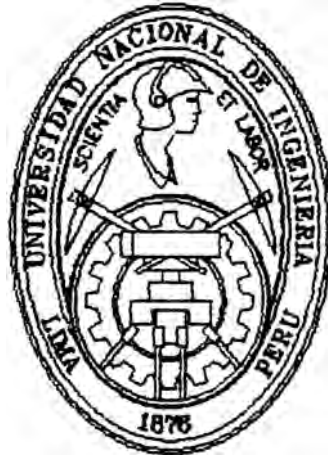


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

*FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA*



PROYECTO DE INGENIERIA DE UNA PLANTA DE  
RECUPERACION DE MINERAL DE ORO  
MEDIANTE EL CARBON ACTIVADO

**TESIS**

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO MECANICO

ZUNIGA FIGUEROA LUIS EDGAR

PROMOCION 91-I

LIMA - PERU

1994

A mis padres:

Juan  
y  
Felicísima

## CONTENIDO

### PROLOGO

1.	INTRODUCCION .....	02
2.	GENERALIDADES SOBRE LA TECNOLOGIA DEL ORO .....	08
2.1	PROCESAMIENTO DE MINERALES DE ORO .....	08
2.1.1	Concentración Gravimétrica .....	08
2.1.2	Amalgamación .....	09
2.1.3	Flotación .....	10
2.1.4	Lixiviación .....	12
	a). Lixiviación en tanques .....	13
	b). Lixiviación en pilas .....	13
	c). Decantación a contracorriente (CCD).....	14
	d). Lixiviación con carbón activado y ventajas .....	15
2.1.5	Recuperación del Oro .....	19
2.1.6	Métodos de Afino .....	20
2.2	ESTUDIO DEL CARBON ACTIVADO .....	21
2.2.1	Tipos de Carbón Activado .....	22
2.2.2	Aplicación en la Industria Metalúrgica .....	23
2.2.3	Mecanismo de la Adsorción .....	24
2.2.4	Variables Importantes en la Adsorción .....	26
2.2.5	Proceso de Desorción .....	29
2.2.6	Electrodeposición .....	33

<b>3.</b>	<b>PARAMETROS DEL DISEÑO Y DESCRIPCION DEL PROCESO</b>	<b>37</b>
	<b>3.1 CARACTERISTICAS DEL MINERAL A TRATARSE</b>	<b>37</b>
	3.1.1 Características Físicas y Mecánicas	37
	3.1.2 Características Químicas	38
	<b>3.2 DESCRIPCION DEL PROCESO</b>	<b>38</b>
	<b>3.3 TAMAÑO Y UBICACION DE LA PLANTA</b>	<b>43</b>
<b>4.</b>	<b>CALCULO, DISEÑO Y/O SELECCION DE EQUIPO DE PROCESAMIENTO</b>	<b>44</b>
	<b>4.1 DIAGRAMA DE FLUJO</b>	<b>44</b>
	<b>4.2 DISEÑO Y SELECCION DE EQUIPOS</b>	<b>45</b>
	4.2.1 Dimensionamiento y Cálculo de la Tolva	45
	4.2.2 Selección de la Faja de Alimentación al molino	54
	4.2.3 Dimensionamiento y Selección del Molino	60
	4.2.4 Dimensionamiento y Selección del Hidrociclón	63
	4.2.5 Cálculo y Selección de la Bomba de Alimentación al Hidrociclón	68
	4.2.6 Dimensionamiento y Selección del Espesador	70
	4.2.7 Dimensionamiento de los Agitadores	71
	a). Agitadores de Lixiviación	71
	a). Agitadores para Carbón en Pulpa CIP	77



4.2.8	Cálculo del Air - Lift .....	78
4.2.9	Cálculo y Selección de Zarandas Vibratorias .....	82
4.2.10	Bomba de Relave .....	84
4.2.11	Selección del Compresor de Aire ....	84
4.2.12	Tanque para Agua .....	84
4.2.13	Tanque para Solución .....	85
4.2.14	Equipos para Planta de Desorción ...	86
<b>5.</b>	<b>ANALISIS DE LOS COSTOS .....</b>	<b>87</b>
5.1	DETERMINACION DE LA INVERSION .....	87
5.2	COSTO ANUAL DE OPERACIONES .....	93
5.3	ANALISIS DE LA INVERSION .....	95
5.3.1	Valor de Cantidad de Oro Recuperado..	95
5.3.2	Balance Económico .....	96
5.3.3	Valor actual	96
5.3.4	Tasa interna de retorno .....	96
5.3.5	Tiempo de pago .....	97

## **CONCLUSIONES**

## **BIBLIOGRAFIA**

## **ANEXOS**

## **PLANOS**

- 1. Diagrama de Flujo**
- 2. Sección Molienda y Clasificación**
- 3. Sección de Lixiviación y Carbón en Pulpa - CIP**
- 4. Planta de Desorción**
- 5. Distribución de Planta**

## PROLOGO

Dentro del nuevo clima donde el Perú ha retomado su condición de país atractivo para la inversión extranjera en el sector minero; privatización de importantes yacimientos cupríferos, puesta en marcha de Yanacocha y desarrollo de otros yacimientos auríferos demuestra que el potencial minero peruano continua vigente.

Para una competencia en un contexto de precios internacionales bajos, las empresas mineras estan intensificando nuevos métodos de explotación procesamiento destinado a elevar su productividad global. El reto del futuro es alcanzar una reducción permanente de los costos de producción. En este contexto presento el siguiente trabajo que es el de recuperación del oro empleando la tecnología del carbón activado cuya aplicación en el Perú esta siendo escasa y lenta.

Agradesco al Ing. Manuel Reyes Campana por la asesoría en el desarrollo del presente trabajo e igualmente al Ing. Edwilde Yoplac Castromonte por su apoyo constante y a las personas e instituciones que en una u otra forma colaboraron en la conclusión del presente trabajo

## **INTRODUCCION**

La explotación de recursos auríferos ha tenido en la última década un desarrollo espectacular. Indudablemente que aquello está directamente relacionado con el incremento del precio que ha tenido éste metal en estos años. Sin embargo, paralelamente a lo anterior existen otras motivaciones que han contribuido ha este desarrollo. Al respecto puede mencionarse el aumento de demanda debido a usos industriales del oro, factores políticos, especulativos u otros. Adicionalmente en esta última década se han reincorporado, adaptado o desarrollado nuevas tecnologías, las cuales junto, al aumento de los precios del oro han transformado en rentables recursos que anteriormente no lo eran.

Actualmente nuestro país tiene una actividad minera poco desarrollada en la explotación y recuperación del oro, no obstante que existen numerosos estudios geológicos y minerológicos de la fajas de mineralización aurífera de nuestro territorio nacional.

Con la aplicación de la tecnología del carbón activado, se podrían beneficiar muchos yacimientos explorados, ya que se ha implementado en el mundo minero moderno, fundamentalmente por los menores costos de inversión en equipos, menores costos de operación, mayores recuperaciones, mayor productividad y por la gran

versatilidad de tratamiento de minerales, ya sean de baja ley o alta ley.

La aplicación de esta tecnología en el Perú está siendo escasa y lenta, esto es explicable debido a factores tales como: el desconocimiento de nuevos procesos, temor a involucrarse en proyectos muy intensivos en el uso de capital, o simplemente por tradición de uso de determinados procesos, por tanto la difusión de esta tecnología ayudará notablemente a cambiar el panorama del desarrollo minero, cuya aplicación industrial en el mundo minero tiene más de 15 años.

La tecnología del carbón activado es aplicable a minerales de distintas calidades; minerales desde muy baja ley hasta minerales ricos, ya sean sulfurados u oxidados, de origen primario o relaves de flotación y de procesos gravimétricos, incluido los aluviales.

Es así que el presente trabajo está orientado a la incorporación de esta tecnología a la Cia. Minera Nueva California aprovechando la infraestructura instalada con que cuenta (sección chancado). Actualmente se está analizando la posibilidad de iniciar las pruebas a nivel piloto con el objeto de recuperar el oro mediante el carbón activado. Esta parte es de suma importancia para el diseño y selección de equipos y accesorios y se considera el punto de partida del presente trabajo.

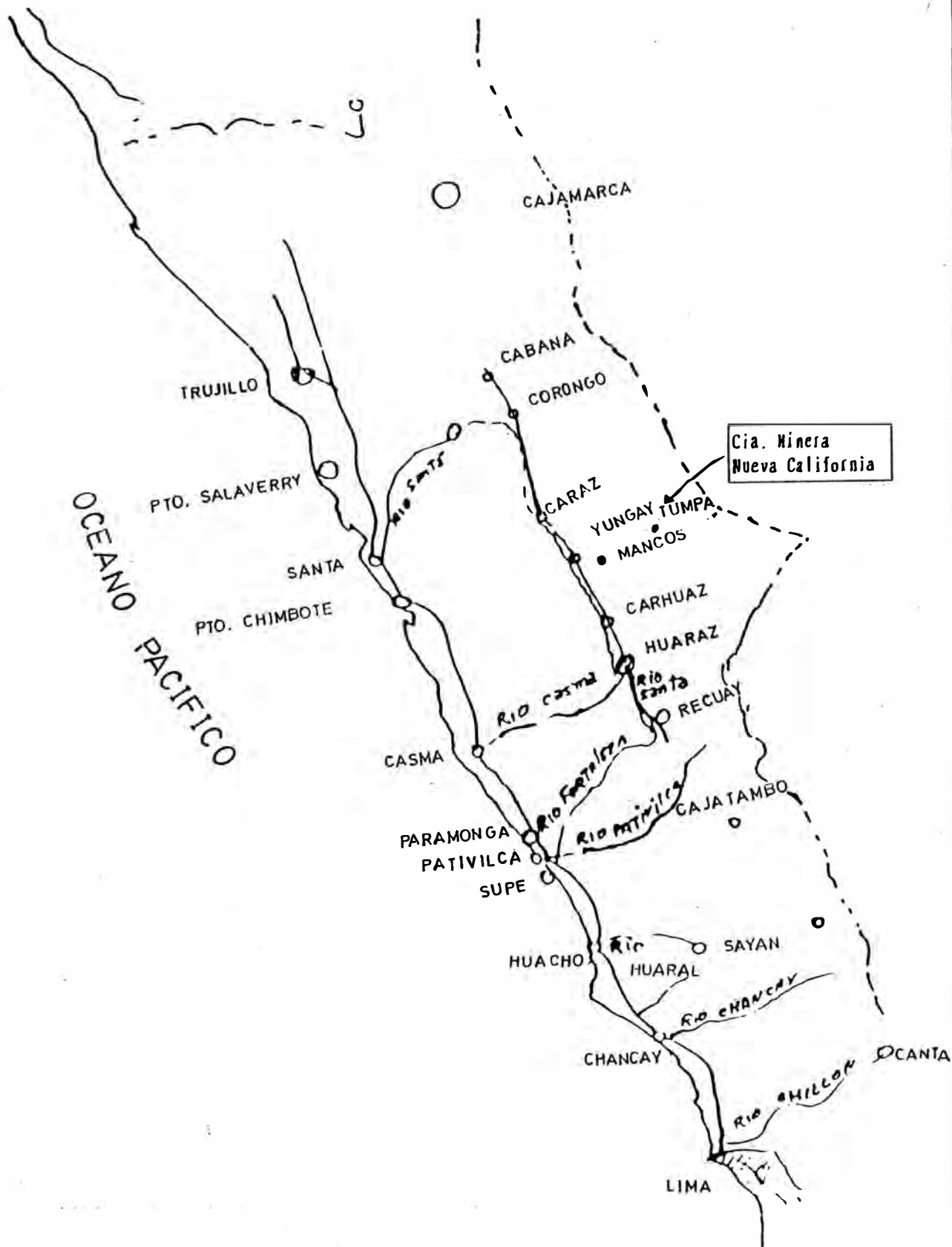
La Cia. Minera Nueva California está ubicado a 3400 m.s.n.m. en el flanco occidental de la cordillera blanca en el caserío de Tumpa, distrito de Mancos, provincia de Yungay departamento de Ancash. Posee una veta que corresponde a la zona oxidada con trazas de cobre cuya mineralización consiste principalmente de cuarzo oqueroso y granular asociado con trazas de cobre y oro nativo. En otra zona el cuarzo se presenta con pirita aurífera; los lentes y las oquedades de cuarzo muestran cantidades de sulfuros metálicos como blenda y galena.

De acuerdo a la información proporcionada por las labores de reconocimiento geológico, las reservas medidas de éste yacimiento alcanzan a 300.000 toneladas métricas. Cuyo análisis químico presenta la siguiente composición :  
(Proporcionado de análisis de muestras)

<u>Au</u>	<u>Ag</u>	<u>%Fe</u>	<u>%Cu</u>	<u>%As</u>
6.5gr/TM	25gr/TM	6.1	0.09	1.36

Actualmente la planta de 100 TM/día, trabaja al 50% de su capacidad, utiliza el proceso de cianuración de heap leaching (lixiviación en pilas), cuyo bajo porcentaje de recuperación global inferior al 40%, están determinando el análisis de otras alternativas de proceso: aun cuando esto signifique la modificación del concepto de planta disponible.

# UBICACION GEOGRAFICA CIA. MINERA NUEVA CALIFORNIA



A continuación, se muestra una comparación entre resultados operacionales del concepto de planta actual y planta proyecto, con una ley media de 6.5 gr/TM.

ITEM DE COMPARACION	PLANTA ACTUAL	PLANTA - PROYECTO
	CIANURACION EN PILAS	CIANURACION - CIP.
- Recuperación global	30 - 40%	80 - 85 %
- Oro pagado por TM procesada	0.082 Onz/TM	0.167 Onz/TM
- Costo operacional por TM procesada (Mina - Planta)	13.6 US \$/TM	22 US \$/TM (*)

Debido a resultados de operación actualmente se alcanza una producción 50 kg. de oro anuales. Con la planta proyecto cianuración cip se espera alcanzar una producción anual aproximada de 130 kg. de oro.

Los puntos de partida para estos cálculos son datos obtenidos en laboratorio, que gentilmente la empresa me ha proporcionado con el objeto de llevar a cabo los propósitos de éste trabajo.

En el capítulo II se hace referencia a diversos métodos de procesamiento de minerales de oro, también se hace un estudio del carbón activado y de sus procesos anexos.

(\*) Costo de Operación de Planta de 100 TM. Referencia Boletín Minero Setiembre de 1988.

En el capítulo III se hace mención a las distintas características del material a tratarse y una descripción del proceso con las partes necesarias para la recuperación del oro. También se describe el diagrama de flujo del proceso, indudablemente que este diagrama ha sido complementado al final del trabajo, pues en él se resume la totalidad de equipos requeridos, calculados en base a datos proporcionados para el diseño de la planta.

En el capítulo IV se realiza el cálculo y selección de los equipos en algunos casos con la ayuda de catálogos proporcionado por fabricantes de los equipos. Igualmente se seleccionan los equipos auxiliares en las distintas etapas del proceso.

Finalmente en el capítulo V se hace un análisis de los costos de la inversión e evaluación del proyecto.



## 2. GENERALIDADES SOBRE LA TECNOLOGIA DEL ORO

El oro se encuentra en la naturaleza al estado nativo, o a lo más formando aleaciones con otros metales nobles. De allí que fluye el hecho que, en general los procesos de tratamiento de oro son extensibles a una diversidad de situaciones, y son sus características físicas (tamaño, liberación, etc) o los acompañantes del oro en un mineral en particular los que definen que proceso de tratamiento resulta más aconsejable en cada caso.

Adicionalmente el oro posee características físicas, físicas-químicas y químicas muy peculiares, lo cual permite aprovecharlas con el fin de recuperarlo desde los minerales que lo contienen.

### 2.1. PROCESAMIENTO DE MINERALES DE ORO

Existen variedad de alternativas en el tratamiento de minerales de oro, los cuales son:

#### 2.1.1. Concentración Gravimétrica

Mediante este procedimiento se explotaban los placeres con buena cantidad de oro liberado. Hoy cobra vigencia este tratatamiento como etapa previa o complementaria de los otros procesos más extendidos, como son la flotación y lixiviación.

La concentración gravimétrica, se basa en la diferencia de densidades entre los minerales a separar. La posibilidad de separación depende del rango de gravedades, específicas de los minerales involucrados y los tamaños de partículas reales, mediante la siguiente relación se puede definir la posibilidad de separación.

$$\text{El radio} = \frac{\text{G.E. del mineral más pesado} - 1}{\text{G.E del mineral menos pesado} - 1}$$

Si:

El radio > 2.5 Separación hasta malla 200

El radio = 1.75 Separación hasta malla 65

El radio = 1.5 Separación hasta malla 10

Los concentrados obtenidos por gravimetría se pueden tratar por amalgamación, cianuración con alta concentración (2%), o se lleva a fundición directamente.

### 2.1.2. Amalgamación

Su aplicación se limita al oro nativo bien liberado, hoy puede tener interés en concentrados procedentes de un tratamiento gravimétrico, o por flotación.

Su técnica se basa en la menor tensión superficial de la interfase oro-mercurio respecto a la de oro-agua, lo que se denomina una "amalgama", que va desde el compuesto  $Au Hg_2$  a  $Au Hg$ . En la mezcla se puede observar una solución líquida de oro en el mercurio (0.1%), compuestos metálicos, o bien partículas de oro sólido atrapado en los compuestos.

Los límites de su aplicación residen no solo en la liberación del metal, sino también en la granulometría y la presencia de contaminantes tales como ciertos sulfuros, solubles en agua o los reactivos de carácter hidrofobo. Su manipulación es peligrosa, y requiere bastante mano de obra lo que hace que el sistema haya perdido vigencia.

### 2.1.3. Flotación

La propiedad del oro a flotar naturalmente, junto con la frecuencia de presentarse éste asociado con los sulfuros (Pirita, arsenopirita, pirrotita, etc.) ha hecho que la flotación hoy día sea aceptada

universalmente como sistema de tratamiento para la concentración de los minerales auríferos.

Generalmente, la flotación interviene como etapa previa a la cianuración, permite además el diseño de componentes más pequeños en las etapas siguientes al proceso de flotación.

Las máquinas de flotación han sufrido importantes mejoras en cuanto a capacidad y control, las máquinas por aire inducido mecánicamente, reducen drásticamente los costos de la instalación y mantenimiento, mejorando el rendimiento de las celdas pequeñas por aire forzado. Los reactivos utilizados son los convencionales para los sulfuros (xantatos, ditrofosfatos, silicatos). El PH se mantiene entre 7 y 10 como carbonato sódico o sosa.

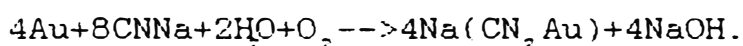
Si bien el proceso de flotación es muy sencillo, se deben tomar ciertas precauciones frente a otras etapas de tratamiento. Ocurre que los colectores y otros reactivos pueden formar una capa alrededor de los granos de oro, que

afecta a la disolución de éste en el cianuro, o bien interfiere la absorción de oro sobre carbón activo. Por este motivo los concentrados de flotación pueden requerir una etapa de oxidación, remolienda y a veces tostación, previas a la cianuración.

#### 2.1.4. Lixiviación

Es el único sistema aplicado cuando los procesos de gravimetría o flotación no resultan rentables en razón a la granulometría demasiado fina o por la baja ley del todo-uno.

La reacción química que rige la solubilidad del oro durante la cianuración es la siguiente:



Esta reacción denota la necesidad de oxígeno, que puede producirse simplemente por borboteo de aire en la pulpa durante la lixiviación. El ataque se produce en medio alcalino (PH = 9 a 11) para evitar la transformación por hidrólisis en ácido cianhídrico (CNH) gaseoso, de carácter tóxico.

**a). La lixiviación en Tanques**

Se realiza fundamentalmente en lugares donde por causa de la baja temperatura o la altitud, la escasez de oxígeno motiva que el oro se disuelva muy lentamente. Requiere la molienda previa, e incluso la clasificación en gruesos y finos: los gruesos se tratan en cubas estáticas en los cuales el cianuro percola libremente, en tanto que los finos precisan reactores con agitación. Sin embargo, en la actualidad se somete a molienda conjunta y directamente va a clasificación en varios tipos de tanques.

**b). Lixiviación en Pilas**

Se denomina también como la cianuración por percolación de minerales de baja ley (1-2gr/TM), sin molienda previa, sobre un material impermeable se apilan cantidades de mineral y sobre estas pilas se distribuye el cianuro por medio de cañerías que llevan boquillas rociadores. El líquido percola por toda la masa disolviendo el metal (oro y plata), y vierte sobre una red

de drenaje, que tiene recogida hacia la instalación de recuperación.

El proceso de extracción dura de días a meses; influyendo notablemente la granulometría porosidad de la roca, y el contenido de elementos perturbadores tales como sulfuros parcialmente oxidados de Pb, Fe, Zn, Cu, As u otros como sustancias carbonosas.

El rendimiento de esta operación se calcula entre 60 y 70 por ciento de recuperación. La solución rica se lleva a extracción en columnas de carbón activado, o precipitación por polvo de zinc (Merril Crowe).

c). Decantación a contracorriente (CCD)

Este sistema se desarrolló a principios de siglo, en el proceso de decantación a contracorriente la pulpa circula a contracorriente con la solución que se va cargando progresivamente. La disolución comienza en el molino, donde se agrega solución del 2° espesador. El resto se realiza en tanques de tipo agitador, colocados entre el 1° y 2° espesador.

El rebose del primer espesador es la solución rica, que se lleva a clarificación y precipitación por polvo de zinc o adsorción por carbón activo.

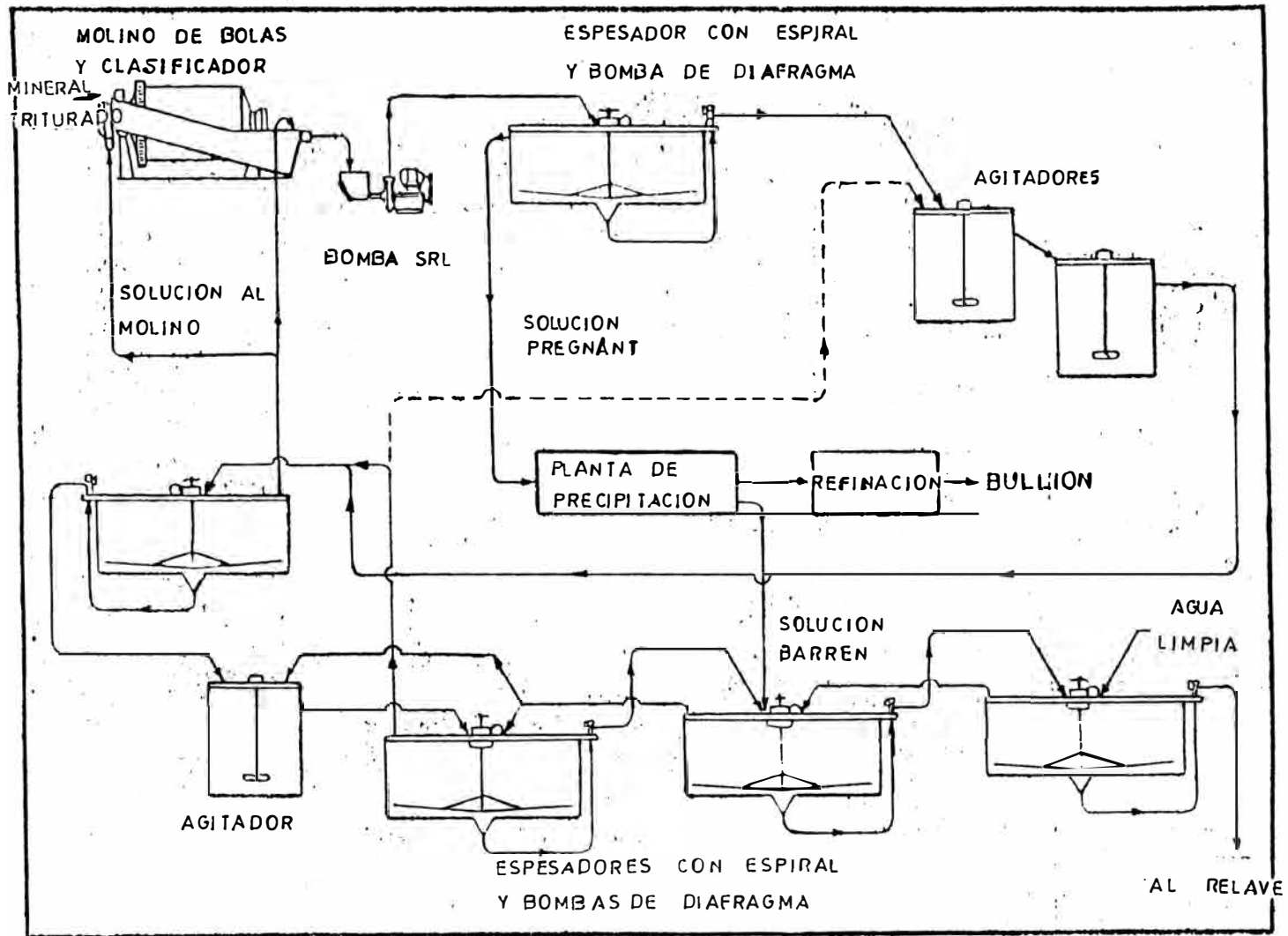
Los costos de instalación son altos, y ocupan un espacio importante. Ver figura Nº 1.

d). **Lixiviación con Carbón Activado**

Es el sistema de Lixiviación más moderno y ha llegado a ser práctica generalizada para el tratamiento de los minerales de oro y plata. Su ventaja reside en poder tratar menas con muchos finos, sin separación de sólido-líquido, como ocurre en el CCD, lograndose un excelente rendimiento. Los costos de instalación y espacio ocupado son bajos.

El procedimiento consiste en agregar, en tanques donde fluye la pulpa, carbón activado más grueso que la pulpa después de haber efectuado una cianuración con agitación, sobre el cual se adsorbe el oro. En sus comienzos, el carbón y la pulpa rebosaban el tanque por impulsión de aire, hacia cribas que separaban el



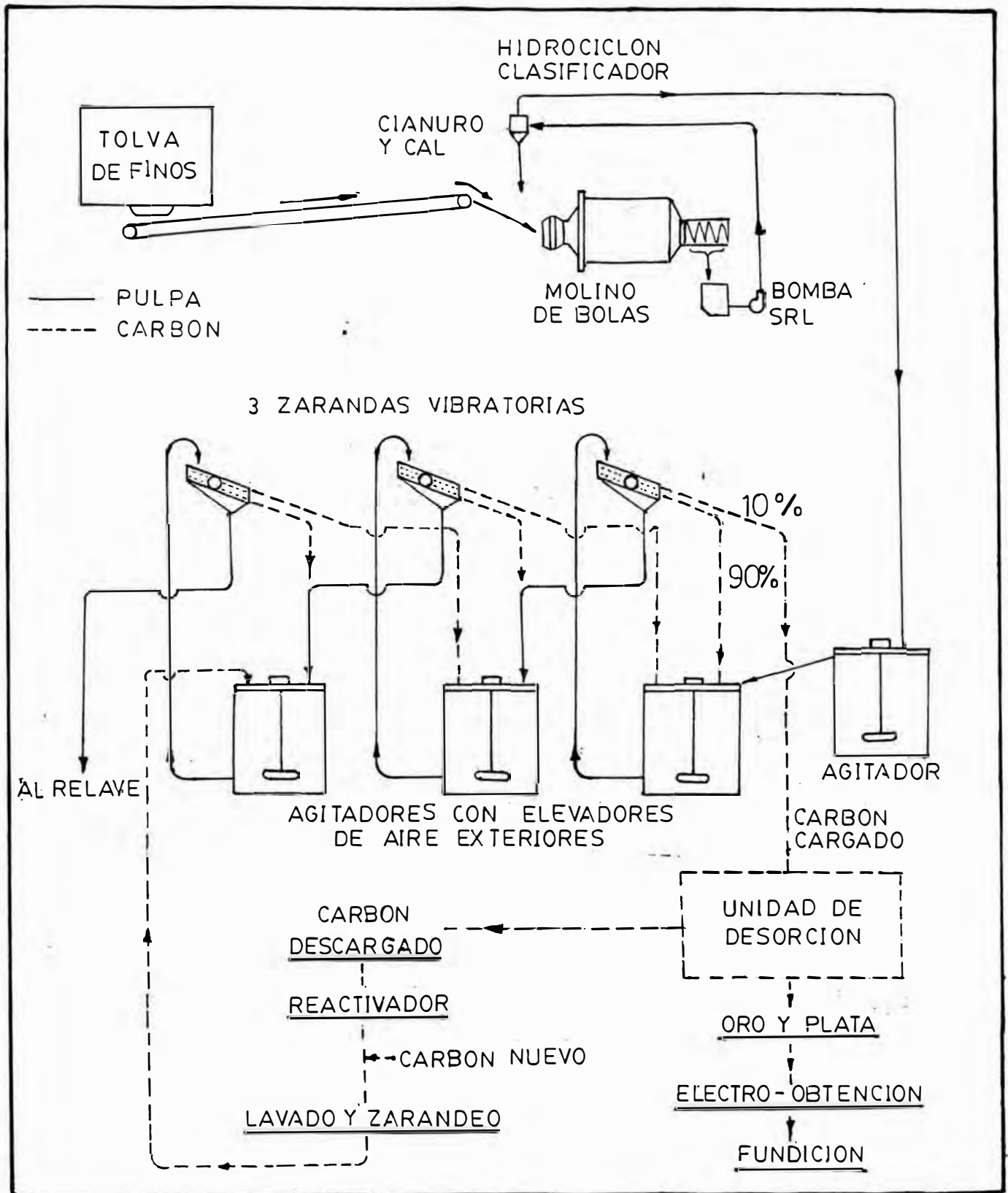


PROCESO DE DECANTACION A CONTRACORRIENTE. FIGURA 1

carbón cargado, circulando después la pulpa. Actualmente se hace que el carbón cargado circule en contracorriente con la pulpa hasta su saturación, después de la cual se extrae ésta, por medio de un cedazo vibratorio, luego se lleva a la etapa de desorción. Ver figura N° 2.

### **Ventajas del Carbón Activado**

- Se requiere un mínimo de equipos, no es necesario el lavado de la pulpa; por tanto no es necesario el uso de espesadores, no es necesario la filtración para separar el mineral del líquido.
- Se tratan minerales que son difíciles o casi imposibles de tratar por los métodos convencionales de cianuración debido a características pobres de decantación y filtración (minerales arcillosos - lamas).
  - No es necesario mantener cianuro libre en las etapas finales de adsorción de oro soluble y plata soluble. Por la precipitación convencional con zinc debe mantenerse la concentración de cianuro libre.



ESQUEMA DE PLANTA DE CARBON ACTIVADO. FIGURA 2

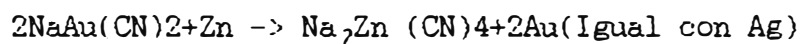
- Soluciones impuras aparentemente no retardan la adsorción.
- La baja concentración de la solución de cianuro minimiza el efecto de las cianicidas.

#### 2.1.5. Recuperación del Oro

El oro disuelto es sometido al siguiente proceso para su recuperación como metal precioso.

##### **Precipitación por polvo de zinc (Merrill Crowe)**

Se aplica a soluciones que tienen mayor cantidad de plata,  $Ag_{onz}/Au_{gr} > 1$ . Consiste en la precipitación según la reacción:



La solución requiere en primer lugar ser clarificada, una vez sometido a filtración los sólidos de la pulpa para agotar su contenido valioso. A continuación se procede a la desaireación bajo vacío parcial y seguidamente se agrega el polvo de zinc para activar la precipitación de oro. (Aprox. 17 gr. zinc por 100 grs. de oro)

## Adsorción en Columnas de Carbón

Normalmente se dispone de 4 o 5 columnas tanques con carbón en pulpa, en cascada abierta con el rebose de cada uno entrando en la parte inferior del siguiente.

La velocidad y el volumen de la solución aurífera, en las columnas, se controla para mantener el carbón en suspensión sin que salga del sistema. Se analiza periódicamente el carbón de la 1ra. columna y cuando está saturada se retira para llevar la etapa de desorción (el tiempo aprox. 8 hrs.).

La desorción se realiza en discontinuo, existen varias técnicas entre ellas el proceso de reextracción alcohólica a presión ambiente etc. El que será tratado en el sub capítulo correspondiente a Proceso de desorción, más adelante.

### 2.1.6. Métodos de Afino

El precipitado procedente del proceso Merrill-Crowe que contiene 10-40% de

zinc, se lleva a una estufa eléctrica de secado, donde se eliminan las últimas trazas de humedad. El producto seco puede ser sometido a fusión directa, o tratamiento ácido con fusión subsiguiente. El bullón así obtenido se denomina "dore".

La electrolisis se aplica a las soluciones procedentes de la desadsorción del carbón cargado.

## 2.2. ESTUDIO DEL CARBON ACTIVADO

El interés metalúrgico por el carbón activado en la industria extractiva del oro data de 1880, siendo propuesto su empleo como adsorbente desde soluciones auríferas, tornándose un fuerte competidor del método de precipitación con zinc. Sin embargo, su uso industrial se vio restringido debido a la falta de un procedimiento eficiente para recuperar el oro cargado en el carbón y que permitiese su reutilización. Esta desventaja junto a los avances técnicos alcanzados en la precipitación con zinc, dejaron al carbón activado postergado a un plano secundario durante un largo período.

La situación comenzó a cambiar a partir del año 1952, con el desarrollo del método de desorción y electro-obtención por parte de U.S.

Bureau of Mines. Desde entonces, se ha perfeccionado éste método y se han desarrollado otros altamente eficientes, proponiéndose nuevamente el empleo del carbón activado para recuperar el oro contenido en soluciones originadas en diversos procesos de cianuración, entre los que figuran actualmente el de lixiviación en pilas, carbón in pulp (CIP) y Carbón in leach. (CIL)

#### **2.2.1. Tipos de Carbón Activado**

La mayoría de los carbones activados que se utilizan en el tratamiento de soluciones auríferas de cianuración son:

- Carbones duros o blandos de madera.
- De coke de petroleo
- De Lignito
- Carbones hechos de cascara de algunos frutos como nuez, coco, etc.
- Carbones hechos de pepas de algunos frutos como durazno, damazco, etc.

Los carbones de cascara de coco son preferidos debido a su dureza, y además, porque se ha comprobado que su capacidad adsorbente es mayor al de otros carbones activos; las granulometrías más comunes de este tipo de carbón son -6/+16, -8/+18 y -10/+20 mallas.

Las propiedades absorbentes del carbón activado se debe a la alta reactividad de su superficie, a su enorme superficie específica y a la distribución homogénea del tamaño de los poros. En la tabla Nº 1 se muestran algunas propiedades físicas importantes de estos carbones.

<b>TABLA 1</b>	
<b>PROPIEDADES FISICAS DE CARBONES ACTIVADOS DE</b>	
<b>CORTEZA DE COCO</b>	
Superficie específica total (m <sup>2</sup> /g)	1,150 - 1.250
Densidad real (g/cm <sup>3</sup> )	2,0 - 2,2
Densidad aparente de lecho (g/cm <sup>3</sup> )	0.45 - 0,48
Vol.de poro dentro de partícula (cm <sup>3</sup> /g)	0.70 - 0.80
Factor de huecos en lecho compactado (%)	38 - 42
Calor específico a 100°C (Kcal/kg°C)	0.20 - 0.25
Cenizas	1.4

### **2.2.2. Aplicación en la Industria Metalurgica**

El carbón activado, se emplea en pequeñas cantidades en los procesos de extracción de los metales. Así tenemos que en los procesos de flotación, se utiliza para remover los espumantes y colectores que están en exceso.

Como catalizador, en el proceso de cementación de cobre, en la remoción de contaminantes orgánicos, en la



purificación de aguas y los que es más importante, en la extracción de los metales preciosos en procesos de cianuración. En este último caso probablemente el factor más importante sea el PH de las soluciones ricas en metales preciosos.

### 2.2.3. Mecanismo de la Adsorción

A pesar de que el carbón activado se utiliza comercialmente para adsorber el oro desde soluciones de cianuro, el mecanismo básico del proceso de adsorción todavía no ha sido satisfactoriamente explicado, existiendo en la actualidad varias hipótesis.

En medio cianuro la adsorción del oro metálico se produce por difusión de ión  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  hacia los sitios activos dentro del carbón a través de su estructura de poros, aunque otras teorías sostienen que el oro es alterado químicamente, reduciéndose a oro metálico por acción del monóxido de carbono ocluido en dichos poros o precipitado como cianuro insoluble, y depositado en el carbón.

Se ha determinado que la extracción de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  y  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  aumenta considerablemente en presencia de

electrolitos tales como NaCl, KCl y  $\text{CaCl}_2$ , y con la acidez del medio de adsorción, por lo que los mecanismos de adsorción deben tener en cuenta estos efectos. La teoría de descomposición y precipitación de los complejos iónicos en presencia de ácido explicaría el aumento de la adsorción. Otras teorías señalan que la interacción entre el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  y el carbón no sería de naturaleza electrostática, que en medio ácido la molécula neutra  $\text{HAu}(\text{CN})_2^-$  se concentra en la superficie del carbón a través de un mecanismo de condensación capilar, mientras que en medio alcalino, el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  es retenido junto a una cantidad equivalente de catión como  $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ , o  $\text{Ca}^{+2}$  que si se fijaría electrostáticamente.

Davidson, investigó algunos factores que influyen en la adsorción de oro en carbón activado de corteza de coco bajo condiciones experimentales de PH. Encontró que la adsorción depende fuertemente de la naturaleza y concentración de cationes complementarios presentes en el medio, y que el complejo auricianuro no puede ser adsorbido en ausencia de  $\text{Na}^+$  y  $\text{Ca}^{+2}$ .

No existe hasta ahora ningún modelo simple que explique cabalmente las características de la adsorción del oro desde soluciones de cianuro, presumiblemente porque los conocimientos acerca de la naturaleza química de la superficie del carbón son todavía un tanto vagos.

#### **2.2.4. Variables Importantes en la Adsorción**

Las variables principales que afectan tanto la cinética como el equilibrio de este proceso son:

##### **Concentración de Oro y Ph.**

La capacidad de carga del carbón aumenta con la concentración de oro en solución y disminuye con el PH, tal como se indica en la figura N° 3.

##### **Concentración de Na CN y Temperatura.**

La concentración de NaCN libre y temperatura tienen un efecto negativo en la capacidad de adsorción del carbón. Este efecto se aprecia en la fig. N° 4

##### **Presencia de otros elementos**

Una solución de cianuro contiene otros elementos y el comportamiento en

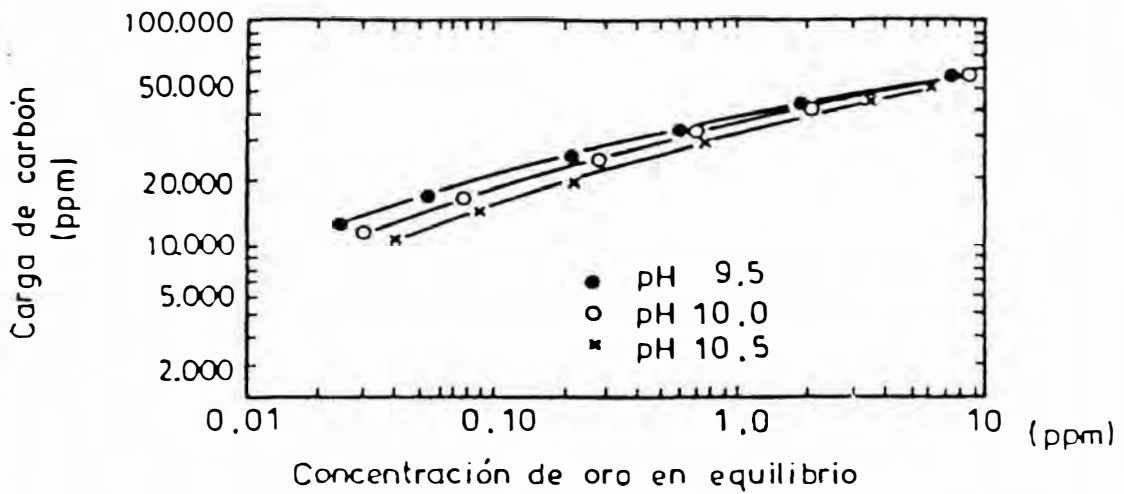


FIGURA 3

Efecto del ph en la carga de equilibrio de oro en carbón (8)

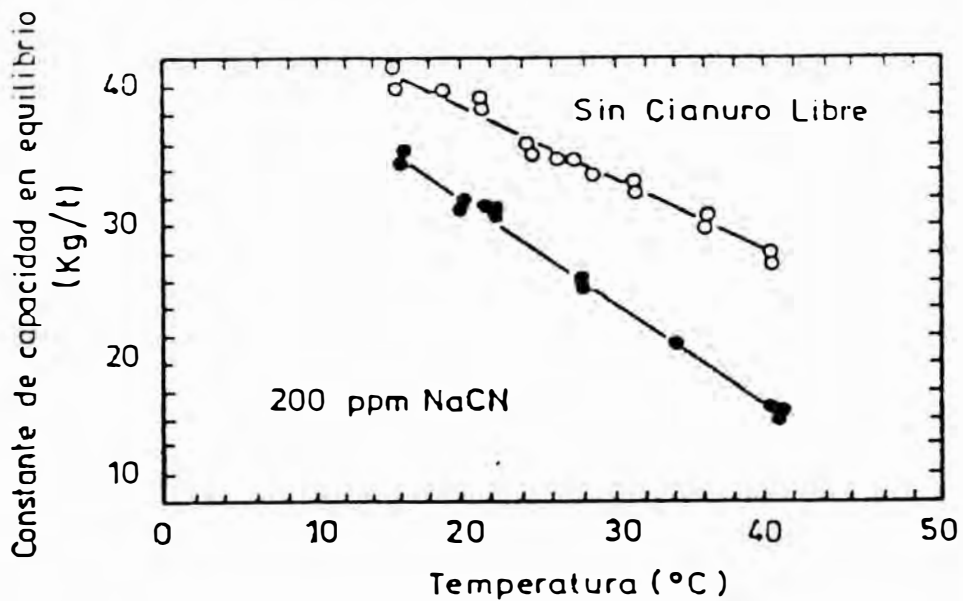


FIGURA 4

Efecto de la temperatura y cianuro libre en la carga de equilibrio de oro (8)

la adsorción se revisa a continuación.

**PLATA:** La presencia de plata en altas concentraciones, con respecto al oro, aumentan significativamente los requerimientos de carbón. Por este motivo soluciones de lixiviación ricas en Plata > 17 grs/ton) son tratados por precipitación con zinc. Figura N° 5.

**COBRE:** El comportamiento del cobre depende de las condiciones químicas de la solución, ya que bajo ciertas condiciones se carga más que el oro desplazandolo y bajo otras condiciones no se carga mayormente. Los parametros que afectan son la concentración de NaCN y el PH. Ambos efectos se muestran en la tabla N°2

**TABLA 2**

**Efecto de la concentración de NaCN y PH en la carga de Oro y cobre  
condición : Au en solución 9.2 ppm.**

<b>Cu.en sol. (ppm)</b>	<b>NaCN agregado (ppm)</b>	<b>PH</b>	<b>Au en carbón (ppm)</b>	<b>Cs en carbón (ppm)</b>
0	0	10.5	44.00	0
0	0	5.0	67.40	0
0	300	10.5	34.50	0
0	300	5.0	60.00	0
0	300	10.5	33.46	600
0	300	5.0	19.80	59,600

**MERCURIO:** Una fracción de mercurio disuelto es adsorbido por el carbón llegando hasta niveles de 8 a 10 dependiendo de la solución de la concentración tratada.

**CALCIO, MAGNESIO, POTASIO** Estos elementos, presentes normalmente en las soluciones de cianuración, se adsorben en el carbón en cantidades que aumentan con el PH. Se muestra en la figura N<sup>o</sup> 6.

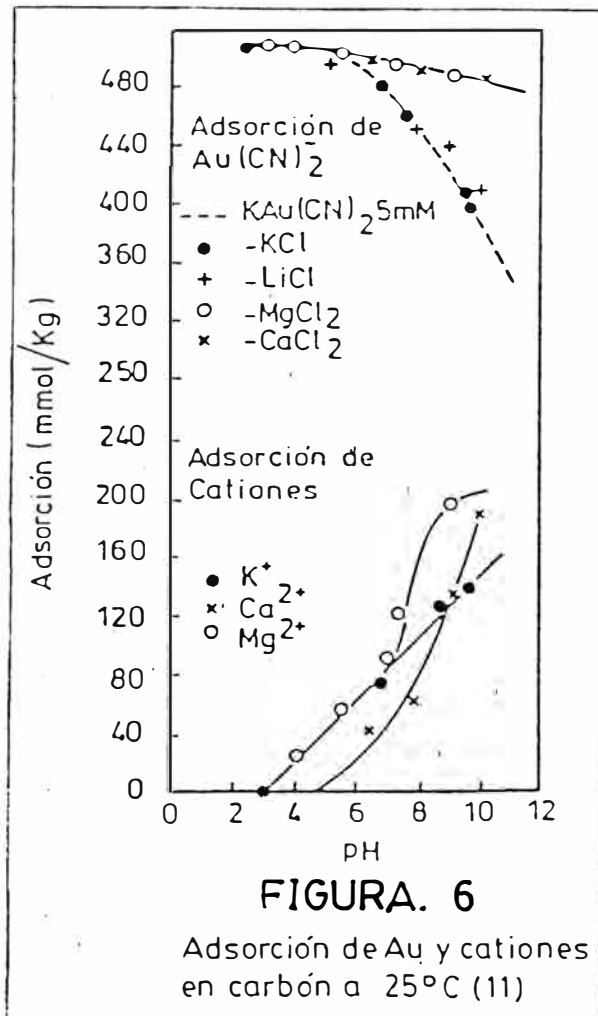
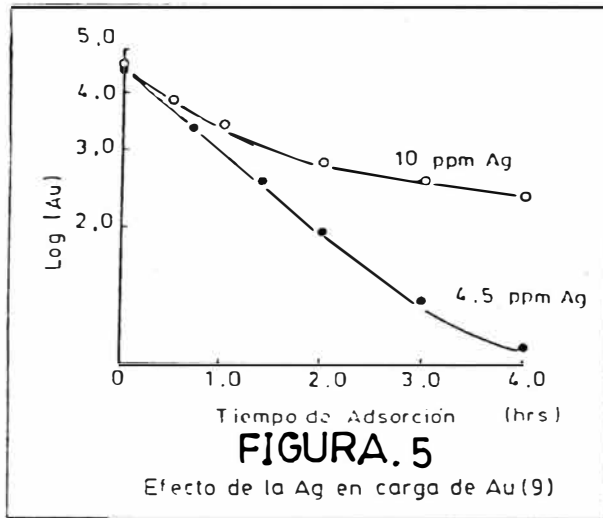
#### 2.2.5. Proceso de Desorción

El oro cargado en el carbón es desorbido y luego obtenido por electrolisis de la solución resultante.

Los siguientes son los métodos de desorción del oro desde el carbón activado.

#### **Procedimiento Zadra**

La desorción se lleva a efecto en una columna o estanque de fondo cónico donde se coloca el carbón cargado, previamente lavado con agua, y se hace pasar en sentido ascendente una solución 1% NaOH + 0.1% NaCN, a un flujo entre 1.0 y 1.3 B.V/hora, a 93-98°C y a presión



atmosférica. El eluido conteniendo el oro desorbido se alimenta a celdas electrolíticas circulares en serie, que opera en contracorriente. El electrolito agotado que abandona la última celda es reciclado a la columna calefaccionada hasta que la concentración de eluido no supere los 2-3 mg Au/lt. Este ciclo de elución, a presión atmosférica, dura entre 30 y 48 horas depende de la calidad del carbón y del circuito de electro obtención.

#### **Procedimiento Zadra Presurizado**

El circuito de operación es el mismo que el anterior, exceptos que la operación se lleva a cabo en una columna presurizada a 135-140°C y a una presión 350-550KPa (50-80 PSI) con lo cual se logra una eficiente elución del oro al cabo de 8-12 horas.

#### **Procedimiento con Alcohol**

El método con solución alcalina fue investigado por le U.S Bureau of Mines a fin de mejorar las tasas de desorción de oro y plata. Emplea como base el mismo circuito de desorción y electro-obtención simultánea y la misma solución



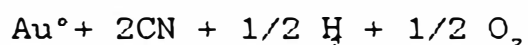
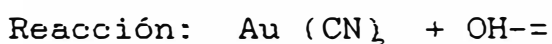
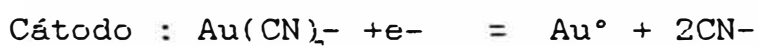
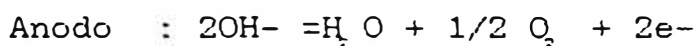
1% NaOH + 0.1% NaCN, a la cual se le agrega un 20% en volumen de metanol o de etanol (Preferentemente este último), alcanzando una eficiencia al cabo de 6 horas en operación a 80°C y a presión atmosférica.

### **Procedimiento Anglo American**

Fue desarrollado por Anglo American Research Laboratories (AARL) en sudafrica, difiere de las anteriores en el sentido que la desorción opera en circuito abierto con la electro-obtención. El procedimiento AARL involucra un pretratamiento de remojo en caliente (90-95°C) del carbón cargado, con 0.5-1.0 B.V de solución 1% NaOH + 3% a 5% NaCN durante una hora, seguido de una elución con agua desmineralizada a un flujo de 2 - 5 B.V./hora. El método puede funcionar a 95-98°C a presión atmosférica, necesitándose no más de 10 B.V. para una operación eficiente a nivel industrial, pero con una ligera presión de 200 KPa (30 PSI) y a 110°C se reduce considerablemente el tiempo y el volumen de agua requeridos.

### 2.2.6. Electrodeposición

Es un medio barato y eficiente para recuperar el oro desde las soluciones producidas en la elución. En la electro-obtención el oro disuelto se deposita en el cátodo reduciéndose a oro metálico junto a una evolución de hidrógeno por descomposición del agua, mientras en el ánodo el ión hidroxilo se oxida a agua con evolución de oxígeno, según las siguientes ecuaciones electroquímicas.



La figura N<sup>o</sup> 8 muestra la curva potencial-corriente para las reacciones catódicas donde la corriente representa la velocidad de reacción.

Existen actualmente diversos tipos de celdas para electro-obtener oro, destacándose, la de zadra, desarrollada por la U.S.. Beureau of Mines, la celda AARL de Anglo American, la celda Paralela (rectangular desarrollado por varios organizaciones, etc).

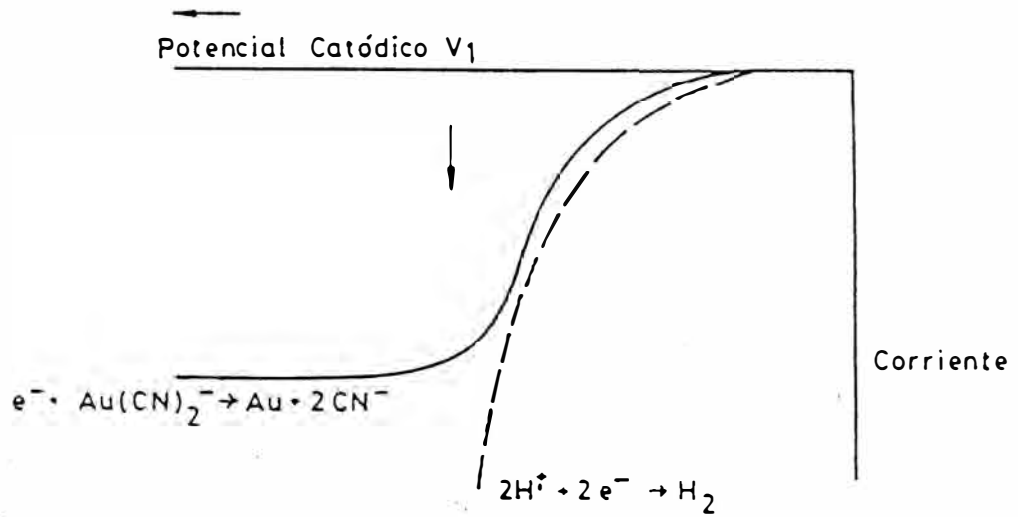


FIGURA 7  
Curva corriente/potencial para deposición de Au desde solución cianurada (23)

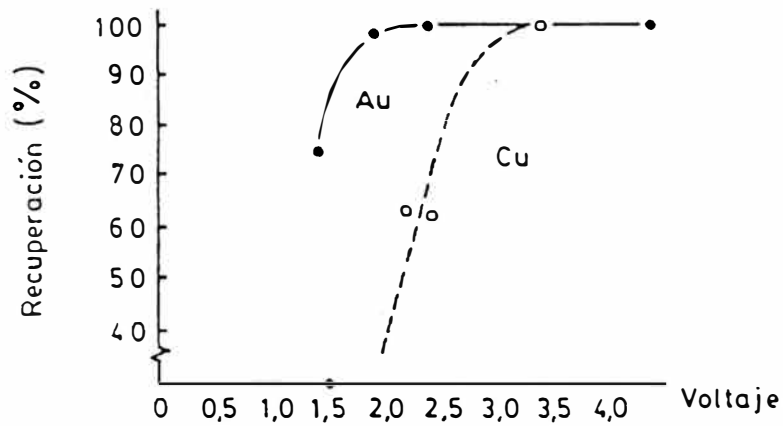


FIGURA 8  
Efecto del voltaje en la separación de Au y Cu (24).  
2 hrs, CN<sup>-</sup> libre 1 gpl, 50° C

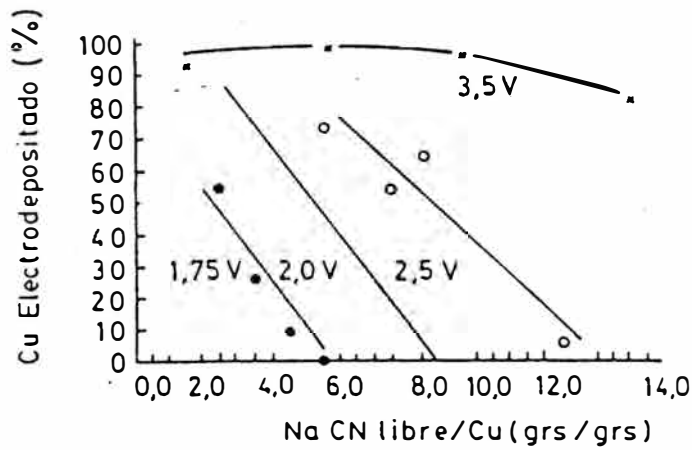


FIGURA 9  
Efecto de la razón NaCN/Cu en EW de Cu (24). Voltaje aplicado: 1,75V; 2,0V; 2,5V; 3,5V.

La celda Zadra, consiste básicamente en un recipiente cilíndrico con un cátodo central de lana de acero protegido dentro de un canasto de plástico perforado para aislación, y un ánodo concéntrico de malla de acero inoxidable. La solución de alimentación entra por el centro, siendo distribuida a diferentes alturas del cátodo y abandona la celda por rebalse, atravesando el canasto perforado.

La celda AARL, inspirada por su forma en la de Zadra, se diferencia de ésta en que la solución es alimentada por un tubo en el fondo del cátodo y sale por la parte superior del mismo sin contactarse con el ánodo; el contacto eléctrico se efectúa por medio de una membrana de intercambio iónico hacia una zona de recirculación de anolito donde está inmerso el ánodo.

La celda paralela, de forma rectangular difiere de las anteriores sustancialmente; comprende la intervención de varios cátodos y ánodos planos, dispuestos de manera paralela y equidistante. La solución entra por un lado de la celda y sale por el otro,

atravesando los cátodos de lana de acero lo que minimiza la posibilidad de cortocircuito de electrolito. El primer cátodo es retirado periódicamente de la celda cuando alcanza la carga programada de oro, mientras los otros se hacen avanzar un lugar, instalándose un cátodo fresco en el último.

### 3. PARAMETROS DE DISEÑO Y DESCRIPCION DEL PROCESO.

#### 3.1. CARACTERISTICAS DEL MINERAL A TRATARSE.

##### 3.1.1. Características Físicas y Mecánicas

###### ABRASIVIDAD.

El grado de desgaste del material está caracterizado por la abrasividad. El índice de abrasión ( $A_i$ ), sirve para estimar el desgaste de los elementos molturadores (barra o bolas y los revestimientos. A partir de un test estandar se evalua el valor de  $A_i$ , el cual ha sido correlacionado con numerosos datos de plantas. el  $A_i$  para el mineral a tratarse es 0.48.

###### GRANULOMETRIA

MALLA ASTM	ABERTURA mm		
		PARCIAL	ACUMULADO
65	212	65.40	65.40
-65 + 100	-212 + 150	9.52	74.92
-100 + 150	-150 + 105	4.15	78.07
-150 + 200	-105 + 74	3.43	81.50
-200	-74	18.50	100.00

###### PESO ESPECIFICO.

El peso específico del mineral seco varia de 1.9 a 2.5 TON/m<sup>3</sup>, el peso específico del agua es 1.0 TON/m<sup>3</sup>.

### 3.1.2. Características Químicas.

El mineral presenta la siguiente composición química:

Ag	Au	% Fe	% Cu	% As
25 gr/TM	6.5 gr/TM	6.1	0.09	1.36

## 3.2. DESCRIPCION DEL PROCESO.

### CIRCUITO DE CHANCADO Y MOLIENDA.

La planta actualmente tiene una capacidad instalada de 100 TON/día. El producto de la mina es recepcionado en una tolva de gruesos con capacidad para 150 TM. La tolva posee una parrilla fija con separación de 5" para controlar el tamaño de alimentación al circuito de chancado.

El circuito de chancado es de 3 etapas con un chancador de mandíbula de 10" x 21" como primario, una chancadora de rodillo como secundario, éste chancador proporciona un tamaño de grano igual a 1/2 ", y finalmente otro chancador de rodillos que reduce los granos a un tamaño inferior -1/4 ".

El procedimiento propuesto en adelante es el objeto del presente trabajo, el que ha sido desarrollado una vez concluido la parte de cálculo y diseño de los equipos. El producto chancado sera recepcionado en una tolva de 50 TM

de capacidad desde donde se alimentará al circuito de molienda y clasificación.

El circuito de molienda contará con un molino de bolas 6' x 6'. La molienda se cierra con un hidrociclón de 10 pulg. de diámetro para entregar un producto de 80% malla # 200 (74 micrones).

En el circuito de molienda se adicionará cal como regulador de PH, y de cianuro de sodio con el objeto de iniciar el proceso de cianuración en forma simultanea con la molienda.

#### **PLANTA DE DISOLUCION Y ADSORCION CIP.**

Esta planta operará sobre el proceso de lixiviación con cianuro de sodio y posterior adsorción del complejo cianurado de oro sobre carbón activado, utilizando para ello la modalidad CIP (carbón en pulpa).

El proceso se iniciará con un espesador donde el contenido de sólidos se ajusta al rango de 50% de sólidos. Previo a la entrada de la pulpa al espesador, ésta pasa por una zaranda malla N<sup>o</sup> 28 a fin de retirar todos los productos mayores de 0.5 mm, para que no contamine el carbón cosechado en la etapa CIP.



El agua sobrenadante del espesador se enviará al proceso Merrill Crowe para separar el oro solubilizado en la etapa de molienda y recircularla para la etapa de molienda.

Desde el descargo del espesador la pulpa fluirá por gravedad hacia la etapa de disolución, donde será agitado entre 19 - 20 hrs. antes de continuar con la etapa siguiente.

La etapa de disolución consiste de 02 agitadores en serie 16'φ x 16'h.

Posteriormente a la etapa de agitación, la pulpa fluirá por gravedad a un conjunto de 4 tanques 5'φ x 17'h que en su interior contendrá carbón activado que absorberá el oro solubilizado en la etapa anterior.

El tipo de carbón a utilizar es carbón activado de cascara de coco malla -8/+16 con 700 a 800 cm/gr la concentración de carbón será de 15 grs./litro de pulpa.

El avance de los carbones se efectúa en contracorriente al avance de la pulpa, y se llevará a cabo mediante el trasvasaje con air lifts (elevadores de aire). Las zarandas utilizadas para retener el carbón son 2' x 4' malla N<sup>o</sup> 20.

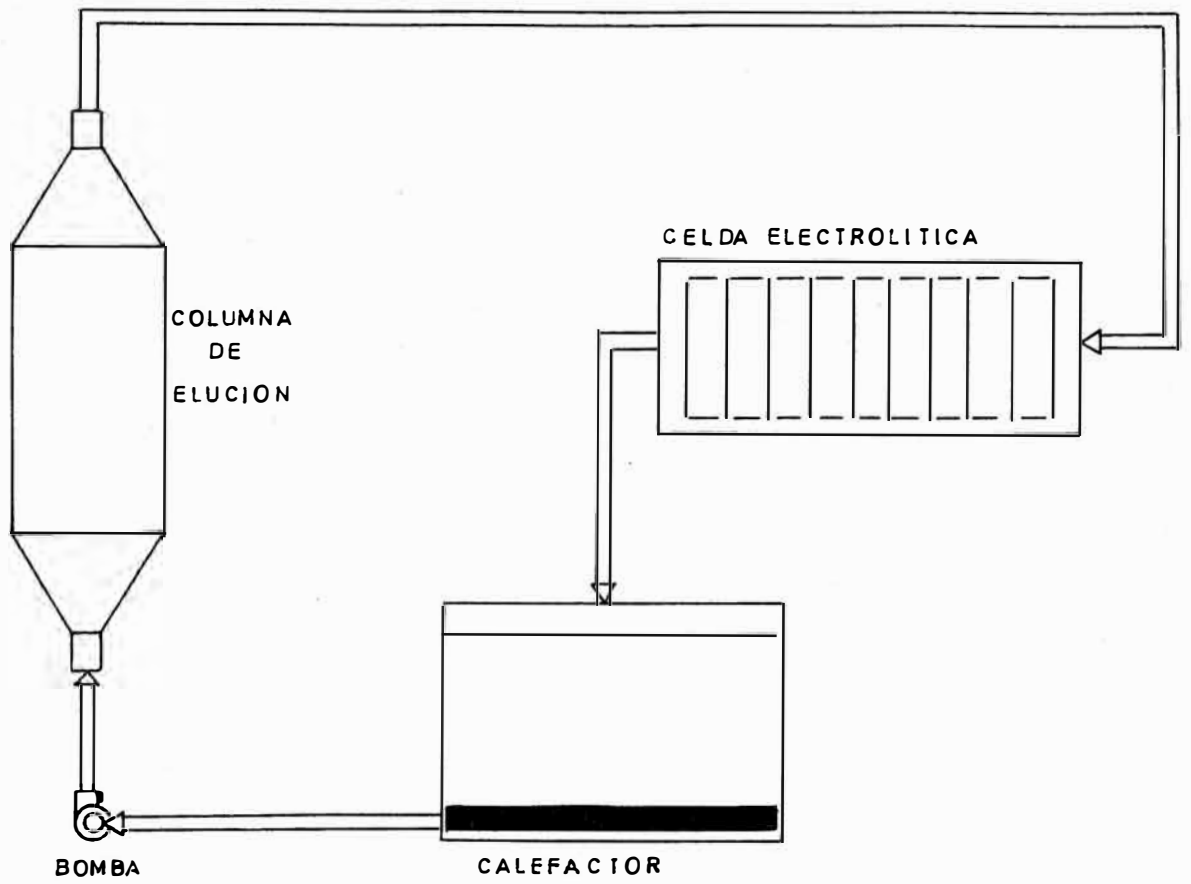
El carbón cosechado del primer agitador constituirá el producto final de esta etapa. El tiempo de retención de la pulpa en esta etapa será de 7 horas, después de la cual abandonará el sistema hacia la bomba relavera. Previo a la impulsión del relave hacia el tanque, la pulpa pasará por una zaranda malla N<sup>o</sup> 28, que actuará como malla de seguridad y permitirá retener el carbón degradado hasta este tamaño.

El abastecimiento de aire se realizará mediante un compresor de 200 pies<sup>3</sup>/min. de capacidad y 20 PSI.

#### **PLANTA DE REEXTRACCION (O ELUCION).**

La planta de elución (ver figura N<sup>o</sup> 10) utilizará el proceso de reextracción alcohólica a presión ambiente. El cual consiste en revertir el proceso de adsorción del oro contactando el carbón cargado con una solución a temperatura bajo el punto de ebullición aproximadamente 80°C y que contiene alcohol (metílico o etílico), hidroxido de sodio y cianuro de sodio.

El circuito de tratamiento consistirá en un estanque que contiene la solución, desde donde se bombeará la solución que pasará por un intercambiador de calor y posteriormente pasará a través de dos columnas que contienen carbón, cada una de 200 kg. Aquí ocurrirá el traspaso de oro desde el



ESQUEMA SIMPLIFICADO DEL PROCESO DE ELUCION

FIGURA 10

carbón a la solución. La solución enriquecida será enviada a una celda electrolítica rectangular provista de compartimiento para colocar virutilla de hierro como cátodo y placas de acero inoxidable como ánodo. El sistema operará con voltaje de 4.0 a 4.5 voltios y 100 - 120 Amp.

Bajo estas condiciones se producirá la electrodeposición del oro y otros metales (Ag, Cu, Zn, etc) sobre las virutillas. Posteriormente a la electrolisis la solución será descargada nuevamente al estanque donde será recirculada a través del sistema durante 20 horas.

Las virutillas cosechadas de electro-precipitación serán lavadas con agua limpia y posteriormente sometida a ataques con ácido nítrico en caliente en varias etapas. Finalmente el precipitado purificado será fundido en horno tipo (Basculante) con crisol y grafito.

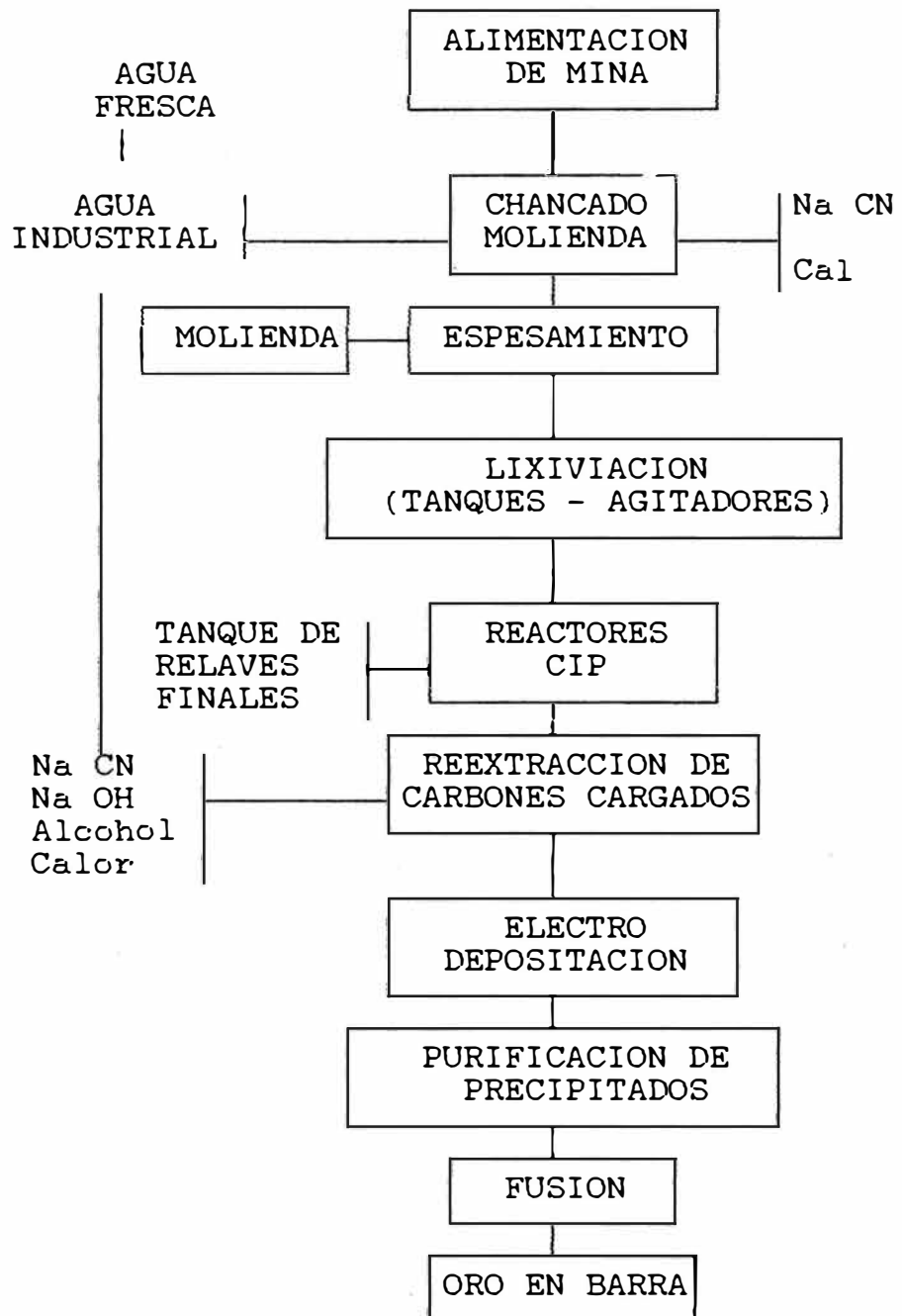
### **3.3. TAMAÑO Y UBICACION DE LA PLANTA.**

La planta procesará 100 TON y estará ubicado dentro de las instalaciones de la Cia. Minera Nueva California, el que está ubicado en el distrito de Mancos, provincia de Yungay, departamento de Ancash.

4. CALCULO, DISEÑO Y/O SELECCION DE EQUIPOS DE PROCESAMIENTO.

4.1. DIAGRAMA DE FLUJO.

El diagrama de flujo es el que se presenta en el plano N<sup>o</sup> 1 y el diagrama de bloques es el que se presenta a continuación.



## 4.2. DISEÑO Y SELECCION DE EQUIPOS.

### 4.2.1. Dimensionamiento y Cálculo de la Tolva.

La tolva de finos será alimentada, del circuito de chancado, en forma intermitente. Esta tolva tendrá la capacidad tal que pueda alimentar al circuito de molienda en forma continua durante 12 horas.

$$\begin{aligned} \text{capacidad} &= 4.2 \text{ ton/hr} \times 12 \text{ hr} \\ &= 50 \text{ ton.} \end{aligned}$$

para un peso específico igual:  $1.9 \text{ ton/m}^3$

$$\begin{aligned} \text{Volumen} &= 50 \text{ ton} / (1.9 \text{ ton/m}^3) \\ &= 27 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

La tolva tendrá forma cilíndrica y base cónica para facilitar la descarga y tendrá las siguientes dimensiones.

$$\text{Diámetro} = 3.0 \text{ m.}$$

$$\text{Altura} = 3.6 \text{ m.}$$

Para determinar el espesor se emplearán las relaciones de cálculos de silos.

**Ecuación de JANSEN:**

$$L = \frac{WR}{\mu'} \left( 1 - e^{-\frac{\mu R h}{R}} \right), \quad V = \frac{L}{K}$$

**Ecuación de AIRY**

$$Fz = \frac{wd^2}{2} \left[ \frac{\sqrt{(2h/d(\mu + \mu') + 1 - \mu\mu')} - \sqrt{1 + \mu^2}}{\mu + \mu'} \right]^2$$

$$L = \frac{wd}{\mu + \mu'} \left[ 1 - \frac{f(1 + \mu^2)}{f(2h/d(\mu + \mu') + 1 - \mu\mu')} \right]$$

$$V = \frac{L}{K}$$

Donde:

L : Presión Lateral

V : Presión Vertical

Fz: Fuerza de empuje max. por unidad de longitud.

w : Peso Específico del material, 2,500 Kg/m<sup>3</sup>

R : Radio hidraulico

$\Phi$  : Angulo de reposo del material, 30°

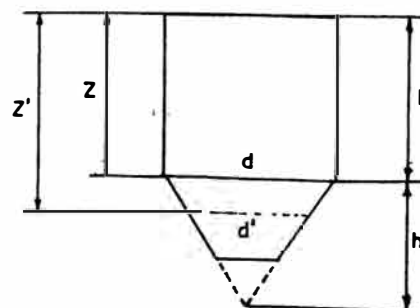
$\theta$  : Angulo de fricción del material con la pared del silo, 30° (mineral triturado y plancha de acero)

$\mu' = \text{tg}\theta$ : Coeficiente de fricción interna del material, 0.577 ( $\mu = \text{tg}\Phi$ )

K : Cte.,  $K = (1 - \text{sen}\Phi) / (1 + \text{sen}\Phi) = 0.33$

d : Diámetro en el punto de análisis.

Fuerza de Empuje máxima por unidad de longitud.



Para:  $Z = h = 3.6 \text{ m.}$  ;  $d = 3.0 \text{ m.}$  ;  $\mu = \mu'$

$$F_z = \frac{wd^2}{2} \left[ \frac{\sqrt{(2h/d)(2\mu) + 1 - \mu^2} - \sqrt{1 + \mu^2}}{2\mu} \right]^2$$

Reemplazando valores:

$$F_z = 4131.13 \text{ Kg/m.}$$

Luego el espesor ( $e_1$ ) de la pared debido a la fuerza de empuje máxima debe ser:

$$e \gg \frac{F_z}{100 \text{ St.}}$$

St : Esfuerzo de tracción permisible,  
1200kg/cm<sup>2</sup>

$$e_1 = \frac{4131.13 \text{ Kg/m}}{100 \times 1200 \text{ Kg/cm}^2} = 0.034 \text{ cm.} = 0.34 \text{ mm}$$

Fuerza de rozamiento del material ensilado

$$F_r = \frac{W \times R \cdot Z^2}{(Z+A)}, \text{ kg/m}$$

Abcisa característica, A

$$A = \frac{D}{4 \text{tg}\theta \cdot \text{tg}^2(\pi/4 - \phi/2)} - \frac{y}{3}; = \frac{D}{2} \text{tg}\phi$$

Reemplazando valores:

$$y = 0.86 \text{ m}; \quad A = 3.6 \text{ m}; \quad F_r = 3375 \text{ Kg/m}$$

Espesor  $e_2$  debido a fuerza de rozamiento

$$e_2 = \frac{3375 \text{ kg/m}}{100 \times 1200 \text{ kg/cm}^2} = 0.028 \text{ cm} = 0.28 \text{ mm}$$

. Cálculo del silo en la pared cónica.

$$Z' = h + \frac{h'}{3} = 3.6 + \frac{2.15}{3}$$



$$Z' = 4.31 \text{ m.}$$

$$d = 2.0 \text{ m. (d = d')}$$

$$R = \frac{\pi (d/2)^2}{\pi d} = \frac{d}{4} = 0.5 \text{ m.}$$

. Determinación de presiones:

**Según HANSEN.**

$$L = \frac{w.R}{\mu'} \left( 1 - e^{-\frac{\mu \mu' z'}{R}} \right)$$

Reemplazando valores:

$$L = 1746.7 \text{ Kg/m}^2$$

$$V = L/K = 5293.0 \text{ Kg/m}^2$$

**Según AIRY.**

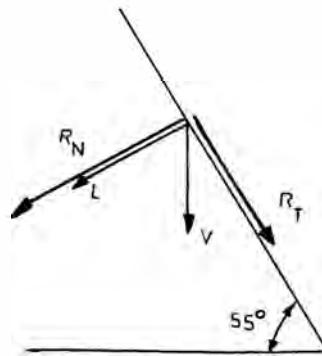
$$L = \frac{Wd}{\mu + \mu'} \left[ 1 - \frac{f(1 + \mu^2)}{f(2h/d(\mu + \mu') + 1 - \mu\mu')} \right]$$

Reemplazando valores:

$$L = 2226.6 \text{ Kg/m}^2$$

$$V = L/K = 6747.2 \text{ Kg/m}^2$$

Considerando los mayores esfuerzos



$$R_N = L + V \cos 55.0^\circ$$

$$R_N = 2226.6 \text{ Kg/m}^2 + 6747.2 \text{ Kg/m}^2 \cdot \cos 55.0^\circ$$

$$R_N = 6096.6 \text{ Kg/m}^2.$$

$$R_T = V \sin 55.0^\circ = 6747.2 \text{ Kg/m}^2 \times \sin 55.0^\circ$$

$$R_T = 5527.0 \text{ Kg/m}^2$$

. Cálculo del esfuerzo debido al peso del material y tolva, P

$P_1$  : Peso del material 50,000 Kg.

$P_2$  : Peso de la tolva ( $P_{\text{cilindro}} + P_{\text{cono}}$ )

Pl de acero A-36 (1.20 x 1.40 x  $\frac{1}{4}$  ")

Peso específico. 7860 Kg/m<sup>3</sup>

Plancha de  $\frac{1}{4}$ " (espesor asumido), 12

unidades (Pl 4' x 8')

$$P_{\text{cilindro}} = 12 \times V \times 7860$$

$$= 12 \times 0.00635 \times 1.20 \times 2.40 \times 7860$$

$$= 1725 \text{ Kg.}$$

$$P_{\text{cono}} = 0.0635 \pi \frac{(d + d')}{2} \times 1 \times 7860$$

$$d = 3.0 \text{ m.} ; \quad d' = 0.4 \text{ m.}$$

$$P_{\text{cono}} = 266.4 \text{ Kg.}$$

$$P_2 = 1991.4 \text{ Kg.}$$

$$P_T = P_1 + P_2 = 50,000 + 1991.4$$

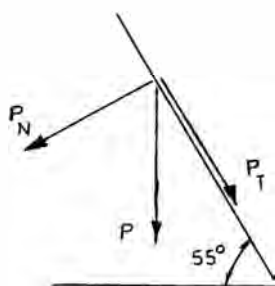
$$P_T = 51991.4 \text{ Kg.}$$

$$P = \frac{P_r}{A \text{ lat.}}$$

$$A \text{ lat.} = 38.96 \text{ m}^2 = A_{\text{cilindro}} + A_{\text{cono}} .$$

$$P = \frac{51991.4 \text{ Kg.}}{38.96 \text{ m}^2} = 1334.6 \text{ Kg/m}^2$$

$$P = 1334.6 \text{ Kg/m}^2$$



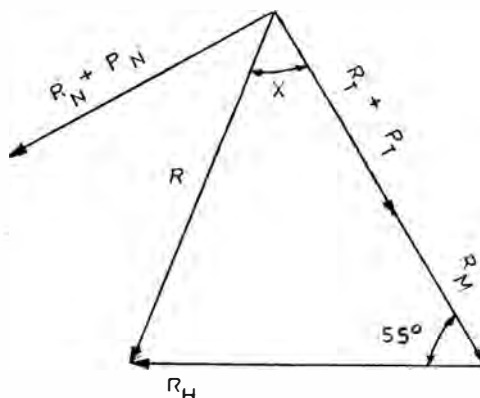
$$P_r = P \times \text{sen } 55.0^\circ = 1334.6 \text{ Kg} \times \text{sen } 55.0^\circ$$

$$P_r = 1093.24 \text{ Kg/m}^2 .$$

$$P_N = P \times \text{cos } 55.0^\circ = 1334.6 \text{ Kg} \times \text{cos } 55.0^\circ$$

$$P_N = 765.5 \text{ Kg/m}^2$$

Suma de presiones.



$$R_k + P_N = 6096.6 \text{ Kg/m}^2 + 765.5 \text{ Kg/m}^2 \\ = 6861.6 \text{ Kg/m}^2$$

$$R_r + P_r = 5527.0 \text{ Kg/m}^2 + 1093.24 \text{ Kg/m}^2 . \\ = 6620.24 \text{ Kg/m}^2 .$$

$$R = \sqrt{((6861.6)^2 + (6620.24)^2)}$$

$$R = 9534.63 \text{ Kg/m}^2.$$

$$x = \text{arc tg} (1.03)$$

$$x = 46.0^\circ$$

$$\frac{R}{\text{Sen } 55.0^\circ} = \frac{R_H}{\text{Sen } 46.0^\circ} = \frac{R_V}{\text{Sen } 79.0^\circ}$$

$$R_H = 8372.85 \text{ Kg/m}^2.$$

$$R_V = 11425 \text{ Kg/m}^2.$$

. Cálculo del espesor en la parte cónica.

$$e' = \frac{R_H \times r}{100 \times St}$$

$$e' = \frac{8372.85 \text{ Kg/m}^2 \times 1.5 \text{ m.}}{100 \times 1200 \text{ Kg/cm}^2}.$$

$$e' = 0.104 \text{ cm} = 0.041 \text{ pulg}$$

Elegimos pl 1/8" pero por factores de desgaste y abrasión del material seleccionamos pl 3/16" de espesor, acero A-36.

**Cálculo del anillo de refuerzo en la parte cilíndrica y cónica de la tolva.**

. Chequeo por colapso.

Fórmula según manual de esfuerzos deformaciones (ROARK).

$$P_{\text{colapso}} = 0.807 \frac{E \times t^2}{L \times r} \sqrt{\left[ \frac{1}{1-\mu^2} \right]^3 \left[ \frac{t}{r} \right]^2}$$

$r = 1.5 \text{ m.} = 59 \text{ pulg.}$

$L$  : Ancho del anillo, 12 pulg.

$E$  : Modulo de elasticidad,  $30 \times 10^6$  PSI

$V$  : 0.3 (modulo de Poisson)

$t$  : Espesor de plancha,  $3/8 \text{ "}$  = 0.375 pulg.

$$P_{\text{colapso}} = \frac{0.807 \times 30 \times 10^6 (0.375)^2}{12.59} \times Z$$

Donde:

$$Z = \sqrt{\left[ \frac{1}{1-\mu^2} \right]^3 \left[ \frac{t}{r} \right]^2}$$

Reemplazando valores

$$P_{\text{colapso}} = 411.46 \text{ lb/pulg}^2.$$

Presión actuante sobre los anillos,  $P$  considerando la máxima fuerza de empuje,

$$F_z. \quad F_z = 4131.13 \text{ Kg/m} = 230.8 \text{ lb/pulg.}$$

$$P = \frac{F_z}{L} = \frac{230.8}{12} = 19.24 \text{ lb/pulg}^2.$$

$$P_{\text{colapso}} \gg P$$

. Chequeo por esfuerzo de trabajo

$$\sigma_t = \frac{P \cdot r}{t}$$

P : Presión actuante, 19.24 lb/pulg<sup>2</sup>.

r : Radio del anillo, 59 pulg.

$$\sigma_{t_n} = \frac{\text{Esf. fluencia}}{\text{Coef. seguridad}} = \frac{36 \text{ KPSI}}{2}$$

$$\sigma_{t_n} = 18,000 \text{ PSI (A-36)}$$

$$\sigma_t = \frac{P \cdot r}{t} = \frac{19.24 \text{ lb/pulg}^2 \times 59 \text{ pulg.}}{0.375 \text{ pulg.}}$$

$$\sigma_t = 1987.4 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\sigma_t < \sigma_{t_n} = 18 \text{ KPSI}$$

$$\sigma_t \ll \sigma_{t_n} \quad \text{OK.}$$

**Selección de la columna de la tolva.**

$$W'_r = W_{\text{general}} + W_{\text{tolva}} = 114,400 \text{ lbs.}$$

Considerando la fuerza sísmica 10%  $W_r$  adicional.

$$W_r = 1.1 W'_r = 125840 \text{ lbs.}$$

Para el cálculo de las columnas se utilizará la fórmula parabólica que representa los resultados experimentales en forma bastante buena para columnas cuya relación de esbeltez ( $l/r$ ) varía de 0 a 130.

$$F_a = \frac{P}{A} = 16,000 - 0.38 (L/r)^2$$

Esfuerzo permisible,  $F_a = 11,000 \text{ PSI.}$

Para 04 columnas.

$$A = \frac{(W_r / 4)}{F_a} = \frac{31460 \text{ pulg}^2}{11,000} = 2.86 \text{ pulg}^2.$$

$$A = 2.86 \text{ pulg}^2.$$

Ensayamos con W 6 x 12 ( A = 3.55 pulg<sup>2</sup>, r = 0.918 pul.)

Longitud de la columna igual a 8 pies.

$$\frac{l}{r} = \frac{8 \times 12}{0.918} = 104.6 < 130 \text{ OK.}$$

Esfuerzo permisible para A = 3.55 pulg<sup>2</sup>.

$$F_a = 16,000 - \frac{0.38(8 \times 12)^2}{0.918^2}, F_a = 11,844 \text{ lbs}$$

Peso permisible

$$W_p = F_a \times A = 11844.3 \times 3.55$$

$$W_p = 42,047.4 \text{ lbs} > 31,460 \text{ lbs.}$$

Seleccionamos 04 perfiles W6 x 12.

Plancha base 12" x 12" x 3/4 "

Perno 5/8 "  $\Phi$

#### 4.2.2. Selección de la Faja de Alimentación al Molino.

El procedimiento de cálculo es el establecido por el manual de CEMA y se tendrá en consideración los siguientes factores:

C: Capacidad, 4.2 teph.

$\phi$ : Angulo de reposo del material, 30°

S: Angulo de sobrecarga, 20°

W: Peso específico, 156 lb/pie<sup>3</sup>

L: Longitud, 23 pies.

V: Velocidad, 25 pies/min.

Tamaño granular y fino inferior -¼"

Material abrasivo

Horas de servicio 24 horas.

. Capacidad Equivalente.

$$C.E. = \frac{tcph \times 2000}{W} \times \frac{100}{V}, \text{ pie}^3/\text{hr.}$$

$$C.E. = \frac{4.2 \times 2000}{156} \times \frac{100}{25} = 215 \text{ pie}^3/\text{hr.}$$

C.E. = 215 pie<sup>3</sup>/hr. y ángulo de sobrecarga,  
20°

Seleccionamos CE=1005 pie<sup>3</sup>/hr.(Manual CEMA  
tabla 4.2)

Ancho de faja = 18 pulg.

Factor de frecuencia,  $F_f = (2L)/V =$   
 $(2 \times 23)/25, F_f = 1.84$

Grado de cubierta, grado 2

Material clase 6

. Espesor de cubierta superior = 5/32"

. Espesor de cubierta inferior = 1/16"

Tensión 35 RMA (característica especial)

Número de pliegues mínimo = 4

Número de pliegues máximo = 5

. Número de pliegues = 4

Porcentaje de tensión = 80%

. Diámetro de polea = 18 pulg.



Velocidad de la polea motriz

$$N = \frac{V \times 12}{\pi \times \phi} = \frac{25 \times 12}{\pi \times 18}, N = 5.3 \text{ RPM.}$$

### Selección de rodillos

. Rodillos de avance

Inclinación de rodillos laterales 20°

$S_1$  : Distancia entre rodillos de avance, 4.5  
pies

$A_f$  : Ancho de faja, 18 pulg.

W: Peso específico, 155 lb/pie<sup>3</sup>

Carga sobre rodillos, IL = ( $W_f + W_m$ )  $S_1$

Carga según condición de trabajo, AL

$$AL = IL \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4$$

$W_f$  : Peso de la faja, 4 lb/pie

$W_m$  : Peso del material

$$W_m = 33.33 C/V = 5.6 \text{ lb/pie}$$

$K_1$  : factor de tamaño de material, 1.0

$K_2$  : Factor de condiciones ambientales y  
mantenimiento, 1.1

$K_3$  : Factor de servicio, 1.2

$K_4$  : Factor de corrección de velocidades, 0.8

Reemplazando valores

$$IL: (4.0+5.6) \times 4.5; IL= 43.2 \text{ lbs.}$$

$$AL: 43.2 \times 1.0 \times 1.1 \times 1.2 \times 0.8; AL=45.6 \text{ lbs}$$

Según CEMA seleccionamos rodillos de  
avance CEMA CLASE A.,  $\phi_{\text{rodillo}} = 4''$ ,

$\phi$  eje = 5/8"

. rodillo de retorno

$S_1$  : Distancia entre rodillos de retorno, 10 pies

Rodillo clase A,  $\phi_{\text{rodillo}} = 4''$ ,  $\phi_{\text{eje}} = 5/8''$

Distancia entre rodillos, en el punto de carga,  $S_1 = 2$  pies.

### Cálculo de tensiones:

Tensión efectiva,  $T_e$

$$T_e = L \cdot K_t (K_x + K_y W_b + 0.015 W_m) + W_m (L k_y \pm H) + T_p + T_{\text{rod}} + T_{\text{ac}}$$

Donde:

$K_t$  : Factor de corrección de temperatura, 1.0

$K_x$  : Factor de resistencia de rodillos al desplazamiento de la faja.

$$K_x = 0.00068 (W_b + W_m) + \frac{A_1}{S_1}$$

$$W_b = 4 \text{ lb/pie}; W_m = 5.6 \text{ lb/pie}; S_1 = 4.5'; A_1 = 2.3'$$

$$K_x = 0.00068 (4 + 5.6) + 2.3/4.5$$

$$K_x = 0.5176$$

$K_y$  : Factor de resistencia de la faja con carga a flexionarse conforme ésta se deslaza, 0.031

. Tensión de poleas,  $T_p$

Tensión de resistencia a la flexión, de la faja, en las poleas y resistencia en sus rodamientos.

$$T_p = T_{\text{lado flojo}} + T_{\text{lado tenso}}$$

$$T_p = 200 \text{ lb} + 150 \text{ lb} = 350 \text{ lb.}$$

$$T_p = 350 \text{ lbs.}$$

. Tensión de aceleración del material,  $T_{aa}$

$$T_{aa} = 1.5 \times 10^{-3} \text{ lbs. (del gráfico 6.3 CEMA)}$$

. Tensión de accesorios,  $T_{ac}$

$$T_{ac} = T_{\text{limpiadores}} + T_{\text{fricción de faldon}}$$

$$T_{\text{limpiador}} = 3 \text{ lb/pulg} (A_{\text{limp}} = 20 \text{ pulg})$$

$$T_{\text{limpiador}} = 60 \text{ lb}$$

Tensión de fricción para el faldon,  $T_f$

$$T_f = 2 C_s Lmf (hs)^2 ; Lmf = 2 \text{ pies}; hs = 0.1 A_f$$

Coficiente de fricción para el faldon,

$$C_s = 0.276$$

$$T_f = 2 \times 0.276 \times 2 \times 1.4$$

$$T_f = 3.6 \text{ lbs.}$$

Tensión por bordes de caucho,  $F_b$

$$F_b = N_Q \text{ lados} \times lmf \times 3 \text{ lb/pie}$$

$$F_b = 12 \text{ lbs.}$$

$$T_f = T_f + F_b = 12 + 3.6$$

$$T_f = T_f + F_b$$

Tensión de fricción faldon = 15.6 lbs.

Luego:

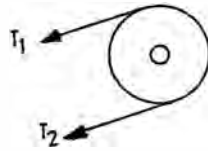
$$T_{ac} = 60 \text{ lb} + 15.6 \text{ lb}$$

$$T_{ac} = 75.6 \text{ lb}$$

Reemplazando valores:

$$T_e = 23 \times 1 (0.5176 + 0.031 \times 4 + 0.015 \times 4) + 3.5 \\ \times (23 \times 0.031 + 6) + 350 + 1.5 \times 10^{-3} + 75.6$$

$$T_e = 465 \text{ lbs.}$$



. Comparación de tensiones

Arco de contacto =  $180^\circ$

Templador manual

Polea recubierta

Factor de arrolamiento,  $C_w = 0.8$

$T_2 = C_w \times T_e = 372 \text{ lbs.}$

. Tensión de polea de cola

$T_t = T_2 - T_b + T_{vr}$

Tensión,  $T_b$

$T_b = H \times W_b = 23.8 \text{ lbs}$

Tensión de retorno de la faja,  $T_{vr}$

$T_{vr} = 0.015 \times L \times W_b \times K_t = 0.015 \times 23 \times 4 \times 1$

$T_{vr} = 1.38 \text{ lbs.}$

$T_t = 372 \text{ lbs} + 23.8 \text{ lbs.} + 1.38 \text{ lbs}$

$T_t = 349.58 \text{ lbs.}$

. Tensión de catenaria

$T_c = 6.25 \times S_t (W_b + W_m)$ , 2% de flecha máxima

$T_c = 270 \text{ lbs.}$

$T_c < T_t$  (flexión dentro del rango de flecha máxima)

**Determinación de la potencia**

. Potencia en el eje de accionamiento

$$HP_{faja} = \frac{T_t \times V}{33,000} = \frac{465 \times 25}{33,000}$$

$$HP_{faja} = 0.36 \text{ hp}$$

. Potencia para vencer fricción en la polea motriz

$$HP_f = \frac{N \text{ Polea Motrices} \times 2000 \times V}{33,000}$$

$$HP_f = \frac{1 \times 200 \times 25}{33,000} = 0.16 \text{ hp.}$$

. Potencia por probables pérdidas

$$HP_p = 0.05 (HP_{f_{aj}} + HP_f)$$

$$HP_p = 0.03 \text{ hp}$$

. Potencia total requerida

$$HP_t = 0.36 + 0.16 + 0.03 = 0.52 \text{ hp}$$

$$HP_t = 0.52 \text{ hp}$$

. Potencia eléctrica

$$HP_e = (HP_t) / n = 0.52 / 0.95$$

$$HP_e = 0.55 \text{ hp}$$

$$HP_e = 1.2 HP_e \text{ (considerando factor por altura)}$$

$$HP_e = 0.66 \text{ hp.}$$

Del catálogo de delcrosa seleccionamos un motor serie Nv 80, 0.9 hp, 1670 RPM.

Reductor kJ R250 delcrosa.

#### 4.2.3. Dimensionamiento y Selección del Molino

Los siguientes factores se tienen en cuenta para la selección del molino.

C : Capacidad, 4.2 tcph.

W<sub>t</sub> : Índice de trabajo, 13.6 Kw-h/ton

(proporcionado de pruebas de laboratorio)

Alimentación al molino,  $F_{30}=30$  US ASTM=595  $\mu\text{m}$

Producto de molienda,  $P_{30}=200$  US ASTM=74  $\mu\text{m}$

Porcentaje de sólidos en mezcla, 65%

Molino de descarga por rebalse

**. Corrección del Índice de Trabajo,  $W_{I(\text{corr})}$**

Por variación de la operación estandar establecida por F. C. Bond. se aplica los factores de corrección para cada caso específico.

$f_1$  : 1.0 (molienda humeda)

$f_2$  : 1.0 (circuito cerrado)

$f_3$  :  $(B/D)^2$  (factor de eficiencia de diámetro)

Por ser desconocido se considera  $f_3 = 1.0$  para la primera iteración.

$f_4$  : 1.0 (material de alimentación óptimo, -1/4")

$f_5$  : 1.0 ( $P_{90} = 74$  micrones)

$f_6$  : 1.0 (Razon de reducción óptima)

$$W_{I(\text{corr})} = W_1 \times f_1 \times f_2 \times f_3 \times f_4 \times f_5 \times f_6$$

$$W_{I(\text{corr})} = 13.6 \text{ Kw-h/ton.}$$

**. Consumo de Energía Específica,  $W$**

$$W = W_{I(\text{corr})} \left[ \frac{10}{\sqrt{P_{90}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{90}}} \right], \text{ Kw/ton-corta}$$

$$W = 10.234 \text{ Kw/ton-corta.}$$

**. Potencia Mecánica  $P_m$  y Eléctrica  $P_e$ :**

$$P_m = 1.341 \times W \times c = 1.341 \times 10.23 \times 4.2$$

$$P_m = 57.64 \text{ hp} \quad (n = 0.96)$$

$$P_e = 60.00 \text{ hp}$$

**. Determinación del diámetro del molino.**

Según La ecuación:

$$P_e = K_f D^{3.5} (\% V_P)^{0.461} (\% C_s)^{1.505} (L/D)$$

Donde:

$$K_f = 4.365 \times 10^{-5} \text{ (Constante, descarga por rebalse)}$$

%V<sub>P</sub>:% Volumen de carga moledora, 50

% C<sub>s</sub>:% Velocidad crítica de rotación del  
molino, 75

Relación de longitud - diámetro, L/D = 1.0

$$D = \left[ \frac{P_e}{K_f (\% V_P)^{0.461} (\% C_s)^{1.505} (L/D)} \right]^{1/3.5}$$

Reemplazando valores:

$$D = L = 5.293 \text{ pies}$$

$$f_s = (8/D)^{0.2} = 1.086$$

Repetimos el proceso de cálculo iterativo, hasta que se obtenga una variación de 1% entre diámetros sucesivos:

$f_s$	$W_{fc}$	W	$P_m$	$P_e$	D=L	Error(%)
1.086	14.177	10.668	60.08	62.591	5.358	1.012
1.083	14.735	11.088	62.453	65.055	5.417	1.011
1.081	14.703	11.064	62.315	64.91	5.414	1.000

Del catálogo del molino de bolas seleccionamos las dimensiones próximos a

los valores determinados.

$$D = 6 \text{ pies}$$

$$L = 6 \text{ pies}$$

Recálculo de la potencia del motor.

$$P_f = K_f D^{3.5} (\% VP)^{0.461} (\% CS)^{1.595} (L/D)$$

Reemplazando valores:

$$P_f = 93.0 \text{ hp.}$$

Considerando factor por altura.

$$P_f = 93.0 \times 1.2 \text{ hp.}$$

$$P_f = 111.6 \text{ hp.}$$

Del catálogo de delcrosa seleccionamos:  
Motor de 125 hp, tipo Nv 2805, 04 polos,  
1765 RPM.

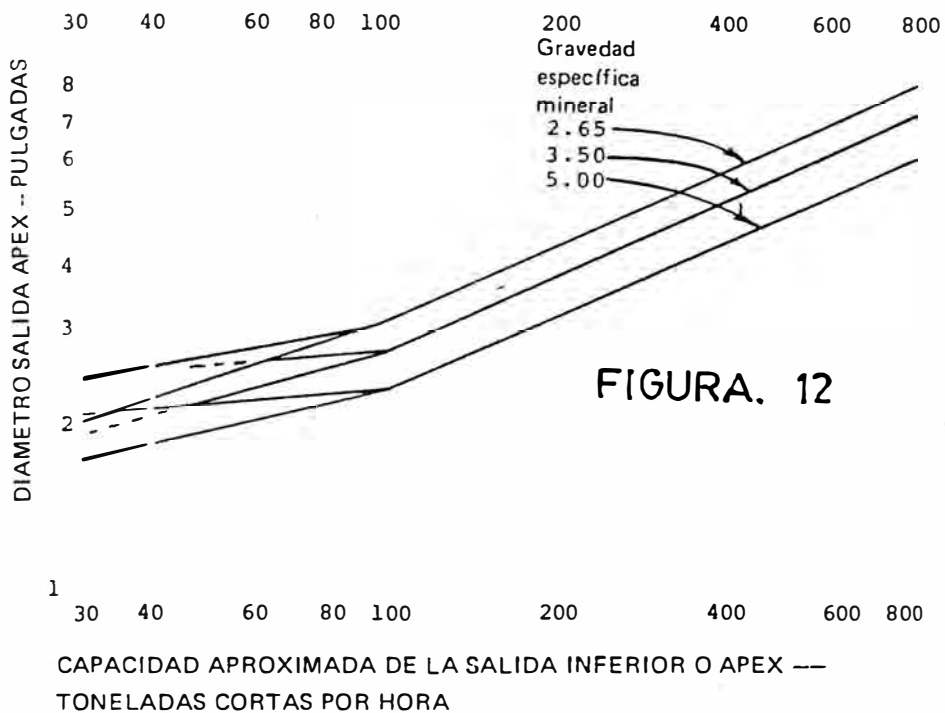
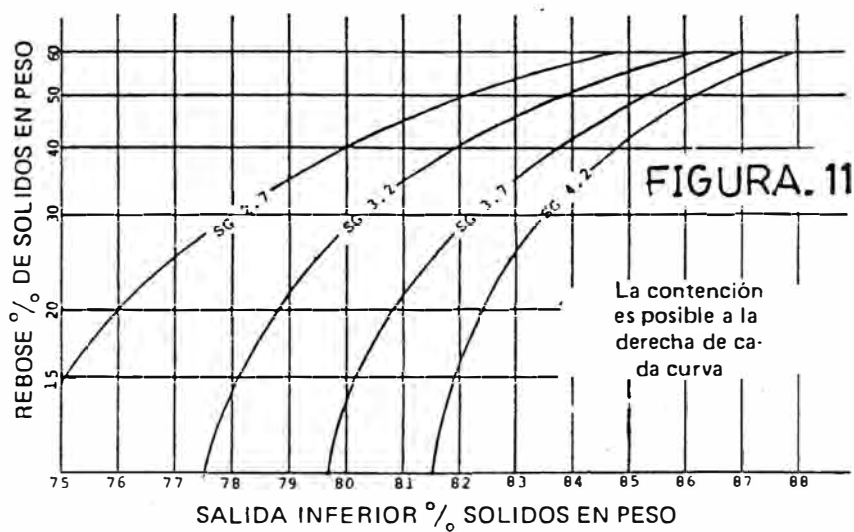
#### 4.2.4. Dimensionamiento y Selección del

##### Hidrociclón

En el hidrociclón se debe evitar que ésta descargue en forma de sogá, que es la condición donde el apex se vuelve sobrecargado con sólidos gruesos, creando una situación no deseable. La figura N° 11 muestra los límites aproximados del porcentaje de sólidos en el hidrociclón por encima de los cuales se evita la descarga en sogá.



CICLONES CLASIFICADORES



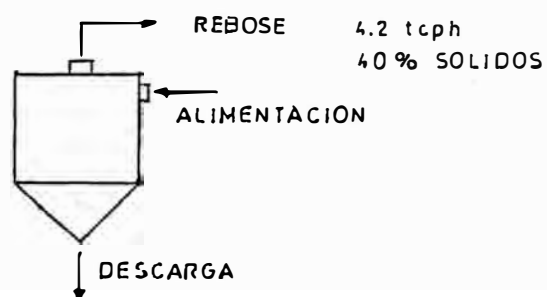
## ANALISIS DE FLUJOS EN EL HIDROCICLON

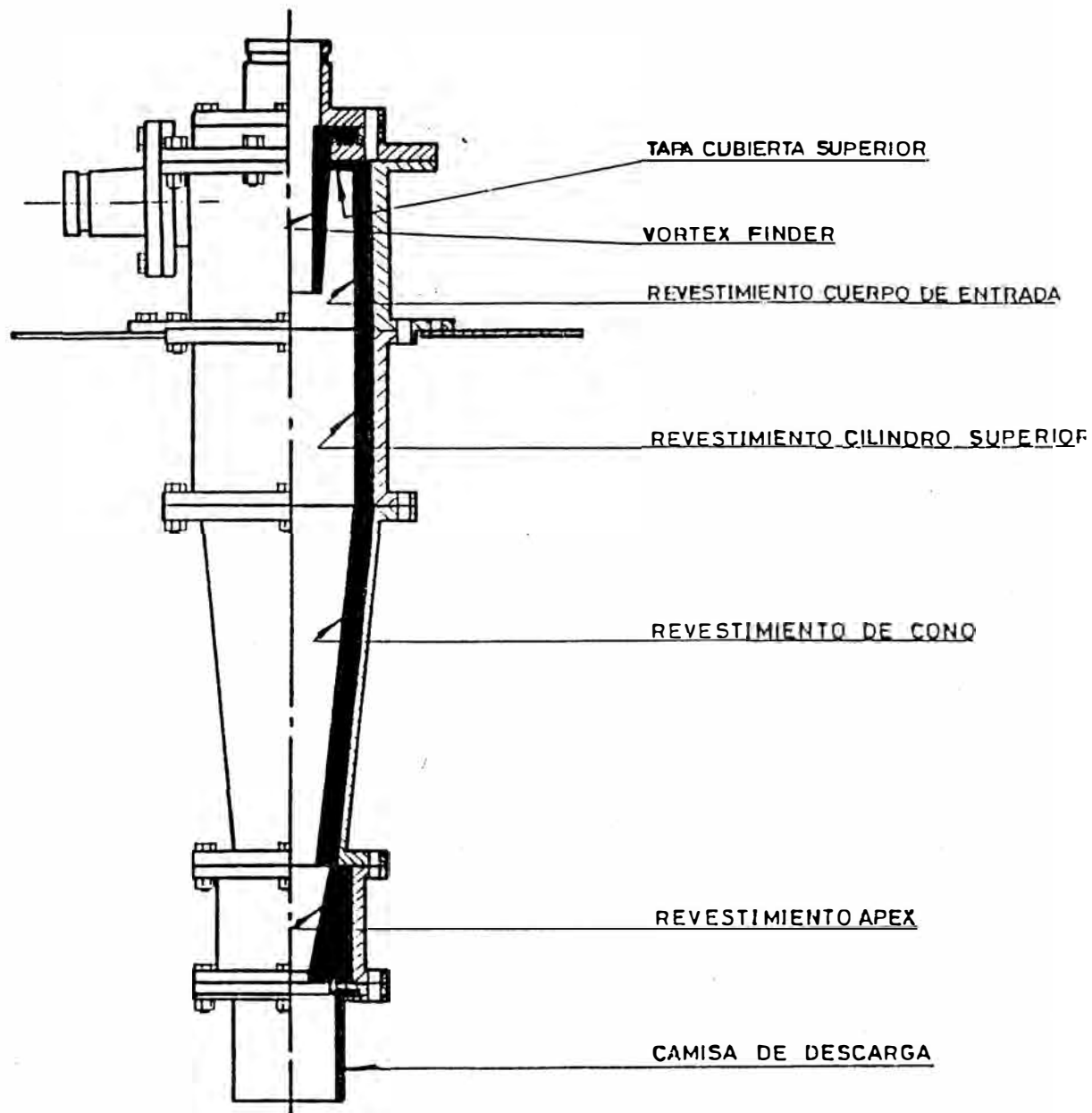
$$\frac{\text{tph} \times 4}{\text{S.G.}} = \text{GPM}$$

$$\text{S.G.} = \frac{\text{tph} \times 4}{\text{GPM}}$$

	Flujo Másico (tph)	S.G.	Flujo Volum. (GPM.)
<b>Rebose</b>			
Sólido	4.2	2.5	6.72
Líquido	6.3	1.0	25.2
Mezcla	10.5	1.316	31.92
% sol/peso	40%	%sol/vol.	21.0%
<b>Descarga</b>			
Sólido(200%cc)	8.4	2.5	13.44
Líquido	2.1	1.0	8.40
Mezcla	10.5	1.92	21.84
% sol/peso	80%	%sol/vol.	61.5%
<b>Alimentación</b>			
Sólido	12.6	2.5	20.16
Líquido	8.4	1.0	33.60
Mezcla	21.0	1.56	53.76
% sol/peso	60%	%sol/vol.	37.5%

El circuito de molienda trabajará en circuito cerrado.





DESCRIPCION DEL HIDROCICLON

FIGURA. 13

. Cantidad de agua a aumentar en el molino,  $m_{a.mol}$

% sólido en pulpa en el molino, 65%

Flujo de sólidos en el molino

$$m_{\text{sólido descarga}} + m_{\text{sólido n. fresco}} = 12.6 \text{ teph}$$

$$\text{Flujo de pulpa} = 12.6 \text{ teph} / 0.65 = 19.38 \text{ teph.}$$

Flujo de agua en la descarga,

$$m_{a.descarga} = 2.1 \text{ teph}$$

$$m_{a.mol} = m_{\text{agua total}} - m_{a.descarga}$$

$$M_{a.mol} = 19.38 \times 0.35 - 2.1$$

$$M_{a.mol} = 4.68 \text{ teph.}$$

. Cantidad de agua a aumentar en la bomba,

$$m_{a.bon.}$$

Flujo de agua en la alimentación,

$$m_{a.alim} = 8.4 \text{ teph}$$

$$m_{a.alim} = m_{a.des.} + m_{a.mol} + m_{a.bon.}$$

$$m_{a.bon} = m_{a.alim} - m_{a.des} - m_{a.mol.}$$

$$m_{a.bon} = 8.4 - 2.1 - 4.68 = 1.6 \text{ teph.}$$

$$m_{a.bon} = 1.6 \text{ teph.}$$

. Determinación del diámetro del hidrociclón

según la ecuación:

$$X_{50} = \frac{13.2 D^{0.675} \text{EXP}(-0.0301 + 0.0945V - 0.00356V^2 + 0.0000864V^3)}{(\Delta P)^{0.3} \sqrt{(w-1)}}$$

V: %Sólido de alimentación en volumen, 37.5

▲P: Presión de ciclón, 10PSI (generalmente)

w: Peso específico, 2.5

$X_{50}$ : Tamaño 50% pasante,  $X_{50} = 105$  micrones.

Reemplazando valores en la ecuación.

D = 6 pulg.

Seleccionamos hidrociclón vulclone tamaño

MV250, referencia D10B, altura 40 1/2"

#### 4.2.5. Cálculo y Selección de la Bomba

La bomba de alimentación al hidrociclón trabaja bajo las siguientes condiciones:

L: Longitud de tubería, 45.3 pies.

$\phi$ : Diámetro de tubería, 2.5 pulg.

Q: Caudal de pulpa, 53.76 GPM.

V: Velocidad de operación, 3.5 pies/seg.

Dp: Gravedad específica de pulpa; 1.56

Velocidad recomendada para evitar la sedimentación: 1-2 m/seg. (3.28 - 6.56 pies/seg.)

. Cálculo de la altura dinámica, H

Coefficiente de fricción,  $C_f$

$$C_f = 0.203 [100/c]^{1.85} [Q^{1.85}/d^{4.8633}]$$

C = 110 (para tubo de plástico)

$C_f = 3.19$  pies/100 pies de tubería

Altura estática = 22 pies.

$$\text{Pérdida por fricción } H_f = \frac{C_f \times L \times Dp}{100}$$

$$H_f = \frac{3.2 \times 45.3 \times 1.56}{100}$$

$$H_f = 2.26 \text{ pies.}$$

$$\text{Pérdida por accesorios: } \frac{KV^2}{2g}$$

$$\text{Por entrada (K=1)=0.095pies}$$

$$\text{Por V. Check (K = 2) = 0.4 pies.}$$

$$\text{Por codo (K = 0.4) = 0.076 pies.}$$

$$\text{Por descarga, } \frac{V^2}{2g} = 0.19 \text{ pies.}$$

$$H = 22.0 + 2.26 + 0.4 + 0.076 + 0.095 + 0.19$$

$$H = 25.02 \text{ pies.}$$

Seleccionamos bomba horizontal Galigher  
1 1/2" x 2", modelo ALL, 8 1/2"  $\phi$  impulsor

. Potencia de la bomba, HP

$$HP = \frac{GPM \cdot D_p \cdot H}{3960 \cdot E_p \cdot f_p} = \frac{53.76 \times 1.56 \times 25.02}{3960 \times 0.5 \times 0.9}$$

$$HP = 1.17 \text{ hp.}$$

$$HP = 1.41 \text{ hP, (Por factor de altura, 1.2)}$$

Del catálogo de delcrosa seleccionamos  
motor 1.8hp tipo 90La, 1710RPM.

#### 4.2.6. Dimensionamiento y Selección del Espesador

La capacidad requerida de un espesador para procesar un tonelaje de cierta pulpa, rebosando una solución clara y obtener la densidad de pulpa deseada en la descarga depende de la velocidad y asentamiento de dicha pulpa en particular.

. Area requerida por el espesador en 24 hrs, A.

$$A = \frac{1.33 (F-D)}{R} \quad \text{pies}^2/\text{ton-corta}$$

Donde:

F: Densidad inicial (partes de agua a sólido en peso)

D: Densidad final en la descarga del espesador.

R: Velocidad de asentamiento, R

De las tres pruebas de distintas densidades (relación líquido-sólido 4:1, 3:1, 2:1) se obtuvo mayor área para:

F = 2.0 ; D = 1.74 ; R = 0.66 pies/hr.

$$A = \frac{1.33 (2-1.74)}{0.66} = 0.52 \quad \text{pies}^2/\text{ton-corta}$$

A = 0.52 pies<sup>2</sup>/ton-corta

Generalmente se aumenta un 25 % como factor de seguridad del área obtenida.

$$A = 1.2 \times 0.52 = 0.65 \text{ pies}^2 / \text{ton-corta}$$

$$A = 66 \text{ pies}^2 \text{ (para 100 ton por día).}$$

Seleccionamos un tanque espesador cuyas características son:

$$\text{Para } D = 2h$$

$$\text{Dimensiones: } 25' \phi \times 12.5' h$$

$$\text{Capacidad: } 170,000 \text{ lts.}$$

Potencia necesaria para el espesador

$$P_m = \frac{\delta \times V(0.9D)N}{63,000}$$

$\delta$ : Peso específico, 82.2 lb/pie<sup>3</sup>

V: Volumen accionado por el mecanismo,  
496pie<sup>3</sup>

D: Diámetro, 25'

N: 0.5 RPM.

Reemplazando valores.

$$P_m = 7.28 \text{ hp.}$$

$$P_m = 7.28 \times 1.2 \text{ (1.2 = factor de altura)}$$

$$P_m = 8.74 \text{ hp.}$$

Del catálogo de delcrosa seleccionamos motor tipo 132S, 9 hp, 1740 RPM, 4 polos.

#### 4.2.7. Dimensionamiento de los Agitadores

##### a). Agitadores de Lixiviación.

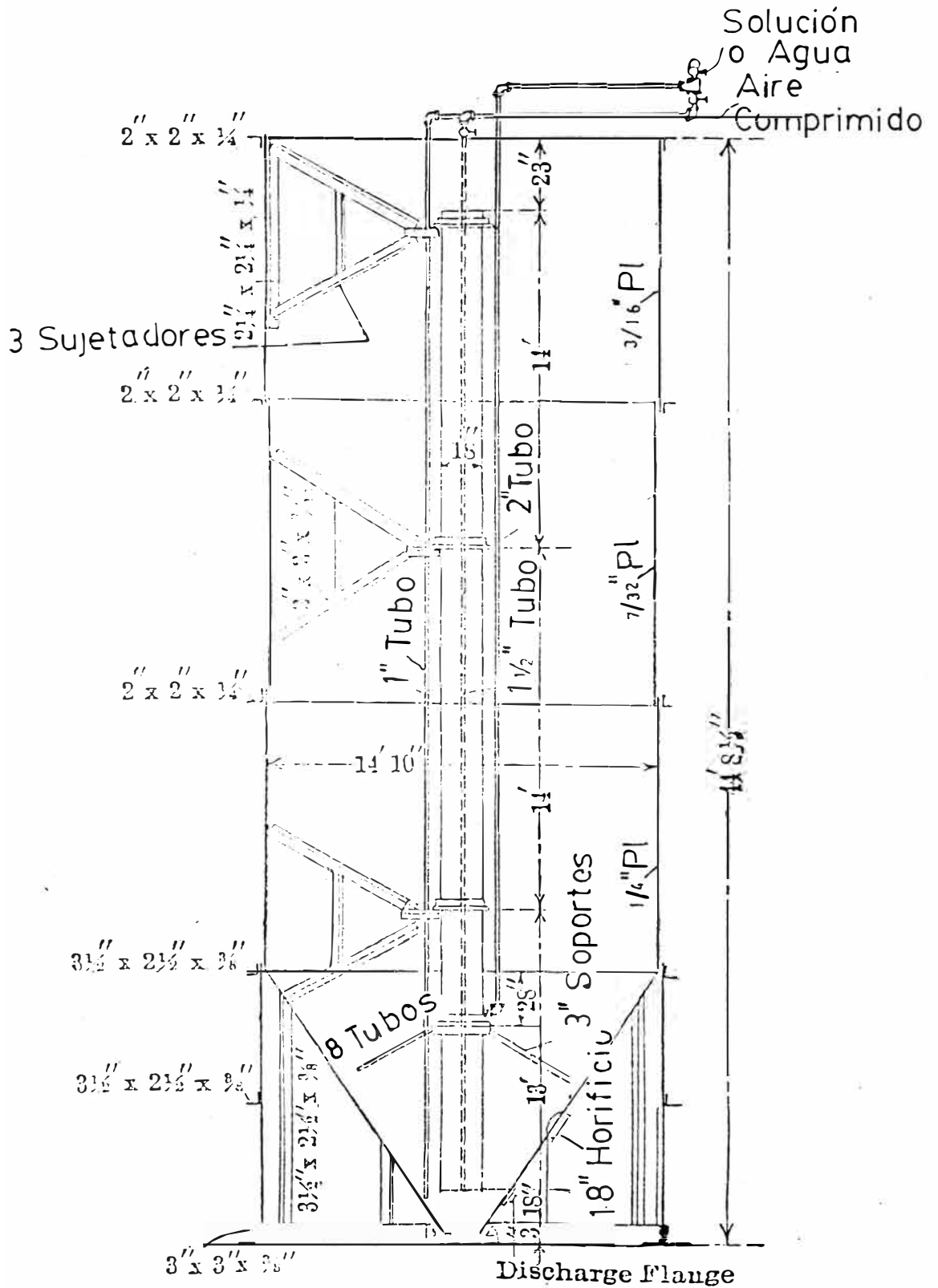
En el proceso de agitación se realiza la reacción química, para el caso de concentración de minerales



auríferos la reacción química ocurre en presencia de oxígeno (de la atmósfera o insuflado artificialmente), proceso denominado cianuración.

Los agitadores son de varios tipos de construcción pero básicamente de dos tipos; aquellos que dependen íntegramente de air-lifts y aquellos que dependen de agitación mecánica y uso auxiliar de aire para la aereación de la pulpa. Los primeros conocidos como tanques Brown o Pachuca en el que la altura es 3 veces el diámetro dependen para la agitación de columnas de aire elevándose de la parte central inferior cónica. La figura Nº 14 muestra un agitador Pachuca. Los agitadores mecánicos consisten esencialmente de alabes de flujo axial para mantener los sólidos en movimiento en la parte inferior del tanque. El uso de los agitadores mecánicos de flujo axial proporciona las siguientes ventajas:

Son fáciles de poner en operación después de un corte de energía



AGITADOR PACHUCA. FIGURA 14

- El gasto para un compresor y sistema de tubería es eliminado. La poca cantidad de aire requerido para la reacción efectiva, es introducido sobre el alabe de flujo axial y dispersado efectivamente en la pulpa
- El consumo de energía es bajo debido a la eficiencia de los alabes en mantener todo el volumen del tanque activo.
- El mantenimiento es virtualmente eliminado.
- Partículas gruesa alimentadas del hidrociclón na dañan los alabes de flujo axial.

Para prevenir el corto circuito del material, evitar el paso de la pulpa sin que ésta haya sido agitado es recomendable que al menos dos agitadores sean usados en serie y preferiblemente 3 en vez de uno solo, muy grande. En nuestro caso se trabajará con 2 agitadores por limitaciones de espacio.

### Cálculo del mecanismo de agitación

Para la determinación de los mecanismos de accionamiento se trabajará bajo las siguientes condiciones:

Tiempo de retención por tanque = 10 horas  
(Tiempo total de agitación de 20 horas en el que 98% del oro es disuelto)

Dimensión del tanque = 16'φ x 16'h.

Gravedad especificada = 2.5

Porcentaje de sólidos = 50%

Densidad de pulpa = 1.43

Granulometría 100% malla 200 74μm  
(micrones)

. Velocidad de sedimentación, Sr

Con el tamaño de partícula y el % de sólidos en pulpa determinamos la velocidad de asentamiento.

Sr = 0.28 FPM (Anexo N<sup>o</sup> 2, cuadro II.4)

Velocidad capaz de contrarrestar la velocidad de asentamiento del sólido, Vup

$$V_{up} = \frac{S_r \times K}{0.7}$$

K: Constante de condición de operación.

3.0 (máximo)

La experiencia en la fabricación y seguimiento de operación recomienda que Vup debe ser mayor que 35 FPM (recomendación según Denver).

Para nuestro caso  $V_{up} = 1.2 \text{ FPM} < 35 \text{ FPM}$

$V_{up} = 35 \text{ FPM}$ .

.Determinación del diámetro de la hélice, d

$$D_r = \frac{\text{Dia. Hélice}}{\text{Dia. Tanque}}$$

La tendencia en la actualidad es de disponer de equipos que tengan bajo consumo de energía y que el costo de inversión sea moderado.

En la curva  $V_{up}$  Vs Dia. Hélice a Dia. Tanque, ingresamos con  $V_{up} = 35 \text{ FPM}$ , luego:

$$D_r = 0.44 \quad (\text{Anexo N}^\circ 3)$$

En consecuencia:

$$0.44 = \frac{\text{Diam. Hélice}}{16'}$$

$$\text{Diam, hélice} = 84 \text{ pulg.} = d$$

. Distancia del fondo de la hélice.

Esta ubicación está dado por el tipo de velocidad. ( $h = 67 \text{ pulg}$ )

Rango de velocidad	Distancia del fondo
- 900 pies/min. o mayor	1.0 - 2d
- 750 - 900 pies/min.	0.8 - 1.0d
- 750 pies/min. o menor	0.6 d.

### Consumo de energía

Para la determinación del consumo de la energía usamos la curva consumo de potencia Vs tipo de velocidad, intermedia (Anexo N<sup>o</sup> 5).

De la curva BHP = 5 HP (respecto al agua).

Se multiplica por la densidad de la pulpa, 1.43

HP consumo =  $5 \times 1.43 = 7.15$  hp

HP necesario = 7.9 hp. ( $n = 90\%$ )

Del catálogo de delcrosa seleccionamos motor tipo: 132S, 9 HP, 1740 RPM.

### b). Agitadores de la etapa CIP

El volúmen de pulpa a agitar en la etapa de adsorción, carbón en pulpa CIP, es de 156 m<sup>3</sup> en 24 horas. El tiempo de retención de la pulpa en este proceso es de 7 horas, para el que se necesitaría un tanque de 52 m<sup>3</sup> que deben distribuirse en 4 tanques de 6'  $\phi$  x 17'h.

Además se toma en cuenta una concentración mínima de 15 grs. de carbón por litro de pulpa por tanto se requiere un a carga inicial de carbón de 780 kilos distribuidos en los 4 tanques.

### Cálculo del mecanismo de agitación

Consideraciones:

Dimensiones de tanque = 6'  $\phi$  x 17' h

Densidad de pulpa = 1.3

$V_{u,p}$  = 35 FPM

. Diámetro de la hélice:

$$Dr = \frac{\text{Dia. tanque}}{\text{Dia. hélice}}$$

Dr. = 0.42 (anexo N<sup>o</sup> 3)

Dia. hélice = 30 pulg.

. Distancia del fondo a la hélice.

$h = 0.6 \times \text{Dia. hélice}$

$h = 43$  pulg.

Consumo de energía.

De la curva consumo de potencia Vs tipo de velocidad (anexo N<sup>o</sup> 4)

HP = 3.3 hp.

HP consumo - 3.3 x peso específico de la pulpa.

HP consumo - 4.29 hp.

HP necesario = 4.76 hp. (n = 90%)

Del catálogo de delcrosa seleccionamos motor tipo 100L, 4.8 hp, 1740 RPM.

#### 4.2.8. Calculo del Air-Lift

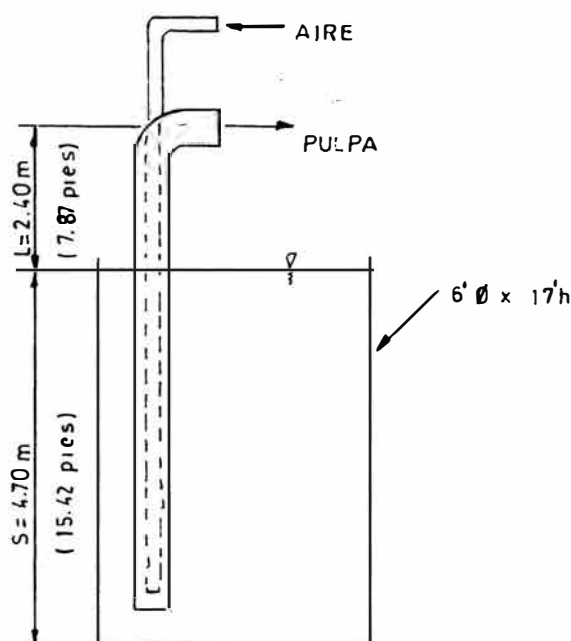
Los air-lifts (elevadores de aire) utilizan el principio de elevación de líquidos en uno de los vasos comunicantes cuando estos contienen líquidos de

distintas densidades. Para ello se alimenta al tubo de elevación, que recibe el líquido aire comprimido por debajo ocasionando una disminución de densidad el que provoca, por la mayor presión del líquido que le rodea, la elevación del líquido emulsionado con el mineral.

Consideraciones:

q: Flujo de pulpa, 35.2 GPM.

g: Gravedad especificada de pulpa, 1.31



El sistema de tubo central de aire se emplea donde la elevación es pequeña  $L < 30$  pies.

. Presión de aire requerido.

de la ecuación:

$$P_1 = 0.434 g.s. + P$$

Donde:

$P_1$  : Presión absoluta en la parte inferior.

s: Profundidad sumergida, 15.42 pies.



L: Elevación, 7.87 pies.

p: Presión atmosférica a 3400 m.s.n.m.

Determinación de la presión atmosférica a 3400 m.s.n.m. de acuerdo a la US. standar atmosphere.

$$\frac{p}{P_0} = \left[ \frac{T}{T_0} \right]^{(H-H_0)/R(T_0-T)}$$

Donde:

$P_0$  : Presión atmosférica a n.m., 14.69 lb/pulg<sup>2</sup>

$T_0$  : Temperatura a n.m., 59°F = 518.67 °R.

T: Temperatura a 3400 m.s.n.m., 509.67 °R.

R: Constante, 53.34 pies lbf/(lbm)(°R).

H = 3400 m. (11155 pies).

$H_0 = 0$

Reemplazando valores en la ecuación.

$$\frac{p}{P_0} = 0.666 ; \quad p = 9.8 \text{ lb/pulg}^2$$

Luego

$$P_1 = 0.434 \text{ gs} + p$$

$$P_1 = 0.434 \times 1.31 \times 15.42 + 9.8$$

$$P_1 = 18.5 \text{ lb/pulg}^2$$

. Volumen de aire requerido,  $V_a$ .

De la ecuación:

$$V_a = 0.8 \text{ L/C} \log((s + 34)/34)$$

Donde:

$V_a$  : Volumen de aire requerido.

C: Constante, 243 (Tabla N<sup>o</sup> 4).

Reemplazando valores.

$$V_a = 0.8 (7.87)/243 \log[(15.42 + 34)/34]$$

$$V_a = 0.16 \text{ pie}^3/\text{galon por pulpa.}$$

Velocidad recomendado en el elevador.

$$V_{\text{ingreso}} = 240 - 480 \text{ pies/min.}$$

$$V_{\text{descarga}} = 1000 - 1500 \text{ pies/min.}$$

Tabla 3 Profund. Sumergida		Tabla 4 Valores de C	
L(pies)	S (--) $\times 100$ S+L	L(pies)	C
Up - 50	70 a 66	10 - 60	243
50 - 100	66 a 55	61 - 200	233
100 - 200	55 a 50	201 - 500	216
200 - 300	50 a 43	501 - 650	185
300 - 400	43 a 40	651 - 751	156
400 - 500	40 a 33		

. Cálculo de la tubería de aire,  $A_1$ .

$$V_1 = q p_a V_a / P_1$$

$V_1$  : Volumen de aire a P1,  $\text{pie}^3/\text{min.}$

q: Caudal de pulpa, 35.2 GPM.

$p_a$  : Presión atmosférica, 9.8 lb/pulg<sup>2</sup>

$V_a$  : Volumen de aire, 0.16  $\text{pie}^3/\text{gln}$

v: Velocidad de aire, 1200 pies/min.

Reemplazando valores en la ecuación:

$$V_1 = 2.77 \text{ pie}^3/\text{min.}$$

$$A_1 = V_1 / v = 2.3 \times 10^{-3} \text{ pie}^3 = 0.3324 \text{ pulg}^2$$

$$A_1 = 0.3324 \text{ pulg}^2$$

Para un tubo de Plástico  $\phi_{\text{nominal}} = 3/4''$

y D.E. = 1.05''

$$A_{\text{interior}} = 0.2961 \text{ pulg}^2, \quad A_{\text{plástico}} = 0.57 \text{ pulg}^2$$

. Sección del tubo elevador.  $A_2$

$$Q = q/7.48$$

Q: Caudal de pulpa, pies<sup>3</sup>/min.

v: Velocidad de ingreso de pulpa,  
250 pies/min.

$$Q = 35.2/7.48 = 4.70 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Volumen de pulpa y aire

$$Q + V_1 = 7.47 \text{ pie}^3/\text{min.}$$

$$A_2 = (Q + V_1)/v$$

$$A_2 = 71.14/250 = 0.28456 \text{ pie}^2 = 4.30 \text{ pulg}^2$$

$$A_2 = 4.30 \text{ pulg}^2$$

Area total requerida, A (por ser tubos  
concentricos)

$$A = A_1 + A_2$$

$$A = 0.3324 \text{ pulg}^2 + 4.30 \text{ pulg}^2$$

$$A = 4.630 \text{ pulg}^2$$

Seleccionamos un tubo de plástico

$$\phi_{\text{nominal}} = 2 \frac{1}{2} \text{ pulg. y D.E.} = 2.875$$

$$A_{\text{interior}} = 4.29 \text{ pulg}^2$$

#### 4.2.9. Cálculo y Selección de Zarandas

##### Vibratorias

Condiciones:

$$\text{Flujo} = F_{\text{pulpa}} + F_{\text{carbón}}$$

$$= 7.43 \text{ m}^3/\text{hr} + 0.25 \text{ m}^3/\text{hr}.$$

Alimentación = 7.68 m<sup>3</sup>/hr (pulpa + carbón).

Contaminantes = 2 %

Proceso humedo

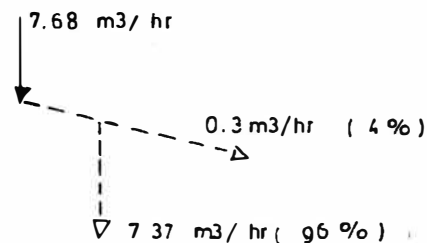
Partícula forma cúbica

Tamaño máximo de alimentación malla N<sup>o</sup> 8

Producto deseado malla N<sup>o</sup> 20.

#### Distribución Granulométrica

Apertura de Zaranda	8	16	20	40
% Pasante	100	98	96	95.7



- Area de zaranda requerida, A  
(Referencia CRUSHING HANDBOOK, Allis  
Chalmers Corp.)

$$A = \frac{T \times P}{C \times M \times K \times Q_n}$$

Donde:

T: Alimentación, 7.68 m<sup>3</sup>/hr

C: Factor de capacidad, 3.5 m<sup>3</sup>/nm<sup>2</sup> (Anexo N<sup>o</sup> 8 tabla B).

M: Factor de material retenido, 0.92  
(Anexo N<sup>o</sup> 8 tabla C).

K: Factor de cantidad de alimentación  
menor de la mitad de malla N<sup>o</sup> 20, 2.0  
(Anexo N<sup>o</sup> 8 tabla D)

P: Constante 1 - 1.4 (1, recomendado para plantas mineras).

$Q_1$  : Factor de corrección (Anexo N° 9 tabla 5.03).

$Q_2$  : 1.0 (malla cuadrada)

$Q_3$  : 1.0 (material forma cúbica).

$Q_4$  : 1.4 (Proceso humedo menor malla 35).

$Q_5$  : 1.0 (Proceso humedo).

$Q_6$  : 1.3 (65 % de área efectiva).

$Q_n = Q_1 \times Q_2 \times Q_3 \times Q_4 \times Q_5 \times Q_6 = 1.64$

Reemplazando valores:

$$A = \frac{7.68 \times 1.0}{3.50 \times 0.925 \times 2 \times 1.64}$$

$$A = 0.723 \text{ m}^2$$

Seleccionamos una zaranda vibratoria 2'x4' Modelo VS-2448-1, Motor 1hp, 1200 RPM.

#### 4.2.10 Bomba de Relave

Seleccionamos bomba horizontal Galigher 2" x 2 1/2", modelo All, 11"  $\phi$  impulsor.

Motor delcrosa serie 100La, 3.6 hp, 1730 RPM, 4 polos.

#### 4.2.11 Selección del Compresor de Aire

Para nuestros requerimientos seleccionamos un compresor de 200 CFM, 40 PSI, 1 etapa de compresión Marca Ingersol Rand, Motor 25 hp.

#### 4.2.12 Tanque para Agua:

Para el abastecimiento de agua se usará el mismo tanque que actualmente suministra agua a la planta, la capacidad de este tanque es de 150 m<sup>3</sup>.

Los requerimientos de agua son suficientes ya que son alimentadas del deshielo del nevado de Huascarán, y además considerando la regeneración de cianuro.

La energía eléctrica es alimentada de la línea que abastece a la localidad de Tumpa.

#### 4.2.13 Tanque para Solución

Para abastecer la solución (mezcla de agua, cal, cianuro de sodio) existen dos tanques; el tanque A tienen la capacidad de 150 m<sup>3</sup> . y el tanque B tiene la capacidad de 100 m<sup>3</sup>, suficiente para los requerimientos.

Para recuperar la solución barren (solución de cianuro sin contenido de oro disuelto) se usará 3 tanques cuya capacidad total es de 150 m<sup>3</sup> dividido en cascada, que a la vez funcionará como espesador por cuya parte interior se retirará el relave y por la parte superior se recuperará la solución barren que será captada a los tanques de solución.

#### 4.2.14 Equipos para Planta de Desorción.

Esta planta será diseñada para procesar 400 Kgs. de carbón.

. Cantidad de carbón por día, C

Para 100 TM/día, y 6 gr Au/TM

Carga máxima: 4 gr Au/Kg carbón

Recuperación 80% :  $0.8 \times 6 = 4.8$  gr Au/TM

Recuperación diaria: 480 gr Au/día

Cantidad de carbón por día:

$C = (480 \text{ gr Au/día}) / (4 \text{ gr Au/Kg carbón})$

$C = 120 \text{ Kg carbón/día.}$

Cantidad de carbón alimentado y cosechado del proceso cip: 5.7 Kg/hr.

Densidad del carbón:  $0.2 \text{ gr/cm}^3$

Equipos para planta de desorción.

02 Columnas (Reactores) de  $1.3 \text{ m}^3$  de capacidad para procesar 200 Kg. de carbón ( $1.0\text{m } \phi \times 2.0\text{m h}$ )

01 tanque para solución de alcohol, hidroxido de sodio y cianuro de sodio,  $2 \text{ m}^3$  de capacidad.

01 intercambiador de calor.

01 celda electrolítica de 4 volt y 120 Amp.

Rectificador de corriente de 1,000 Amp.

02 bombas Hidrostral Mod. AIC-0.6M

02 motores eléctricos de 0.6 HP.

## 5. ANALISIS DE COSTOS

### 5.1. DETERMINACIÓN DE LA INVERSIÓN

La inversión en máquinas y equipos se ha estimado en base a cotizaciones en dólares que rigen en el mercado nacional. El cuadro 5.1 presenta los costos de máquinas y equipos.

La tolva, agitadores y el espesador serán contruidos in situ; a continuación se presentan los costos de materiales de cada uno de estos equipos.

Costo Pl 3/16" (rolado) = 5.0 \$/pie<sup>2</sup>

Costo Pl 1/4" (rolado) = 6.5 \$/pie<sup>2</sup>

Costo Pl 5/16" = 7.0 \$/pie<sup>2</sup>

#### . Costo de material tolva 50 ton.

Superficie lateral 10'  $\phi$  x 12'h Pl 3/16"

$\pi \times 10 \times 12 = 377 \text{ pie}^2 \times 5 \text{ \$/pie}^2 = \$ 1885$

Báse cónica.

$\pi \times (5 + 1.65) \times 1 = 17.75 \text{ pie}^2 \times 5 \text{ \$/pie}^2 = \$ 89$

Soldadura = \$ 260

**Total = \$ 2234**

#### . Costo de espesador 25' $\phi$ x 12.5'h

Superficie lateral Pl 1/4"

$\pi \times 25 \times 12.5 = 982 \text{ pie}^2 \times 6.5 \text{ \$/pie}^2 = \$ 6383$

Báse Pl 5/16"

$(\pi/4) \times 25^2 = 491 \text{ pie}^2 \times 7.0 \text{ \$/pie}^2 = \$ 3437$

Soldadura = \$ 800

**Total = \$ 10620**



## . Costo de agitador 16'φ x 16'h

Superficie lateral Pl 1/4"

$$\pi \times 16 \times 16 = 804 \text{ pie}^2 \times 6.5 \text{ \$/pie}^2 = \$ 5226$$

Báse Pl 5/16"

$$(\pi/4) \times 16^2 = 201 \text{ pie}^2 \times 7 \text{ \$/pie}^2 = \$ 1407$$

$$\text{Soldadura} = \$ \underline{575}$$

$$\text{Total} = \$ 7208$$

## . Costo de agitador CIP 6'φ x 17'h

Superficie lateral Pl 1/4"

$$\pi \times 16 \times 17 = 320 \times 6.5 = \$ 2080$$

Báse Pl 5/16"

$$(\pi/4) \times 6^2 = 29 \times 7 = \$ 232$$

$$\text{Soldadura} = \$ \underline{225}$$

$$\text{Total} = \$ 2544$$

## . Costo de faja transportadora

Af = 18", L = 15 m.

$$\text{Faja de 15 mts. x 4 pliegues} = \$ 980$$

$$\text{Polines triples 3"φ (06)} = \$ 315$$

$$\text{Polines de retorno 3" φ (03)} = \$ 95$$

$$\text{Poleas, Reductor, Rodamiento} = \$ 1600$$

$$\text{Estructura} = \$ \underline{350}$$

$$\text{Total} = \$ 3340$$

**COSTO DE INSTALACION Y MONTAJE**

Para la determinación de costos de las HH-HH se ha considerado el jornal de trabajadores de construcción civil, considerando factores por movilidad y altitud sobre el nivel del mar, vigentes al 01.02.94.

DESCRIPCION	CATEGORIA	
	P. CALIFICADO	OFICIAL
Remuneración básica	15.96	14.41
Leyes sociales	20.37	18.45
Bonificación BUC	3.99	3.34
Bonificación por movilidad	3.00	3.00
Overol.	0.30	0.30
Total por día (8 horas)	43.62	39.60
Costo hora hombre. (S/.)	5.45	4.95

Para los trabajos de montaje las empresas especializadas recomiendan: 1 personal calificado se requieren 2 no calificados.

$$\text{Costo promedio} = \frac{5.45 + 2(4.95)}{3} = \text{S/. } 5.117$$

Costo promedio = \$ 2.35

El cuadro 5.2 presenta los costos en instalación y montaje.

### OBRAS CIVILES

Para las obras civiles se ha tenido en cuenta la cimentación de los equipos de vibración y estático.

- a). Equipos sometidos a vibración  $\bar{\text{O}}\text{concreto} = 250\text{Kg/m}^2$  y vigas de con amarre y refuerzos.
- b). Equipos estáticos  $\bar{\text{O}}\text{concreto} = 150\text{Kg/m}^2$

El cuadro 5.3 presenta los costos de obras

civiles.

### TRANSPORTE

Los costos de transporte se consideran aproximadamente el 2% de los costos de máquinas y equipos.

### GASTOS GENERALES E IMPREVISTOS

Aquellos que no son predecibles y por tanto ocurren durante el montaje de la planta; tales como; correcciones o modificaciones en planta, demora de materiales y equipos o incremento de materiales y se considera el 3% del presupuesto base.

Resumen de capital fijo:

- Costo de máquinas y equipos	\$	210,978
- Costo de instalación y montaje		32,886
- Obras civiles		18,725
- Transporte 2%(210,978)		4,220
- Gastos generales e imprevistos 3%(266,809)		<u>8,004</u>
<b>TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>274,813</b>

La inversión de capital está constituido por el capital fijo y el capital de trabajo; que está fijado por concepto de sueldos para un período de 6 meses, para insumos como; reactivos y diversos pagos. Se considera del 10 al 20% del capital fijo. Para nuestro proyecto consideraremos el 15%.  $15\%(274,813) = 41,224$

Capital fijo	=	274,813
Capital de trabajo	=	<u>41,222</u>
Capital prestado	=	316,035

**CUADRO 5.1**  
**COSTO DE MATERIALES Y EQUIPOS**

ITEM	DESCRIPCION	CANTID	COS. UNIT \$	SUB TOTAL \$
1	Tolva de finos 10' $\phi$ x 12' h x 3/16"	1	2,234	2,234
2	Conjunto faja transportadora y estructura 18" x 15 mts.	1	3,340	3,340
3	Molino de bolas COMESA 6' x 6'	1	100,000	100,000
4	Hidrociclón Vulclone D10B	2	2,100	4,200
5	Bomba horizontal Galigher 1 1/2" x 2"	2	3,220	6,440
6	Espesador 25' $\phi$ x 12.5' h R 1/4"	1	10,620	10,620
7	Agitador 16' $\phi$ x 16' h R 1/4" x 5/16"	2	7,409	14,818
8	Agitador CIP 6' $\phi$ x 17' h R 1/4" x 5/16"	4	2,544	10,176
9	Conjunto mecanismo de espesador	1	3,000	3,000
10	Hélice 84" $\phi$ y árbol de agitación	2	1,300	2,600
11	Hélice 43" $\phi$ y árbol de agitación	4	750	3,000
12	Zaranda vibratoria 2' x 4', malla 20 motor 1.0 hp	4	2,500	10,000
13	Zaranda vibratoria 2' x 4', malla 28 motor 1.0 hp	2	2,600	5,200
14	Bomba horizontal Galigher 2" x 2 1/2"	1	3,940	3,940
15	Compresor 200 CFM, 40 PSI y tanque 1,000 lts.	1	7,800	7,800
16	Motor eléctrico 125 hp	1	6,200	6,200
17	Motor eléctrico 25 hp	1	1,500	1,500
18	Motor eléctrico 9 hp	3	550	1,650
19	Motor eléctrico 4.8 hp	4	300	1,200
20	Motor eléctrico 3.6 hp	1	275	275
21	Motor eléctrico 1.8 hp	2	225	450
22	Motor eléctrico 0.9 hp	1	175	175
23	Reactores para carbón, capacidad 200 Kg.	2	500	1,000
24	Tanque para alcohol 2 m <sup>3</sup>	1	600	600
25	Celda electrolítica	1	2,500	2,500
26	Intercambiador de calor	1	1,500	1,500
27	Rectificador de corriente 3-6 vot, 1000 Amp.	1	3,000	3,000
28	Bomba hidrostal Mod AIC-0.6M Motor eléctrico WEG 0.6 hp.	2	280	560
29	Estructuras, tuberías y accesorios y cables eléctricos		3,000	3,000

TOTAL \$ 210,978

CUADRO 5.2

## COSTO DE INSTALACION Y MONTAJE

ITEM	DESCRIPCION	H-H \$	COS. UNIT \$	COS PARC. \$
1	Tolva de finos	360	2.35	846
2	Faja transportadora	168	2.35	395
3	Molino de bolas 6' x 6'	--	--	5,000
4	Bomba horizontal (03)	96	2.35	226
5	Hidrociclón (02)	80	2.35	188
6	Espesador 25'ϕ x 12.5'h	1272	2.35	2,700
7	Agitador 16' x 16' (02)	1280	2.35	3,008
8	Agitador CIP 6'ϕ x 17'h (04)	744	2.35	1,748
9	Zaranda vibratoria (06)	576	2.35	1,354
10	Planta de desorción	--	--	2,500
11	Estructura techo	1220	2.35	2,632
12	Plataforma y otras estructuras	--	--	1,000
13	Tuberías	--	--	1,000
14	Alquiler de equipo	--	--	10,000
<b>Total</b>				<b>\$32,886</b>

CUADRO 5.3

## COSTO DE OBRAS CIVILES

ITEM	DESCRIPCION	m3	COS. UNIT \$	COS PARC. \$
1	Preparación de terreno	--	--	6,000
2	Cimentación de molino	33	100	3,300
3	Base para tolva	6.7	75	500
4	Base para agitadores	35	75	2,625
5	Base para espesador	40	75	3,000
6	Planta de desorción	24	75	1,800
7	Otros	--	--	1,500
<b>Total</b>				<b>\$ 18,725</b>

## 5.2. COSTO ANUAL DE OPERACIONES

Se considerará los gastos adicionales que conciernen a la operación del proyecto y son los siguientes:

### COSTOS DIRECTOS

Lo conforman los costos en reactivos químicos, consumo de energía eléctrica, mantenimiento, sueldos y salarios, etc.

#### - Reactivos químicos y otros materiales

	Consumo anual(Kg)	Precio (\$/Kg)	Total (\$)
. Cianuro	27,000	2.50	67,500
. Cal hidratada	36,000	0.25	9,000
. Carbón	21,900	4.00	87,600
. Consumo en desorción y refinación			<u>23,718</u>
		\$	187,818

#### - Costo de energía

. Costo por consumo de energía planta CIP	\$	60,000
--	----	--------

#### - Costo por mantenimiento

. Se considera el 10% del costo de equipos y maquinarias 10%(210,978)	\$	21,098
--	----	--------

#### - Labores de Planta

. Se ha determinado en función a la cantidad de personal necesario para las labores de la planta proyecto	\$	48,800
---	----	--------

(\*) Costo por consumo de alcohol, electrodeposición y refinación (fuente Planta de carbón activado FINESSE S.A.).

- **Contribuciones sobre remuneraciones**

. Régimen de prestación de salud

$$6\%(48,800) = 2,933$$

. Sistema nacional de pensiones

$$6\%(48,800) = 2,933$$

. Fondo nacional de vivienda

$$6\%(48,800) = 2,933$$

. Accidente de trabajo

$$5\%(48,800) = 2,440$$

\$ 11,239

COSTOS DIRECTOS TOTALES: \$ 328,955

**COSTOS INDIRECTOS**

. **Depreciación**

Es el costo que resulta de la disminución en el valor original de la maquinaria. Como consecuencia de su uso, durante el tiempo de su vida económica. La vida económica para los equipos mineros se considera de 20 años y valor de rescate 10% de costo de máquinas y equipos. Para el cálculo de la depreciación se utilizará el método de función lineal.

$$\text{Depreciación} = \frac{210978 - 21098}{20} = \$ 9,494$$

**COSTOS FIJOS**

. **Amortización del capital prestado**

El tiempo de amortización, se considera igual al de la vida útil de los equipos y

maquinarias. Los pagos se hacen en depósitos anuales y uniformes.

Capital prestado = \$ 316, 035

Amortización =  $\frac{\text{capital prestado}}{\text{Vida útil}}$

Amortización = \$ 15,802

#### . Seguros

Se considera 1% del costo de la inversión total de la planta  $1\%(274,813) = \$ 2,748$

#### . Interés de capital prestado

$20\%(316,035) = \$ 63,207$

COSTOS FIJOS TOTALES: \$ 82,057

### 5.3. ANÁLISIS DE LA INVERSIÓN

Costos directos	\$ 328,955
Costos Indirectos	9,494
Costos fijos	<u>81,757</u>
Costo total :	\$ 420,206

#### 5.3.1. Valor de cantidad de oro recuperado

Considerando ley promedio de 6 gr/TON con una recuperación del 80% y una operación de planta correspondiente al 80% del año. Para un precio de \$ 380 por onza.  
Cantidad: 4,507 onz. Au/año.

Valor de ventas =  $4,507 \text{ onz} \times 380 \text{ \$/onz.}$   
= \$ 1,712,660



El 50% del valor de ventas corresponde al obtenido mediante la planta proyecto.

Valor de ventas  $0.5(1'712,660) = 1'418,580$

### 5.3.2. Balance económico

. Valor de ventas	\$ 856,330
. Costo total de producción	\$ 420,206
. Ganancia bruta	\$ 436,124
. Ganancia neta	

Descontamos el 40% a la ganancia bruta por concepto de impuesto a la venta, a la renta y a los dividendos. \$ 261,674

### 5.3.3. Valor actual

Considerando utilidad neta constante durante el tiempo de explotación de 9 años, tasa de interés de mercado 10% evaluamos el valor actual de la inversión.

$$VAN = -316035 + 261,674 \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n}$$

Para  $n = 9$  y  $i = 10\%$

$$VAN = 1'190,952$$

El VAN es positivo por lo tanto la inversión es rentable.

### 5.3.4. Tasa interna de retorno

El TIR es aquella tasa donde el VAN se hace igual a cero, para  $n = 9$  años

$$\text{VAN} = -316035 + 261,674 \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} = 0$$

$$i = 32\%$$

El proyecto es rentable pues el TIR es mayor que la tasa de interes del mercado (alternativa).

#### 5.3.5. Tiempo de pago

$$\text{Tiempo de pago} = \frac{\text{Capital prestado}}{\text{Ganancia neta}}$$

$$= \frac{316,035}{261,674} = 1.2 \text{ años}$$

Tiempo de pago = 15 meses.

## CONCLUSIONES

1.- La tecnología del carbón activado es ahora un proceso bien establecido para la recuperación del oro, actualmente se diseñan plantas por sus menores costos de inversión en equipos, operación y por sus mayores recuperaciones.

En el país existe tecnología apropiada y profesionales peruanos expertos, para participar en proyectos que impliquen la aplicación de la tecnología del carbón activado.

2. Actualmente la Cia. Minera Nueva California, posee una faena típica de pequeña magnitud (50 Kg. oro/año). El presente proyecto incrementaría su producción (130 kg. Oro/año) y la ubicaría entre las faenas de mediana importancia que poseen eficiencias técnicas y económicas comparables a los de proyectos de gran magnitud.

3.- Dado el monto de inversión US \$ 316035 < US \$ 1'000,000 al proyecto es considerado como una de pequeña inversión.

4.- El diseño de la planta comprende la selección de equipos estandares existentes en el mercado nacional. Los equipos como tolvas, faja, agitadores y espesador serán construidos in situ, para disminuir el costo de flete.

5.- Las plantas modernas prefieren la simplicidad de los hidrociclones como calsificadores; debido a clasificación óptima bajo costo de mantenimiento etc.

## **BIBLIOGRAFIA**

- 1.- Metalurgia del Oro y la Plata  
Ing. David Contreras.
- 2.- Metalurgia del Oro  
Ing. Diez Canseco, Ernesto.
- 3.- Diseño de Plantas de Proceso de Minerales  
Mular, Andrew L.
- 4.- Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática.  
Dr. Jaime E. Sepulveda  
Ing. Leonel Gutierrez R.
- 5.- CRUSHING HANDBOOK  
ALLIS CHALMERS CORP. 2da Edición
- 6.- Handbook of Mineral Dressing  
Taggart, Arthur F. 1966
- 7.- Aplicación del Carbón Activado en la Metalurgia Extractiva del Oro  
Ricardo Merello P.  
Revista: Minerales, Vol. 42 Nº 179
- 8.- The Cyanide Process For Gold and Silver Ores  
Revista: Denver Equipment Company Boletín Nº M3-B16
- 9.- Manual del Ing. Mecánico  
Marks. Octava Edición.
- 10.- STAMP MILLING AND CYANIDING  
THOMSON, FRANCIS ANDREW

SETTLING RATE (FT/MIN)  
VS  
PARTICLE SIZE  
(IN WATER)  
SPECIFIC GRAVITY OF SOLIDS = 1.30

% SOLIDS BY WT		0	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60
MICRONS	INCHES													
7925	.3120	33.04	32.02	30.90	29.93	28.86	27.78	26.67	25.54	24.38	23.20	21.98	20.71	19.40
3962	.1560	23.36	22.64	21.91	21.16	20.41	19.64	18.86	18.06	17.24	16.40	15.54	14.64	13.71
2362	.0930	18.04	17.40	16.91	16.34	15.76	15.16	14.56	13.94	13.31	12.66	12.00	11.31	10.59
1651	.0650	15.08	14.61	14.14	13.66	13.17	12.68	12.17	11.66	11.13	10.59	10.03	9.45	8.85
1168	.0460	9.52	9.17	8.81	8.44	8.08	7.70	7.33	6.95	6.56	6.16	5.76	5.34	4.92
833	.0328	6.79	6.54	6.28	6.02	5.76	5.50	5.23	4.95	4.60	4.39	4.11	3.81	3.51
701	.0276	5.71	5.50	5.29	5.07	4.85	4.62	4.40	4.17	3.94	3.70	3.46	3.21	2.95
589	.0232	4.80	4.62	4.44	4.26	4.07	3.89	3.70	3.50	3.31	3.11	2.90	2.69	2.48
495	.0195	4.03	3.88	3.73	3.58	3.42	3.27	3.11	2.94	2.78	2.61	2.44	2.26	2.08
417	.0164	3.40	3.27	3.14	3.01	2.88	2.75	2.62	2.48	2.34	2.20	2.06	1.91	1.76
351	.0138	2.86	2.75	2.65	2.54	2.43	2.32	2.20	2.09	1.97	1.85	1.73	1.61	1.48
295	.0116	2.40	2.31	2.22	2.13	2.04	1.95	1.85	1.75	1.66	1.56	1.45	1.35	1.24
246	.0097	2.01	1.93	1.85	1.78	1.70	1.62	1.54	1.46	1.38	1.30	1.21	1.13	1.04
208	.0082	1.70	1.63	1.57	1.50	1.44	1.37	1.31	1.24	1.17	1.10	1.03	.95	.88
175	.0069	.57	.54	.51	.48	.46	.43	.40	.37	.34	.31	.28	.26	.23
147	.0058	.40	.38	.35	.34	.32	.30	.28	.26	.24	.22	.20	.18	.16
124	.0049	.29	.27	.26	.24	.23	.21	.20	.19	.17	.16	.14	.13	.11
104	.0041	.20	.19	.18	.17	.16	.15	.14	.13	.12	.11	.10	.09	.08
88	.0035	.14	.14	.13	.12	.12	.11	.10	.09	.09	.08	.07	.06	.06
74	.0029	.10	.10	.09	.09	.08	.08	.07	.07	.06	.06	.05	.05	.04
53	.0021	.05	.05	.05	.04	.04	.04	.04	.03	.03	.03	.03	.02	.02
43	.0017	.03	.03	.03	.03	.03	.03	.02	.02	.02	.02	.02	.02	.01
37	.0015	.03	.02	.02	.02	.02	.02	.02	.02	.02	.01	.01	.01	.01

CUADRO II.1

SETTLING RATE (FT/MIN)  
VS  
PARTICLE SIZE  
(IN WATER)  
SPECIFIC GRAVITY OF SOLIDS = 1.60

% SOLIDS BY WT		0	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60
MICRONS	INCHES													
7925	.3120	46.73	45.12	43.49	41.85	40.20	38.52	36.83	35.11	33.37	31.60	29.78	27.93	26.02
3962	.1560	33.04	31.90	30.75	29.59	28.42	27.24	26.04	24.83	23.60	22.34	21.06	19.75	18.40
2362	.0930	25.51	24.63	23.74	22.85	21.95	21.03	20.11	19.17	18.22	17.25	16.26	15.25	14.20
1651	.0650	21.33	20.59	19.85	19.10	18.35	17.58	16.81	16.03	15.23	14.42	13.59	12.75	11.88
1168	.0460	15.11	14.51	13.91	13.30	12.69	12.07	11.45	10.82	10.18	9.54	8.88	8.22	7.54
833	.0328	10.78	10.35	9.92	9.49	9.05	8.61	8.17	7.72	7.26	6.80	6.34	5.86	5.37
701	.0276	9.07	8.71	8.35	7.98	7.62	7.25	6.87	6.49	6.11	5.73	5.33	4.93	4.52
589	.0232	7.62	7.32	7.01	6.71	6.40	6.09	5.77	5.46	5.14	4.81	4.48	4.14	3.80
495	.0195	6.40	6.15	5.89	5.64	5.38	5.12	4.85	4.59	4.32	4.04	3.77	3.48	3.19
417	.0164	5.40	5.18	4.97	4.75	4.53	4.31	4.09	3.86	3.64	3.41	3.17	2.93	2.69
351	.0138	4.54	4.36	4.18	4.00	3.81	3.63	3.44	3.25	3.06	2.87	2.67	2.47	2.26
295	.0116	3.82	3.67	3.51	3.36	3.21	3.05	2.89	2.73	2.57	2.41	2.24	2.08	1.90
246	.0097	3.18	3.06	2.93	2.80	2.67	2.54	2.41	2.28	2.14	2.01	1.87	1.73	1.59
208	.0082	2.69	2.58	2.48	2.37	2.26	2.15	2.04	1.93	1.81	1.70	1.58	1.46	1.34
175	.0069	1.14	1.08	1.03	.97	.91	.85	.80	.74	.68	.63	.57	.51	.46
147	.0058	.80	.76	.72	.68	.64	.60	.56	.52	.48	.44	.40	.36	.32
124	.0049	.57	.54	.51	.49	.46	.43	.40	.37	.34	.31	.29	.26	.23
104	.0041	.40	.38	.36	.34	.32	.30	.28	.26	.24	.22	.20	.18	.16
88	.0035	.29	.27	.26	.24	.23	.22	.20	.19	.17	.16	.14	.13	.12
74	.0029	.20	.19	.18	.17	.16	.15	.14	.13	.12	.11	.10	.09	.08
53	.0021	.10	.10	.09	.09	.08	.08	.07	.07	.06	.06	.05	.05	.04
43	.0017	.07	.07	.06	.06	.06	.05	.05	.04	.04	.04	.03	.03	.03
37	.0015	.05	.05	.05	.04	.04	.04	.04	.03	.03	.03	.03	.02	.02

CUADRO II.2

SETTLING RATE (FT/MIN)  
VS  
PARTICLE SIZE  
(IN WATER)  
SPECIFIC GRAVITY OF SOLIDS = 2.00

% SOLIDS BY WT		0	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60
MICRONS	INCHES													
7925	.3120	60.33	58.08	55.78	53.49	51.19	48.87	46.53	44.18	41.80	39.39	36.94	34.48	31.92
3962	.1560	42.65	41.05	39.44	37.82	36.19	34.55	32.90	31.24	29.55	27.85	26.12	24.36	22.57
2362	.0930	32.93	31.70	30.45	29.20	27.95	26.68	25.40	24.12	22.82	21.50	20.17	18.81	17.43
1651	.0650	27.53	26.50	25.46	24.42	23.36	22.31	21.24	20.16	19.08	17.98	16.86	15.73	14.57
1168	.0460	21.24	20.36	19.47	18.57	17.68	16.77	15.87	14.95	14.03	13.10	12.15	11.21	10.24
833	.0328	15.15	14.52	13.88	13.25	12.61	11.96	11.32	10.66	10.01	9.34	8.67	7.99	7.30
701	.0276	12.75	12.22	11.68	11.15	10.61	10.07	9.52	8.97	8.42	7.86	7.30	6.73	6.15
589	.0232	10.71	10.27	9.82	9.37	8.91	8.46	8.00	7.54	7.07	6.61	6.13	5.65	5.16
495	.0195	9.00	8.63	8.25	7.87	7.49	7.11	6.72	6.34	5.95	5.55	5.15	4.75	4.34
417	.0164	7.58	7.27	6.95	6.63	6.31	5.99	5.66	5.34	5.01	4.68	4.34	4.00	3.66
351	.0138	6.38	6.12	5.85	5.58	5.31	5.04	4.77	4.49	4.22	3.94	3.65	3.37	3.08
295	.0116	5.37	5.14	4.92	4.69	4.46	4.24	4.01	3.78	3.54	3.31	3.07	2.83	2.69
246	.0097	4.47	4.29	4.10	3.91	3.72	3.53	3.34	3.15	2.95	2.76	2.56	2.36	2.16
208	.0082	3.78	3.63	3.47	3.31	3.15	2.99	2.83	2.66	2.50	2.33	2.17	2.00	1.82
175	.0069	1.90	1.80	1.71	1.61	1.52	1.42	1.33	1.23	1.14	1.04	.95	.85	.76
147	.0058	1.34	1.27	1.21	1.14	1.07	1.00	.94	.87	.80	.74	.67	.60	.54
124	.0049	.95	.91	.85	.81	.76	.71	.67	.62	.57	.52	.48	.43	.38
104	.0041	.67	.64	.60	.57	.54	.50	.47	.44	.40	.37	.34	.30	.27
88	.0035	.48	.46	.43	.41	.38	.36	.34	.31	.29	.26	.24	.22	.19
74	.0029	.34	.32	.31	.29	.27	.25	.24	.22	.20	.19	.17	.15	.14
53	.0021	.17	.17	.16	.15	.14	.13	.12	.11	.10	.10	.09	.08	.07
43	.0017	.11	.11	.10	.10	.09	.09	.08	.07	.07	.06	.06	.05	.05
37	.0015	.08	.08	.08	.07	.07	.06	.06	.06	.05	.05	.04	.04	.03

CUADRO 11.3

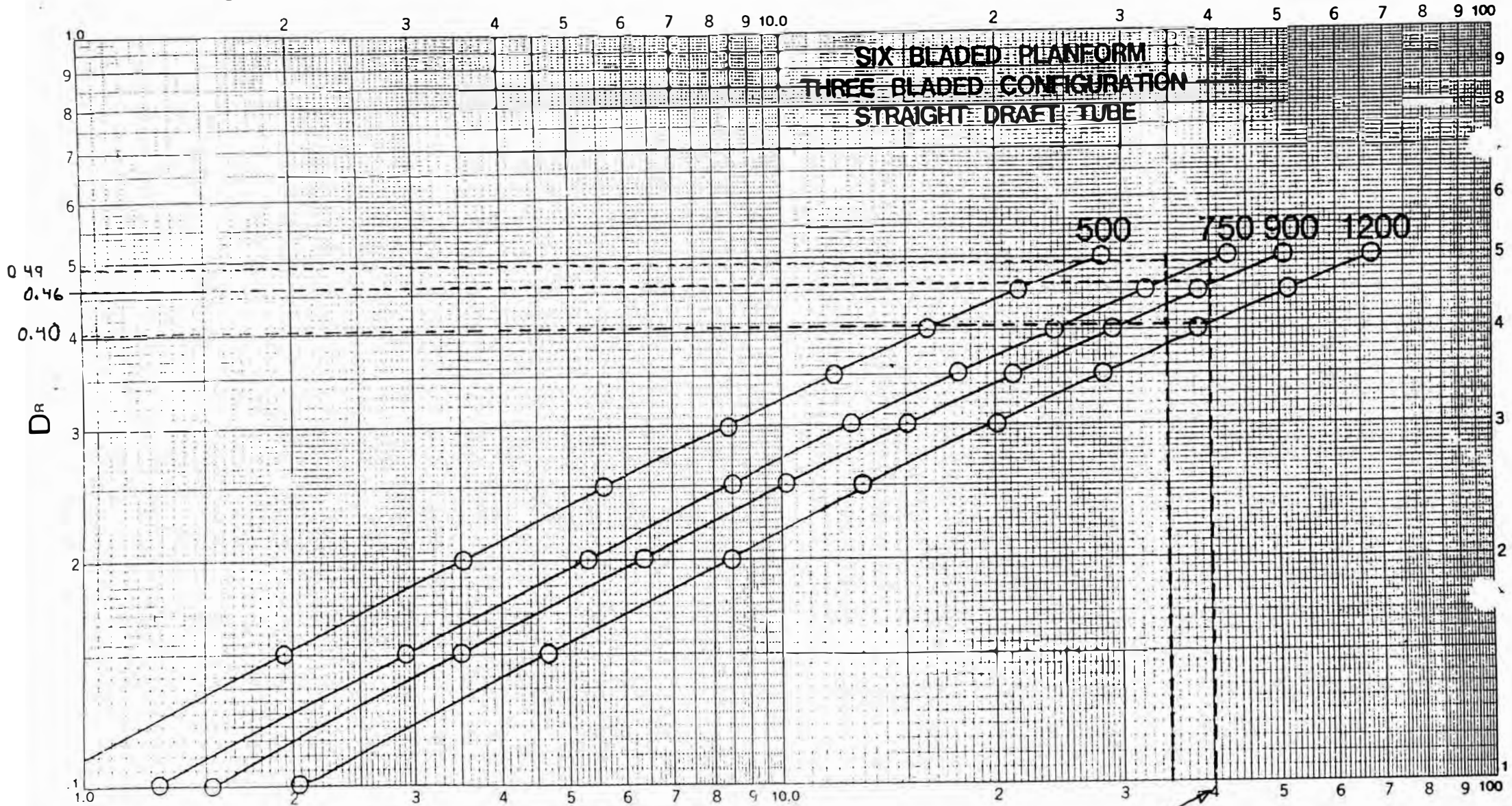
SETTLING RATE (FT/MIN)  
VS  
PARTICLE SIZE  
(IN WATER)  
SPECIFIC GRAVITY OF SOLIDS = 2.65

% SOLIDS BY WT		0	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60
MICRONS	INCHES													
7925	.3120	77.49	74.34	71.19	68.02	64.85	61.66	58.47	55.25	52.01	48.76	45.47	42.15	38.79
3962	.1560	54.79	52.57	50.33	48.10	45.85	43.60	41.34	39.06	36.78	34.47	32.15	29.80	27.43
2362	.0930	42.30	40.59	38.86	37.14	35.40	33.66	31.92	30.16	28.40	26.62	24.82	23.01	21.18
1651	.0650	35.37	33.93	32.49	31.05	29.60	28.15	26.69	25.22	23.74	22.25	20.75	19.24	17.70
1168	.0460	29.66	28.37	27.07	25.76	24.46	23.14	21.83	20.51	19.18	17.85	16.50	15.15	13.78
833	.0328	21.16	20.23	19.30	18.37	17.44	16.51	15.57	14.63	13.68	12.73	11.77	10.80	9.83
701	.0276	17.80	17.02	16.24	15.46	14.68	13.89	13.10	12.31	11.51	10.71	9.90	9.09	8.27
589	.0232	14.96	14.30	13.65	12.99	12.33	11.67	11.01	10.34	9.67	9.00	8.32	7.64	6.95
495	.0195	12.57	12.02	11.47	10.92	10.36	9.81	9.25	8.69	8.13	7.56	6.99	6.42	5.84
417	.0164	10.59	10.13	9.66	9.20	8.73	8.26	7.79	7.32	6.85	6.37	5.89	5.41	4.92
351	.0138	8.91	8.52	8.13	7.74	7.35	6.96	6.56	6.16	5.76	5.36	4.96	4.55	4.14
295	.0116	7.49	7.16	6.84	6.51	6.18	5.85	5.51	5.18	4.84	4.51	4.17	3.83	3.48
246	.0097	6.25	5.97	5.70	5.43	5.15	4.87	4.60	4.32	4.04	3.76	3.48	3.19	2.90
208	.0082	5.28	5.05	4.82	4.59	4.36	4.12	3.89	3.65	3.42	3.18	2.94	2.70	2.45
175	.0069	3.13	2.98	2.82	2.66	2.51	2.35	2.19	2.04	1.88	1.72	1.57	1.41	1.25
147	.0058	2.21	2.10	1.99	1.88	1.77	1.66	1.55	1.44	1.33	1.22	1.11	.99	.88
124	.0049	1.57	1.49	1.42	1.34	1.26	1.18	1.10	1.02	.94	.87	.79	.71	.63
104	.0041	1.11	1.05	1.00	.94	.89	.83	.77	.72	.66	.61	.55	.50	.44
88	.0035	.79	.75	.71	.67	.63	.59	.55	.51	.48	.44	.40	.36	.32
74	.0029	.56	.53	.50	.48	.45	.42	.39	.36	.34	.31	.28	.25	.22
53	.0021	.29	.27	.26	.24	.23	.22	.20	.19	.17	.16	.14	.13	.11
43	.0017	.19	.18	.17	.16	.15	.14	.13	.12	.11	.10	.09	.09	.08
37	.0015	.14	.13	.13	.12	.11	.11	.10	.09	.08	.08	.07	.06	.06

CUADRO 11.4

# PROPELLER PERFORMANCE CURVE

UPWARD ANNULAR VELOCITY ( $V_{UP}$ ) vs PROP. DIA. TO TANK DIA. RATIO ( $D^R$ )



$\boxed{\text{DIA. PROPELLER} = D^R \times \text{DIA. TANQUE}} \quad V_{UP} \text{ (FPM)}$

RECOMENDACION DENVER EL

$V_{UP}$  NO DEBE SER MENOS

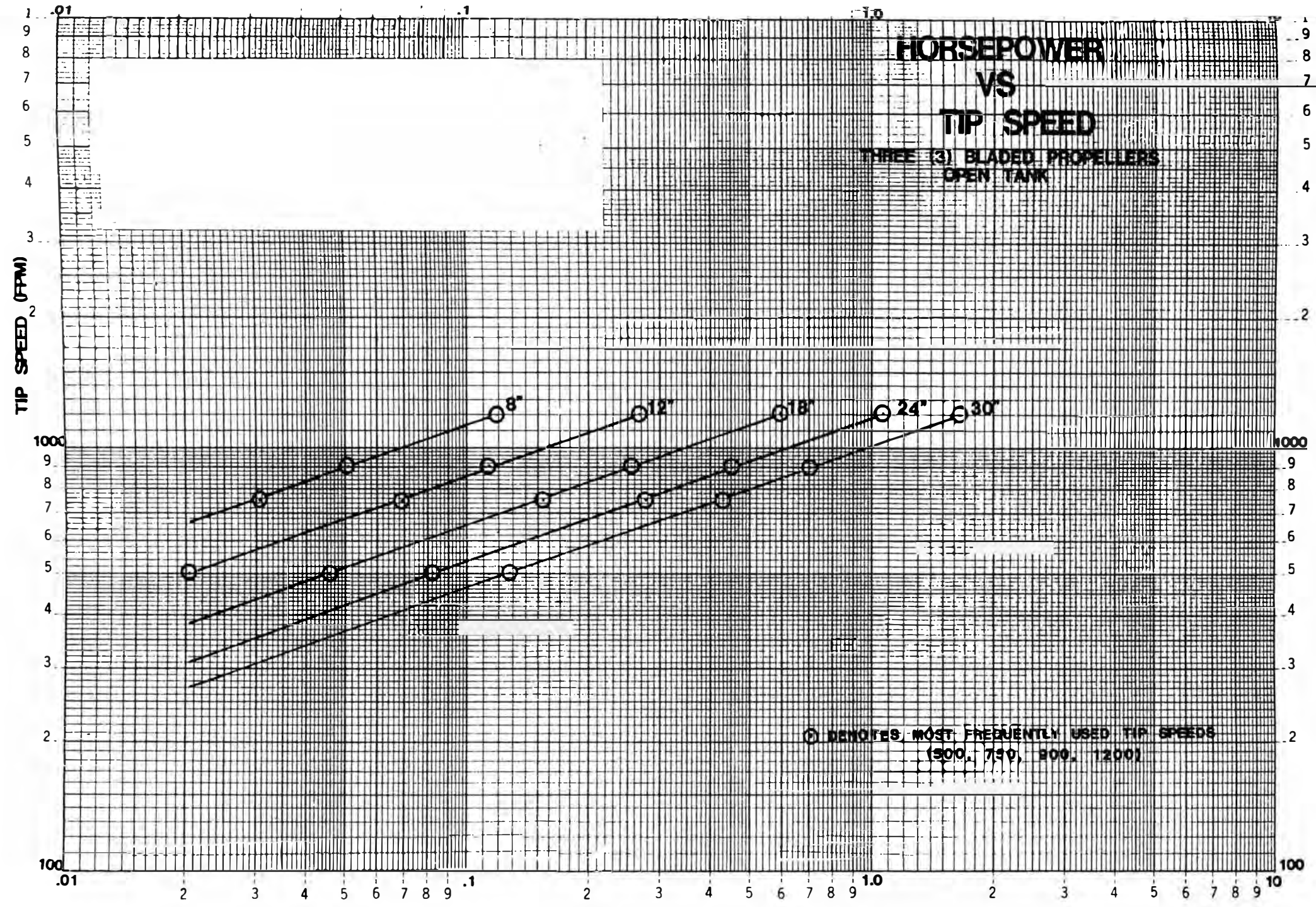
DE 35 FPM

JOY PROPRIETARY



# HORSEPOWER VS TIP SPEED

THREE (3) BLADED PROPELLERS  
OPEN TANK

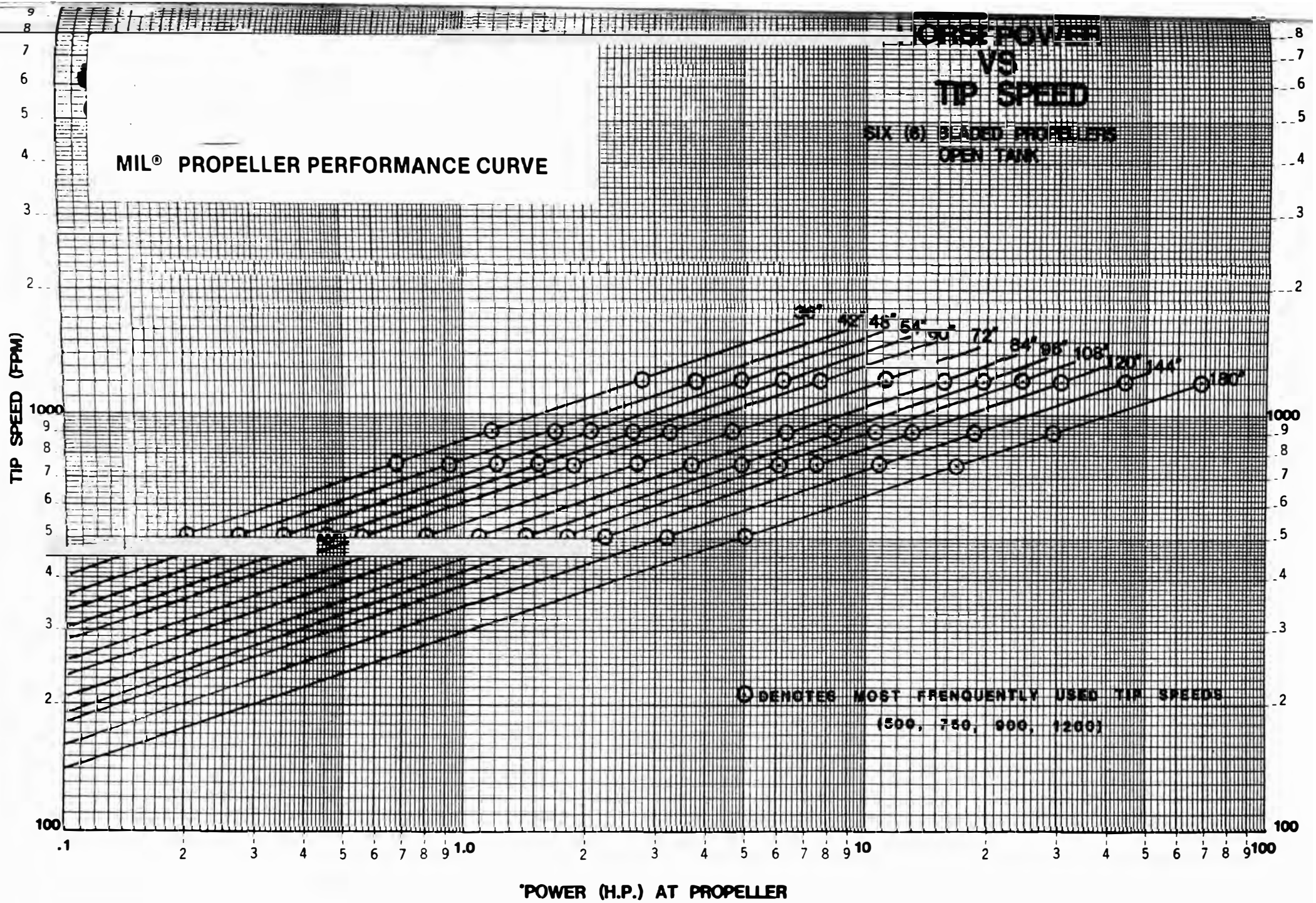


⊙ DENOTES MOST FREQUENTLY USED TIP SPEEDS  
(500, 750, 900, 1200)

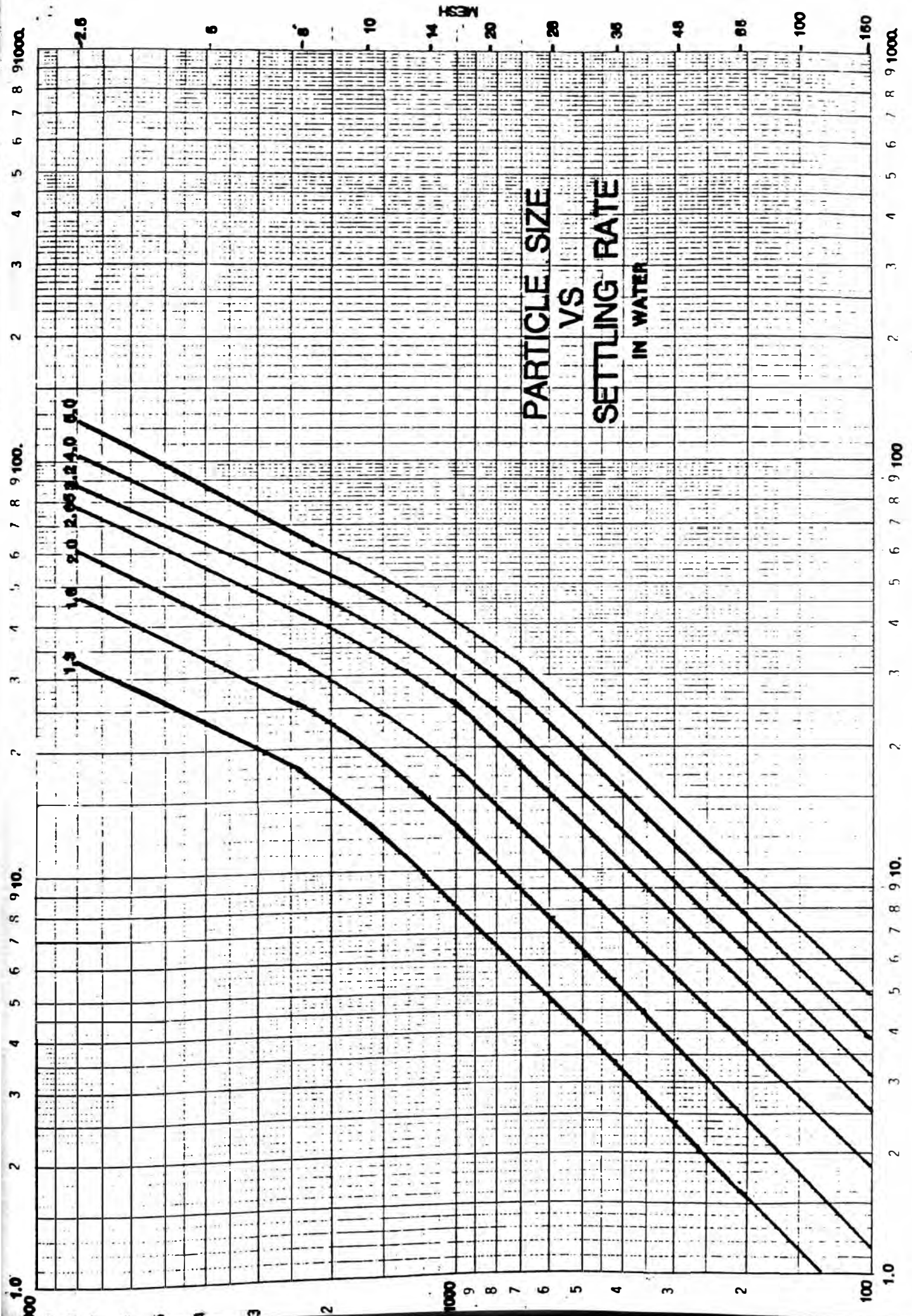
\*VALUES MEASURED IN WATER

\*POWER (H.P.) AT PROPELLER





VALUES MEASURED IN WATER

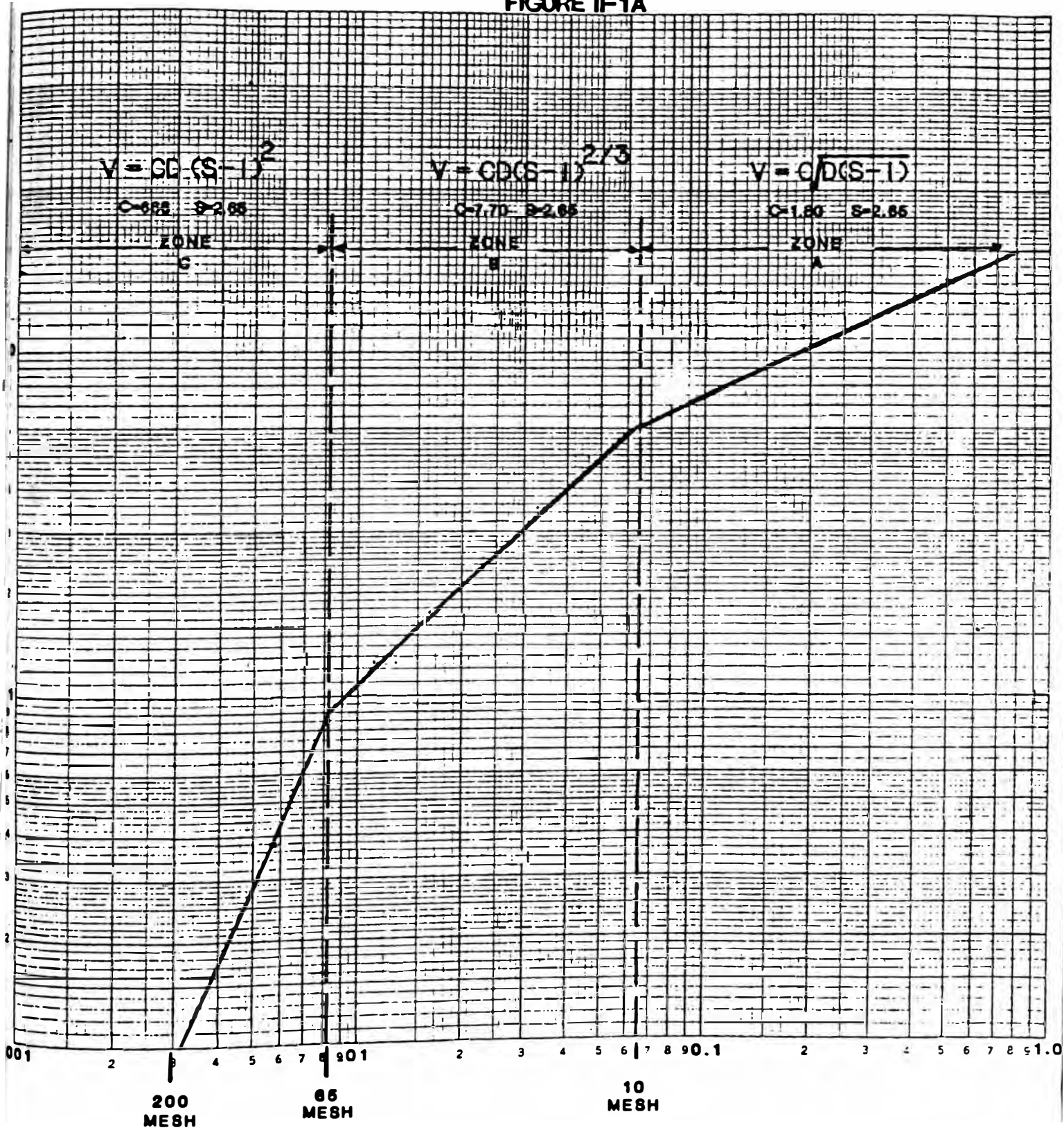


SETTLING RATE (FPM)



SETTLING VELOCITY (FPS)  
 VS  
 PARTICLE SIZE (INCHES)

FIGURE II-1A



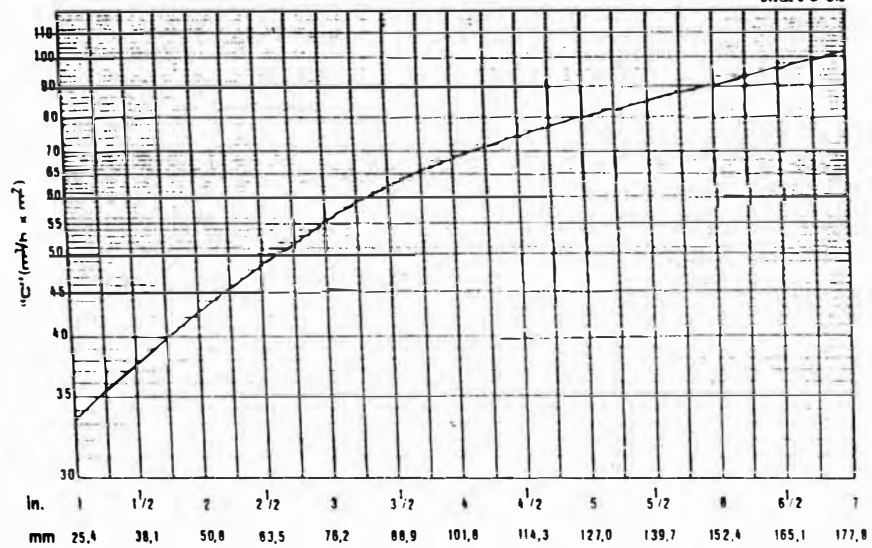
PARTICLE SIZE (INCHES)



TABLE B – FACTOR "C" IN SCREEN CAPACITY FORMULA

"C" for openings larger than 1"

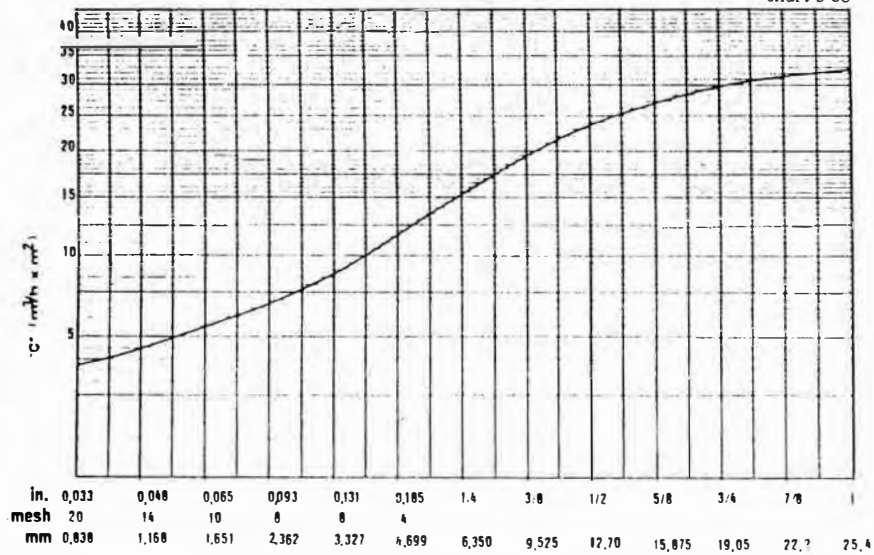
chart 5-02



Size of Square or Round Openings.

"C" for openings smaller than 1"

chart 5-03

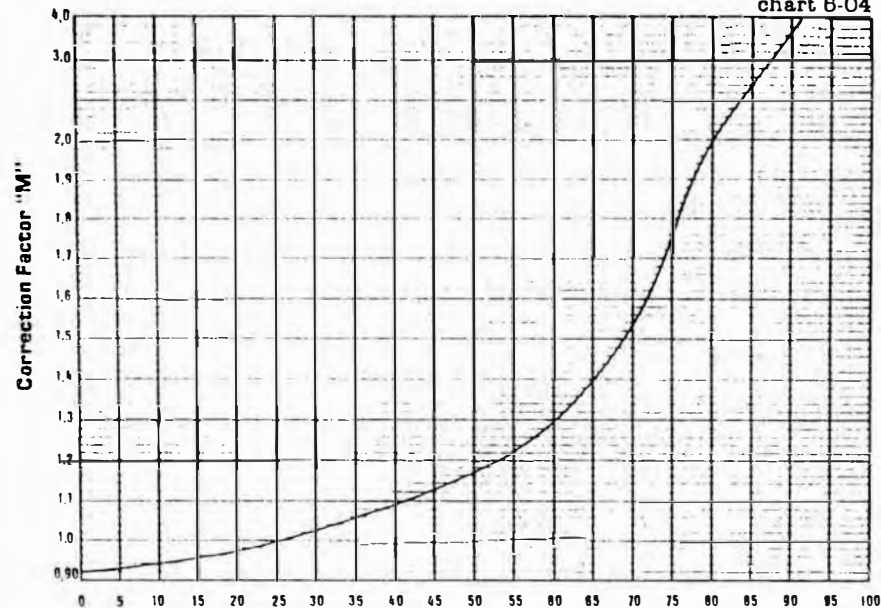


Size of Square or Round Openings



TABLE C – CORRECTION FACTOR "M"

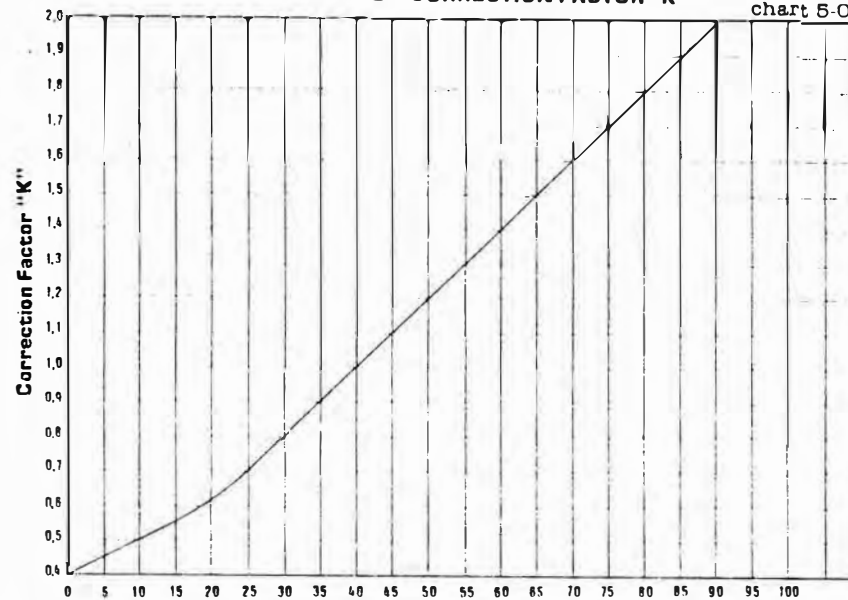
chart 5-04



Percent oversize in screen feed

TABLE D – CORRECTION FACTOR "K"

chart 5-05



Percent feed passing holes half the size openings in deck

TABLE F - MATERIAL SPEED FACTOR

table 5-02

SCREEN TYPE	INCLINED			HORIZONTAL	
	Model	XH	SH and MNS	LH and HN	
Screen opening	>1	>1	<1	>1	<1
Motor speed (rpm)	750	800	800	800	800
Speed factor (m/min)	38	38	30	12	12

TABLE G - SCREEN EFFICIENCY AS AFFECTED BY LOAD

chart 5-06

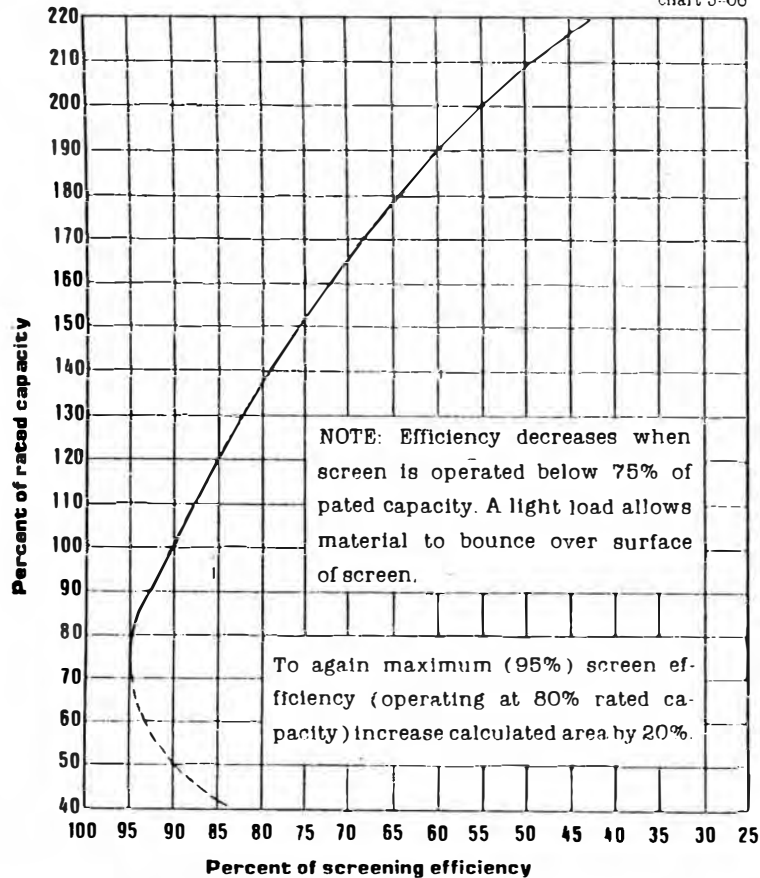
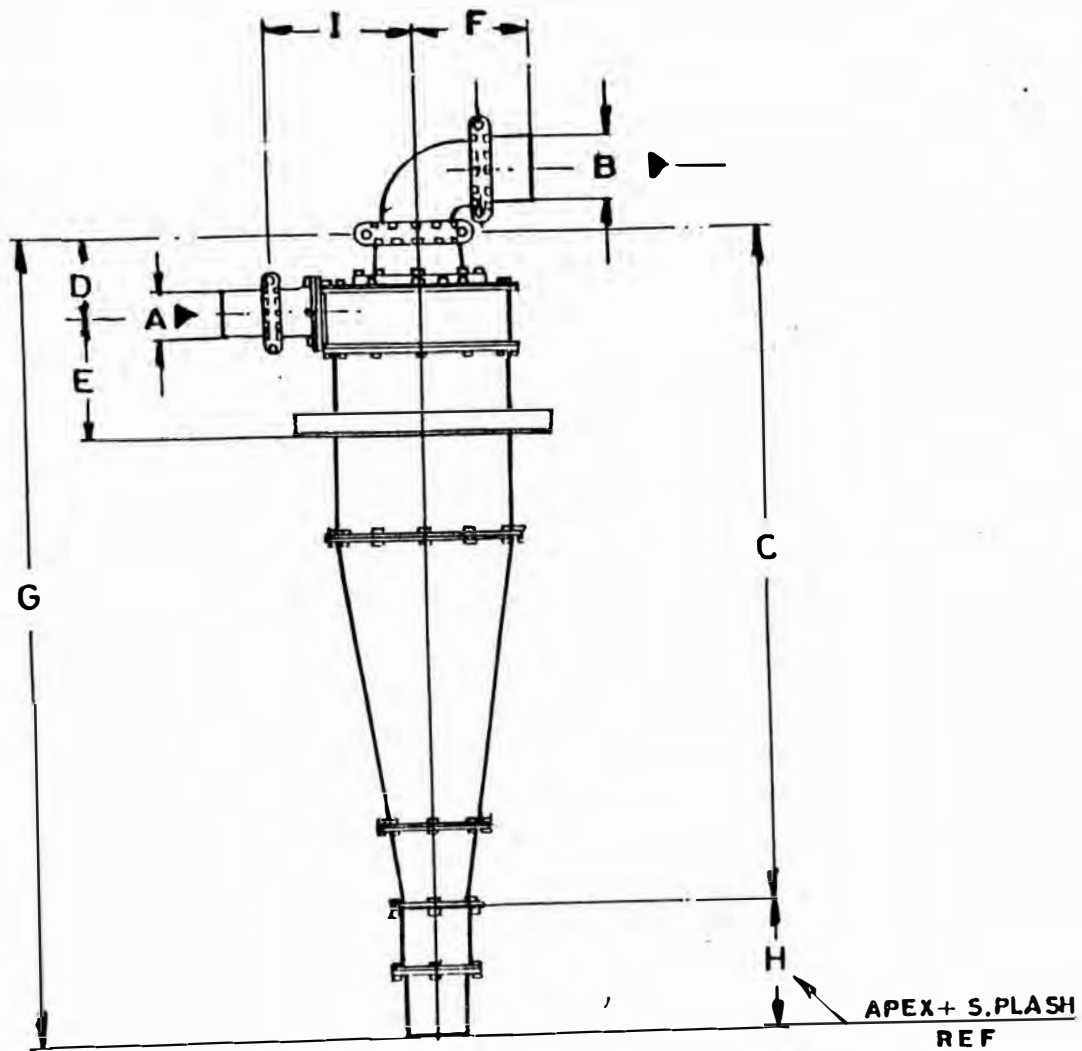


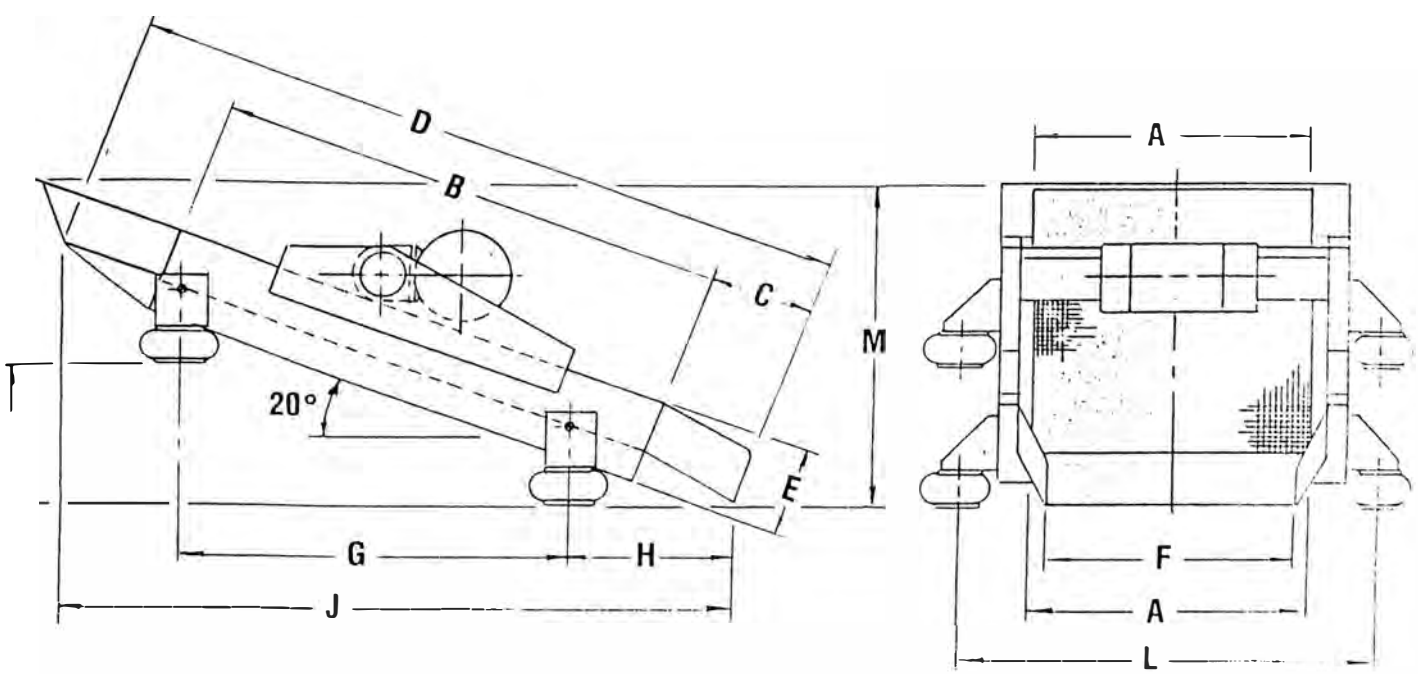
TABLE E - CORRECTION FACTOR "Q"

Q	Q <sub>1</sub>	Q <sub>2</sub>	Q <sub>3</sub>	Q <sub>4</sub>	Q <sub>5</sub>	Q <sub>6</sub>
COR. RECTION FACTOR	SIEVE OPENING	MATERIAL SHAPE	WET SCREENING PROCESS (OPENING-IN.)	% OF SURFACE MOISTURE (DRY SCREENING PROCESS)	EFFECTIVE SCREENING AREA	% OF OPEN SCREEN AREA
1.40			1.35 - 1.4"			70
1.30			1.4" - 1.2"			65
1.25	Rect. 4x1		1.2" - 1"			62.5
1.20	Rect. 3x1		1" - 1.12"			60
1.15	Rect. 2x1		1.12" - 2"			57.5
1.10			2" - 3"			55
1.00	Square	Cubic	Dry Screening or 3	Less than 3% or wet screening process		50
0.90		Lamellar			Upper deck	45
0.85				3% to 6%		42.5
0.80	Round				Second deck	40
0.75				6% to 9%		37.5
0.70					Third deck	35
0.60						30
0.50						25



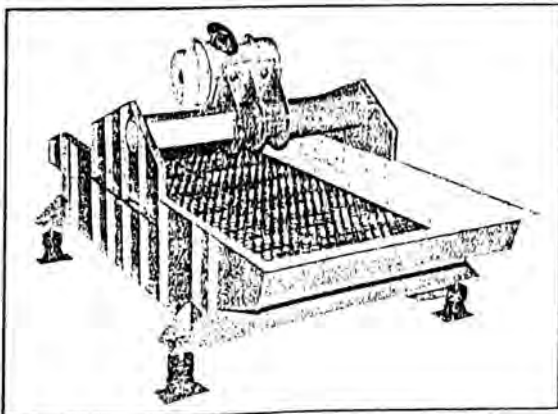
TAMAÑO DE HIDROCICL.	REFER.	APEX	DIMENSIONES								
			A	B	C	D	E	F	G	H	I
MV 100	D.4.B	48	1 $\frac{1}{2}$	1 $\frac{1}{2}$	24 $\frac{5}{8}$	6	8 $\frac{3}{4}$	6 $\frac{3}{4}$	29 $\frac{3}{4}$	5 $\frac{1}{8}$	8 $\frac{5}{8}$
MV 100	D4.BB	48	1 $\frac{1}{2}$	1 $\frac{1}{2}$	29 $\frac{5}{8}$	6	8 $\frac{3}{4}$	6 $\frac{3}{4}$	34 $\frac{3}{4}$	5 $\frac{1}{8}$	8 $\frac{5}{8}$
MV 150	D6B-12	368	2 $\frac{1}{2}$	3	31 $\frac{1}{8}$	6 $\frac{1}{2}$	6 $\frac{5}{8}$	8 $\frac{1}{4}$	41 $\frac{3}{8}$	10 $\frac{1}{4}$	9
MV 250	D 10B	368	3	4	40 $\frac{1}{8}$	7 $\frac{7}{8}$	8 $\frac{1}{8}$	11	50 $\frac{3}{8}$	10 $\frac{1}{4}$	12
MV 380	D15 B	668	4	6	55 $\frac{1}{4}$	9 $\frac{5}{8}$	7	12 $\frac{1}{2}$	68 $\frac{3}{8}$	13 $\frac{1}{8}$	15 $\frac{1}{2}$
MV 510	D20B	668	6	8	85	11 $\frac{1}{8}$	17	13 $\frac{3}{4}$	98 $\frac{1}{8}$	13 $\frac{1}{8}$	17 $\frac{1}{8}$
D 660B	D 26B	668	10	12	91 $\frac{1}{4}$	17	27 $\frac{1}{8}$	18	104 $\frac{3}{8}$	13 $\frac{1}{8}$	22



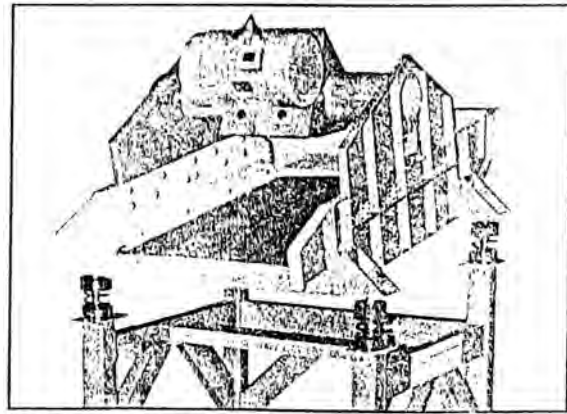


MODEL	A	B	C	D	E	F	G	H	J	K	L	M
VS-1836-1/2	18	36	12	60	12	12	22 1/2	20	55	8 1/2	33 1/4	32
VS-2448-1	24	48	12	72	12	18	30	20	67	12	39 1/4	36
VS-3660-1 1/2	36	60	12	84	12	30	42	20	79	16	55 1/4	40
VS-4872-2	48	72	12	96	12	42	54	20	91	21	68 1/4	44
VS-4896-3	48	96	12	120	12	42	78	20	103	29	72 1/4	53
VS-60120-5	60	120	12	144	12	54	102	32	138	33	72 1/4	57

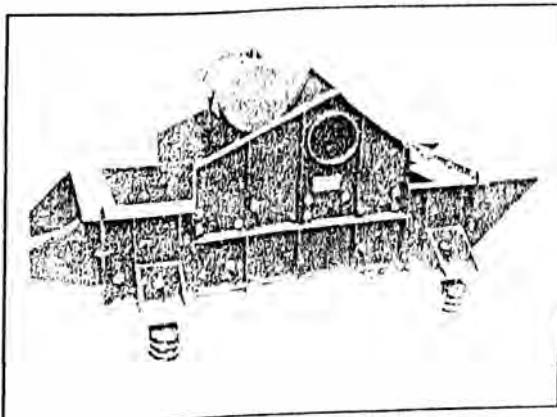
NOTES: All dimensions in inches. • Dimensions shown above are for single deck models.  
 • Last digit of model number indicates H.P. of motor vibrator. • 1800, 1200, 900 RPM drives offered. • Air mount isolation is standard. • Coil spring isolation is optional.



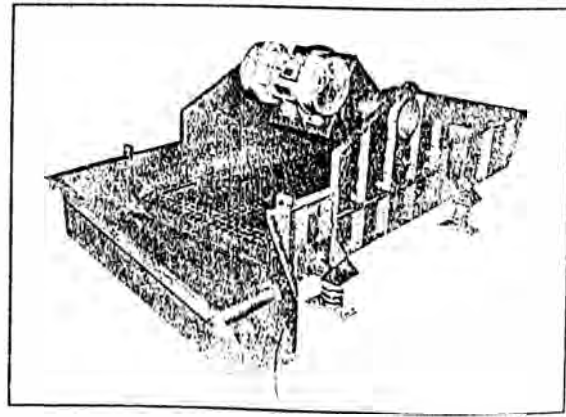
MODEL VS-3660-1 1/2 with perforated plate deck designed to remove oversize foreign particles in a chemical bag dump operation.



MODEL VS-3660-1 1/2, 3'x5' single deck design with support base.

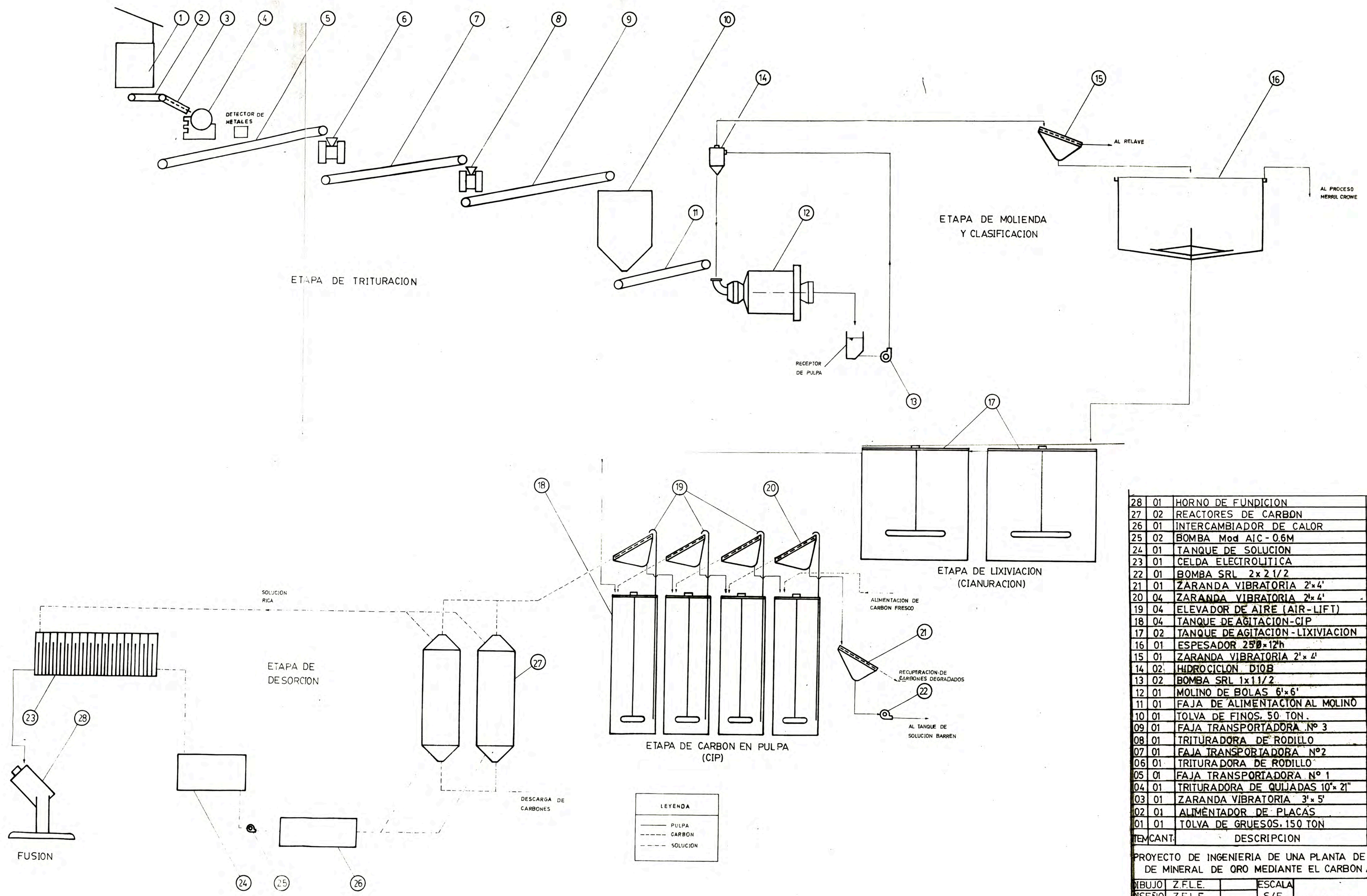


MODEL VS-2448-1 single deck screener with 1 H.P. 1200 RPM motor vibrator and coil spring base mounting.



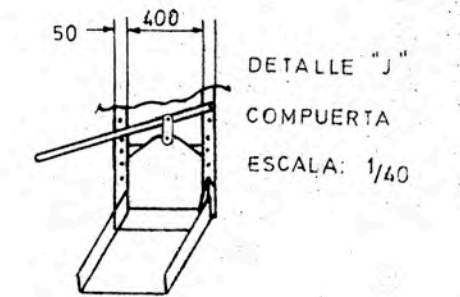
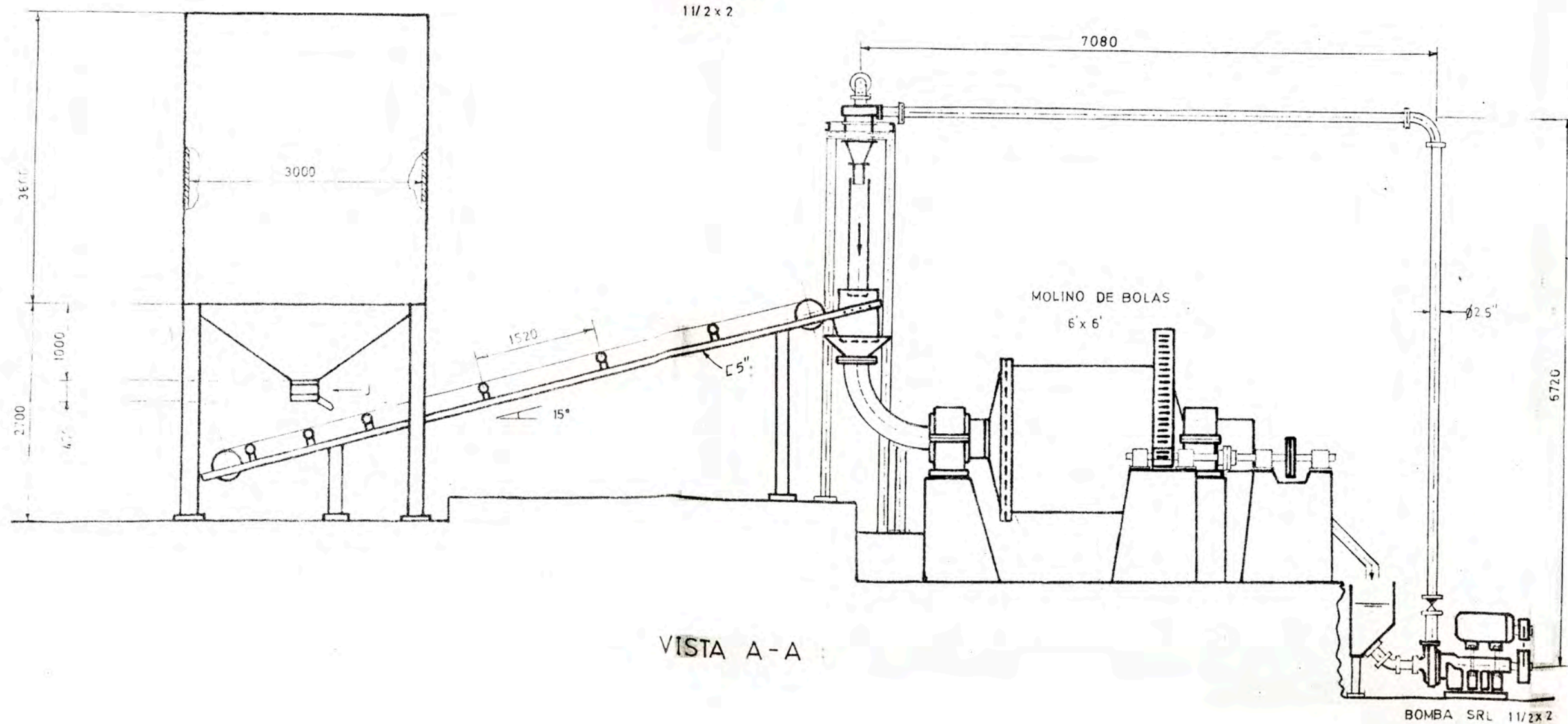
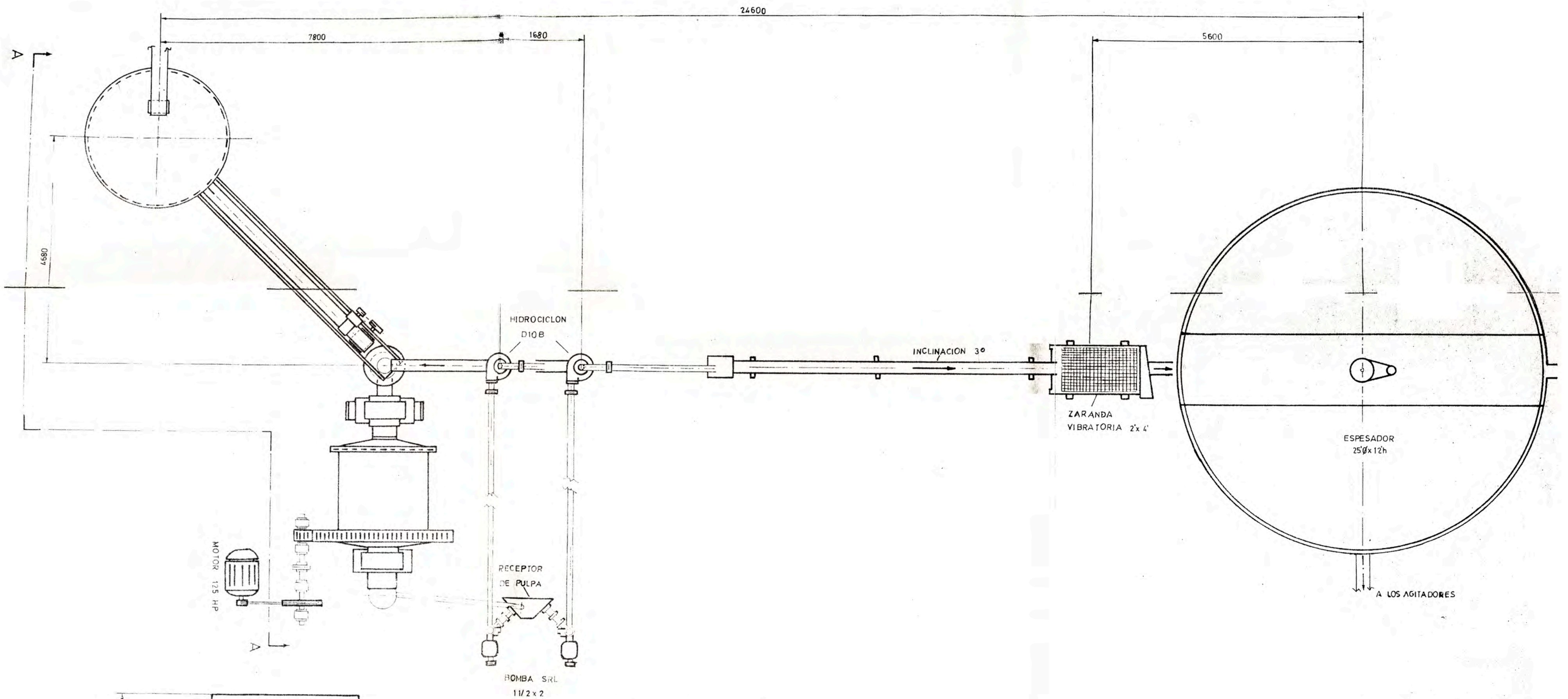
MODEL VS-4872-2 single deck screener with special oversize left-hand discharge outlet chute.





28	01	HORNO DE FUNDICION	
27	02	REACTORES DE CARBON	
26	01	INTERCAMBIADOR DE CALOR	
25	02	BOMBA Mod AIC - 0.6M	
24	01	TANQUE DE SOLUCION	
23	01	CELDA ELECTROLITICA	
22	01	BOMBA SRL 2x 2 1/2	
21	01	ZARANDA VIBRATORIA 2'x 4'	Malla 28
20	04	ZARANDA VIBRATORIA 2'x 4'	Malla 20
19	04	ELEVADOR DE AIRE (AIR-LIFT)	
18	04	TANQUE DE AGITACION-CIP	Mat. Acero A-36
17	02	TANQUE DE AGITACION-LIXIVIACION	Mat. Acero A-36
16	01	ESPESADOR 25'x 12'h	Mat. Acero A-36
15	01	ZARANDA VIBRATORIA 2'x 4'	Malla 28
14	02	HIDROCICLON DIOB	
13	02	BOMBA SRL 1x 1 1/2	
12	01	MOLINO DE BOLAS 6'x 6'	
11	01	FAJA DE ALIMENTACION AL MOLINO	
10	01	TOLVA DE FINOS. 50 TON.	Mat. Acero A-36
09	01	FAJA TRANSPORTADORA N° 3	
08	01	TRITURADORA DE RODILLO	
07	01	FAJA TRANSPORTADORA N° 2	
06	01	TRITURADORA DE RODILLO	
05	01	FAJA TRANSPORTADORA N° 1	
04	01	TRITURADORA DE QUIJADAS 10'x 21"	
03	01	ZARANDA VIBRATORIA 3'x 5'	
02	01	ALIMENTADOR DE PLACAS	
01	01	TOLVA DE GRUESOS. 150 TON	
TEM.CANT.		DESCRIPCION	OBSERVACION
PROYECTO DE INGENIERIA DE UNA PLANTA DE RECUPERACION DE MINERAL DE ORO MEDIANTE EL CARBON ACTIVADO			
DISEÑO	Z.F.L.E.	ESCALA	
PROB.	R.C.M.	S/E	
NORMA		FECHA	DIAGRAMA DE FLUJO
		04.07.94	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA			PLANO N° 01
FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA			N°

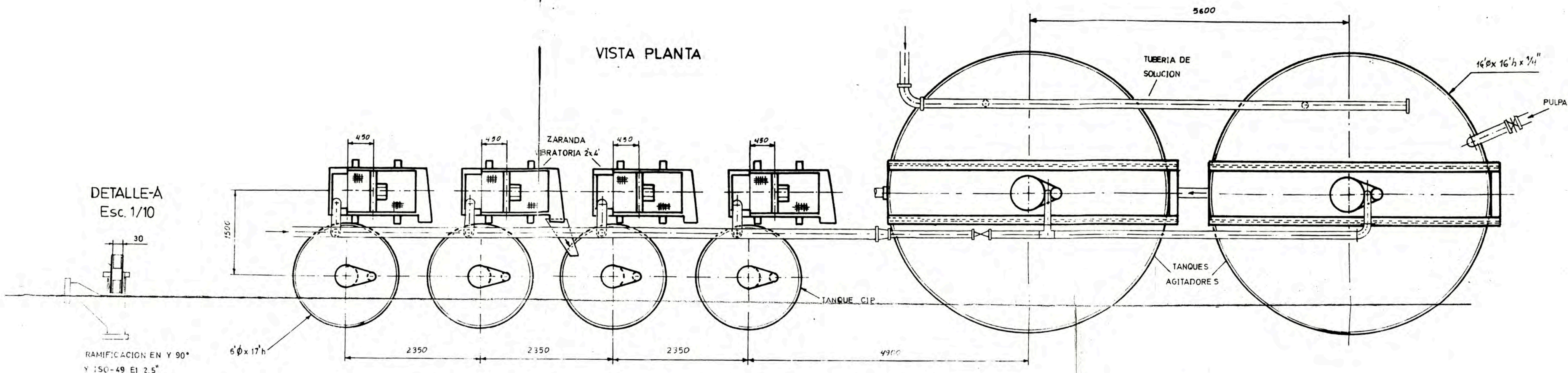




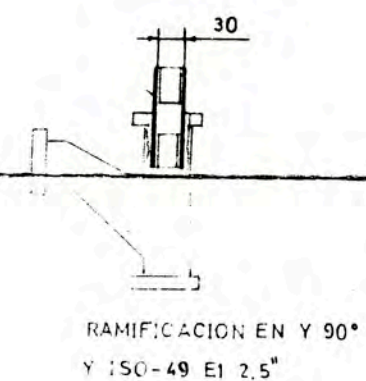
PROYECTO DE INGENIERIA DE UNA PLANTA DE RECUPERACION DE MINERAL DE ORO MEDIANTE EL CARBON ACTIVADO			
DIBUJO	Z.F.L.E.	ESCALA	SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION
DISENO	Z.F.L.E.	1/60	
APROB	ING. R.C.M.	FECHA	PLANO N° 02
NORMA		06.07.94	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA			N°



VISTA PLANTA

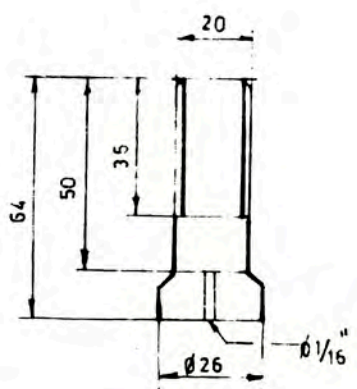


DETALLE-A  
Esc. 1/10



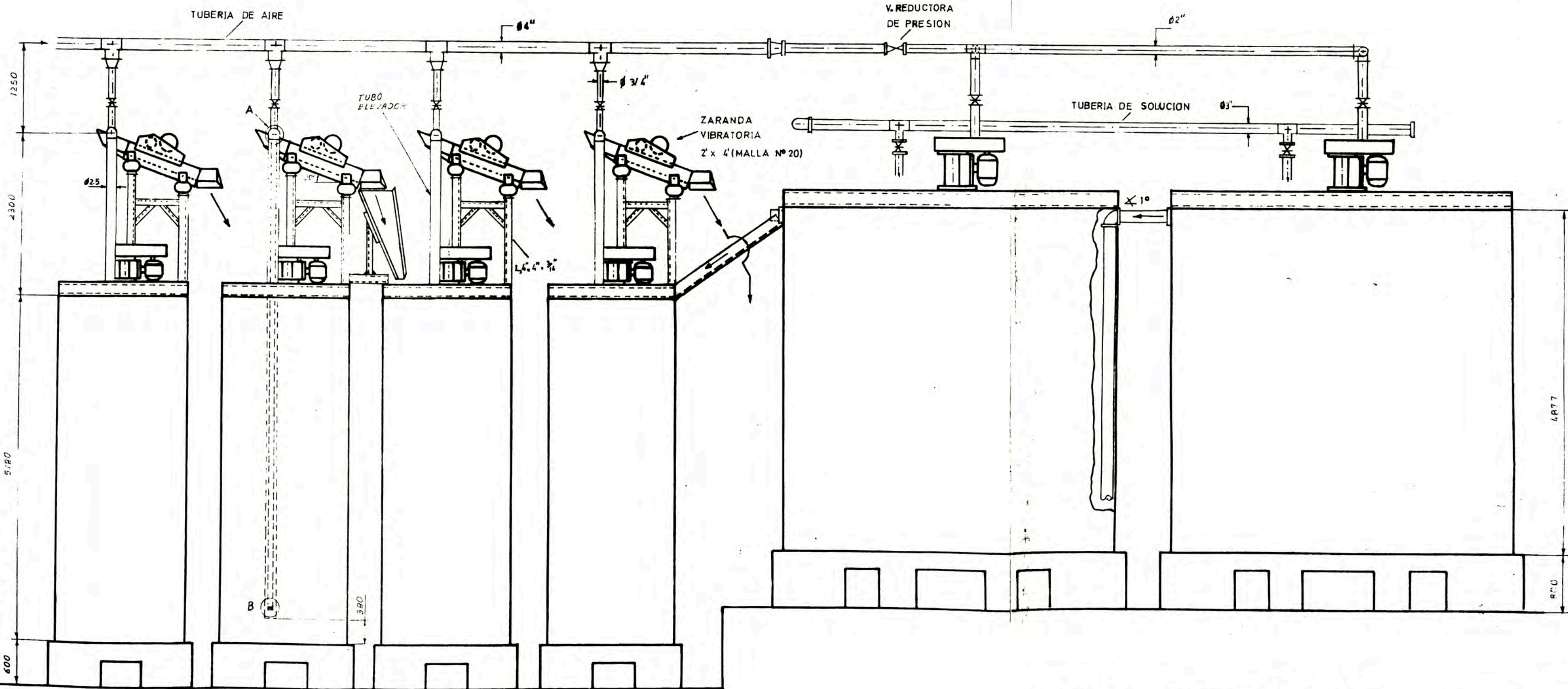
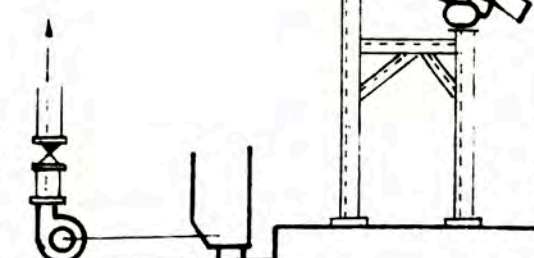
RAMIFICACION EN Y 90°  
Y 150-49 E1 2.5"

DETALLE-B  
Esc. 1/2



MIPLE

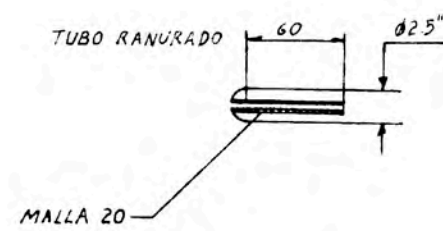
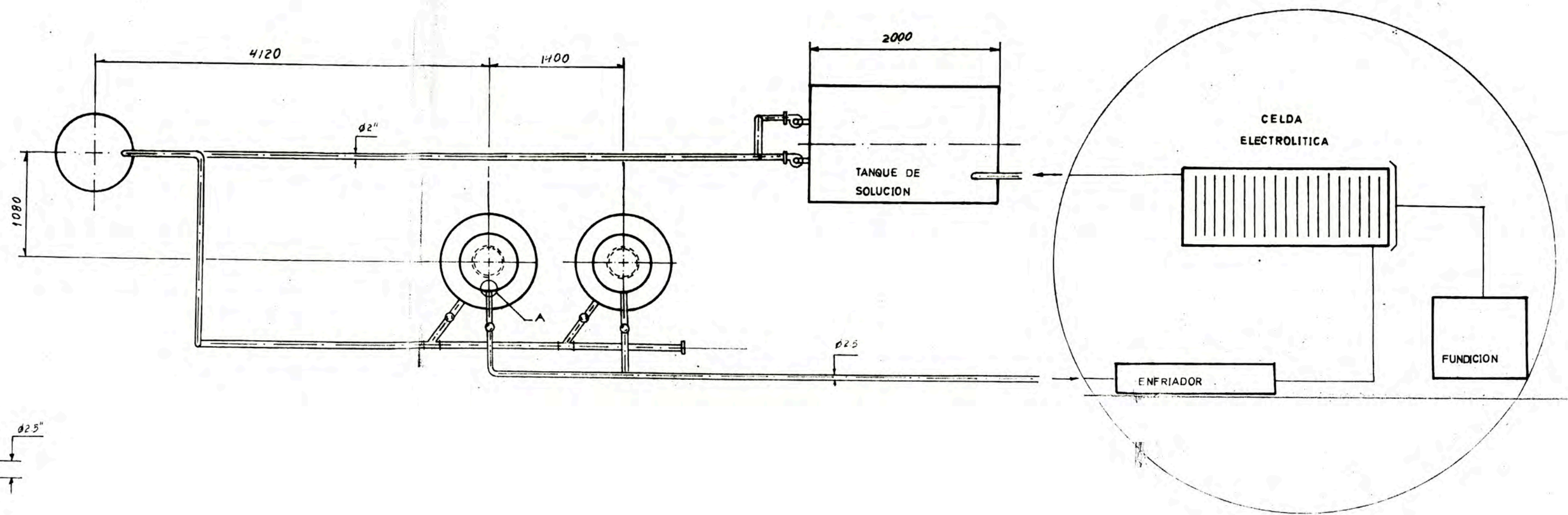
BOMBA (RELAVERA)  
SRL 2 x 2 1/2



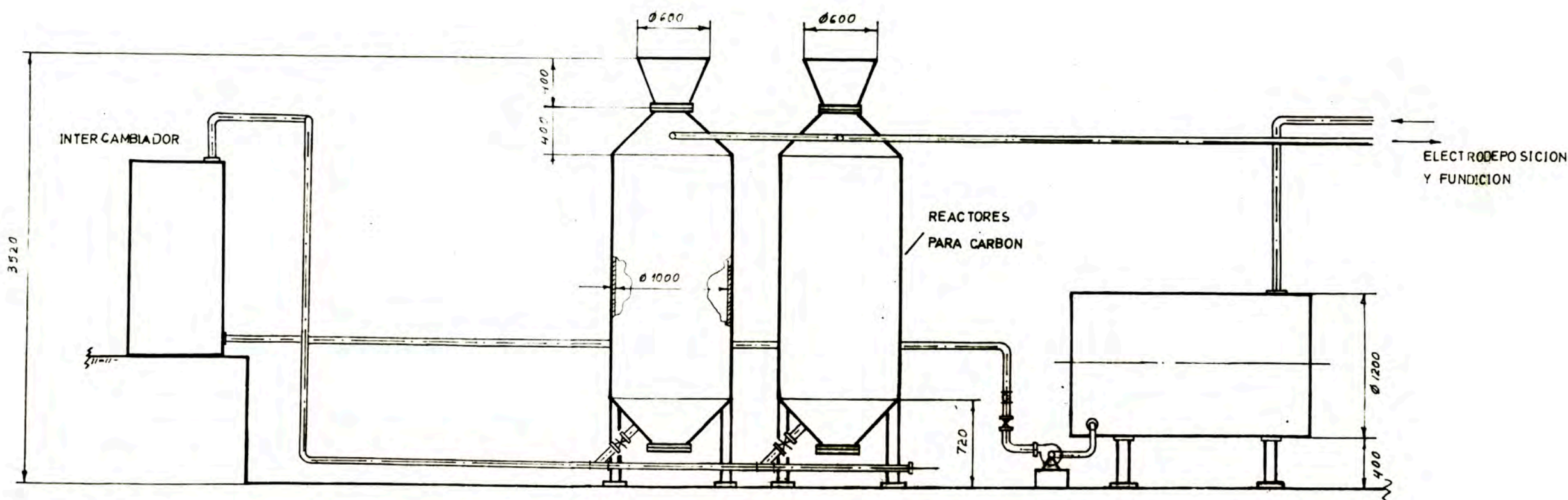
VISTA ELEVACION  
Esc. 1/50

DIBUJO	Z.F.L.E.	ESCALA	SECCION DE LIXIVIACION Y CARBON EN PULPA.CIP
DISEÑO	Z.F.L.E.	IND.	
APROB.	ING.R.C.M.	FECHA	
NORMA		09.07.94	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA			PLANO N° 03
			N°

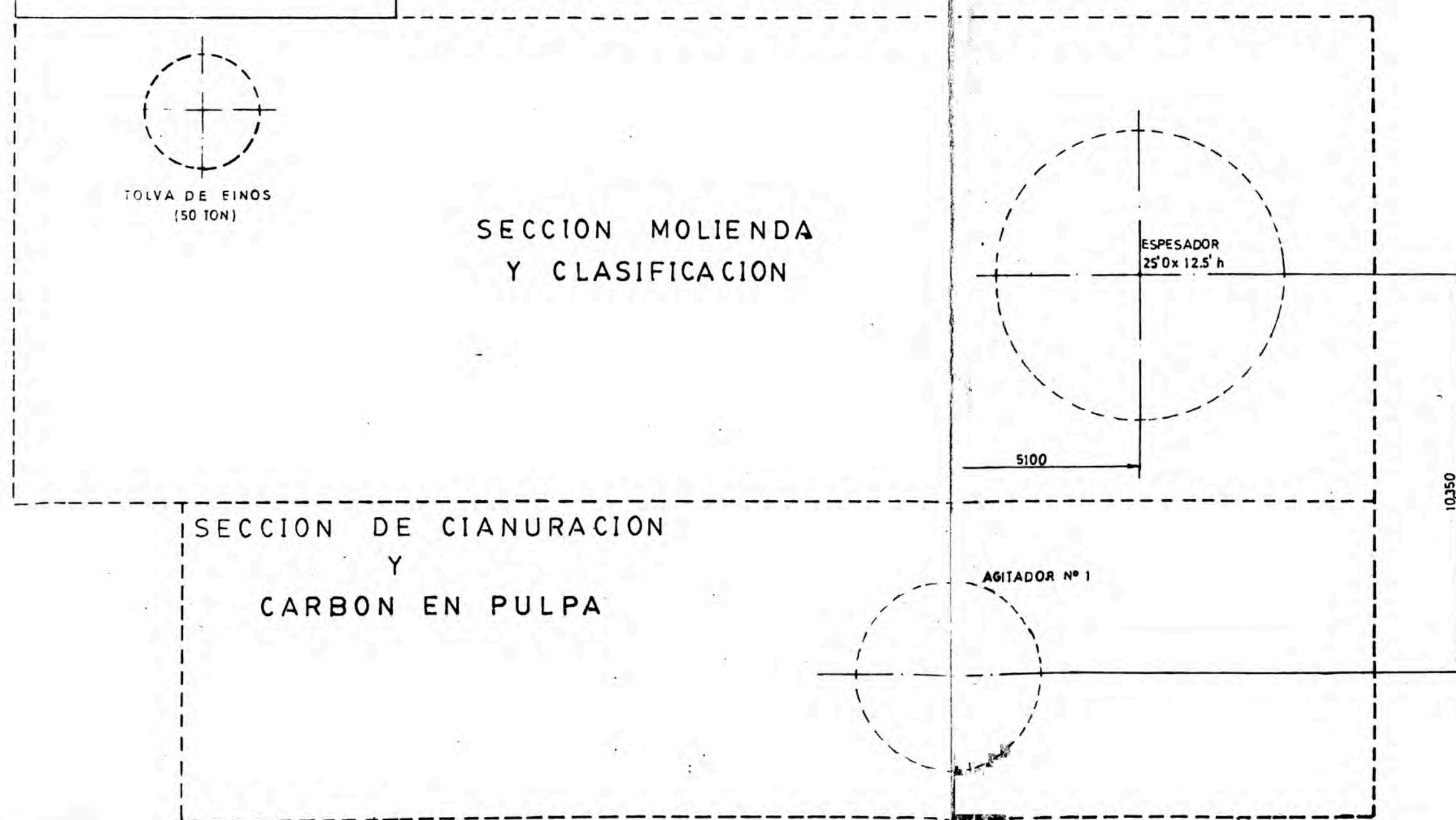
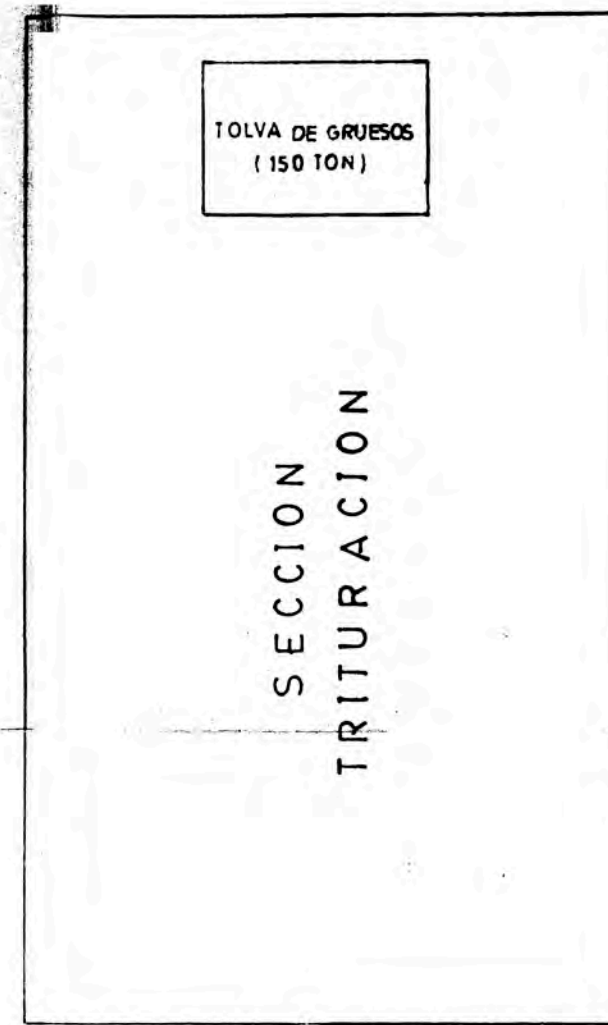
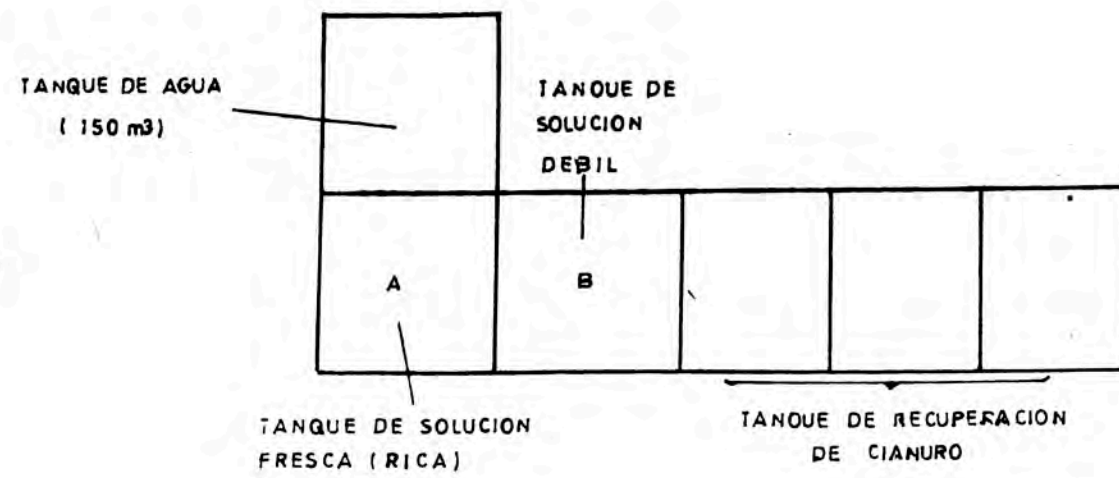




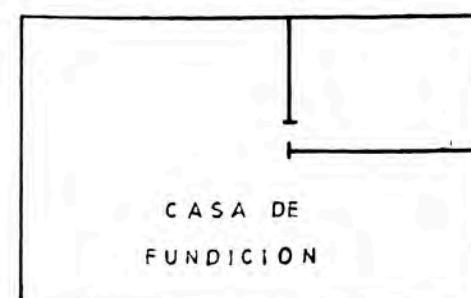
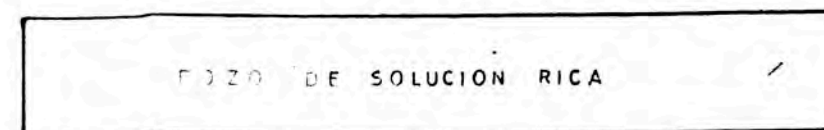
DETALLE A



PROYECTO DE INGENIERIA DE UNA PLANTA DE RECUPERACION DE MINERAL DE ORO MEDIANTE EL CARBON ACTIVADO			
DIBUJO	Z.F.L.E.	ESCALA	PLANTA DE DESORCION
DISEÑO	Z.F.L.E.	1/40	
APROB.	ING.M.R.C.	FECHA	
NORMA		12.07.94	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA			PLANO N° 04
			N°



PADS DE LIXIVIACION



— PLANTA ACTUAL

- - - PLANTA PROYECTO

PROYECTO DE INGENIERIA DE UNA PLANTA DE RECUPERACION DE MINERAL DE ORO MEDIANTE EL CARBON ACTIVADO			
DIBUJO	L. Z. F.	ESCALA	DISTRIBUCION DE PLANTA
DISEÑO	L. Z. F.	1/125	
APROB.	ING. R. C. M.	FECHA	
NORMA		01.07.94	
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA			PLANO Nº 05