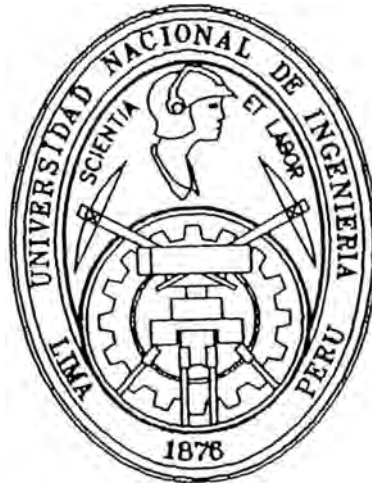


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA



NUEVO PROYECTO DE RELLENO HIDRAULICO EN
CATUVA - COMPANIA MINERA RAURA S.A.

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

SCHILLER MAYORGA, RODOLFO

LIMA - PERU

1995

NUEVO PROYECTO DE RELLENO HIDRAULICO EN CATUVA
COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.

I N D I C E

CAPITULO I

GENERALIDADES	2
1.1 Generalidades	2
1.2 Ubicación, accseo y geografía	3
1.3 Características generales	5
1.3.1 Yacimientos minerales	
1.3.2 Historia y producción de Raura	

CAPITULO II

GEOLOGIA GENERAL DE RAURA	7
2.1 Generalidades	7
2.2 Estratigrafía y rocas ígneas	8
2.3 Geología estructural	10
2.4 Geología económica	10
2.4.1 Mineralización en vetas	
2.4.2 Mineralización en cuerpos	
2.5 Notas geológicas de las principales bolsonadas	12

CAPITULO III

GEOGRAFIA DE LA APLICACION DEL TRANSPORTE DE RELAVES EN TUBERIAS	15
---	----

CAPITULO IV

IMPLANTACION DEL RELLENO HIDRAULICO EN RAURA	17
4.1 Historia del relleno hidráulico	17
4.2 Elección del relleno hidráulico en Raura	19
4.3 Factores limitantes del uso del relleno	

<i>hidráulico</i>	19
4.3.1 <i>Por la naturaleza del material de relleno</i>	
4.3.2 <i>Cuando la inversión se presenta costosa</i>	

CAPITULO V

<i>SISTEMA ACTUAL DE RELLENO HIDRAULICO EN RAURA-CATUVA</i>	22
5.1 <i>Método actual de minado</i>	22
5.2 <i>Operación de relleno hidráulico en Raura</i>	25
5.2.1 <i>Cuadrilla de relleno hidráulico</i>	
5.2.2 <i>Acondicionamiento de un tajeo para relleno hidráulico</i>	
a).- <i>Enmaderado</i>	
b).- <i>Yute y su colocación</i>	
c).- <i>Instalación de tubería en el tajeo</i>	
5.3 <i>Eficiencia del relleno hidráulico en Raura</i>	30
5.4 <i>Ventajas y desventajas del actual sistema de relleno hidráulico en Raura</i>	32

CAPITULO VI

<i>NUEVO PROYECTO DE RELLENO HIDRAULICO CEMENTADO EN RAURA CATUVA</i>	35
6.1 <i>Generalidades</i>	35
6.2 <i>Método de explotación con el actual sistema</i>	36
6.3 <i>Descripción del proyecto</i>	38
6.4 <i>Diseño del sistema</i>	39
6.4.1 <i>Ubicación de la nueva planta de relleno hidráulica</i>	
6.4.2 <i>Perfil de la tubería y la gradiente hidráulica</i>	
6.4.3 <i>Selección de equipos</i>	
6.4.4 <i>Equipos de bombeo</i>	
6.4.5 <i>Sistema de tuberías</i>	
6.4.6 <i>Control de corrosión y la abrasión en la tubería</i>	
6.4.7 <i>Datos metalúrgicos del relave general</i>	
6.4.8 <i>Capacidad de la planta de relleno hidráulico</i>	
6.4.9 <i>Preparación del relave para el relleno hidráulico</i>	
6.5 <i>Flujo de pulpas</i>	49
6.5.1 <i>Pre-clasificación de los relaves</i>	
6.5.2 <i>Velocidades nominales</i>	
6.5.3 <i>Velocidades críticas</i>	
6.5.4 <i>Malla Tyler</i>	

6.5.5	<i>Performance del espesador 80'x10'</i>	
6.6	<i>Relleno hidráulico cementado</i>	60
6.6.1	<i>Generalidades</i>	
6.6.2	<i>Equipos y accesorios</i>	
6.6.3	<i>Preparación de cámaras</i>	
6.6.4	<i>Diseño de drenajes</i>	
6.7	<i>Selección de la bombas de lodos y la energía necesaria para el flujo en todas las etapas</i>	65
6.8	<i>Planta de relleno hidráulico actual como complemento</i>	73
6.9	<i>Drenaje mina</i>	74
6.9.1	<i>Por gravedad</i>	
6.9.2	<i>Por pozos de sedimentación</i>	

CAPITULO VII

COSTOS		76
7.1	<i>Resumen de requisición de equipos y materiales para relleno hidráulico sin cemento</i>	77
7.2	<i>Resumen de requisición de equipos y materiales para relleno hidráulico con cemento</i>	78
7.3	<i>Costos de operación</i>	79
7.3.1	<i>En el relleno hidráulico sin cemento</i>	
7.3.2	<i>En el relleno hidráulico con cemento</i>	

CAPITULO VIII

ANALISIS ECONOMICO Y FINANCIERO		83
8.1	<i>Generalidades</i>	83
8.2	<i>Estimado de los costos de inversión de capital y plan de desembolsos</i>	85
8.2.1	<i>Inversión de capital</i>	
8.2.2	<i>Desembolsos para la construcción del proyecto</i>	
8.3	<i>Ingresos por conceptos de la utilización del nuevo sistema</i>	88
8.4	<i>Costos del sistema de relaves en tuberías</i>	93
8.4.1	<i>Costos de operación y mantenimiento</i>	
8.4.2	<i>Depreciación</i>	
8.4.3	<i>Seguridad de utilización del sistema</i>	
8.5	<i>Intereses</i>	95

8.6	<i>Utilidad neta</i>	96
8.7	<i>Proyección financiera</i>	96
8.7.1	<i>Evaluación financiera</i>	
8.7.2	<i>Rentabilidad</i>	

CAPITULO IX

<i>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</i>		106
9.1	<i>Eficiencia en el relleno hidráulico sin cemento</i>	106
9.2	<i>Eficiencia en el relleno hidráulico con cemento</i>	107
9.3	<i>Procedencia de los equipos</i>	107
9.4	<i>Referencias de cotizaciones comerciales</i>	108
9.5	<i>Ventajas del sistema propuesto</i>	108
9.6	<i>Desventajas del sistema propuesto</i>	109
9.7	<i>Conclusiones y recomendaciones</i>	109
<i>BIBLIOGRAFIA</i>		114
<i>APENDICE</i>		116

*A la memoria de mi
Padre y Abuela*

*A mis hijos con
mucho amor.*

INTRODUCCION

El presente trabajo es realizado en la mina Raura seccion CATUVA, que es donde comencé en los trabajos de relleno hidráulico por espacio de seis meses, observando diariamente las operaciones referentes al minado, sus problemas y alternativas.

Sería de mi mayor satisfacción que lo poco que estoy aportando contribuya al mejoramiento de la operaciones en Raura, sobre todo a lo que se refiere a seguridad de trabajo.

Va mi agradecimiento al Ingeniero Jhon Broadley T. Gerente de Operaciones y a los que con su colaboración y aliento han hecho posible el logro de este trabajo que tiene por objeto obtener el grado de Ingeniero de Minas.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Generalidades

Compañía Minera Raura S.A., propone usar todo el relave posible para mejorar su ciclo de minado y al mismo tiempo recuperar puentes y pilares, esto es un sistema de explotación especial (aplicación de relleno cementado), a gran escala y alta recuperación del yacimiento.

Este trabajo resume proposiciones y recomendaciones en relación con las prioridades establecidas de las áreas minables

dentro de la unidad, tales recomendaciones implican programas de estudios y análisis inmediatos y otros a largo plazo compatibles al planeamiento y diseño de mina; además debemos considerar los procedimientos operacionales de minado y las condiciones de estabilidad para producir 1,200 TM/día de mineral con planes de aumentar en un 40% como mínimo ésta producción en el mediano plazo, en la única sección existente en la unidad que es CATUVA y que es donde se va ha desarrollar éste proyecto de Relleno Hidráulico Cementado.

El diseño del sistema de relleno hidráulico cementado prevee ser usado para recuperar el 100% nuestras reservas mineras y para la implementación, una planta de relleno adecuada para producir 1,400 TM/día ubicada en el Nivel 4630 en la ribera de la Laguna Santa Ana. Este proyecto comprende el régimen de operación y costos.

1.2 Ubicación, accesos y geografía

El Centro Minero de Raura, está ubicado en el Distrito de San Miguel de Cauri, Provincia de Dos de Mayo, Departamento de Huánuco, cerca al límite de los Departamentos de Lima y Pasco; está interceptado por las coordenadas geográficas:

109 26' 30" de latitud Sur y
769 44' 30" de longitud Oeste.

Una carretera afirmada de 180 Kms, se extiende desde Sayán a la Unidad de Raura, la cual se conecta con el Km. 90 de la carretera Panamericana Norte mediante una vía pavimentada de 40 Kms.

Geográficamente, el Distrito minero se localiza sobre la Cordillera de los Andes formando el Nudo de Pasco, existe muchos glaciares y está rodeado de muchas lagunas cuyas aguas van a dar a la cuenca del Río Huallaga, vertiendo del Atlántico.

El clima en invierno es frígido, las temperaturas de cero y bajo cero son frecuentes.

Las alturas alcanzan los 4,800 m.s.n.m y los puntos más bajos están en la parte oriental del Distrito (4,380 m.s.n.m.).

Prácticamente, la economía del Distrito Minero de Raura, está basada en la minería de Zinc, Plomo, Cobre y Plata.

Las instalaciones de Minera Raura, se abastecen de energía eléctrica suministrada por cuatro grupos térmicos MAN (2.4 Mw) y una Central Hidroeléctrica ubicada en Cashaucro

generando un promedio de 2.0 Mw.

1.3 Características generales

1.3.1 Yacimientos minerales

El Distrito Minero de Raura, está localizado en una zona glacial de caliza plegada del Cretácico medio de la formación Machay intruída por distintas y sucesivas intrusiones de diorita cuarcífera, con un período final de actividad ígnea representada por brecha de chimenea explosiva.

La parte central de la diorita cuarcífera sufrió una subsidencia, el cual permitió una inyección posterior de dacita porfirítica (Dacita Putusay).

En el área de Raura existe dos tipos de depósitos de mineral considerados como vetas y cuerpos pirometasomáticos de contacto.

*Al grupo de vetas pertenecen la veta **Esperanza, Roxana, Flor de Loto, Hada y Juanita.***

Al grupo de los cuerpos pirometasomáticos de contacto

pertenecen los cuerpos Niño Perdido, Catuva, Balilla, Gayco (en proyecto). Por lo que el futuro es positivo y promisorio, de acuerdo a las reservas de éstos últimos cuerpos pirometasomáticos que así lo determinan.

1.3.2 Historia y producción de Raura

La presencia de depósitos minerales en el Distrito de Raura, fué conocida en el año de 1,948 con la familia Delgado.

Actualmente, Minera Raura S.A. como empresa, tiene 33 años de trabajo en este distrito con la explotación de Zinc, Plomo, Cobre y Plata.

La producción diaria de la Unidad está en 1,800 T.M.S., (1,000 T.M.S. interior mina (600 de la Sección CATUVA, 300 T.M.S DE HADA y 100 T.M.S. DE LA Sección ESPERANZA) y 800 T.M.S. en Tajo abierto), con leyes de: 6.82% de Zn, 2.45% de Pb, 0.66% de Cu y 4.23 Onz.Ag/Ton.;

CAPITULO II

GEOLOGIA GENERAL EN RAURA

2.1 Generalidades

El Distrito Minero de Raura S.A. está ubicado en la cumbre de la Cordillera Occidental, entre los departamentos de Huánuco (Distrito de San Miguel de Cauri, Provincia de Dos de Mayo) y Lima (Distrito y Provincia de Oyón). Las coordenadas geográficas de ubicación son:

Latitud : 10° 26' 30" S
Longitud : 76° 44' 30" W
Coordenadas U.T.M. : 8'845,500 N
309,700 E

La altura varía de 4,300 a 4,800 m.s.n.m. con glaciares que alcanzan los 5,700 m.s.n.m.

La topografía es abrupta con valles y circos glaciares, con abundantes lagunas y material morrénico. El clima es frío y casi no existe vegetación.

2.2 *Estatigrafía y rocas ígneas*

A.- *Rocas sedimentarias* : *Las rocas sedimentarias aflorantes en los alrededores de la Mina Raura pertenecen a la secuencia estratigráfica del Cretáceo.*

Las rocas más antiguas que afloran al suroeste y oeste pertenecen al cretáceo inferior (Grupo Goyllarizquizga) y están representadas por las formaciones Chimú y Carhuas. En contacto por sobreescurrecimiento se presentan la franja calcárea de las formaciones Parihuanca, 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 porque alberga a los yacimientos minerales.

B.- Rocas ígneas : 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.

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

La primera fase, está representada por una intrusión sub-volcánica de dacita y tobas riódacíticas del tipo explosivo.

Una 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. En sus contactos con la caliza ha producido 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.

Finalmente, la última 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.

2.3 Geología estructural

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Cabaloccocha son los plegamientos más importantes del área con rumbo N 20°-30° W. El sobreescurreamiento al suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Goyarrizquizga 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.

2.4 Geología económica

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 pre-existentes (vetas), reemplazamientos metasomáticos de contacto (bolsonadas en Skarn) y depósitos tipo Stock Work.

2.4.1 Mineralización en vetas

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

El otro sistema tiene rumbo N 65° - 80° 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.

2.4.2 Mineralización en cuerpos

En la zona de contacto metasomático entre las calizas Jumasha 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 mineralizados en todas las zonas de contacto no conocidas aún en Raura. El cuerpo mineralizado principal está formado por las bolsonadas Betsheva - Aracelli de forma elongada en dirección N 30° 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 como las bolsonadas Ofelia y Balilla, responden a este concepto. Los minerales principales son Esfalerita (Marmatita), Galena, Chalcopirita y disseminación de Pirita dentro del Skarn, hasta el contacto se observa fuerte piritización. La mineralización dentro de los cuerpos se presentan en forma masiva, en brechas, en parches y disseminada, predominando al norte minerales como Galena y Esfalerita (la Plata está 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.

2.5 Notas geológicas de las principales bolsonadas

A.- Bolsonada 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 (Exoskarn) que es una caliza fuertemente granatizada y epidotizada. El contacto entre Cuarzo, Monzonita 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 está rellenando las fracturas tipo Stock Work. En profundidad (Nv. 590) son muy pequeñas las áreas de mármol y la mineralización está formando un solo cuerpo. La mineralización principal es a base de Esfalerita, Marmatita, en profundidad y 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.

B.- Bolsonada Catuva y Niño Perdido: Al Norte de Betsheva-Aracelli y siguiendo el contacto entre la Caliza al este

y los intrusivos Cuarzo monzonítico al oeste, se presentan las bolsonadas Catuva y Niño Perdido.

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

Algunos diques atraviesan la bolsonada Catuva y están relacionadas con la mineralización.

En la bolsonada Niño Perdido se presenta un 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 solo cuerpo mineralizado.

CAPITULO III

GEOGRAFIA DE LA APLICACION DEL TRANSPORTE DE RELAVE EN TUBERIA

Como se sabe: Geografía es la descripción de la tierra desde el punto de vista suelo, clima, etc.

Estos aspectos son los que inciden en el transporte de relaves en tuberías; la aplicación de este sistema no tiene límites desde el punto de vista topográfico, ni clima, más por el

contrario ésta utiliza los declives o desniveles de altura para ser más eficiente el transporte del relave.

Las longitudes para el transporte de relaves en tuberías son incentivados por la experiencia; pues no tienen restricciones topográficamente hablando, puede ser factible trabajar con pendientes mayores del 10% y se requiere menor distancia para unir dos puntos reducidos, además ésta también puede ser construída sobre terrenos inestables, lógicamente teniendo en cuenta las características elementales de sostenimiento de la carga; un mecanismo rígido con pestañas de acero y uniones sujeto a pequeñas inundaciones podrían ser instaladas en ésta clase de terrenos.

El transporte de relaves por tuberías se beneficia grandemente con el aspecto topográfico pues ésta utiliza la gravedad para mover grandes cantidades de relaves.

CAPITULO IV

IMPLANTACION DEL RELLENO HIDRAULICO

EN RAURA

4.1 Historia del relleno hidráulico

*Brevemente se resume la historia del relleno
hidráulico como sigue:*

1864: La Readding Cool and Iron Co. relleno labores antiguas de una mina con material estéril, transportados por tuberías con agua, en Pensilvania, EEUU. con el objeto de evitar el hundimiento de una iglesia.

1884: En una mina de Pensilvania se usa por primera vez el relleno hidráulico para combatir incendios.

1901: Se aplica en una mina de carbón, Mislonita, Silesia, Alemania.

1909: En Africa, la aplicaron por primera vez en la mina Village Gold de Transvaal.

1917: La Anaconda Company en Butte, Montana, EEUU lo introduce en sus minas para controlar incendios.

Por los años de 1920, la mina Matahambre, en Cuba aplica el relleno hidráulico en escala industrial, y como parte integrante de sus métodos de explotación. Por los mismos años, igual procede la Homestake Company.

A partir de ésta fecha se intensifica el uso de relleno hidráulico en los diferentes métodos de explotación minera en diferentes partes del mundo.

1937: En la mina Lourdes de Cerro de Pasco, se utiliza por primera vez el relleno hidráulico con la finalidad de combatir incendios.

1968: La mina de Cerro de Pasco inició el uso de relleno hidráulico como parte integrante de los métodos de explotación.

4.2 Elección del relleno hidráulico en Raura.

La utilización del relleno hidráulico en Raura fué una necesidad por las dificultades de fuentes para relleno convencional, demasiada lentitud en el proceso de relleno ocasionando retraso en los programas de producción y por ente en los ciclos de minado, además comprometía mucho los equipos en el proceso de relleno consumiendo tiempo y costos adicionales.

4.3 Factores limitantes del uso del relleno hidráulico

El empleo del relleno hidráulico puede ser restringido cuando excede ciertas condiciones que debe requerir, las que

agruparemos en:

- Por la naturaleza del material de relleno.*
- Cuando la inversión se presenta costosa.*

4.3.1 Por la naturaleza del material de relleno

El material debe ser químicamente inerte y cuando las tierras poseen compuestos de azufre (pirita y pirrotita), éste azufre debe ser controlado para evitar así el recalentamiento del relleno como consecuencia de la oxidación de los sulfuros y el desprendimiento de anhídrido sulfuroso.

El material no debe ser corrosivo, ni abrasivo o en su trayecto volverse corrosivo.

El tamaño de las partículas debe ser tal, que pueda ser manipulada con bombas disponibles en el mercado, que no cause trastornos en las tuberías y equipos de preparación.

Al analizar el agua por sólidos disueltos, cloruros, sulfatos, Ph, alcalinidades de bicarbonatos, carbonatos e hidróxidos, se determinan que el material no contiene solubles que puedan inducir a un problema de corrosión.

La abrasividad queda determinada por el % de sílice que contiene (SiO₂).

4.3.2 Cuando la inversión se presenta costosa

Esto es cuando la elaboración de la pulpa de relleno hidráulico o su transporte requiere de un gran desembolso, que en función de las reservas de mineral a explotarse utilizando relleno hidráulico, lo hace anti-económico.

CAPITULO V

SISTEMA ACTUAL DE RELLENO HIDRAULICO EN RAURA

5.1 Método actual de minado

Actualmente el método de explotación en Raura, sección CATUVA es la de Corte y Relleno Ascendente con relleno hidráulico, dejando pequeños pilares de baja ley, y para esto se

tiene 02 niveles de explotación, el 590 y el 630 unidos por una Rampa negativa de 12% , además el nivel 630 es el nivel principal de extracción de mineral.

Como labores de preparación se tiene:

1).- La galería principal de transporte a lo largo del tajo.

2).- Un corte inferior en el tajo que por lo general es de 5 a 10 mts. por encima de la galería de transporte

3).- Chimeneas cortas para el apso de personal y echaderos de mineral desde la galería de transporte hasta el corte inferior.

4).- Una chimenea desde el corte inferior hasta el corte superior para el transporte de relleno y ventilación.

En cuanto a las operaciones unitarias de producción, tenemos:

a) Perforación .- Actualmente se realiza con taladros verticales, siendo necesario un espacio libre entre el techo y la superficie constituida por relleno hidráulico de unos 3.15 mts.; tras la voladura y extracción de mineral, esta distancia aumenta en unos 6 mts, haciendo peligroso la estabilidad del techo pues

está no es muy competente. Para la perforación se utiliza un Upper Drill neumático de 02 brazos, lo que permite perforar grandes secciones del techo y realizar voladuras de mayor volumen, el problema es que no se puede controlar el techo en forma más segura, además no se puede recuperar los puentes dejados en el nivel inferior ni superior del tajeo.

b) Carguio .- El carquio se realiza dentro del tajeo con scoops eléctricos o diesel a los volquetes de bajo perfil de 13 y 15 TM de capacidad.

c) Transporte.- El transporte de mineral se efectua con volquetes Marca Jarvis Clark de 13 y 15 TM en el Nivel 630 hacia la cancha de mineral fuera de la bocamina de CATUVA.

Dentro del marco de trabajo por este método de explotación podemos observar los siguientes problemas:

1.- La seguridad de trabajo por tener techos muy altos y poco competentes.

2.- No se puede recuperar los puentes y pilares, dejando un 20 a 25% de mineral sin recuperar.

3.- El ritmo de trabajo en perforación es mucho más rápido que el relleno, llegando muchas veces a tener los equipos

de perforación parados por falta de áreas de trabajo.

4.- El mal estado de las vías a causa de la fuga de finos del relleno trayendo consigo sedimentación en las cunetas y rebase del agua del drenaje.

5.- El exceso de bancos, producto de los disparos verticales, el cual no se puede controlar elevando los costos de voladura.

5.2 Operación de relleno hidráulico en Raura

Una vez terminado el jalado del mineral en los tajeos, éstos son acondicionados para entrar en relleno.

5.2.1 Cuadrilla de relleno hidráulico.

Desde la parte de acondicionamiento, hasta la misma operación de rellenado, son realizados por un grupo de personal calificados y entrenados para tal fin.

Este grupo o cuadrilla, operan las 24 horas del día (en guardias de 8 horas cada uno), 03 turnos en la bomba y 02 en interior mina, conformados de la siguiente manera:

Bomba : 01 capataz (primera guardia)

01 bombero

Mina : 01 capataz (primera guardia)

02 obreros

El cual están supervisados por el ingeniero de turno de producción mina.

El bombero arranca y para la bomba cuando es alertado por teléfono, controla la densidad de la pulpa, estado de la bomba, etc, durante las 02 primeras guardias y en la tercera guardia se encarga de acumular relave en el depósito. Los dos obreros del tajeo instalan el yute y la tubería, controlan el buen relleno del tajeo, reparan los deterioros del yute, escape de las tuberías, etc. siempre en coordinación telefónica con el bombero.

5.2.2 Acondicionamiento de un tajeo para relleno hidráulico.

El acondicionamiento para relleno hidráulico de un

tajeo se realiza en tres etapas:

a).- Enmaderado : Se realiza después de terminar la limpieza de mineral, y consiste en colocar "puntales de línea" de longarinas aserradas, de secciones 8"x8", y a 6' 4" de luz vertical entre "puntales", a los cuales y hacia el interior del tajeo, se clavan verticalmente tablas de 3"x10'x7' que forman el "enrejado".

Para "enrejar" las chimeneas se colocan las tablas espaciadas entre sí de 1.1/2" a 2.1/2", para así obtener el drenaje del tajeo por las chimeneas.

La operación de enmaderado lo realiza el mismo personal del tajeo (2 hombres) y emplean un tiempo promedio de 12 horas.

b).- Yute y su colocación El yute utilizado es el sintético (poliyute) por sus propiedades físicas y químicas que posee.

El poliyute (yute sintético), es un tejido de polipropileno, de malla 200 y 100 Gs/cm²; llegando en fardos de 1.50 y 2 mts

de ancho.

El yute sintético es inerte a las aguas ácidas, no se pudre con el correr del tiempo y sus hilos tienen propiedades elásticas que los hace ideal para soportar las presiones del relleno hidráulico en determinados casos.

El yute es preparado de acuerdo al ancho del tajeo y colocado cubriendo el "enrejado" de la chimenea y abrazando las "cajas" del tajeo en una longitud aproximada de 2 mts. Para evitar que el yute se desprenda de las "cajas", se apuntalan de caja a caja con listones de 2"x3" de sección y en la chimenea el yute va clavado al enrejado.

Por la parte del piso, el yute es introducido en el relleno anterior, montando al yute antiguo hasta una profundidad de 3'.

Para evitar la fuga de finos, se superpone al yute ya colocado en la chimenea una "manta" rectangular de poliyute que debe abrazar solamente la sección del enrejado.

La preparación y colocación del yute lo hacen 2 hombres del tajeo y demoran 16 horas aproximadamente.

c).- Instalación de tuberías en el tajeo Luego de la colocación del yute en las chimeneas y desde la chimenea principal se colocan hacia el tajeo, uno o más tubos plásticos de 20'x 4" de ϕ dejando una luz de 6' entre el tubo y el techo del tajeo.

Se coloca un tubo, si es que el tajeo es aldeano a la chimenea principal, de lo contrario se tendrá que cruzar el tajeo con tuberías de plástico de 4" de ϕ para llegar al tajeo que necesita rellenarse.

Cuando se tiene que cruzar un tajeo con tuberías, la cuadrilla de relleno emplea un total de 12 horas en su instalación.

5.2.3 Rellenado de un tajeo con relleno hidráulico.

Una vez instalado las tuberías

plásticas y previa verificación telefónica desde la mina para el envío de relleno, el bombero inicia el rellenado del tajeo, enviando unos 10 minutos solo de agua y así lavar todos los posibles remanentes de relave del rellenado anterior, sedimentos a lo largo de la tubería, para luego enviar la pulpa.

A medida que el relleno va llegando a 8' de altura con respecto al techo del tajeo, se irán incrementando tuberías plásticas en dirección a la chimenea de drenaje. Si se presentan problemas de "fugas" de relleno en el tajeo, los miembros de la cuadrilla avisarán telefónicamente al bombero para que deje de enviar relave, previa lavada de 10 minutos de las tuberías, evitando así posteriores atascos.

El tiempo promedio para rellenar un tajeo standard es de unas 38 horas efectivas de bombeo (2.5 dias) lo cual nos permite realizar un estimado de producción de la sección respectiva.

5.3 Eficiencia del relleno hidráulico en Raura.

De acuerdo con las etapas de preparación y rellenado de un tajeo tenemos el siguiente resumen:

A) Enmaderado

Colocación de puntales

de línea 1 *Guardia*

Colocación del enrejado 1/2 *Guardia*

Subtotal: 1.5 *Guardias*

B) Instalación del yute

Colocación del yute 1 *Guardia*

Aseguramiento del yute 1 *Guardia*

Subtotal: 2 *Guardias*

C) Instalación de tuberías

Colocación de andamios 1/2 *Guardia*

Transp. inst. tuberías 1 *Guardia*

Subtotal: 1.5 *Guardias*

D) Rellenado del tajeo

Rellenado total 7 *Guardias*

Subtotal: 7 *Guardias*

Para rellenar un tajeo se necesitan unos 240 m³ de relleno hidráulico.

En cada guardia de enmaderado, colocación de yutes y tuberías se necesitan 05 Guardias y en cada guardia trabajan 02 hombres, es decir, 5x2 = 10 guardias ó 10 tareas.

Para el relleno se necesita 7 Guardias y en cada Guardia se necesitan 03 hombres, es decir, $7 \times 3 = 21$ guardias ó 21 tareas.

Luego el total de tareas es de $10 + 21 = 31$ tareas

Castigando con un 10% al ciclo perfecto: 3 tareas

Total de tareas: 34 tareas.

Por lo tanto la eficiencia es de

$$Ef = \frac{240 \text{ m}^3}{34 \text{ Tareas}} = 7.06 \text{ m}^3/\text{Tarea}$$

5.4 Ventajas y desventajas del actual sistema de relleno hidráulico en Raura.

A).- Ventajas : Entre las ventajas más saltantes del relleno hidráulico apreciadas en Raura, mencionaremos los siguientes:

- La fuente de abastecimiento de relleno hidráulico es gratuita, pues procede de los relaves de la concentradora de

Hidro.

- La nivelación del relleno convencional mediante scooptrams es eliminado. ya que el relleno hidráulico al entrar al tajeo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel (su tálud de deposición es aproximadamente 40).

- Ofrece mayor compactividad inicial y un rápido desarrollo de las cualidades de resistencia.

- Disminuye el ciclo de relleno en la explotación, haciendo lógicamente que mejore la eficiencia.

- Se pudo trabajar en "tajeos ciegos", suministrando el relleno hidráulico a estos tajeos desde los niveles inferiores.

Con el relleno hidráulico se eliminó en las secciones de CATUVA y HADA los métodos de "Shrinkage" estáticos y dinámicos que traían muchos problemas de dilución y mineral atrapado que nunca se recuperaba.

- Redujo la cantidad de polvo en los tajeos.

- Nos dejó mayor disponibilidad de los equipos de bajo perfil (scooptrams y volquetes JH-13) en la mina para

usarlos en el transporte de mineral y materiales.

B).- Desventajas : Entre las desventajas para toda implementación de relleno hidráulico tenemos:

- Se requirió de un fuerte desembolso de capital, lo cual tuvo que estar amparado por una producción adecuada.

Se necesita bastante energía para mover fuertes cantidades de pulpa.

Entre las desventajas netamente operacionales que se tiene que afrontar actualmente mencionaremos lo siguiente:

- Origina un gran desgaste en los accesorios internos de la bomba (empaquetaduras, arañas, etc).

- Se requiere fuertes cantidades de agua para diluir la densidad de la pulpa cuando es excesiva y para refrigerar la bomba.

- La fuga del relleno en los tajeos, originado más que todo, por las fracturas en las cajas no tapadas con yute. También se presentan por la rotura del yute, para lo cual se tiene que ubicar la falla escarbando y luego parcharlo.

CAPITULO VI

NUEVO PROYECTO DEL RELLENO HIDRAULICO CEMENTADO EN RAURA

6.1 Generalidades

La proyección del estudio está basada en la producción futura a corto plazo de 1,200 TM/día, con una eficiencia de 90% en su tratamiento.

Entendemos que ya está en pos la Resolución Ministerial del rubro Agricultura para que se nos autorice a usar el lecho de la Laguna Santa Ana como cancha de relave, así evitaremos contaminar la Laguna de Cabalcocha y vertiente del Atlántico como prevención al medio ambiente.

Estamos definiendo que la futura planta se instale en el Nivel 4630 (Roxana) en superficie (ver Plano Nº 01), ésto significa que todas las labores debajo del Nivel 4630 serán las beneficiadas con el sistema propuesto.

Debido a que la cabeza de bombeo es menor a la existente, nos veremos obligados en usar bombas centrífugas de fabricación nacional.

6.2 Método de explotación con el nuevo sistema

El método propuesto sería el de Corte y Relleno Ascendente de Cámaras con recuperación de Pilares, empleando el cemento con relave para formar Pilares artificiales en lugar de las cámaras minadas.

Para la explotación es necesario:

1.- El Nivel principal de extracción (Nivel 540), paralelo al cuerpo conectado por echadores neumáticos o hidráulicos.

2.- Para la ventilación, una serie de chimeneas construidas por el Departamento de Raise Boering conectadas en las cámaras y/o pilares hasta el nivel 630.

3.- El acceso al cuerpo mineralizado desarrollado en estéril (por seguridad, ya que el mineral no es muy competente) desde la Rampa negativa y que sirve para acceso de personal, equipo y materiales.

4.- A partir de este acceso se desarrollan las cámaras de 4 mts de alto x 8 mts de ancho en forma transversal al cuerpo (De potencia de hasta 60 mts) dejando pilares de 7 mts de ancho para su posterior recuperación.

5.- La cámara se explota de caja a caja y luego se rellena con relave cementado de jando sólo 50 cm entre el piso del relave al techo para la cara libre puesto que la perforación se realiza horizontalmente con un Jumbo Hidráulico Marca Atlas Copco Modelo H-115 de 3.7 mts de perforación efectiva, produciendo por cada disparo unos $4\text{mt} \times 8\text{mt} \times 3.7\text{ mt} \times 3.5\text{ Tm/m}^3 = 414\text{ TM}$ de mineral, controlando mejor los techos con técnicas de precortes evitando así los accidentes continuos por

desprendimiento de rocas aumentando la seguridad para el trabajador.

6.- El carguio se efectuara con Scoops diesel o eléctricos que descargaran en los echaderos para tal fin.

7.- El transporte se realizará mediante Volquetes Volvo N-12 que cargarán de los shutes hasta la cancha de la Planta Concentradora, evitando de esta manera el doble manipuleo.

6.3 Descripción del proyecto

Los relaves que genere la planta de beneficio, se captarán en un punto de coordenadas 21,808 N/50,110 E, de cota 4590 m.s.n.m., allí se instalará una sub-estación de tres bombas centrífugas marca DENVER 8"x6" SRL-C (más adelante se detallan los cálculos), con la finalidad de transportar todo el volumen de relave general hacia un gran espesador metálico de 80'ϕ x 10', a ubicarse en superficie Nivel 5630 (Roxana) de coordenadas 21,875 N /49,687 E. El espesador trabajará como un deslamador de tal manera que el U/F en cantidad sea mayor a la necesidad que mina requiera como relleno; el O/F será depositado en el lecho de la Laguna Santa Ana.

Paralelamente, se está proyectando instalar dos silos

de cemento con su respectivo dosificador helicoidal y vibradores magnéticos, los que servirán para complementar el relleno hidráulico cementado que ha sido el interés general.

El relleno hidráulico será bombeado de éste punto (Roxana) con ayuda de tres bombas DENVER 5" x 4" SRL-C, hasta una longitud máxima de 1,350 mts. mediante una tubería de 4" de diámetro y schedule 80; en el proyecto se consideran sólo las labores de la sección CATUVA, que son las que van a utilizar el relleno hidráulico cementado.

El objetivo es usar el relave en su totalidad como relleno hidráulico, es para mejorar la necesidad de relleno en la mina y con ello incrementar considerablemente el ciclo de minado en las labores de CATUVA.

Actualmente, la planta de relleno hidráulico se encuentra con sus dificultades en lo que a recuperación de relave se refiere, ésta es la razón primordial por el cuál presentamos éste "PROYECTO DEL NUEVO RELLENO HIDRAULICO EN RAURA".

6.4 Diseño del sistema

En todo sistema de relleno hidráulico se distinguen

las siguientes variables:

a.- Producción Mina.- Actualmente las reservas de mineral estan en el orden de :

Sulfuros 5'885,323 TM

Oxidos 29,495 TM

con leyes de :

Onz. Ag/Ton.	% Pb	% Zn	% Cu	US \$/Tonelada
4.23	2.45	6.82	0.66	46.04

La proyección a corto plazo en la sección de CATUVA (Zona que recibirá el relleno hidráulico) será de 1,200 TM/día.

b.- Volumen de relleno requerido.- Para una producción mensual de 30,000 TM, según el actual sistema, la sección CATUVA necesitará del 75% del relleno: 900 TM/día y así proseguir el ciclo de minado en óptimas condiciones.

c.- Distancia Planta Concentradora a Mina.-

La distancia proyectada en línea recta es de 1,885 mts. La tuberías a instalarse seguirán la ruta proyectada en el perfil hidráulico (ver

Plano N° 02).

d.- Desnivel Planta de Relleno a Mina.- La Planta de relleno se ubicará en el Nivel 4630 (Superficie) -Roxana- y todas las labores debajo de este nivel serán las beneficiadas (CATUVA). Entendiendo que solamente se requiere un 75% de capacidad como relleno en la explotación y así cubrir la necesidad o sea de $1,200 \text{ TM/día} \times 0.75 = 900 \text{ TM/día}$ (CATUVA).

La planta propuesta se ha dimensionado para tratar $1,740 \text{ TM/día}$.

6.4.1 Ubicación de la nueva planta de relleno hidráulico

Para la selección del lugar de la nueva planta de relleno hidráulico, se tomó principalmente en cuenta el paso de la tubería de 8" de ϕ con relave de la planta concentradora, la cual pasa por el túnel Santa Ana con dirección a la cancha Roxana (superficie) Nv.4630 de coordenadas 21,875 N / 49,687 E .

El lugar elegido para la nueva planta de relleno hidráulico es plano y accesible fácilmente para el transporte de

materiales y personal mediante una carretera afirmada. Además posee espacio suficiente para una probable expansión futura.

También primó su elección por la cercanía de instalaciones de corriente eléctrica, como el suministro de agua a presión y la cercanía a la Laguna Santa Ana donde se depositarán los finos.

6.4.2 Perfil de la tubería y la gradiente hidráulica

El perfil de la tubería se realiza con datos tomados de los mapas topográficos y se localizan las elevaciones en intervalos de longitud constantes entre los puntos terminales.

Sobre éste 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.

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

la tubería.

Luego, 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.

6.4.3 Selección de equipos

La selección de los equipos para la planta de relleno hidráulico en Raura se hizo no solamente en función de los tajeos que en este momento se encuentran en producción, sino, teniendo en cuenta que en un futuro cercano se trabajará los niveles inferiores debajo del nivel 4540.

Las piezas fundamentales del equipo utilizado en el transporte de relleno hidráulico generalmente son los siguientes:

- Motores y bombas.*
- Tuberías.*

6.4.4 Equipos de bombeo

De los datos de capacidad del sistema del transporte

de relave por tuberías se obtiene el radio de descarga ó caudal.

Una bomba en particular deberá ser seleccionada usando la fórmula de HAZZEN & WILLIAMS, ó usando tablas que muestran la capacidad cerca de una máxima presión de descarga que son proporcionadas generalmente por los fabricantes de bombas. De aquí podremos seleccionar el número de bombas requeridas para vencer la máxima presión de descarga dinámica.

Todo número de bombas utilizadas deberán ser montadas en serie o en paralelo, ya que deberá cumplirse con las leyes de la hidráulica.

El tamaño del motor deberá estar seleccionada como sigue (aunque existen diferentes fórmulas para realizar esta selección):

$$HP = \text{Altura dinámica ó cabeza total} \times \text{Caudal ó Gasto} \times p.e / 3960 \times E$$

Donde:

E = Eficiencia del sistema motor-bomba

p.e = Peso específico de la pulpa

Gasto = G.P.M.

HP = Caballos de fuerza = 76 mts.kg/seg

6.4.5 Sistema de tuberías

El transporte del relave desde la planta concentradora a la planta de relleno hidráulico se realizará mediante tuberías de FONQ de 8" de ϕ tipo SH-80 de una longitud aproximada de 589 mts., luego de la planta de relleno hidráulico a la zona de CATUVA se hará mediante tuberías de FONQ de 4" de ϕ tipo SH-80 (1,350 mts), posteriormente, la distribución por chimeneas seran mediante tuberías de plástico de 4" de ϕ de facil manipuleo, instalación y desinstalación.

Los diferentes diámetros de las tuberías, y por consiguiente las secciones de las mismas, deben estar de acuerdo a la cantidad de relleno hidráulico por transportarse, pero en general, se tiene que a mayor diámetro menor resistencia por rozamiento, también disminuye la velocidad, pero crece el peligro de decantamiento de las partículas sólidas lo cual se soluciona con mayor cantidad de agua. A menor diámetro disminuye el peligro de decantación de las partículas, pero aumenta el desgaste por rozamiento.

6.4.6 Control de la corrosión y la abrasión en la tubería

El control de la corrosión y la abrasión de las tuberías es un factor predominante en el diseño de las tuberías.

Para prevenir entonces la corrosión; la pared exterior de la tubería esta protegida por un baño de pintura, papel adhesivo como el alquitrán, etc; que sella la tubería de otros agentes.

La protección catódica de la tubería permite dispersar el zinc ú otros cátodos insertados en una tubería de acero.

El uso de materiales similares deberán de ser usados en la uniones de los tubos, pestañas ó ajustes que deben de ser fuertemente seguros para prevenir la formación de compuestos galvánicos.

Otros materiales de tubos incluyen grados especiales de acero al carbón, acero inoxidable, tubos de acero, tubos de acero con plásticos y caucho, tubos de materiales plásticos,

vidrio, aluminio, materiales especiales y cemento.

La rotación de la tubería permite que el desgaste de ésta, sea bastante uniforme durante toda la vida utilizable de estas tuberías.

La prevención del desgaste prematuro de las tuberías se evitan utilizando una tolerancia ó factor de seguridad en los cálculos del espesor de la tubería, dependiendo del lugar de utilización ya sea en operación de la planta de relleno ó del transporte hidráulico del relave.

Durante las operaciones es una práctica importante de girar las tuberías y llevar un control de la medida del espesor para evaluar el desgaste de las mismas para el futuro.

6.4.7 Datos metalúrgicos del relave general

<i>Densidad de pulpa, gr/dm</i>	<i>1,140</i>
<i>- Caudal de pulpa, GPM</i>	<i>1,090</i>
<i>- Gravedad específica, TM/m³</i>	<i>2.9</i>
<i>- Porcentaje sólidos en peso</i>	<i>18.74</i>
<i>Porcentaje sólidos en volumen</i>	<i>7.36</i>
<i>- Densidad relativa (in situ) sólidos</i>	<i>2.7</i>
<i>- Temperatura, °F</i>	<i>45</i>

PH (alcalino) 10

Granulometría, Malla \pm 48=0.1%, Malla -325 55.6

6.4.8 Capacidad de la planta de relleno hidráulico

La capacidad de la planta de relleno hidráulico proyectada es de 1,740 TM/día para así cubrir los requerimientos de producción a un mediano plazo de la zona de CATUVA sin ninguna ampliación o modificación de sus instalaciones.

6.4.9 Preparación del relave para el relleno hidráulico

Será deslamado y drenado el agua con el apoyo del espesador de 80' ϕ x 10'.

La elección de un gran espesador se debe a los siguientes puntos:

- La forma más sencilla y en mayor escala en la separación de los sólidos con el agua se realiza en un espesador

de gran área.

El espesador DENVER tiene un mecanismo automático que evita a que los rastrillos se atasquen por sobrecarga ó por paradas intempestivas del fluído eléctrico. En el eje principal se cuenta con un Torquímetro con sensores eléctricos para izar o bajar los rastrillos según los casos. Su mecanismo y su construcción son de vital importancia para nuestras necesidades.

- Con respecto al tanque metálico cabe decir que es más ventajoso en comparación a los tanques de cemento; porque uno puede transportarlo al lugar que lo necesite (desmontaje rápido).

La velocidad periférica en el espesador lo determinará la práctica, para nuestro caso hemos asumido una velocidad standard de 20 pies/minuto.

6.5 Flujo de pulpas

6.5.1 Pre-clasificación de los relaves

Por un canal de cemento y aprovechando la gravedad, todo el relave llegará a un tanque receptor de 2 m³ de capacidad (ver plano N^o 03) debajo (2' de sección) se instalaran un juego de tres bombas centrífugas, modelo DENVER 8"x6" SRL-C (dos horizontales y una vertical), la mismas que elevaran todo el relave hasta la bocamina de Roxana Nv. 4630 de coordenadas:

21,875 N / 49,687 E, en el cual un espesador de 80' ϕ x10' recepcionará todo el relave general y ello se encargará de clasificar en U/F que será para el relleno y O/F que irá a la Laguna Santa Ana.

CUADRO # 1

Análisis Granulométrico - Relave General con Remolienda

<i>Malla</i>	<i>Micrón</i>	<i>% Peso</i>	<i>%Acum. (+)</i>	<i>%Acum. (-)</i>	<i>TC.P</i>
+ 48	295	0.1	0.1	99.9	0.5
+ 65	208	3.5	3.6	96.4	2.0
+ 100	147	5.8	9.4	90.6	3.3
+ 150	104	11.1	20.5	79.5	6.4
+ 200	74	9.5	30.5	70.0	5.5
+ 325	44	14.4	44.4	55.6	8.3
- 325	-.-	55.6	100.0	0.0	32.4

6.5.2 *Velocidades nominales*

A.- El flujo inicial requiere una tubería de 8" ϕ SH-

80 y una longitud de 535 mts. para conseguir la velocidad ideal hacia el espesador.

$$V_n = \frac{Q}{a}$$

$$Q = 1090 \text{ GPM} \times \frac{3.785 \text{ lts/gal} \times 10^{-3} \text{ cm}^3/\text{seg}}{60}$$

$$Q = 247.54 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$a = \pi r^2 = 3.1416 (10.16)^2 = 324.31 \text{ cm}^2$$

$$V_n = \frac{247.54 \text{ m}^3/\text{hora}}{324.31 \text{ cm}^2} = \frac{68,761.10 \text{ cm}^3/\text{seg}}{324.31 \text{ cm}^2}$$

$$V_n = 211.73 \text{ cm/seg}$$

$$V_n = 6.9 \text{ pies/seg.}$$

Según la tabla N^o 08 del monograma de fricción, la velocidad media en la línea de 8" ϕ arroja 7.0 pies/seg. Por lo que la elección del ducto es el apropiado.

B.- El flujo del relleno que se transportará desde la planta de relleno hidráulico hasta la zona de CATUVA, se distribuirá por tuberías de FONQ de 4" ϕ por una longitud de 1,350 mts., en esta línea, la velocidad nominal colocada será:

$$V_n = \frac{Q}{a}$$

$$Q = 238 \text{ GPM} \times \frac{3.785 \text{ lts/gal} \times 10^{-3} \text{ cm}^3/\text{seg}}{60}$$

$$Q = 54,049 \text{ m}^3/\text{hora} = 15,013.83 \text{ cm}^3/\text{seg}$$

$$a = \pi r^2 = 3.1416(5.08)^2 = 81.08 \text{ cm}^2$$

Luego:

$$V_n = \frac{15,013.83 \text{ cm}^3/\text{seg}}{81.08 \text{ cm}^2}$$

$$V_n = 185.17 \text{ cm/seg}$$

ó

$$V_n = 6.12 \text{ pies/seg}$$

Nuevamente nos remitimos a la tabla N^o 08 del

monograma de fricción y obtenemos una velocidad media en la línea de 4" ϕ de 6.12 pies/seg coincidiendo con el cálculo determinado.

6.5.3 Velocidades críticas

Para poder mantener en suspensión a los sólidos (granos) debe existir una mínima circulación, así poder evitar sedimentación prematura en la línea.

Para los cálculos de ésta velocidad, se toma como parámetros el tamaño de las partículas de la cual se va a calcular su V_c , su peso aproximado, la gravedad (determinante de la velocidad de asentamiento) y la concentración de esas partículas en la pulpa. Determinaremos tomando en cuenta las partículas de las mallas 200 al 48, por lo que el empleo de la fórmula de Stell es precisa:

$$V_c = F_1 [2gd(y-1)]^{1/2}$$

Donde:

V_c = Velocidad crítica, mts/seg

F_1 = Concentración de las partículas, % peso

$g = \text{Gravedad, m/seg}^2$

$d = \text{Tamaño de las partículas, mts}$

$\gamma = \text{Peso específico de las partículas, TM/m}^3$

CUADRO # 02

Análisis Granulométrico - Relleno Hidráulico

<u>Malla</u>	<u>Micrón</u>	<u>%Peso</u>	<u>% Acum (+)</u>	<u>% Acum (-)</u>	<u>T.C.P.H</u>
+ 48	295	2.6	2.6	97.4	1.28
+ 65	208	6.0	8.6	91.4	2.97
+ 100	147	8.3	16.9	83.1	4.12
+ 150	104	13.6	30.5	69.5	6.44
+ 200	74	12.0	42.5	57.5	5.96
+ 325	44	16.9	59.4	40.6	8.39
- 325	-.-	40.6	100.0	0.0	20.14
<i>Total :</i>		100.0			49.30

Primer Caso: Relave General

a).- *Partículas de malla 200:*

$$V_c = 9.5[2 \times 9.8 \times 0.000074(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.498 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 1.633 \text{ pies/seg}$$

b).- *Partículas de malla 150:*

$$V_c = 11.1[2 \times 9.8 \times 0.000104(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.6907 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 2.265 \text{ pies/seg}$$

c).- *Partículas de malla 100:*

$$V_c = 5.8[2 \times 9.8 \times 0.000147(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.429 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 1.407 \text{ pies/seg}$$

d).- *Partículas de malla 65:*

$$V_c = 3.5[2 \times 9.8 \times 0.000208(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.308 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 1.01 \text{ pies/seg}$$

e).- *Partículas de malla 48:*

$$V_c = 0.1[2 \times 9.8 \times 0.000295(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.010 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 0.034 \text{ pies/seg}$$

Segundo Caso : Relleno Hidráulico

a).- *Partículas de malla 200:*

$$V_c = 12[2 \times 9.8 \times 0.000074(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.629 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 2.06 \text{ pies/seg.}$$

b).- *Partículas de malla 150:*

$$V_c = 13.6[2 \times 9.8 \times 0.000104(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.846 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 2.776 \text{ pies/seg.}$$

c).- *Partícuals de malla 100:*

$$V_c = 8.3[2 \times 9.8 \times 0.000147(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.688 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 2.256 \text{ pies/seg.}$$

d).- *Partículas de malla 65:*

$$V_c = 6.0[2 \times 9.8 \times 0.000208(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.528 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 1.732 \text{ pies/seg.}$$

e).- *Partículas de malla 48:*

$$V_c = 2.6[2 \times 9.8 \times 0.000295(2.9-1)]^{1/2}$$

$$V_c = 0.272 \text{ mts/seg}$$

$$V_c = 0.893 \text{ pies/seg.}$$

Las velocidades nominales calculadas para el relave general es de 7.2 pies/seg y para el relleno hidráulico: 6.0 pies/seg.; los mismos sobrepasan a las velocidades críticas enunciadas; por tanto el peligro de atoro y sedimentación no existen en los ductos de 8" ϕ y 4" ϕ respectivamente; sólo es necesario controlar el flujo inicial para así garantizar la homogeneidad en la densidad y caudal.

El diámetro apropiado de las tuberías se halla deduciendo la siguiente fórmula:

$$D = 0.64 (Q/V)^{1/2}$$

Donde:

D = Diámetro de la tubería, en pulg.

Q = Caudal, en GPM

V = Velocidad del relave ó relleno, en pies/seg

Primer Caso: Relave General

$$Q = 1,080 \text{ GPM}$$

$$V = 7.2 \text{ pies/seg}$$

ϕ = en pulgadas

$$D = 0.64 (1,080/7.2)^{1/2}$$

$$D = 7.83" (\text{equivalente a}) = 8.0" \phi$$

Segundo Caso: Relleno Hidráulico

$$Q = 238 \text{ GPM}$$

$$V = 6.0 \text{ pies/seg}$$

$$\phi = \text{en pulgadas}$$

$$D = 0.64 (238/6.0)^{1/2}$$

$$D = 4.0" \phi$$

6.5.4 Mallas Tyler

C U A D R O # 03

<i>Nombre de la malla hilos/pulgada</i>	<i>Abertura en milímetros</i>	<i>Abertura en dec.pulgada</i>	<i>ϕ del alambre dec. pulgada</i>
325	0.044	0.0017	--
270	0.051	0.0020	0.0013
200	0.074	0.0029	0.0021
150	0.104	0.0041	0.0026
100	0.174	0.0058	0.0042
65	0.208	0.0082	0.0072
48	0.295	0.0116	0.0092
35	0.420	0.0164	0.0122

6.5.5 Performance del espesador 80'x10'

En nuestro caso, el relave tiene una velocidad de sedimentación promedio de 5.9 cm/hora lo que nos lleva a determinar lo siguiente:

$$\text{Velocidad periférica} = \text{RPM} \times \phi \times 0.262$$

$$20 \text{ pies/min} = \text{RPM} \times 80' \times 12" \times 0.262$$

$$\text{RPM} = 0.08 \quad (\text{Motor reductor})$$

En la práctica se llegará a descartar éstas aseveraciones.

6.6 Relleno hidráulico cementado

6.6.1 Generalidades

La mayor alternativa para recuperar al máximo las

reservas de mineral en el sistema actual sería sin lugar a dudas usando el relleno hidráulico cementado ya que en nuestro juicio éste sistema asociado a la secuencia de minado contribuiría a maximizar la recuperación de las reservas cubicadas a la fecha. Para poner en práctica este método de minado, sería conveniente complementarlo con un estudio geomecánico, para así poder delimitar las cámaras y pilares, ya que la garantía del relleno hidráulico cementado estaría en función a las presiones y compresiones laterales y verticales a que son sometidas las cajas encajonantes. Una buena resistencia del relleno cementado lo obtendríamos luego de " 25 días de curado ". Así, en la Tecnología de Concreto y en algunas minas (Perubar, Centromin, etc) donde se usa el relleno cementado, se asume como tiempo standard de curado 28 días.

Mediante éste cuadro, se tienen los resúmenes de los resultados en ensayos del relleno hidráulico:

<i>Nº de muestra</i>	<i>Mezcla</i>	<i>Cemento % Peso</i>	<i>Tiempo Curad.d.</i>	<i>drc.</i>	<i>Crc. Kpa.</i>	<i>rc.</i>	<i>Crc. Kpa.</i>	<i>rc (g)</i>
3	1/6	16.66	24	2.7	4650.8	0.28	895.6	36
3	1/15	6.66	25	2.7	850.2	0.30	210.3	31
3	1/25	4.00	25	2.7	380.4	0.32	78.5	30
3	1/30	3.33	25	2.7	205.3	0.33	71.4	27

A partir de estos datos y tamizes, 0% de cemento en

el relleno hidráulico "In Situ", se estimaron los siguientes parámetros de resistencia:

$$d_r = 2.7 \text{ gr/cm}^3$$

$$C_{rc} = 90 \text{ Kpa}$$

$$E_r = 40 \text{ Mpa}$$

$$r = 0.25$$

$$C_r = 0 \text{ Kpa}$$

$$\phi = 24^\circ$$

Donde :

d_r : densidad del relleno cementado

C_{rc} : resistencia compresiva no confinada, Kpa

E_r : módulo de deformidad, Mpa

r : relación de Poisson

C_r : cohesión

ϕ : ángulo de fricción

Kpa: 9.81 Kn/Ton

Mpa: 1,000 x 9.81 Kn/Ton

6.6.2 Equipos y accesorios

Adicionalmente a la infraestructura que se va ha

implementar con respecto al relleno hidráulico; para el relleno hidráulico cementado será necesario contar además con los siguientes equipos, accesorios y obras civiles/electromecánicas:

<u><i>Cantidad</i></u>	<u><i>Especificaciones técnicas</i></u>
<i>02 pzas</i>	<i>Silos metálicos de 40 TM/cap. c/u de 2x6.2m</i>
<i>02 pzas</i>	<i>Vibradores magnéticos ERIEZ, 115 v x1.5 Amp.</i>
<i>01 pza</i>	<i>Dosificador helicoidal (sin fin) 8"x10'x15' con motor eléct. 1.8 Hp, 1710 rpm.</i>
<i>02 pzas</i>	<i>Base para silos de cemento</i> <i>Montaje de silos y equipos</i> <i>Soporte de silos de cemento</i>

Además se tendrá que proveer de cemento tipo Portland Standard, tipo I ASTM 595 a granel, los mismos que serán transportados desde Lima (distante a 280 Km. de la mina) con camiones container de 30 Ton. de capacidad, para así cubrir la necesidad del relleno cementado y obtener relaciones de 1/6 (al inicio) y 1/25 (durante el resto del minado) respectivamente.

La necesidad del cemento en los casos ya definidos será de:

<i>Mezcla</i>	<i>Relave TM/hora</i>	<i>Cemento TM/hora</i>	<i>Total (a mina) RHC/hora</i>
<i>1/6</i>	<i>62.14</i>	<i>10.35</i>	<i>72.5</i>
<i>1/15</i>	<i>67.96</i>	<i>4.53</i>	<i>72.5</i>
<i>1/25</i>	<i>69.71</i>	<i>2.78</i>	<i>72.5</i>
<i>1/30</i>	<i>70.16</i>	<i>2.33</i>	<i>72.5</i>

6.6.3 Preparación de cámaras

Debemos aprovechar la gravedad para incrementar nuestra densidad de pulpa, en el mayor de los casos usará un sistema propio y adecuado en lo que concierne al levantamiento de las tolvas de extracción para que no se detenga el relleno por algún escape producto de la mala preparación tanto en el tendido de la tela arpillera como en los tapones o diques mal armados.

La causa fundamental de ensuciar las cunetas con relave es por no tener la precaución en este rubro.

6.6.4 Diseño de drenajes

Para el caso del relleno hidráulico cementado se

tendrá que usar un sistema que garantice un 100% de seguridad, para evitar así el despilfarro de cemento.

Se tendrá que hacer un sistema de alcantarillado, usando torres de drenaje construídas con mallas galvanizadas de cocada (cuadrada) soldadas 4"x4", las mismas estarán unidas (distribuídas proporcionalmente al área a que se disponga) por mangueras plásticas de 4" ϕ agujereadas previamente y forradas con telas arpilleras (polipropileno) y/o telas Teran 1000 según el caso. A este proceso se le llama drenaje por "percolación" y, un 70% del agua tendrá que salir por decantación o "rebose"; ésta es una técnica moderna pero de alto riesgo en la supervisión.

6.7 Selección de las bombas de lodos y la energía necesaria para el flujo en todas las etapas.

Como ya es conocido el uso de las bombas centrífugas marca DENVER 8"x6" y de 5"x4", requerirán las condiciones siguientes para garantizar una óptima operación del nuevo sistema del relleno hidráulico con y sin cemento.

El mineral y los relaves son materiales tipo sedimentario y volcánico de características pseudohomogéneas, pero de una abrasividad media; se comportan por encima de

-	<i>G. Específica</i>	Tm/dm^3	=	2.9
-	<i>Densidad de pulpa</i>	Kg/dm^3	=	1.14
-	<i>% sólidos en volumen</i>		=	7.36
-	<i>% sólidos en peso</i>		=	18.74
-	<i>Temperatura</i>	$^{\circ}F$	=	45
-	<i>Ph (alcalino)</i>		=	10
-	<i>Coefficiente de fricción</i>		=	3.6

b.- Fricción Loss Date

-	<i>7 codos de 450x8" ϕ</i>	$- 7.7'c/u$	=	53.90'
-	<i>8" ϕ SH-80, FONQ</i>	$x 589 mts(pies)$	=	1931.92'
-	<i>Total equivalente; (pies)</i>		=	1,985.82'
-	<i>Velocidad en línea; (pies/seg)</i>		=	7.2

c.- Cabeza de Bombeo

-	<i>Cabeza de succión; (pies)</i>	=	3.0
-	<i>Descarga estática 42 mts; (pies)</i>	=	137.76
-	<i>Total cabeza fricción; (pies)</i>		

$$H_f = \frac{1985.82' \times 3.6' \times 1.14}{100 \times 0.9} = 90.55$$

- *Presión de descarga (libre);pies= 00.00*
- *Total cabeza dinámica; (pies) = 231.31*
- *Contingencias 10%; (pies) = 23.13*
- *Total cabeza de bombeo; (pies) = 254.44*

d.- Solución

Según los cuadros estadísticos y performances de las bombas Denver 8" x 6" x 18", nos dan la posibilidad de usar tres bombas con el siguiente consumo de :

Energía Necesaria

$$B.H.P. = \frac{1190 \text{ gpm} \times 254.44' \times 1.14}{3960 \times 0.73}$$

$$B.H.P. = 119.40$$

Aplicando el factor de corrección de 1.23 "por altura" a más de 4,000 m.s.n.m., la energía requerida será de :

$$119.40 \times 1.23 = 147 \text{ HP}$$

Significa por lo tanto adquirir tres motores eléctricos de 60 HP c/u, de 1740 rpm,

440 V, 3 Ph, 60 cy.

2da ETAPA : *Planta del relleno hidráulico.- En primer lugar se está proyectando una bomba Denver 5" x 4" x 14' SRL-C y estará ubicado debajo del gran espesador para así poder llevar la pulpa del underflow hacia el agitador de 4' x 4'; la referida bomba tendrá:*

a. - Condiciones

- Caudal de pulpa; GPM - m ³ /hr	=	193 - 43.83
- Densidad de pulpa ; Kg/dm ³	=	2.1
- Tonelaje de sólidos/día; Tm	=	1,200.00
- G. específica de sólido	=	2.9
- % sólidos en volumen	=	57.89
- % sólidos en peso	=	79.94
- Temperatura; ° F	=	45
- Ph (alcalino)	=	10
- Coeficiente de fricción	=	1.35

b. - Fricción Loss Date

- 2 codos 45° x 5" ϕ , 4.5' c/u	=	9.0
--------------------------------------	---	-----

- 5" ϕ SH-80, FONDO x 8 mt;(pies) = 26.24
- Total equivalente; (pies) = 35.24
- Velocidad en la línea;(pie/seg) = 3.15

c.- Cabeza de Bombeo

- Cabeza de succión; (pies) = 3.0
- Descarga estática; (pies) = 3.28
- Total cabeza de fricción; (pies)

$$H_f = \frac{35.24' \times 1.35 \times 2.1}{100 \times 0.9} = 1.11$$

- Total cabeza dinámica; (pies) = 7.39
- Contingencias 10%; (pies) = 0.739
- Total cabeza de bombeo; (pies) = 8.129

d.- Solución

Según las curvas de performance de las bombas denver de 5" x 4" se encuentran por debajo de su capacidad en cabeza total de bombeo, la razón de la que se proyecta en este punto es por standarizar repuestos y ahorrar el mantenimiento.

Energía Necesaria

$$B.H.P. = \frac{193 \text{ gpm} \times 8.129' \times 2.1}{3960 \times 0.60}$$

$$B.H.P. = 1.38 \text{ HP}$$

Aplicando el factor de corrección 1.23 "por altura" a más de 4,000 m.s.n.m. nos arroja:

$$1.38 \times 1.23 = 1.70 \text{ HP}$$

Significa adquirir un motor eléctrico de 1.70 HP, 1740 rpm, 440 V

3era ETAPA : En la Planta de relleno hidráulico tenemos una segunda subestación de bombeo de mina y en ella estamos proyectando usar tres bombas Denver SRL - C 5' x 4' x 14" Frame Three que trabajarán bajo los siguientes parámetros:

- Caudal de pulpa; GPM - m³/hr = 238 - 54
- Densidad de pulpa; Kg/dm³ = 1.90
- G. específica de sólidos; Kg/dm³ = 2.90

- Tonelaje sólidos (día proy.)	=	1,740
- Tonelaje a transportar actual.	=	1,200
- % sólidos en peso	=	72.3
- % sólidos en volumen	=	47.3
- Temperatura \varnothing F	=	45
- PH (alcalino)	=	10
- Coeficiente de fricción	=	6.1

b.- Fricción Loss Date

- 15 codos 45 \varnothing x 4" ϕ - 5.5' c/u	=	82.5
- 4" ϕ SH-80 FON \varnothing x 1350 mts;pies	=	4,428.0
- Total equivalente; (pies)	=	4,510.5
- Velocidad en la línea;(pie/seg)	=	6.0

c.- Cabeza de bombeo

- Cabeza de succión; (pies)	=	3.0
- Descarga estática; (pies)	=	12.0
- Total cabeza de fricción; (pies)	=	

$$H_f = \frac{4510.5' \times 61' \times 1.0}{1000'} = 275.14$$

- Total cabeza dinámica; (pies)	=	290.14
- Contingencias 10%; (pies)	=	29.014
- Total cabeza de bombeo; (pies)	=	319.154

d.- Solución

Considerando las curvas de performance de las bombas denver 5" x 4", se aprecia que cada bomba trabajará a 110 pies aproximado, lo que significa unos 1300 rpm en la bomba y a unos 4762 pies/min como velocidad periférica en el impulsor de 14" ϕ , según los fabricantes estamos dentro de lo permisible.

La energía requerida para esta subestación será:

Energía Necesaria

$$B.H.P. = \frac{238 \text{ gpm} \times 319.28' \times 1.9}{3960 \times 0.46}$$

$$B.H.P. = 79.25 \text{ HP}$$

Aplicando el factor de corrección "por altura" y seguridad en el sistema (1.23), obtendremos:

$$79.25 \text{ HP} \times 1.23 = 97.47 \text{ HP}$$

Lo que corresponde elegir tres motores de 36 HP c/u, de 1740 rpm, 440 v, 3 PH y 60 Cy, respectivamente.

6.8 Planta de relleno hidráulico actual como complemento

El 100 % de la producción futura de interior mina proviendrá de los niveles inferiores al 4,630 (CATUVA) por lo que la bomba Mars L-180 no será usado para los trabajos rutinarios de relleno.

Sobre la bomba Mars L-180 en uso, podemos decir que tiene un tiempo de operación de 13 años y en la práctica ha sido comprobado que en su mantenimiento es sumamente caro y puede llegar a 1.9 veces su costo operacional en estos momentos a su costo real.

Por tanto, según cuadros comparativos entre bombas de pistón y bombas centrífugas, se dice que las primeras sólo se justifican cuando la cabeza total de bombeo es superior a 400 pies y se quiera centralizar en una sola estación de bombeo; las bombas centrífugas con o sin sellos de agua en el gland sólo requieren una supervisión oportuna y un mantenimiento 10 veces menor al del pistón, su limitación en su alcance es menor a 180

PSI en la salida.

La bomba Mars L-180 se usará para llevar arenas cicloneadas a las áreas grandes para poder mixtificar con el relave deslamado en un 15% en la malla - 325 (según Cuadro N^o 02) y así obtener un mejor piso en los 2 ó 3 últimos pisos de relleno.

6.9 Drenaje mina

El agua filtrará por dos mecanismos:

a.- Por Decantación: Un 70% del agua en la labores de relleno saldrá hacia los niveles inferiores por rebose, solamente exigiremos una buena supervisión para que los finos no acompañen al agua.

b.- Por percolación: El 30% del volumen del agua saldrá a través de los poros de las telas arpilleras (Polipropileno) y/o telas Teran 1000, según sea el caso de relleno hidráulico sin cemento y/o con cemento.

6.9.1 Por gravedad

El agua en los niveles inferiores (como es el Nv.

4380 Tinquicocha) saldrán a superficie por las cunetas aprovechando la gradiente negativa.

6.9.2 Por pozos de sedimentación

Es conocido que el agua decantada y percolada del relleno siempre arrastrará un porcentaje mínimo de finos (lamas) que pueden contaminar las cunetas, galerías o rampas, por lo que siempre se recomienda hacer pozos y/o estocadas de sedimentación antes que el agua llegue a la vía principal (Nv. 4380 Tinquicocha).

CAPITULO VII

COSTOS

Para tener una mejor aproximación en lo que a precios se refiere, se ha tenido que usar un ponderado de valores que se tenía a la fecha; ya que aún el futuro de nuestra economía nacional está indefinida; consientes de ello se ha logrado los siguientes resúmenes:

7.1 Resumen de requisición de equipos y materiales para el relleno hidráulico sin cemento:

ITEM	CANT.	UND.	ESPECIFICACIONES TECNICAS	\$ UNID.	\$ TOTAL
01	1	Pza.	Cajón metálico de 1.2 x 1.4 x 1.2 mts	1,500	1,500
02	3	Pza.	Bombas centrífugas Denver 8"x6" SRL-C Heavy Duty	11,700	35,100
03	3	Pza.	Motor eléctrico de 60 HP, 1760 RPM	7,500	22,500
04	535	Mtl	Tubería F°N° 8" diámetro.SH:80	130	69,550
05	86	Pza	Bridas vitaulic 8" diámetro	85	7,310
06	1	Pza	Tanque metálico espesador 80' O x 10'	135,500	135,500
07	1	Pza	Motor eléct. 6.6 Hp, 1740 rpm	1,500	1,500
08	1	Pza	Motor eléct.0.75 Hp, (Rotor Pol.)	500	500
09	4	Pza	Bombas centrífugas DENVER 5"x4" SRL-C Heavy Duty	9,000	36,000
10	1	Pza	Motor eléct. 24 Hp,1740 rpm,440V	3,000	3,000
11	3	Pza	Motor eléct. 36 Hp,1740 rpm,440V	4,000	12,000
12	1	Pza	Tanque agitador metálico 3" Ox3"	1,500	1,500
13	1	Pza	Motor eléct. 5 Hp,1740 rpm,440V	1,400	1,400
14	1350	Mtl	Tubería F°N° SH-80 4" O	68	91,800
15	1	Pza	Bomba Hidrostral 45 m3 Cap. motor 24 Hp	10,500	10,500
16	2	Pza	Transformador 150 KVA	12,000	24,000
17	---	--	Accesorios Eléct. (Arrancadores, Controles diversos)	Estimado	7,800
OBRAS CIVILES					
18	7	Pza	Base bombas DENVER SRL-C	Estimado	1,150
19	7	Pza	Base espesador 80" O x 10"	Estimado	15,000
OBRAS METAL MECANICAS					
20	---	--	Soporte de tuberías	Estimado	4,000
21	2	Pza	Caseta de protección (S.E. de bombeo)	Estimado	3,500
22	1885	Mtl	Instalación tuberías 8" y 4" O	Estimado	10,000
23	---	--	Montaje de equipos	Estimado	8,000
24			Imprevistos	Aprox. +/-	5,000
TOTAL \$ (USA)					508,110

7.2 Resumen de requisición de equipos y materiales para el relleno hidráulico con cemento:

ITEM	CANT	UNID	ESPECIFICACIONES TECNICAS	\$ UNIDAD	\$ TOTAL
01	2	Pza	Silos metálicos 40 TM/cap. c/u de 2 mts. por 6.2 mts alto	40,000	80,000
02	2	Pza	Vibradores magnéticos ERIEZ 115 Volt x 1.5 Amp	1,100	2,200
03	1	pza	Dosificador helicoidal (sin fin) 8" x 10' x 15', con motor eléct. 1.8 Hp, 1710 rpm	1,400	1,400
OBRAS CIVILES					
04	2	Pza	Base para silo de cemento	Estimado	2,350
OBRAS ELECTROMECHANICAS					
05	---	---	Montaje silos y equipos	Estimado	2,000
06	---	---	Soprt e silos de cemento	Estimado	8,000
TOTAL				U.S. \$	95,950

NOTA: La suma entre estos 02 resúmenes dá un total de U.S. \$ 604,060.00, lo que correspondería al relleno hidráulico cementado

7.3 Costos de operación

7.3.1 En el relleno hídrico sin cemento

A.- Energía Eléctrica:

<u>\$/Kwh</u>	<u>Consumo día</u>	<u>Total U.S.A. \$</u>
0.036	6,397 Kwh	\$ 230.00

B.- Mano de Obra: Semicalificada.

<u>Ocupación</u>	<u>NO</u>	<u>\$/día</u>	<u>\$/Total</u>
Operador pta.	6	5.0	30.00
Tub/prepar.	6	5.0	30.00
Rellenadores	4	5.0	20.00
Capataz	3	6.0	18.00
Subtotal	19		98.00
Beneficios sociales (100%)			98.00
Total mano de obra:			\$ 196.00

Nota: El personal de Planta trabajará en 3 turnos y los de mina en sólo 2 turnos.

C.- Mantenimiento de Equipos: Según fabricantes:

\$ 0.012/TMS x 1,200 TMS/día = \$ 14.40

D.- Materiales: Telas arpilleras, maderas, tuberías, alambre, clavos, etc.

\$ 0.08/TMS x 1,200 TMS/día = \$ 96.00

Total Operación/día = \$ 536.40

E.- Costo Total de Operación/TMS, del relleno hidráulico (in situ) puesto en mina:

\$ 536.40/1,200 TMS = \$ 0.45/TMS

7.3.2 En el relleno hidráulico con cemento

A.- Energía Eléctrica:

<u>\$/Kwh</u>	<u>Consumo día</u>	<u>Total U.S.A.</u>
0.036	6,438 Kwh	\$ 232.00

B.- Mano de Obra: *Semicalificada.*

<u>Ocupación</u>	<u>NO</u>	<u>\$/día</u>	<u>\$/Total</u>
<i>Operador pta.</i>	9	5.0	45.00
<i>Tub/prepar.</i>	4	5.0	20.00
<i>Rellenadores</i>	4	5.0	20.00
<i>Capataz</i>	3	6.0	18.00
<i>Subtotal</i>	20		100.00
<i>Beneficios sociales (100%)</i>			<u>100.00</u>
<i>Total mano de obra:</i>		\$	200.00

Nota: El personal de Planta trabajará en 3 turnos y los de mina en sólo 2 turnos.

C.- Mantenimiento de Equipos: *Según fabricantes:*

$$\$ 0.012/TMS \times 1,200 TMS/día = \$ 14.40$$

D.- Materiales: *Telas arpilleras, maderas, tuberías, alambre, cemento, clavos, torres de drenaje, etc*

$$\$ 0.09/TMS \times 1,200 TMS/día = \$ 108.00$$

E.- Cemento a Granel:

a.- *Relave disponible* 1,200 TMS/día

b.- Relación ponderada 1/25 (cemento/relave)

c.- Necesidad decemento/día $1,200/25 = 48 \text{ TM}$

d.- Costo de cemento puesto en mina

U.S.A. \$ 85/TM x 48 TM/día = \$ 4,080

Total Operación/día = \$ 4,634.40

E.- Costo Total de Operación/TMS, del relleno
hidráulico cementado (in situ) puesto en mina:

$\$ 4,634.40/1,200 \text{ TMS} = \$ 3.86/\text{TMS}$

CAPITULO VIII

ANALISIS ECONOMICO Y FINANCIERO

8.1 Generalidades

El carácter estratégico de las inversiones han aconsejado la utilización de métodos adecuados para su evaluación en términos de rentabilidad, riesgo y liquides como proceso previo a la decisión gerencial de aprobar cualquier proyecto o alternativa de inversión.

Generalmente la estimación de los costos y precios se realiza en "monedas sólidas", es decir que su poder

adquisitivo sea constante y dado que la economía nacional está atravesando una inflación y recesión, nos vemos en la necesidad de recurrir a tasas americanas, por ser el dólar americano la moneda internacional con mayor estabilidad.

El criterio básico de evaluación desde el punto de vista del empresario es obtener el máximo de utilidad por unidad de capital empleado.

Existen tres grupos de criterios que permiten establecer la relación entre ingresos luego de deducir los gastos e inversión efectuado.

a).- Métodos que miden el plazo de recuperación de la inversión (de muy poca utilidad debido a que no consideran el costo del dinero).

b).- Métodos que miden el beneficio (utilidades) sobre la inversión (este método es muy simple y no considera el factor tiempo).

c).- Métodos que miden el rendimiento de la inversión en un momento dado, aquí se consideran:

1.- La Tasa interna de retorno (TIR) o sea la tasa de interés a la cual la inversión se repaga con

los ingresos generados; si la TIR es mayor que el costo de oportunidad de la ejecutora del proyecto, quiere decir que ejecutar el proyecto es una buena alternativa de inversión.

2.- El Valor presente neto (VPN) o sea la diferencia entre el valor presente de los flujos generados por la expansión descontados a la Tasa de Interés prevaleciente en el mercado y el monto total de la inversión; un VPN positivo representa el beneficio neto que genera el proyecto.

8.2 Estimado de los costos de inversión de capital y plan de desembolsos.

Para nuestros estimados tendremos que tomar en cuenta los términos de inflación e inversión.

Se entiende por inflación al fenómeno de alza general y persistente, del nivel de los precios y costos; cuya expresión en el orden monetario consiste en la depreciación interna de la moneda en términos de poder adquisitivo.

La inflación es una magnitud suficiente para introducir distorsiones significativas dentro de la evaluación misma.

El análisis de los efectos de la inflación sobre los presupuestos de capital estimados para el proyecto es sobre una premisa. Así como las decisiones financieras se toman bajo el supuesto de estabilidad monetaria (constancia del poder adquisitivo) necesariamente basados en criterios matemáticos que reflejan la bondad del proyecto, frente a indicaciones de costos de oportunidad de capital y costos de capital.

La tasa de interés, es la medida en que se pretende hacer una retribución del capital, la situación debe de comprender el rendimiento del capital, una cobertura para el riesgo de la actividad y la desvalorización por inflación.

8.2.1 Inversión de capital

La inversión de capital es la suma de todos los costos de la infraestructura del sistema así como los insumos a utilizarse.

La inversión de capital así como los costos de

operación son los criterios que deberán utilizarse en la evaluación del proyecto.

Dentro de los costos de inversión también debemos de considerar el capital de trabajo, que no es más que la inversión para iniciar la infraestructura del sistema que generalmente es la inversión total más los pequeños imprevistos que puedan suceder.

8.2.2 Desembolsos para la construcción del proyecto

Los desembolsos para la construcción del proyecto será efectuado a medida que se va construyendo toda la infraestructura del sistema.

Los desembolsos se efectuarán por un plazo definido en la que el sistema en su conjunto inicia plenamente su operación; pero antes de iniciar los desembolsos se deberá conocer todos los indicadores del aspecto económico financiero que iremos desarrollando en el presente capítulo.

La amortización es el proceso mediante el cual se extingue gradualmente una inversión financiera mediante una serie

de pagos periodicos. Se debe tener en cuenta que el capital de trabajo no se amortiza ya que lo recuperamos al final de la vida útil del proyecto y que la tasa de interés estará constituida por la tasa preferencial más la prima o sobretasa por financiación. La fórmula para calular la amortización, de no haber condiciones en el préstamo, es la de anualidades:

$$\text{Anualidad} = \frac{P (1 + i)^n \times i}{(1 + i)^n - 1}$$

Donde : P = Capital amortizado

i = Tasa de interés

n = nº de años, meses o dias

En caso de que la inversión es financiada, se deberá observar que el flujo de fondos sea suficiente para cubrir la amortización de los préstamos.

8.3 Ingresos por concepto de la utilización del nuevo sistema

Los ingresos por concepto de la utilización del nuevo

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

ESCUELA DE MINAS

BALANCE METALURGICO

TONELAJE	LEY PLATA ONZAG/TM	LEY COBRE %	LEY PLOMO %	LEY ZINC %	TONELAJE FINOS		PLATA %	COBRE %	PLOMO %	ZINC %	Bi % LEY
216,000.000	4.23	0.66	2.45	6.82			100.00	100.00	100.00	100.00	
5,076.377	35.94	17.97	8.00	9.00	912.225	CONC.COBRE	19.97	63.99	7.67	3.10	0.270
7,201.779	102.00	1.57	60.00	7.88	4,321.067	CONC.PLOMO	80.40	7.93	81.65	3.85	0.650
21,944.577	3.79	1.41	1.00	56.00	12,288.963	CONC.ZINC	9.10	21.70	4.15	83.42	
181,777.267	0.64	0.05	0.19	0.78		COLAS	12.73	6.38	6.53	9.62	

FUENTE: Planta Concentradora Raura

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

ESCUELA DE MINAS

BALANCE METALURGICO

TONELAJE	LEY PLATA ONZAG/TM	LEY COBRE %	LEY PLOMO %	LEY ZINC %	TONELAJE FINOS		PLATA %	COBRE %	PLOMO %	ZINC %	Bi % LEY
432.000.000	4.23	0.66	2.45	6.82			100.00	100.00	100.00	100.00	
9,986.773	34.08	18.56	7.58	8.56	1,853.545	CONC. COBRE	18.63	65.01	7.15	2.90	0.270
14,263.930	99.00	1.43	61.00	7.33	8,700.997	CONC. PLOMO	77.28	7.15	82.21	3.55	0.650
43,368.093	3.79	1.41	1.00	57.00	24,719.813	CONC. ZINC	8.99	21.45	4.10	83.90	
364,381.204	0.64	0.05	0.19	0.78		COLAS	12.76	6.39	6.54	9.65	

FUENTE: Planta Concentradora Raura

VALORIZACION DE CONCENTRADOS

FECHA: AÑO 1 al 5

	<u>CONCOBRE</u>	<u>CONCPLOMO</u>	<u>CONCZINC</u>	<u>PLATA</u>
TONELAJE:	9.986.773 TMS	14.263.930 TMS	43.368.093 TMS	
PRECIO METALES:	0.60 \$/lb	18.50 c/lb	1050 \$/TM	4.4 \$/onz
%LEYES CONC.:	18.56 %	61.00 %	57 %	
INGRESOS :				
<u>Metal</u>	<u>Unid</u>	<u>Unid</u>	<u>Unid</u>	
Por Finos:	187.26	223.58	289.11	
Por Plata:	155.78	419.87		0.3
Por Cobre:				
Por Otros:				
VALOR BRUTO:	343.04 \$/TMS	643.44 \$/TMS	289.11 \$/TMS	
EGRESOS:				
DEDUCCS.				
<u>Factor</u>	<u>Unid</u>	<u>Unid</u>	<u>Unid</u>	
Por Maquila:	178.00	175.00		
1.5 Por Convers.:	25.74			1.40
Por Otros:	19.00	71.04	70.74	
SUB TOTAL DEDUC:	222.74 \$/TMS	246.04 \$/TMS	70.74 \$/TMS	
PENALIDS.				
<u>Factor</u>	<u>Unid</u>	<u>Unid</u>	<u>Unid</u>	
2.20 Por Bismuto:	15.40	90.00		0.2
Por Fierro:				
1.65 Por Plomo:	9.21			2
2.2 Por Zinc:	7.83			5
1.1 Por Arsenico:	25.30			0.3
1.1 Por Antimonio:				0.15
Por Mercurio:				
Por Humedad:				
Por Otros:				
SUB TOTAL PENAL.:	57.74 \$/TMS	90.00 \$/TMS	0.00 \$/TMS	
TOTAL EGRESOS:	280.48 \$/TMS	336.04 \$/TMS	70.74 \$/TMS	
VALOR NETO :	62.57 \$/TMS	307.41 \$/TMS	218.37 \$/TMS	
VALOR CONCENTRADO :	624.834.79 \$	4,384.844.12 \$	9,470.106.23 \$	
TOTAL CONCENTRADO:	14,479,785.14 \$			

sistema sería el incremento de ingresos derivados en la venta de concentrados por el aumento de la producción.

8.4 Costos del sistema de relaves en tuberías

Los costos que son logrados son una propiedad misma de la operación y es un parámetro de comparación directa con el antiguo sistema de relleno hidráulico.

Los costos de una operación de éste sistema, es una guía útil para estimar, especialmente si se dividen en unidades operativas. El uso de ellas previene cualquier descuido, lo que sucede frecuentemente en la evaluaciones.

8.4.1 Costos de operación y mantenimiento

Los costos de operación se pueden dividir en cuatro grupos, que son:

Mano de obra

Mantenimiento

Fuerza eléctrica y

Miseláneos

Generalmente la mano de obra, mantenimiento y energía eléctrica forman entre el 80% y 90% de los costos de operación y es importante que se dividan en componentes más pequeños.

La mano de obra se puede dividir en mano de obra fija y mano de obra de producción y puede estimarse con bastante exactitud.

La mano de obra fija incluye los grupos de servicio que se establecen para mantener la producción en forma eficiente y desarrollar el sistema.

Los costos de mantenimiento son los más difíciles de estimar, estos involucran miles de rubros y constituyen entre el 30% y 60% de los costos totales del sistema.

Los costos de energía eléctrica se estiman mediante los HP consumidos para mantener el funcionamiento normal de las operaciones.

8.4.2 Depreciación

La depreciación es el costo destinado a la recuperación del capital invertido mediante el trabajo.

La depreciación es también la disminución del valor del costo operativo del sistema; también es un monto de capital permanente que se utilizará en casos de energía y en reposición de la maquinaria necesaria para continuar el desarrollo normal del sistema.

$$\text{Costo depreciación} = \frac{\text{Costo total la inversión}}{\text{costo de reemplazo de accesorios}}$$

$$\text{Depreciación / año} = \frac{\text{Costo de depreciación}}{\text{Vida del proyecto}}$$

8.4.3 Seguridad de utilización del sistema

La seguridad de utilización del sistema tiene diversos aspectos. Exige ante todo disponer de un capital suficiente que permita una instalación apropiada del proyecto. La utilización del sistema debe ser siempre rentable y permite enfrentarse al futuro confiablemente.

8.5 Intereses

El efectuar una misión de dinero se establece un tipo

nominal de intereses que permanecen invariable.

No obstante, lo que más importa es el tipo real de interes tanto para una sociedad de trabajo como para el inversionista, el tipo real de intereses no coincide con el nominal que figura en un empréstito.

El tipo de intereses es un sistema de crédito que disfruta el inversionista y usualmente se les denomina "tasas".

8.6 Utilidad neta

Este es un parámetro que mide la bondad del proyecto; el término utilidad neta significa la ganancia del inversionista, es decir, de la operación por cada unidad monetaria invertida.

Lógicamente debemos de tener en consideración que tanto la utilidad así como los costos estan afectados por los intereses e impuestos de ley.

8.7 Proyección financiera

Existen algunos métodos no flexibles como los de HORNILL y HOSKOLD, que se basan en un flujo de caja que es el

movimiento de capital durante una transacción económico financiera; descartada a una tasa única elegida de acuerdo al riesgo de la inversión, costo de capital y retribución del capital invertido.

La elección de la tasa de interés pertinente bajo condiciones de incertidumbre tiene su fundamento en el costo del capital.

El método de HOSKOLD, es una fórmula de tasas de interés (r) y (r^) empleada para determinar el valor presente de un flujo de caja.*

$$VP = \frac{\sum F_i (R^{n-m})}{\frac{1 + r^* (R^n - 1)}{r}}$$

Donde: VP = Valor presente

F_i = Flujo de caja neto

R = 1 + r

m = Año del flujo

n = Horizonte del año base

r = tasa de interés amortizado

r^{} = Costo de oportunidad de capital*

El método de HORKILL, es el valor presente de una

serie uniforme de flujo de caja futura descontada a una tasa r^* .

$$VP = \frac{A (1 + r^*)^n - 1}{(1 + r^*)^n}$$

Donde: VP = Valor presente

A = Anualidad

r^* = Tasa de interés

n = Número de años del proyecto

8.7.1 **Evaluación financiera**

La depreciación de la moneda es la razón que obliga a tratar de cuantificar el grado de riesgo y la rentabilidad de la inversión a través de una tasa de interés pertinente ajustándolo al riesgo.

Algunos métodos reconocen el valor del dinero a través del tiempo.

VALOR ACTUAL NETO: Es el balance neto del flujo de cada periodo (beneficio - costo) del proyecto

ponderado en el tiempo.

En otras palabras, es la diferencia entre el VP de los beneficios menos el VP de los costos actualizados al costo real del dinero

$$VPN = \Sigma VP \text{ benef.} - \Sigma VP \text{ Costos}$$

TASA INTERNA DE RETORNO : *El método se basa en el principio de que al hacerse una inversión se espera durante un cierto tiempo un flujo que la repague; la tasa que hace que la Σ de los VP de los flujos esperados iguale a la Σ de los VP de los montos invertidos es la TIR o tasa que iguala el VP de los beneficios al VP de los costos o aquella cuyo $VPN = 0$.*

INDICE DE RENTABILIDAD : *Es la relación entre la Σ VP benef. entre la Σ VP costos.*

$$I.R = \frac{\Sigma VP \text{ beneficios}}{\Sigma VP \text{ costos}}$$

Todo proyecto con $IR > 1$ indica que las utilidades cubrirán los costos; representa magnitudes relativas y es

definitorio cuando el VPN no es determinante.

REPAGO DE LA INVERSION : Es el tiempo requerido para que los flujos anuales iguallen a la inversión original.

VIDA ECONOMICA DEL PROYECTO : Esta se define como la duración del sistema en el tiempo, generalmente finalizará con la estimación de la vida de una mina.

De donde :

$$\text{Vida Mina} = \frac{\text{Reservas (TM)}}{\text{Capacidad de producción (TM/día)}}$$

8.7.2 Rentabilidad

La rentabilidad de un proyecto es el beneficio que se logra tanto financieramente como económicamente.

Aquí calcularemos la rentabilidad del proyecto con los criterios antes mencionados y como primer paso estimaremos la vida de la mina:

$$\text{Vida de la mina} = \frac{5'885,323}{1,200 \times 12 \times 30} = 13.6 \text{ años}$$

Luego, calcularemos la amortización de la deuda:

$$\text{Intereses de la deuda} = 12\%$$

$$\text{Nº de años (depre.)} = 5$$

$$\text{Deuda} = \text{U.S. } \$ 604,060.00$$

$$\text{Anualidad} = \frac{604,060 (1.12)^5 \times 0.12}{(1.12)^5 - 1}$$

$$\text{Anualidad} = 167,572 \text{ U.S. } \$/\text{año}$$

El valor de rescate al final es de 15% de la inversión o sea U.S. \$ 604,060 x 0.15 = 90,609 U.S \$

Datos:	Producción actual	:	600 TM/día
	Costo actual	:	41 U.S. \$/TM
	Producción futura	:	1,200 TM/día
	Costo futuro (Incl R/H)	:	31 U.S. \$/TM
Leyes	Pb	:	2.45%
	Zn	:	6.82%
	Cu	:	0.66%
	Ag	:	4.23 Oz/T

FLUJO DE CAJA

(U.S. \$)

	TMS	AÑOS						TOTAL
		0	1	2	3	4	5	
INGRESOS								
VENTAS		7,199,351	14,479,785	14,479,785	14,479,785	14,479,785	14,479,785	79,598,276
EGRESOS								
Costo de Operación (\$/TM)		41.00	31.00	31.00	31.00	31.00	31.00	
		8,856,000	13,392,000	13,392,000	13,392,000	13,392,000	13,392,000	75,816,000
Depreciación lineal 5 años		0	120,812	120,812	120,812	120,812	120,812	604,060
TOTAL COSTOS		8,856,000	13,512,812	13,512,812	13,512,812	13,512,812	13,512,812	76,420,060
UTILIDAD DE OPERACION		(1,656,649)	966,973	966,973	966,973	966,973	966,973	3,178,216
GASTOS FINANCIEROS		0	0	0	0	0	0	0
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		(1,656,649)	966,973	966,973	966,973	966,973	966,973	3,178,216
Comunidad minera 10%			96,697	96,697	96,697	96,697	96,697	483,487
Impuesto a la renta 27%			261,083	261,083	261,083	261,083	261,083	1,305,414
Ingemet 9.5%			91,862	91,862	91,862	91,862	91,862	459,312
TOTAL IMPUESTOS			449,642	449,642	449,642	449,642	449,642	2,248,212
UTILIDAD NETA		(1,656,649)	517,331	517,331	517,331	517,331	517,331	930,004
FUENTES INTERNAS								
Utilidad neta		(1,656,649)	517,331	517,331	517,331	517,331	517,331	930,004
Depreciaciones		0	120,812	120,812	120,812	120,812	120,812	604,060
TOTAL FUENTES INTERNAS		(1,656,649)	638,143	638,143	638,143	638,143	638,143	1,534,064
FUENTES EXTERNAS								
Aporte propio		0	0	0	0	0	0	0
Financiamiento		604,060	0	0	0	0	0	604,060
TOTAL FUENTES EXTERNAS		604,060	0	0	0	0	0	604,060
TOTAL FUENTES		(1,052,589)	638,143	638,143	638,143	638,143	638,143	2,138,124
USOS								
Inversiones		0	0	0	0	0	0	0
Reinversiones		0	0	0	0	0	0	0
Amortización deuda		0	167,572	167,572	167,572	167,572	167,572	837,860
Variación de capital		0	0	0	0	0	0	0
TOTAL USOS		0	167,572	167,572	167,572	167,572	167,572	837,860
SUPERAVI(Deficit)		(1,052,589)	470,571	470,571	470,571	470,571	470,571	1,300,264
APORTE EMPRESA		0	0	0	0	0	0	0
VALOR RECUPERADO		0	0	0	0	0	90,609	90,609
FLUJO NETO DE CAJA		(1,052,589)	470,571	470,571	470,571	470,571	561,180	1,390,873

Precios	Pb :	18.50 cv/lb
	Zn :	1050 \$/TM
	Cu :	0.60 cv/lb
	Ag :	4.4 \$/Onz
Depreciación	:	5 años lineal
Print Rite	:	12%

De acuerdo con el Flujo de Caja elaborado, tenemos la siguiente evaluación:

CALCULO DEL TIR, VPN y IR :

Confeccionaremos una tabla de factores de acuerdo al interés y al n° de años y otro cuadro de Valores Presentes a una tasa de interés dada.

Luego diseñamos una gráfica Tasa vs VP de acuerdo a la tabla de Valores Presentes.

Pasamos a calcular la TIR (del gráfico):

Sí :

5%	-----	9,087+55,752
X	-----	9,087

$$X = \frac{(9,087 \times 5)}{64,839} = 0.64$$

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
F.F.	(1.052.589)	470.571	470.571	470.571	470.571	561.180

FLUJO DE FONDOS

CUADRO DE FACTORES A VALOR PRESENTE A UNA TASA DADA

AÑO	1	2	3	4	5	6
TASA	INV	OP. 1	OP. 2	OP. 3	OP. 4	OP. 5
10%	0.90909	0.82645	0.75131	0.68301	0.62092	0.56447
12%	0.89286	0.79719	0.71178	0.63552	0.56743	0.50663
20%	0.83333	0.69444	0.57870	0.48225	0.40188	0.33490
25%	0.80000	0.64000	0.51200	0.40960	0.32768	0.26214
30%	0.76923	0.59172	0.45517	0.35013	0.26933	0.20718
35%	0.74074	0.54870	0.40644	0.30107	0.22301	0.16520
40%	0.71429	0.51020	0.36443	0.26031	0.18593	0.13281
45%	0.68966	0.47562	0.32802	0.22622	0.15601	0.10759
50%	0.66667	0.44444	0.29630	0.19753	0.13169	0.08779
55%	0.64516	0.41623	0.26854	0.17325	0.11177	0.07211
60%	0.62500	0.39063	0.24414	0.15259	0.09537	0.05960

CUADRO DE VALORES PRESENTES A UNA TASA DADA

AÑO	1	2	3	4	5	6	TOTAL
10%	(956.899)	388.902	353.547	321.406	292.188	316.771	715.915
12%	(939.812)	375.136	334.943	299.056	267.015	284.311	620.650
20%	(877.158)	326.785	272.321	226.934	189.112	187.938	325.933
25%	(842.071)	301.165	240.932	192.746	154.197	147.110	194.079
30%	(809.684)	278.444	214.188	164.760	126.738	116.263	90.710
35%	(779.696)	258.201	191.280	141.874	104.944	92.704	9.087
40%	(751.849)	240.087	171.491	122.493	87.495	74.530	(55.752)
45%	(725.923)	223.815	154.355	106.452	73.415	60.380	(107.506)
50%	(701.726)	209.143	139.428	92.952	61.968	49.267	(148.968)
55%	(679.090)	195.867	126.366	81.526	52.598	40.468	(182.264)
60%	(657.868)	183.817	114.885	71.803	44.877	33.449	(209.036)

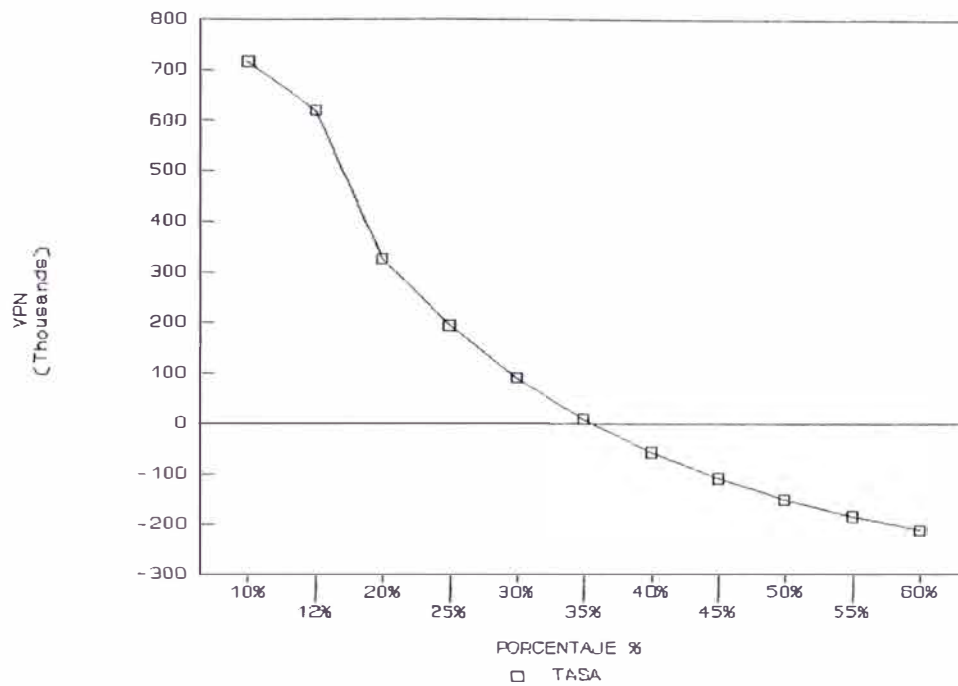
IR 12%: 1.66

 VPN 12%: 620.650

 TIR: 35.84%

CUADRO DE VALOR PRESENTE NETO

CALCULO DEL TIR



$$T.I.R = 35\% + 0.64\% = 35.64\%$$

Del mismo cuadro NO , se tiene:

$$\begin{aligned}
 V.P.N_{12\%} & \quad U.S. \$ \quad 620,650 \\
 I.R. & \quad = \quad \frac{1'560,461}{939,812} = 1.66
 \end{aligned}$$

Por lo tanto el Proyecto es rentable y viable, puesto que el $VPN > 0$ y la $I.R > 1$

CAPITULO IX

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1 Eficiencia en el relleno hidráulico sin cemento

- $25 \text{ m}^3/\text{hora}$ (sólidos)
- 72.5 TM/hora (sólidos)
- 69% - operación cap. instalada
- Costo real del relleno puesto en labores

(operación + depreciación)

USA \$ 0.70 / TM

USA \$ 2.04 / m³

9.2 Eficiencia em el relleno hidráulico con cemento

- 26 m³/hora (sólidos)
- 75.4 TM/hora (sólidos)
- 70% - operación capacidad instalada -
- Costo real del relleno puesto en labores
(operación + depreciación)

USA \$ 4.16 / TM

USA \$ 12.06 / m³

9.3 Procedencia de los equipos

Los equipos y maquinarias que rezan el el presente proyecto son de fabricación nacional, salvo las tuberías. El tiempo de entrega hecha una vez la cotización y requisición respectiva no será mayor a los tres meses.

9.4 Referencias de cotizaciones comerciales

Para efectos de cotizaciones se tomaron referencias de las siguientes agencias y/o casas comerciales:

- Wiese Representaciones S.A.*
- Peruvian Trading*
- FIMA Comercial*
- Interquímica*
- Dinámica Minera S.R.L.*

9.5 Ventajas de l sistema propuesto

Prevención del medio ambiente, haciendo a que la laguna Cabalcocha ya no sea depósito de relaves sino la laguna Santa Ana por tener orden ministerial. Favoreciendose la vertiente del Atlántico.

Con el relleno hidráulico cementado nuestra recuperación de mineral (reservas) será en el orden del 95% (mínimo). La inversión inicial es

fuerte; pero justifica.

El relleno hidráulico con una recuperación del 85% de relaves; con el apoyo del gran espesador de 80' de ϕ x 10' (deslamador), lograremos acelerar el ciclo de minado y el costo de producción bajaría en un 20% por lo menos.

El personal de la mina se familiarizará fácilmente y a corto tiempo.

La velocidad de percolación en el relleno hidráulico propuesto con una recuperación del 85% de sólidos será de 6.2 cm/hora. Con el deseo de que la percolación mejore en 9.0 cm/hora se podrá mixtificar el sistema actual con el propuesto en los últimos dos pies de relleno (altura) en la labores.

9.6 Desventajas del sistema propuesto

Se tendrá problemas en los drenajes si no se cuenta con el personal adecuado en la supervisión.

Necesita de una fuerte inversión para poner en marcha el proyecto.

Se tendrá un incremento de finos en el relleno si no se tiene cuidados en el mantenimiento de los niveles inferiores como es el nivel 4380 así como de limpieza frecuente de los pozos de sedimentación.

9.7 Conclusiones y recomendaciones

a) Conclusiones:

La capacidad instalada de la planta del relleno hidráulico con o sin cemento por mes es de 40,600 TM.

El costo total de inversión del proyecto es del orden de los U.S. \$ 604,060 y su costo de operación es de U.S \$ 3.86/Tm.

Todas las maquinarias y equipos (excepto las tuberías) son de fabricación nacional facilitando el apoyo logístico en lo que a

repuestos se refiere.

El manipuleo del relleno así como su acondicionamiento en las labores son fáciles de realizar y en menor tiempo que el actual sistema de minado.

El sistema propuesto de relleno permite aumentar la producción (a 1,200 T.M.S./día) de interior mina (CATUVA) por otro método de explotación más dinámico.

Permite cerrar las dos secciones de minado convencional (HADA y ESPERANZA) por sus altos costos de operación y baja productividad, reemplazándolos con el aumento de producción en la sección CATUVA, permitiendo de esta manera bajar costo de operación (de U.S. \$ 42 a U.S. \$ 31).

b) Recomendaciones:

Entrenar al personal para una buena supervisión con respecto al drenaje, puesto que este rubro es parte fundamental para una mejor velocidad de percolación y mantenimiento de las cunetas.

No descuidar el suministro de cemento, ya que este es parte fundamental para la recuperación de los pilares y puentes.

El flujo en la tuberías deberá ser de un régimen turbulento a lo largo de toda la red; y lógicamente la velocidad será un factor predominante para mantener todo el material de relleno en suspensión y evitar la sedimentación en el fondo de la red de tuberías.

Ser celosos en el cumplimiento de los programas de relleno para que de esta manera no se presente problemas en los ciclos de minado programados.

El presente estudio no pretende incrementar la producción de mineral, ni dar reglas absolutas para la implementación del relleno hidráulico cementado con el sistema actual.

Para la explotación, se requiere de detenidos estudios y cálculos, tanto en el aspecto técnico como en el económico para definir exactamente el método de explotación .

El transporte de relaves por tuberías si bien es cierto es un sistema sencillo que facilmente puede superar obstáculos topográficos, tiene ciertas dificultades técnicas en su ejecución que merecen ser estudiados detenidamente.

BIBLIOGRAFIA

- Rubio San Juan* *ELEMENTOS DE HIDARULICA GENERAL
Y APLICADA - 6^{ta} EDICION*
- Claude Laurent Angel* *METODO DE EXPLOTACION DE CORTE
Y RELLENO*
- Julio Tumialan* *USO DEL RELLENO HIDRAULICO EN LA
MINA MOROCOCHA - 1972*
- Felipe de Lucio* *ESPECIFICACIONES PARA EL RELLENO
HIDRAULICO - XII CONVENCION DE*

INGENIEROS DE MINAS - 1972

Apuntes del curso

HIDRAULICA GENERAL

Elmer Arauzo B.

PROYECTOS DE INVERSION EN
MINERIA

Tesis de Grado - UNI

Tyler C. Hicks, P.E.

BOMBAS APLICACION EN
INGENIERIA

Colección Mc Graw-Hill Inc.

Felix Rosenfeld

PROYECTOS DE INVERSION

LME, 1968

John H. Perry, PH. D

MANUAL DEL INGENIERO

Unión Tipográfica

EMA, 1976

Beberage J.P. & Culberton J.K.

HIPERCONCENTRACION DE SEDIMENTOS
SUSPENDIDOS

DENVER SRL

MANUAL DE PERFORMANCE - BOMBAS

APENDICE

TABLA N^o 06

Useful Formulas

Specific gravity of slurry is the ratio of the weight of slurry to the weight of an equivalent volume of water:

$$\text{Formula: Sp. Gr.} = \frac{8.33 \text{ GPM plus } 33.33 \text{ T}}{8.33 \text{ GPM plus } 33.33 \text{ T}}$$

c. Solid content in slurry is the percent of weight represented by the solids—

$$\text{Formula: Per Cent Solids} = \frac{T}{T + \frac{\text{GPM of water}}{4}}$$

GPM of flow for slurry is the volume of water plus the volume of water displaced by the solids—

$$\text{Formula: GPM slurry} = \text{GPM water plus } \frac{4T}{G}$$

- T = Tons per hour of solids
- G = Specific gravity of solids
- 8.33 lbs. = Weight of 1 Gal. of water
- 33.33 lbs. per min. = 1 Ton per hour
- 4 GPM = 1 Ton per hour (water)
- 1 Ton = 2000 lbs.

Specific Gravity of Slurries

Number of U.S. Gallons Per Minute equivalent to 1 ton of dry solids per 24 hours in pulps of various water-solid ratios.

WATER—SOLID RATIO		SPECIFIC GRAVITY OF THE DRY SOLIDS IN THE PULP												
% Solids by Weight	Ratio Solids To Solution		1.4	2.2	2.6	2.7	2.8	2.9	3.0	3.2	3.4	3.8	4.2	5.0
	1 : 19.00	Sp. Gr. of Pulp	1.02	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.03	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04
		U.S. G.P.M.	3.28	3.24	3.23	3.22	3.22	3.22	3.21	3.21	3.20	3.20	3.20	3.19
	1 : 9.00	Sp. Gr. of Pulp	1.03	1.06	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.07	1.08	1.08	1.08	1.09
		U.S. G.P.M.	1.62	1.57	1.56	1.56	1.56	1.56	1.55	1.55	1.55	1.54	1.54	1.53
15	1 : 5.67	Sp. Gr. of Pulp	1.05	1.09	1.10	1.10	1.11	1.11	1.11	1.12	1.12	1.12	1.13	1.14
		U.S. G.P.M.	1.06	1.02	1.01	1.01	1.00	1.00	1.00	1.00	0.99	0.99	0.98	0.93
20	1 : 4.00	Sp. Gr. of Pulp	1.06	1.12	1.14	1.14	1.15	1.15	1.15	1.16	1.16	1.17	1.18	1.19
		U.S. G.P.M.	0.78	0.74	0.73	0.73	0.73	0.72	0.72	0.72	0.71	0.71	0.71	0.70
25	1 : 3.00	Sp. Gr. of Pulp	1.03	1.10	1.19	1.19	1.19	1.20	1.20	1.21	1.21	1.23	1.24	1.25
		U.S. G.P.M.	0.62	0.57	0.56	0.56	0.56	0.56	0.55	0.55	0.55	0.54	0.54	0.53
30	1 : 2.33	Sp. Gr. of Pulp	1.09	1.20	1.23	1.23	1.24	1.25	1.25	1.26	1.27	1.28	1.30	1.32
		U.S. G.P.M.	0.51	0.46	0.45	0.45	0.45	0.45	0.44	0.44	0.44	0.43	0.43	0.42
35	1 : 1.86	Sp. Gr. of Pulp	1.11	1.24	1.27	1.23	1.29	1.30	1.30	1.32	1.33	1.35	1.36	1.39
		U.S. G.P.M.	0.43	0.39	0.37	0.37	0.37	0.37	0.37	0.36	0.36	0.35	0.35	0.34
40	1 : 1.50	Sp. Gr. of Pulp	1.13	1.28	1.33	1.34	1.35	1.36	1.35	1.39	1.39	1.42	1.44	1.47
		U.S. G.P.M.	0.37	0.33	0.31	0.31	0.31	0.31	0.31	0.30	0.30	0.29	0.29	0.28
45	1 : 1.22	Sp. Gr. of Pulp	1.15	1.33	1.38	1.40	1.41	1.42	1.43	1.45	1.47	1.50	1.52	1.56
		U.S. G.P.M.	0.32	0.28	0.27	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.25	0.25	0.24	0.24
50	1 : 1.00	Sp. Gr. of Pulp	1.17	1.38	1.44	1.46	1.47	1.49	1.50	1.52	1.55	1.58	1.62	1.67
		U.S. G.P.M.	0.29	0.24	0.23	0.23	0.23	0.22	0.22	0.22	0.22	0.21	0.21	0.20
55	1 : 0.82	Sp. Gr. of Pulp	1.19	1.43	1.51	1.53	1.55	1.57	1.58	1.61	1.63	1.58	1.73	1.79
		U.S. G.P.M.	0.26	0.21	0.20	0.20	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.18	0.18	0.17
60	1 : 0.67	Sp. Gr. of Pulp	1.21	1.49	1.59	1.61	1.63	1.65	1.67	1.70	1.74	1.79	1.84	1.92
		U.S. G.P.M.	0.23	0.19	0.18	0.17	0.17	0.17	0.17	0.16	0.16	0.16	0.15	0.14
65	1 : 0.54	Sp. Gr. of Pulp	1.23	1.55	1.67	1.70	1.72	1.74	1.76	1.81	1.85	1.92	1.99	2.08
		U.S. G.P.M.	0.21	0.17	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.14	0.14	0.13	0.13	0.12
70	1 : 0.43	Sp. Gr. of Pulp	1.25	1.62	1.76	1.79	1.82	1.85	1.88	1.93	1.98	2.07	2.14	2.27
		U.S. G.P.M.	0.19	0.15	0.14	0.13	0.13	0.13	0.13	0.12	0.12	0.12	0.11	0.10

SGPM equivalent to 1 ton of dry solids per hour = USGPM equivalent to 1 ton of dry solids per 24 hours x 24

TABLE NO 07

NOMOGRAPH TO ESTABLISH SLURRY MIXTURE SPECIFIC GRAVITY

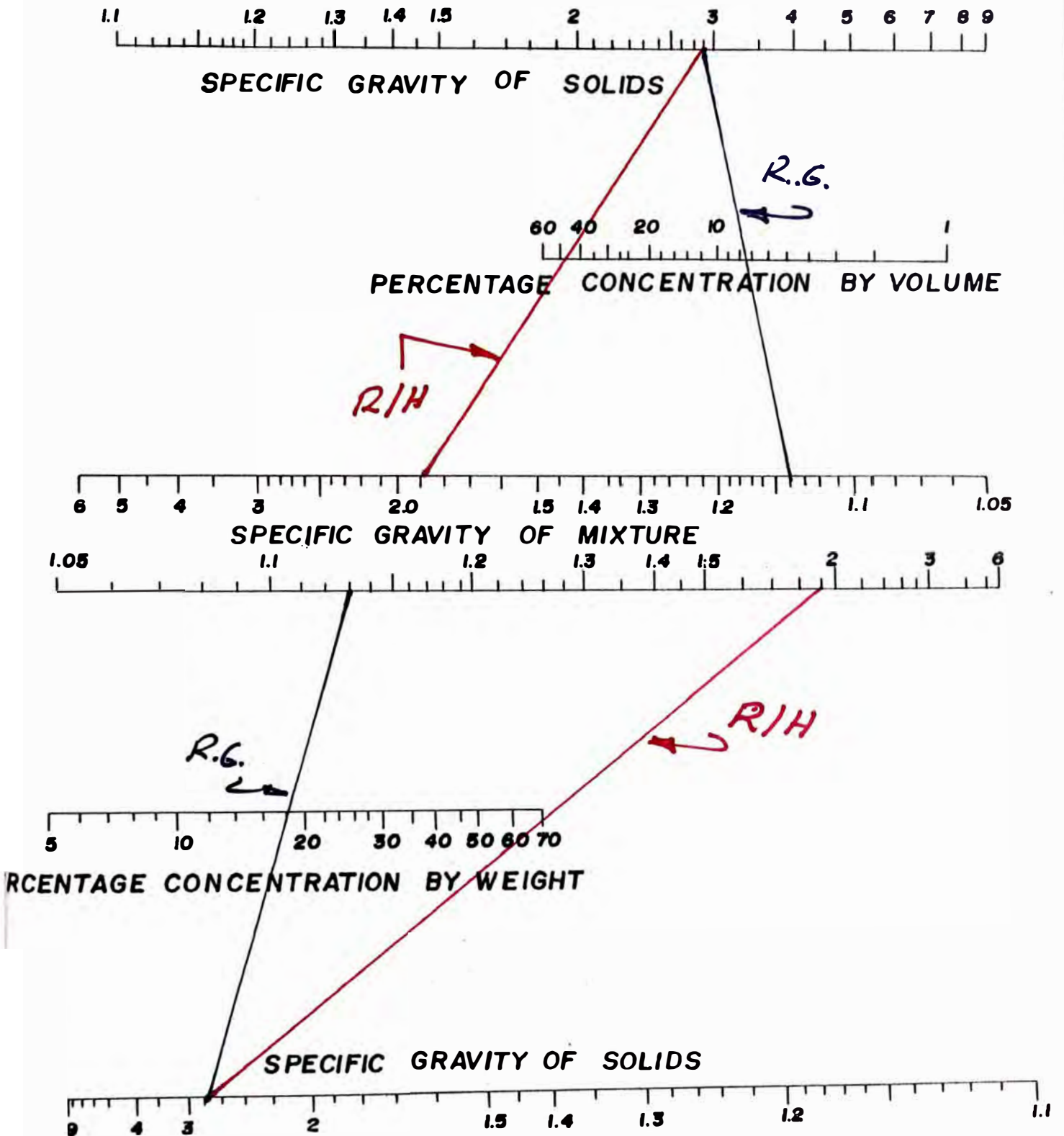
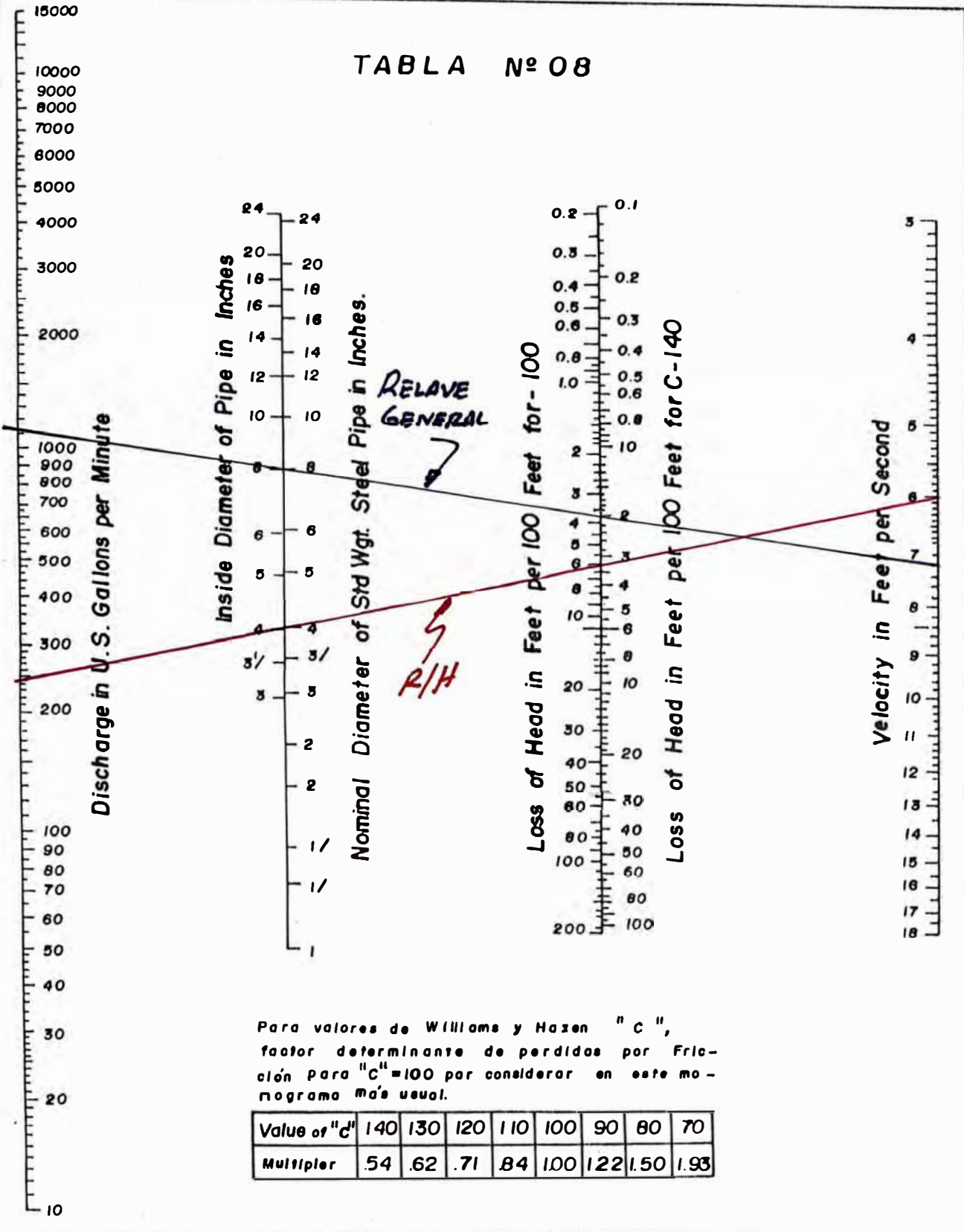
















TABLA N° 08



New Straight Pipe for Turbulent Flow Only

Fittings			Pipe Size																				
			1/4	1/2	3/4	1	1 1/4	1 1/2	2	2 1/2	3	4	6	8	10	12	14	18	20	24			
	Screwed	Steel C. I.	2.3	3.1	3.6	4.4	5.2	6.6	7.4	8.5	9.3	11	13										
	Flanged	Steel C. I.92	1.2	1.6	2.1	2.4	3.1	3.6	4.4	5.9	7.3	8.9	12	14	17	18	21	23	25	30
	Screwed	Steel C. I.	1.5	2.0	2.2	2.3	2.7	3.2	3.4	3.6	3.6	4.0	4.6										
	Flanged	Steel C. I.	1.1	1.3	1.6	2.0	2.3	2.7	2.9	3.4	4.2	5.0	5.7	7.0	8.0	9.0	9.4	10	11	12	14
	Screwed	Steel C. I.	.34	.52	.71	.52	1.3	1.7	2.1	2.7	3.2	4.0	5.5										
	Flanged	Steel C. I.45	.59	.61	1.1	1.3	1.7	2.0	2.6	3.5	4.5	5.6	7.7	9.0	11	13	15	16	18	22
	Screwed	Steel C. I.	.79	1.2	1.7	2.4	3.2	4.6	5.6	7.7	9.3	12	17										
	Flanged	Steel C. I.69	.82	1.0	1.3	1.5	1.8	1.9	2.2	2.8	3.3	3.8	4.7	5.7	6.0	6.4	7.7	7.6	8.2	9.6
	Screwed	Steel C. I.	2.4	3.5	4.2	5.3	6.6	8.7	9.9	12	13	17	21										
	Flanged	Steel C. I.	2.0	2.6	3.3	4.4	5.2	6.6	7.5	9.4	12	15	18	24	30	34	37	43	47	52	62
	Screwed	Steel C. I.	2.3	3.1	3.6	4.4	5.2	6.6	7.4	8.5	9.3	11	13										
	Regular Flanged	Steel C. I.52	1.2	1.6	2.1	2.4	3.1	3.6	4.4	5.9	7.3	8.9	12	14	17	18	21	23	25	30
	Long Radius Flanged	Steel C. I.	1.1	1.3	1.6	2.0	2.3	2.7	2.9	3.4	4.2	5.0	5.7	7.0	8.0	9.0	9.4	10	11	12	14
	Screwed	Steel C. I.	21	22	22	24	29	37	42	54	62	79	110										
	Flanged	Steel C. I.	38	40	45	54	59	70	77	94	130	150	150	200	310	350					
	Screwed	Steel C. I.	.32	.45	.56	.67	.81	1.1	1.2	1.5	1.7	1.9	2.5										
	Flanged	Steel C. I.	2.6	2.7	2.8	2.9	3.1	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2	3.2
	Screwed	Steel C. I.	12.8	15	15	15	17	18	18	18	18	19	18										
	Flanged	Steel C. I.	15	15	17	18	18	21	22	28	38	50	63	90	120	140	160	150	210	240	300
	Screwed	Steel C. I.	7.2	7.3	8.0	8.8	11	13	15	19	22	27	38										
	Flanged	Steel C. I.	3.8	5.3	7.2	10	12	17	21	27	38	50	63	90	120	140					
	Screwed	Steel C. I.	.14	.18	.21	.24	.29	.36	.39	.45	.47	.53	.65										
	Bell Mouth Inlet	Steel C. I.	.04	.07	.10	.13	.18	.26	.31	.43	.52	.67	.85	1.5	1.6	2.3	2.9	3.5	4.0	4.7	5.3	6.1	7.6
	Square Mouth Inlet	Steel C. I.	.41	.68	.96	1.3	1.8	2.6	3.1	4.3	5.2	6.7	9.5	13	16	23	29	35	40	47	53	61	75
	Re-entrant Pipe	Steel C. I.	.88	1.4	1.9	2.6	3.6	5.1	6.2	8.5	10	13	19	25	32	45	58	70	80	95	110	120	150
	Sudden Enlargement		$h = \frac{(V_1 - V_2)^2}{2g}$ FEET OF LIQUID; IF $V_2 = 0$ $h = \frac{V_1^2}{2g}$ FEET OF LIQUID																				

Adapted from the 10th edition of the Standards of the Hydraulic Institute, copyright 1955 by the Hydraulic Institute, 122 East 42nd Street, New York.

DENVER SRLC PUMP

*Soft Rubber Lined

SIZE: 5 X 4 X 14

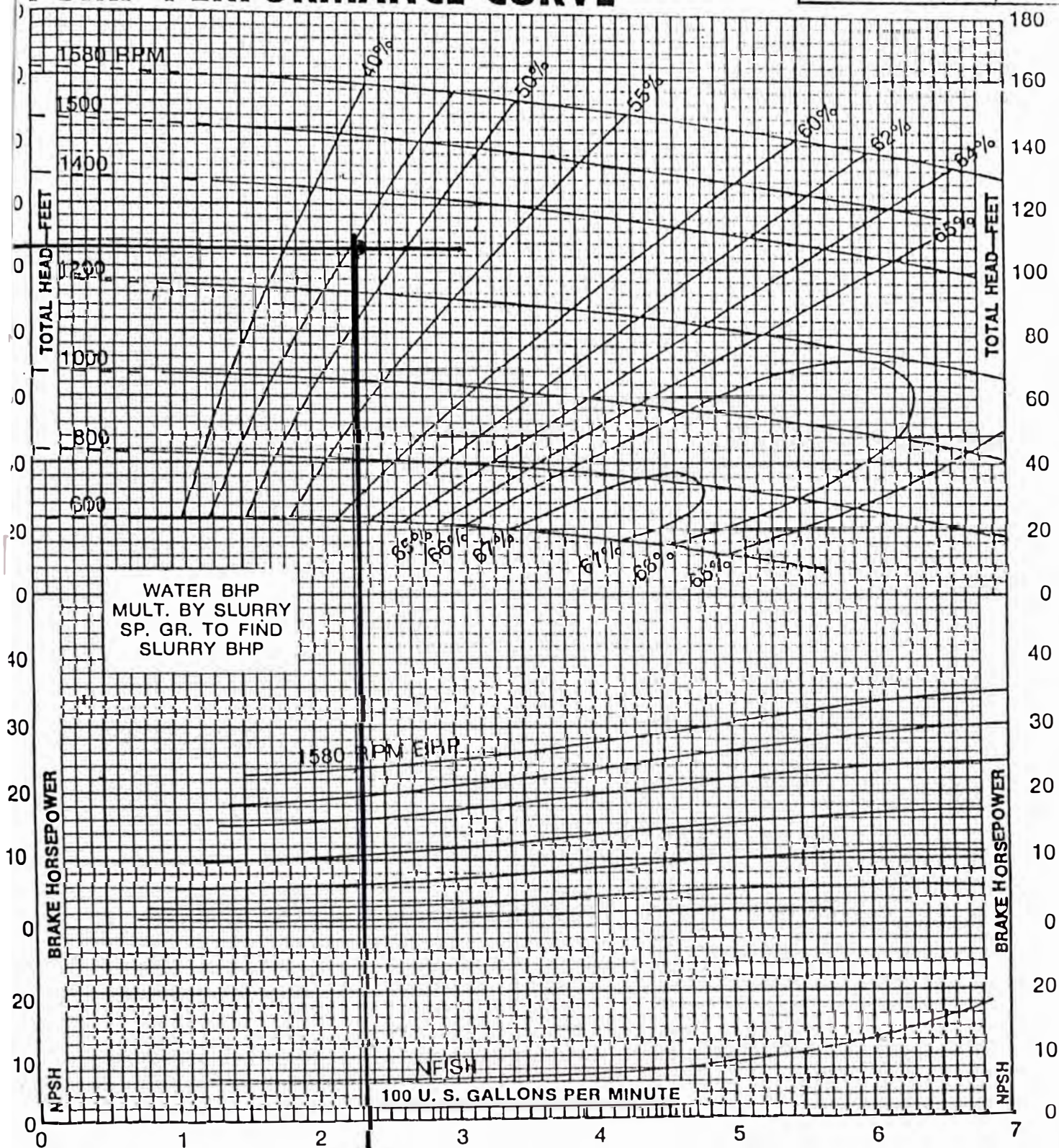
FRAME: THREE

IMPELLER: AC 1400

MAXIMUM SOLIDS: 13/16" DIA.

EYE AREA:
DATE: NOV. 14, 1979

PUMP PERFORMANCE CURVE



DENVER SR-LC PUMP

*Soft Rubber Lined

SIZE: 8 X 6 X 18

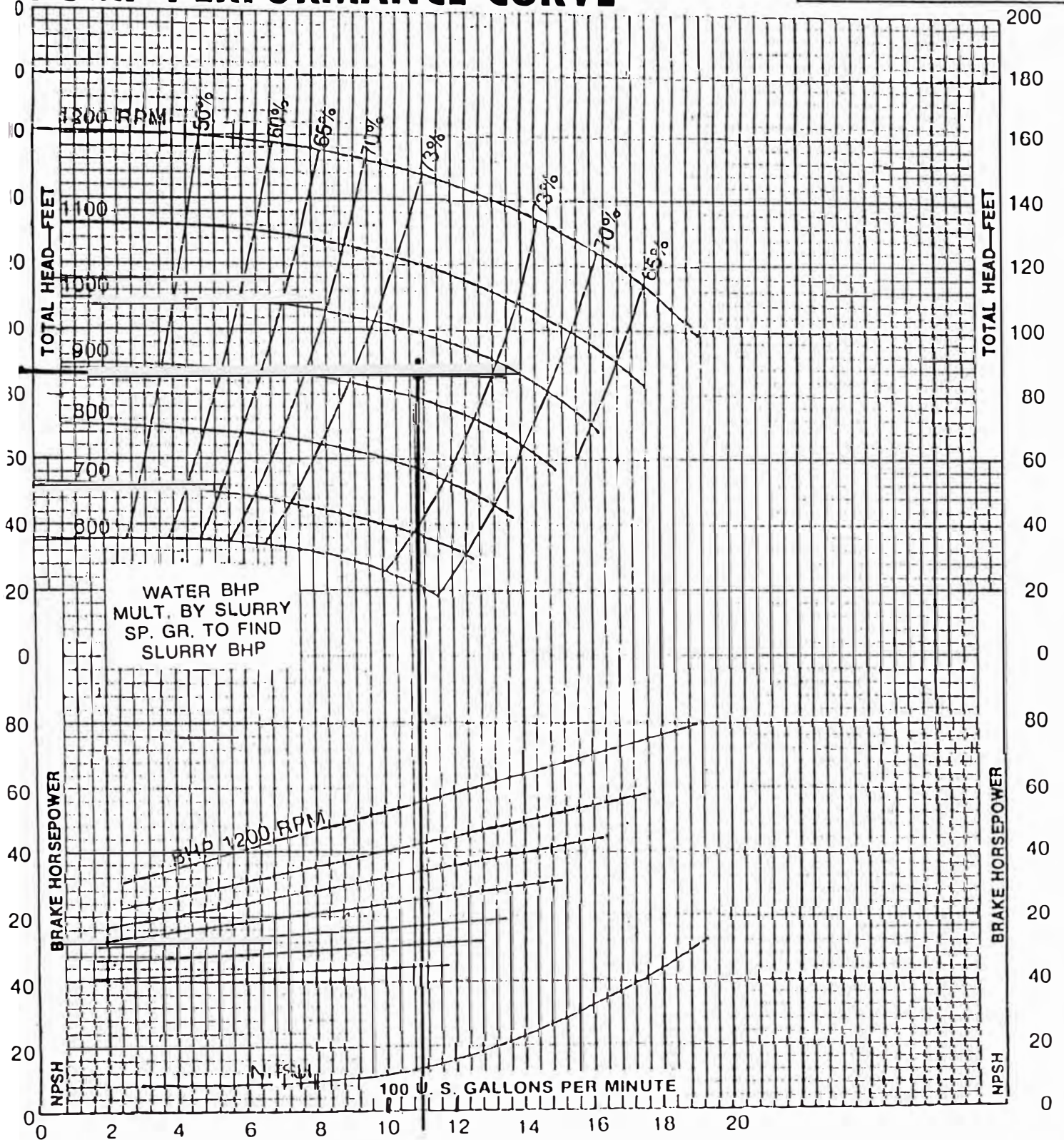
FRAME: FOUR

IMPELLER: AC 1800

MAXIMUM SOLIDS: 1 7/8" DIA.

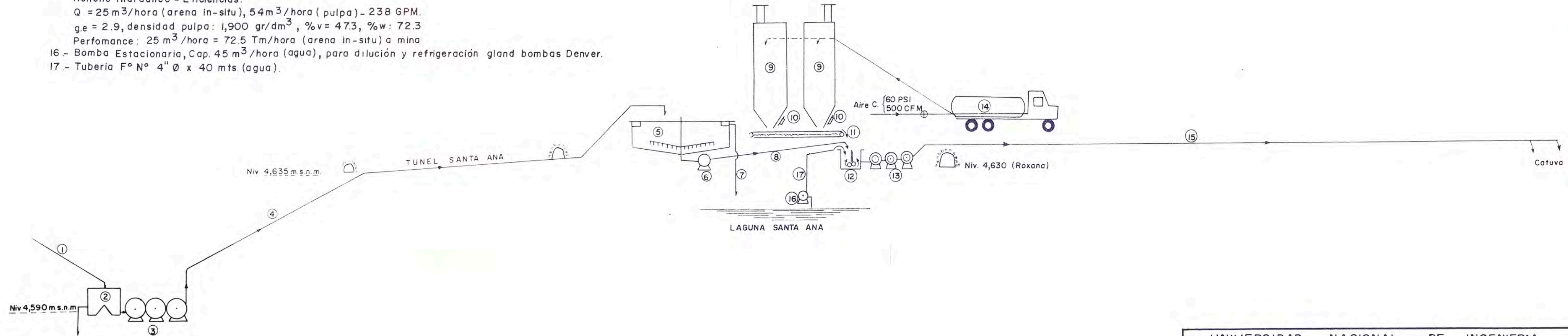
EYE AREA:
DATE: DEC. 25, 1974

PUMP PERFORMANCE CURVE



LEYENDA

- 1.- Relave General: 1,400 TCS/día, g.e 2.9, %v 7.36, %w 18.74 densidad de pulpa 1,140 gr/dm³, caudal pulpa: 1,090 GPM, Temperatura 45° F, PH:10.
- 2.- Tanque Metálico (Receptor relaves): 1.20 mt. x 1.40 mt. x 1.20 mt alto.
- 3.- Tres Bombas Centrifugas Denver 8" x 6" SRL-C motores de 60 HP c/u, 1,760 RPM, 440v, total Cabeza de Bombeo 258.93 pies.
- 4.- Tubería F°N° SH-80, 8" Ø x 535 mts.
- 5.- Espesador Metálico 80' Ø x 10', motor 6.6 HP, 1,740 RPM - 240 RPM + 0.75 HP Rotor Paletas.
- 6.- Bomba Centrifuga Denver 5" x 4" SRL-C, motor 24 HP, 1,740 RPM, densidad pulpa 2,100 gr/dm³ (U/F).
- 7.- O/F, agua decantada y 5% finos malla -325, rebose tubería de 5" Ø x 28 mts. a Laguna Santa Ana
- 8.- Tubería F°N° SH-40, 5" Ø x 8 mts, lleva el U/F: 2,100 gr/dm³, caudal 200 GPM.
- 9.- Dos silo metálico para cemento a granel, de 40 tm. cap. c/u 2 mt. Ø x 6.2 mt. alto, con purgadores de aire.
- 10.- Vibradores Magnéticos ERIEZ, 115 voltios, 1.5 Amp. modelo 505.
- 11.- Dosificador helicoidal (Sin-fin) 10" ancho x 8" alto x 15' largo, motor 1.8 HP - 1,710 RPM poleas 4" Ø y 8" Ø (Motor - reductor)
- 12.- Tanque Agitador (Mezcla relave + cemento + agua) de 4' x 4' con motor de 5 HP, 1,740 RPM.
- 13.- Tres Bombas Centrifugas Denver 5" x 4" SRL-C, motor 36 HP, 1,740 RPM, 440 voltios, 60 Cy. 3 Ph, Cabeza de Bombeo 314.19 pies
- 14.- Containers (Camion acoplado) para cemento a granel (30 TM)
- 15.- Tubería F°N° SH-80, 4" Ø x 1,350 mts,
Relleno Hidraulico - Eficiencias.
Q = 25 m³/hora (arena in-situ), 54 m³/hora (pulpa) - 238 GPM.
g.e = 2.9, densidad pulpa: 1,900 gr/dm³, %v = 47.3, %w = 72.3
Performance: 25 m³/hora = 72.5 Tm/hora (arena in-situ) a mina.
- 16.- Bomba Estacionaria, Cap. 45 m³/hora (agua), para dilución y refrigeración gland bombas Denver.
- 17.- Tubería F°N° 4" Ø x 40 mts. (agua).



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA ESCUELA DE MINAS		
DISEÑO:	PROYECTO FUTURA PLANTA RELLENO HIDRAULICO FLOW SHETT	
R. S. M.		
DIBUJO:		
R. S. M.		
PLANO N° 03	FECHA: AGOSTO 1, 1993	ESCALA: S/E