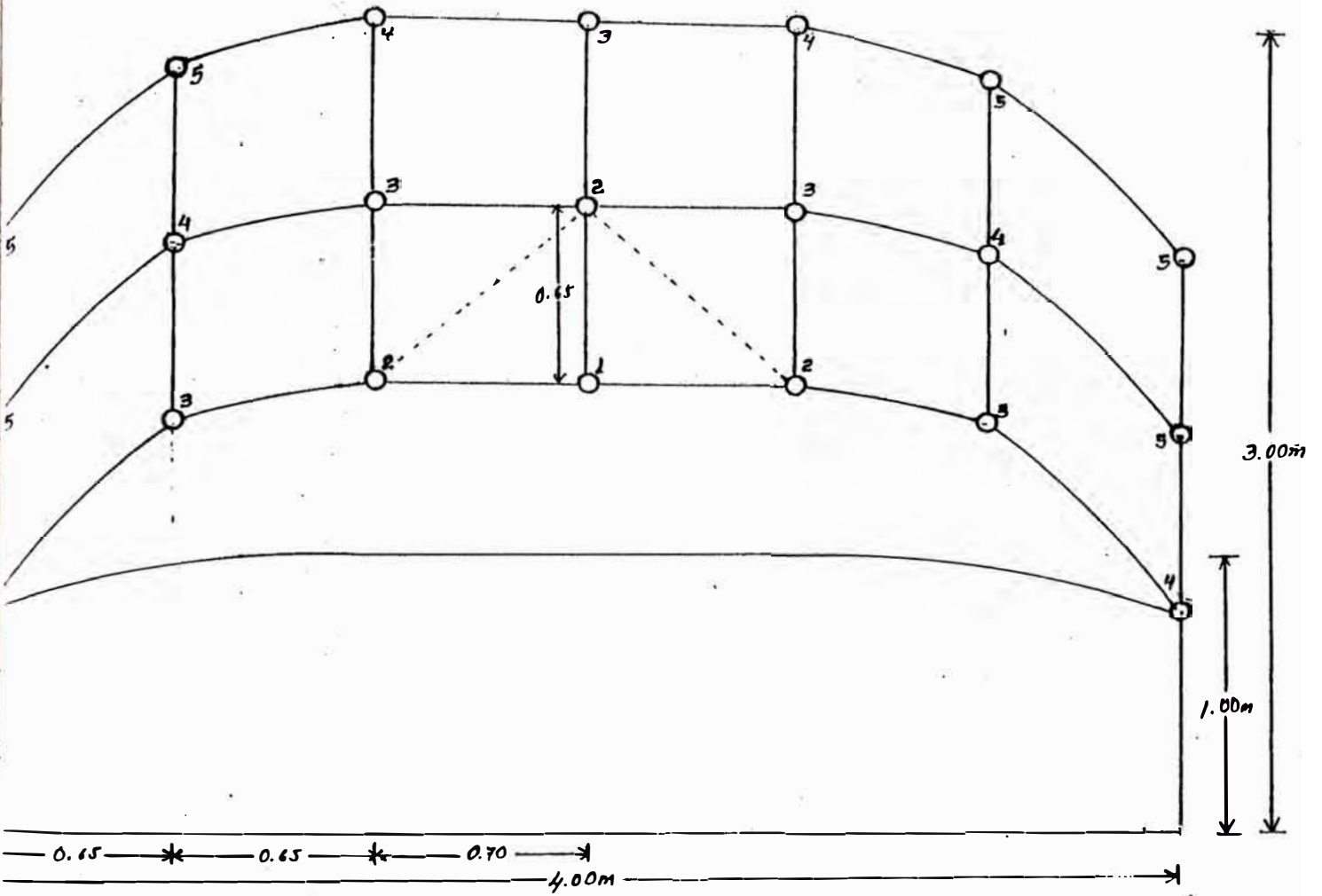
PERSONAL

1 Maestro	\$/m	1,34	2,42
1 ayudante	\$/m	1,08	

COSTO VOLADURA	\$/m	38,89
-----------------------	------	-------

COSTO PERFORACION Y VOLADURA	\$/m	64,72
-------------------------------------	------	-------

MALLA DE PERFORACION (BREASTING)
4m x 2m



DISTRIBUCION DE TALADROS

TIPO DE CORTE	EN " V "					
	1	2	3	4	5	6
NUMERO DE RETARDO	1	2	3	4	5	6
FILA No 1	1	2	2	2	-	-
FILA No 2	-	1	2	2	2	-
FILA No 3	-	-	1	2	4	-

3.3.2 ALMACENAMIENTO PROVISIONAL DINAMICO (SHRINKAGE MECANIZADO)

Este método se emplea en vetas angostas a potentes condiciones naturales favorables actualmente se aplica en la veta Balilla Nv 590; esperanza Nv 800, Sofía Nv490.

CARACTERISTICAS GEOLOGICAS

ZONA	SOFIA	GIANINA	ESPERANZA
Rumbo	N65°W	N55°w	N70°W
Buzamiento	75°S	75°S	75°S
Potencia promedio	3.5 m	0.90 m	3.50 m
Longitud de veta	100	100	300
Tipo de roca	Competente	Competente	Competente
Mineralogía	Esfalerita, Galena, Rodocrocita, Pirita y Cuarzo	Esfalerita, Galena, Freibergita y Calcita	Esfalerita, Galena, Freibergita, Pirita y Cuarzo.

3.3.2.1 PREPARACION

Las labores de preparación consiste en la siguiente:

- Construcción de una galería de subnivel generalmente de 2 a 3 m encima de la galería de extracción con una sección de 2.5 m de altura y ancho.

Construcción de dos chimeneas de delimitación del bloque de explotación que unen las galerías del nivel siguiendo la veta que servirá de acceso al personal, servicios auxiliares y ventilación normalmente estos se encuentran con sostenimiento de madera y escaleras.

Construcción de ventanas: (puntos de carguío) desde la galería de extracción hacia caja techo cada 5 a 6 metros de distancia a partir de está se construye las chimeneas de mineral en forma de cono invertido a fin de comunicar las ventanas con el subnivel.

3.3.2.2 OPERACIONES UNITARIAS

Las operaciones unitarios son:

A. PERFORACION: Se realiza con perforadores convencionales Jackleg con taladros sub horizontales tipo breasting empleando barrenos integrales de 8 pies de longitud con brocas de 41mm.

B. VOLADURA: Se realiza con ANFO o DINAMITA DE ACUERDO a la ventilación y la estructura mineralizada.

C. ACARREO: Se realiza empleando Scooptram de 6 yd³ desde los puntos de carguío hacia los orepass.

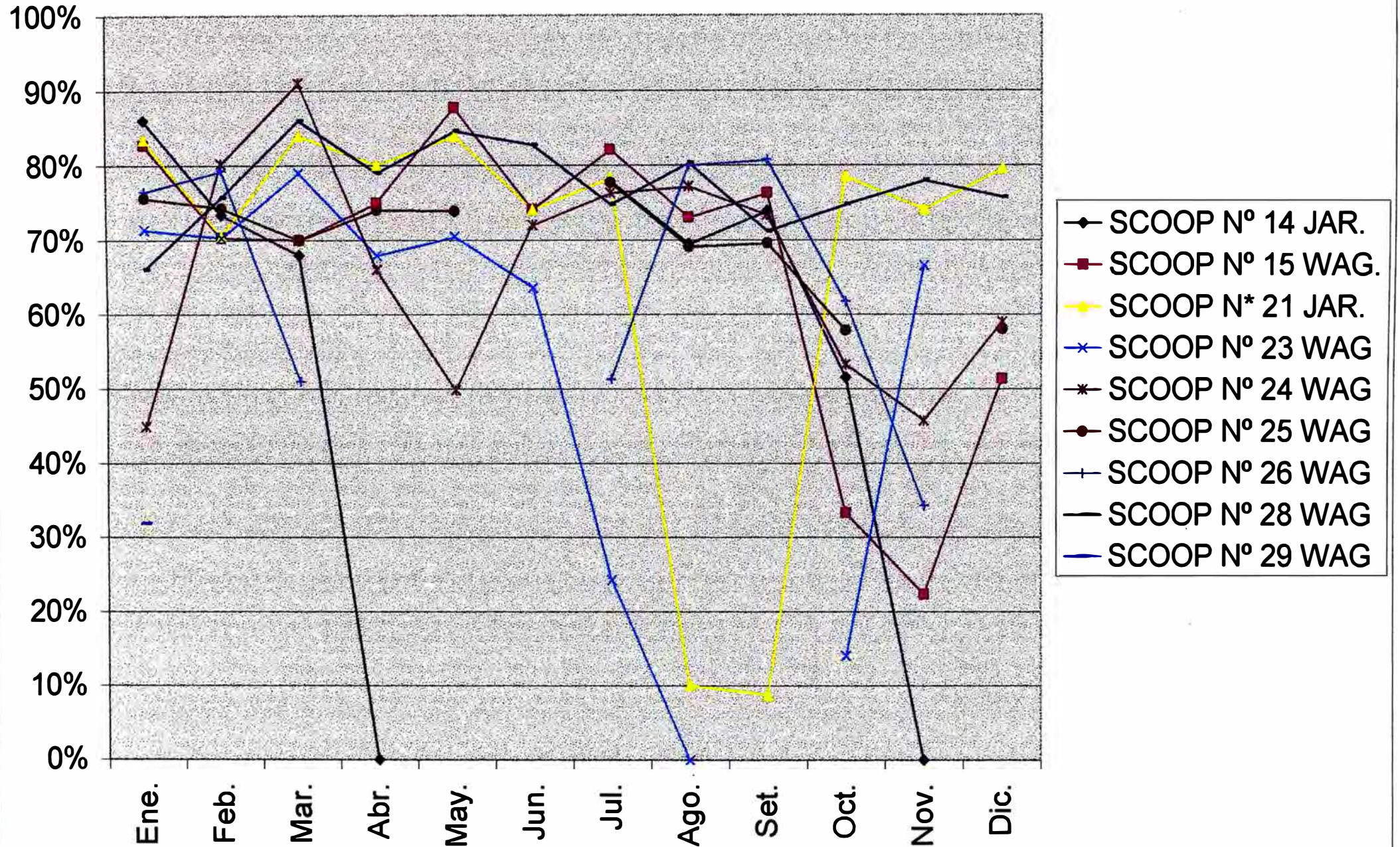
DISPONIBILIDAD MECANICA DE SCOOP

EQUIPO	Ener.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Prom.
SCOOP N°14 JAR.	86%	73%	68%				78%	70%	74%	52%			71%
SCOOP N°15 WAG.	83%	70%	70%	75%	88%	74%	82%	73%	76%	33%	22%	51%	67%
SCOOP N°21 JAR.	83%	71%	84%	80%	84%	74%	78%	10%	9%	79%	74%	80%	67%
SCOOP N°23 WAG.	71%	70%	79%	68%	71%	64%	24%			14%	67%		59%
SCOOP N°24 WAG.	45%	80%	91%	66%	50%	72%	76%	77%	73%	53%	46%	59%	66%
SCOOP N°25 WAG.	76%	74%	70%	74%	74%		78%	69%	70%	58%		58%	70%
SCOOP N°26 WAG.	77%	79%	51%				51%	80%	81%	62%	34%		64%
SCOOP N°28 WAG.	66%	76%	86%	79%	85%	83%	75%	80%	71%	75%	78%	76%	77%
SCOOP N°29 WAG.	32%												32%

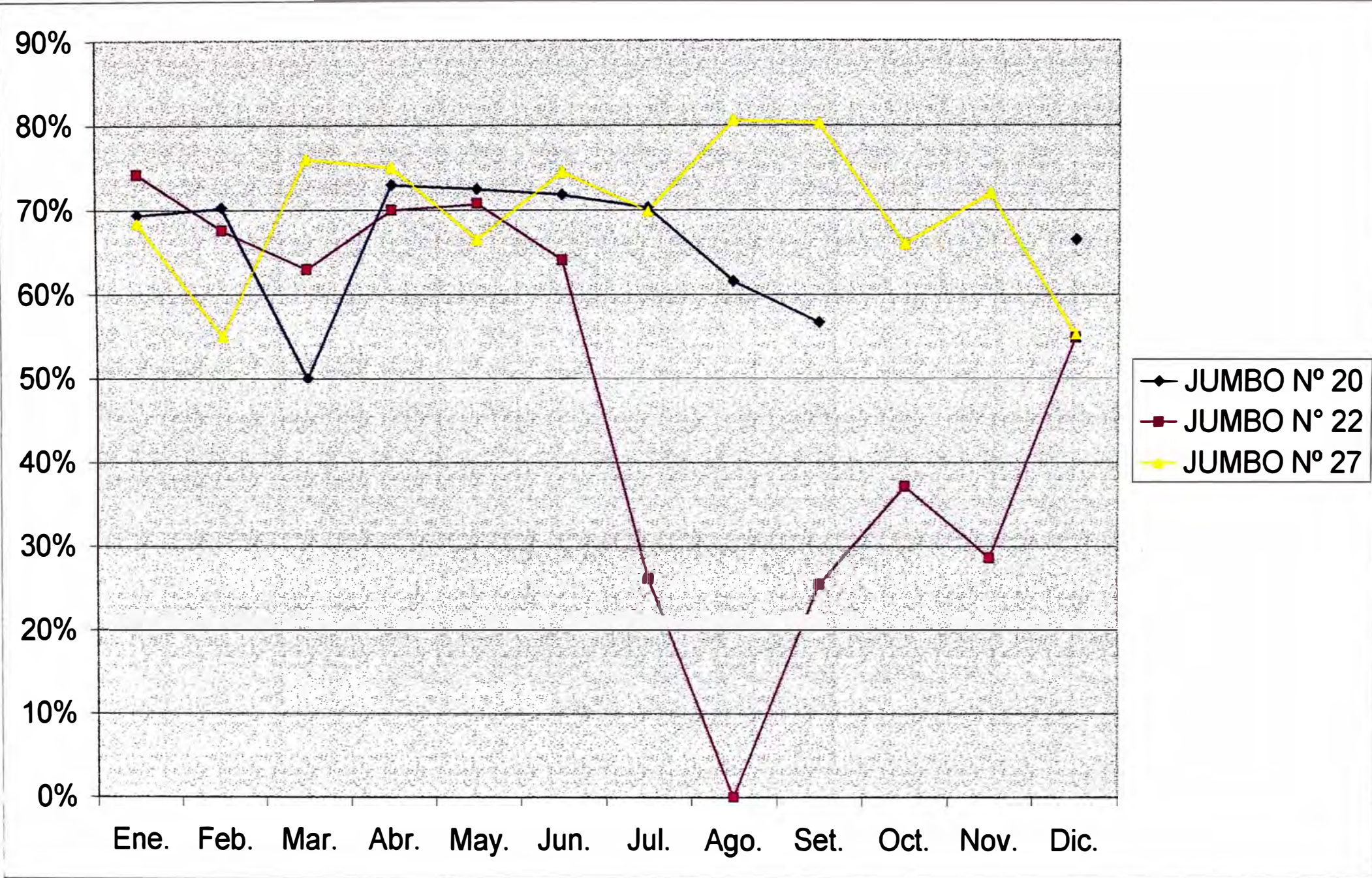
DISPONIBILIDAD MECANICA DE JUMBOS

EQUIPO	Ener.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Prom.
JUMBO N°20	69%	70%	55	73%	73%	72%	70%	62%	57%			67%	66%
JUMBO N°22	74%	68%	63	70%	71%	64%	26%		25%	37%	29%	55%	53%
JUMBO N°27.	68%	55%	76	75%	67%	75%	70%	81%	80%	66%	72%	55%	70%

DISPONIBILIDAD MECANICA SCOOP ENE - DIC 1998



DISPONIBILIDAD MECANICA DE JUMBOS
ENE - DIC 1998



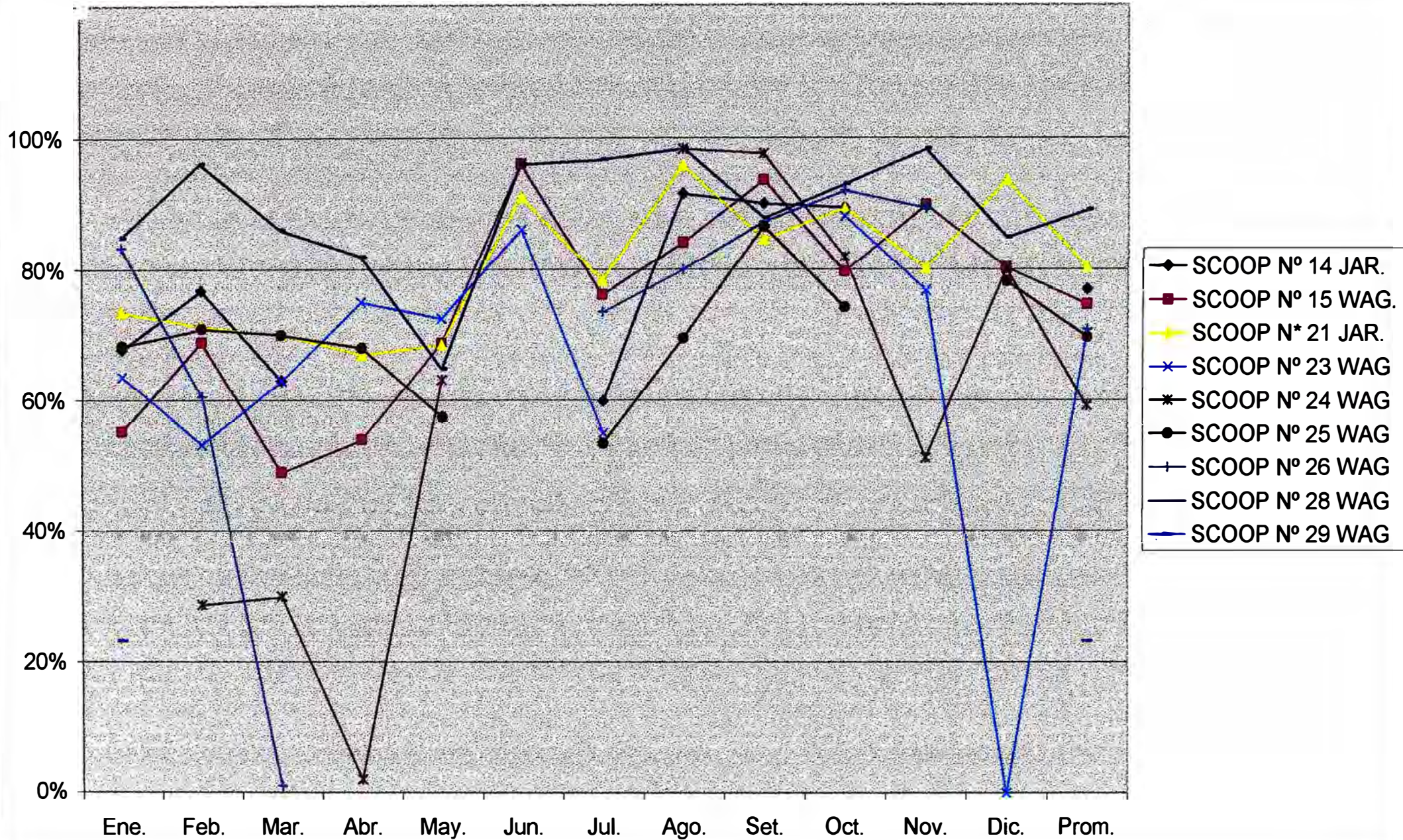
UTILIZACION EFECTIVA DE SCOOP

EQUIPO	Ener.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Prom.
SCOOP N°14 JAR.	68%	77%	63%				60%	92%	90%	89%			77%
SCOOP N°15 WAG.	55%	69%	49%	54%	69%	96%	76%	84%	94%	80%	90%	80%	75%
SCOOP N°21 JAR.	73%	71%	70%	67%	69%	91%	78%	96%	85%	89%	80%	94%	80%
SCOOP N°23 WAG.	64%	53%	63%	75%	73%	86%	55%			88%	77%		70%
SCOOP N°24 WAG.		29%	30%	2%	63%			98%	98%	82%	51%	80%	59%
SCOOP N°25 WAG.	68%	71%	70%	68%	57%		53%	70%	87%	74%		78%	70%
SCOOP N°26 WAG.	83%	61%	1%				74%	80%	87%	92%	89%		71%
SCOOP N°28 WAG.	85%	96%	86%	82%	65%	96%	97%	98%	88%	93%	98%	85%	89%
SCOOP N°29 WAG.	23%												23%

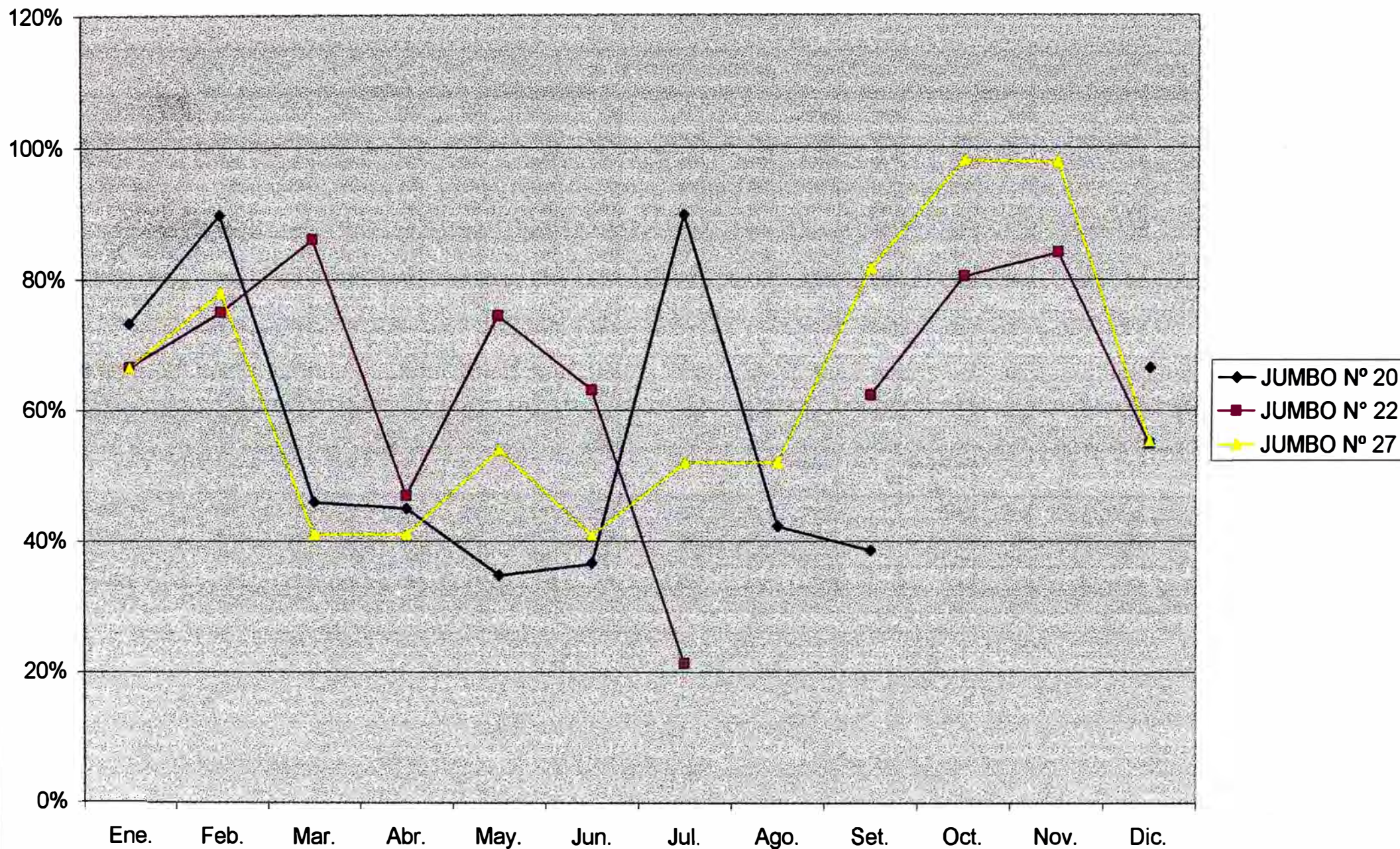
UTILIZACION EFECTIVA DE JUMBOS

EQUIPO	Ener.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Prom.
JUMBO N°20	73%	90%	46%	45%	35%	37%	90%	42%	39%			67%	63%
JUMBO N°22	67%	75%	86%	47%	74%	63%	21%		62%	81%	84%	55%	65%
JUMBO N°27.	67%	78%	41%	41%	54%	41%	52%	52%	82%	98%	98%	55%	63%

UTILIZACION EFECTIVA SCOOP ENE - DIC 1998



UTILIZACION EFECTIVA JUMBOS ENE - DIC 1998



REPORTE DE OPERACIÓN Y RATIOS DE LOS EQUIPOS MINA

DEL: 01/01/98 AL 31/12/98

EQUIPO	HRS.	HRS.	HRS.	DEMORA	HRS.	HRS.	HRS.	DISPONIBILIDAD	UTILIZACION	TONELAJE MOVIDO		RENDIMIENTO	PETROLEO		ACEITE MOTOR		ACEITE HIDRAULICO	
	PROG.	MANT. PROG.	REPAR.	OPERAT.	DISPONIBLE	TRABAJADAS	STAND BY	MECANICA	EFFECTIVA	MIN.	DES.	TN / Hr.	GALONES	GAL/Hr	GALONES	GAL/Hr	GALONES	GAL/Hr
SCOOP N°14 JAR.	3571	200	389	316	2666	1683	983	74.7	63.1	49182	12995	0	7897	0	257	0	1045	0
SCOOP N°15 WAG.	5369	249	1202	374	3544	2633	911	66.0	74.3	81164	14664	28.8	10425	4.0	323	0.1	1717	0.7
SCOOP N°21 JAR.	5369	317	1200	275	3577	2817	760	66.6	48.8	62833	12977	26.9	9697	3.4	299	0.1	1239	0.4
SCOOP N°23 WAG.	4033	142	1087	449	2355	1641	714	58.4	69.7	53370	2941	34.3	0	0	0	0	1250	0.8
SCOOP N°24 WAG.	5369	196	1311	302	3560	2109	1451	66.3	59.2	35821	10592	22.0	10387	4.9	238	0.1	1407	0.7
SCOOP N°25 WAG.	4929	214	531	567	3617	2188	1429	73.4	60.5	67722	8125	34.7	0	0	0	0	2543	1.2
SCOOP N°26 WAG.	3571	240	889	202	2240	1900	340	62.7	57.8	41172	10749	27.3	7450	3.9	207	11.0	1200	0.6
SCOOP N°28 WAG.	5369	326	539	361	4143	3793	350	77.2	91.6	87833	29509	30.9	16484	4.3	235	0.1	1664	0.4
SCOOP N°29 WAG.	1323	15	252	8	1048	29	1019	79.2	2.8	895	0	30.9	0	0	0	0.0	50	1.7
TOTAL	38903	1899	7400	2854	26750	18793	7957	68.4	70.2	459992	102552	29.9	62340	3.3	1559	0.1	12115	0.6

CAMION N°5	3568	173	1054	298	2043	1400	643	57.3	68.5	7677	5604	4.0	5688	4.1	204	0.2	952	0.7
CAMION N°6	5369	252	539	453	4125	2502	1623	76.8	60.7	23148	6744	2.7	8929	3.6	181	0.1	786	0.3
CAMION N°7	4477	248	304	464	3461	2320	1141	77.3	67.0	19437	4648	2.0	7835	3.4	233	0.1	456	0.2
TOTAL	13414	673	1897	1215	9629	6222	3407	71.8	64.6	50262	16996	90.0	22452	3.6	618	0.1	2194	0.4

EQUIPO	HRS.	HRS.	HRS.	DEMORA	HRS.	HRS.	HRS.	DISPONIBILIDAD	UTILIZACION	METROS	RENDIMIENTO	PETROLEO		ACEITE MOTOR		ACEITE HIDRAULICO	
										PERFORADOS		MT/Hr	GALONES	GAL/Hr	GALONES	GAL/Hr	GALONES
JUMBO N°20	4657	253	790	349	3265	1594	1671	70.1	48.8	105471	66.2	1298	0.8	179.48	0.11	1474	0.92
JUMBO N°22	4913	223	1739	396	2555	1807	748	52.0	70.7	136768	75.7	1170	0.6	127	0.07	1444	0.8
JUMBO N°27	5785	359	875	446	4105	2867	1238	71.0	69.6	332676	116	1980	0.7	239.2	0.08	615	0.21
LONGHOLE	836	24	442	24	346	110	236	41.4	31.8	2182	19.8	0	0	0	0	0	0
TOTAL	16191	859	3846	1215	10271	6378	3893	64.6	63.2	577097	92.1	4448	0.7	545.68	0.11	3533	0.92

INDICES DE OPERACIÓN

PRODUCCION (TMS)

	PROM 97	Ene-98	Feb-98	Mar-98	Abr-98	May-98	Jun-98	Jul-98	Ago-98	Set-98	Oct-98	Nov-98	Dic-98	Prom 98
Días Programados	25.08	25	24	26	26	26	25	25	26	26	26	25	26	25.5
COMPañÍA M. Subterránea	139255	32728	257916	28916	27189	28366	19576	27605	285447	27420	31375	29504	30611	32417.7647
T. Abierto	24077	7826	6430	6476	7236	6250	4682	5997	6126	6586	6788	6506	6978	3054.15686
TOTAL PRODUCCION COMPañÍA (TMS)	4	40554	32223	35392	34425	34616	24258	33602	34673	34006	38163	36010	37589	16294.549
CONTRATAS OPEMISS	13783	48380	2319	3398	4105	5972	5144	7340	8622	9524	10139	12065	12180	5066.19608
RUCO	6771	7392	7191	6675	5524	4322	3129	3051	3419	6801	7154	7962	6697	2718.31373
PROMISER					616	3310	2795	3632	1656	-	-	-	-	470.9412
K&J			434	349	702	1125	759	850	1795	940				272.705882
AESA	232555	7761	5304	9235	9412	11010	9792	11905	10500	8403	4938	7333	8971	4100.54902
TOTAL PRODUCCION CONTRATAS (TMS)	44108	18691	15248	19657	20359	25739	21619	26778	25992	25668	22231	27300	27848	10867.8431
PRODUCCION TOTAL MINA (TMS)	287448	59245	47471	55049	54784	60355	45277	60300	60665	59674	60394	63370	65437	27138.0784
PRODUCCION PROMEDIO DIARIA (TMS)	8270	2279	1978	2117	2107	2321	1836	2415	2333	2295	2323	2535	2517	1061.02

TAREAS

COMPañÍA M. Subterránea	2703	2703	2403	2243	2237	2298	2286	2348	2298	2311	2327	2297	2369	1102.7451
T. Abierto	239	415	385	126	273	285	451	427	462	470	427	482	320	177.372549
Servicios	7945	5862	4774	5875	5759	5851	5892	5880	5967	5704	5532	5836	5901	2699.33333
TOTAL TAREAS COMPañÍA	1097758333	8980	7562	8244	8269	8434	8629	8655	8727	8485	8186	8655	8590	3977.09804
CONTRATAS OPEMISS	985	1106	1010	867	950	1141	1175	1130	1149	1650	2035	2055	1796	629.960784
RUCO	289	258	420	428	476	474	364	1070	1001	1558	15900	1237	1098	952.313725
PROMISER					310	375	425	520		-	-	-	-	63.92157
K&J		4631				662	662	778	844	-	-	-	-	297.137255
AESA	3397		4275	4271	3912	4384	5764	4719	4623	5,487	4939	47.42	4,060	1.823
TOTAL TAREAS CONTRATADAS	4671	5995	5705	5566	5648	7036	8390	8217	7617	8695	8564	8034	6974	3389.84314
TAREAS TOTALES RAURA	15648.75	14975	13267	13210	13917	15470	17019	16872	16344	17180	16750	16689	15564	7343.41176

EFICIENCIAS (Ton / tareas)

COMPañÍA M. Subterránea	51.52	12.11	10.73	12.9	12.2	12.3	8.6	11.8	12.4	11.9	13.5	12.8	0	5.14666667
T. Abierto	73.08	18.86	16.7	51.4	26.51	21.92	10.38	14.4	13.3	14	15.9	13.5	21.8	9.35960784
EFICIENCIA COMPañÍA (Ton / tareas)	14.88	4.52	4.26	4.29	4.16	4.1	2.81	3.08	4	4	4.7	4.2	4.4	1.9027451
CONTRATAS OPEMISS	14	2.71	2.3	3.92	Abr-26	5.23	4.38	6.5	7.54	5.8	5	5.9	6.6	1810.54431
RUCO	23.4	29.6	17.1	15.6	11.6	9.1	8.6	2.9	3.4	4.4	4.5	6.4	6.1	4.67843137
PROMISER					1.98	8.83	6.58	6.98	0.0	0.0	-	-	-	0.955686
K&J						1.7	1.15	1.09	2.1	0.0	-	-	-	0.23686275
AESA	6.93	1.71	1.24	2.16	2.41	2.51	1.7	2.52	2.3	2	1	1.5	2.2	0.9
EFICIENCIA CONTRATAS (ton / tareas)	9.44	3.17	2.67	3.53	3.6	3.66	32.57	3.55	3.41	2.95	2.6	3.41	3.98	2.70980392
EFICIENCIA TOTAL RAURA (Ton. Tareas)	13.26	3.98	3.58	2.99	3.94	3.98	2.7	3.57	3.71	3.47	3.61	3.8	4.20	1.71
EFICIENCIA MINA (Ton/Tareas)	26.9	6.8	5.8	6.9	6.9	6.24	3.8	5.1	5.8	4.8	3.6	3.8	4.2	2.47215886

Elaborado por: J.V.Q.

INDICES DE OPERACIÓN

PRODUCCION (TMS)

	PROM 97	Ene-98	Feb-98	Mar-98	Abr-98	May-98	Jun-98	Jul-98	Ago-98	Set-98	Oct-98	Nov-98	Dic-98	Prom 98
Días Programados	25.08	25	24	26	26	26	25	25	26	26	26	25	26	25.5

CONSUMO DE EXPLOSIVOS (Kg.)

COMPANÍA	Explotación subterránea	17653	8262	8262	8668	8981	9978	10557	10771	10608	10820	12280	10608	10582	4399.90667
	Avances en Preparaciones		6250	6250	6356	7245	7357	7448	7250	4610	8319	3681	4610	6800	2987.29412
	T. Abierto	2731	2221	2221	1506	1799	4490	4627	3890	1075	2481	1474	1075	2748	1161.05882
TOTAL CONSUMO COMPANÍA (Kg.)		2038	16733	16733	16530	18025	21825	22632	21911	16293	21620	17435	16293	20130	8869.01961
CONTRATAS	OPEMISS	5536	4656	4656	5240	5825	6217	6435	8182	9360	9221	8190	9360	6107	3272.5098
	RUCO	4175	2657	2657	3339	2390	6193	5630	4065	3449	4607	4490	3449	4431	1857.13725
	PROMISER					492	1883	2198	1235	-	-	-	-	-	227.7647
	K&J							2451	1985	2808	-		2808	-	394.196078
	AESA	305594	20306	20306	19645	21085	28153	29260	24934	20866	20.825	19427	20866	20.065	10.421
TOTAL CONSUMO CONTRATAS (Kg.)		40303	27619	27619	288224	29792	42446	45974	40401	36483	34653	30107	36483	30603	26290.3529
CONSUMO TOTAL MINA RAURA (Kg)		80687	44352	44352	44754	47817	6271	68606	62312	52776	56273	47542	52776	50733	22688.7843

FACTOR POTENCIA (Kg/Tonelada)

COMPANÍA	Explotación subterránea	0.13	0.25	0.32	0.30	0.33	0.35	0.51	0.39	0.37	0.39	0.39	0.36	0.35	0.14431373
	Avances en Preparaciones	0.00	0.23	0.24	0.22	0.27	0.26	0.36	0.26	0.16	0.3	0.12	0.26	0.22	0.11372549
	T. Abierto	0.11	0.15	0.35	0.23	0.24	0.71	0.99	0.64	0.18	0.38	0.22	0.29	0.39	0.18705882
FACTOR DE POTENCIA COMPANÍA (kg / ton)		0.12	0.42	0.52	0.47	0.52	0.63	0.93	0.65	0.47	0.64	0.46	0.45	0.54	0.2627451
CONTRATAS	OPEMISS	0.40	0.11	2.01	1.54	1.42	1.04	1.25	1.11	1.09	0.97	0.61	0.65	0.5	0.48235294
	RUCO	0.62	0.33	0.37	0.50	0.4	1.43	1.8	1.33	1.01	0.68	0.63	0.64	0.65	0.34784314
	PROMISER					0.8	0.57	0.79	0.324						0.066039
	K&J				0.00			3.23	2.33	1.56					0.27921569
	AESA	1.3	5.08	3.83	2.13	2.24	2.55	3	2.05	1.99	2.48	3.93	2.86	2	1
F.DE POT. TOTAL CONTRATAS (Kg./Ton)		0.91	2.53	1.81	1.44	1.46	1.64	2.13	1.5	1.4	1.35	1.35	1.24	1.1	0.74313725
F.DE POT. TOTAL MINA RAURA (Kg./Ton)		0.29	1.08	0.93	0.01	0.81	1.06	1.42	1.03	0.87	0.94	0.79	0.87	0.78	0.69686275



OPERACION PLANTA CONCENTRADORA

CAPITULO IV

OPERACIÓN DE PLANTA CONCENTRADORA

4.1 DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA

La planta concentradora beneficia mineral polimetálico de cobre, plomo, zinc, plata por el método de flotación, a razón de 2,350 TMS por día. El mineral procedente de las labores de las minas Catuva, Esperanza, Gayco y Tajo abierto es transportado mediante camiones y carros mineros hasta la cancha de gruesos de la planta concentradora.

La alimentación del mineral a las tolvas de gruesos se hace mediante un cargador frontal CAT 966 haciendo un blendidng en la proporción de 6-3-3 (variable) de mineral de mina Esperanza y Tajo abierto. Las tolvas de gruesos tienen una capacidad de 150t y disponen de un emparillado de 15" de abertura. En la parrilla de la tolva de gruesos se tiene un rompe bancos marca Kant KHI386 de 100 lbs de presión para fragmentar el mineral sobre tamaño que queda sobre las parrillas.

El circuito de la planta concentradora consta de las siguientes secciones: Chancado, Molienda, Remolienda, Flotación, Espesamiento y Filtrado, cancha de almacenamiento de relaves y despacho de concentrados. A continuación describimos cada uno de estos circuitos:

4.1.1 SECCIÓN CHANCADO:

Consta de 3 etapas: Chancado primario, chancado secundario y chancado terciario.

a. Chancado Primario:

El mineral es extraído de las tolvas de gruesos N°1 mediante el alimentador de placas N°1 de 42" x 12" Comesa y mediante las fajas transportadoras N°1 y 2 de 35" de ancho, es alimentado a una chancadora de quijadas KUE KEN 20" X 42". La chancadora esta graduada a un set de 3½". El tamaño promedio de la alimentación es de (15") y el tamaño del producto de micrones (3½"). Para mejorar el rendimiento de la chancadora KUE KEN se tiene una parrilla estacionaria de 6' de longitud por 4½" de abertura. El primer piso tiene una malla metálica con aberturas de ½" x ½". El piso superior posee una malla de poliuretano con aberturas de 2½" x 2½".

Se dispone de una chancadora de quijadas PIONEER de 33" x 46", es stand by, instalada en paralelo con la chancadora KUE KEN 20" X 42" y que trabaja alternativamente tanto con el alimentador de placas N°1 de 42" x 12" y el alimentador de placas N°2 de 42" x 12" Comesa y con las fajas transportadas N°1 y N°3 de 36" de ancho. El producto del chancado primario es transportado por las fajas N°3^a y 4 de 36" de ancho hasta la zaranda vibratoria Tyrock 5' x 12' N°1 de doble piso. El under size de esta zaranda pasa a las tolvas la zaranda vibratoria Tyrock 5' x 12' N°1 de doble piso. El under size de esta zaranda pasa a las tolvas de finos y el over size ingresa a la etapa de chancado secundario. Sobre la faja N°4 se tiene un detector de metales Corrigan Metrorr 117C, 50 Hz para detectar piezas metálicas que viene conjuntamente con el mineral y que pueden dañar a las chancadas cónicas de las siguientes etapas.

b. Chancado Secundario.

El over size de la zaranda 5 x 12 N°1 es alimentado a la chancadora Symons 5½. Esta chancadora esta graduada a un set de 1½". El tamaño promedio de producto es de micrones (1 ¾"). Este producto llega hasta la tolva de paso mediante las fajas

transportadoras N°5,6 y 6ª de 24", 36" y 36" de ancho. El mineral de la tolva de paso se extrae mediante los alimentadores vibratorios N°1 y 2 y mediante las fajas transportadoras N°8 y 8ª de 24" de ancho, se alimentan a las zarandas vibratorias Tyrock 5 x 12 N°2 y a la zaranda 4 x 12.

Estas zarandas son de tipo simple y están equipados con malla metálicas de $\frac{1}{2}$ " x 1" de abertura. El under size pasa a las tolvas de finos y el over size constituye la alimentación de la etapa del chancado terciario.

c. Chancado Terciario

El over size de las zarandas vibratorias Tyrock N°1 y zaranda Allis Chalmes 4 x 12, con un tamaño promedio de ($\frac{13}{4}$ ") se alimentan a las chancadoras Symons 5100 mm (Madrigal) y chancadora Symons 5100 (Minsur).

Estas chancadoras estén graduadas a $\frac{7}{16}$ " de abertura de descarga y dan un producto promedio de micrones ($\frac{3}{4}$ ") de 24" de ancho. Estos productos mediante las fajas transportadoras N°5ª y 5B descargan en la faja N°6, juntándose con el producto del chancado secundario. Las fajas transportadoras N°8ª y 8B extraen el mineral de la tolva de paso y cierran el circuito zarandas chancadoras terciarios.

El producto final del circuito de chancado tiene un tamaño promedio de micrones (3/4") y mediante las fajas transportadoras N°8B, 11, 11 Aa y 11B se alimentan a dos tolvas de finos de 1000 TM y 1500 TM de capacidad.

Para eliminar las partículas finas (polvos) que se produce en las etapas de chancado primario y terciario se tienen instalados dos (2) extractores de polvo de capacidad, mejorando con ello el ambiente para nuestros trabajadores.

4.1.2 SECCIÓN MOLIENDA.

La liberación de mineral se realiza en tres etapas: Molienda primaria, molienda secundaria y remolienda.

a. Molienda Primaria.

Esta se realiza en dos circuitos:

Circuito del molino Comesa 8' x 10'A

Circuito del molino Comesa 8' x 10'B

El mineral es extraído de la tolva de finos de 1500 TM a través de las fajas transportadoras N°12 y 13 de 36" de ancho y es alimentado al molino Comesa 8 x 10A a través de la faja transportadoras N°14 de 36" de ancho a razón de 51 TMH/Hora.

El control del tonelaje horario se realiza a través de la balanza Ohmar de 80 TM de capacidad. El tamaño promedio de la alimentación (F80) a este circuito es de micrones (80% - $\frac{3}{4}$ ") y el tamaño promedio (P80) del producto es de micrones (50% - 200 mallas).

Mediante las fajas transportadas N°17 y 18 de 36" de ancho se extrae de la tolva de finos de 1000 TM y como las fajas transportadoras N°19 Y 20 DE 24" de

ancho se limita el mineral al circuito del molino Comesa 8 x 10B a razón de 51 TMH/Hora. El control del tonelaje horario se realiza a través de una balanza mecánica Adienate de 70 TM de capacidad. El tamaño promedio de la alimentación (F80) es de micrones (80% $\frac{3}{4}$ ") y el tamaño promedio de la descarga (P80) es de micrones (50% - 200 mallas).

Los molinos primarios 8 x 10^a y 8x 10B trabajan en circuito abierto. La descarga de estos es alimentada a una bomba Denver SRL 8 x 10 N°1, y esta a su vez, se clasifica en un ciclón D-20 ϕ N°1 Krebs. El over flow del ciclón D-20 ϕ N°1 pasa a la flotación Ro Bulk Cu-Pb N°1 y el under flow de dicho ciclón pasa a la etapa de molienda secundaria en el molino Comesa 8 x 8B.

La bomba Denver SRL 10 x 8 N°1 trabaja en stand by con la bomba Denver SRL 10 x 8 N°2 y el ciclón D-20 ϕ tipo Krebs.

b. Molienda Secundaria

El under flow de los ciclones D-20 ϕ , con un tamaño promedio (F80) de micrones es alimentado al molino Comesa 8 x 8B. La descarga de este molino con un tamaño promedio (P80) de micrones se junta con las

descargas de los dos molinos primarios 8 x 10A y 8x 10B y a través de las bombas 10 x 8 N°1 ó 10 x 8 N°2 (una en stand by de la otra) retorna al ciclón D-20φ N°1 o D-20φ N°2, formando el circuito cerrado molino 8 x 8B - ciclones D-20φ.

c. Circuito de Remolienda

El relave del banco rougher bulk N°1 Cu-Pb es alimentado al molino Allis Chalmes 8 x 8^a, previa clasificación en dos ciclones D-15φ Krebs, a través de una bomba Denver SRL 12"x 10". El under flow de los ciclones constituye el alimento al molino y el over flow, es enviado a la etapa de flotación rougher N°2 Cu-Pb, con una granulometría promedio de micrones (63%-200 mallas).

4.1.3 SECCION FLOTACION

Esta sección consta de tres circuitos:

Circuito de flotación bulk cobre - plomo.

Circuito de separación cobre - plomo y

Circuito de flotación de zinc.

a. Circuito de flotación bulk cobre - plomo

La pulpa preparada en el circuito de molienda a una densidad de 1420 gr/l y con 48% de sólidos para el circuito de flotación bulk cobre - plomo

El 40% del over flow procedente del circuito de molienda, con una granulometría promedio de micrones (51% - 200 mallas), se alimenta a una celda Skin Air SK80 pies cúbicos de capacidad. El relave de esta celda conjuntamente con el 60% restante del over flow ingresan a la etapa de flotación rougher bulk cobre - plomo N°1, formando por un banco de 3 celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos cada una. El relave este banco a través de una bomba Denver SRL 112" x 10" se envía al circuito de remolienda previa clasificación en dos ciclones D-15 ϕ Krebs. El under flow ingresa al molino de remolienda 8 x 8A Allis.

Chalmes. La descarga de este molino, conjuntamente con el relave del banco rougher bulk cobre - plomo N°1 son previamente enviados a ciclones a través de la bomba Denver SRL 12 x 10, constituyéndose el circuito cerrado molino ciclones.

El over flow de los ciclones D-15φ con una granulometría promedio de micrones (63% - 200 mallas) ingresa por gravedad, a la etapa de flotación rougher bulk cobre - plomo N°2 formado por un banco de dos celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos cada una. El relave de este banco pasa por gravedad, a la etapa de flotación scavenger bulk cobre plomo y finalmente, el relave de este último banco pasa, también por gravedad, a la etapa de flotación de zinc. El concentrado scavenger bulk cobre - plomo retorna a la cabeza de la etapa de flotación rougher cobre Plomo N°1 a través de dos bombas horizontales Galligher 4 x 3, siendo una de ellas stand by de la otra.

Los concentrados rougher bulk cobre plomo procedentes de las etapas de flotación rougher bulk N°1 y N°2 y celda Skin Air son enviado mediante bombeo a 4 etapas de limpieza.

Primera Limpieza bulk cobre - plomo.- Como ya se mencionó el concentrado bulk cobre-plomo se

envía mediante 2 bombas verticales Gallighr 2½" a la primera limpieza la cual esta formado por 8 celdas de Galligher de 36".

Segunda Limpieza bulk cobre-plomo.- El concentrado bulk de la primera limpieza constituye el alimento de la segunda limpieza bulk, el cual es enviado a través de una bomba vertical Galligher de 2½" a un banco de 8 celdas Galligher 36".

Tercera y cuarta limpieza bulk cobre - plomo.- El concentrado de la segunda limpieza bulk se envía a la tercera limpieza bulk en un banco de 4 celdas Galligher de 36", mediante una bomba vertical Galligher 2½" y, finalmente el concentrado de la tercera limpieza bulk mediante una bomba vertical Galligher 2½" se alimenta a la cuarta limpieza bulk cobre plomo en un banco de 4 celdas Galligher de 36".

El concentrado de la cuarta limpieza es el concentrado final bulk cobre-plomo y constituye la cabeza del circuito de separación cobre-plomo.

El relave de la cuarta limpieza se alimenta por gravedad a la tercera limpieza, el relave de la tercera limpieza se junta con el concentrado de la primera limpieza y se alimenta a la segunda limpieza, el relave de la segunda limpieza junta con

el concentrado rougher bulk y se alimenta a la primera limpieza y finalmente, el relave de la primera limpieza bulk cobre-plomo se junta con el concentrado scavenger bulk cobre-plomo y retornan bulk cobre-plomo se junta con el concentrado scavenger bulk cobre-plomo y retornan a la cabeza de flotación del banco rougher bulk, cobre-plomo N°1.

El aire necesario para las celdas de flotación se suministra a través de siguientes leyes:

- Cobre : 17.0%
- Plomo : 23.0%
- Zinc : 6.5%
- Ag : 48.0 Oz/TM.

El consumo promedio de reactivos en lb/TCS usados en la carga de flotación bulk.

Decresores	Colectores	Espumantes
ZnSO4 : 1.900	Z-11 : 0.100	MIBC : 0.080
NaHSO3 : 0.200		
NaCN : 0.060		

b. Circuito de separación cobre-plomo

El concentrado bulk cobre-plomo se envía por gravedad a un acondicionador de 8'x 8'a donde se alimenta bicromato de sodio a razón de 0.100 lb/TCS, como

reactivo depresor del plomo. La pulpa acondicionada, es enviada mediante dos bombas Vacseal de 3" x 4" (una stand by de la otra) a la etapa de flotación rougher de cobre, conformada por un banco de 3 celdas Galligher de 36". El relave de esta etapa constituye el concentrado final del plomo. El concentrado scavenger cobre ingresa, por gravedad al acondicionador 8'x 8'. El concentrado rougher cobre pasa mediante una bomba Vecseal 3"x 4" a la etapa de primera limpieza de cobre en un banco de 4 celdas Galligher de 36". El concentrado de esta etapa ingresa mediante una bomba vertical de 2½" a un banco de 4 celdas Denver 18 sp donde se hace segunda y tercera limpieza de cobre según las necesidades de calidad del concentrado de cobre y este concentrado, constituye el concentrado final de cobre. El relave de la segunda limpieza y finalmente, el relave de la primera limpieza pasa por gravedad al acondicionador 8'x 8' de separación cobre-plomo. El aire necesario para las celdas de flotación se suministra a través de un soplador Suterbilt de 3000 CFM.

Los concentrados del circuito de separación tienen el siguiente ensayo promedio en Oz/TCS, %.

Concentrado de Cobre

Ag: 57.62	Cu : 24.41	Pb: 8.36	Zn: 4.99	Fe: 23.42
-----------	------------	----------	----------	-----------

Concentrado de Plomo

Ag: 77.61	Cu : 1.56	Pb: 62.68	Zn: 7.73	Fe: 5.21
-----------	-----------	-----------	----------	----------

c. Circuito de Flotación de Zinc.

El relave bulk que constituye la cabeza del circuito de flotación de Zn tiene el siguiente ensayo:

- Cobre : % 0.26
- Plomo : % 0.16
- Zinc : % 6.71
- Ag : Oz/TM 0.65

Esta pulpa ingresa por gravedad a un acondicionador 8' x 8' donde es acondicionada con cal y sulfato de cobre. La descarga del acondicionador es llevada a través de las bombas Denver SRL 10' x 8' N°3 y 12 x 10 N°1 hasta una celda tanque OK-30-TC de 1000 pies cúbicos.

El relave de esta celda pasa aun acondicionador 11' x 11' y la descarga de este pasa por gravedad a un banco de 3 celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos cada

una, constituyendo este banco la etapa de flotación rougher Zn N°1. La descarga de este banco, por gravedad pasa a otra de 3 celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos, siendo esta etapa la etapa de flotación rougher Zn N°2. Finalmente, el relave del banco rougher Zn N°2 ingresa por gravedad a la etapa de flotación scavenger Zn en un banco de 4 celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos. El relave de esta etapa es el relave final y es enviada a la cancha de relevas de Nieveuro mediante bombeo.

El concentrado scavenger de Zn retorna por gravedad al acondicionador 8 x 8.

El concentrado rogher Zn se limpia en 3 etapas:

Primera Limpieza de Zn.- El concentrado rougher Zn de la celda OK-30TC, por gravedad, mas los concentrados rougher Zn N°1 y 2 que son bombeados por las bombas Denver SRL 5 x 4 N° y 5 x 5 N°3 ingresan a un banco de 10 celdas Galligher N°48, que es la primera etapa de limpieza Zn.

Segunda y tercera de Zn.- El concentrado de la etapa de primera limpieza de Zn es enviado mediante una bomba Denver SRL 5 x 5 N°1 a la segunda etapa de limpieza de Zn en un banco de 6 celdas Galligher N°48, el concentrado de esta etapa pasa por gravedad

a la tercera etapa de limpieza de Zn en un banco de 4 celdas Galligher N°48. El concentrado de esta etapa es el concentrado final del Zn. El relave de la tercera limpieza de Zn se junta con el concentrado de primera limpieza y se alimenta a la segunda limpieza; el relave de la segunda limpieza se junta con los concentrados rougher Zn N°1 y 2 y son enviados a la primera limpieza de Zn. Finalmente, el relave de la primera limpieza de Zn ingresa por gravedad al acondicionador 8'x 8' conjuntamente con el relave de la flotación bulk cobre-plomo.

El aire para la celda se suministra con los siguientes sopladores:

- Celda OK-30T-TC : Soplador Suterbit de 3000 CFM.
- Celda OK-8 : Soplador Spender de 4000 CFM.

El concentrado y el relave finales ensayan, en Oz/TCS, %.

Concentrado de Zinc

Ag: 2.99	Cu : 1.70	Pb: 0.6	Zn: 54.49	Fe: 4.71
----------	-----------	---------	-----------	----------

Relave final

Ag: 0.52	Cu : 0.08	Pb: 0.14	Zn: 0.46	Fe: 7.82
----------	-----------	----------	----------	----------

4.1.4 SECCIÓN ESPESAMIENTO Y FILTRADO

Los concentrados de cobre, plomo y zinc productos en el circuito de flotación son previamente muestreada por muestreadores automáticos con intervalos de corte de $\frac{1}{2}$ hora e ingresan por gravedad al circuito de espesadores y filtros, el cual esta conformada por las siguientes unidades:

a. Circuito de Cobre.

El concentrado de cobre ingresa a un espesador Denver de 24'x 10. El under flow con una densidad de 1800 gr/l, mediante una bomba de $1\frac{1}{2}$ x $1\frac{1}{4}$ es alimentado a un filtro Denver de 6'φ, donde es filtrado en dos discos. El cake de este filtro con una humedad de 12% es almacenado en el patio N°1 para su posterior despacho. El over flow del espesador, por gravedad se alimenta a las cochas de cobre N°1 para retener las partículas finas existentes en esta corriente.

b. Circuito de Plomo.

El concentrado de plomo ingresa a un espesador Denver de 6'φ. El under flow con una densidad de 1500 gr/l, mediante una bomba de $1\frac{1}{2}$ x $1\frac{1}{4}$ es alimentado a un filtro Denver de 6'φ donde es filtrado en 4 discos.

El cake filtrado con una humedad de 9% es almacenado en el patio N°2. El under flow del espesador, el cual contiene baja concentración de bicromato de sodio es retornado al circuito de separación cobre-plomo mediante una bomba vertical Galligher 2½ y es usado como agua de dilución de pulpa y lavado de canaletas de espumas de celdas de este circuito.

c. Circuito de Zinc.

El concentrado de Zn ingresa al espesador de Zinc N°3. El over flow de este espesador ingresa al espesador 24'x 10' N°2 y el over flow de este espesador 24'x 10'N°1 para evitar las perdidas de partículas finas contenidas en esta corriente.

El over flow del espesador N°1, mediante una bomba Denver SRL 5 x 4 se retorna al circuito de flotación de Zn donde es usado como agua de lavado en las canaletas de las etapas rougher y limpiezas.

El under flow del espesador N°1 mediante una bomba Denver SRL 3 x 2 o un Vacesal 3 x 4 se lleva hasta un cajón distribuidor de pulpa a una densidad de 1800 gr/l. El under flow del espesador N°1 mediante una bombas Denver SRL 1½ y 1¼ es bombeada hacia el espesador N°3 y el under flow del espesador N°2, mediante una bomba Denver 1½ x 1¼ se eleva hacia el

cajón distribuidor y se junta en un under flow del espesador N°3.

El filtrado del concentrado de Zinc se realiza en los filtros de tambor Elmco 8'x 10'N°1 y 2 almacena en los patios N°4 y 5. Adicionalmente, se dispone de un filtro Denver de 6'φ x 5 discos para los casos en que aumenta la producción de concentrado de zinc, por incremento en la ley de cabeza. El rebose de los filtros retorna al espesador N°3. El filtrado de los concentrados de cobre, plomo y zinc se hace al vacío para lo cual se dispone de 4 bombas distribuidas de la siguiente manera:

Circuito cobre-plomo:

Una bomba Comesa 6804.15 pulg de Hg de vacío.

Dos bombas Nash Hytoc 1003.18 Pulg de Hg de vacío

Circuito de zinc:

Una bomba Nash Tytor 512E 20 Pulg De Hg de vacío.

El aire necesario para la etapa de soplado se suministra desde los sopladores de la sección flotación.

La descarga del pie barométrico de la bomba de vacío del filtro de cobre se alimenta a una bomba Denver SRL 1½ y 1¼, la del filtro del plomo a una bomba Denver 1½

x $1\frac{1}{4}$ y la del filtro de zinc a una bomba Galligher $2\frac{1}{2}$ " ϕ , las cuales bombean estas descargas a sus respectivos espesadores.

4.1.5 CANCHA DE ALMACENAMIENTO DE RELAVES

Con la finalidad de cumplir con el programa de adecuación del Medio Ambiente (PAMA), los relaves procedentes de la planta de tratamiento son enviadas por bombeo por medio de las bombas Denver SRL 10"x 8"N°5 y 10"x 8"N°6 (una en stand by de la otra) a través de 3 líneas de tuberías de polietileno de 5"φ por 2200 m de longitud cada una, hasta la cancha de disposición de relaves de Nieveucro, cuya presa esta en actual construcción y tiene un volumen de almacenamientos para 10 años. Aquí por sedimentación natural, el agua se clarifica y mediante bombeo se vierte aguas abajo.

4.1.6 SECCION DESPACHO DE CONCENTRADOS

Los concentrados producidos por la planta son despachados mediante un cargador frontal CAT 926 a camiones de 5 y 6 ejes de 43 y 48 TM de capacidad. Los camiones previamente pesados en una balanza electrónica Toledo de 80 TM de capacidad se tapan con sus respectivas tolderas y se sellan esta tolderas con precintos de plástico, cuyo número de precinto va anotado en la guía de remisión.

El destino de los concentrados es el siguiente:

Concentrado de cobre, se transporta a la fundición de La Oroya.

Concentrado de plomo y zinc, se transporta al depósito del puerto del CALLAO para su posterior embarque al exterior.

4.2 BALANCE METALURGICO

Para obtener el producto comercial o "Concentrado" con las condiciones técnicas requeridas por el comprador, los constituyentes indeseables de la mena deben ser rebajados a un porcentaje especificado. Si en la mena está presente más de un mineral valioso, podemos separarlos de tal modo que cada uno pueda comercializarse por separado.

El fundidor o comprador se protege de las pérdidas financieras imponiendo penalidades sobre todos los concentrados que no alcancen las leyes mínimas en el elemento valioso o que sobrepasen el contenido máximo permisible de constituyentes indeseables.

Algunos de los elementos valiosos se pierden inevitablemente en los relaves, por ello uno de los objetivos es mantener estas pérdidas tan bajas como sea posible, para obtener una mejor rentabilidad

del proceso. Es necesario también que la planta manipule un tonelaje de mineral adecuado, por que de no ser así se producirían complicaciones en el tratamiento y se elevaría el costo total de la operación.

En cualquier método de concentración (electrostáticas, gravimétrica o por flotación), la cuantificación se puede efectuar.

Previamente conviene definir los términos Cabeza, Concentrado y Relave.

a. Cabeza.

Es el cabezal proveniente de la explotación minera. La cabeza para un circuito de flotación está constituido por el mineral finamente molido y mezclado con el agua, formando una pulpa, y tiene una ley (es) determinada (as) de elemento(os) valioso(os).

b. Concentrado.

Es el producto final del proceso de concentración.

Es el producto que tiene valor comercial y que reúne a la mayor parte de la mena. Este producto tiene una ley mucho mayor que la de cabeza.

c. Relave.

Es el producto final del proceso de concentración que no tiene valor comercial y su contenido de elemento valioso es insignificante. Esta constituido en su mayor parte o casi exclusivamente por material estéril, motivo por el cual se lo desecha:

El relave final es el producto que definitivamente se desecha. Pero en una planta concentradora donde existen varios circuitos de flotación, cada uno de ellos tiene un relave que pase a constituir la cabeza del siguiente circuito, a excepción del último circuito cuyo circuito se desecha definitivamente.

Tanto el mineral de cabeza, como el o los concentrados a sí como el relave final tienen leyes y pesos correspondientes en base a los cuales se puede realizar la cuantificación del proceso. Pasamos a definir algunos términos.

a. Razón de concentración.

(Radio de concentración o Relación de concentración o Ratio de concentración): (RC)

Es la relación existente entre el número de toneladas de mineral de cabeza y el número de toneladas de concentrado producido.

Se interpreta como el número de toneladas de mineral de cabeza que se requiere para obtener una tonelada de concentrado. El radio de concentración varía en razón inversa como la ley de cabeza puesto que a mayor ley de cabeza la Razón de concentración es menor o sea que se requiere menor tonelaje de mineral de cabeza para producir una tonelada de concentrado y viceversa.

$$RC = \frac{\text{Tonelaje de Cabeza}}{\text{Tonelaje de Concentrado}}$$

b. Recuperación : (R)

Se refiere a la eficiencia o rendimiento del tratamiento y está expresado en porcentaje.

Señala cuanto de elemento valiosos que ingresa, al tratamiento, pasa el concentrado, mayor será la eficiencia, rendimiento del proceso, mayor será la recuperación.

BALANCE DE PRODUCCION - DICIEMBRE 98

PRODUCTO	TMS	LEYES				CONTENIDO METALICOS				DISTRIBUCIONES O RECUPERACION %				VALOR \$/Ton
		Oz Ag	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag	TMS Cu	TMS Pb	TMS Zn	% Ag	% Cu	% Pb	% Zn	
Alimentación	675920	3.234	0.754	1.568	6.788	2185983	5094	10600	45883	100.00	100.00	100.00	100.00	41.85
Conc. Cobre	12290	53.354	24.256	8.657	4.954	655729	2981	1064	609	29.88	30.00	58.52	10.04	242.75
Conc. Plomo	13883	68.894	2.062	60.758	7.331	956456	286	8435	1018	45.25	43.75	5.62	79.58	391.32
Conc. Zinc	78992	2.936	1.833	0.717	54.313	231881	1448	566	42903	11.92	10.61	28.42	5.34	251.60
Relave	570755	0.545	0.089	0.168	0.484	310927	505	959	2763	14.61	14.22	9.92	9.05	
Cab Calculada		3.188	0.772	1.631	6.997	2154994	5221	11024	47292	101.65	98.58	102.49	104.01	
Indeterminados		-0.046	0.019	0.063	0.208	-30989	127	425	1409	1.05	-1.42	2.49	4.01	
Cotizaciones promedio		4.85	67.65	22.8	44.05									

CONCENTRADO PRODUCIDO POR PLANTA

DESCRIPCION	PROM	PROM-97	PROM-98	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Total tratado	TMS	657696	675925	54124	45826	53488	52594	56724	45702	62807	61936	58621	61958	59118	63027
Cobre	TMS	8786	12290	982	725	751	886	1148	624	1029	1126	989	1251	1213	1566
Plomo	TMS	10888	13882	934	755	1239	963	1312	1111	1300	1151	1360	1508	1164	1085
Zinc	TMS	78288	78993	5889	5391	7448	5869	6374	6313	8129	7210	6883	7298	6477	6712
* Relave	TMS	559735	570760	46319	38965	44050	44876	47890	38654	52349	52449	49389	51901	50264	53664



VISTA PANORAMICA DE PLANTA CONCENTRADORA DE “RAURA” (HIDRO)

- PLANTA DE R/H
- PLANTA DE REPULPADO

CAPITULO V

REPULPADO DE RELAVE DE LA LAGUNA DE CABALLOCOCHA

5.1. CARACTERISTICAS DEL LUGAR

5.1.1 Batimetría de la Laguna

Se efectuó un levantamiento batimétrico de la Laguna Cabaloccocha para determinar si el volumen de la cuenca es adecuada para cumplir con los criterios de diseño de disposición subacuática de relaves. Esta información del volumen, es también necesaria para calcular el balance de agua, esencial para determinar si siempre se dispondrá de suficiente cobertura de agua sobre los relaves y calcular el tiempo de residencia del agua de la Laguna.

El levantamiento se realizó con un Sistema de Posecionamiento Global (GPS Siglas en inglés) diferencial marca Garmin, modelo SRVY II, para obtener dentro de la posición confiable usando satélites. El empleo de un sistema diferencial permite un procesamiento posterior de la información horizontal

para eliminar errores registrados por estación base correspondiente a un unidad "rover".

La estación base del GPS, se colocó en el benchmark de Nieve Ucro en una colina a 40m de altura sobre el nivel del agua extremo noreste de la laguna. La frecuencia de registro se fijó en 2 segundos. La batería recargable de Ni-Cd permitió 5 horas de colección continua de información. La antena externa del GPS, se colocó sobre un poste a unos 2 metros sobre el suelo, consiguiendo una visibilidad del cielo prácticamente sin obstrucciones. Para determinar y registrar la puntualidad de la laguna, se empleó un sonar Lowrance Electronics X-1554. El registrador produce un reporte continuo mostrando el perfil del fondo de la laguna. El sonar se fijó a la parte trasera del bote inflable Zodiac y el registrador recibía la energía de una batería de carro. La unidad rover Garmin SRVY II, que también registraba la posición cada 2 segundos, estaba montada en el bote y recibía energía de su batería interna.

La posición y la profundidad se registraron en 3 transectos longitudinales, aproximadamente (~E-O). Algunas líneas adicionales más cortas se completaron para asegurar la cobertura completa de cuenca de la laguna. El tiempo se marcaba en el registro al inicio

y al final de cada línea y cada 30 segundos para facilitar la correlación con la información de la posición durante el procesamiento posterior.

La Laguna Caballococha tiene aproximadamente 1.2 Km de longitud, un ancho máximo de 400 m y profundidad máxima de 22m Caballococha tiene un perímetro de 2,906 m, un área superficial de 316,944m² y un volumen de 3.46 millones m³ Hacia el extremo norte de la Laguna hay un área relativamente plana de más de 20m de profundidad con un diámetro de 200m Los bordes de esta área plana se elevan con una fuerte pendiente hacia el norte y particularmente en los lados este y oeste. El área sur de la zona plana se eleva gradualmente en la dirección de las descargas de relaves. A lo largo de la laguna se hace evidente una depresión central.

La orilla Sur-Oeste de la Laguna ha sido alterada por la deposición de relaves. Los relaves han rellenado una porción de la laguna, representando aproximadamente 87,200m² de área superficial y han reducido el ancho de la laguna en este sector de los 600 m a 300m El volumen calculado de la laguna debajo de los 3m es de 2.60 millones de m³, lo cual es suficiente para contener 16 años de disposición de relaves producidos al ritmo actual de la planta de



Foto 1-1 Vaso de laguna Caballococha colmatado parcialmente por los relaves de Mina Raura

L
8 521.948 N
9951.234 E

BALSA
REPU ADO

NIEVEU O
⊗

G

A : 1.

E TA DE
NO
ULIC

O D
OS RIA
DE PIED

A

GUE

OS DE
VES

AB OCOCHA
.M.

PROYECTO : BATIMETRIA DE
ESTUDIO DE VIABILIDAD
DISEÑO : PLANEAMIENTO
DISEÑO : ING. FERNANDO HERRERO S.
APROBADO : ING. FERNANDO HERRERO S.

CIA. MINERA RAURA S.A.

MINA :
LAMINA :
ESCALA : 1 : 2000
FECHA : 17/04/88

2,350 tpd, u 8 años de almacenamiento al ritmo acelerado de 2500 tpd. Los 3 m de cobertura de agua sobre los relaves servirán para prevenir la oxidación en perpetuidad de los relaves ricos en sulfuros.

5.1.2 Relaves y Sedimentación de la Laguna

Generación ácida puede ocurrir donde se exponga material conteniendo sulfuros, tanto al aire como el agua, resultando en su cambio químico de sulfuro contenido en los minerales a ácido sulfúrico. La acidez se genera primero de la oxidación de minerales sulfurosos, un proceso que es muchas veces acelerado por actividad microbiológica, resultando en drenaje ácido cuando la acidez es transportada por agua que fluye a través de áreas de oxidación de sulfuros.

Mineralogía

Se realizaron exámenes petrográficos en las dos muestras de relaves colectadas en Febrero y las tres muestras de relaves colectadas en una de las trincheras excavadas en Mayo. Los minerales predominantes son pirita, granate y carbonato. Las muestras también contenían cantidades menores de esfalerita, galena, calcopirita, diopsido, cuarzo,

óxido de Fe, feldespatos, magnesita, hematita, siricita, clorita y trozos de tetrahedrita, pirrotita, galena y tremolita. Los minerales sulfurosos en las muestras parecían frescos sin ningún signo de oxidación. La única excepción fue un grano de piritita en la muestra de 1m de profundidad colectada en mayo, la cual estaba parcialmente reemplazada por limonita.

5.1.3 Calidad de Agua

Se tomaron muestras de agua a tres profundidades en tres estaciones de la laguna Caballococha empleando un muestreador vertical de agua de marca Aquatic Research Instruments. También se realizaron mediciones en campo con pH metro/termómetro/medidor de conductividad marca Corning Checkmate 90 y el oxígeno disuelto se midió con un YSI Model 50 B. Las muestras se filtraron y preservaron en el campo y se enviaron a Analytical Services Laboratory en Canadá para realizar análisis: pruebas físicas, aniones, nutrientes, metales totales y disueltos.

El cuadro A presenta una selección de resultados de agua junto con los criterios peruanos para agua potable y de uso agrícola (Clase I y Clase III

respectivamente). Solo se han incluido los parámetros para los cuales existen criterios de medición.

CUADRO A RESULTADOS DE CALIDAD DE AGUA

Dissolved Metals	As	Cd	Cr	Cu	Pb	Hg	Ni	Se	Zn
	mg/L	mg/L	mg/L	mg/L	mg/L	mg/L	mg/L	mg/L	mg/L
Criteria									
Peruvian Drinking Water (Class I)	0.1	0.01	0.05	1	0.05	0.002	0.002	0.01	5
Peruvian Agricultural Use (Class III)	0.2	0.05	1	0.5	0.1	0.01	0.001	0.5	25
Results									
WQ1, 0 m	0.0014	< 0.0002	0.604	< 0.01	0.018	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.012
WQ1, 4 m	0.0012	< 0.0002	0.617	< 0.01	0.020	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.014
WQ1, 7 m	0.0013	< 0.0002	0.605	< 0.01	0.017	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.015
WQ2, 0 m	0.0011	< 0.0002	0.620	< 0.01	0.015	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.009
WQ2, 10 m	0.0014	< 0.0002	0.607	< 0.01	0.016	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.010
WQ2, 20 m	0.0013	< 0.0002	0.620	< 0.01	0.015	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.009
WQ3, 0 m	0.0014	< 0.0002	0.599	< 0.01	0.016	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.010
WQ3, 7 m	0.0013	< 0.0002	0.593	< 0.01	0.015	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.008
WQ3, 15 m	0.0015	< 0.0002	0.618	< 0.01	0.018	< 0.00005	< 0.02	< 0.2	0.012

5.1.4 Hidrología

Los principales cuerpos de agua que se pueden observar dentro de los límites del emplazamiento minero son

básicamente lagunas de origen glacial con diques de naturaleza morrénica o rocosa. Raura se encuentra ubicada en las nacientes del río Marañón, en la divisoria de aguas de la cuenca del río Huaura que drena hacia la vertiente del Pacífico.

Las aguas de la Laguna Tinquicocha drenan hacia la laguna de Chuspi, de ahí pasan a la laguna de Patarcocha, y de ahí a la laguna de Lauricocha, donde se encuentran las nacientes del río Marañón perteneciente a la vertiente del Amazonas.

5.1.5 Hidrogeología

El macizo rocoso donde yace la laguna Cabaloccocha, es de caliza masiva, ligeramente fracturada y de baja permeabilidad. A nivel preliminar se concluye que el vaso es estanco debido a la baja permeabilidad del macizo rocoso y posible presencia de una capa impermeable de material fino en el fondo de la laguna. No existe evidencias que el nivel de la laguna haya sufrido variaciones de nivel a lo largo del tiempo.

El abastecimiento hídrico original de la laguna estuvo asociado a una cuenca muy reducida, actualmente tiene un aporte considerable de la cuenca de la laguna Santa

Ana. La recarga de la laguna Caballococha en época de lluvia proviene del deshielo de los glaciares y de precipitaciones en época de estiaje la recarga es solo del deshielo. La descarga es por rebose hacia la laguna Nieve Ucro y por canal hacia la laguna Tinquicocha.

5.1.6 Geología/Geomorfología Superficial

La Mina Raura esta en la cima de la Cordillera Occidental, denominada localmente como Cordillera Raura. Esta zona se caracteriza por la presencia de morfología modelada por procesos glaciales durante el Plestoceno. Los relieves típicos son los circos glaciales, lagunas profundas con diques morrénicos o rocosos y presencia de depósitos glaciares en forma de morrenas frontales y laterales. Los glaciares están encima de los 5000 m.s.n.m.

Las unidades litoestratigráficas identificadas son las formaciones Jumasha y Celendín de naturaleza calcárea y del cretáceo superior, intrusivo hipabisal de naturaleza dacítica y depósitos glaciales en forma de morrenas.

Las geoestructuras principales (pliegues) están orientados de sudeste a noreste, similar al patrón

estructural de los Andes. La Laguna Caballococha está dentro de un sinclinal.

a. Geomorfología

La laguna Caballococha es alargada, con el eje mayor orientado de sur a norte. El lado oeste de la laguna esta limitado por laderas escarpadas que se elevan más allá de los 5000 m.s.n.m.; el lado sur esta bordeado por cerros con laderas escarpadas cuya cima esta entre los 4600 y 4750 m.s.n.m.; el norte-noreste esta limitado por una colina alargada y angosta que tienen como cima los 4600 m.s.n.m. La superficie de la laguna está en la cota 4573.50.

El emisario natural está en el sector central del lado oeste. El desagüe artificial es por un canal de 2m de diámetro, excavado al noreste. La laguna tiene 1200 m de longitud y ancho que varía de 200 a 500 m. Los relaves han colmado el sector oeste central, estrangulando el espejo de agua a 300 m de ancho. Terrazas locales modeladas sobre depósitos no consolidados yacen en los bordes sur y norte.

b. Litología

El vaso de la laguna esta modelado sobre las formaciones Jumasha y Celendín, sobre la primera formación esta la mayor superficie. Los sectores sudoeste (SO), Este(E), y noreste (NO) están sobre la formación Jumasha. El sector noreste (NO) está sobre la formación Celendín. En el sector sur (S), depósitos glaciales (morrenas) cubren el basamento rocoso, tanto debajo como encima del nivel del agua.

La formación Jumasha consiste en calizas de color gris blanquecino en estado meteorizado y color gris azulado en estado fresco, textura muy fina y estructura en bancos gruesos y masivos (mayor de 3 m de espesor). El macizo rocoso esta ligeramente meteorizado y fracturado. Las juntas que lo disturban son continuas y están cerradas a selladas. La roca tiene una resistencia muy alta. Superficialmente esta afectada por intenso proceso cárstico, con mayor intensidad debajo del nivel del agua donde la superficie de la roca se presenta muy rugosa.

c. Geoestructuras

La estructura principal es un sinclinal abierto cuyo eje tiene una orientación sudeste noroeste. El flanco sudoeste está disturbado por el intrusivo dacítico. El flanco noreste esta formado por estratos con rumbo N 10°-20°S E y buzamiento de 40°-60°S hacia el noreste.

La Laguna Cabalcocha está ocupando el extremo sudeste del sinclinal. En esta zona la geoestructura tiene como flancos y parte cóncava a la formación Jumasha y como núcleo a la formación Celendín.

El sector sur de la laguna esta transversal al sinclinal, mientras que el sector norte yace en el flanco noreste y coincide con el rumbo de lo estratos.

d. Sismicidad

La ubicación del Perú en el borde del Pacífico oriental y en las proximidades del plano de subducción de Wadati-Benioff, dentro del área de interacción de la placa continental; sudamericana y la placa de Nazca, hace que esté sometido a profundos cambios de masas corticales con atributos de alta sismicidad. Adicionalmente se producen temblores y terremotos

causados por el fenómeno de naturaleza distinta al descrito, el cual está representado por el tectonismo local debido a la presencia de fallas geológicas locales activas y la continua orogénesis de la cordillera de los Andes.

Los sismos en la zona de Raura parecieran estar más influenciados por el tectonismo local por el fenómeno de subducción, considerando la ubicación del emplazamiento minero cercano al inicio de la zona de fallas activas de la Cordillera Blanca. Este tipo de sismos causados por tectonismo, dado su carácter de superficiales, pueden ser localmente muy destructivos. De acuerdo a la clasificación del Instituto Geofísico del Perú (IGP), Raura está ubicada en la zona de sismicidad alta. Los sismos son el tipo superficial e intermedio. Cabe mencionar que actualmente no existe actividad sísmica importante en la zona, no obstante las últimas etapas de tectonismo han originado fallas regionales que atraviesan el distrito minero de Raura.

En resumen, se puede distinguir dos fuentes sismogénicas principales que podrían tener alguna influencia en la zona de Raura:

El plano de Wadati - Benioff.

La zona de fallas activas de la Cordillera Blanca.

Previo al siglo XX se cuenta únicamente con información histórica de los sismos sentidos en las principales ciudades existentes. Dicha información no resulta del todo significativa para el área de estudio, puesto que pueden haberse presentado movimientos telúricos importante en al región que no haya sido reportados y/o documentados por encontrarse Raura lejos del área de influencia directa de una gran ciudad.

Sólo desde 1963 se cuenta en el Perú con registros instrumentales de eventos sísmicos de suficiente confiabilidad como para efectuar análisis estadísticos y probabilísticos. Es a partir de ese año que se establece la red mundial de estaciones de registro sísmico, las cuales comprenden tiempo de ocurrencia, magnitud de eventos, ubicación de epicentros y profundidad focal.

Seleccionados los sismos registrados en el Catálogo Sísmico del National Geophysical Data Center / National Oceanic and Atmospheric Administration (NGDC/NOAA), y considerando un área de 250 km de radio con centro en Raura y sismos con una profundidad hipocentral de hasta 600 Km, se encontraron un total de 1,024 eventos ocurridos entre 1963 y 1993.

La información disponible fue analizada utilizando la distribución de los valores extremos tipo I de Gumbel. Se utilizó un programa de análisis de recurrencia sísmica que permite hallar la aceleración sísmica de diseño para varios períodos de recurrencia, empleando para ello la base de eventos sísmicos mencionados en el párrafo anterior. Los resultados se resumen en el siguiente cuadro.

CUADRO 2-6

FACTORES DE ACELERACION SISMICA DE DISEÑO PARA
DIFERENTES PERIODOS DE RETORNO Y PROBABILIDAD DE
EXCEDENCIA.

T (años)	Probabilidad de Excedencia					
	5%	10%	15%	20%	25%	30%
10	0.13	0.12	0.11	0.10	0.10	0.09
25	0.15	0.14	0.13	0.12	0.12	0.11
50	0.17	0.15	0.14	0.14	0.13	0.13
75	0.18	0.16	0.15	0.15	0.14	0.14
100	0.18	0.17	0.16	0.15	0.15	0.14
150	0.19	0.18	0.17	0.16	0.15	0.15
200	0.20	0.18	0.17	0.17	0.16	0.16
300	0.50	0.19	0.18	0.17	0.17	0.16
400	0.21	0.20	0.19	0.18	0.17	0.17
500	0.21	0.20	0.19	0.18	0.18	0.17
750	0.22	0.21	0.20	0.19	0.19	0.18
1,000	0.23	0.21	0.21	0.20	0.19	0.19

Nota: La aceleración esperada es igual al producto del factor de aceleración por el valor de la aceleración de la gravedad ($g = 9.81 \text{ m/s}^2$)

Como puede observarse en el cuadro anterior, los valores de aceleración sísmica son relativamente bajos dado que la extensión del registro no es lo suficiente

larga como para considerar el análisis estadístico confiable. Por el contrario, el mapa sísmico del Perú indica un valor de la aceleración máxima de 0.24 g correspondiente a la aceleración pico para un período de retorno de 100 años y equivalente a un factor de aceleración sísmica para una probabilidad de excedencia del 5% y un período de retorno de 1,000 años, valor que deberá ser tomando en cuenta en los planes de mitigación y contingencia para evaluar la estadística física de los diques de cierre en caso se piense elevar en el futuro el nivel natural del vaso. Para tal fin, debería considerarse el valor de la aceleración sísmica igual a 2.35 m/s^2

* Ver planos

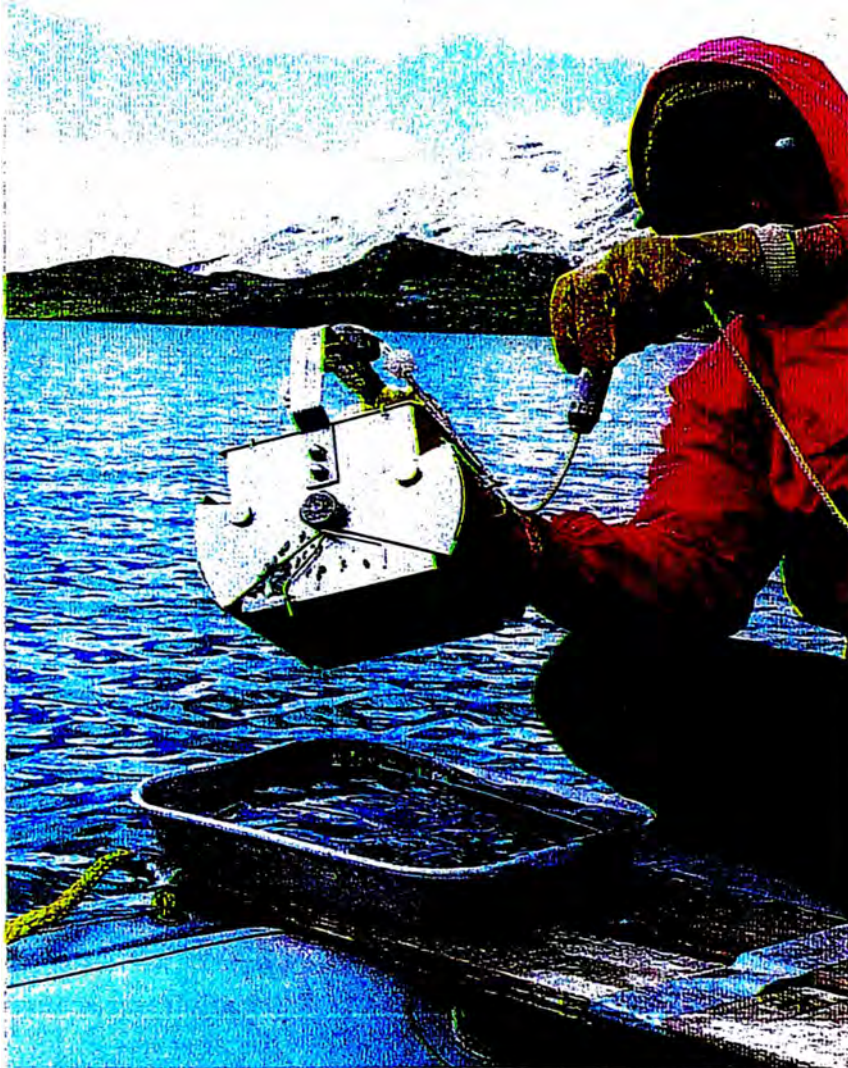


Foto 2-1

Collección de sedimentos del fondo de la laguna empleando una draga muestreadora de fondo Ekman.

5.2 MEDIDAS DE SEGURIDAD

Compañía Minera Raura S.A. A partir del año 1996, está aplicando el control de Riesgo y Perdidas del Consejo Interamericano de Seguridad.

Como parte de la aplicación de este método, se le da mayor importancia a los incidentes antes que a los accidentes.

Se realiza una investigación de los incidentes y accidentes

Se ha emprendido un agresivo programa de capacitación y entrenamiento a todo nivel.

Comunicación rápida con cualquier punto de las operaciones, a través de un sistema de radio.

Sistema de charlas de seguridad con un promedio de 10 minutos al inicio de guardia en todas las áreas.

Concurso de seguridad.

5.2.1 MEDIDAS**1. Clasificar las áreas de trabajo de acuerdo al riesgo.**

Zona Roja Alto riesgo de accidentes, donde el ingreso de personal se hará con autorización del supervisor. Los trabajos a realizarse serán con supervisión permanente.

Zona Ambar Condición con bajo riesgo de ocurrencia de accidente supervisión normal.

2. Los trabajadores tienen que estar conscientes de los riesgos que confrontan y ser capaces de protegerse de ellos.

3. El área del trabajo está delimitado por aviso para que el personal no transite.

4. En la balsa de repulpado y su conjunto se realiza lo siguiente como medida de seguridad.

Se construyó un balsa y el cual está anclada.

Se tiene un bote de emergencia.

El acceso a la balsa se realiza por medio de una escalinata.

El personal que trabaja está con chaleco salvavidas.

La comunicación que realiza el personal es por radio.

5. Para la operación del equipo el personal ha sido capacitado en manejo de bombas.

5.3 NORMAS EN EL TRABAJO DEL REPULPADO

1. El trabajador que ingresa a las labores de Relleno Hidráulico deberá hacerlo con sus respectivos implementos de seguridad tales como: casco, guantes, botas, correas de seguridad, lámparas eléctrica (turno noche).
2. Deberá verificar el estado de la bomba (aceite, tuberías, conexiones, tanques de agua, llaves, etc.) de manera que el trabajador realice sus funciones con toda seguridad y efectividad.
3. Antes de ingresar deberá de leer atentamente el reporte de la guardia anterior, informarse en que nivel cámara o pilar se está bombeando o se va a bombear.
4. Antes de ingresar deberá de recordar todas las Normas de Seguridad establecidas por el D.C.R.P.
5. Verificar constantemente el estado de la bomba Mars y Toyo.
6. Al detectar algún incidente comunicar con urgencia al jefe de guardia de inmediato.

7. Mantener el área de la bomba Mars y Toyo limpio y ordenado en todo momento.
8. Verificar constantemente el amperímetro y horómetro de la bomba Mars y Toyo.
9. Comunicar inmediatamente a su jefe cualquier fuga de relave y tomar acciones inmediatas para solucionar.
10. Diariamente presentar el reporte del día anterior: horómetro, amperímetro, lugares donde se a rellenado trabajos realizados etc. al Ingeniero Superintendente de Planta Concentradora.
11. En caso de emergencia (corte de energía eléctrica, falla de bomba y otros) deberá tomarse inmediatamente las medidas del caso.

**ANALISIS DE RIESGO OCUPACIONALES RELLENO
HIDRAULICO BOMBA (MARS - TOYO)**

PASOS BASICOS DE LA TAREA	PELIGROS POTENCIALES O EXISTENTES	MEDIDAS CORRECTIVAS RECOMENDADAS
1. Transporte de repuestos de la bomba Mars.	1. Tensión muscular por el peso de los repuestos. 2. Hernias.	1. Utilizar transporte motorizado. 2. Bajar y subir con ayuda de monta carga.
2. Mantenimiento de la bomba Mars.	1. Golpes y hernias producido por la fuerza empleada al ajustar el repuesto reemplazado. 2. Tensión muscular, fatiga y cansancio.	1. Utilizar la herramienta requerida (barretas, tecles, llaves a su medida etc.) 2. Personal requerido.
3. Operación de la bomba Toyo	1. Caída, golpe. 2. Accidente fatal.	1. Utilizar los pasamanos cuando se circula por las inmediaciones de la bomba Toyo. 2. Tomar las medidas preventivas y cumplir con las Normas de Seguridad.



OPERACION DE REPULPADO DE LA LAGUNA CABALLOCOCHA



CAPITULO VI

OPERACIÓN DE REPULPADO DE LA LAGUNA CABALLOCOCHA

A lo largo de 36 años aproximadamente Compañía Minera Raura, ha venido depositando sus relaves en el borde suroeste de la Laguna Caballococha. En la medida en que las operaciones fueron continuadas, se procedió a ocupar también la playa adyacente y un tramo de la propia laguna.

De acuerdo con los estudios del PAMA y el Proyecto de alternativas de Disposición de Relaves en la misma laguna se estima que el volumen de relaves depositados alcanza los 500,000 m³.

Con el objetivo de remediar y restituir el aspecto natural de la Laguna Caballococha, en concordancia con los objetivos del Programa de Adecuación y Manejo Ambiental - PAMA Raura ha implementado un sistema de repulpado de relaves, los mismos que son utilizados como relleno hidráulico en la Mina Subterránea.

Este trabajo técnico está orientado a repulpar primero todo el relave del borde superior de la laguna, luego el que se encuentra en la playa adyacente y finalmente el que se

encuentra en la laguna misma hasta una profundidad de 2m Por debajo del espejo de agua.

El monto de inversión contemplado con el PAMA para realizar trabajo es de 335,054 dólares y el plazo de ejecución es de 4 años con un costo de operación en repulpado de 0.41 USS/m³.

6.1 DESCRIPCION DE LA OPERACIÓN DEL REPULPADO

Para efectos del repulpado el sistema emplea una bomba sumergible especial para lodos Bomba Toyo Modelo DP.30-B y una bomba horizontal Denver 8 x 6 para el transporte de la pulpa hasta el punto de desaguado por medio de un ciclón especial.

Prácticamente el 95% del relave que se repulpa es el que se envía a la mina.

La bomba de repulpado tiene un sistema de inyectores de agua a presión de 120 lbs/pul², la que facilita la formación de la pulpa, la bomba da caudal y bombea la pulpa con una densidad relativamente alta con 25 y 35% de sólidos. Pero no da cabeza. Solamente repulpa y envía ésta a un tanque agitador que mantiene a la pulpa en suspensión, el caudal repulpado varía entre

850 y 2,200 galones por minuto con una densidad de 1,250 a 1,300 gr/l y gravedad específica de 3.4.

El parámetro de control de la bomba es la potencia que consume el amperaje máximo de trabajo es de 50 A.

El relave repulpado que se envía al tanque agitador descarga previamente sobre una malla, lo que permite eliminar los gruesos trazos más de ½" que repulpa la bomba y que podrían originar en el ciclón de desaguado.

La Bomba Horizontal Denver de 8 x 6 se encarga de subir la pulpa los 24 metros de cabeza que se tiene en ese punto. Hacia el tanque de cemento, el ciclón de desaguado tienen una válvula check a la salida para evitar el retorno del flujo.

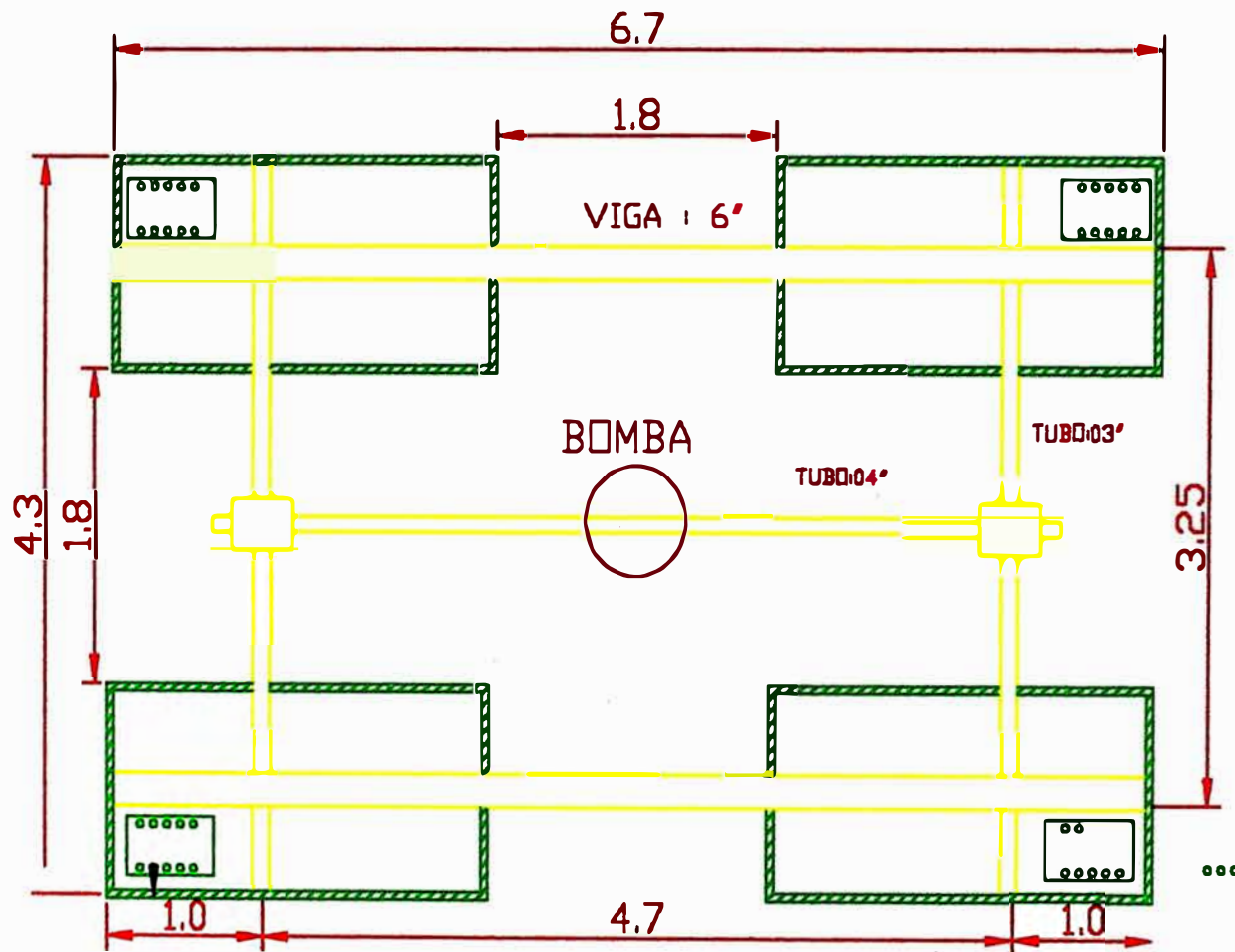
El punto final de descarga del relave de repulpado y finalmente desaguado, es el tanque de almacenamiento de relave que se utilizó en el relleno hidráulico, luego de este es enviado a la mina mediante la bomba Marsh a través de tuberías.

Este tratado de repulpado se inicio el 14 de diciembre de 1,997.

DATOS PARA LA EJECUCION DEL REPULPADO

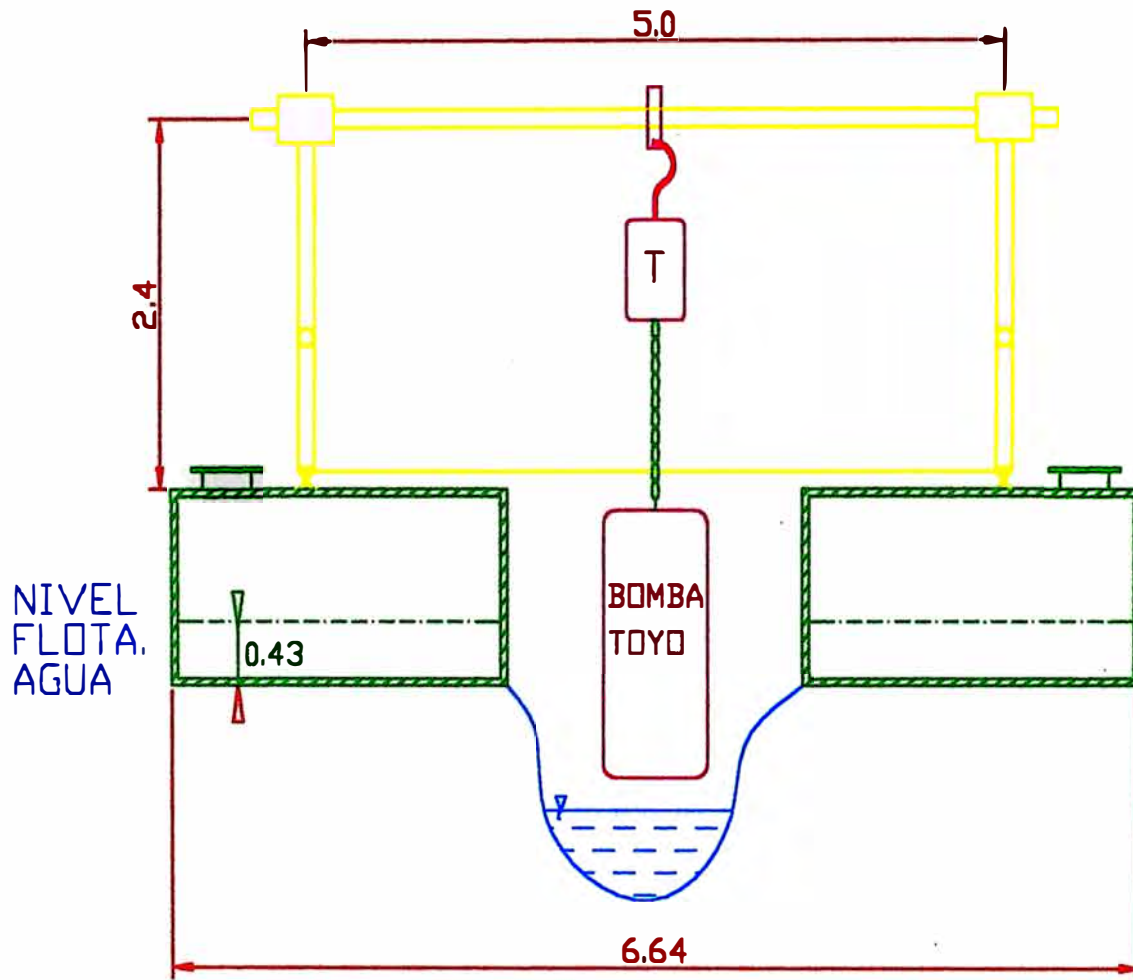
- Volumen actual existente de relave es de 500,000 m³ de los cuales se debe extraer por lo menos el 50%.
- Caudal teórica de bombeo 850 g/min.
- Presión de agua en inyectores 120 lbs/pulg².
- Densidad 1300 gr/l.
- Porcentaje de sólido 35%.
- Amperaje de consumo de bomba 50A.
- Análisis de Malla -200 = 11.60% lo que indica que el 95% de relave va como relleno.
- 24 metros de cabeza (bomba de Denver).

BALSA REPULPADO



PROYECTO :	REPULPADO	CIA. MINERA RAURA S.A	LARGO
PLANO :	REPULPADO		
VISTA HORIZONTAL	NOVA	ANCHO	A-1
PLANTAMIENTO	NOVEL	ANCHO	
DEL PERIMETRO DEFIELD 2.	LARGO	ANCHO	
	ESCALA :	1 : 5000	

BALSA REPULPADO

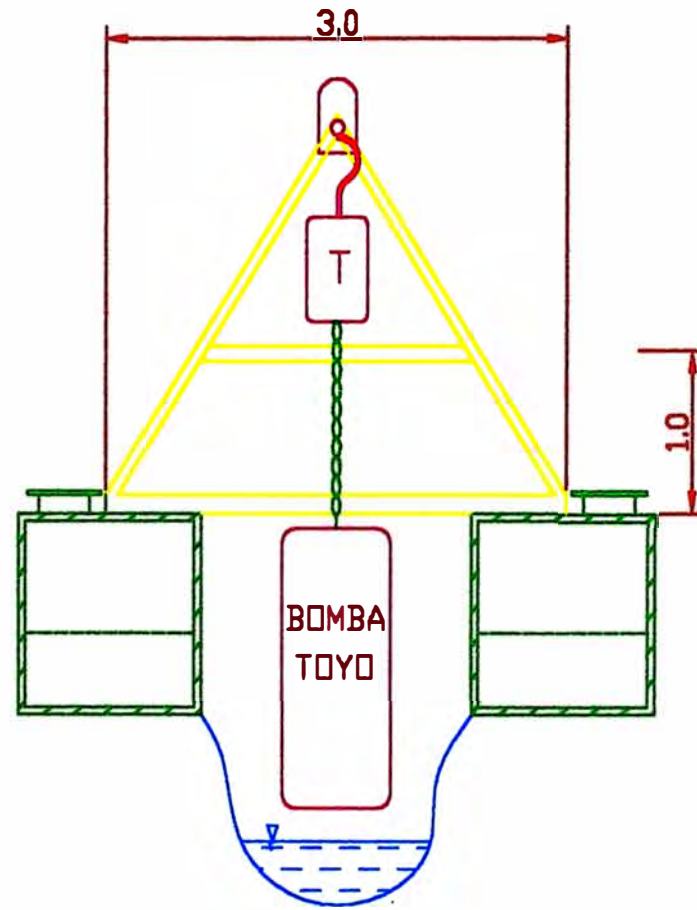


$W = exVOL(SUMERGIDO)$
 $H = NIVEL FLOTAC.$
 $H = 0.43m$

PROYECTO :	REPULPADO	CIA. MINERA RAURA S.A
PLANO :	REPULPADO	
VISTA :	VISTA FRONTAL	
ESTADO :	PLANEAMIENTO	NOVA : _____
REVISADO :	DES. FERREROS REINOLDO E.	NOVEL : _____
REVISADO :	DES. FERREROS REINOLDO E.	LARRA : _____
		ESCALA : 1 : 800

A-2

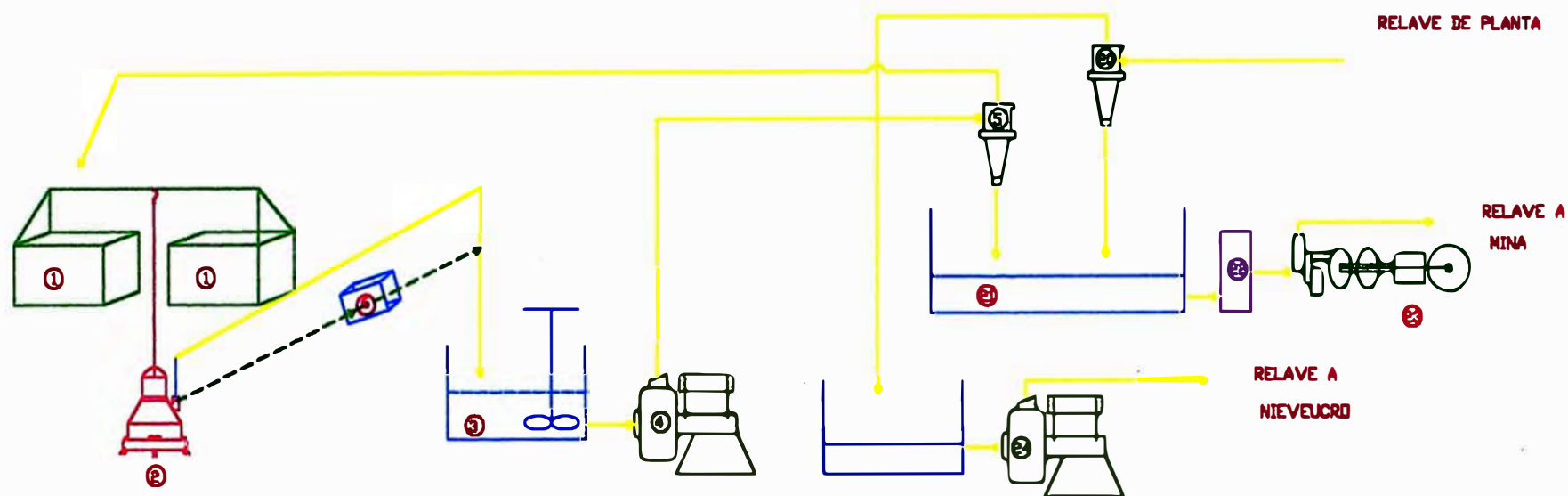
BALSA REPULPADO



PROYECTO :	REPULPADO	CIA. MINERA RAURA S.A
PLANO :	REPULPADO	
VISTA :	PERFIL	
ESCALA :	PLANEAMIENTO	NOVA : _____
FECHA :	DEL PERIODO SEMEJO 8	NOV. : _____
REVISADO :	DEL PERIODO SEMEJO 8	LARGO : _____
		ESCALA : _____

LARGO
A-3

FLUJO REPULPADO



LEYENDA

- | | |
|-------------------------|------------------------|
| 1: Balsa flotante | 20: CICLON D-20 (D-15) |
| 2: BOMBA TOYO DP-30 | 21: TANQUE DE CEMENTO |
| 3: TANQUE AGITADOR | 22: TANQUE AGITADOR |
| 4: BOMBA DENVER SRL 8x6 | 23: BOMBA MARS L-180 |
| 5: CICLON D-20 | 24: BOMBA DENVER 10x8 |
| 6: FLOTADOR DE TUBERIA | |

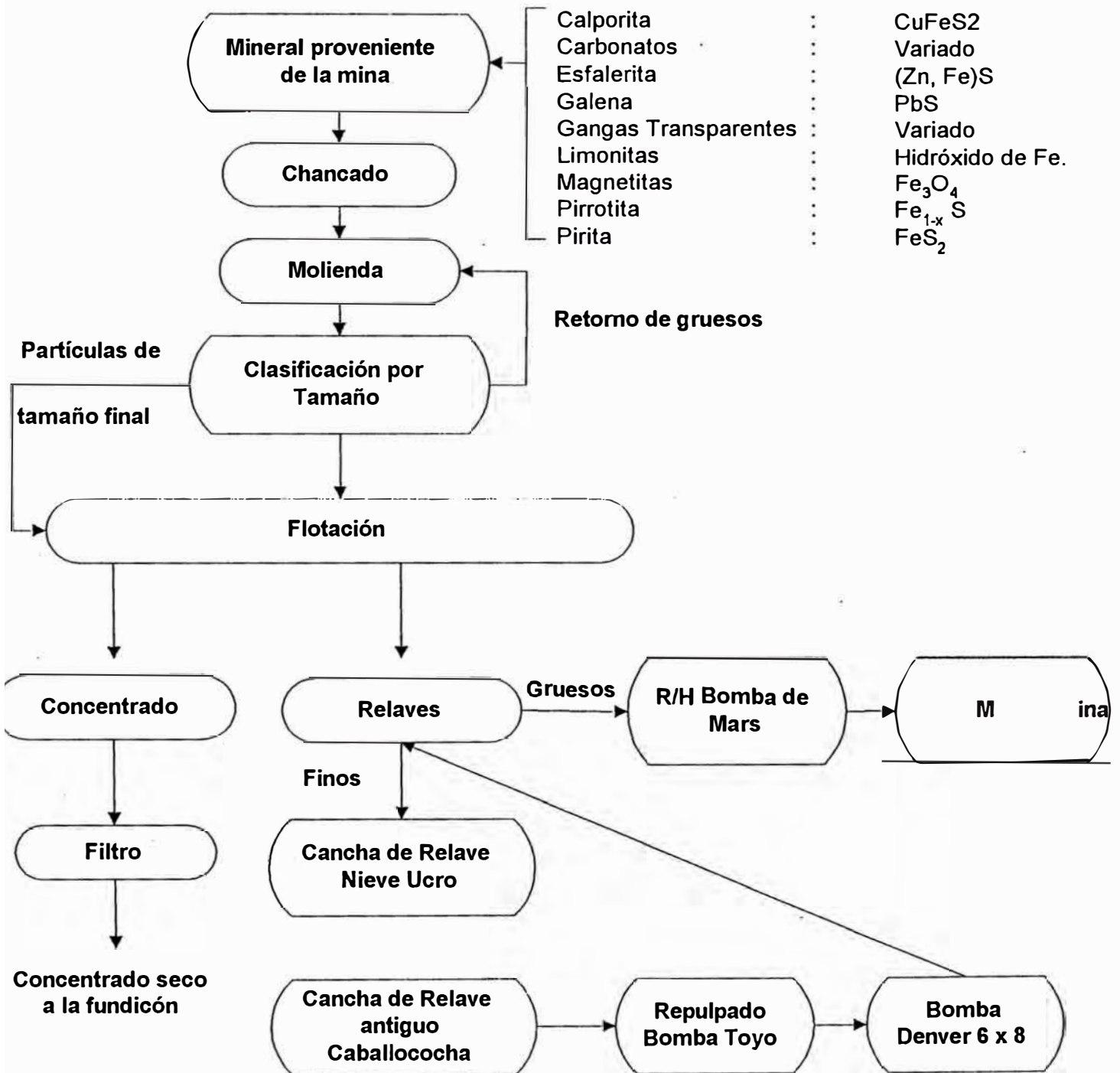
PROYECTO :		CIA. MINERA RAURA S.A	
FLUJO DEL REPULPADO			
PLANO :			
FLUJO DEL REPULPADO			
EXELLO :	PLANEAMIENTO	MONA :	LINDIA
EXENSO :	JULIO VARGAS	NOVEL :	
REVISADO :	SOL FERNANDO SEPULVEDA S.	LAVOR :	
		ENCALA :	

6.2 DISPONIBILIDAD DE RELAVE PARA RELLENO HIDRÁULICO

CUADRO N° 1

Disponibilidad de Relave para relleno	
TRATAMIENTO DE PLANTA (PROMEDIO MENSUAL) :	55,000 t
PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS	8,277 t
PRODUCCIÓN DE RELAVES	46,763 t
RECUPERACIÓN NECESARIA	50%
RELAVE DISPONIBLE A MINA COMO R/H	23,382 t
RELLENO NECESARIO PARA LA MINA (m ³)	11,154 m ³
APORTE DE RELLENO CONVENCIONAL (9% EN PROMEDIO) .	1,004 m ³
RELAVE NECESARIO PARA LA MINA (m ³) .	10,150 m ³
RELAVE NECESARIO PARA LA MINA (ton.)	20,503 t
ABASTECIMIENTO DE RELLENO HIDRÁULICO m ³)	9,543 m ³
ABASTECIMIENTO DE RELLENO HIDRÁULICO (t)	19,280 t
DÉFICIT DE RELLENO HIDRÁULICO	607 m ³

FLOW SHEET ESQUEMATICO MINA RAURA



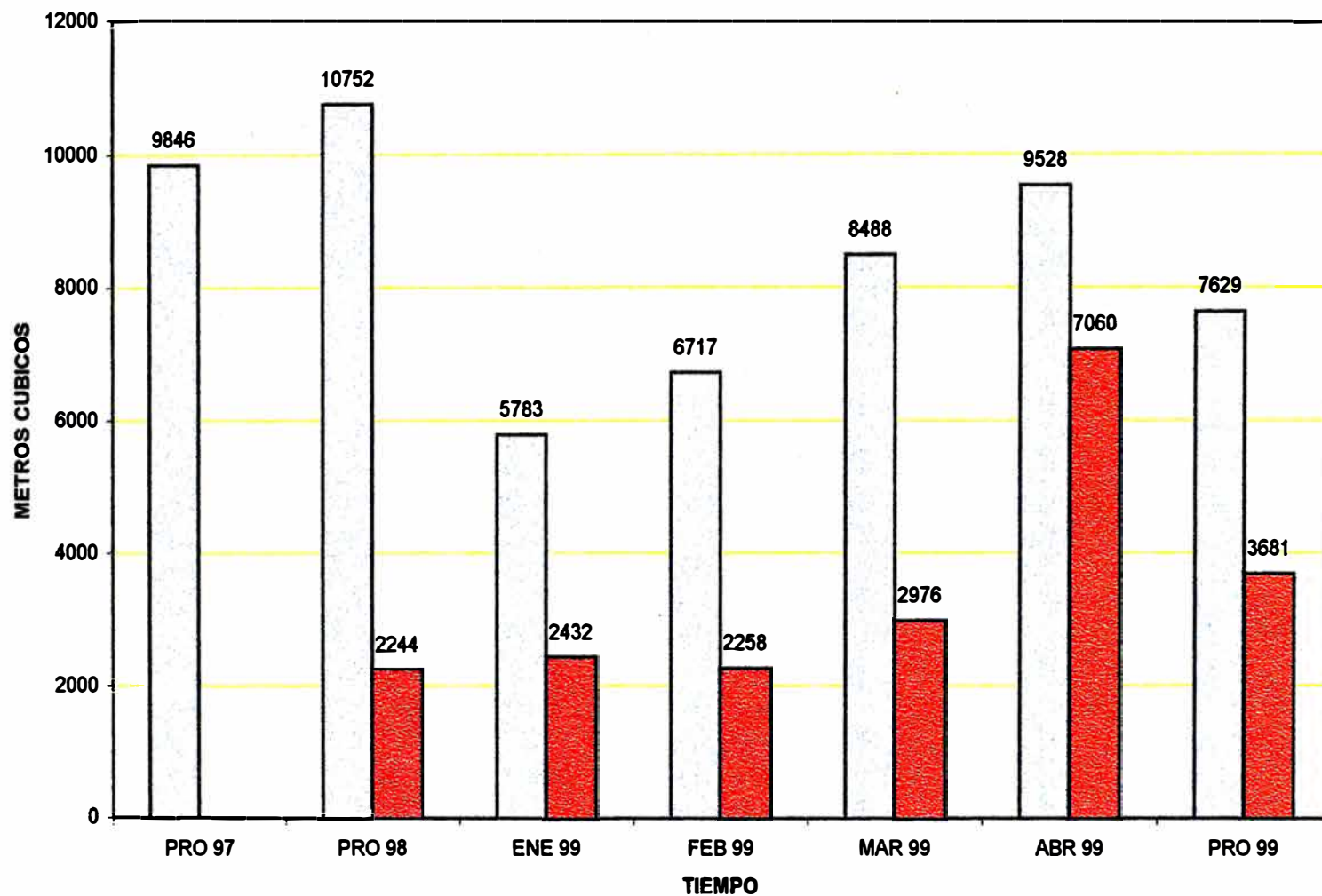
EVALUACION DE RELLENO

MES	OPERAC. DE BOMBAS		ABASTECIMIENTO DE R/H(m ³)	REQUERIM. DE RELLENO (m ³)**	DÉFICIT PARCIAL DE RELL.	MEDICIÓN DE R/H (m ³)	MEDICIÓN R.CONV. (m ³)	TOTAL RELL (m ³)	PORCENTAJE DE R. CONV.	DÉFICIT TOTAL DE RELL.	EXCEDENT DE RELL.
	(HRS/MES)	(HRS/DIA)									
Ene	262.33	10.49	8643.77	11317	-2673	10760	11313	11891	10%		5%
Feb	207.41	8.30	6834.16	11357	-4523	9138	540	9678	6%	15%	
Mar	304.76	12.19	10041.84	11642	-1600	9309	574	98883	6%	15%	
Abr	327.81	13.11	10801.34	11785	-984	9586	1692	11278	15%	4%	
May	380.05	15.20	12522.65	11257	1266	8195	530	8725	6%	22%	
Jun	317.29	12.69	10454.71	11642	-1187	11331	1165	12496	9%		7%
Jul	349.36	13.97	11511.41	11071	440	13082	1630	17412	11%		33%
Ago	242.15	9.69	7978.84	9571	-129*2	5636	715	6351	11%	31%	
Set	215.15	8.61	7089.16	11214	-4125	8817	731	9549	8%	15%	
Oct	290.12	11.60	9559.45	10984	-1425	12014	840	12854	7%		17%
Prom	289.64	11.59	9543.74	11154.000	-1610.26	9786.88	954.78	10741.66	9%		

* Factor de 32,95 m³/hr.

** El requerimiento ha sido tomado de los programas mensuales, considerando las labores: Primavera 540, Betsheva, 440-452, Primavera 526, Betsheva 540 (pilares).

CUADRO ESTADISTICO COMPARATIVO DE CONSUMO DE RELLENO HIDRAULICO Y REPULPADO



□ RELLENO HIDRAULICO
■ REPULPADO

6.3 RELLENO HIDRAULICO

El relleno hidráulico en sus diversas variedades en Mina Subterránea es un elemento de sostenimiento que tiene como objetivo la seguridad:

Evitar la subscidencia/convergencia del maciso rocoso.

Recuperar pilares de mineral, en diversas formas de explotación del mineral.

El relleno hidráulico utilizado en la mina Raura es el material obtenido por la planta concentradora que se obtiene por dos sistemas de bombeo.

1. Directamente del relave de la Planta Concentradora
Repulpado del relave de la laguna caballocalocha
bombeada por (bomba Toyo).

Nota:

El over flow es depositado en la laguna de Nieve Ucuro.

El under flow es empleado en relleno hidráulico.

CLASIFICACION GRANULOMETRICA

El Relave de la planta como el Repulpado se prepara granulometricamente usando equipos hidrociclones o ciclones para su respectiva clasificación:

6.4.1 ANALISIS GRANULOMETRICO

El análisis granulometrico determina la distribución del tamaño de la partícula o granos que constituyen un material y fijan el porcentaje de su peso total la cantidad de granos de distintos tamaños que contienen.

El material muy grueso consiste en fragmentos de rocas compuestos de uno o más minerales, pudiendo ser estos angulares, redondeados o planos pueden ser frescos y mostrar signos de alteración, resistentes o deleznales este material grueso recibe el nombre de "arenas".

El material fino cada grano está constituido generalmente de un sólo mineral, las partículas pueden ser angulares en forma de escamas ó en forma tabular pero no redondeados. El material fino recibe el nombre de "FINOS".

De acuerdo a este análisis granulométrico se determina la calidad del relave para ser usado en relave hidráulico, su magnitud y porcentaje de distribución por tamaño nos ayuda en los diferentes procesos de la operación de rellenado.

Para la realización del análisis granulométrico se realiza la operación del tamizado.

6.4.2 TAMIZADO

Es el proceso de separar de una mezcla de diversos tamaños de partículas o granos en grupos cuyas características de estas partículas o granos sean uniformes es decir de un sólo tamaño.

6.4.2.1 OBJETIVO DEL TAMIZADO EN EL RELLENO HIDRAÚLICO.

Evitar el arenamiento o (Enlame) de partículas sólidas gruesas en la tubería en relación a las partículas finas.

Por lo tanto el objetivo será utilizar el máximo tamaño de la partícula de sólido para mantener un flujo turbulento necesario para suspender estas partículas y por consiguiente la velocidad mínima.

Debido a que las partículas de mayor tamaño tenderá a sedimentarse más rápido que la partícula menor.

La separación de las partículas de la mezcla se efectúa por diversos tamaños de tamices.

El material que queda en las tamices de mayor abertura que indican por más (+) del tamiz; el que pasa es el menor que las aberturas y se indica por menos (-) del tamiz.

Las mallas indican las distancias entre los alambres o varillas consecutivas, en las telas de tamices para los granos más finos. Se necesita mallas de aberturas, por pulgada lineal (malla/pulgada).

6.4.2.2 SERIE DE TAMICES

Existen muchas series de tamices como la serie de Taylor, serie U.S. (a.s.t.m.) serie Germana, etc.

Serie Taylor: Es una progresión geométrica con una razón de $\sqrt{2}$ (1.4142) que se indica como un tamiz de malla standar 400 m (0.0015 pulgada = 0.0038 mm), 300 m (0.0021 pulg = 0.052 mm), 200 m (0.0029 pulg = 0.0075 = 74m). En forma periódica para analizar granulométrica se utiliza las siguientes mallas.

ESCALA TYLER Y SUS EQUIVALENCIAS

Escala Tyler	Inglés	Métrico
2.5	223 mlls	5660 microns**
4	187	4760
5	157	4990
6	132	3360
7 partículas	111	2830
8 gruesas	93.7	2380
9	78.7	2090
10	86.1	1680
12	55.52	1410
14	46.9	1190
16	39.4	1000
20	33.1	841
24 partículas	27.8	707
28 medias	23.4	595
32	19.7	500
36	16.5	420
42	13.9	354
48	11.7	297
60	9.8	250
65	8.3	210
80	7	177
100	5.9	149
115	4.9	125
150 partículas	4.1	105
170 finas	3.5	88
200	2.9	74
250	2.5	63
270	2.1	53
325	1.7	44
400	1.5	37

mlls = 0.001 pulgadas

mlls = 0.001 milímetros

Fuente : Word Minning, Enero 1979

ANALISIS GRANULOMETRICO DE CLASIFICACION DE RELAVE DE PLANTA

MALLA		ALIMENTACION				OVER FLOW				UNDER FLOW			
N°	Micrones	Peso Gr.	%	Ac (+)	Ac (-)	Peso Gr.	%	Ac (+)	Ac (-)	Peso Gr.	%	Ac (+)	Ac (-)
50	300	11.5354	7.69	7.89	92.31	1.4712	9.99	9.88	99.02	10.8821	7.24	7.24	92.76
70	212	3.212	2.147	9.83	90.17	3.0832	2.04	3.052	96.98	25.1117	19.74	23.98	78.02
100	150	12.7013	8.47	18.3	81.7	3.4424	2.3	5.32	94.68	33.5122	22.34	46.32	53.88
140	106	13.5914	9.08	27.36	72.64	4.5886	3.04	8.3	91.64	27.8231	18.55	84.87	35.13
200	75	1.9151	12.61	38.97	60.03	1.9839	1.32	8.66	90.32	13.9952	9.33	74.2	25.8
270	53	15.0752	10.05	50.02	49.98	1.9242	1.28	10.88	88.04	12.4502	8.3	82.6	17.5
325	45	7.8642	5.13	55.158	44.35	0.6842	9.44	11.4	88.6	8.4702	5.05	88.15	11.85
-325		87.2754	44.85	100	0	132.882	88.8	100	0	17.7723	11.85	100	0

ANALISIS GRANULOMETRICO DE CLASIFICACION DE RELAVE DE LAGUNA CABALLOCOCHA

MALLA		ALIMENTACION				OVER FLOW				UNDER FLOW			
N°	Micrones	Peso Gr.	%	Ac (+)	Ac (-)	Peso Gr.	%	Ac (+)	Ac (-)	Peso Gr.	%	Ac (+)	Ac (-)
50	300	24.21	16.14	16.14	83.86	41.36	27.57	27.57	72.43	2.94	1.96	1.96	98.04
70	212	27.05	18.03	34.17	65.83	12.06	8.04	35.61	64.39	3.56	2.37	4.33	95.67
100	150	24.23	16.15	50.32	49.68	30.65	20.43	56.04	43.96	4.49	2.99	7.32	92.68
140	106	29.73	19.82	70.14	29.86	21.77	14.51	70.55	29.45	20.84	13.9	21.22	78.78
200	75	11.25	7.58	77.64	22.36	18.2	12.13	82.68	17.32	23.46	15.64	36.86	63.14
270	53	22.2	14.68	92.32	7.368	22.77	15.18	97.86	2.14	51.57	34.38	71.24	28.76
325	45	7.23	4.82	97.14	2.86	0.41	0.28	98.14	1.86	23.85	15.9	87.14	12.86
-325		4.28	2.86	100	0	2.79	1.86	100	0	19.29	12.86	100	0

Elaborado por: J.V.Q.

**GRAFICO DE COMPARACIONES
(Relave de Planta)**

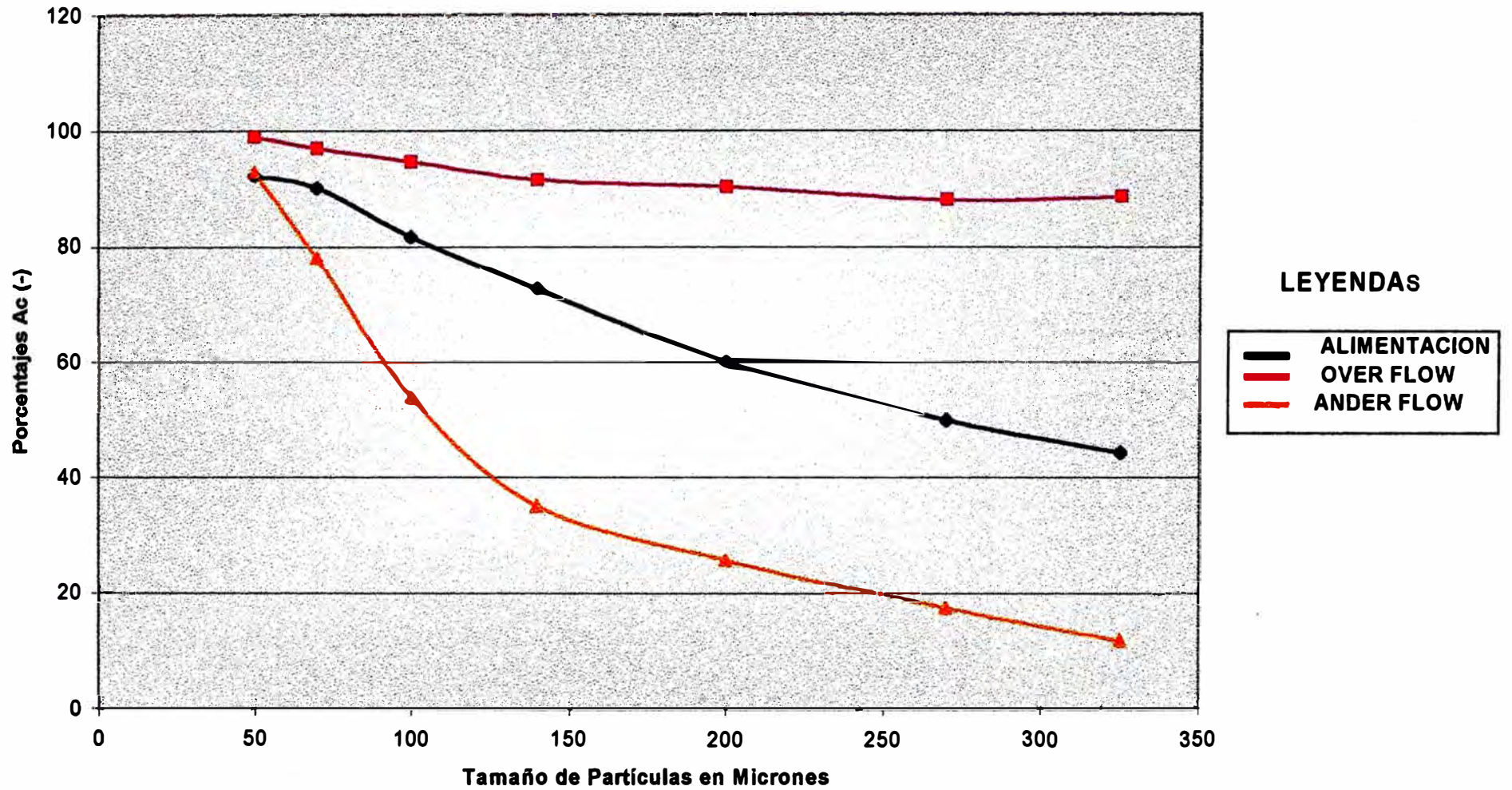
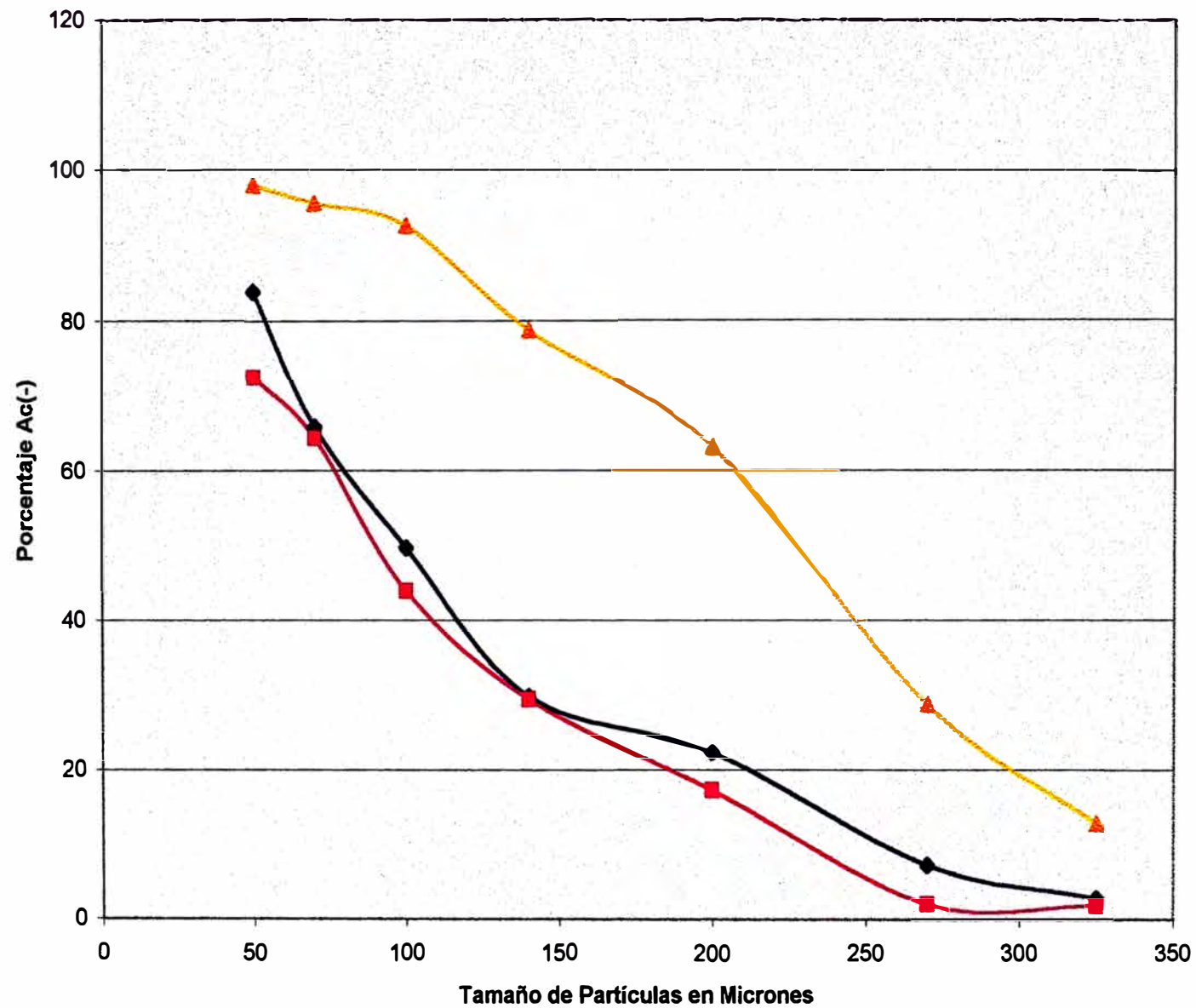


GRAFICO DE COMPARACIONES (Relave de Laguna Caballococha)



6.5 DISTRIBUCION DE SOLIDOS DE LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

La distribución de los sólidos en la alimentación está determinada por la relación entre:

Under flow (U/F) y el over flow (O/F) por consiguiente:

$$D = \frac{(U/F) \quad A - R}{(O/F) \quad d - A}$$

Donde:

D = Distribución de sólidos en la alimentación.

A = Porcentaje en peso acumulado positivo en la alimentación.

R = Porcentaje en peso acumulado positivo en el rebose.

D = En peso acumulado positivo en la descarga.

6.6 COMPOSICION MINERALOGICA DE LA LAGUNA CABALLOCOCHA

Es evidente que el conocimiento de la composición mineralógica del relave de Cabalcocha nos ayude a predecir en cierta conducta del material al medio que va rellenar las labores subterráneas.

El siguiente es la composición mineralógica de la Laguna Caballicochoa.

ANALISIS MINERALOGICO

ELEMENTOS	CDT	CFT
Carbonatos	25.0%	7.0%
Cuarzo/Feldespatos	6.0%	2.0%
Rutilo		
Limonita		
Granate	16.0%	19.0%
Diopsita	2.0%	1.5%
Tremolita		trazas
Sericita / Clorita		0.5%
Magnetita / Hematita	0.5%	2.0%
Pirita	50.0%	66.0%
Chalcopyrita	Trazas	0.5%
Pirrotita	Trazas	
Esfalerita	0.5%	1.5%
Galena		trazas
Tetraedrita		trazas

- CDT: Muestra de relaves "secos" de Caballicochoa
- CFT: Muestra de relaves "frescos" de Caballicochoa

Las dos muestras de relave tomadas en la laguna Caballicochoa son extremadamente ricas en pirita (entre

50 y 66%). Los contenidos de carbonatos (25 y 7% respectivamente) son inadecuados para neutralizar los niveles de sulfuros bajo condiciones de oxidación, lo cual hace suponer que en el largo plazo el depositar los relaves en una cancha donde el material está expuesto a condiciones de oxidación, no resulta un alternativa ambientalmente conveniente.

Los carbonatos presentes en las muestras en relave son fuertemente reactivos con ácidos diluido, lo cual indica que son predominantemente de composición calcítica. La piritita que constituye el sulfuro dominante encontrado en las muestras, es típicamente de grano grueso y del tipo bien cristalizado.

El siguiente cuadro muestra la composición mineralógica de las muestras de relave analizadas:

6.7 COMPOSICION QUIMICA DE LA LAGUNA CABALLOCOCHA

Se ha efectuado un estudio microscópico del relave final, cuya muestra son del tipo composito tomados el 30/04/98 al 07/05/98.

Las muestras fueron analizadas granulometricamente mediante tamizado.

Muestra : Relave final de planta (30/04/98 - 07/05/98)

Malla	oz/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn
+50	0.36	0.11	0.14	0.65
+70	0.42	0.11	0.14	0.747
+100	0.36	0.09	0.11	0.78
+150	0.472	0.06	0.13	0.60
+200	0.42	0.04	0.14	0.45
+270	0.48	0.04	0.14	0.30
+325	0.36	0.03	0.12	0.26
-325	0.54	0.12	0.25	0.53

* Supuestamente corresponde a la fracción +1140 de la muestra recibida.

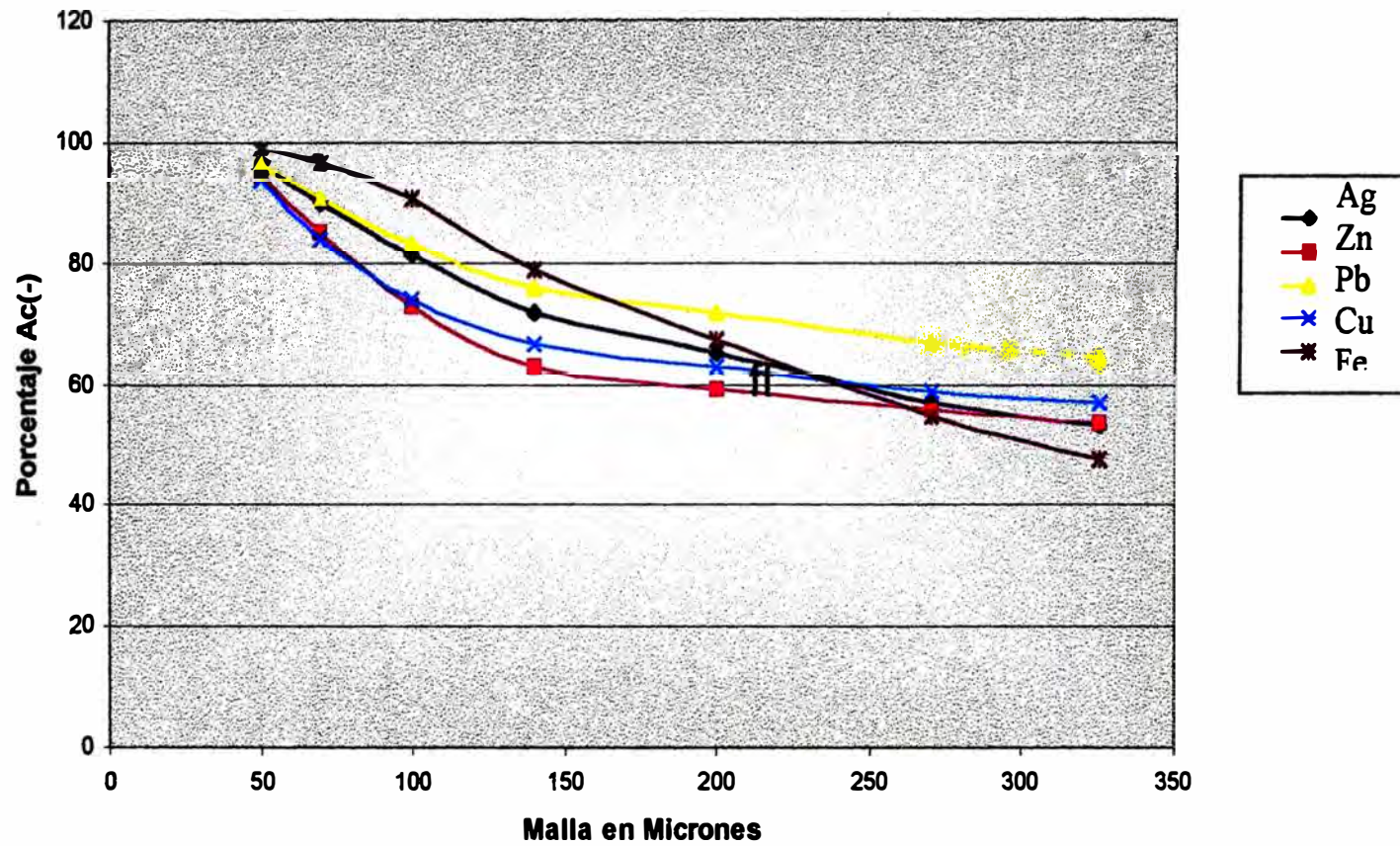
Los valores de Ag son casi parejos en los diversas fracciones con un ligero incremento hacia la más fina de estas, los valores de Cu disminuyen suave claramente de las fracciones gruesas hacia las finas, mientras que los valores de Pb son casi homogénicos en todos las fracciones con un incremento.

Pronunciado en la fracción de malla -325. Los valores de Zn presentan una variación claramente irregular en las diferentes fracciones.

MUESTRA : RELAVE FINAL DEL REPULPADO (10-09-98)

MALLA		PESO		PLATA		COBRE		PLOMO		ZINC	FIERRO		
N°	Micrones	%	Ac (-)	Oz/TM Ag	Ac (-)	%Cu	Ac (-)	%Pb	Ac (-)	%Zn	Ac (-)	%Fe	Ac (-)
50	300	4.08	95.92	0.45	96.32	0.102	94.32	0.15	96.24	0.61	93.56	2.82	98.8
70	212	7.19	88.74	0.45	89.84	0.11	85.15	0.13	90.51	0.52	83.88	3.39	96.27
100	150	10.64	78.10	0.4	81.3	0.10	72.79	0.11	83.32	0.36	73.96	5.14	90.57
140	106	12.19	65.90	0.4	71.52	0.07	62.89	0.1	75.84	0.24	66.38	9.41	78.63
200	75	8.15	57.75	0.4	64.99	0.04	59.11	0.08	71.84	0.17	62.79	12.26	67.23
270	53	9.98	47.78	0.4	56.99	0.03	55.63	0.07	66.94	0.16	58.66	13.036	54.69
325	45	5.78	72.00	0.34	53.05	0.03	53.62	0.25	64.45	0.14	56.66	11.68	47.66
-325		42	0.00	0.63	0	0.11	0	0.16	0	0.52	56.56	10.9	0
Cab. Cal		100	0.00	0.5	0	0.09	0	0.17	0	0.39	0	9.6	0
Cab. Ens				0.51		0.09				0.41	0	9.4	

GRAFICO COMPARATIVO DE ELEMENTOS EN EL RELAVE DE LA LAGUNA CABALLOCOCHA



6.8 LA PULPA Y SU CONSTITUCION

Pulpa en Minería especialmente en Metalurgia viene a ser una mezcla matemática de una porción constituida por sólidos de una granulometria casi uniforme y otro constituido generalmente por agua.

Desde que es una mezcla de sólidos y agua estos constituyentes tiene sus propiedades o características físicas propias tales como:

- Gravedad específica.
- Peso
- Volumen
- Etc.

Resultando dificultoso nominar a una determinada mezcla empleando las características propias y proporcionales de ambos constituyentes; por lo tanto se considera a la pulpa como un material completamente diferentes que tiene sus características propias como son:

Gravedad específica: densidad de la pulpa, peso y volumen

Que generalmente son referidos en porcentajes de peso o volumen de los constituyentes.

6.9 CARACTERISTICA DE LA PULPA

La pulpa presenta las siguientes características:

6.9.1 Cálculo de los volúmenes de los constituyentes

Para la determinación de los volúmenes de los constituyentes es necesario resolver los siguientes sistemas de ecuaciones:

Vs : Volumen de sólido

Va : Volumen del agua.

Gs : Gravedad específica del sólido o mineral.

Ga : Gravedad específica del agua = 1

Dp : Densidad de la pulpa o gravedad específica de una pulpa.

6.9.2 Ecuaciones de volúmenes

$$Vs + Va = 1 \text{ m}^3 \dots \text{ (pulpa)}$$

Considerando la gravedad específica del agua = 1 se tiene volumen del sólido.

$$Vs = \frac{Dp - 1}{Gs - 1} \dots \dots \dots \quad (3)$$

Volumen de agua

$$V_a = \frac{G_s - D_p}{G_s - 1} \dots\dots\dots (4)$$

Ejemplos:

Determinar los volúmenes de los constituyentes de una pulpa cuya densidad de pulpa es 1.280 kilogramo por litro y tiene una gravedad específica de los sólidos 2.6.

Volumen de sólido:

$$V_s = \frac{(1.28-1) \quad 0.28}{(2.60 - 1) \quad 1.60} = 0.175 \text{ l}$$

Volumen del agua:

$$V_s = \frac{(2.60 - 1.28) \quad 1.32}{(2.60 - 1) \quad 1.60} = 0.175 \text{ l}$$

En cualquier proceso Metalúrgico donde interviene una pulpa considerando constante o invariable las gravedades específicas de los constituyentes queda como parámetro variable de densidad de la pulpa entre los limites de 1.0 que corresponde a la gravedad

específica del agua y el valor de Gs que corresponde como Máximo superior al sólido. Por lo tanto la suma de los volúmenes de los sólidos y líquidos correspondientes a una determinada densidad de pulpa siempre será igual a la unidad.

GRAVEDAD DEL SOLIDO $G_s = 2.0$

Densidad de pulpo	Volumen del sólido (V_s)	Volumen del Agua (V_a)	Volumen Total
1.00	0.00	1.00	1.00
1.10	0.10	0.9*0	1.00
1.20	0.20	0.80	1.00
1.30	0.30	0.70	1.00
1.40	0.40	0.60	1.00
1.50	0.50	0.50	1.00
1.60	0.60	0.40	1.00
1.740	0.70	0.30	1.00
1.80	0.80	0.20	1.00
1.90	0.90	0.10	1.00
2.00	1.00	0.00	1.00

6.9.3 Concentración volumétrica (C_v)

Es la concentración en volumen de los sólidos en la pulpa: la concentración volumétrica en Metro cúbico de pulpa es:

$$CV = \frac{V_s}{1} = \frac{D_p - 1}{G_s - 1}$$

Luego se tiene:

$$D_p = 1 - C_v (G_s - 1)$$

La densidad de la pulpa del relave se ha determinado después de una serie de pruebas en un rango de 1,450-1850 gr/l.

La gravedad específico de la pulpa es el peso de un volumen de pulpa (densidad) comparando con el peso de un volumen igual de agua (1,000 gr/l).

Reemplazando se tiene:

$$C_v = (D_p - 1) / (G_s - 1)$$

Ejemplo:

$$\text{Si } D_p = 1.67 \text{ gr/l.}$$

$$G_s = 2.50 \text{ gr/l}$$

$$\rightarrow C_v = (1.67 - 1) / (2.50 - 1) = 0.372 = 37\%$$

$$C_v = 37\%$$

6.9.4 Concentración friccioneada (C)

Es la concentración volumétrica de las partículas mayores de 150 Micrones de diámetro nominal contenidos en el relave esta se obtiene del

Respectivo análisis de Malla; En caso de Nuestro estudio aproximadamente el 60% de las partículas corresponden a dicha orden se expresa del siguiente modo:

$$C = C_v \times C_{150u}$$

$$C = 0.34 \times 0.60 = 0.2$$

6.9.5 Gravedad Específica de los sólidos (Gs)

Es la Relación entre el peso de un volumen de sólidos y el peso de un volumen igual pura de agua, para el cálculo se utiliza la fiola para Muestreo de 300 gramos de arena se tiene.

$$G_s = \frac{W_m}{[W_f - W_a + W_m - W]}$$

Donde:

G_s = Gravedad específica de los sólidos

W_m = Peso de la muestra = 300 gr.

W_f = Peso de la fiola 1.00 ml = 500 gr.

W_a = Peso del agua en la fiola = 40 gr.

W = Peso de la pulpa + fiola

Luego reemplazando se tiene:

$$G_s = \frac{300}{500 - 40 + 300 - 340} = 0.71$$

6.9.6 Concentración en peso de sólidos y líquidos

La concentración expresa en porcentaje de sólidos o líquidos en peso de una pulpa es la relación porcentual del peso del líquido al peso total.

% SP = Porcentaje de sólidos en peso.

% LP = Porcentaje de líquidos en peso.

Ps = Peso de sólido

a. Porcentaje de sólido en peso.

$$\% \text{ de sólidos en peso} = (\%PS) = 100 * Ps / Gp$$

$$SP = 100 * Gs - Gp$$

Reemplazando el valor de Vs en función de Dp y Gs anteriormente se obtiene.

$$\% Sp = \frac{100 \left(\frac{Dp - 1}{Gs - 1} \right) Gs}{Dp}$$

b. Porcentaje del líquido en peso

$$\% \text{ Líquido en peso} (\% Lp) = (100 * Va * Ga) / Dp$$

Reemplazando el valor de Va en función de Dp y Gs determinado anteriormente tendremos.

$$\% Lp = \frac{100 * (Gs - Dp) * Ga}{(Gs - 1) Dp}$$

$$\% L_p = \frac{100 (G_s - D_p)}{(G_s - 1) D_p}$$

Donde:

Va = Volumen de agua.

Wa = Peso del agua.

% S_p = Porcentaje de sólido en peso.

% L_p = Porcentaje de líquido en peso.

6.10 PROPIEDADES FISICA Y MECANICAS DE LA PULPA

A. PROPIEDADES FISICAS

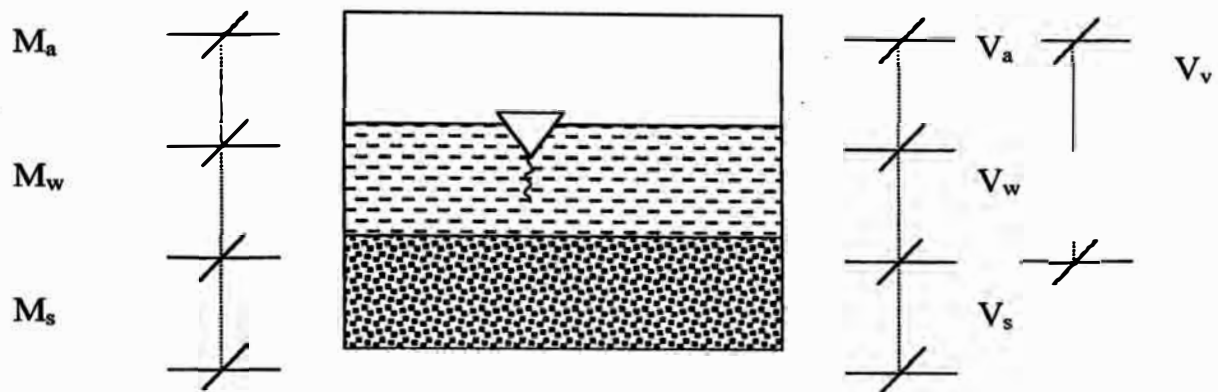
Para observar el comportamiento físico se describe lo siguiente:

1. Porosidad (n)

Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material, entendiéndose como volumen de vacíos aquella parte del volumen total no ocupado por los granos.

La porosidad se expresa en porcentaje de vacíos.

Se tiene un recipiente modelizado en fase sólida - fase líquida gaseosa en el material de relleno.



Donde:

- M_a = Masa de aire
- M_w = Masa del agua.
- M_s = Masa de sólidos
- V_a = Volumen de aire.
- V_w = Volumen de agua.
- V_s = Volumen de sólidos
- V_v = Volumen de vacíos
- V_t = Volumen total

De la figura se tiene que la porosidad se expresa en porcentajes de vacíos.

$$n = \frac{V_v}{V_t}$$

2. Relación de vacíos (e)

Esta formada por la siguiente expresión.

$$e = \frac{V_v}{V_s}$$

Los valores de "e" para relleno hidráulico empleado varía entre los siguientes valores:

RELLENO	E
Arenosas	0.6-0.9
Arena arcillosa	0.8-1.6
Arcillosa	1.5-2.5

Relación de vacíos máxima ($e_{máx}$)

Se expresa mediante la siguiente relación:

$$e_{máx} = \frac{S_s}{D_{min}} - 1$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (t/m^3)

D_{min} = Densidad mínima (t/m^3) determinado con muestra seca en el laboratorio.

Relación de vacíos mínimos ($e_{mín}$)

Puede ser calculado con la siguiente ecuación:

$$e_{mín} = \frac{S_s}{D_{máx}} (1 - W) - 1$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (Ton/m³)

D_{min} = Densidad máxima (t/m³) calculado mediante el compactador en el laboratorio.

W = Porcentaje de humedad con lo que se determina la densidad máxima.

3. Contenido de Humedad (W)

Expresado por:

$$W = \frac{M_w}{M_s} \times 100$$

Donde:

M_w : Masa de agua.

M_s : Masa de sólidos

4. Gravedad de saturación (Sr)

Definido:

$$S_r = \frac{V_w}{V_v} \times 100$$

Donde:

V_w : Volumen de Agua.

V_v : Volumen vacío

5. Cohesión (c)

Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua.

La cohesión del relleno varía si se cambia su contenido de humedad y en las arenas la cohesión es nula.

6. Fricción interna (ϕ)

Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende de la granulometría del material de la forma de las partículas y de su densidad. En caso de material fino se tendrá una fricción interna baja, en caso de arenas el ángulo de fricción interna es alrededor de 30° .

Se muestra algunos valores del ángulo de fricción interna para diferentes materiales y condiciones.

Material	Condición	
	Suelta	Densa
Arenas y gravas	33°-36°	45°-47°
Arenas medios	30°-33°	40°-45°
Arenas finas	26°-30°	32°-38°
Arenas limosas (muy finas)	25°-30°	30°-35°

B. PROPIEDADES MECANICAS

Para observar el comportamiento mecánico se debe describir lo siguiente:

1. DENSIDAD RELATIVA (D_r)

La densidad relativa expresa el estado de compactación de relleno arenoso y esta definida por la ecuación.

$$D_r = \frac{e_{m\acute{a}x} - e}{e_{m\acute{a}x} - e_{m\acute{i}n}}$$

o en función de densidades.

$$D_r = \frac{\rho_{m\acute{a}x} (e - \rho_{m\acute{i}n})}{\rho (\rho_{m\acute{a}x} - \rho_{m\acute{i}n})}$$

Donde:

$e_{\text{máx}}$ = Relación de vacíos de relleno en su estado más suelto.

$e_{\text{mín}}$ = Relación de vacíos en el estado más denso (se obtiene del laboratorio).

e = Relación de vacíos.

$\rho_{\text{máx}}$ = Densidad máxima.

$\rho_{\text{mín}}$ = Densidad mínimo.

ρ = Densidad de relleno.

La densidad relativa es función de tres factores principales:

a. Forma de los granos:

- Partículas angulares tiende a tener una densidad relativa baja.
- Es difícil ejercer control sobre este factor por los finos.

b. Granulometria:

- Factor de mayor influencia en la densidad relativa.

- El material debe ser bien graduado de tal forma que se reduzca los espacios vacíos.

c. Deposición del relleno:

- Influye en la densidad relativa.
- Permite que los granos se acomoden en forma de arcos los cuales ante una presión o vibración tienden a reordenarse y ocupar más eficientemente los espacios.

2. EFECTO DEL AGUA EN EL RELLENO HIDRAULICO

El agua puede presentarse en el relleno hidráulico en dos formas:

- A : En forma de películas alrededor de los granos.
- B : Ocupando parte a todos los vacíos entre los granos.

Si los vacíos están completamente llenos con agua, el relleno, está saturado y la mezcla se dice que es continua si los vacíos están parcialmente llenos, la mezcla es discontinua formando cuñas de agua entre los granos adyacentes y películas de mezcla alrededor de ellas.

Muchos de los rellenos hidráulicos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente. Estas superficies pueden ser engañosos ya que las tensiones capilares tienden a consolidar la superficie del relleno haciendo que el relleno aparezca más firme de lo que es en profundidad.

3. CONSOLIDACION

Termino empleando para describir un cambio de volumen debido a una carga constante a medida que transcurre el tiempo.

La consolidación se diferencia de la compresión en que está hay un cambio de volumen debido al incremento de carga.

El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estáticas tales como las que ocurren cuando el tajeo tiende a cerrarse, esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que en rellenos densos tienden menor tendencia a consolidarse bajo cargas estáticas.

Después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria más lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

4. COMPACTACION

Es la densificación artificial de los suelos, los materiales cohesivos se comportan mejor bajo cargas dinámicas, la eficiente compactación de estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos en relación al contenido de agua del material.

5. CEMENTACION

La cementación de los rellenos hidráulicos puede tomar tiempo, es decir, horas, meses y años dependiendo principalmente de la composición del relleno.

La desventaja para cementación en corto tiempo son las altas temperaturas debido a las oxidaciones.

6. COMPRESIBILIDAD

Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea.

Rara vez, se comprime más de 20% varían generalmente entre 5% y 10%.

RESISTENCIAS DEL RELLENO ARENAS Y ARCILLOSAS

Características	Arenas	Arcillas
Relación de vacíos	Baja	Alta
Cohesión	Baja	Acentuada función de la humedad
Fricción interna	Alta	Baja
Compresibilidad	Ligera	Alta, función del tiempo
Permeabilidad	Variable	Impermeable



FACTORES TECNICOS PARA EL PROCESO DE OPERACION EN EL REPULPADO



CAPITULO VII

FACTORES TECNICOS PARA EL PROCESO DE OPERACIÓN EN EL REPULPADO

7.1 CALIDAD DEL RELAVE PARA EL REPULPADO

De las diferentes propiedades para evaluar la calidad de relave para relleno hidráulico los siguientes fueron suficientes para una buena selección.

Para el proceso operativo se tiene en cuenta factores tales como: caudal de pulpa, determinación de velocidad crítica, perdida por fricción, velocidad de percolación y el coeficiente de uniformidad.

7.2 CONCEPTOS BASICOS

7.2.1 Caudal (GPM) :

El caudal o gasto se entiende a la producción cuantificada de pulpa a partir de una capacidad diaria de tratamiento de sólido expresado en toneladas secas por día.

El sólido tiene gravedad específica conocida al cual se le adiciona convenientemente una porción de agua para formar una mezcla de sólido - líquido el cual tendrá una densidad de pulpa pre establecida y que a su vez tiene propiedades físicas de un fluido por lo tanto se obtiene un volumen constante que contabilizado en medida volumétrica. Se lleva a obtener un caudal parejo que se denomina "gasto" cuya unidad conocida está dada en Galones de pulpa por minuto (G.P.M)

$$\text{GPM} = \frac{440.335 \text{ TPH}}{D_p \times \% SP}$$

Donde:

TPH : Toneladas por hora.

D_p : Densidad de pulpa.

S_p : Gravedad específica de sólido.

440.335 cte.

7.1.2 VELOCIDAD CRITICA VC:

La velocidad critica o velocidad mínima se define con el promedio de velocidades bajas o limites que permiten que una partícula durante su transporte en un medio líquido no se sedimente. Una velocidad de viaje de la partícula menor a su velocidad crítica significa una deposición de este por sedimentación.

Frente al fenómeno de atoramiento de tuberías y graves consecuencias que perjudican el normal desarrollo operativo del transporte de este tipo de mezcla brota la necesidad de conocer la velocidad crítica de las partículas sólida en función del diámetro de tubería y el grado de dilución de la pulpa.

Es por el cual los investigadores Durand y Condolios formularon una ecuación, donde se da los siguientes parámetros.

$$V_C = F_L \sqrt{2g\phi \left(\frac{D_{\text{Relleno}} - D_{\text{Agua}}}{D_{\text{Agua}}} \right)}$$

Donde:

- V_C : Velocidad críticam/seg.
- F_L : Constante dimensional función del "d" de partículas y "Cv".
- ϕ : Diámetro de tuberíasPies.
- D_{Relleno} : Gravedad específica de los sólidos.... gr/l.
- D_{Agua} : Densidad de agua..... gr/l.
- g : Aceleración de la gravedad...32.2 pies/seg².
- C_v : Porcentaje de sólidos en volumen.....%

En análisis de malla permite determinar en las curvas de Durand - Condolios el factor F_L en función de "d" y "C_v".

d = Tamaño de partículas en (mm)

C_v = Concentración volumétrica en %.

7.2.3 COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD:

El coeficiente de uniformidad esta definido como la razón del diámetro de la partícula más grande que se encuentra en el 60% de fracción acumulativo (-) de material al diámetro de la partículas de mayor tamaño presente en el 10% de fracción acumulativo (-) del material.

$$Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}}$$

Donde:

Cu : Coeficiente de uniformidad.

D₆₀ : Diámetro de la partícula más grande que se encuentra en el 60% de fracción acumulativa (-) del material.

D₁₀ : Diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de fracción acumulativa (-) de material.

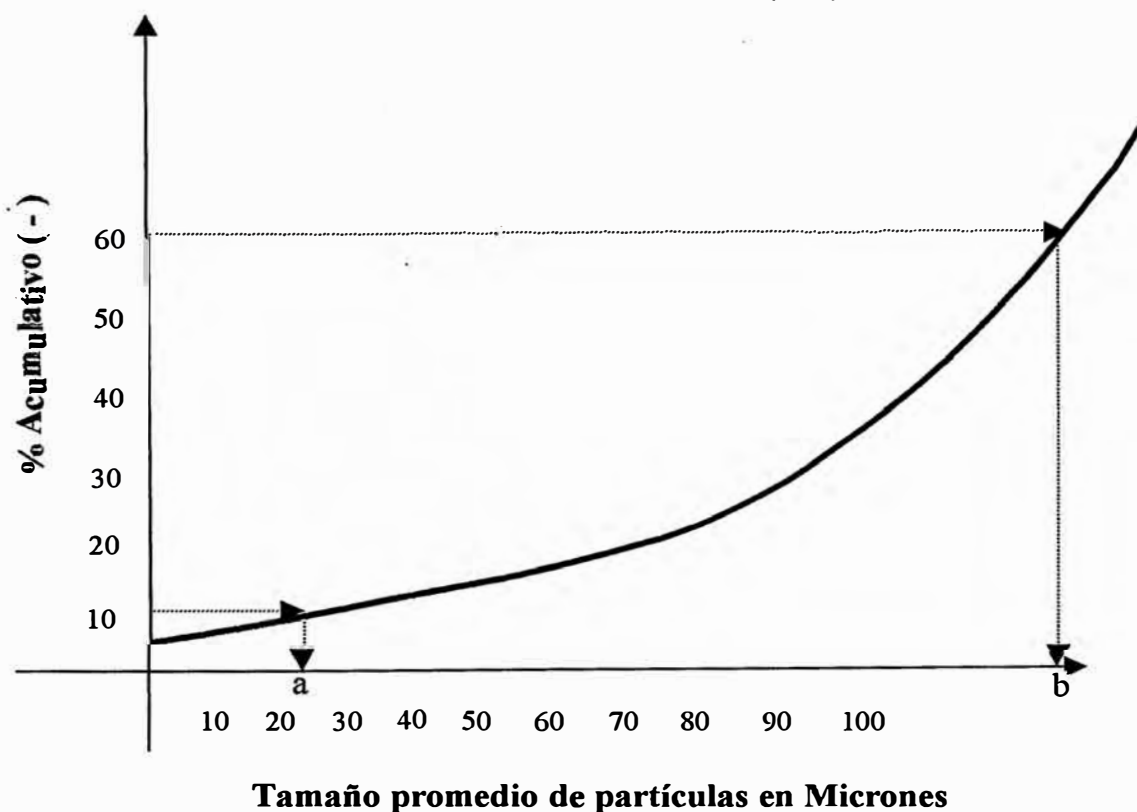
* El coeficiente de uniformidad exclusivamente es función de la granulometría del material del relleno.

Por estadística se ha podido fijar que el C_u más apropiado para relleno hidráulico está entre 4 a 5.

Si $C_u > 5$: Manteniendo el valor de D_{60} cte. significa que el valor de D_{10} con respecto a D_{60} es pequeño esto indica la gran cantidad de partícula fina causa la difícil percolación del agua.

Si $C_u < 5$: para la misma condición el valor de D_{10} ha aumentado esto indica la presencia de una poca concentración de partículas finos en el material pues la percolación del agua es mayor con tendencia a producción del fenómeno de EMBUDO.

CURVA PARA DETERMINAR EL COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (C_u)



LA VELOCIDAD CRITICA EN (pies/seg)

$$V_L = F_L \sqrt{2gD \frac{\rho_s - \rho}{\rho}}$$

DONDE:

V= VELOCIDAD CRITICA

F= Parametro que depende de G y de 'd' (adimensional)

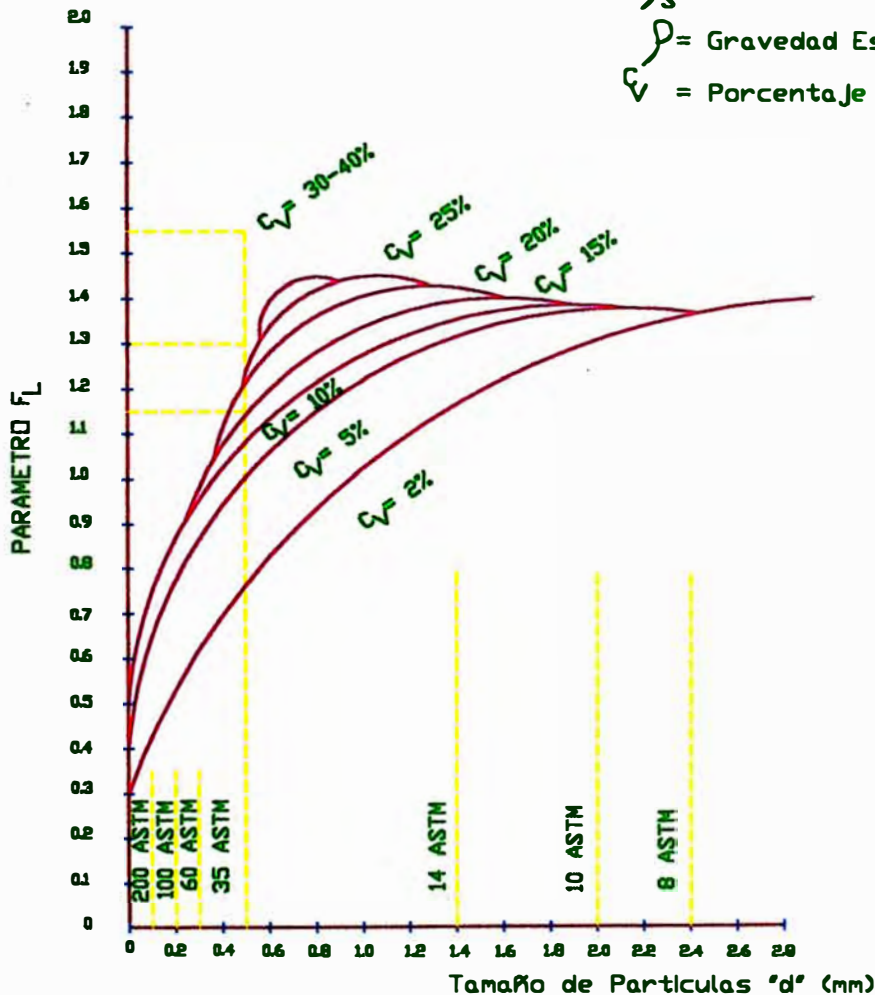
g= Aceleracion de la Gravedad (32.2 pies/seg)

D= Diametro del Tubo (pies)

ρ_s = Gravedad Especifica del Solido

ρ = Gravedad Especifica del Liquido

C_v = Porcentaje de Solidos al Volumen



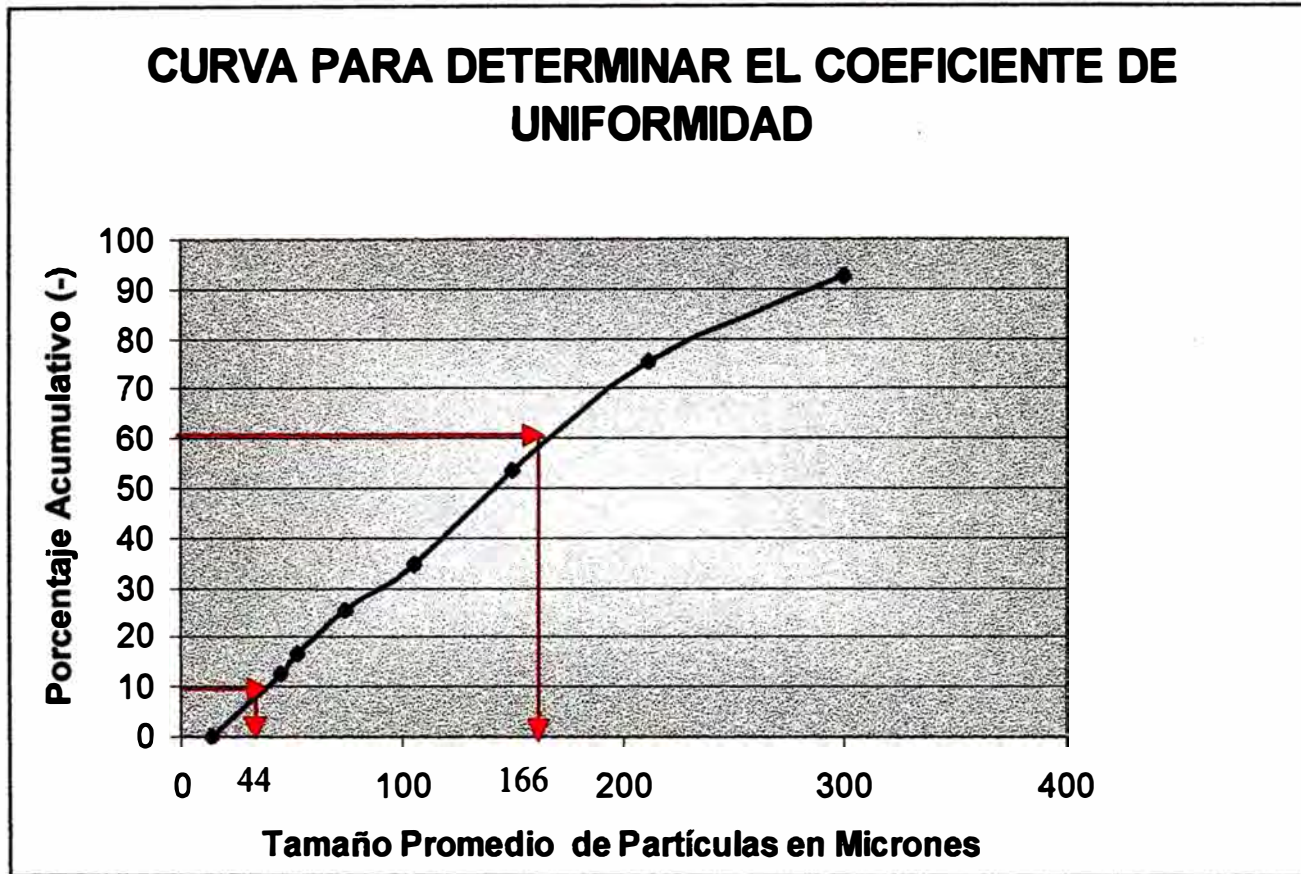
F_L como Funcion del Tamaño de Partículas (d) y de la Concentracion (C_v)

DURAND Y CONDOLIOS		CIA. MINERA RAURA S.A	
		NDA :	
		CVL :	
		LABR :	
		ESCALA : 1 : 500	
APROBADO :		FEDER :	RECIBO :

CAPITULO VII

ANALISIS DE MALLA PARA EL CALCULO DEL COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD EN EL UNDERFLOW

MALLA	DIAMETRO MICRONES	CABEZA				OVERFLOW				UNDERFLOW			
		PESO	%	Ac(+)	Ac(-)	PESO	%	Ac(+)	Ac(-)	PESO	%	Ac(+)	Ac(-)
50	300	16.534	8.27	8.27	91.73	1.039	0.52	0.52	99.48	14.727	7.360	7.36	92.64
70	212	5.280	2.64	10.41	89.09	3.187	1.54	2.11	97.89	34.468	17.23	24.59	75.41
100	150	15.998	7.99	18.9	81.10	5.400	2.70	4.81	95.12	44.18	22.09	46.68	53.32
140	106	21.761	10.88	29.78	70.22	3.651	1.83	6.64	93.36	37.775	18.89	65.57	34.43
200	75	22.266	11.13	40.91	59.09	1.756	0.88	7.52	92.48	18.268	9.13	74.70	25.30
270	53	21.968	10.98	51.89	48.11	1.399	0.69	8.21	91.79	17.554	8.78	83.48	16.52
325	45	8.577	4.29	56.18	43.82	4.354	2.19	10.4	89.60	7.55	3.78	87.26	12.74
-325	14.2	87.614	43.82	100.00	0.00	179.21	89.6	100.00	0.00	25.476	12.74	100.00	0.00



Del gráfico $Cu = 4.5$
 Donde Cu está en el rango de 4 - 5.

7.2.4 VELOCIDAD DE PERCOLACION

Esta prueba está dirigido a medir la bondad del material en base a la rapidez con que el agua circula en la masa del relleno de arriba hacia abajo por acción de la gravedad.

$$V_{Per} = \left(\frac{(D_{10} \times 6)}{100} \right)^2$$

Donde:

D_{10} : Diámetro de partícula en micrones.

V_{Per} : Velocidad de percolación cm/hr.

100,6: Constante.

En caso de relleno hidráulico el coeficiente de permeabilidad o velocidad óptima estadísticamente comprobado es de 10 cm/hr los valores mayores o menores acarrearán perjuicios.

Velocidad inferior a 3 cm/hr ocasiona eliminación de agua sumamente lenta.

Velocidad superior de 20 cm/hr da lugar a la creación del fenómeno de "Embudo", consiste en formación de conductos pequeños en el interior del relleno mediante el cual fluye pulpa a velocidades altas ensanchando progresivamente hasta derrumbarse.

7.2.5 CALCULOS PRACTICOS

RESULTADOS DE DATOS DE REPULPADO

	TMS	DENSIDAD	%SOLIDOS	SP GR	GPM	%DISTRIB.
Alimentación	74.798	1450	22.54	3.43	1228	100.00
Overflow	31.881	1090	12.04	3.20	1072	42.62
Underflow	42.917	1340	66.95	6.62	320	57.38

1. Cálculo del caudal (Q)

Se empleó un cilindro con los siguientes dimensiones.

r = Radio 0.285m

H = Altura 0.87m

T_{Llenado} = 11 segundos

Volumen = $\pi r^2 H$

Vol. = $3.1416 \times (0.285)^2 \times 0.87 = 0.222 \text{ m}^3$

Donde:

$$Q_{\text{Caudal}} = \frac{0.222 \text{ m}^3}{11 \text{ seg}} \times \frac{60 \text{ seg}}{1 \text{ min}} = 1.21 \text{ m}^3 / \text{min}$$

$$Q = 1.21 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} \times \left(\frac{999.972 \text{ lts}}{1 \text{ m}^3} \right) \times \left(\frac{1 \text{ gal}}{3.783434 \text{ lts}} \right) = 319.63 \text{ Gal} / \text{min}$$

$$Q = 320 \text{ GPM}$$

2. Velocidad crítica (V_c):

$$V_c = F_L \sqrt{2g\phi \left(\frac{D_{\text{Relleno}} - D_{\text{Agua}}}{D_{\text{Agua}}} \right)}$$

Donde:

- V_c : Velocidad críticam/seg.
- F_L : Constante dimensional función del "d" de partículas y "Cv".
- ϕ : Diámetro de tuberíasPies.
- D_{Relleno} : Gravedad específica de los sólidos gr/l.
- D_{Agua} : Densidad de agua.....gr/l.
- g : Aceleración de la gravedad...32.2 pies/seg².
- C_v : Porcentaje de sólidos en volumen%

Se tiene:

$C_v = 35\%$, $d = 0.05$ mm. de la tabla de Durand, se obtiene :

F_L : 1.56.

G : 9.81 m/seg²

ϕ : 6" (Pulg) x $\frac{0.254}{1 \text{ pulg}}$ = 1.52 m

$D_{\text{Relleno}} = D_{\text{underflow}} = 1.340$ gr/l

$D_{\text{Agua}} = 1000$ gr/l

Remplazando valores se tiene:

$$V_C = 1.56 \sqrt{2 \times 9.81 \times 1.52 [(1340 - 1000) / 1000]}$$

$$V_C = 4.97 \text{ m / seg}$$

3. Velocidad de Percolación

$$V_{per} = \left(\frac{(D_{10} \times 6)}{100} \right)^2$$

Donde:

V_{per} : Velocidad de percolación en cm/hr.

D_{10} : Diámetro de partícula de mayor tamaño presente en el 10% de fracción acumulativa de material = 44

100 : Constante.

6 : Constante.

Reemplazando valores:

$$V_{per} = \left(\frac{(44 \times 6)}{100} \right)^2 = 6.9 \text{ cm / Hr.}$$

4. Perdida de Carga por Fricción

La pérdida de carga por fricción de un flujo, sólido - líquido tiene un comportamiento diferente al de un fluido puro y esta diferencia está en función de la concentración, el tipo de los partículas y las velocidades de flujo.

El aumento de la concentración de la mezcla implica un aumento de la pérdida de carga.

- El aumento de la velocidad homogeniza la suspensión haciendo similares las pérdidas de carga de la mezcla, con las pérdidas de carga de un líquido puro. Teniendo como fundamento teórico el aumento de la cantidad de movimiento de las partículas dando como consecuencia de que la viscosidad sea constante.
- Si la velocidad disminuye el proceso de sedimentación, provoca un aumento de la pérdida de carga de la mezcla.

Nota:

- Se acepta que la pérdida de carga aproximadamente es igual a la pérdida de carga del agua limpio siempre y cuando la densidad de la mezcla sea menor que 1400 gr/l.
- La publicación de The Transportation of Solids In Steel Pipelines. De Colorado School of Mines aceptan fórmulas diferentes que son funciones de varias características de la mezcla y del fluido

que resulta una pérdida de carga, mucho mayor que la del agua limpio, dichas fórmulas son empíricas.

Para los problemas prácticos de la pérdida de carga en tuberías por fricción se utilizan la ecuación de Darcy-WEISBACH y la derivación de éstos con datos experimentales que es la ecuación de Hazen & Willians.

Como:

$$h_{(f)} = f \frac{L}{D} \times \frac{V^2}{2g}$$

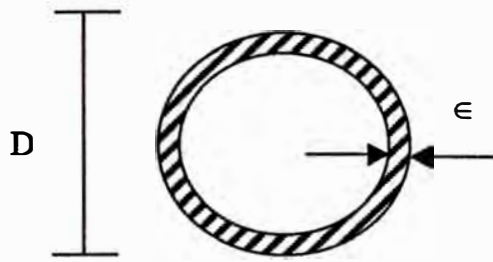
Donde:

- h(f) : Pérdida de carga en metros (m).
- f : Coeficiente de rozamiento.
- L : Longitud de tubería en metros (m).
- D : Diámetro de tubería en metros (m).
- V : Velocidad media del fluido.
- g : Aceleración de la gravedad = 9.81 m/seg².

Nota:

- f : Coeficiente de fricción: Sin dimensiones es función del número Reynols y de la rugosidad relativa.

Asperesas del tubo:



D : Diámetro de tubería.

ε : Rugosidad activa.

$\frac{\epsilon}{D}$: Rugosidad relativa.

Caudal : 320 GPM x 1 min./60 seg. X 3.7853 l/1g

Caudal = 20 l/seg.

Diámetro : 1.52 m

L : 300 m

$$V = \frac{Q}{A} = \frac{320 \text{ gal / min}}{\pi r^2} = \frac{320 \text{ gal / min} \times \frac{0.003783 \text{ m}^3}{1 \text{ gal.}} \times \frac{1 \text{ min.}}{60 \text{ seg.}}}{3.1416(3 \times 0.0254)^2}$$

$$V = 1.10 \text{ m/seg.}$$

Luego:

Del Monograma con $\frac{\epsilon}{D} = 0.0001 \text{ a } 0.050$

Se obtiene $f = 0.026$

Reemplazando:

$$h_f = 0.026 \times \frac{300 \text{ m}}{2.52 \text{ m}} \times \frac{(1.10 \text{ m / seg})^2}{2 \times 9.81 \text{ m / seg}^2}$$

$$h_f = 0.31 \text{ m}$$

CONTROL DE DENSIDAD DE RELLENO HIDRAULICO

(REPULPADO)

FECHA : 14 - 08- 98 Guardia/Noche
 NIVEL : 16 - 08 - 98 Guardia/Noche
 LABOR : 570

Relave utilizado de CABALLACOCHA

Nº	Hora	Control de Densidad	% Sólidos
1	9 p.m.	1350 g/l	48
2	11 a.m.	1300 g/l	47
3	1 a.m.	1360 g/l	47
4	3 a.m.	1390 g/l	46
5	8 p.m.	1300 g/l	48
6	10 p.m.	1430 g/l	49
7	12 a.m.	1450 g/l	52
8	2 a.m.	1400 g/l	50
9	4 a.m.	1400 g/l	51
10	6 a.m.	1450 g/l	50

Datos tomados cada 2 horas. Dos guardias diferentes

Total hrs Bombeados por BOMBA TOYO: 8.0 hrs.

**CONTROL DE DENSIDAD DE RELLENO HIDRAULICO
(RELAVE DE PLANTA - CABALLOCOCHA)**

FECHA : 5 - 6- 98
NIVEL : 526
LABOR : C - 11

N°	Hora	Control de Densidad	% Sólidos
1	8.00	1840 gr/l	59
2	8.30	1860 gr/l	62
3	9.00	1850 gr/l	60
4	9.30	1830 gr/l	57
5	10.00	1860 gr/l	62
6	10.30	1830 gr/l	54
7	11.00	1840 gr/l	54
8	11.30	1820 gr/l	60
9	12.00	1820 gr/l	56
10	12.30	1850 gr/l	60

Datos tomados cada 30 minutos.

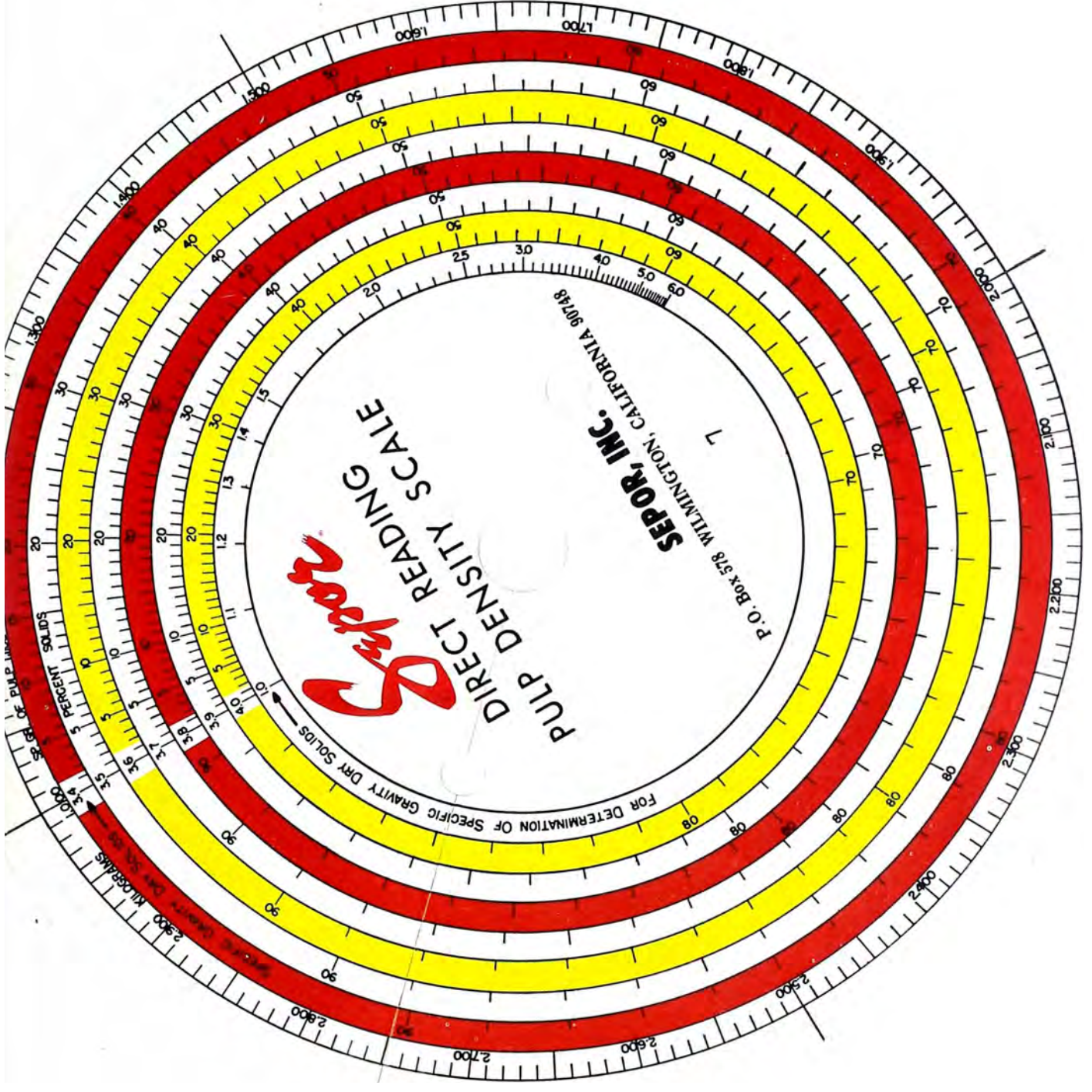
Total de horas bombeadas BOMBA MARS: 4.30 hrs.

COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.

PLANTA CONCENTRADORA

ESTADISTICAS COMPARATIVA

DESCRIPCION	PROM-98	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO
Rellenado en la Mina m3	11014	11599	6791	12061	11294	12374	11966.61
Tonelaje horario relleno Ton/H	48.15	65.74	33.88	49.67	45.27	53.31	54.11
Tonelaje relleno TMS	21257.54	228.86	13107	23278	21797	23882	23096
Metros cúbicos horario rellenos m3/H	24.95	24.33	17.55	25.68	23.46	27.62	28.04
Total Operación bomba Mars Hrs.	439.52	424.43	386.85	469.6	481.45	447.95	426.81
Total Operación bomba Mars %	60.68	57.05	57.57	63.12	66.87	60.21	59.28
Densidad de Bombeo 8. Mars Grs./l.	1858	1870	1865	1850	1850	1850	1860.00
Relave clasificación relave de Planta U/F TMS.	17182	183.3	15402	17416	17743	18935	15283.8
Relave clasificación relave de Planta U/F %	39.54	39.54	39.54	39.54	39.54	39.54	39.54
Clasificación relave de Planta Hrs.	534.50	525.00	431.00	552.00	598.00	623.00	478.00
Clasificación relave de Planta %	73.68	70.55	64.14	74.19	83.05	83.74	66.89
Repulpado, tonelaje de diseño Ton/H.	92.35	92.35	92.35	92.35	92.35	92.35	92.35
Repulpado, Bombeo Toyo DP-30 Hrs.	347.21	300.92	331.00	488.10	344.23	349.13	269.86
Repulpado, tonelaje Efectivo TMS	24452	4073	-2295	5861	4055	4947	7812
Repulpado, volumen Efectivo m ³	12670	2110	-1189	3037	2101	2563	4048
Repulpado, tonelaje Efectivo Ton/H.	12.25	13.53	-6.93	12.01	11.78	14.17	28.95
Eficiencia de repulpado %	13.27	14.66	-7.51	13.00	12.75	15.34	31.35



SEPOR

**DIRECT READING
SCALE**

SEPOR, INC.
P.O. Box 578 WILMINGTON, CALIFORNIA 90748

FOR DETERMINATION OF SPECIFIC GRAVITY DRY SOLIDS



TRANSPORTE Y PROPIEDADES DE LA PULPA



CAPITULO VIII

TRANSPORTE Y PROPIEDADES DE LA PULPA

8.1 TRANSPORTE DE PULPA

El transporte de agua fresca es un transporte hidráulico muy común, pero si a éste le agregamos una cantidad de sólidos granulados creamos un nuevo régimen de flujo de fluidos.

La adición de sólidos al flujo de agua crea un nuevo campo de parámetros que son importantes en el transporte de sólidos por tuberías y estos por naturaleza forman un compuesto estable de un mediano fluido de sólidos y agua.

El transporte de sólidos en tuberías conceptualmente es un flujo que usa agua como fluido transportante y partículas sólidos como elementos transportados.

8.2 PROPIEDADES DE LOS FLUIDOS

La materia tal como la conocemos es sólida o fluida.

- El flujo de los ríos y los arroyos en su cauce.
- La circulación de la sangre en nuestras venas y arterias.
- Etc.

Son una gran parte de las expresiones de las leyes de la mecánica de fluidos.

8.2.1 Definiendo la propiedad.

A. Fluidos : Sustancia capaz de fluir, esto se interpreta que una sustancia cuando se encuentra en equilibrio estático no puede soportar las fuerzas tangenciales o de corte. Esto generalmente se adoptan al recipiente que lo contiene.

B. Masa : Relación que existe entre el peso de un cuerpo y la aceleración a la gravedad.

$$\text{Masa} = \frac{\text{Peso}}{\text{Aceleración}}$$

C. Presión : Es la relación de la resultante de las fuerzas moleculares que actúan sobre una

superficie entre el área de esta superficie.

$$\text{Presión} = \frac{\text{Fuerza}}{\text{Area}}$$

D. **Peso específico:** Es el peso de la unidad de volumen.

$$\text{Peso específico} = \frac{\text{Peso}}{\text{Volumen}}$$

E. **Densidad** :Es la relación de la masa en la unidad de volumen.

$$\text{Densidad} = \frac{\text{Masa}}{\text{Volumen}}$$

F. **Compresibilidad:** Es la relación de su masa a grandes presiones.

$$1 \text{ Atmósfera (al nivel del mar)} = 1.033 \text{ Kg/cm}^2$$

G. **Módulo de elasticidad** : Es la relación del esfuerzo unitario entre la deformación unitaria.

$$\text{Elasticidad} = \frac{\text{Esfuerzo unitario}}{\text{Deformación unitario}}$$

H. **Adherencia** :Fuerza de atracción entre dos moléculas de distintos cuerpos.

I. **Cohesión** :Fuerza de atracción entre dos moléculas de un mismo cuerpo.

J. Tensión superficial : Es el trabajo que debe realizarse para llevar a un número suficiente de moléculas desde el interior de una masa hacia la superficie para crear una nueva superficie.

K. Coeficiente de uniformidad : Nos indica la razón del diámetro de partícula

8.3 FLUJO HIDRAULICO

El flujo hidráulico generalmente se desarrolla a lo largo de métodos experimentales o empíricos y principios de energía que se aplican en la solución práctica de los problemas de flujos en tuberías debido a esto tenemos dos clases de flujos.

8.3.1 Flujo Laminar:

En el cual las partículas fluidas se mueven en trayectoria paralelas, formando conjunto de ellos capas o laminas.

El flujo laminar esta gobernada por la ley que relaciona la tensión constante con la velocidad de deformación angular, donde la viscosidad de fluido es

la magnitud física predominante y su acción amortigua cualquier tendencia a la turbulencia.

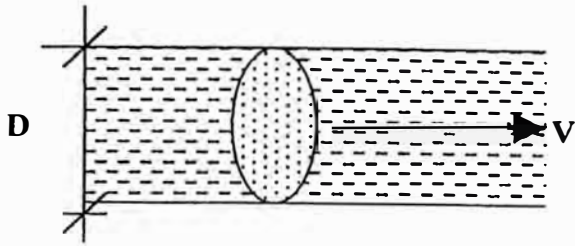
8.3.2 Flujo turbulento:

Es en el cual las partículas fluidas sólidas se mueven en forma desordenada en todas las direcciones, siendo imposible conocer la trayectoria de las partículas sólidas individualmente.

Sin embargo para transportar sólidos debemos tener un flujo turbulento que en condiciones laminares permita el transporte ya que la turbulencia arremolina las partículas ayudándolas a mantener en suspensión.

8.4 NÚMERO DE REYNOLDS

El número de Reynolds que tiene en cuenta la velocidad entre el fluido que circula y el material que lo envuelve una dimensión típica (diámetro, profundidad, etc.) y la viscosidad cinemática del fluido.

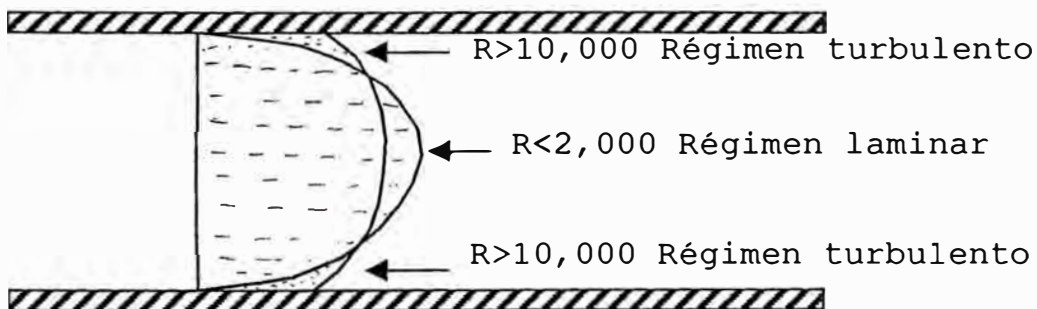


$$R = \frac{\rho V D}{\eta}$$

Donde:

- ρ : Peso específico del fluido (gr/cm^3).
- V : Velocidad promedio en la sección circular (m/s).
- D : Diámetro del tubo (m).
- η : Viscosidad cinemática (m^2/s).

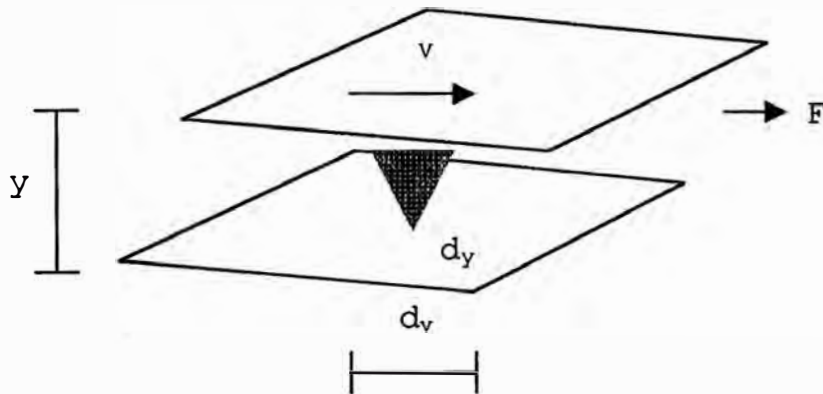
REPARTICION DE LAS VERTICES EN UNA TUBERIA



* $2,000 < R < 10,000$: existe zona de inestabilidad por el cual la naturaleza del régimen depende de la rugosidad de la pared, de turbulencias ínfimas, etc.

8.5 VISCOSIDAD

Esta es una propiedad que determinan la resistencia de fluido a las fuerzas cortantes.



Geométricamente:

$$\frac{V}{y} = \frac{d_v}{d_y}$$

$$F \propto \frac{V}{y}$$

$$Z = \frac{F}{A}$$

$$Z = \mu \frac{d_v}{d_y}$$

$$\mu = Z / \left(\frac{d_v}{d_y} \right)$$

μ = Viscosidad absoluta

Z = Tensión o es fuerza de corte.

Unidades de viscosidad absoluto.

Sistema M.K.S.

$$\frac{\text{Kg. Seg.}}{\text{m}^2} = \text{Pascal}$$

Sistema C.G.S.

$$\frac{\text{Dina. Seg.}}{\text{cm}^2} = \text{Poise}$$

8.6 CORROSION Y ABRASION DE TUBERIAS

La vida de una tubería de como se mantiene las paredes de la tubería que estructuralmente debe de ser sólida con la suficiente resistencia a las presiones interiores causados por el flujo.

El desgaste del interior de una tubería que transporta mezclas se debe generalmente a los Mecanismos de Corrosión y Abrasión.

8.6.1 CORROSION

Llamada corrosión electroquímica que es originada por el ataque químico en las paredes de la tubería causada por la acidez de la mezcla (PH de la pulpa) los oxígenos libres en la mezcla o por los reactivos usados en la composición de la mezcla.

La intensidad de la corrosión es muy grande generalmente en la entrada de las bombas y decrecen en el flujo de las tuberías pues consumen oxígeno libre. Además existe corrosión debido a la electrólisis.

Los métodos protección para tuberías de fierro son de protección catódica (corrosión externa), y mantener la pulpa con un pH alto, o considerar un espesor adimensional por efecto de corrosión interna : 0.025 a 0.075 mm. por año.

8.6.2 ABRASION

Es el debilitamiento de los paredes internas de la tubería debido al choque y frotamiento de los partículas sólidas sobre la superficie de la tubería.

Con la finalidad de minimizar el desgaste por abrasión se recomienda.

Emplear tuberías de fierro con revestimiento interno de caucho plástico.

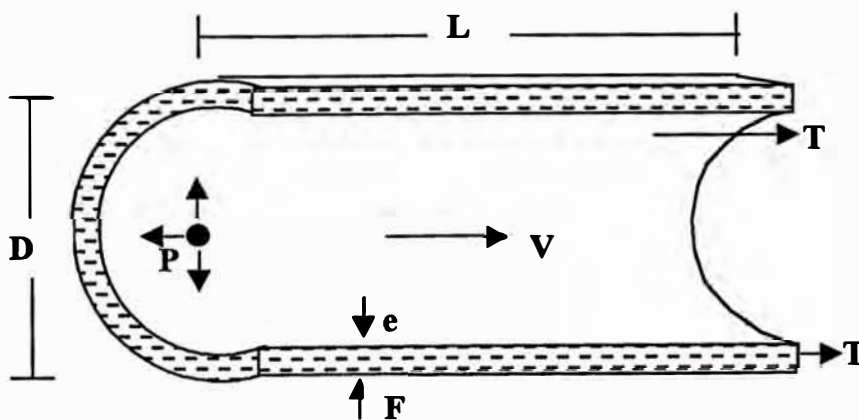
Debido a la presión flexible se utiliza tubería de polietileno de alta densidad.

8.7 PRESION INTERNA EJERCIDA POR TRANSPORTE DE SOLIDOS EN TUBERIAS

La presión interna es generalmente producido por el choque de las partículas sólidas entre si como contra las paredes interiores de la tubería.

El empuje hidrostático sobre una superficie cilíndrica es un factor determinante para poder calcular el espesor permisible de la tubería en el transporte hidráulico de los sólidos.

Gráficamente:



$$EH = PD L \dots\dots\dots (1)$$

$$EH = 2T \dots\dots\dots (2)$$

De ecuación 1 y 2 se tiene:

$$PDL = 2 e LF$$

$$e = \frac{PD}{2F} (m.m)$$

Donde:

- e = Espesor mínimo de tubería
- P = Presión en la tubería o máximo presión de impulso.
- D = Diámetro de la tubería.
- F = Esfuerzo unitario permisible del material de la tubería.
- EH = Empuje Horizontal
- V = Velocidad de fluido
- L = Longitud de tubería

8.8 PERFIL Y GRADIENTE HIDRAULICA

Los mapas topográficos con curvas de nivel y con relieves que cubren el área entre la secciones terminales y las estaciones de bombeo son rutas usadas en las instalaciones y el transporte de sólidos a la mina subterránea.

Se tiene en consideración que la ruta seleccionada para el transporte de sólido o pulpa es una distancia corta realizando accesos para la instalación de tuberías y las gradientes de las inclinados debajo del ángulo de talud natural.

8.8.1 PERFIL HIDRAULICO

Dentro y fuera de la Mina la tubería está formada de elementos rectos, horizontales, verticales y inclinados y también por codos suaves y bruscos donde los diámetros también pueden ser diferentes pero se conoce la equivalencia que hay pérdidas de carga.

El perfil de la tubería con datos tomados de las mejoras topográficos y se localizan las elevaciones en intervalos de longitud constante entre los puntos terminales (generalmente 300 metros a 100 pies).

8.8.2 GRADIENTE HIDRAULICA

Es la línea imaginaria que representa la "carga de presiones" en cualquier punto del eje de una tubería es decir, indica por su descenso vertical, la cantidad de carga perdida entre dos puntos de la tubería con tal que la velocidad en dichos puntos sea la misma considerándose un mismo diámetro.

Si la gradiente hidráulica se encuentra en todo momento por encima del perfil hidráulico es posible efectuar el relleno con tubería llena desde el inicio en alimentación hasta el final de descarga.

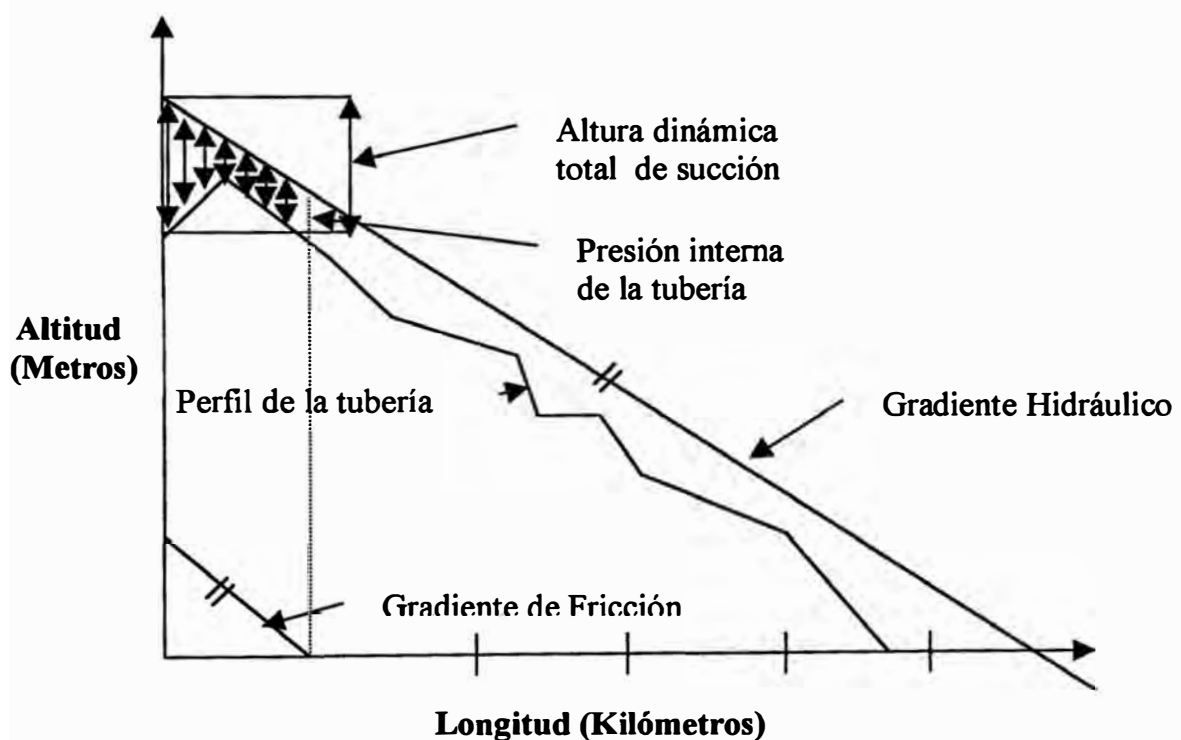
Sobre el perfil de la tubería se coloca la inclinación de la tubería representada por la pérdida de carga por fricción y que será la gradiente encontrada.

f = Unidad de longitud por 100 unidades de longitud.

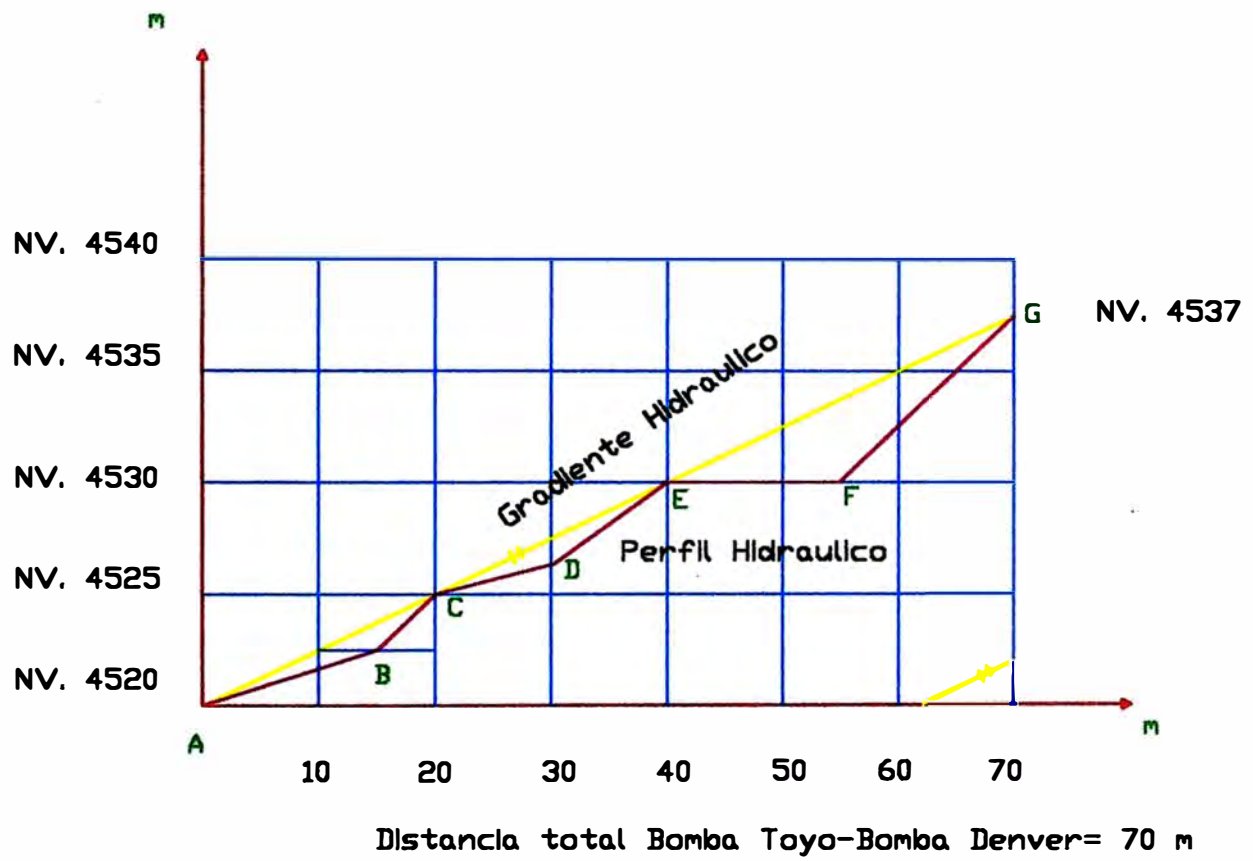
f_1 = Gradiente en porcentaje.

Esta línea de gradiente se colocará sobre el perfil de a tubería de los puntos de este con un margen adecuado de seguridad para asegurar la presión positiva a lo largo de toda la tubería.

Luego entonces la distancia vertical entre el piso del perfil de la tubería y la pérdida de carga representada por la gradiente encontrada es la presión interna de la tubería que es importante para determinar el espesor de la tubería.



PERFIL- GRADIENTE HIDRAULICO DE REPULPADO





EQUIPOS Y ACCESORIOS PARA REPULPADO

CAPITULO IX

EQUIPOS Y ACCESORIOS PARA REPULPADO

9.1 HIDROCICLONES

Los Hidrociclones sirven para separar partículas sólidos contenidos en los fluidos (pulpa) en función al tamaño y/o gravedad específica mediante la utilización de la fuerza centrífuga.

El ciclón utiliza la energía de un fluido, el cual es forzado tangencialmente dentro de una sección cilíndrica con el objeto de crear un movimiento rotacional del fluido este efecto rotacional causa movimientos relativos unos a otros de partículas los cuales están suspendidos en el fluido, esto origina la separación de partículas una de otras, o del fluido cualquiera sea el caso la característica resultante de un ciclón es el uso del fluido a presión. Para desarrollar fuerzas rotacionales y por tanto centrífugas y radiales.

9.2 COMPONENTES PRINCIPALES DE UN HIDROCICLON

Los componentes principales para realizar la clasificación de una pulpa son los siguientes:

A. CABEZA

Es el orificio por donde se da la entrada de alimentación de pulpa a cada ciclón este cabezal está especialmente moderado para proporcionar un flujo laminar de la pulpa.

Estos cabezales están diseñados con una entrada de involuta el cual pre-orienta las partículas antes de alcanzar el punto tangencial de contacto con la pared cilíndrica.

B. VORTEX:

Constituye en el rebose de la pulpa, clasificada como los finos en relleno hidráulico . Teniendo en cuenta los resultados de operación del hidrociclón el vortex tiene el mayor efecto sobre la caída de presión para un volumen dado:

- A mayor orificio o diámetro del vortex mas gruesos es el corte y mayor la proporción sólidos que reporta el overflow.

- A menor orificio o diámetro pequeño significa un corte mas fino y poco sólidos que reporta el overflow.

Mayor orificio del vortex -----> Mayor CANTIDAD DE
Material fino evacuado

Menor orificio del vortex -----> Menor cantidad de
Material fino evacuado

C. CUERPO CILINDRICO

Esta parte del hidrociclón es de forma cilíndrica su tamaño depende de los objetivos de la clasificación

- Secciones mas largas generalmente favorecen a separaciones de finos o altas recuperaciones de los gruesos.
- Secciones cilíndricas cortas por lo general favorecen el rango de separación gruesa con productos en el Underflow.

D. CUERPO CONICO

Es de forma cónico y se tiene a deposición un rango de ángulo de diferentes para la parte cónica. Por lo general el ángulo del cono varía entre 12° y 20°

proporcionando un mayor grado de control de la finura y eficiencia de separación.

E. APEX

Es un orificio de descarga que se ubica en el vértice del cuerpo cónico, el orificio del Apex debe ser correctamente determinado para que el ingreso de aire a lo largo del eje del hidrociclón sea estable constituyendo un núcleo de aire pues la velocidad de rotación de la pulpa crea una condición de baja presión que arrastra el aire hacia el interior del hidrociclón a través del Apex.

Todo este aire sale con los finos por el rebose superior del hidrociclón por el vortex.

MATERIAL CONSTITUYENTE DEL CICLON

COMPONENTES

MATERIAL

VORTEX

De aleaciones duras de cromo y níquel
Caucho sintético ó Adiprené

CABEZAL

Se constituye de fundición de hierro ó aluminio para una máxima resistencia

CUERPO CILINDRICO

Se constituye de planchas

- De acero para Hidrociclones de mayor diámetro
- De aluminio fundido para un peso mínimo y máxima y resistencia.

CUERPO CONICO

Se fabrica de acero livianas o de aluminio fundido.

APEX

Pueden ser de dos tipos:

- Apex Fijos: Se constituye de Adiprené y cerámico.
- Apex Regulable: Se fabrica por la general de jebe natural.

- Cuando el orificio del Apex es pequeño se crea un espiral en la corriente de los gruesos produciendo un efecto de freno en la descarga (UNDERFLOW) y dando lugar a que algunos gruesos que debían descargarse por el underflow sean forzados hacia la descarga de los finos (OVERFLOW) la descarga de los gruesos con frecuencia en estos casos tienen una forma tabular.
- Cuando el orificio del Apex es muy grande se produce un chorro de salida de forma cónica con ángulo mayor de 30° , produciendo una descarga de gruesos con una excesiva cantidad de agua, el cual llega consigo partículas finas.
- orificios, del Apex varían de $3/8''$ hasta $3.1/14''$ de diámetro la determinación del diámetro esta en función de cantidad de sólidos descargados.

9.4 EFICIENCIA O (RENDIMIENTO) DEL CICLON

El rendimiento se especifica normalmente en función de la capacidad y el "tamaño de separación" la capacidad es obviamente la cantidad de material alimentado en la unidad de tiempo, si bien deben especificar los componentes sólidos y líquidos de la pulpa para definirla completamente el tamaño de una separación

que generalmente se indica especialmente por los fabricantes de equipos, es el tamaño de malla que habrá de retener un cierto porcentaje de sólido en el derrame.

La eficiencia corregida es la fracción de partícula los cuales son llevados al producto de los gruesos específicamente como el resultado de la acción de clasificación, que es corregido para el liquido del Underflow.

Las curvas describen la separación adecuadamente de clasificación típica mostrando los conceptos del tamaño d_{50} y el error probable.

NOTA

El punto de referencia muy útil que se ha determinado para describir la eficiencia del ciclón es el tamaño de partícula que tiene una eficiencia centrifuga del 50%, es decir el tamaño de partícula en el ciclón, cuyo 50% del peso va hacia el overflow y el otro 50% se dirige hacia el underflow a este se le llama d_{50} ó tamaño de corte.

La ecuación de DANLSTEOM ampliamente usados en problemas de diseño para cálculos del tamaño d_{50} .

$$d_{50} = \frac{81(D_o D_i)^{0.68}}{Q^{0.53}} \left(\frac{1.73}{S - \rho} \right)^{0.1}$$

Donde:

- d_{50} = Tamaño de corte en micrones.
- D_o = Diámetro del Vortex ó finder en pulgadas.
- D_i = Diámetro del orificio del Apex ó Spiget en pulgadas.
- Q = Caudal de alimento en G.P.M
- S = Densidad del sólido gr/cm³.
- ρ = Densidad del fluido gr/cm³.
- 81 = Constante.
- 1.73 = Constante.
- 0.53 = Constante.

CICLON D-15 No 3

1.- Dimensiones:				ANALISIS GRANULOMETRICO											
Tamaño	D-20	Tipo Kreebs		MALLA			ALIMENTACION			OVER FLOW			UNDER OVER		
Apex	2.86 cm			No	Micrones	%	Ac(+)	Ac(-)	%	Ac(+)	Ac(-)	%	Ac(+)	Ac(-)	
Vortex	8.89 cm			+50	300	0.74	0.74	99.26	0.12	0.12	99.88	4.30	4.30	95.70	
Vortex/Apex		3.31		+70	212	3.18	3.92	96.08	0.39	0.51	99.49	10.15	14.45	85.55	
2.- Bomba				+100	150	9.58	13.50	86.50	1.31	1.81	98.19	19.25	33.69	66.31	
Tamaño:	3" x 4"			+150	106	10.05	23.55	76.45	3.46	5.28	94.72	23.89	57.59	42.41	
Marca	Galingher(3VRG20)			+200	75	9.83	33.38	86.62	4.56	9.84	90.16	14.00	71.58	28.42	
RPM	860			+270	53	11.63	45.01	54.99	9.75	19.58	80.42	15.11	86.69	13.31	
GPM (teórica)	220			+325	45	7.73	52.74	47.26	8.77	28.36	71.64	5.39	92.08	7.92	
TDH		11 metros		-325		47.26	100.00	0.00	71.64	100.00	0.00	7.92	100.00	0.00	
Cabeza Estática				Cabeza.Cal		100.00			100.00			100.00			
Presión				DATOS AJUSTADOS											
Motor	Marca: Galingher (3VRG20)			MALLA			ALIMENTACION			OVER FLOW			UNDER OVER		
	RPM 1750			No	Micrones	%	Ac(+)	Ac(-)	%	-0.08	Ac(-)	%	Ac(+)	Ac(-)	
	Amperios 41			+50	300	1.10	1.10	99.90	-0.18	-0.18	100.18	3.68	3.68	96.32	
	Voltios 440			+70	212	3.59	4.69	95.31	0.03	-0.15	100.15	10.75	14.43	85.57	
3.-Presión de separación (D50): 63 micras				+100	150	9.16	13.85	86.15	1.80	1.66	98.34	23.95	38.38	61.62	
4.- Condiciones de operación:				+150	106	10.91	24.76	75.24	4.06	5.72	94.28	24.70	63.09		
ESPECIFICACION	ALIMENTO	OVER FLOW	UNDER FLOW	+200	75	9.08	33.85	66.15	6.51	12.23	87.77	14.26	77.35	22.65	
Gravedad específica	3.45	3.05	3.65	+270	53	11.70	45.54	54.46	12.05	24.28	75.72	10.98	88.32	11.68	
% sólido	20.97	12.28	42.75	+325	45	7.00	52.55	47.45	8.82	33.10	66.90	3.35	91.68	8.32	
Densidad de pulpa	1.18	1.09	1.45	-325		47.45	100.00	0.00	66.90	100.00	0.00	8.32	100.00	0.00	
TMSPH	86.10	6.27	43.54	Cabeza.Cal		100.00			100.00		0.00	100.00			
GPM	1322.00	320.00	303.00												
% Distribución	100.00	12.58	87.42												

CURVA PARTICION DEL HIDROCICLON DE RELLENO HIDRAULICO

No	Malla	Abertura (um)	Hidrociclón D-20"			Proporción al Under	Eficiencia Real	Eficiencia Corregida
			Alimento	Under	Over			
1	50	300	1.14	2.41	0.05	0.46	97.64	97.44
2	70	212	3.76	8.18	0.01	0.46	99.86	99.84
3	100	150	8.81	18.85	0.28	0.46	98.28	98.14
4	140	106	12.58	26.23	0.99	0.46	95.74	95.38
5	200	75	8.74	15.84	2.72	0.46	83.16	81.73
6	270	53	10.88	14.47	7.84	0.46	60.98	57.67
7	325	45	7.11	6.02	8.03	0.46	38.75	33.56
8	-325		46.98	8.00	80.08	0.46	7.82	0.00
			100.00	100.00	100.00			

Cálculo del By-pass

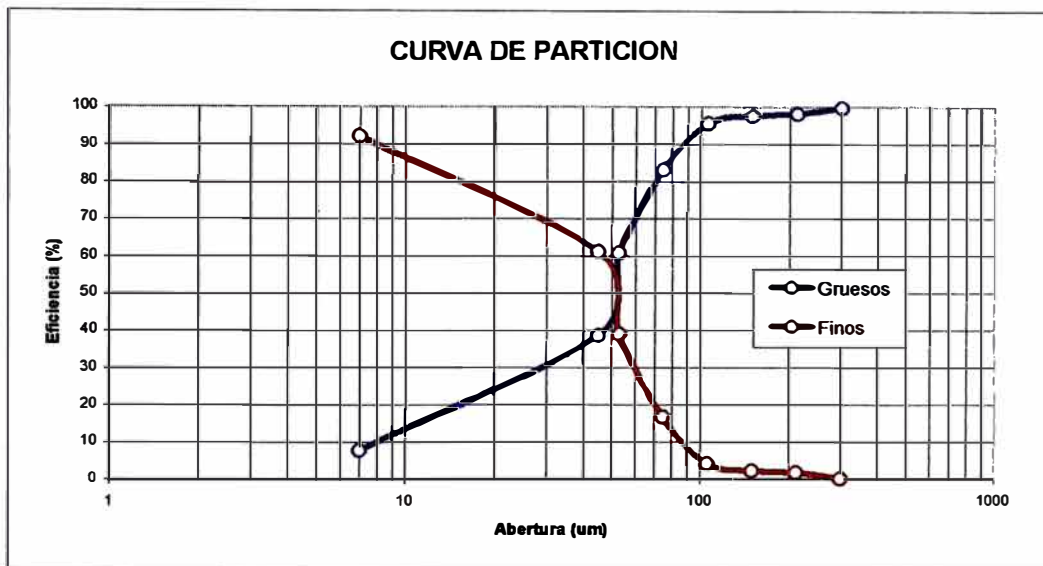
0.0782 $\alpha/1$

d50(real) del gráfico

49.05 um

$X1 < d50$ 45
 $X2 > d50$ 53

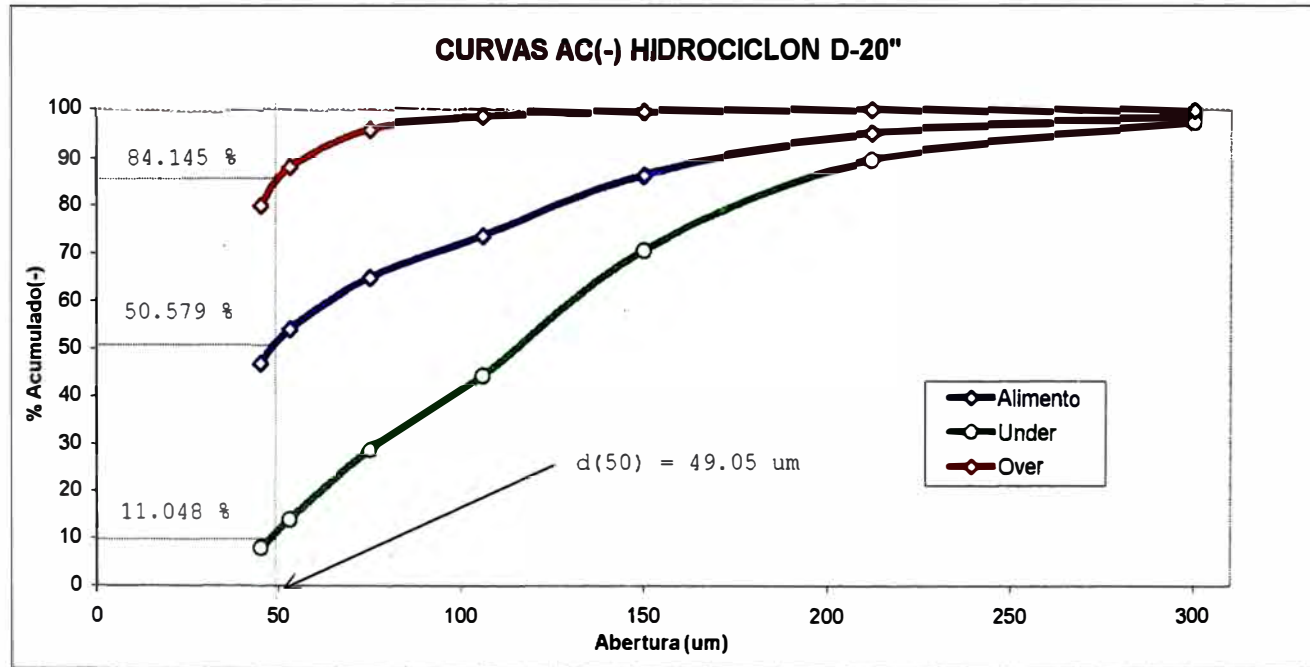
$E1 < E50$
 $E2 > E50$



Flujo	TMSPH	GPM	Dp	% Sp	G.E	% de Distribución
Alimentación	84.97	1322	1208	23.58	3.41	100
Overflow	45.96	1159	1120	15.58	3.20	54
Underflow	39.01	113	2100	72.45	3.61	46

CALCULO DE LA EFICIENCIA DE CLASIFICACION

No	Malla	Abertura (um)	Alimento			Under			Over		
			% peso	Ac(+)	Ac(-)	% peso	Ac(+)	Ac(-)	% peso	Ac(+)	Ac(-)
1	50	300	1.14	1.14	98.86	2.41	2.41	97.59	0.05	0.05	99.95
2	70	212	3.76	4.90	95.10	8.18	10.59	89.41	0.01	0.06	99.94
3	100	150	8.81	13.71	86.29	18.85	29.44	70.56	0.28	0.34	99.66
4	140	106	12.58	26.29	73.71	26.23	55.67	44.33	0.99	1.33	98.67
5	200	75	8.74	35.03	64.97	15.84	71.51	28.49	2.72	4.05	95.95
6	270	53	10.88	45.91	54.09	14.47	85.98	14.02	7.84	11.89	88.11
7	325	45	7.11	53.02	46.98	6.02	92.00	8.00	8.03	19.92	80.08
8	-325		46.98	100.00	0.00	8.00	100.00	0.00	80.08	100.00	0.00
			100.00			100.00			100.00		



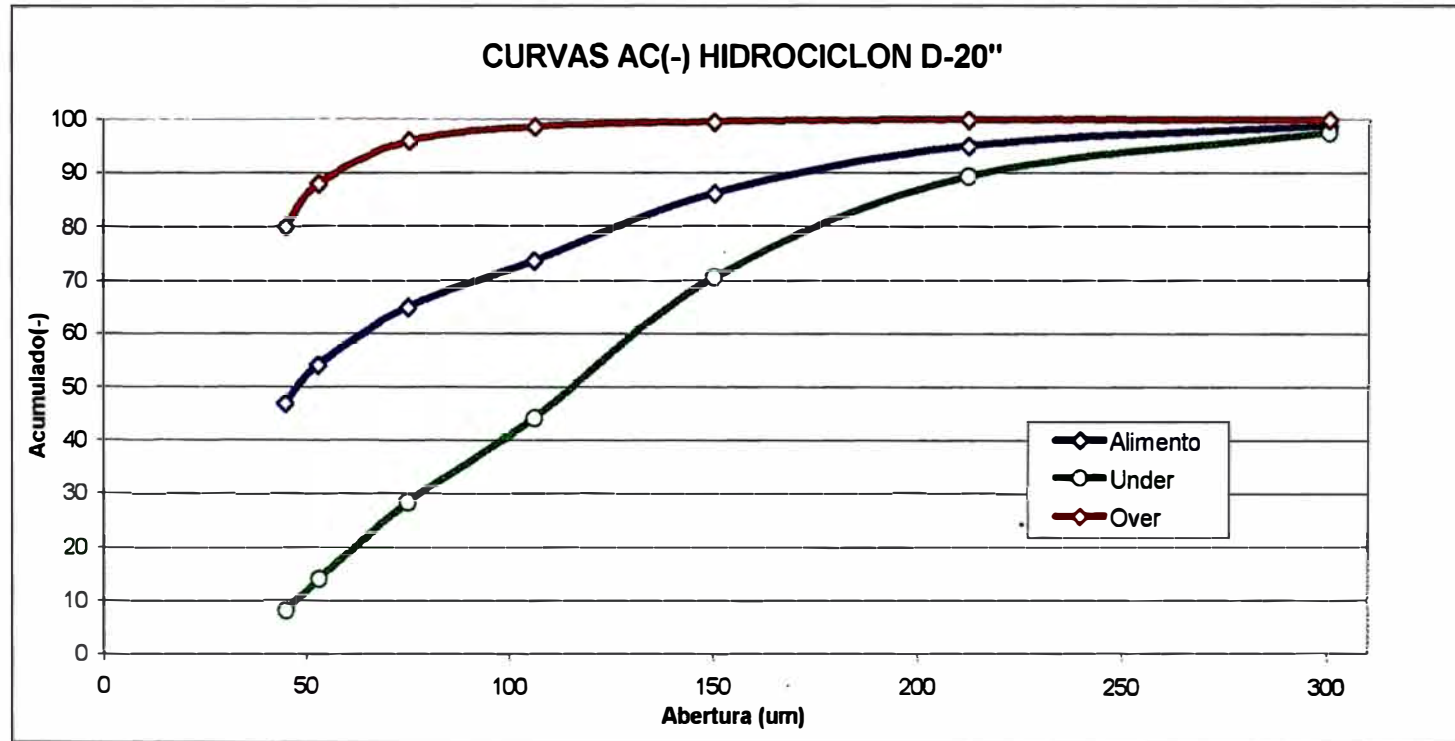
f = 50.579 %
 u = 11.048 %
 o = 84.145 %

Eficiencia de Clasificación (Ef) :

$$Ef = [10000 * (o - f) * (f - u)] / [f * (100 - f) * (o - u)]$$

Ef = 72.62 %

No	Malla	Abertura (um)	Alimento			Under			Over		
			% peso	Ac(+)	Ac(-)	% peso	Ac(+)	Ac(-)	% peso	Ac(+)	Ac(-)
1	50	300	1.14	1.14	98.86	2.41	2.41	97.59	0.05	0.05	99.95
2	70	212	3.76	4.90	95.10	8.18	10.59	89.41	0.01	0.06	99.94
3	100	150	8.81	13.71	86.29	18.85	29.44	70.56	0.28	0.34	99.66
4	140	106	12.58	26.29	73.71	26.23	55.67	44.33	0.99	1.33	98.67
5	200	75	8.74	35.03	64.97	15.84	71.51	28.49	2.72	4.05	95.95
6	270	53	10.88	45.91	54.09	14.47	85.98	14.02	7.84	11.89	88.11
7	325	45	7.11	53.02	46.98	6.02	92.00	8.00	8.03	19.92	80.08
8	-325		46.98	100.00	0.00	8.00	100.00	0.00	80.08	100.00	0.00
			100.00			100.00			100.00		





**Model D10B KREBS CYCLONE
with Adjustable Apex Assembly**

BOMBAS HIDRAULICAS

La Bomba es una maquina que absorbe energía mecánica que puede provenir de un motor eléctrico, térmico etc. y lo transforma en energía que la transfiere a un fluido o (pulpa) en forma de presión o de velocidad y que permite trasladar el fluido ó (pulpa) de un lugar a otro a un mismo nivel y/o a diferentes niveles.

9.6 PARTES DE UNA BOMBA

Las partes de una bomba son:

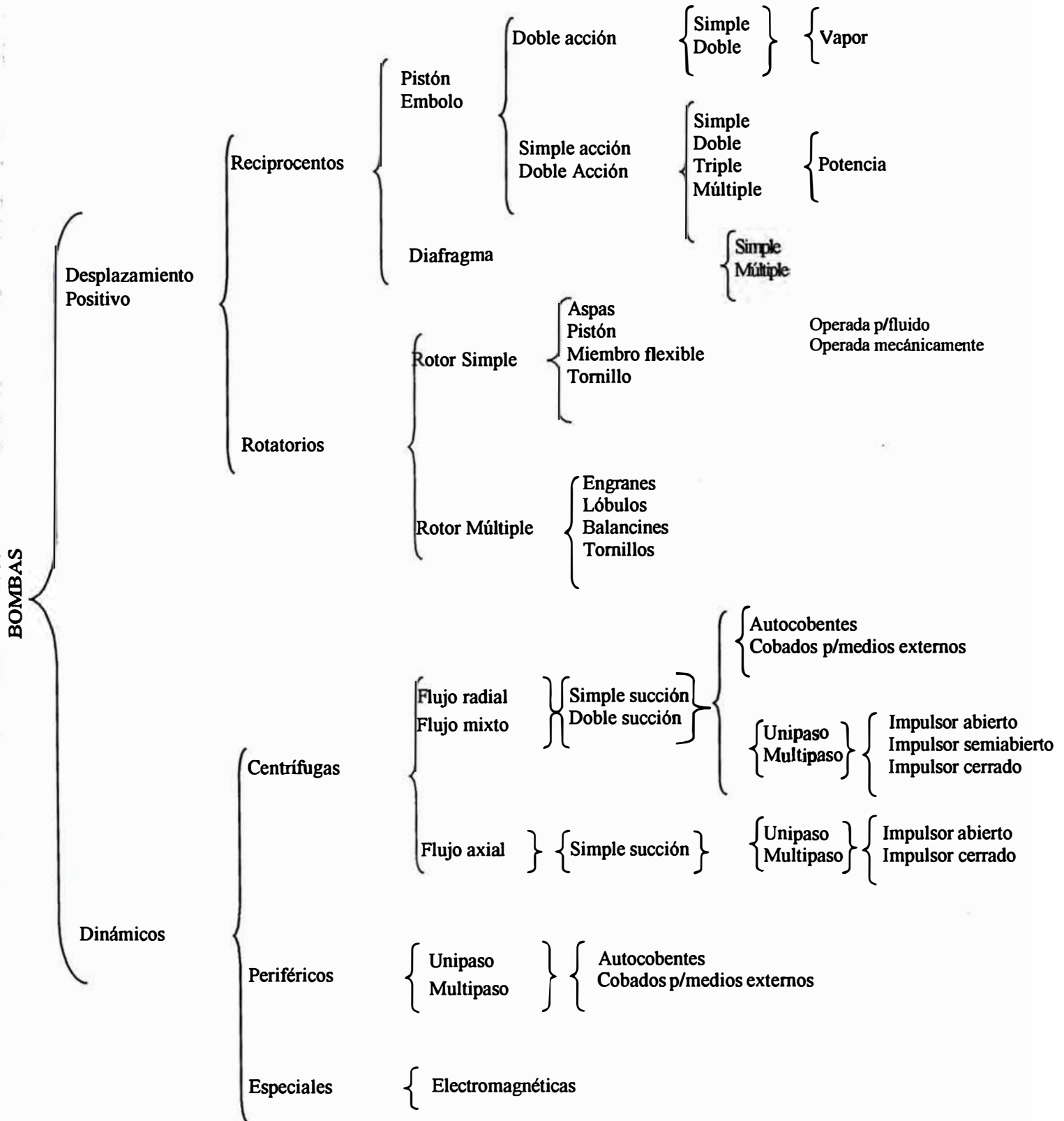
- a) Motor Eléctrico
- b) Eje de la bomba (cubierto por un cilindro)
- c) Impulsor de la Bomba (unido al eje de la bomba)
- d) Caja de la Bomba (Que cubre el Impulsor)
- e) Tubería de entrada a la bomba
- f) Tubería de descarga de la bomba

9.7 CLASIFICACION:

En literatura técnica podemos encontrar diferentes clasificaciones de bombas, como por ejemplo según el Nro. de Rodetes según la posición de la flecha del eje de la bomba, según el tipo de presión engendrada, según el material de construcción según la aplicación etc.

Para dar una Idea mas clara la usaremos la que Indica el "HIDRAULIC INSTITUTE" que clasifica las bombas de la manera siguiente:

CLASIFICACION DE BOMBAS



9.8 DESCRIPCION DE LOS TIPOS DE BOMBAS

Hay tres clases de Bombas en uso común como son:

Bomba Centrífuga

Bomba Rotatoria

Bomba Reciprocante

1. BOMBAS CENTRIFUGAS

Las Bombas centrífugas son turbomaquinas que incrementan la energía del liquido, mientras éste esta pasando a través del Rotor en forma Radial, axial ó mixta debido a la fuerza centrífuga o al impulso del álabe sobre el líquido o una combinación de ellos respectivamente.

2. BOMBAS ROTATORIAS:

Llamadas también ROTOESTATICAS debido a que son máquinas de desplazamiento positiva provistas de movimiento rotativo y son diferentes a los Rotodinámicas.

Esta bombas tiene aplicación según el tipo de elemento Impulsor.

El fluido sale de la bomba en forma constante pueden manejar líquidos densos o delgados así como liquido que contengan aire o vapor su principal aplicación es la de manejar líquidos altamente viscosos, lo que ninguna otra bomba puede realizar y hasta puede carecer de válvulas de admisión y descarga.

3. BOMBAS RECIPROCANTES

Las bombas Reciprocantes son unidades de desplazamiento positivo descargar una cantidad definida de líquidos durante el movimiento del pistón ó embolo a través de la distancia de carrera, sin embargo no todo el liquido llega necesariamente al tubo de descarga debido a escapes por el cual estas bombas no son constantes si no intermitentes.

TIPOS DE BOMBAS

1. Tipo Simplex
2. Tipo Diafragma
3. Tipo Triplex.

9.9 CARACTERISTICAS DE LAS BOMBAS MODERNAS

CLASE DE BOMBA	DINAMICA		ROTATORIA	RECIPROCANTE		
	CENTRIFUGA					
TIPO	Flujo Radial Voluta y Difusor	Flujo Axial	Tornillo y Engramaje	Vapor de Acción Directa	Doble Acción	Triplex
FORMA DE DESCARGA	Continuo	Continuo	Continuo	Pulsante	Pulsante	Pulsante
MAXIMA ELEVACIÓN NORMAL DE SUCCION	4.5	4.5	6.60	6.60	6.60	6.60
LIQUIDOS QUE MANEJA.	Limpio, claro; sucio, abrasivo' líquidos con alto contenido de sólidos.		Viscoso no Abrasivo	Limpio y claro.		
VARIACION DE LA PRESION DE DESCARGA	Baja a alta.		Media	Pequeña a la máxima que se produce.		
REGION DE CAPACIDAD HABITUAL	Pequeña a la mayor obtenible.		Pequeña a media.	Relativamente pequeña.		
COMO UNA COLUMNA-AUMENTADA AFECTA A LA: Capacidad Potencia de Entrada	Disminuye Depende de la velocidad específica.		Nada Aumenta	Disminuye Aumenta	Nada Aument.	Nada Aumenta
COMO AFECTA UNA COLUMNA DISMINUIDA A LA: Capacidad Demanda de Potencia	Aumenta Depende de la velocidad específica.		Nada Disminuye	Pequeño Aumento Disminuye.	Nada Disminuye	Nada Disminuye.

9.10 BOMBA TOYO SUMERGIBLE

La Bomba Toyo Sumergible con agitador está diseñado para recoger material sedimentado y bombeado en densidades diferentes, esta bomba centrífuga es adecuada para aplicaciones específicas como en la minería.

CARACTERISTICAS DE LA BOMBA TOYO DP-30B

Marca	Toyo
Modelo	DP-30B
Tipo	Sumergible para lodos con agitador
Caudal	850 y 2200 GPM
Altura dinámica total	20Mts
Velocidad de Operación	1185 RPM.
Diámetro de descarga	6 pulgadas
Diámetro máx.de partículas	0.4 pulg
Concentración de sólidos en peso	33% promedio
Tipo de impulsor	Abierto
Lubricación	Aceite/grasa
Potencia de motor	50Kw
Velocidad de motor	3450 RPM.
Voltaje	220/460
Protección del motor	Termomagnetica
Densidad	(1250 a 1300)gr/l.

Esta bomba tiene un sistema de inyectores de agua a presión de 120 lbs/pulg² lo que facilita la formación de la pulpa.

9.11 OPERANDO UNA BOMBA TOYO SUMERGIBLE

1. Antes de bombear, dar un golpe de arranque a la bomba estando en el aire y verificar la correcta rotación del agitador. (Debe girar contra las agujas del reloj visto desde el lado del agitador). Tener cuidado que una prolongada operación de la bomba en el aire puede quemar el motor por recalentamiento y que si el motor está girando en sentido contrario puede que el agitador se destornille con el peligro que esto acarrea.
2. El equipo que levanta y sostiene la bomba debe estar preparado para poder soportar mínimo tres veces el peso de la bomba, pues se dan casos de derrumbe de las paredes del material que se está bombeando sobre la bomba y esta carga es transmitida directamente al cable o soporte del equipo.
3. Los breakers o fusibles términos instalados en el tablero de control deben estar diseñados para

saltar a 1.35 veces la carga total especificada en la placa del motor de la bomba. Este es el factor de servicio de las bombas sumergibles de TOYO.

4. Arranque la bomba primero en líquido limpio para cebar ésta y las mangueras de descarga. Asegúrese que las mangueras no están aplastadas o dobladas en el momento del arranque pues la bomba no necesariamente podrá forzar a que la manguera se abra o se enderece en el momento que se inicia el flujo. Fuertemente recomendamos el uso de manguera no colapsable, resistente a la abrasión y reforzada sin alambre.
5. El uso de un amperímetro en los controles es altamente recomendado, es la mejor manera de controlar la concentración de sólidos en el slurry.
6. Introduzca la bomba en el material lentamente, el control de la densidad del slurry se logra levantando y bajando la bomba en el material durante el proceso de bombeo.

7. Nunca detenga la bomba mientras se está bombeando lodos a través de las mangueras. Esto atascará las mangueras, la bomba puede terminar enterrándose y será necesario por excavación. Es crítico que la velocidad de flujo en la totalidad de la línea de descarga esté por encima de la velocidad de sedimentación. Estas velocidades deben mantenerse durante la operación a altas densidades pues en su defecto se producirá sedimentación del material en las mangueras o tuberías con el consecuentemente atascamiento y falla del sistema.

8. Si se produce un derrumbe, que se manifestará con un drenaje altísimo de amperaje, y la bomba queda enterrada, nunca apagar la bomba. Ya sea trate de levantar la bomba suavemente mientras sigue operando o manténgala en el sitio, con lo que obtendrá la máxima densidad que la bomba puede manejar.

9. Asegúrese que la carcasa del motor está sumergida durante la operación o en su defecto mantenga el motor enfriado con mangueras de agua para prevenir daños por recalentamiento.

IMMERSIBLE AGITATOR PUMPS

DP SERIES



YOYO
UMPS

The Innovators



Pressure Water Jet Ring mounted on a Toyo DP-50"

Applications where solids are compacted are difficult to pump, or just where agitation is desired, Toyo offers a special high pressure water jet ring. This innovation has proven to be an extremely effective "agitation team".



Toyo DP-150B sitting on dry dredge spoils.

Toyo DP-150B Submersible Pump shown unloading pocket barges. The practical solution to the ban on bottom dumping!

**SEAL OPTION -
Heavy Duty
Mechanical Seal**



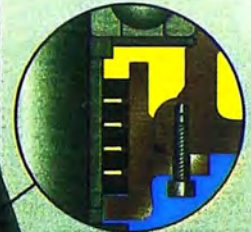
Special Protection from Water Ingress

Rugged Motor Housing

Unique 1.35 Service Factor Motor

Oversized Shaft

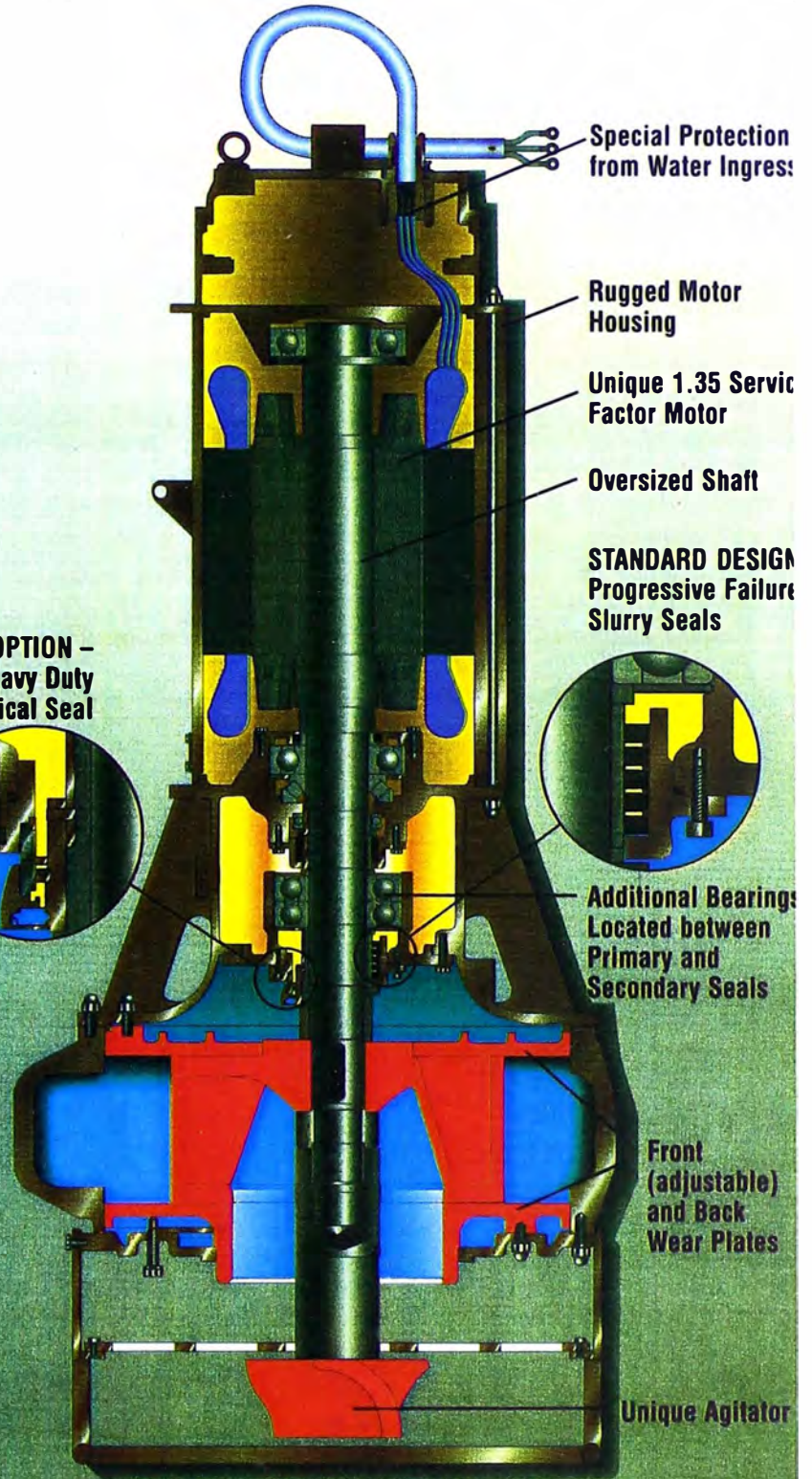
STANDARD DESIGN
Progressive Failure Slurry Seals



Additional Bearings Located between Primary and Secondary Seals

Front (adjustable) and Back Wear Plates

Unique Agitator



(DB-150B shown - pump weight 7,700 pounds)

OPTIONS AND FEATURES

Heavy-Duty submersible agitator pumps ranging from 3 HP to 150 HP. High Chrome iron standard wear parts.

Options Include:

- High Temperature Package
- Hydraulic Drive
- Water Jetting Ring
- Mechanical Seals
- Cooling Water Jackets

Toyo Pumps can move material in applications that were not previously considered pumpable and at less cost than conventional methods. **Features Include:**

- Abrasion Resistant Metallurgies
- Heavy-Duty Design
- Our 10 inch pump weighs 8,000 lbs.
- Low Operating Speeds
- Replaceable Wear Parts and Easy Maintenance Access
- Pump Includes Front (adjustable) and Back Wear Plates

10. Antes de terminar la operación de bombeo y de apagar la bomba, suba la bomba a una zona de líquido limpio por unos minutos, esto permitirá limpiar el sistema de lodo y sólidos.

9.12 DESCRIPCIÓN BOMBA FIMA- DENVER SRL PARA PULPAS

La Bomba Fima-DENVER para pulpas SRL de 6" x 8" con Recubrimiento de jebe esta diseñada específicamente para manipular pulpas con sólidas abrasivos en suspensión durante largos y continuos periodos de operación con un mínimo de Interrupciones y mantenimiento.

9.12.1. DETERMINACIÓN DE LAS CONDICIONES DE OPERACIÓN

9.12.1.1 Capacidad

Como paso Inicial deberá establecerse la capacidad deseada de la bomba en galones por minuto (G.P.M) haciendo uso de la tablas para pulpas y aplicando datos conocidos del tonelaje deseado, dilución y gravedad especifica del material.

9.12.1.2 Espuma

Si una pulpa tiene tendencia a espumar o contiene gran cantidad de aire disuelto, la capacidad de esta bomba

debe ser modificada puesto que su cálculo está basado en la premisa que la pulpa solo contiene sólidos y líquidos mientras que pasa un tonelaje dado el "volumen de pulpa" Real será mucho mayor si es que existe espuma ó aire, lo cual significa que para obtener o transportar el porcentaje de sólidos requeridos deberá a aumentarse la capacidad antes calculada considerando el volumen de aire o espuma que se esta manipulando.

9.12.1.3 Cabeza Estática

La altura estática de bombeo es usualmente bien definida y conocida como la diferencia de alturas que existe entre el nivel mínimo de la pulpa en la caja de alimentación (sumidero) a la bomba y la altura máxima del liquido del tanque al cual la bomba descarga de la bomba (la que sea mayor).

9.12.1.4 Perdida por fricción

La Viscosidad de la pulpa es un factor que afecta las perdidas por fricción, al igual que también se toman en cuenta los efectos de codos, válvulas y tuberías de descarga como perdidas de fricción.

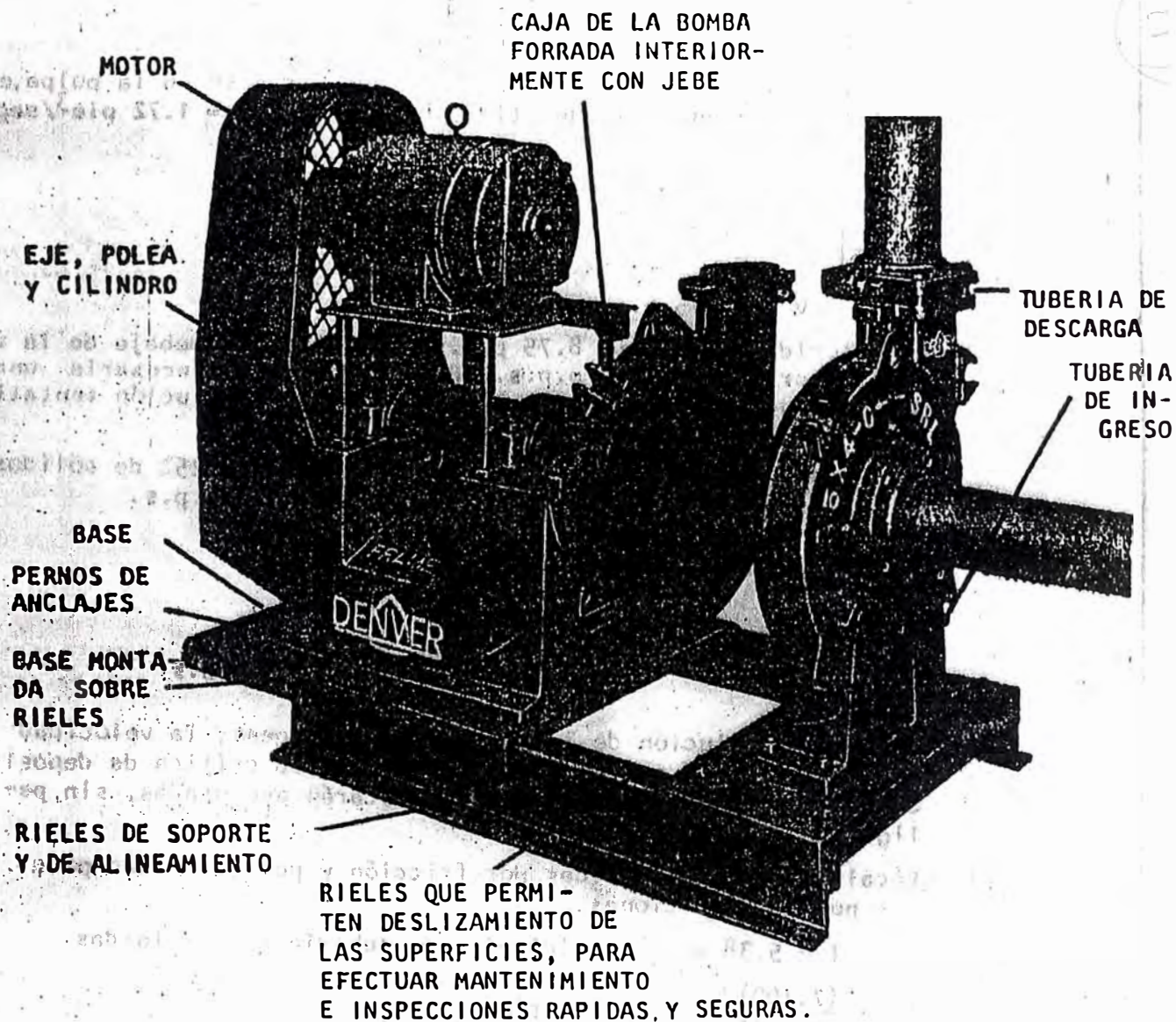
9.12.1.5 Cabeza total dinámica

La adición de las perdidas por fricción a la cabeza estática dará la cabeza dinámica total la cual deberá operar la bomba en particular.

9.12.1.6 Tamaño y Velocidad de la Bomba

Como ocurre en cualquier tipo de bomba centrífuga, las bombas para pulpa SRL, SRL-V ó SRL-C dependen de la Velocidad Periférica que hay en los extremos de las paleta del Impulsor a fin de descargar la pulpa Venciendo la cabeza a dinámica total existente el diámetro del impulsor esta fijado para cada tamaño de bomba, de manera que puede obtenerse la Relación deseada entre su capacidad y la altura de descarga mediante la operación de la bomba a la Velocidad correcta y así lograr los resultados esperadas. Es por esa razón que estas bombas se accionan usualmente por medio de fajas en "V" que transmiten el movimiento desde motores eléctricos que están ubicados juntos a las unidades de bombeo.

PARTES PRINCIPALES DE UNA BOMBA DENVER S.R.L.



9.13 BOMBA MARS Modelo L-180 (MITSUBISHI METAL CORPORATION)

La bomba MARS es una bomba compacta reciprocante de alta presión y se diferencia de las bombas convencionales en poseer una cámara de aceite entre la caja de válvulas y el cilindro, las cámaras de aceite están llenas de aceite en la parte alta y emulsión en la parte inferior. El aceite y la emulsión están separados por la diferencia en su gravedad específica respectivamente, evitando la entrada de la emulsión en el cilindro cuando la bomba está en operación.

Es necesario, por eso, comprender bien el procedimiento de operación de las cámaras de aceite y las otras partes de esta bomba para hacer un buen uso de ella.

COMPONENTES PRINCIPALES

1 Botella de aire construida en planchas metálicas de $\phi 18''$ utilizado como colchón de presión protegido del sobre esfuerzo a la tubería.

1 Manómetro de rango 10 a 70 Kg/cm² que al llegar a alta presión apaga el equipo trabaja a 23 Kg/cm².

- 2 Pistones 13' (Pies) de ϕ y 27" de longitud 1 en cada lado encargado de transmitir la presión da las botellas.
- Sistema de transmisión de potencia conformado por una polea de eje 4" 54" de ϕ utiliza 9 Fajas 5V 2800 y 10 canales.

Motor que utiliza.

- Marca : YASKAWA
- Amperaje : 140
- Potencia : 90 Kw
- Voltaje : 440
- RPM : 1780
- Polea : 7½" ϕ 10 canales.
- Peso : 1280 Kg.
- Año : 1974
- Serie : 544524101

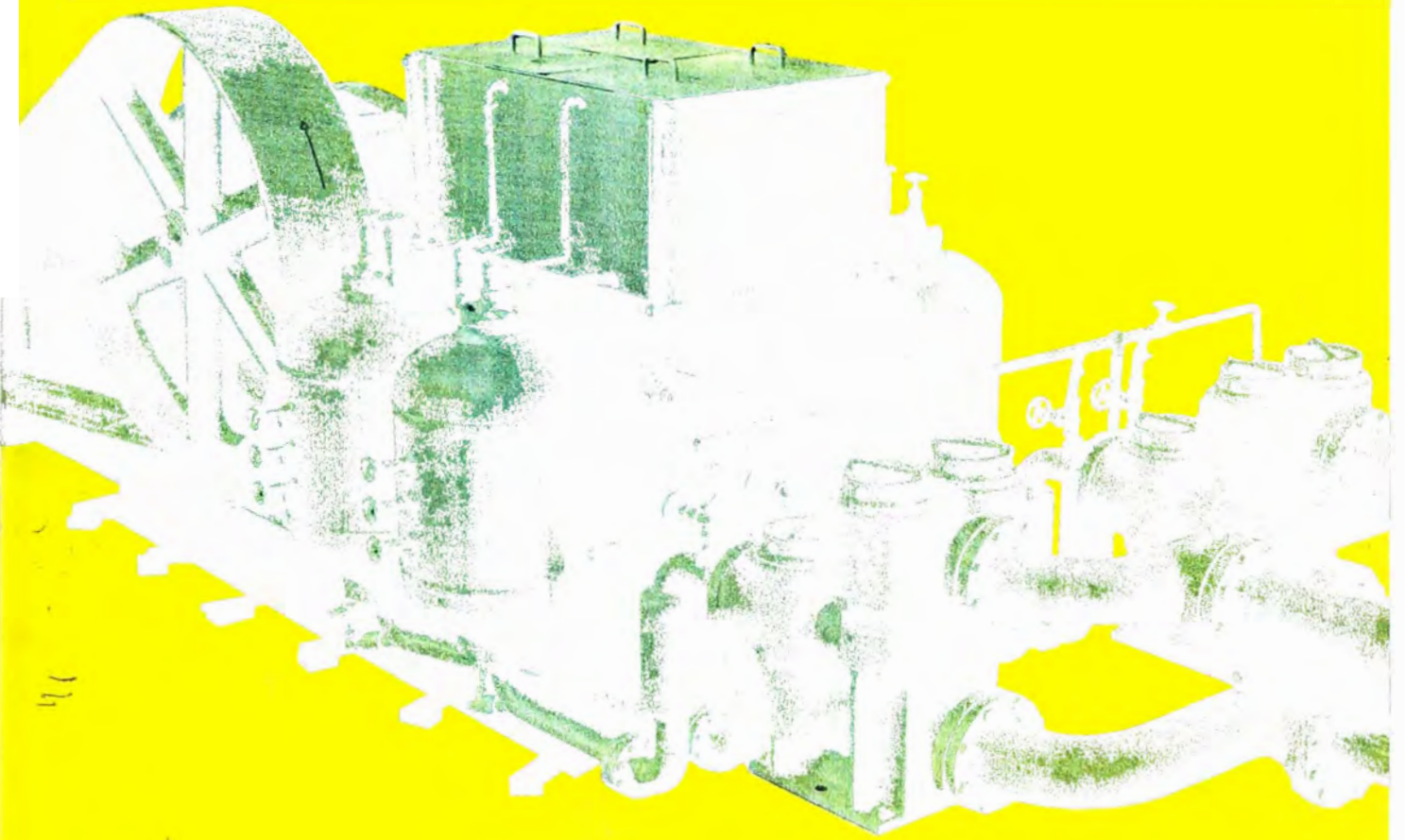
ESPECIFICACIONES TECNICAS DE LA BOMBA MARS**MODELO 1-180**

Modelo	Peso de la Unidad Principal	Peso del Motor	Presión de descarga	Capacidad de Pulpa	Distancia en transmisión	Densidades en enviar en pulpa
L-180	10400 Kg	1280 Kg	30 kg/cm ²	1.23m ³ /min	7884 mts	Variables

WORLD WIDE MITSUBISHI MARS[®] PUMPS

<Patented>

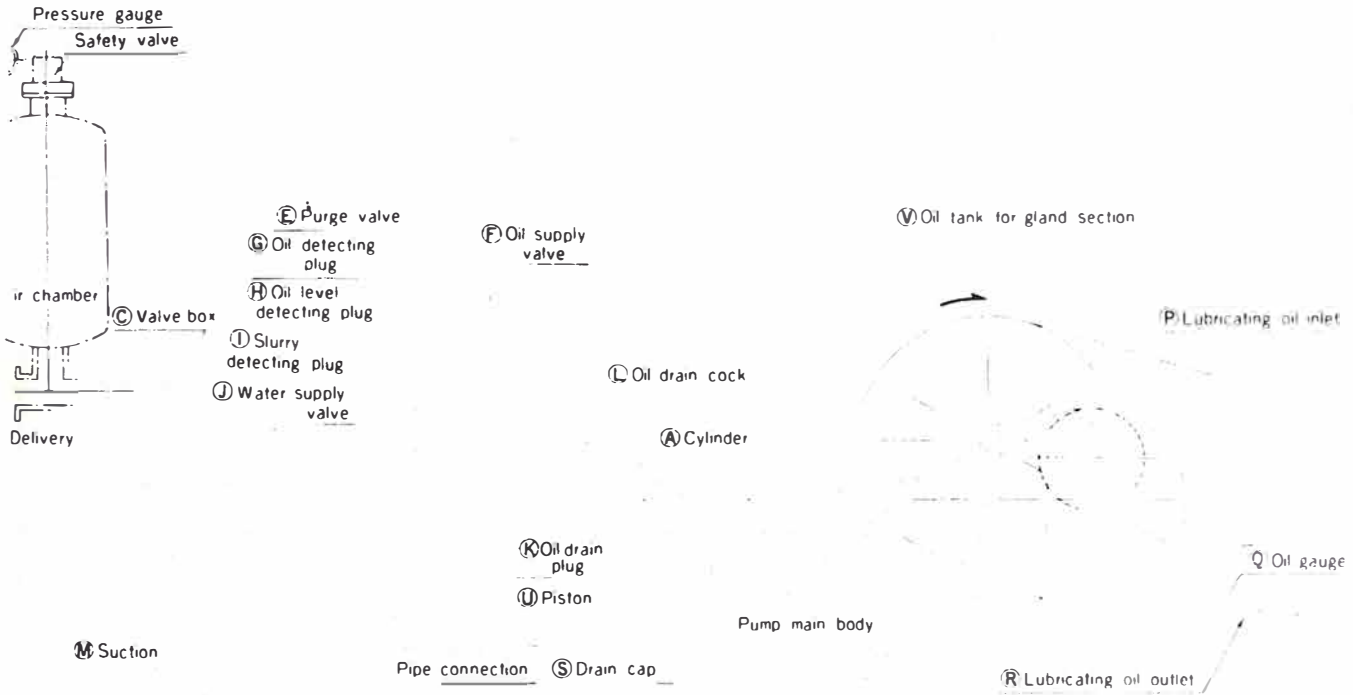
HIGH PRESSURE SLURRY PUMPS Extremely low operating costs''



THE JAPAN SOCIETY
OF
MECHANICAL ENGINEERS
AWARD

 Mitsubishi Metal Corporation

Explanatory diagram of Mitsubishi Mars Pump

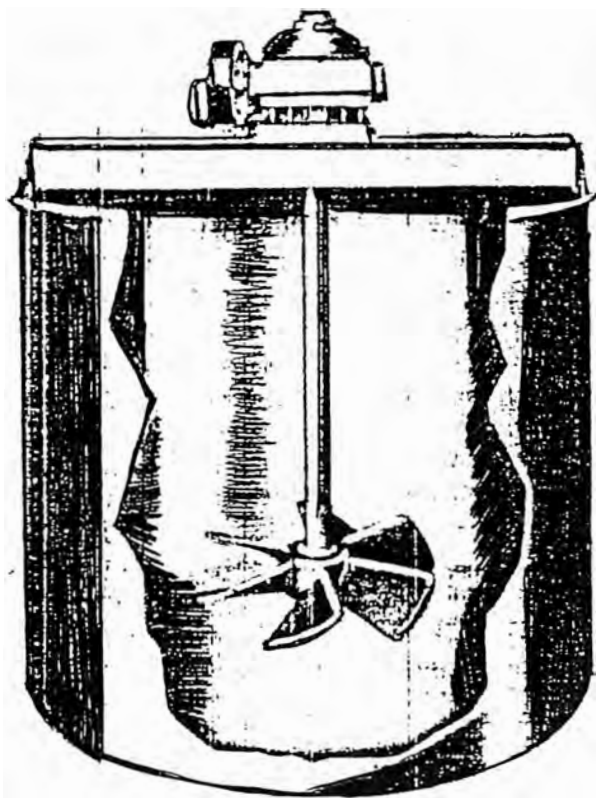


9.14 TANQUE AGITADOR

Es un Equipo de operación para procesamiento de Relave y Minerales, se utilizan tanques en una variedad de ubicaciones sin embargo es deseable contar con una capacidad para absorber variaciones dentro de una planta de relleno hidráulico. Estos tanques requieren un motor para agitar la pulpa.

Mezclarla adecuadamente a una cierta densidad requerida por la Mina.

Manejo de pulpas



9.15 MOTORES ELECTRICOS TRIFASICOS

Los motores eléctricos utilizado en la mina son asincronos trifásicos DELCROSA serie NV los cuales son fabricados de acuerdo a las recomendaciones del comité electrotécnico internacional-CEI.

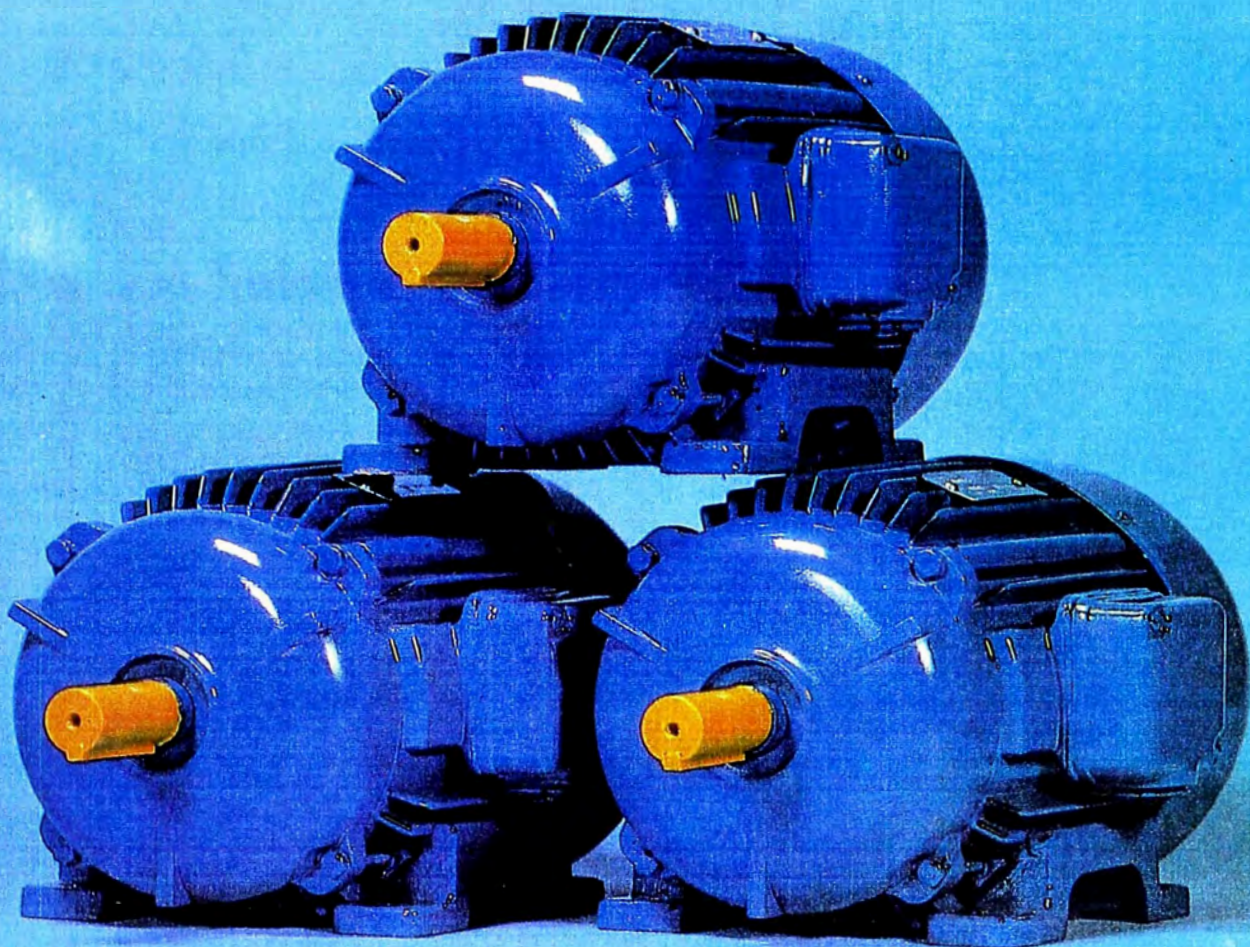
CARACTERISTICAS ELECTRICAS

Las características eléctricas de funcionamiento corresponden a lo dispuesto en las normas o internacionales para máquinas eléctricas rotativas con aislamiento "F"

La sobre temperatura admisible en el bobinado es de 100°C considerando una temperatura ambiente máximo de 40°C y hasta una altura de trabajo de 1,00 metros sobre el nivel del mar (para la variación de la potencia con la altura sobre el nivel del mar y temperatura ambiente máxima).

Los motores de la serie NV son totalmente cerrado con ventilación exterior y protección, los rotores son de simple o doble jaula balanceados dinámicamente.

**MOTORES
ELECTRICOS
TRIFASICOS**
desde 0.6 HP
hasta 310 HP



9.16 VALVULAS

Las válvulas se usan para gobernar el flujo de fluidos dentro de una línea de tubería, existen muchos tipos en el mercado cada uno de ellos tiene su propio uso.

CLASIFICACION

Las Válvulas se pueden clasificar de acuerdo a:

- a) Función.
- b) Materiales de construcción.
- c) Medios para unir alas tuberías adyacente.
- d) Nominaciones de presión y temperatura.
- e) Método de operación.

CUADRO DE CLASIFICACION DE VALVULAS

1) FUNCION	<ul style="list-style-type: none"> a) Para flujo de fluido en línea de tubería b) Control de cantidad de flujo c) Para controlar La dirección de flujo 	<ul style="list-style-type: none"> - Válvula De compuerta - Válvula De Abertura Rápida - Válvula De Tapón Válvula de Globo y de Ángulo Válvula de Aguja Válvula de diafragma Válvula de Mariposa Válvula de Cheque Válvula de Cheque de Balanceo Válvula de Cheque Bolas Válvula sin Retorno
2) MATERIAL DE CONSTRUCCION	<ul style="list-style-type: none"> a) Bronce o Latón b) Hierro Fundido c) Acero Forjado d) Acero Fundido 	
3) MEDIO PARA UNIR TUBERIAS	<ul style="list-style-type: none"> Válvula de extremo roscado Válvula de extremo de pestaña Válvula de extremo para soldadura 	
4) NOMINACION DE PRESION – TEMPERA	<ul style="list-style-type: none"> Válvula de Acero fundido -----Presión [150 Lb-1500Lb] T 750°F Válvula de Bronce o Latón ----- [100 Lb-1000Lb] T 500°F Válvula de Hierro Fundido ----- [25 Lb- 250 Lb] T [450-550]% 	
5) METODO DE OPERACION	<ul style="list-style-type: none"> a) Ruedas de cadena (sobre Altura de la Cabeza del operador) b) Ruedas contraminas (bajo nivel del piso de operación) c) Operadas por engranaje d) Operadas por Motor e) Operadas por mandos electrónico y/o eléctricos 	

9.17 FUNCION

Las funciones de las válvulas son como sigue

a. Para el flujo de fluidos en una línea de tubería

- Válvula de Compuerta: funciona por la elevación o caída de un prisma triangular o disco dentro de una corriente de flujo.
- Válvulas de compuerta de Abertura rápida: se usan donde las líneas se van abrir ó cerrar a un tiempo mínimo.
- VALVULA DE TAPON: operan haciendo girar este por medio de una llave ó a mano o con otro dispositivo * Válvula de tapón de ZURIK.

b) Para controlar la cantidad de flujo

- Válvula de Globo: Funcionan por elevación o bajada de un tapón o disco a un asiento que divide el cuerpo de la Válvula en partes separadas.
- Válvula Y : son una variación del diseño de la válvula de globo convencional estas válvulas se

usan extensivamente donde se requieren dos válvulas en paralelo.

- Válvula de Diafragma: Se usan ampliamente para el uso de control de fluidos viscosos, Acidos y desperdicios.

- Válvulas de Mariposa: Se usan para el control y corte de fluidos y desperdicios, una simple veleta se pirotea en el cuerpo de la válvula.

c) Para controlar la dirección de flujo

- Válvulas: Están diseñadas para permitir el flujo solamente en una dirección, si toma lugar un flujo en sentido inverso la válvula cierra automáticamente y previene el retorno del flujo a lo largo de la línea.

9.18 BRIDA

Son coples de acero forjado del tipo de anillo, que suministran hermeticidad en los circuitos de tuberías, estas bridas se sueldan en dos tuberías y luego se unen con pernos.

CARACTERISTICAS

Presión	150-600 Lbs/PSI
Espesor	1"
N° de Orificios	8
Enpaquetadura	3 mm espesor

9.19 COPLE VICTAULIC

El cople Victaulic es un cople mecánico de tipo grapa segmentado atornillado, cuya cubierta encierra un empaque de hule en forma de "U". La cubierta encierra los extremos del tubo par evitar cualquier movimiento de los extremos permitiendo cierto grado de flexibilidad y alineamiento.

Los tipos de coples utilizados son según que la tubería tenga ranura o sin ranura.

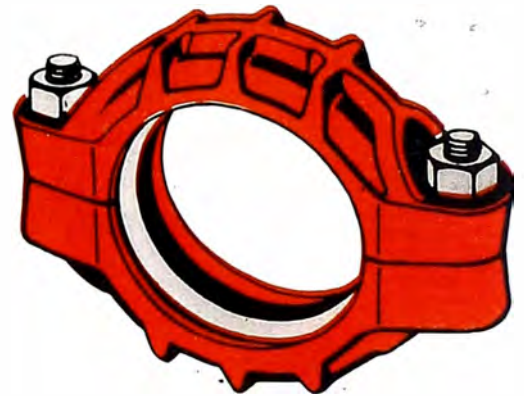
Acoplamiento para tubos de acero de extremos ranurados tipo Victaulic.

ESTILO 77

MEDIDAS: Presión Max. de Trabajo

de 1" a 6" Día
de 8" a 12" Día

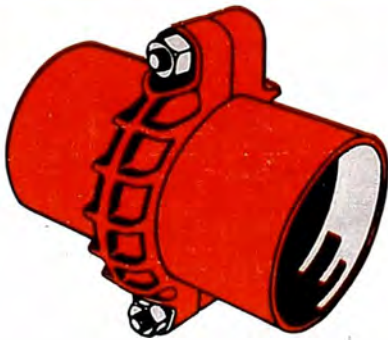
1,000 Psi
800 Psi



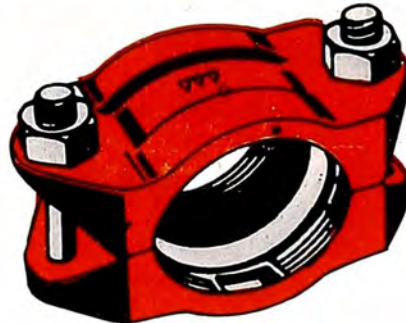
ACOPLES para tubos de hierro con pestañas tipo Alvanius

ACOPLES para tubos de hierro sin ranura estilo 99

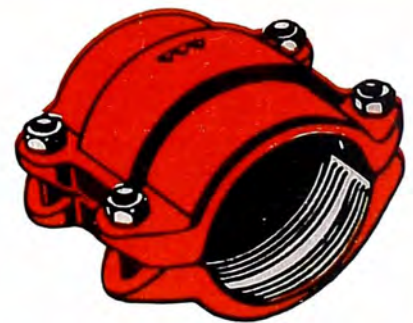
ACOPLES para tuberías de Polietileno estilo 995



Diámetros Presión Max. de Trabajo
de 1.1/4" a 12" Ø 300 Psi.



Diámetros Presión Max. de Trabajo
2" a 3" 750 Psi.
4" a 6" 450 Psi.
8" a 12" 250 Psi.



Diámetros Presión Max. de Trabajo
2" 3" 4" 250 Psi.

9.20 TUBERIAS

Siempre que alguna civilización alcanza un cierto grado de desarrollo tal que inspire el deseo por cierta clase de comodidades, alguna forma de sistema de tuberías es inventada para satisfacer ese deseo de comodidades de esta forma el uso de tuberías es anterior a la historia misma.

- Tuberías de arcilla 4000 A.C. halladas en las ruinas de Babilonia.
- Tuberías de plomo con valvuceria de bronce en las ruinas de Pompeya.
- Tuberías de madera hecha de troncos vaciados.
- Tuberías de piedras agujereadas utilizadas en muchas partes del mundo.
- Tuberías de hierro para conducción de agua en 1313.
- Tuberías de acero con necesidades de usar materiales capaz de soportar altas presiones que comenzó a finales del siglo XVIII.
- Tuberías de PVC y polietileno usados en el siglo XIX.

Existen varios factores influyentes para seleccionar un tipo de tubo todo si el transporte es efectuado por

bombeo, en el caso de RAURA, se utiliza dos tipos de tuberías”

Tuberías de acero para alta presión, tipo Shedule tubería de polietileno de alta densidad.

1. Tubería de fierro Victaulic

Esta tubería de fierro se utiliza en el circuito principal, en determinados lugares a la tubería se le da la forma de un codo, y van unidas por bridas y coples Victaulic de tipo restobada y/o soldadas.

2. Tubería de Polietileno de alta densidad

La tubería de polietileno es otro importante plástico que se obtiene por polimerización del etileno. Existen dos procedimientos que dan lugar al polietileno de baja densidad (LDPE) y al polietileno de alta densidad (HD PE) estos son:

Polietieleno de baja densidad (LDPE).

Se define según norma UNE 530.142 por una densidad igual o inferior a 0.93 gr/cm^3 y se obtiene a elevadas presiones (1000 a 1500 atm) y altas temperaturas (de 250° a 300°C).

Polietileno de alta densidad (HDPE)

Este es un producto da utilizar con gran eficacia en la industria minera tal es que se utiliza en el sistema de relleno hidráulico, cuya especificación según norma UNE 53-133 corresponde a una densidad superior a 0.94 gr/cm³, se obtiene a presión atmosférica y temperatura más reducidas empleando catalizador apropiado.

VENTAJAS

- Gran resistencia a los agentes corrosivos.
- Alta resistencia a la abrasión.
- Gran resistencia a los fluidos químicos.
- Gran flexibilidad.

9.21 CARACTERISTICAS DE TUBERIAS

STEEL PIPES

SCHEDULE 40				
Medida Nominal Nominal Size Pulg.	ϕ Exterior Outside ϕ D	Espesor de pared ThKn. T	ϕ Interior Inside ϕ D	Peso en Lbs/pie Weight pSI
2	2.375	0.154	2.067	3.66
2½	2.875	0.203	2.469	5.80
3	3.500	0.216	3.068	7.58
3½	4.000	0.226	3.548	9.1
4	4.500	0.237	4.026	10.80
5	5.563	0.258	5.047	14.70
6	6.625	0.280	6.065	14.00
8	8.625	0.322	7.981	28.60
10	10.750	0.365	10.02	40.50
12	12.750	0.406	11.938	53.60
14 OD	14.000	0.437	13.126	63.30
16 OD	16.000	0.500	15.000	82.80
18 OD	18.000	0.562	16.876	105.00

SCHEDULE 80				
Medida Nominal Nominal Size Pulg.	ϕ Exterior Outside ϕ D	Espesor de pared ThKn. T	ϕ Interior Inside ϕ D	Peso en Lbs/pie Weight pSI
2	2.375	0.218	1.939	5.03
2½	2.875	0.276	2.323	7.67
3	3.500	0.300	2.900	410.30
3½	4.000	0.318	3.364	12.50
4	4.500	0.337	3.826	15.00
5	5.563	0.375	4.813	20.80
6	6.625	0.432	5.761	28.60
8	8.625	0.500	7.625	43.40
10	10.750	0.593	9.564	64.40
12	12.750	0.687	11.376	88.60
14 OD	14.000	0.750	12.500	107.00
16 OD	16.000	0.843	14.314	137.00
18 OD	18.000	0.937	16.126	171.00

9.22 CARACTERISTICAS FISICAS DEL POLIETILENO DE ALTA DENSIDAD

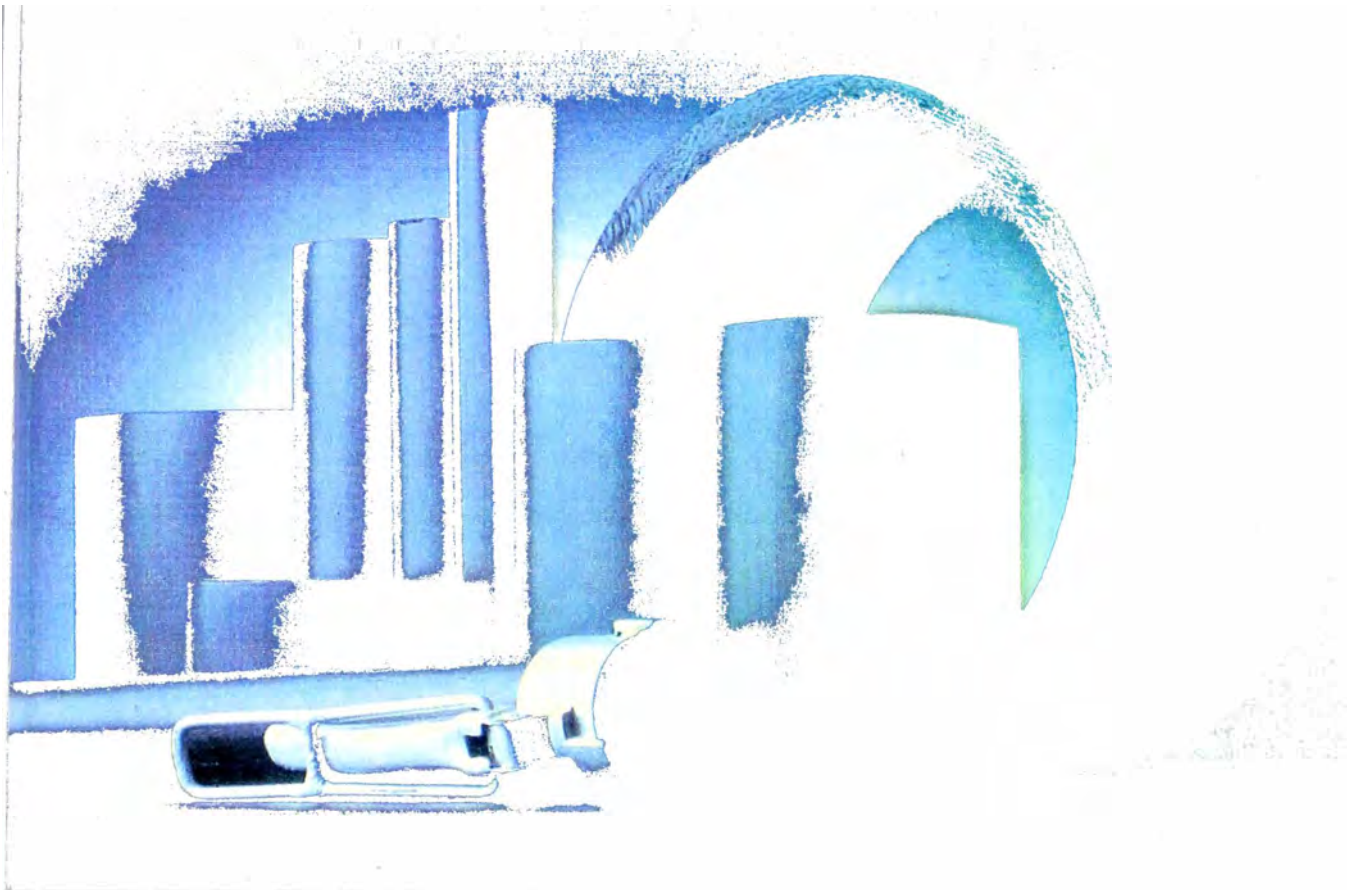
REQUISITO	UNIDAD	VALOR	METODO DE ENSAYO	
Densidad mínima	g/cm ³	0.941	DIN 52479	ASTM D 1505 ASTM D 792
Coeficiente de dilatación lineal (aprox.)	°C	2x10 ⁻⁴	DIN 52612	ASTM D 696
Conductividd térmica a 20°C (aprox.)	W/(m.k)	0.41	DIN 52612	ASTM C 177
Módulo de plasicidad (aprox.): elasticidad.	N/mm ²	900- 9000Kg	ASTM D 730	DIN 53457
Resistencia dieléctrica mayor de: tensión de	Ω	10 ¹²	DIN 53482	
trabajo admisible (ISO)	Kg/cm ²	52		

DIAMETRO, ESPESORES Y PESOS DE LOS TUBOS DE POLIETILENO

ALTA DENSIDAD

De Pu'g.	De Mm	CLASE 2.5		CLASE 3.2		CLASE 4.0		CLASE 6.0		CLASE 7.5		CLASE 10		LON HOD M=metro R=rollo T=tramo
		e mm	Peso Kg/m	e Mm	Peso Kg/M	e Mm	Peso Kg/M	e Mm	Peso Kg/M	e Mm	Peso Kg/M	E Mm	Peso Kg/M	
½	20									2.00	0.093	2.0	0.147	100 m/r
¾"	25							2.00	0.150	2.00	0.12	2.3	0.171	100 m/r
1"	33.4							2.00	0.196	2.3	0.235	3.0	0.279	100 m/r
1 ¼"	40.0					2.0	0.248	2.3	0.285	2.8	0.29	3.7	0.43	100 m/r
1 ½"	50.0					2.0	0.314	2.9	0.440	3.5	0.44	4.6	0.666	100 m/r
2"	63.0			2.0	0.399	2.5	0.494	3.6	0.688	4.4	0.826	5.8	1.05	100 m/r
2 ½"	75	2.0	0.478	2.4	0.572	2.90	0.675	4.3	0.976	5.3	1.01	6.9	1.48	100 m/r
3"	90	2.2	0.639	2.8	0.792	3.5	0.978	5.1	1.39	6.63	1.68	8.2	2.12	50 m/r
4"	110	2.7	0.971	3.50	1.20	4.30	1.460	6.3	2.8	7.7	2.49	10.0	3.14	25 m/r
6"	164	3.9	1.95	5.0	2.47	6.2	2.05	9.1	4.35	11.2	5.28	14.6	6.85	5 m/r
8"	200	4.9	3.05	6.2	3.84	7.7	4.69	11.4	6.79	14.0	7.2	18.2	10.4	5 m/t
10"	280	6.9	5.98	8.7	7.47	10.8	9.18	15.9	13.2	19.5	13.9	25.5	20.3	5 m/t
12"	315	7.7	7.51	9.8	9.45	12.2	11.7	17.9	16.7	22.0	17.64	28.7	25.7	5m/t

Nota: Para la protección contra el envejecimiento, producto simultáneamente por las radiaciones ultravioleta, el calor y el oxígeno del aire se adiciona negro humo (del 2% al 3%) de partículas finas disperso en la masa y materia antioxidante (menos del 0.3%).



DIAMETROS, ESPESORES Y PESOS DE LOS TUBOS DE POLIETILENO

ALTA DENSIDAD

D.	CLASE 2.5		CLASE 3.2		CLASE 4.0		CLASE 6.0		CLASE 7.5		CLASE 10		
	De mm.	e mm.	Peso Kg./m.	e mm.	Peso kg/m	e mm.	Peso Kg/m	e mm.	Peso Kg/m	e mm.	Peso Kg/m	e mm.	Peso Kg/m
1	20	-	-	-	-	-	-	-	-	2.0	0.117	2.0	0.117
	25	-	-	-	-	-	2.0	0.150	2.0	0.150	2.3	0.171	
	33.4	-	-	-	-	-	2.0	0.205	2.3	0.235	3.0	0.293	
4"	40.0	-	-	-	-	2.0	0.248	2.3	0.285	2.8	0.336	3.7	0.43
2"	50.0	-	-	-	-	2.0	0.314	2.9	0.440	3.5	0.524	4.6	0.666
	63.0	-	-	2.0	0.399	2.5	0.494	3.6	0.688	4.4	0.826	5.8	1.05
2"	75	2.0	0.478	2.4	0.572	2.9	0.675	4.3	0.976	5.3	1.179	6.9	1.48
	90	2.2	0.639	2.8	0.792	3.5	0.978	5.1	1.39	6.3	1.68	8.2	2.12
	110	2.7	0.943	3.50	1.20	4.30	1.460	6.3	2.08	7.7	2.49	10.0	3.14
	164	3.9	2.00	5.0	2.533	6.2	3.12	9.1	4.47	11.2	5.38	14.6	6.85
	200	4.9	3.05	6.2	3.84	7.7	4.69	11.4	6.79	14.0	8.18	18.2	10.4
	250	6.1	4.76	7.8	5.99	9.7	7.37	14.2	10.60	17.5	12.782	22.8	16.2
	315	7.7	7.51	9.8	9.45	12.2	11.7	17.9	16.7	22.0	20.2	28.7	25.7



CONSIDERACIONES ECONOMICAS

CAPITULO X

CONSIDERACIONES ECONOMICAS

10.1 ANALISIS DE COSTO

Concluido el análisis de la forma en que se debe recuperar el relave de la laguna Cabalcocha e introducir a la mina CATUVA como Relleno Hidráulico para el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado que se realiza en mina Raura. Se hizo una inversión en el sistema de repulpado por la suma de \$ 83,058.00 como se muestra

Bomba Toyo DP-30	\$26,383
Bomba Denver SRL 8x6	\$40,000
Tecle de 3 t.	\$ 500
Electromecánicas	\$ 6,000
Tuberías	\$ 4,827
Mano de obra	\$ 5,348
Total inversión	\$83,058

Este capítulo esta dedicado a presentar los aspectos económicos de la operación de los siguiente:

- Costo de propiedad y operación de la Bomba Toyo.
- Costo de Repulpado.
- Costo de Relleno Hidráulico.

10.2 COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DE LA BOMBA TOYO

A. Costo horario de propiedad.

Costo propiedad	\$31,734
Vida Util Horas	27.000
Trabajo anual horas 450	5.400
Duración años	5
Factor de intereses, seguro, impuesto, Almacenaje.	19%
Costo Horario de I.S y A.	\$0.56
Depreciación	\$0.94
[Costo Total de Propiedad. (\$/hr)	\$1.50

B. Costo Horario de Operación

Reparaciones Generales

Incluye repuestos y mano de obra (0.5 *deprec.*
v.útil /100)

1.27

Costo de Energía

Consumo (30HP x 0.65US\$/ Kw/1.341HP)

1.45

Costo de mantenimiento

(aceite, grasa, incluye mano de obra de
engrasador = 1/3 del costo de energía).

0.48

Costo Total de Operación (\$/hr)	3.21
----------------------------------	------

COSTO HORARIO TOTAL DE PROPIEDAD Y DE OPERACION	4.71
--	-------------

10.3 CALCULO DEL COSTO DE REPULPADO

Parámetros:

Volumen a rellenar	:	1000 m3/mes
Eficiencia	:	85%
Volumen efectivo mensual	:	8500 m3/mes
Días útiles por mes	:	25
Volumen efectivo diario	:	340 m3/día.

1.- MANO DE OBRA

Cantidad Salario(S/.) Incidencia(%) Costo

a) Mano de obra Directa

Operador de bomba	2	28.00	100%	56.00
Ayudante de bombero	4	24.00	100%	96.00
				S/.152.00
Leyes sociales	98.53%			149.80
Sub total de Mano de Obra Directa				301.80

b) Supervisión Sueldo(S/.)

Capataz	1	33.33	50%	16.70
				S/. 16.70
Leyes sociales	56,06%			9.36
Sub total de Supervisión				26.00
TOTAL DE MANO DE OBRA				S/.327.86

TOTAL DE MANO DE OBRA	\$ 112,36
------------------------------	------------------

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

	Cant. (tarefas)	Precio (\$)	Rend. (tarefas)	Costo
Mameluco	6.5	22.03	180	0.80
Botas	6.5	11.13	90	0.80
Protector	6.5	5.5	360	0.10
Guantes	6.5	5.15	30	1.11
Correa de Seguridad	6.5	6,15	360	0.11
Tapón de Oído	6.5	1.85	50.0	0.24
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				\$ 3.16

3.- GASTOS POR TRANSPORTE

	Unidad	C. Unitario	horas	Costo
Camioncito de serv. (hr)	1	6.85	1.00	6.85
TOTAL DE GASTOS POR TRANSPORTE				\$ 6.85
TOTAL COSTO DIRECTO				\$ 122.35
G. Generales	5%	costo directo		\$ 6.11
Utilidad	10%	costo directo		<u>12.24</u>
Costo Total				\$ 140.60

COSTO POR METRO CUBICO \$/m³ 0.41

El costo de herramientas está incluido en relleno hidráulico.

El costo unitario depende del rendimiento de la bomba, para este cálculo se está considerando un rendimiento de 30 m³/hr.

CALCULO DEL COSTO DE RELLENO HIDRAULICO
--

Parámetros:

Volumen a rellenar:	1300 m3/mes
Eficiencia:	85%
Volumen efectivo mensual:	11050 m3/mes
Días útiles por mes:	25
Volumen efectivo diario:	442 m3/día
Rendimiento de la Bomba MARS:	30 m3/hr
Número de horas de relleno:	14.73 hr
Horas efectiva de relleno/guardia:	6.00 hr
Número de guardias de relleno:	2.46 guardias

1.- Mano de Obra

Cantidad Salario(S/.) Incidencia(%) Costo

a) Mano de obra Directa**Relleno hidráulico**

Maestro Rellenador	3	28.00	100%	84.0
Ayudante de relleno	3	24.00	100%	72.0
Maestro preparador	3	28.00	100%	84.0
Cuneteros	2	24.00	100%	48.0

Planta de relleno Hidráulico

Maestro mecánico	1	26.50	100%	26.5
Ayudante de mecánico	1	22.50	100%	22.5
Bombero	3	25.00	100%	75.0
Ayuda bombero	3	22.50	100%	67.5
				S/. 479.5
Leyes sociales 98,53%				472.5
Sub total Mano de Obra				S/. 952.0

b) Servicios

Bodeguero	1	24,0	100%	24,0
Limpieza de vía	1	24,0	100%	24,0
			S/.	48,0
Leyes sociales 98,53%				47,3
Sub total servicios			S/.	95.3

c) Superv. y adm. Sueldo (S/.)

Ing. Residente	3000	1	100.00	100%	100.0
Ing. Jefe de Guardia	2248	1	74.93	100%	74.9
Administrador	1000	1	33.33	100%	33.3
Técnico de Bombas	1000	1	33.33	100%	33.3
Capataz	1000	3	33.33	100%	100.0
				S/.	341.6
Leyes sociales 56,05%					191.5
Sub total Supervisión					533.1
TOTAL DE MANO DE OBRA					S/ .1580.3

TOTAL DE MANO DE OBRA	\$ 541.2
------------------------------	-----------------

2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

	Cant. (tarefas)	Precio (\$)	Rend. (tarefas)	Costo
Mameluco	24	22.03	180	2.94
Botas	24	11.13	90	2.97
Protector	24	5.5	360	0.37
Guantes	24	5.15	30	4.12
Correa de Seguridad	24	6.5	360	0.53
Lámpara	15	450	720	9.38
Respirador	15	14.35	180.0	1.20
Filtro para respirador	15	0.2	3.0	1.00
Tapón de Oído	15	1.85	50.0	0.6

TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	\$ 23.0
---------------------------------------	----------------

3. HERRAMIENTAS

	Cant.	Precio	Rend. (# disp)	Factor	Costo
Llaves Stilson	8	26.00	180.00	0.12	0.14
Llaves Francesa	4	49.92	360.00	0.12	0.07
Llaves Boca y Corona	1	20.00	360.00	0.12	0.01
Tecle de 1 tn.	1	100.00	1000.00	0.12	0.01
Llaves Boca y Corona	1	49.92	360.00	0.12	0.02
Otras herramientas*	1	40.00	300.00	0.12	0.02
Barretilla	1	10.00	100.00	0.12	0.01
TOTAL HERRAMIENTAS				\$	0.27

4. MATERIALES E INSUMOS

	Cant.	Precio	Costo
Tela arpillera (m.)	95	0.89	84.73
Otros materiales**	1	3.08	3.08
TOTAL MATERIALES			\$ 87.81

5. EQUIPOS

	Cant.	Precio	V.Util (días)	Costo
Máquina de soldar	1	600.00	300.00	2.00
Equipo Oxicorte	1	1000.00	720.00	1.39
Máquina de coser	1	600.00	300.00	2.00
TOTAL EQUIPOS				\$ 5.39

6. GASTOS POR TRANSPORTE

	Unidad	C.unitario	Horas	Costo
Camioncito de serv.(hr)	1	6.85	6.00	41.10
TOTAL DE GASTOS POR TRANSPORTE				\$ 41.01
TOTAL COSTO DIRECTO				\$ 698.7
G. Generales	5,00% costo directo			34.9
Utilidad	10,00% costo directo			69.9
Costo Total				\$ 803.5
COSTO POR METRO CUBICO			\$/m3	1.82

- Otras herramientas incluye: desarmador, alicate, martillo, comba, juego de llaves hexagonal.
- Otros materiales incluye: Alambre de amarre, clavos de alambre, wype.

CAPITULO XI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

11.1 CONCLUSIONES

- El repulpado se presenta como una alternativa para cubrir el déficit de relleno, y además limpiar la laguna en el plazo establecido por las autoridades.
- Con el propósito de dar cumplimiento al programa de adecuación y manejo ambiental - PAMA que a lo largo de 36 años aproximadamente compañía Minera Raura ha venido depositando sus relaves al sur-oeste de la lagunas de Cabalcocha en volumen estimada de 500,000 m³ estos relaves serán utilizados como relleno hidráulico en la mina.
- El repulpado está orientado primero a evacuar todo el relave del borde superior de la laguna, luego que se encuentra en la playa adyacente y finalmente que se encuentra en la laguna misma hasta una profundidad de 2 m por debajo del espejo del agua.

- El monto de inversión contemplado en el PAMA, para llevar a cabo este proyecto fue de 335,054 dólares y plazo de ejecución 4 años.

- Para efectos de repulpado el sistema emplea una bomba sumergible especial para lodos BOMBA TOYO MODELO DP 30-B y una BOMBA HORIZONTAL DENVER 8 x 6 para el transporte de pulpa.

- El único metal en las muestras de agua es el cromo; el bicromato de sodio es un reactivo empleado en la planta que ingresa a la laguna como componente de descarga de la planta.

- El 95% de relave que se repulpa es el que se envía a la mina, el ciclón se usa para eliminar el agua y algo de los finos que se producen. Los gruesos son enviados a la mina. Los finos son enviados en mínima proporción al nuevo depósito de relaves de Nieve Ucuro.

11.2 RECOMENDACIONES

- Para mejorar todo el sistema de relleno hidráulico se necesita ampliar el circuito de tubería para otras zonas.
- Construcción de una subestación de recuperación de repulpado con el cual se va cubrir el déficit del abastecimiento de pulpa para la mina.
- Una alternativa para enviar el relave a la mina es rellenar labores antiguas abandonadas.
- Un programa de monitoreo de línea base ambiental, debe iniciarse y debe incluir ampliar la caracterización de los sedimentos de laguna.
- Evaluar el ambiente biológico de la laguna.
- Dar cumplimiento al programa de adecuación y manejo ambiental - PAMA.

BIBLIOGRAFIA

- INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES
ERROL G.KELLU - DAVID J.
- DESCRIPCION DE AMPLIACION DE SISTEMA DE R/H EN
QUIRUVILCA.
HERRERA TAVARA J.
- APLICACIÓN DE R/H EN ATACOCHA.
CHAMORRO GOMEZ D.
- TRANSPORTE DE SOLIDO POR TUBERIAS
MELENDEZ VIDALES VICTOR.
- CALCULO EXPERIMENTAL PARA INSTALACIONES DE R/H EN CIA.
MINERA MILPO.
BERROSPI POLO J.
- FUNDAMENTO DE HIDROCICLON
PAREDES PRADO J.
- INFORMATIVO MENSUAL
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA
- INFORMES
CIA MIENRA RAURA
- OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES
ING. IVAN QUIROZ NUÑEZ