

Universidad Nacional de Ingenieria

FACULTAD DE INGENIERIA MECANICA



“ Diseño de una Planta Piloto Concentradora para Mineral de Oro ”

T E S I S

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO MECANICO

MANUEL MESTANZA SANTILLAN

PROMOCION: 1989 - I

LIMA . PERU . 1992

CONTENIDO

	Pág.
PROLOGO	11
I. INTRODUCCION	12
II. CARACTERISTICAS METALURGICAS DEL ORO	14
2.1 GENERALIDADES SOBRE LA METALURGIA DEL ORO	14
2.2 PROCESOS TIPICOS DE EXTRACCION Y EXPLOTACION	
2.2.1 Explotación de placeres auríferos	
2.2.2 Extracción del oro filoneano	
2.3 CARACTERISTICAS Y PROPIEDADES	26
2.3.1 Características y propiedades físicas y mecánicas	29
2.3.2 Propiedades químicas	29
III. PROCESO DE CONCENTRACION DEL ORO	32
3.1 PROCESOS EMPLEADOS EN LA CONCENTRACION	32
3.1.1 Concentración gravimétrica	34
3.1.2 Amalgamación	36
3.1.3 Flotación	
3.1.4 Recuperación como sub producto	42
3.1.5 Cloruración	45
3.1.5.1 Lixiviación	46
3.1.5.2 Precipitación	50
3.1.6 Cianuración	51
3.1.6.1 Cianuración convencional	55
3.1.6.2 Cianuración de concentrados	60

3.1.6.3	Cianuración con recuperación con carbón activado	
3.1.6.4	Cianuración por percolación	70
3.1.6.5	Ventajas y desventajas comparativas	
3.2	EQUIPOS PARA EL PROCESO DE CONCENTRACION	
3.3	CAPACIDAD DE LA PLANTA A DISEÑAR	89
3.4	TAMAÑO Y UBICACION DE LA PLANTA	89
IV.	DISEÑO Y SELECCION DE EQUIPOS	90
4.1	DEFINICION DEL FLOWSHEET	90
4.1.1	Criterio de elección y selección de un procedimiento	90
4.1.2	Selección y definición del Flowsheet	93
4.2	DISEÑO Y SELECCION DE EQUIPOS	93
4.2.1	Selección de tolva de recepción	93
4.2.2	Selección de faja transportadora	93
4.2.3	Cálculo de silo de almacenamiento	96
4.2.4	Selección del transportador de husano	118
4.2.5	Dimensionamiento y selección del molino de bolas	121
4.2.6	Carga circulante	125
4.2.7	Dimensionamiento y selección del hidro- ciclón	132
4.2.8	Cálculo y diseño del sistema de tuberías	137
4.2.8.1	Flujo de sólidos en tuberías	137
4.2.8.2	Sistema de tuberías y accesorios	149

4.2.8.3	Cálculo de la velocidad y pérdidas en el sistema de tuberías.	150
4.2.9	Selección de la bomba	156
4.2.10	Dimensionamiento y Selección Celdas de Flotación - Selección del Agitador	160
4.2.11	Janques para Solución	162
4.2.12	Selección del Soplador	163
4.2.13	Equipos para la planta de precipitación	163
4.2.14	Equipos Auxiliares	163
V.	ANALISIS DE COSTOS	165
5.1	COSTO DE EQUIPOS	165
5.2	COSTO DE INSTALACION	167
CONCLUSIONES		168
BIBLIOGRAFIA		170
PLANOS	DESIGNACION	
01	FLWSHEET PLANTA PILOTO 10 TMD	
02	MOLIENDA - CLASIFICACION DE FINOS 10 TMD	
03	PLANTA DE CIANURACION BATCH - 10 TMD	
APENDICE:		
	Tablas	

PROLOGO

El presente trabajo sobre el diseño y selección de equipos para una "Planta Piloto Concentradora para Mineral de Oro", por el proceso de cianuración, con una capacidad de 10 TMPD.

Desde la óptica de la actual crisis económica en que se encuentra nuestro país con el presente se contribuye al desarrollo de nuevos proyectos de inversión minero-metalúrgico especialmente en el área del oro.

Agradesco la colaboración del Ing. Carlos Gonzales asesor de la tesis, así como al Ing. Sotomayor finalmente a personas e instituciones que han podido de alguna manera colaborar con la conclusión de esta tesis.

I. INTRODUCCION

La presente tesis "Diseño de una Planta Piloto Concentradora para Mineral de Oro", tiene por objeto realizar los cálculos y planos que permitan su construcción con una capacidad de 10 TMPD para la empresa ALEX STEWART, teniendo en consideración que los ajustes finales de la maquinaria y equipo se realiza con mas precisión cuando ya la planta esta en operación, con el objeto de aumentar la eficiencia y disminuir los costos.

Por otra parte el diseño completo de una moderna planta de beneficio de minerales generalmente involucra conocimientos teóricos - prácticos y esfuerzos considerables de un grupo calificado de ingenieros especialistas en diversas áreas, debiendo para ello seguirse un plan sistemático de actividades tal como se detalla a continuación:

- 1.- Realización de una caracterización fisico-química y mineralogía detallada del mineral a objeto de determinar su composición, grado de dureza, grado de liberación, etc.

- 2.- Basándose en resultados anteriores se deberá definir un programa experimental adecuado a pruebas a escala laboratorio (pruebas batch) tendiendo a investigar la respuesta "metalurgica" del mineral frente al proceso, estableciendo entonces las condiciones óptimas de trabajo.
- 3.- En una tercera fase, se deberá realizar una simulación matemática a escala de laboratorio sobre diversas configuraciones de circuitos a objeto de seleccionar el mejor Flow-sheet de operación.
- 4.- Se deberá estudiar la respuesta del mineral a escala piloto (pruebas continuas) a objeto de verificar, complementar los resultados obtenidos en las etapas 2 y 3 de laboratorio.
- 5.- En una quinta fase, deberá procederse al diseño de equipos e instalaciones industriales requeridas basandose en la información experimental acumulada de las 4 etapas.

Realizar la metodología mencionada implica un alto costo, contar con un laboratorio implementado, por otro lado el presente trabajo espero que sirva de base para futuros diseños.

CAPITULO II

CARACTERISTICAS METALURGICAS DEL ORO

2.1 GENERALIDADES SOBRE LA METALURGIA DEL ORO

El oro se encuentra al estado nativo o en combinación con el Teluro, el oro nativo contiene comunmente plata y a menudo otros metales como cobre, bismuto, fierro, metales del grupo del platino, etc.

El oro nativo se encuentra en sus yacimientos primarios o en las arenas resultantes de la erosión de estos, en el primer caso se dice que el oro es de "montaña", en el segundo caso se llama oro de "lavadero".

En combinación con el teluro el oro forma una serie de compuestos llamados silvanita, calaverita, petzita, nagyatita y kalgoorlita.

Las particulas de oro más corrientemente encontradas tienen dimensiones que varían entre una decena de "microns" y una decena de "milímetros", las masas de oro que pesan entre 50 y 100 Kg. han sido encontradas en las vetas de cuarzo.

El oro natural tiene una pureza muy variable (50-100%) dependiendo de su origen, la plata (contenido promedio 10%) es la principal impureza encontrada, el cobre, el hierro pueden igualmente tener ligeros contenidos y estar asociados al oro.

Un caso particular lo constituye la aleación natural con la plata denominada "electrum"

Los Teluros constituyen el segundo tipo de minerales portadores de oro en importancia económica, estos contienen a menudo además de la plata restos de mercurio.

En los contenidos más ligeros, pueden llegar hasta un ciento de ppm, el oro puede encontrarse asociada a sulfuros como la pirita y el mispicquel principalmente, o la pirrotina, la galena y la blanda, bajo una forma no visible con la ayuda de los instrumentos clásicos de la mineralogía (microscopio óptico o electrónico).

Es generalmente admitido que el oro se presenta ahora bajo la forma de inclusiones submicroscópicas del oro natural, aunque algunos autores piensan que esta puede constituirse de hecho en una solución sólida al interior de los sulfuros.

Finalmente la existencia más rara de compuestos auríferos a base de bismuto o de antimonio (aurostibine).

La siguiente tabla 2.1.I descrita por F. J. HEIN muestra las fórmulas, composición y densidad de los minerales de oro.

TABLA 2.1.I

MINERAL	COMPOSICION	CONTENIDO en Oro %	DENSIDAD
Oro natural	Au	> 75	16.19
Electrum	(Ag, Au)	45-75	13.16
Calaverita	(Ag, Au) te_2	40	9.2
Silvanita	(Ag, Au) te	24-30	8.2
Petzita	(Ag, Au) $_2$ te	19-25	9.1

2.2 PROCESOS TIPICOS DE EXTRACCION Y EXPLOTACION.

2.2.1 Explotación de placeres auríferos

Los yacimientos de más fácil explotación son los placeres auríferos (depósitos detríticos), ya sea por que el oro se encuentra liberado y fácil de recuperar o por que el yacimiento es superficial y de fácil acceso, de donde viene el nombre de "placer" por la facilidad de su explotación en forma lucrativa.

El método primitivo consiste en trabajar las arenas de los meandros de los ríos, concentrándolos manualmente o bien extrayendo las capas superficiales del depósito y someterlas a un lavado y concentración.

Los métodos industriales de mejor rendimiento para explotar placeres auríferos son el dragado y el arranque hidráulico, en menor escala se utiliza la explotación subterránea y a tajo abierto..

DRAGADO

Consiste en extraer el lecho de los ríos con una pala mecánica continua de gran capacidad ubicada sobre portones o flotantes, las cubas extraen el lodo y grava aurífera en forma de pulpa que es inmediatamente tratada en la misma unidad con hidrociclones (deslamado y fraccionamiento), y tambores de amalgamación y refortas (recuperación del oro)

La explotación en gran escala es rentable, aún cuando el lecho del río contenga 0.05 - 0.08 gr/m³ de oro, una típica draga contiene 147 cubas de 14 pie³ cada una, con una velocidad de 0 - 30 cubas/min y una capacidad promedio de 10,000 m³/d. El sistema de

recuperación puede ser constituido por Jigs, mesas o espirales dependiendo de la granulometría de las arenas o gravas auríferas. Así mismo el sistema de amalgamación puede ser múltiple, placas, tambores, etc, dependiendo de las características mineralógicas de la alimentación (oro libre, cubierto con óxidos, concentrados de arena negra).

ARRANQUE HIDRAULICO

Se utiliza en depósitos detríticos que se encuentran en perfiles de erosión como acantilados de altura variables (hasta 10 o 15 m): estos depósitos están constituidos casi siempre por una capa superior de arena, arcilla y materia orgánica ("sobrecarga o mantillo") de unos 50 cm. y luego capas variables (0.7 a 1.5 m) de gravas, cantos rodados, arcillas y arenas de alto contenido aurífero que representa diversas etapas en la deposición del lecho. El material es extraído mediante fuertes chorros de agua a presión producidos por bombas y monitores de presión que deshacen el material compactado haciendo fluir como lodos o pulpa. Esta pulpa es tamizada para eliminar las rocas y piedras y se trata en los equipos de concentración gravimétrica y amalgamación.

2.2.2 Extracción del oro filoneano

La explotación subterránea y la explotación a cielo abierto son los dos métodos tradicionales usados en minería para la extracción del oro proveniente de yacimientos primarios. La aplicación de cada uno de estos métodos depende en primer lugar de la naturaleza del depósito y de su ubicación, en el caso de vetas auríferas en cuarzo o sulfuros (típicamente primarios) la explotación se hará preferentemente en forma subterránea, mientras que con yacimientos oxidados diseminados y superficiales se aplica la extracción a cielo o tajo abierto (open pit)

Desde el punto de vista metalúrgico, el tratamiento de los minerales extraídos por minado subterráneo o a cielo abierto puede ser por lixiviación continua (plantas convencionales de cianuración) o por lixiviación en pilas (heap leaching) respectivamente; aunque naturalmente se dan los casos contrarios.

MINERIA SUBTERRANEA

La practica bajo los principios convencionales de perforación de chimeneas de acceso y ventilación, cruzadas por galerías de

penetración hasta encontrar las caras de la veta mineralizadas, los desarrollos continúan en forma paralela y transversal al plano de la veta: para extraer todo el cuerpo mineralizado y transportarlo a la superficie para su beneficio.

En Witwatersrand, Sudáfrica las chimeneas han llegado a una profundidad de 11,350 ft (3,460 m.) y se proyecta hasta 12,350 ft (3,765 m.); los cables de elevación de estas chimeneas están divididas en tres o más etapas.

El método tradicional, de perforación manual para construir las chimeneas han sido reemplazados por perforación mecánica semi-automática o automática con jumbos, shaft borers, etc. que han simplificado la operación y disminuido los costos operativos.

La temperatura es el problema especial en la explotación en galerías de mucha profundidad, que se incrementa con la profundidad hasta límites insoportables para el trabajo humano como 40°C (100°F) y humedades relativas de casi 100%. Para contrarrestar este efecto es necesario bombear aire y agua, refrigerarlo y extraer el aire usado por las

chimeneas de ventilación, la compresión del aire incrementa también su temperatura y las compresoras trabajan en el límite de su eficiencia para bombear aire frío a tales profundidades.

En Witwatersand las galerías de penetración (cross cut tunnels) se derivan de las chimeneas de extracción (shafts) hasta encontrar la veta (reef) en varios puntos; de allí se derivan nuevas galerías (drives) en forma perpendicular a la veta, de estas se derivan nuevos túneles paralelos a la veta que se prolongan en forma ascendente (raíces) o descendente (winzes).

Los mineros perforan y vuelan las caras mineralizadas a lo largo de los winzes o raíces excavando cámaras de techo muy bajo, que deben ser sostenidas con troncos o gatas hidráulicas para evitar derrumbes.

Las rocas sin valor o los relaves de tratamiento se utilizan en el relleno de las galerías extraídas (corte y relleno convencional, y relleno hidráulico): los elevadores transportan unas 20 ton. por vez a la superficie y de cada 2.5 ton. tratadas en la

planta de cianuración se obtiene una onza de oro y una pequeña cantidad de plata.

MINERIA SUPERFICIAL

El minado a tajo abierto se efectúa en depósitos oxidados de baja ley de estructura disseminada, por lo que no es necesario la perforación de chimeneas y galerías: el costo de operación es inferior y la escala de extracción es generalmente mayor con palas mecánicas, cargadores y camiones-volquete pesados de hasta 200 ton. de capacidad.

El desarrollo del tajo o pozo se efectúa delimitando el yacimiento hasta que el radio de extracción (stripping ratio) no supere el límite económico de aproximadamente 1.1 (el radio de extracción representa la relación de material estéril que debe extraerse por unidad de mineral valioso, la cifra puede cambiar en función del tipo de depósito y la ley de yacimiento).

La operación de tajo abierto más grande y de mineral de más bajo tenor del mundo es posiblemente Pegasus en Montana USA, con cerca de 3.5 millones de TM anuales minadas en las unidades de Landusky y Zortman, con una ley

promedio de 0.02 a 0.03 Oz/Tc Au; es también la mayor planta de lixiviación en pilas, llegando las pilas hasta 100 ft (30m) de altura, los pozos o tajos varían en tamaño de 300,000 a 6'000,000 ton; y para las explosiones se usan patrones de 14 x14' y explosivo Anfo a razón de 0.6 lb/ton.

En nuestro país tiene mayor difusión la minería subterránea (salvo las grandes operaciones de cielo abierto que recuperan el oro como subproducto) y sólo en forma limitada se ha venido aplicando la extracción a tajo abierto; sin embargo los relaves de algunas operaciones antiguas de flotación tienen leyes considerables de 0.05 a 0.1 Oz/Tc Au y pueden ser recuperadas por extracción superficial.

Generalmente la recuperación de relaves antiguos por cianuración y recuperación con carbón activado, operaciones rentables aun con leyes 0.05 Oz/Tc. Otra alternativa para la recuperación de los relaves es la aglomeración con cemento y cal para poderlo apilar lixiviar por percolación; este método es radicalmente más económico en instalación y operación que el tratamiento en una planta convencional.

Actualmente el Perú produce alrededor de 20 mil kilos de oro, 643 mil 024 onzas, y existen 25 proyectos con leyes de 0.13 Au gr/Tc hasta 44.10 Au grs/Tc y 16 proyectos con contenido de oro y otros metales, que incrementarán el porcentaje de producción en niveles muy significativos, lo cual influirá también en el alza de las cotizaciones, cuyo precio al momento Agosto 1991 fluctúa alrededor de 355 dólares la onza.

La ubicación, reservas, número de proyectos por Región y costo de inversión son los siguientes:

Región	No. de proyectos Auríferos	Reservas (miles de TM)	Inversión (Miles de U.S \$)
Los Libertadores	3	16.33*	1,524.00
Wari			
Nor Oriental del Marañón	2	8,506.00	2,250.00
Chavin	6	70,548.00	6,991.00
Arequipa	5	883.50**	9,989.79
La Libertad	1	549.84	1,620.00
J. C. Mariátegui	1	252,600.00	22,300.00
Inca	6	12,624.00***	19,308.00
Cáceres	1	243.00	250.00
TOTAL	25	345,727.67	64,232.79

* Uno de los proyectos pertenecientes a esta región (ANACONDA '85) no ha presentado el total de sus reservas.

** El proyecto Arirahua no ha presentado sus reservas de oro.

*** Proyecto Inambari de la Región Inca no ha presentado sus reservas de oro.

Datos: Revista Mundo Minero-Mayo 1991.

De estos 25 proyectos destacan los siguientes por su alta ley: Anaconda '85 de la Región Los Libertadores Wari departamento de Ica, perteneciente a la CIA Minera Buenavista SRL. la ley es de 44.10 Au gr/Tc. Otro es el proyecto Mina Pallarnillo No 1 también en la misma región, departamento de Ayacucho, con una ley de 30.34 Au gr/Tc. y 2 mil 330 TM de reservas con una capacidad de producción de 30 TM al día.

Otros proyectos auríferos de notoria importancia son: Explotación Mina Cristal ubicada en la Región Nor Oriental del Marañón, departamento de Amazonas su ley es de 19.90 Au gr/Tc. tiene 6 mil TM de reservas y una capacidad de producción de 10 TM diarias.

Es de la Cia Minera Palos Verdes S.A. el Proyecto Mina Sacramento región Los Libertadores, departamento de Huancavelica con una ley de 16.20 Au gr/To con 14 mil TM de reservas y 30 TM de producción al día.

2.3 CARACTERISTICAS Y PROPIEDADES

2.3.1 Características y propiedades físicas y mecánicas

Densidad: Alcanza hasta 19.3 g/cm³, este valor elevado ha conducido al desarrollo de las técnicas de concentración gravimétrica.

Ductibilidad, maleabilidad: excelente, laminas de hasta 0.000125 mm. de espesor.

Dureza: 2.5 - 3 en la escala de Mohs.

Soldabilidad: excelente con oro, plata estaño, sin fundente y en cualquier llama.

Trabajabilidad en caliente: a cualquier temperatura reconocido 300°C (no es necesario)

Coefficiente de expansión lineal: $1.42 \times 10^{-5} / 1$ °C (a 20°C, $L_t = L_0(1 + 14.03t + 0.001629t^2 + 0.00000114 t^3) \times 10^{-6}$ entre 0 y 950 °C.

Resistividad eléctrica: 2.19 Mohm-cm (10 °C). (Coefficiente de temperatura 0.004/°C de 0 a 100°C)

Punto de Fusión: 1063.0 °C

- Punto de ebullición: 2950 - 2970 °C

- Conductividad térmica: 0.7003 cal/°C-cm-s
- Calor latente de fusión: 16.1 cal/g
- + Calor específico al estado sólido: 5.66 + 0.00124 T cal/mol-k; a 20 °C 0.0312 cal/g-°C
- Calor específico al estado líquido : 7.0 cal/mol-k
- Modulo de elasticidad: 1.08 - 1.16 × 10⁷ psi
- Resistencia a la tracción: 1.8-1.9 × 10⁶ psi
- Límite de endurecimiento: 4600 psi en 10⁷ ciclos.
- Suceptibilidad magnética: - 0.15×10⁻⁶ cgs.
- Reflectividad y emisividad: (Ver figura)
- f.e.m. térmica vs platino (Ver figura)
- Coeficiente de temperatura de la resistividad: (Ver figura)
- Efecto de elementos aleantes en la resistividad: (Ver tabla)

EFFECTO DE ELEMENTOS ALEANTES EN LA RESISTIVIDAD

Elemento 1 %	Resistividad M ohm-cm	% Incremento en la resistividad
Ag	2.82	28.2
Pd	2.90	31.8
Cd	3.07	39.5
Pt	3.30	50.0
Cu	3.59	63.3
In	4.50	104.0
Zn	4.93	124.0
Ni	5.10	132.0
Sn	7.60	245.0
Co	17.80	710.0
Fe	26.90	1220.0

OTRAS PROPIEDADES FISICAS DEL ORO PURO (99.99%)

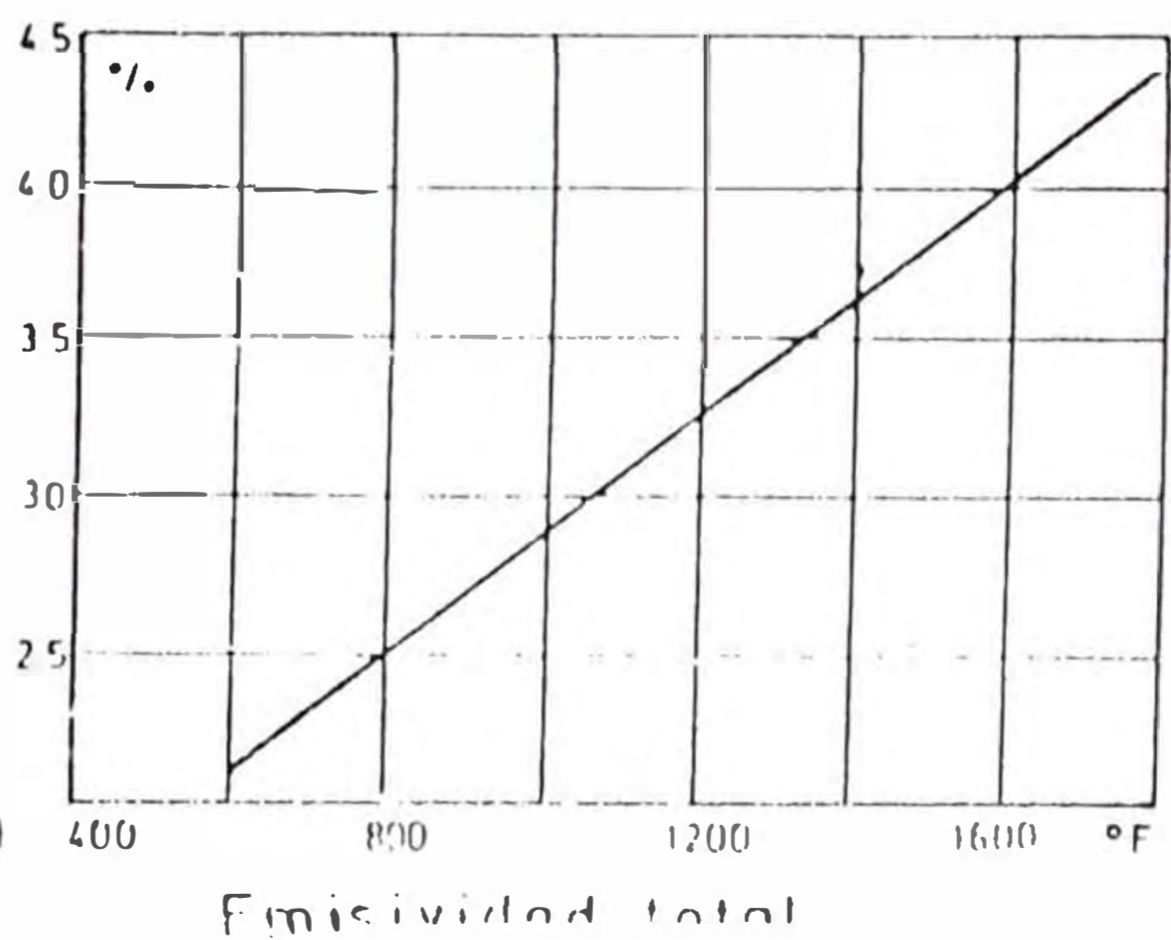
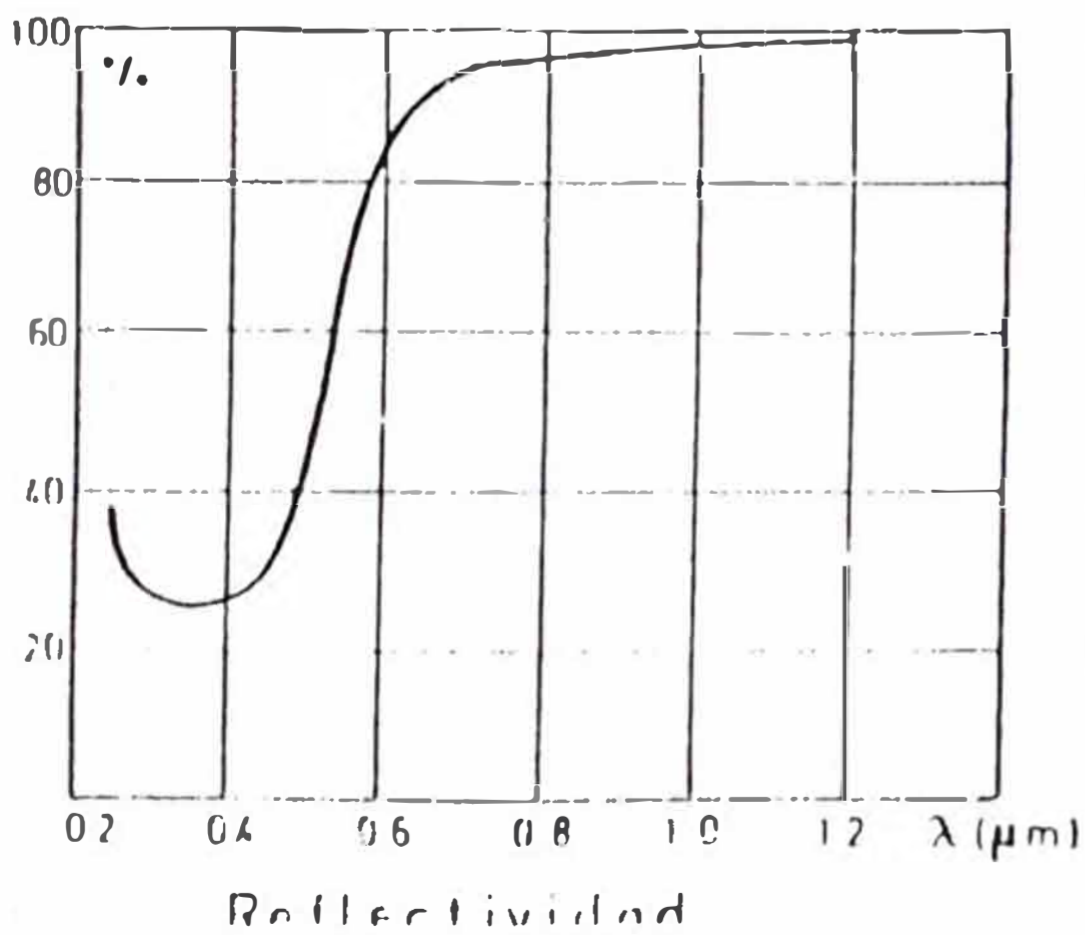
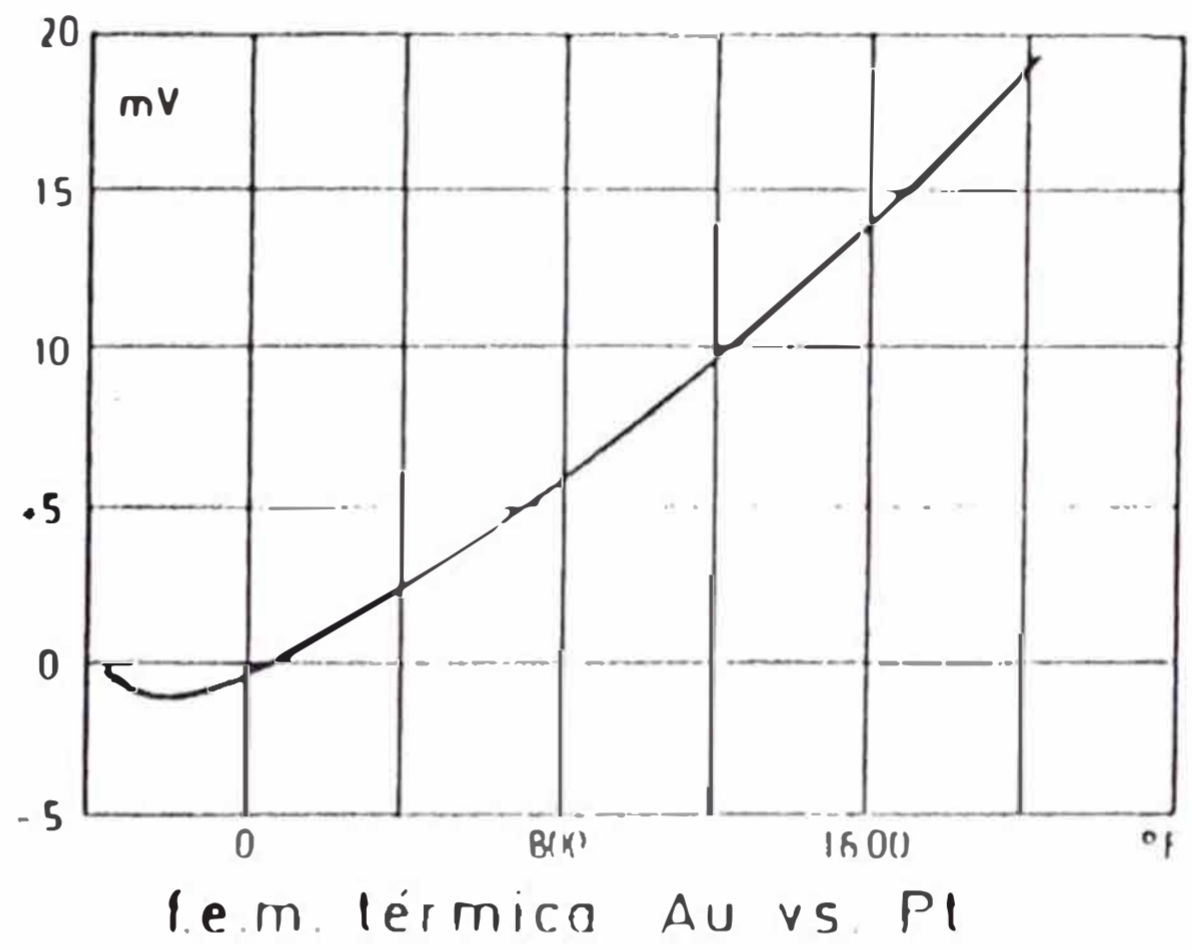
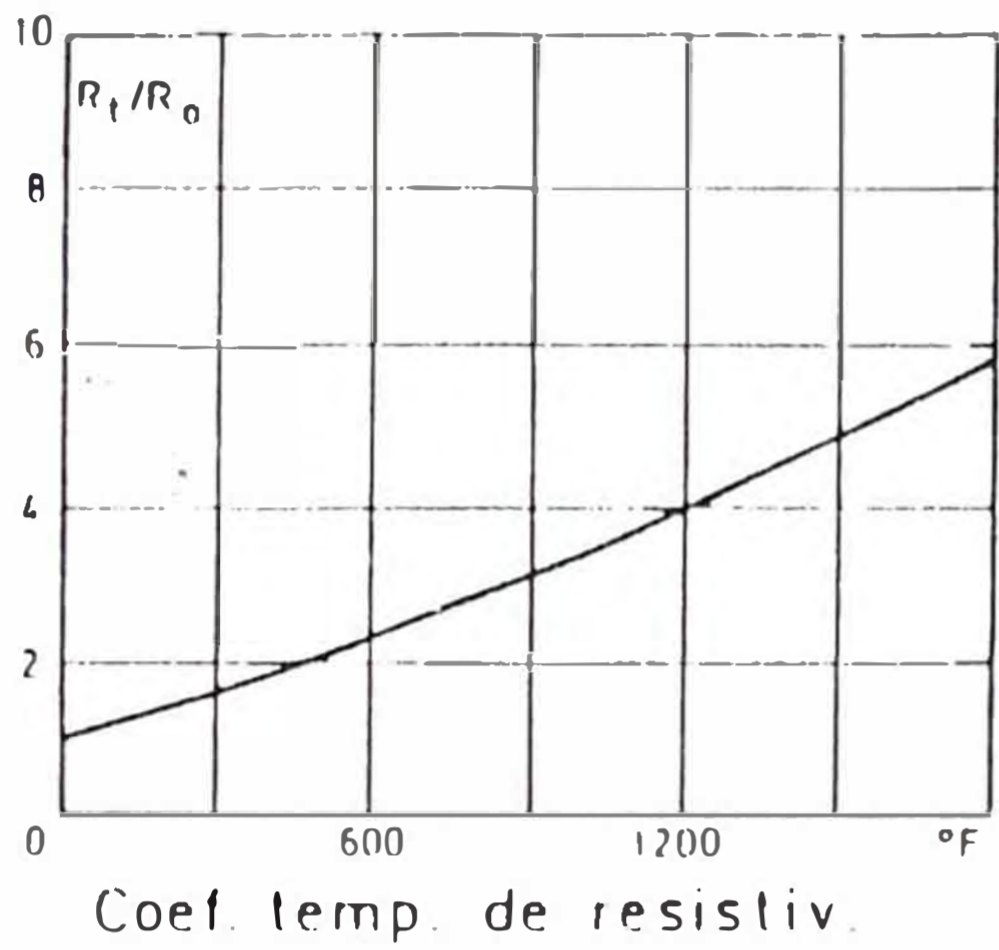


Fig. 2.3.1

2.3.2 Propiedades Químicas

- Símbolo: Au (del latín Aurum)
- Número Atómico: 79
- Cristalización: FCC (cúbico centrado en las caras)
 $a = 4.078$ Angstrom (a 20°C); mínima aproximación entre átomos 2.882 Angstrom.
- Peso atómico: 196.967
- Resistencia a la corrosión: El oro es resistente a varias condiciones altamente oxidantes, pero no a algunos de los halógenos, tiene gran resistencia a soluciones de ácido nítrico en ebullición, pero es rápidamente atacado por mezclas de ácido nítrico con clorhídrico, bromhídrico y nítrico y sulfúrico, y también por mezclas calientes de ácido nítrico y sulfúrico. Sin embargo se reporta una gran resistencia a mezclas de ácido nítrico y fluorhídrico y el ácido sulfúrico en ausencia de oxidantes (cloro, ion, férrico, etc.).

El oro puro no es atacado por el oxígeno, azufre, dióxido de azufre o selenio, pero a altas temperaturas el telurio reacciona con él. El oro es el más resistente a la corrosión después del platino, y las aleaciones del oro

con el platino no sólo tienen mejores propiedades químicas que el oro puro; sino también mecánicas, por esta razón este tipo de aleaciones se usa ampliamente en joyerías, medicina, odontología, industria, química, electrónica, etc.

El oro es sin embargo atacado en forma lenta pero constante por los cianuros alcalinos en presencia de oxígeno, sulfocianatos (más no así por los cianatos) y por las soluciones ácidas de Tiovera $\text{Cs}(\text{NH}_2)_2$ en presencia de oxidantes como Fe^{+++} , H_2O_2 , etc, estos han tenido una influencia decisiva en el desarrollo de la industria metalúrgica del oro en gran escala.

Las aleaciones del oro con la plata, cobre, estaño, plomo, y otros metales menos nobles, pueden conservar relativamente sus propiedades químicas y mecánicas dependiendo del nivel de los aleantes, el mercurio sin embargo ataca a todas con formación de amalgamas y pueden destruir toda la aleación.

Las aleaciones del oro con el platino, radio, y otros metales del grupo del platino si tienen mejores propiedades químicas y físicas,

y estos aleantes se utilizan para endurecerlo y darle mejor resistencia a la oxidación y decoloración en mejoras y aleaciones dentales.

El empleo del oro como recubrimiento electrolítico es de gran ventaja sobre aleaciones de cobre y plata, tanto para fines de joyería como electricidad, especialmente en circuitos electrónicos dada su gran conductividad (mínima resistividad) eléctrica, que no la supera ningún otro metal.

CAPITULO III

PROCESO DE CONCENTRACION DEL ORO

3.1 PROCESOS EMPLEADOS EN LA CONCENTRACION.

Los procesos que se emplean para separar el oro de sus gangas dependerán de varios factores como: Modo de concurrencia o clases de yacimientos, estado físico del oro y de sus gangas (dimensiones, distribución, etc), forma o estado químico en que se encuentra (nativo, asociado, minerales complejos, etc.) riquezas o ley del mineral, etc.

De los factores principales citados dependerá el proceso que se determine para el tratamiento de los minerales que se desee tratar, en primer lugar tenemos los procedimientos mecánicos aplicados a aquellos minerales en que el oro este en estado metálico y en condiciones físicas que hagan posible su fácil separación de las gangas, este es el caso de los lavaderos y algunas veces de los placeres auríferos.

Cuando el oro no está en tales condiciones hay que recurrir a algún reactivo que permita recogerlo o extraerlo de sus gangas. Los reactivos son tres y su empleo se clasifica de tres métodos especiales de la metalurgia del oro: el mercurio, el cianuro alcalino, el cloruro de sodio, que permitan poner el oro ya como amalgama, ya como cianuro doble, ya como cloruro para aplicarlas después el tratamiento final de extracción del oro.

A continuación se examinarán en orden: la concentración gravimétrica, amalgamación, flotación, recuperación como sub-producto de la extracción de otros metales tales como plata, cobre, plomo, etc; cianuración y el novedoso método de Lixivación con tioréa; cada método tiene su propio campo de aplicación, pero no siempre se puede pensar que son alternativas aisladas, la Tecnología metalúrgica actual encuentra mejores eficiencias y costos de tratamiento en procesos combinados, de mayor complejidad. Así algunas veces se emplean métodos mecánicos al mismo tiempo que la amalgamación, o se emplean los procedimientos mecánicos para obtener concentrados que después son tratados por otro método, otras veces se emplea la amalgamación para los minerales ricos y las colas son vueltas a tratar por uno de los procedimientos hidrometalúrgicos.

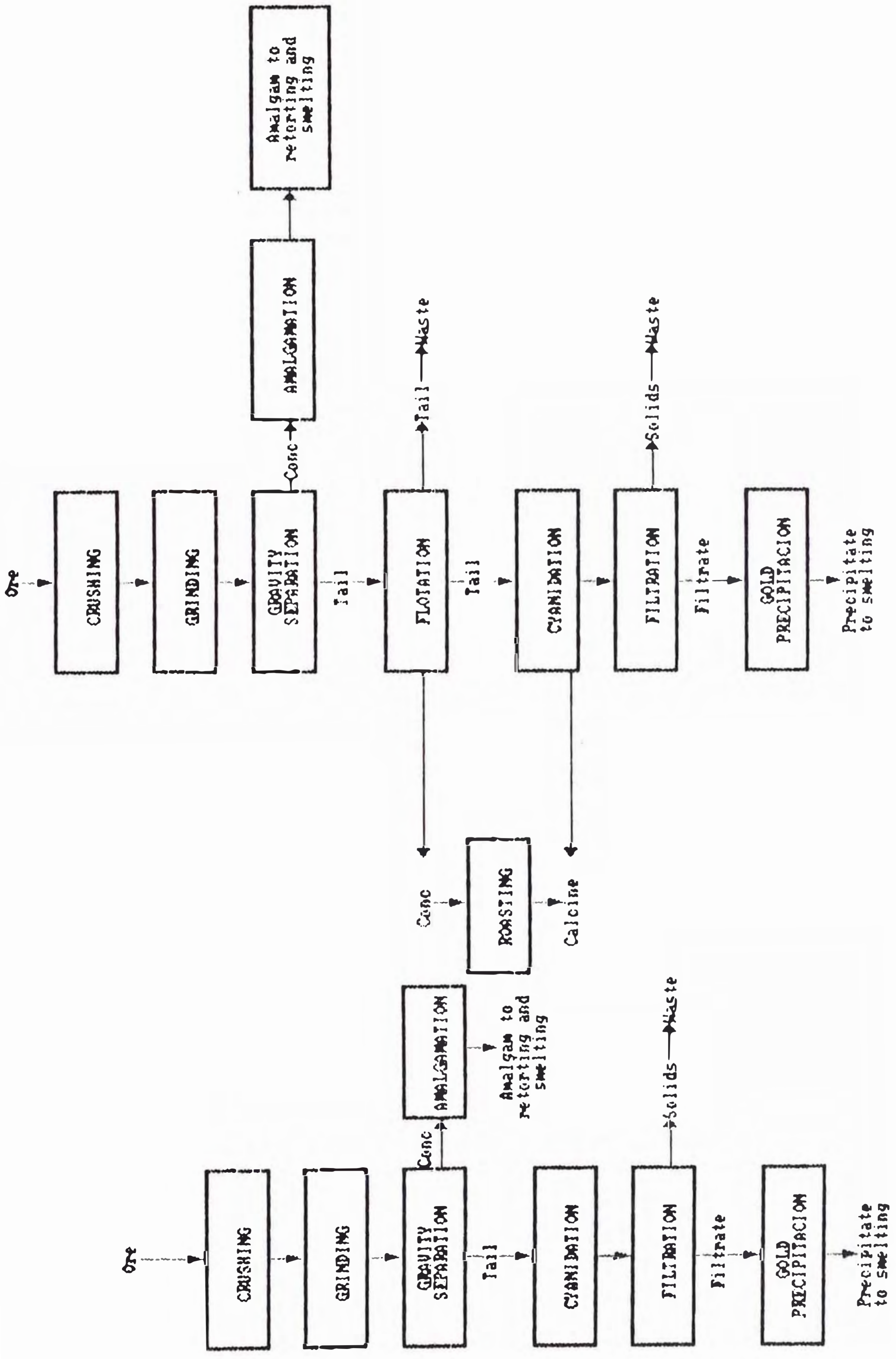
El proceso de cianuración ha sido aceptado como patrón de eficiencia desde hace muchos años, su aplicación en las plantas de lixiviación en pilas (heap leaching) de bajo costo, ha abierto una alternativa económica para el procedimiento de minerales peruanos, con el consiguiente beneficio que significaría al país.

En la siguiente página se presenta un cuadro del esquema general de tratamiento de las diversas minas auríferas y argentíferas, se podrá observar la variedad de métodos de beneficio para un mismo tipo de mena.

3.1.1 Concentración Gravimétrica

La concentración gravimétrica se aplica principalmente a minerales de placeres o también a minerales filonéanos que presenten una liberación adecuada y es muchas veces complementando con amalgamación, flotación, cianuración o una combinación de éstos.

El fundamento de la separación por gravedad del oro de los minerales estériles se basa en la gran diferencia de pesos específicos del oro (19,3) y la ganga arcillosa o sílicea (2,6-2,7) que permite relaciones de isodromía mayores a 11; y cuando el oro no se encuentra



atrapado en ella mientras que la pulpa residual es descargada al final de la placa. Para la preparación de la placa se prefiere utilizar una plancha de cobre limpia y pulida, sobre el cual se aplica un plateado electrolítico (o también con nitrato de plata) y encima una capa de mercurio uniformemente esparcida; de esta manera su limpieza es más fácil retirando la amalgama de oro y plata con una rasqueta o espátula. También se usan directamente las placas de cobre o metal Muntz (60 Cu/40 Zn) amalgamadas; las primeras absorben tanto mercurio que éste penetra en casi todo el espesor de la placa ($3/16''$ a $3/8''$) y se ensucian fácilmente por oxidación o agentes orgánicos (grasas p. ej.) perdiendo eficiencia. Las placas de metal Muntz no se ensucian ni oxidan al medio ambiente, y el mercurio sólo forma una amalgama muy superficial, haciendo fácil su limpieza pero a la vez más frecuente.

AMALGAMACION EN TONELES O BARRILES

Es un método muy antiguo que no ha sido totalmente abandonado; usan barriles manera de molinos, para el tratamiento de concentrados principalmente. Por lo general son de $3' \times 4'$ y giran a 20 RPM, y se carga en ellos

(arenas negras) para la obtención del oro de minerales filoneanos o de placeres, además se utiliza opcionalmente en circuitos de flotación y concentración gravimétrica para recuperar las fracciones de oro libre.

El fundamento del método es la facilidad de aleación del oro, plata, cobre, etc, con el mercurio líquido a temperatura ambiente; de la amalgama obtenida de oro y plata (30 a 45 % de Au + Ag) se obtienen los metales preciosos como un bullión después de destilar el mercurio en una retorta.

En la práctica no es muy común utilizar el mercurio directamente sobre el mineral o la pulpa, sino que se prepara para una pre-amalgama de mercurio y plata, que tiene mayor facilidad de "atrapar" los minúsculos granos de oro, y que, por tener consistencia pastosa, no es desintegrada fácilmente por la pulpa o corriente de agua, evitando mayores pérdidas.

AMALGAMACION EN PLACAS

Es tal vez el método de amalgamación más usado; consiste en pasar la pulpa de mineral o concentrado sobre una placa de cobre que tiene una capa de amalgama de plata; quedando el oro

suficientemente liberado, está acompañado a minerales pesados como la magnetita, casiterita, rutilo, titanio-magnetita, etc., que son también fácilmente separables de la ganga a manera de un concentrado de "arenas negras" de alto contenido aurífero.

La gravimetría es posiblemente el método más antiguo de obtención del oro aplicado por el hombre, su ingenio lo llevó a descubrir que el oro contenido en algunas arenas de riachuelos podía separarse por su mayor peso en un plato mientras se agregaba agua y se le daba un movimiento circular rítmico; fué así como se diseñaron y perfeccionaron las primeras bateas (pan).

Para producción continua por concentración gravimétrica se pueden utilizar equipos como sluices, jigs, mesas vibratorias, espirales concentradoras e hidrociclones especialmente modificadas para concentración de minerales pesados.

3.1.2 Amalgamación

Actualmente es un método complementario insustituible por su rapidez bajo costo en el tratamiento de concentrados gravimétricos

el mineral o concentrado, agua, mercurio, algunas bolas de acero y a veces la amalgama obtenida de la limpieza de las placas. Después de unas 4 horas de giro se detiene el barril y se retira la pulpa residual (que puede ser cianurada) con ayuda de agua, y también la amalgama que se envía a destilación.

DESTILACION

La amalgama de oro y plata es filtrado en una prensa para retirar el exceso de mercurio y luego se le da forma de bolas o ladrillos para introducirlo en una retorta horizontal o vertical, que puede ser de fierro, arcilla, carburo de silicio etc. se calienta gradualmente la retorta hasta la temperatura de ebullición del mercurio (357°C) y los vapores se hacen pasar por un serpentín enfriado por agua, que recupera nuevamente el mercurio al estado líquido y quedando en el recipiente una masa porosa con 500 a 950/1000 de Au.

El residuo de destilación se funde con bórax y sílice para producir un bullión de oro, plata y algunas impurezas residuales como cobre, mercurio, etc; en la fusión hay siempre

una pérdida de oro en la escoria y por volatilización.

El mercurio usado en amalgamación debe ser muy puro, y por ello el mercurio recuperado por destilación o de las prensas de amalgama es destilado nuevamente en presencia de cal y limaduras de hierro para descomponer los sulfuros; también se agrega carbón de madera para evitar la formación de óxidos volátiles.

Es importante que las retortas de destilación estén herméticamente cerradas para evitar el escape de los gases de mercurio que son muy tóxicos (producen una intoxicación acumulativa en el organismo y una enfermedad conocida como "saturismo", un envenenamiento excesivo con vapores de mercurio causa la muerte)

3.1.3 Flotación

La flotabilidad natural del oro natural y su asociación frecuente con los sulfuros han conducido muy pronto a la utilización de la flotación para la concentración de los minerales de oro.

Si bien es apreciable la cantidad de oro y plata recuperado como sub-producto en el tratamiento de concentrados de cobre, plomo, y zinc, es también considerable la cantidad de plantas de flotación que recuperan sus productos exclusivamente por los valores de oro y plata que contienen. En estos minerales el oro puede encontrarse al estado libre, debido a la gran oxidación sufrida por los sulfuros que lo contenían, o también asociados a sulfuros como la pirita, arsenopirita, calcopirita, o minerales de plata como la argentita, proustita, pirargirita (platas rojas), etc.

Para la flotación del oro nativo o sulfuros que lo contienen se usa casi sin excepción la ditiofosfatos dietílicos y dibutílicos secundarios de sodio (Aerofloat 208 y 238) reforzados por ditiofosfatos comunes (Aeroflat 25 y 31) y xantatos. También han dado resultados en la recuperación de teluros de oro y plata suficientemente buenos como para reemplazar la cianuración directa por cianuración de los concentrados de flotación.

En investigación metalúrgicas realizadas en el laboratorio se ha comprobado que el Promotor Aéreo 404 es un excelente reactivo

para la flotación de pirita y arsenopirita aurífera.

Los concentrados de flotación de oro y plata pueden tratarse por uno de los siguientes métodos.

- 1) Cianuración directa, o cianuración con tostación previa (oxidación y eliminación de As, Sb, etc.)
- 2) Lixiviación con agua regia en autoclaves y recuperación del oro con resinas orgánicas de intercambio iónico.
- 3) Fusión con concentrados de cobre y recuperación como sub-producto de la electrorefinación.

3.1.4 Recuperación como sub-producto

Más de la mitad del oro producido en el mundo se recupera como sub-producto en la refinación de metales básicos o comunes (cobre, plomo, zinc); la cantidad de plata recuperada de esta manera es también apreciable.

Existen dos vías por las cuales los metales preciosos son recuperados como sub-producto, la primera es por que los

concentrados de plomo, cobre, y/o zinc contienen cantidades apreciables de oro y plata (se conocen concentrados de más de 3 Oz/Tc y 400 Au Oz/Tc Ag), que no pueden ser separadas por flotación convencional, debido a la fina dispersión o diseminación de los metales preciosos, la segunda es porque las fundiciones o refineries incluyen en su lecho de fusión concentrados propiamente de oro y plata, a veces debido a leyes no muy altas para ser tratadas por lixiviación o debido a que el concentrado original de plomo, cobre o zinc ha sido mezclado ("cabeceado") con concentrado de oro y plata para lograr un mayor valor unitario en la comercialización.

Es en la fundición de concentrados de cobre donde se recupera la mayor cantidad de oro, éste pasa durante la fusión y conversión al cobre blister que contiene 97-98 % Cu y el resto Au, Ag, As, Sb, Pb, etc, durante la refinación electrolítica del cobre el oro y plata se precipitan como lodos (lodos anódicos) que, se dice, son suficientemente valiosos como para cubrir los gastos del proceso de refinación de cobre.

En la refinación electrolítica de plomo se recuperan también los lodos anódicos que son principalmente de Ag y una pequeña cantidad de Au. El tratamiento de ambos residuos de electrorrefinación de cobre y plomo consiste básicamente en fusión y refinación electrolítica; durante la fusión se eliminan y recuperan elementos como As, Sb, Bi, Cu, Se, Te y el bullión de oro/plata resultante (doré) tiene distinto tratamiento en función del contenido de oro o plata.

Los bulliones ricos en oro se refinan por el proceso wohwill (también aplicado a los bulliones obtenidos en cianuración) que consiste en una refinación en solución de cloruro áurico y ácido clorhídrico, la plata se recupera como cloruro que es posteriormente reducido y fundido y el oro catódico tiene 99.7% de pureza.

En la Oroya (Centromin Perú) se tratan conjuntamente los lodos anódicos de refinación de cobre y plomo que son alimentados a hornos de fusión y conversión; los lodos ingresan con 14-15% Ag y son limpiados del As, Sb, Bi y Pb, el metal obtenido (50-60 % Ag) se trata por copelación donde se recupera y elimina el Se,

Te, y Bi y quedando un metal doré con 97 % Au; éste se lleva a refinación electrolítica (Thum) y la plata catódica es fundida con nitrato de sodio y carbón y colocadas en barras de 33 kg (1000 Oz Troy, aprox.). El precipitado de oro obtenido en la refinación electrolítica de la plata, es secado y fundido en lingotes.

3.1.5 Cloruración

De los procesos hidrometalúrgicos (donde el oro es transformado en un compuesto soluble en agua, y posteriormente recuperado) desarrollados para el oro, la cloruración (clorinación) es el más antiguo, y posiblemente era conocido por los alquimistas medievales.

El método consiste en transformar el oro en cloruro áurico $AuCl_3$, soluble en agua, y posteriormente recuperados de la solución por precipitación con sulfuro de hidrógeno, sulfato ferroso, carbón, etc. Como se sabe de las propiedades químicas del oro, el cloro es un buen oxidante del oro, ya sea como gas o como solución acuosa del gas (agua de cloro); en el agua regia el ácido nítrico oxida al ácido clorhídrico para formar cloro elemental, que es

el responsable de la disolución y ataque oxidante del oro.

La cloruración directa de minerales auríferos es actualmente un procedimiento en desuso, habiendo sido ampliamente desplazado por el proceso de cianuración, más eficiente, luego de que fueron superadas las dificultades técnicas originales, así como el temor por la inherente toxicidad del cianuro y sus productos de descomposición. Sin embargo muchos autores opinan que, debido a la disminución de precios del cloro industrial, el método no debe descartarse y puede ser aún una alternativa especialmente en concentrados de flotación de oro y plata, que actualmente se tratan con agua regia.

3.1.5.1 Lixiviación

El cloro se empleó primeramente para la extracción del oro de los residuos de tostación de minerales arsenicales, que no podían ser recuperadas por amalgamación y que consistían esencialmente de óxidos de hierro y arsénico con leyes de 30 gr/TM Au. El método alcanzó mayor difusión en

el tratamiento de residuos de amalgamación; concentradas gravimétricos y de flotación, después fue desplazado por el proceso de cianuración.

Básicamente existían dos métodos para practicar la cloruración de un mineral, produciendo el cloro separadamente y luego hacerlo reaccionar con la pulpa, y produciendo el cloro en la misma pulpa de mineral aurífero; cabe notar que el tratamiento era discontinuo, pues no se habían aún perfeccionado ni patentado equipos como las agitadores y espesadores continuos, estos recién se difundieron con el proceso de cianuración.

Para la aplicación de ambos métodos se requiere que el mineral no contenga sulfuros ni compuestos de arsénico y antimonio; para eliminarlos se hacían tratamientos previos de tostación clorurante, que además convertían a óxidos al Ca, Mg, y Zn impidiendo su combinación posterior con el cloro; la plata sin embargo se

convierte en cloruro insoluble, que puede recubrir a las partículas de oro disminuyendo la eficiencia de lixiviación.

El método de producir el cloro separadamente por acción del ácido sulfúrico sobre el cloruro de sodio y peróxido de manganeso, haciendo actuar luego el gas sobre el mineral humedecido en tinajas, se conoce como el procedimiento Plattner. La producción de cloro se hace en un tanque de hierro, revestido en plomo, según la reacción:



Como quiera que esta reacción también produce algo de ácido clorhídrico, el cual, de ingresar a la lixiviación podría atacar a algunos sulfuros produciendo ácido sulfhídrico que precipitaría el oro, el gas, cloro se lava para eliminar el HCL que puede contener.

El mineral triturado se dispone en unas tinajas de madera con falso fondo

poroso de grava cuarzosa, a través del cual se difunde el gas cloro hasta saturar completamente la carga de mineral humedecido, procediendo a tapar la tina con una cubierta de fierro fundido, y dejando que la carga reaccione por uno o dos días. Al final de este período se destapa la tina y se agrega agua para lavar la carga hasta que no tenga oro soluble; la solución se deja clarificar por asentamiento y filtración y se envía a precipitación.

La cloruración en toneles o barriles giratorios se hace agregando los reactivos de producción de cloro en la misma carga (por lo general ácido sulfúrico e hipoclorito de calcio). Se han diseñado cilindros de hasta 16 toneladas de capacidad discontinua y giran a 4-12 RPM.

Según el eje horizontal, la pulpa se encuentra diluida a 60 % de sólidos aproximadamente y después de la lixiviación se deja asentar para retirar la solución rica que se envía a precipitación.

En cualquiera de los dos métodos la plata es transformada en cloruro insoluble y puede posteriormente recuperarse del residuo de cloruración por lixiviación con tiosulfato de sodio, esta fue una de las razones por las que el proceso de cloruración no alcanzó gran difusión en el tratamiento de minerales de oro y plata.

3.1.5.2 Precipitación

La precipitación del oro de la solución de cloruro áurico puede hacerse por diversos reactivos como el sulfato (o cloruro) ferroso, el sulfuro de hidrógeno y el carbón de madera o mineral; también es posible extraer el oro con resinas orgánicas de intercambio iónico.

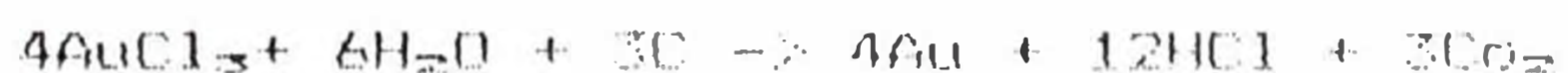
El sulfato ferroso reduce al cloruro áurico según:



con un consumo real, superior al estequiométrico debido a la oxidación del sulfato ferroso por un exceso de

cloro libre en la solución, el precipitado se filtra, seca y se funde en un crisol de grafito con bórax, cloruro de sodio y nitrato de potasio.

La precipitación con carbón o sulfuro de hidrogeno produce sustancias que deben ser primero tostadas o incineradas antes de fundirlas (carbón cargado con oro y sulfuro de oro respectivamente): se creía en un principio que el carbono precipitaba al oro según:



pero los estudios recientes con carbón activado en la recuperación de oro de las soluciones de cianuración indican que es posible también un fenómeno de adsorción del oro en la superficie del carbón. Este método puede considerarse como antecesor de los eficientes procesos de carbón en columnas, en pulpa y en lixiviación que han logrado una enorme difusión en la recuperación del oro y plata de sus minerales.

3.1.6 Cianuración

La cianuración en el método de tratamiento de los minerales de oro más largamente utilizado, enfocado a principios de siglo ha tenido mejoras continuas tanto a nivel de proceso como a su puesta en acción. Es pues un método bien establecido y simple, capaz de tratar los minerales de tipos diversos, mediante ciertas adaptaciones específicas.

Los desarrollos tecnológicos que impulsó el proceso de cianuración son innumerables, no sólo en la propia área industrial sino en otras ramas de la Metalurgia y la química, entre ellos se puede citar: los equipos de trituración y reducción de tamaño, filtros de vacío continuos, agitadores para lixiviación, espesadores y decantadores continuos, el sistema de Decantación Continua en Contracorriente (CCD) que se aceptado como práctica standard en las operaciones de lixiviación, etc.

El uso de zinc como precipitante en forma de virutas se modificó, tal como lo habían propuesto los inventores, a un fino polvo, alimentado continuamente a la solución previamente filtrada y desoxigenada, proceso

patentado por C. W. Merrill y T. B. Crowe en 1907.

Los últimos adelantos datan de la última década en que se empieza a utilizar carbón activado como precipitante (en realidad adsorbente) y la aplicación del proceso en minas de baja ley, lixiviadas en pilas o montones (heap leaching).

La toxicidad obvia del reactivo y las reacciones indeseadas con otros elementos presentes en el mineral han impulsado la investigación de otros lixiviantes para metales preciosos, entre los cuales la tioréa es el más importante. Sin embargo hasta la actualidad la cianuración es uno de los procesos más económicamente probados para la extracción de metales preciosos de sus minerales, y las dificultades que existían al principio han sido largamente superados en la mayoría de los casos.

Desde los inicios del proceso de cianuración en lo que se refiere a métodos industriales se hicieron conocidos dos métodos de tratamiento para la cianuración de minerales de oro y plata: el primero llamado "Sand

"leaching" (lixiviación de arenas) se aplicaba a minerales que no requerían una gran liberación, usualmente mayor a malla 45; el segundo, llamado "Slime leaching" (lixiviación de finos o lamas) se aplicaba a minerales que requerían una liberación muy fina, generalmente menor que malla 100.

Una gran cantidad de plantas de cianuración utilizaban ambos métodos, para lo cual se separaba el mineral después de la molienda (entre los equipos diseñados especialmente para este propósito estaban los clasificados de rastrillos, espirales, de taza, y finalmente los hidrociclones), la fracción gruesa se lixiviaba en pozas o tanques de madera por percolación de la solución de cianuro en forma ascendente o descendente, la fracción fina se lixiviaba en agitadores y posteriormente se filtraba la pulpa para recuperar la solución pregnant.

Con la invención del espesador continuo de rastrillos se impulsó el desarrollo de un nuevo método llamado all Slime leaching (todo fino) que consistía en la molienda de todo mineral con clasificación en circuito cerrado, lixiviación en agitadores y recuperación de la

solución en espesadores por Decantación continua en Contracorriente (CCD); método considerado convencional desde hace más de 40 años.

Es conveniente hacer notar una vez más el gran desarrollo tecnológico impulsado por la cianuración en el diseño de nuevos equipos que hoy son standard en muchas otras industrias.

3.1.6.1 Cianuración convencional

Hasta hace muchos días es uno de los métodos más eficientes para el tratamiento de minerales de oro y plata por cianuración, y si bien los nuevos procesos puestos en práctica requieren menor control en varias etapas, el método convencional es todavía preferido por gran cantidad de empresas mineras.

El diagrama de flujo de la página siguiente describe en forma esquemática el proceso de cianuración convencional, que consta de las siguientes etapas:

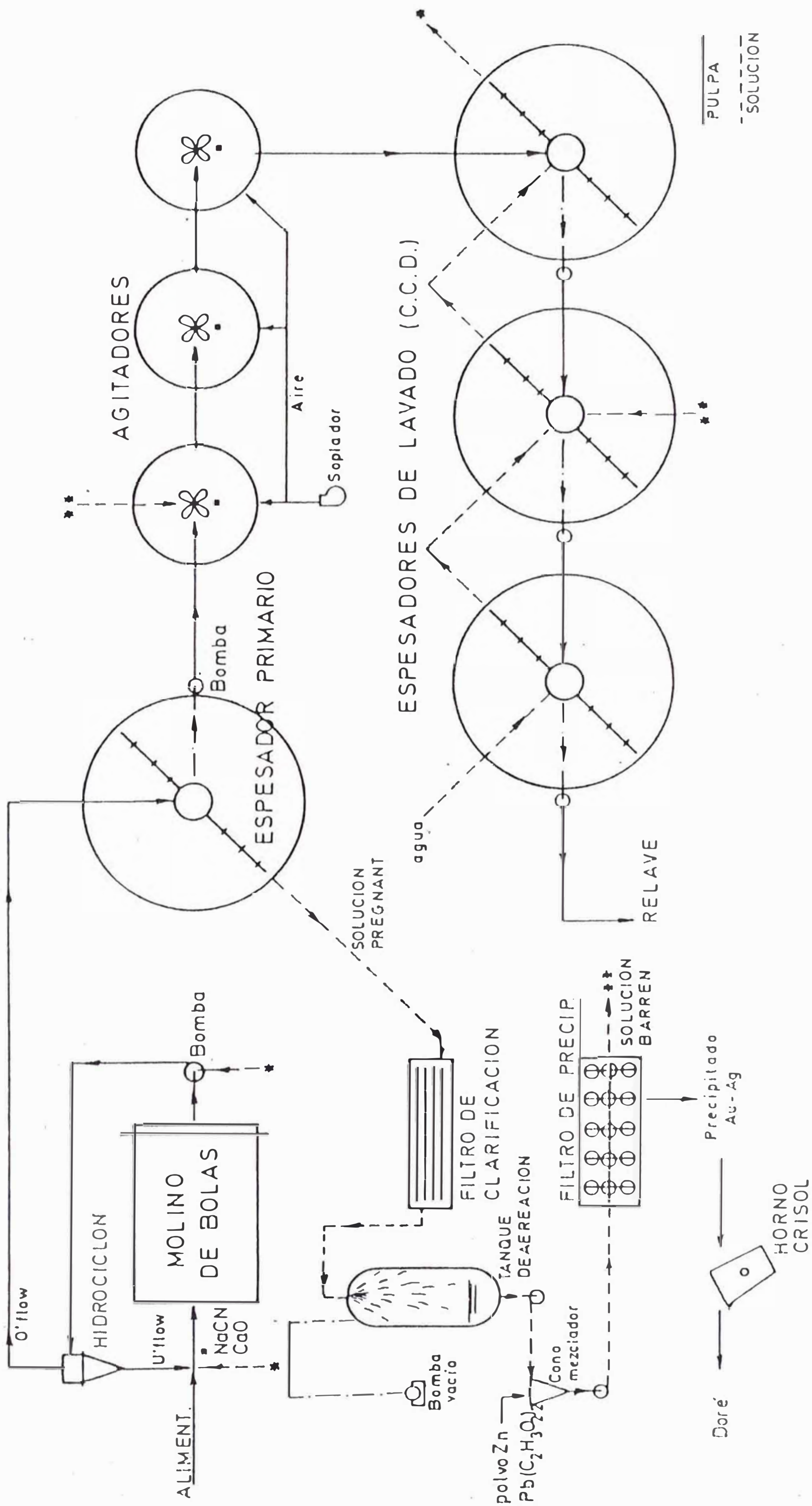


DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE CIANURACION CONVENCIONAL.

1) Molienda y clasificación

El mineral triturado en seco (2 ó 3 etapas) es alimentado al circuito de molienda en circuito cerrado con el propósito de moler las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción de cianuro que se agrega desde esta etapa (se logra extracciones de 30 a 85 %).

2) Espesamiento primario y lixiviación

La pulpa obtenida de molienda se sedimenta en un espesador llamado primario del cual se obtiene la solución rica (pregnant) que se envía a precipitación y la descarga espesada que se envía a lixiviación. La lixiviación se realiza en 3 agitadores a 30-50 % sólidos con adición de aire y con un tiempo de retención de hasta 48 hrs. los agitadores pueden ser mecánicos (DORR) con hélices o rastrillos o verticales con agitación únicamente por aire comprimido (Brown o Pachuca), el número mínimo es 3 para

evitar el corto-circuito del material durante la lixiviación.

3) Decantación continua en contracorriente

La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado para recuperar todos los valores y diluir sucesivamente la pulpa en 3 o 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que la pulpa y la solución circulen en sentidos contrarios, enriqueciéndose la solución y empobreciéndose la pulpa en contenido valioso, de allí el nombre de Decantación Continua en contracorriente (CCD). La pulpa sedimentada del último espesador constituye el relave lavado y la solución o rebase del primer espesador se recircula a molienda; la eficiencia de lavado en CCD es superior al 99 %, dependiendo del número de etapas.

4) Precipitación y refinación.

La solución pregnant obtenida del espesador primario se envía a precipitación continua con polvo de zinc según el proceso Merrill - Crowe: primeramente la solución es clarificada en filtros de hojas y/o con camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la de reacción (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío, reduciendo el contenido de oxígeno de 5-6 ppm a 0.5 ppm con un vacío de 22"Hg (esto es una presión absoluta de 0.25 atm); la solución deareada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino (-200 o -325 mesh), recuperándose el precipitado de oro-plata en filtros prensa.

El precipitado obtenido se seca y se funde con bórax, carbonato de sodio y sílice para reducirlo a bullión que contiene 10-15% de impureza (Zn, Cu, Pb) y el resto oro

y plata, si la ley de plata no es alta, el bullión puede enriquecerse lavando previamente el precipitado con ácido para eliminar la plata, zinc y otras impurezas; posteriormente varios bulliones (doré) se funde en lingotes y se envían a refinación electrolítica.

3.1.6.2 Cianuración de concentrados

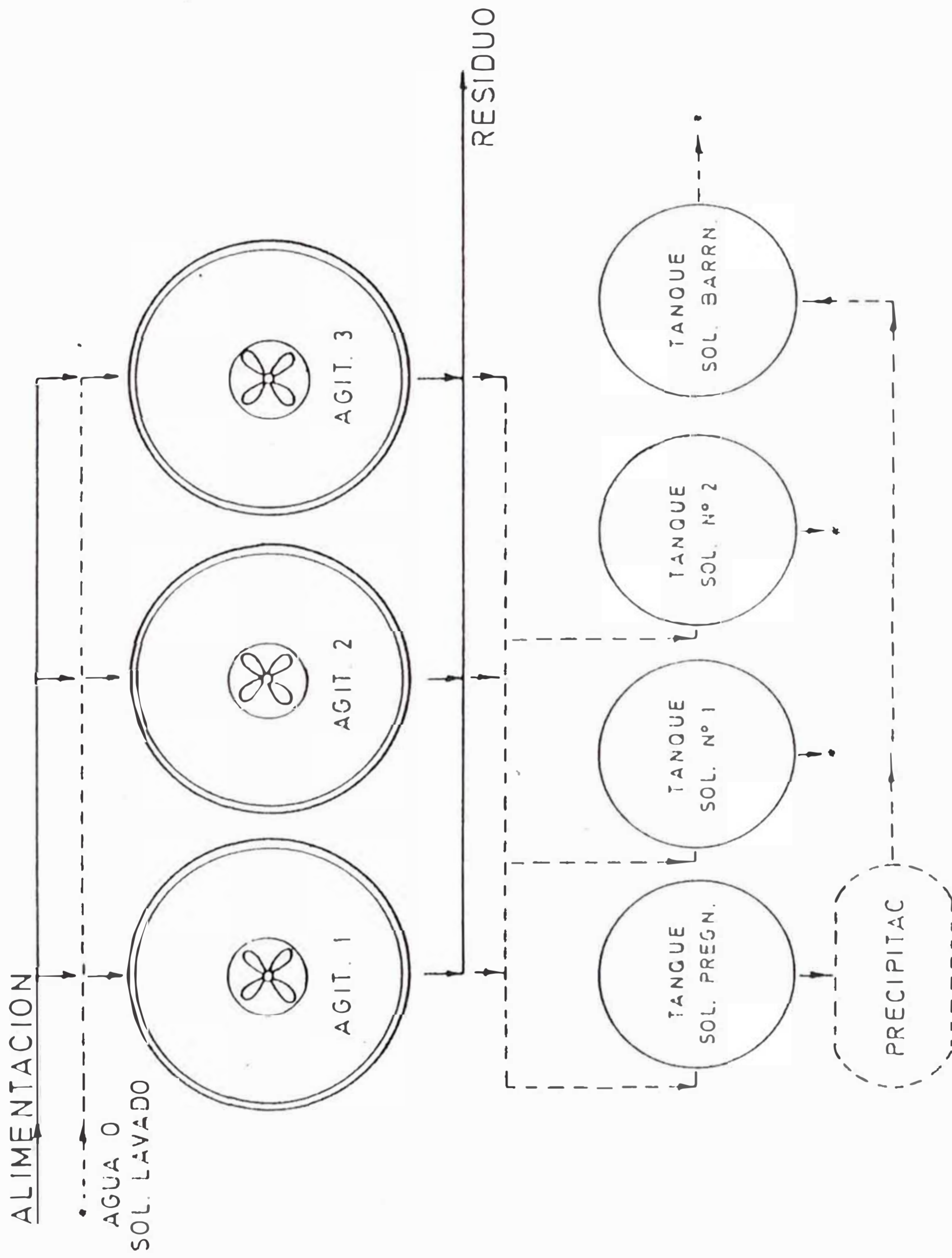
La cianuración de concentrados de flotación de oro y plata difiere fundamentalmente de la cianuración convencional en la escala de procesos y en que el tratamiento es discontinuo (batch).

Salvo casos especiales, la remolienda de los concentrados no es prácticamente muy difundida por el alto costo, si bien compensado por la considerable extracción conseguida por la molienda en solución de cianuro. Los concentrados usualmente se someten a preareación y agitación en solución alcalina para eliminar y oxidar las

sales solubles que son nocivas al proceso.

La lixiviación propiamente dicha se lleva a cabo en 3 agitadores que funcionan también como espesadores para decantar la solución; también es usual realizar la lixiviación en 8 o más agitadores verticales tipo Brown (Pachuca) que utilizan exclusivamente aire comprimido para mantener la pulpa en suspensión. De esta manera la lixiviación y el lavado de la pulpa se lleva a cabo en los agitadores recirculando entre ellos las soluciones decantadas (según esquema de la página siguiente) y enviando la solución pregnant a precipitación.

La eficiencia de lavado no es tan alta como en la decantación continua en contracorriente pero supera normalmente el 97%, es de esperar que el consumo de reactivos en este tipo de proceso sea mucho mayor que en el proceso convencional debido a la concentración de las especies en el producto obtenido en la flotación.



ESQUEMA DE CIANURACION BATCH DE CONCENTRADOS

3.1.6.3 Cianuración con recuperación con carbón activado

Existen dos métodos para utilizar el carbón activado en la recuperación del oro y plata de la solución pregnant.

- 1) Por tratamiento de la solución clarificada con carbón activado granular, percolando la solución ascendente en columnas (CIC).
- 2) Por adición del carbón a la misma pulpa de cianuración, recuperando el carbón en cedazos vibratorias; si el carbón se agrega después de la lixiviación en agitadores tipo air-lift el proceso se denomina carbón en pulpa (CIP), pero si el mineral contiene sustancias gráficas que reprecipiten al oro, el carbón se agrega directamente a la pulpa durante la lixiviación y el proceso se denomina carbón en lixiviación.

Una variante de los procesos CIP o CIL consiste en utilizar carbón activado más fino mezclado con

magnetita y sintetizado con un aglomerante como silicato de sodio; este proceso denominado MAGCHAR / (Magnetic Charcoal) tiene la ventaja de no requerir una molienda tan fina del mineral para pasar los cedazos, el carbón más fino se recupera con un mínimo de pérdidas y ofrece mayor superficie de adsorción; algunas desventajas podrían ser el mayor costo de instalación de separadores magnéticos y menor capacidad de carga del carbón magnético debido a los agentes diluyentes (magnetita, aglomerante, etc.).

El proceso CIC, requiere como se ha remarcado, soluciones clarificadas y por ello no se utiliza comúnmente en lixiviación de finos (all-slime); ya que sólo se modificaría la planta de recuperación respecto al proceso convencional y no habría ahorro de instalación de espesadores; en cambio el uso del proceso CIC es ideal en lixiviación por percolación; donde si se obtienen soluciones bastante

clarificadas que se pueden precipitar directamente.

Básicamente, el proceso CIC se lleva a cabo en 5 columnas cilíndricas dispuestas en serie; que se cargan con carbón activado 6x16 ó 16x20 y a través del cual circula la solución en forma ascendente. Cuando el carbón de la primera columna ha sido suficientemente cargado con unas 300 Oz/Tc Au se retira de las columnas con carbón fresco reactivado, funcionando así el proceso en contracorriente.

Puede verse en la página siguiente el esquema de un proceso CIP con la unidad de desorción y electro deposición, se muestra también el diseño de una típica columna de carbón activado que se usa en el circuito.

Los procesos de carbón en pulpa o lixiviación (CIP o CIL) ofrecen una reducción considerable de costos de instalación al eliminar los espesadores primarios y de CCD, la adsorción del oro y plata en el carbón también

funciona en contracorriente, el carbón activado se agrega al último de los agitadores air-lift (elevación de la pulpa con aire para no degradar mecánicamente el carbón) y avanza en dirección opuesta a la pulpa enriqueciéndose en oro y plata, mientras la pulpa se empobrece hasta el último agitador, donde se descarga como relave final de la planta.

Los cedazos vibratorios están previstos de mallas de jebe para no degradar el carbón, usualmente malla No 30 y el carbón puede ser 10x16; la pulpa molida a menor tamaño (-65 ó -100 mesh) pasa a través del tamiz y el carbón queda retenido, el carbón avanza al agitador anterior y la pulpa al siguiente agitador.

La razón de cargar el carbón activado en contracorriente con la pulpa o solución es que el carbón fresco reactivado tiene mayor facilidad de eliminar las trazas de Au o Ag de las soluciones pobres, mientras que el carbón ya cargado disminuye su

capacidad de adsorción a medida que aumenta la ley. Así, el carbón cargado se retira del primer agitador y se envía a desorción para recuperar el oro y plata adsorbidos.

En la página siguiente se muestra el diagrama de flujo de la planta de la Golden Sunlight Mines con doble circuito CIP y CIC; nótese en este, la novedad de realizar un lavado en contracorriente de la pulpa con hidrociclones, de los cuales no se obtiene una solución clarificada, como es de esperar, pero si un menor volumen de pulpa que es esperada para enviar overflow y underflow a CIC y CIP respectivamente, con un considerable ahorro de instalación y ahorro de energía; esta planta se encuentra ubicada en Montana, USA y esta en operación desde 1983.

3.1.6.4 Cianuración por percolación

En la actualidad, la cianuración por percolación de minerales de oro y plata; se realiza por los tradicionales métodos aplicados desde hace tiempo a minerales oxidados de cobre.

Es así que la lixiviación en pilas (heap-leaching); en botaderos o desmontes de mina (dump-leaching); misma mina (in situ = leaching), han cobrado en la última década un auge inusitado en la metalurgia del oro.

La lixiviación en pilas es realizada con mineral triturado hasta 1/2" aproximadamente (el rango de trabajo va desde 1/4" hasta 1/2" según el tipo de mineral) y apilado en forma conveniente sobre un piso impermeabilizado (pad) que se prepara con material sintético o arcilla compactada y que tiene una pendiente apropiada (2-5%) para la recolección de la solución. La pila es rociada con solución de cianuro por medio de aspersores, esta solución percola a

través del mineral apilado disolviendo los valores de oro y plata, es recuperada como solución pregnant (rica) en el pad y luego en una poza de recolección; de allí se envía al sistema de recuperación que puede ser convencional con polvo de zinc o columnas de carbón activado (CIC).

La solución barren (pobre) se regenera en contenido de cianuro y cal y se recircula a lixiviación.

3.1.6.5 Ventajas y desventajas comparativas

Cada uno de los métodos citados tienen sus propios méritos y desventajas, y su aplicación depende de muchos factores como son inversión, capacidad de tratamiento, docilidad del mineral, etc.

El método convencional (agitación / CCD) es probablemente eficiente, pero el costo de tratamiento es mayor comparado con los procesos CIP o CIL; la reducción de costos de estos últimos es de 10 a 40 % tanto en instalación como en operación, pero probablemente

dentro del rango de $\pm 20\%$ aplicable a un proyecto de este tipo. En cuanto a Heap Leaching, la reducción de costos es de 60 % comparado con los métodos continuos y su elección es preferible si el mineral es adecuado y las leyes no son muy altas como para desprestigiar un 15-20% menos en la recuperación.

En la página siguiente se muestra algunos gráficos y tablas comparativas de costos y beneficio metalúrgico de los diversos procesos citados. Diversas discusiones técnicas han concluido que el proceso CIP o CIL es preferible en minerales arcillosos y de sedimentación que el método CCD sigue siendo adecuado en minerales de plata mayormente, pudiéndose eliminar la precipitación con zinc por electro obtención directa para regenerar el cianuro combinado y disminuir los costos en este rubro. Heap-Leaching es preferible en minerales de ley no muy alta (menos de 0.08 Oz/Tc) y de características adecuadas.

3.2 EQUIPOS PARA EL PROCESO DE CONCENTRACION

Las operaciones de concentración de minerales, dependen en alto grado del tamaño o distribución de tamaños de las partículas que intervienen en estas operaciones.

La fig. 3.2.I muestra los rangos de tamaños de partículas en los cuales algunas operaciones y procesos de beneficio de minerales son más eficientes, excluyendo al carbón.

La tabla 3.2.II nos relaciona las características del mineral - propiedad utilizada y el tipo de operación a realizarse.

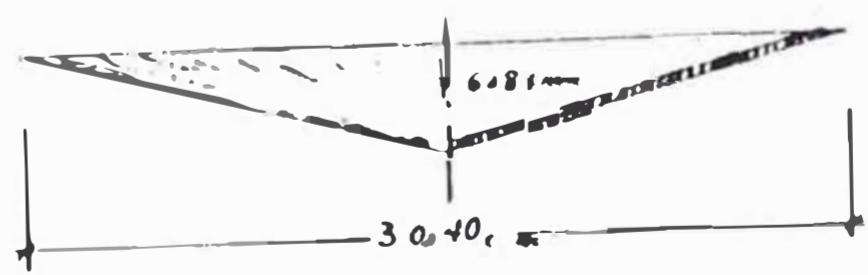
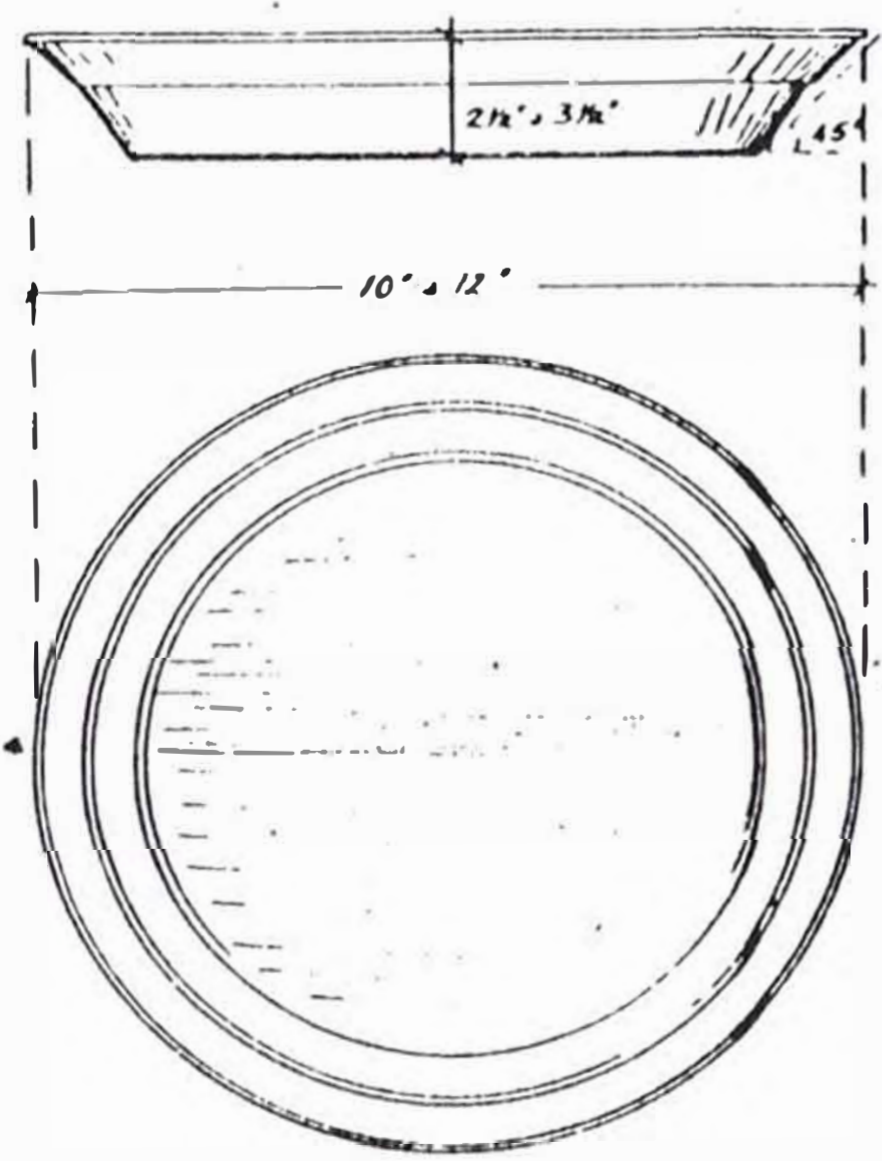
En lo que se refiere a equipos para el proceso de concentración de mineral de oro son diseñados de acuerdo al método de obtención del oro, tenemos como ejemplo las bateas (pan) que tan ampliamente se usaron en el oeste norteamericano durante la "fiebre del oro" del siglo XIX. También tenemos los sluices, jigs, mesas vibratorias, barriles de amalgamación, espiral concentradora, hidrociclones, las pachuca, agitadores mecánicos.

A continuación se describirá algunos de los mencionados, así como se mostrará sus respectivos esquemas.

TABLA 3.2.II

CARACTERISTICAS DEL MINERAL	PROPIEDAD UTILIZADA	TIPO DE OPERACION.
Color -lustre	Reacción óptica	Clasificación manual de la mena y con equipos automatizados accionados por luz reflejada.
Radioactividad	Emisión de rayos gamma.	Mecanismo automatizado accionado por un contador de centellas o chispas.
Gravedad específica, masa.	Diferencia de desplazamiento en un fluido, debido a sus diferentes efectos flotantes	Separación gravimétrica de arenas y gravas por medios densos, jigs, mesas espirales, etc.
Forma	fuerzas de fricción desarrolladas en una corriente laminar.	Separación de mesa por corriente laminar.
Actividad superficial	Adsorción de cationes específicos, para modificar la tensión superficial.	Flotación por espumas y aglomerados en mesas para recuperar los minerales aerofílicos.
Reactividad química.	Disolución con reactivos apropiados	Hidrometalurgia, proceso de lixiviación para recuperar oro, plata y ciertos metales básicos.
Ferromagnetismo	Magnticas	Campos magnéticos usados para recuperar los minerales que se desee.
Conductividad superficial.	Movilidad de electrones en la superficie de la partícula.	Separadores de alto voltaje.
Textura, dureza.	Diferencia de respuestas al chancado molienda, tamizado y clasificación.	Separación por aire de fibras de asbesto separación de diamantes del cuarzo y de otros minerales.

Lateas (Pan): cuando se desea investigar un tipo de arena por contenido aurifero se trabaja en el plato o batea llenandolo a 2/3 de su capacidad y con un deposito de agua o una corriente moderada se introduce el agua para desmenuzar manualmente los terrones de arcilla y luego con un movimiento circular y de sacudida (estando el plato a nivel de inmersión en el agua) se va eliminando la ganga más liviana, quedando en el fondo los guijarros; la arena gruesa y los minerales pesados, entre los que se encuentra el oro. El concentrado de "arenas negras" que contiene el oro se puede amalgamar o analizar químicamente por fusión. En la siguiente figura puede verse el esquema y dimensiones típicas del plato (pan) de cateador y la batea de madera cónica.



ESQUEMA Y DIMENSIONES DEL PAN Y BATEA DE CATEADOR.

SLUICES

Son unos canales o arcaduces de madera que tienen en el fondo obstáculos transversales a la corriente donde puedan concentrarse los minerales pesados, el esquema y dimensiones pueden verse en la página siguiente por lo general el extremo de alimentación es más ancho que el que descarga permite transportar el mineral y separar las fracciones más densas en los travesaños de madera (rifles) ubicados en el fondo. Para minerales más finos se pueden utilizar también telas toscas como yute o corduroy grueso que sirven como rifles para lograr la separación de los minerales pesados.

JIGS

Son equipos que se utilizan para concentrar minerales pesados como el oro, plata, galena, etc. en tamaño grueso (generalmente de 1/8" a 3/8") por medio de una corriente ascendente y pulsante de agua. El procedimiento de concentración con jigs (jigging) se aplica directamente a minerales de mina triturados, o en circuitos de molienda cerrada, para evitar el retorno de las fracciones pesadas del mineral a remolienda.

El equipo consta de una biela que es accionada por una excéntrica y que produce un movimiento

alterado en un diagrama flexible de caucho; este funcionamiento esta sincronizado con una válvula ("de media luna") que permite la entrada de agua cuando el diagrama asciende (evitando la succión del mineral) y que cierra la entrada de agua cuando el diagrama desciende (produciendo otro "pulso" de agua en el mineral). La acción combinada de la velocidad de la excéntrica, flujo de agua desplazamiento del diagrama y una capa de mineral denso o de billas de acero ubicadas sobre una malla metálica, produce la separación en las fracciones en un recipiente cónico, mientras que la ganga, liviana es descargada en la superficie con una corriente de agua.

La concentración con jigs es bastante eficiente y económica y permite separar en un circuito común de molienda, oro nativo, sulfuros de plata y oro, galena, y otros minerales pesados; por lo general es seguido de amalgamación del concentrado y flotación de las colas, o un proceso combinado de flotación y cianuración de los residuos, que todavía contienen valores de oro y que por el tamaño de liberación no pueden ser recuperados con estos equipos.

HIDROCICLONES

Los hidrociclones utilizados en concentración gravimétrica difieren de los fraccionamiento

(clasificación) en el diseño; la sección cónica tiene un ángulo tan pronunciado (130° ó más) que casi ha desaparecido incrementándose correspondientemente la sección cilíndrica (ver esquema).

La alimentación de la pulpa es convencional: por medio de una bomba centrífuga, que impulsa tangencialmente a la pulpa dentro de la sección cilíndrica produciendo una elevada rotación. La fuerza centrífuga separa las fracciones pesadas de las livianas; las primeras son descargadas en la parte inferior (ápex) mientras que el mineral fino y liviano es arrastrado por un remolino secundario, (inferior) que lo eleva hasta la tobera superior de descarga (vortex). Los hidrociclones permiten preconcentrar los minerales auríferos, elevando leyes de 0.05 gr/m^3 hasta cerca de 1 gr/m^3 , estos preconcentrados son posteriormente tratados en otros equipos como espirales, mesas, jigs, etc.

Los hidrociclones convencionales también se utilizan en concentración gravimétrica, pero con fines complementarios como deslamado, fraccionamiento, espesamiento.

Las grandes operaciones de dragado requieren de equipos continuos de gran capacidad, para ello los hidrociclones son indispensables, ya que son equipos

muy versátiles que ocupan poco espacio en comparación a otros equipos convencionales.

PACHUCAS

Son los reactores cilíndricos de forma alta, con fondo liso o cónico, en los que el aire inyectado por lo bajo, en un tubo central asegura una circulación de la "pulpa" en la cuba (tina).

BARRILES DE AMALGAMACION: Ver esquema.

MESAS VIBRATORIAS

Patentadas por las firmas americanas Wifley y Deister y que prácticamente se conocen con esos nombres comerciales; permiten la recuperación de minerales pesados en tamaños de 0,3 a 0,15mm. (malla 48/100) por medio de un movimiento alterado o desacudida en una superficie rectangular ligeramente inclinada, y en la cual existen unos rifles de madera que permite realizar con estos equipos funciones de preconcentración y limpieza de concentrados, separando por acción del movimiento vibratorios y una corriente de agua las distintas fracciones pesadas del mineral en función de su densidad, se puede separar así, desde el extremo de la mesa, las arenas negras, galena, pirita, cuarzo, y ganga arcillosa, que es prácticamente lavada por el agua.

La capacidad del equipo esta en función del tamaño de la mesa, pudiendose instalar varias unidades en paralelo para el tratamiento de grandes volúmenes de pulpa: las pruebas de laboratorio realizadas con equipos de 15" x 40" generalmente, pueden perfectamente escalarse a nivel piloto e industrial con la misma eficiencia.

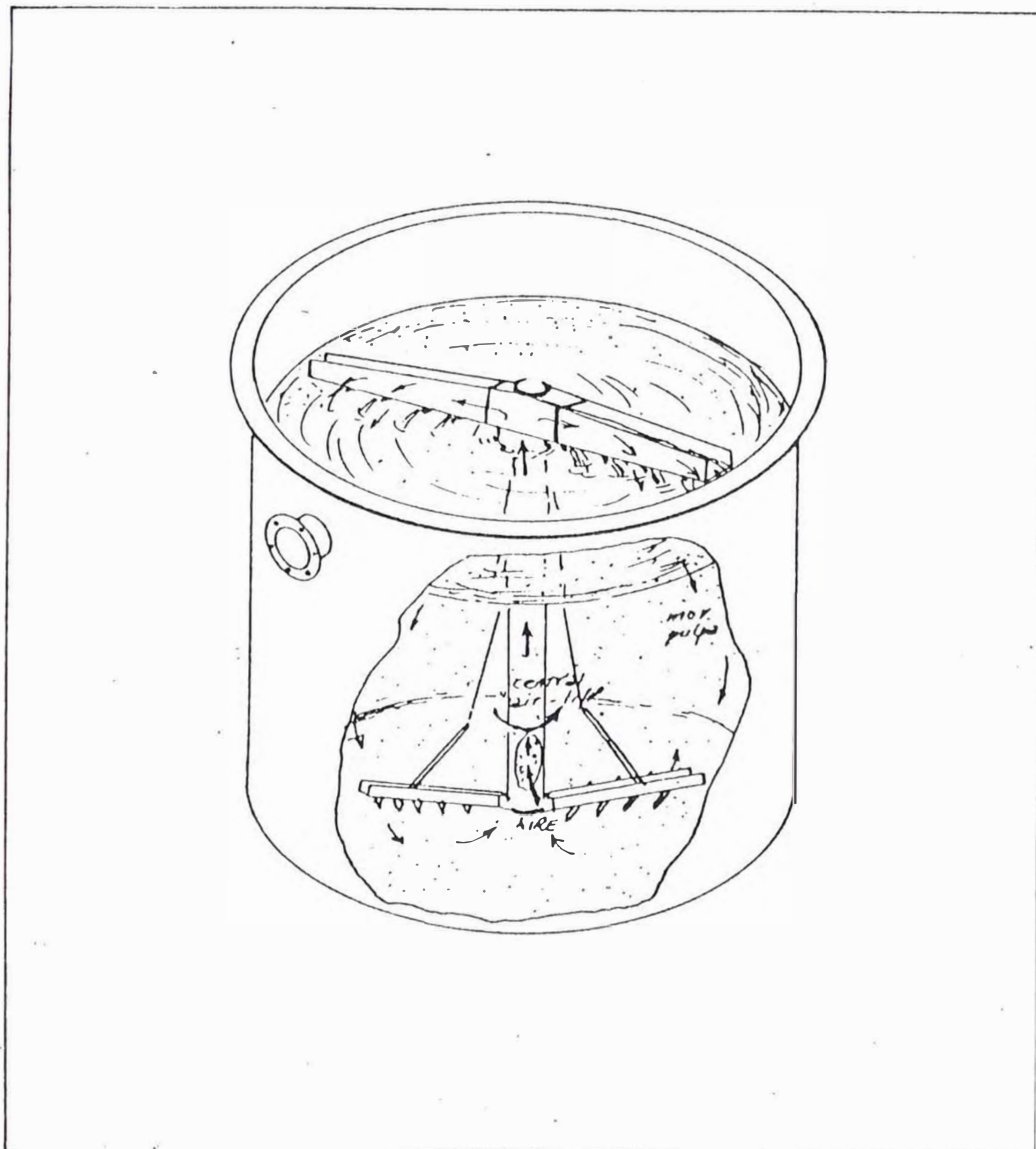
ESPIRALES CONCENTRADORAS

Conocidos con el nombre de las firmas fabricantes Humphrey y Reichert; son equipos de gran eficiencia, pero un tanto voluminosos para la capacidad conseguida por mesas Wilfley mucho más pequeñas. Constan de una espiral de fierro fundido o de material sintético (adiprene, vulcolán) de sección semicircular, de cinco o seis vueltas completas, ubicadas en forma vertical y con un paso de 13" a 15".

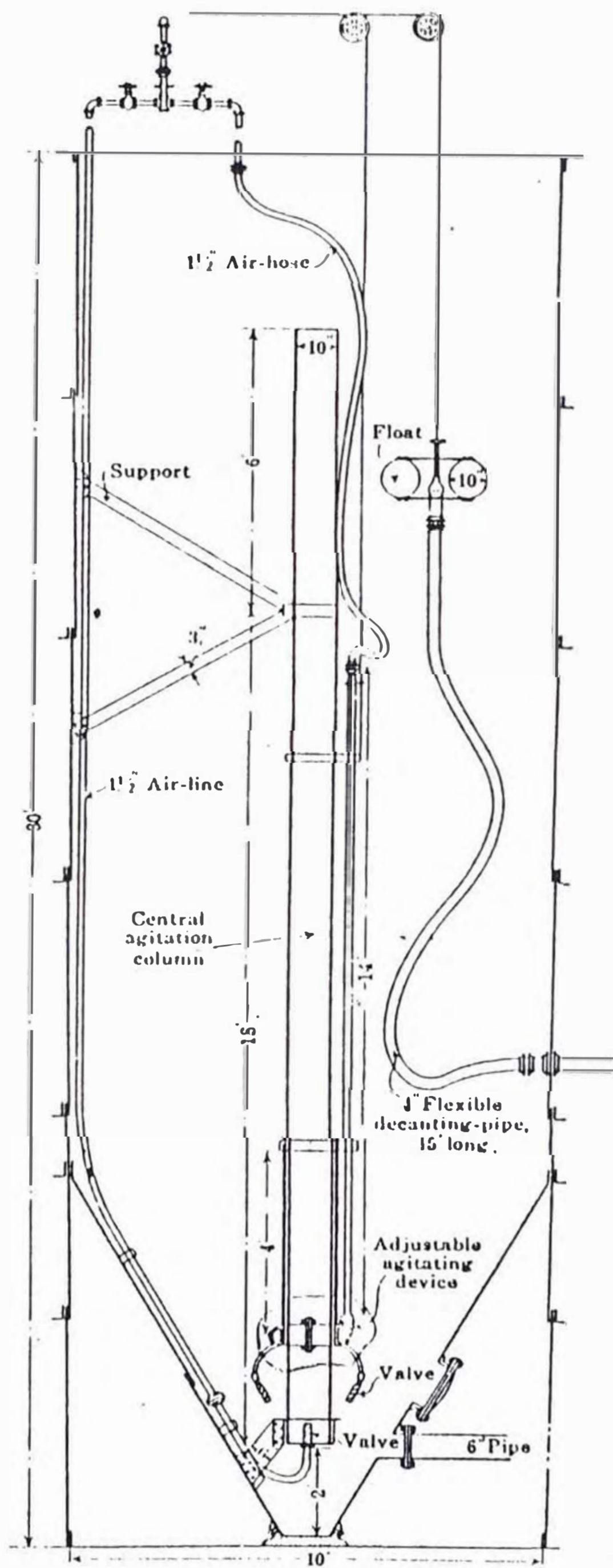
Por la parte superior se agrega la pulpa, que desciende por el canal o los canales, ya que hay espirales concentradoras de simple, doble y hasta triple arranque); separando por la acción centrífuga del giro y el agua de lavado las partículas pesadas de las livianas que son impulsadas a los periferia. Unos pequeños tabiques o boquillas ubicadas regularmente en el trayecto descendente de la espiral

permiten "cortar" el flujo de la pulpa, recolectando el concentrado (pesados) hacia un tubo central que descarga en la parte inferior del equipo, la pulpa restante de la última vuelta constituye el relave.

Las separaciones en las espirales concentradas son eficientes en el rango de 0.1 a 0.3 mm, y debido a su baja capacidad se instalan varias unidades en paralelo, la eficiencia puede elevarse ubicando en la cabeza o alimentación un hidrociclón para preconcentrar el mineral, eliminando las fracciones finas estériles.



ESQUEMA DE FUNCIONAMIENTO DE UN AGITADOR ME-
CANICO DE RASTRILLOS CON ELEVACION CENTRAL -
DE LA PULPA. (CENTRAL AIR-LIFT AGITATOR)



ESQUEMA Y DIMENSIONES DE UN TANQUE PACHUCA.

3.3 CAPACIDAD DE LA PLANTA A DISEÑAR.

La capacidad de la planta a diseñar estará en función del tamaño del mercado y disponibilidad de materia prima a satisfacer desde el primer año de operación, la planta al diseñarse con una capacidad de 10 TMFD.

3.4 TAMAÑO Y UBICACION DE LA PLANTA

Para la ubicación de la planta se deberá tener en consideración varios factores a fin de minimizar los costos operativos.

Los principales factores que incluyen en la forma directa e indirecta en la ubicación de la planta son:

- Abastecimiento de materia prima.
- Disponibilidad de mano de obra.
- Disponibilidad de servicios industriales.
- Disponibilidad de infraestructura urbana y tecnológica.
- Ubicación del mercado.

Actualmente la empresa cuenta con un área de terreno de 20,000 m² en la ciudad de Lima.

CAPITULO IV

DISEÑO Y SELECCION DE EQUIPOS

4.1 DEFINICION DEL FLOWSHEET.

4.1.1 Criterio de elección y selección de un procedimiento

La elección y selección de un esquema de tratamiento implica la obtención de un producto en calidad, cantidad suficiente y a un precio de interés para los compradores. En cualquier operación de procesamiento de minerales, el objetivo es la producción de un concentrado de mineral deseado (valioso) de un grado tan alto como sea posible y a un costo mínimo.

Numerosos datos se deben de tener en cuenta en la elección de un procedimiento, estos datos conciernen al yacimiento, al mineral, al resultado de las pruebas preliminares, a condiciones locales, etc. Entre

los factores principales que intervienen se pueden citar:

EL YACIMIENTO

El acoplado tonelaje del mineral contenido en oro da a la clasificación una indicación sobre la cantidad de oro a recuperar y orienta el proyecto hacia un procedimiento clásico completo o un procedimiento de poco costo como la cianuración en pila (montón). La naturaleza de explotación minera (mina subterránea o a cielo abierto también es tomada en cuenta).

LA MINEROLOGIA: COMPOSICION Y TEXTURA:

El conocimiento de la mineralogía del mineral permite prever si el mineral estudiado tendrá un comportamiento simple o complejo. La identificación de las dificultades potenciales permite orientar el programa de pruebas en consecuencia.

NATURALEZA DE LA GANGA

La presencia de algunos elementos (carbono, arcilla...). La granulometría del mineral, la porosidad de los fragmentos, etc. son informaciones útiles que orientan la

elección hacia ciertos procedimientos de tratamiento, de pretratamientos.

Respuesta del Mineral a las Pruebas de Laboratorio

Evidentemente, el comportamiento del mineral en las pruebas, es un dato esencial, los resultados de las pruebas confirman las primeras elecciones de los procedimientos o las orientan diferentemente.

Condiciones Locales, Múltiples factores pueden intervenir.

Cantidad de agua disponible, alejamiento del yacimiento, calidad de la mano de obra, medios de acceso, presencia del yacimiento de oro en explotación a proximidad, clima, topografía.

CONDICIONES ECONOMICAS

Precio del oro.

Ritmo de explotación, duración del yacimiento.

Costo de los reactivos producidos en el lugar.

4.1.2 Selección y definición del Flowsheet.

El Flowsheet mostrado en el plano N.º 01, clásico para el tratamiento en cantidades pequeñas de concentrado de mineral de oro y plata denominado cianuración Batch (discontinuo) es considerado para el diseño y la selección de equipos.

4.2 DISEÑO Y SELECCION DE EQUIPOS

4.2.1 Selección de Tolva de Recepción

De catálogo seleccionamos las dimensiones de la tolva de recepción de 10' (L), 6' (A), 4' (H), capacidad 139 pie³ que será construida de plancha de 3/16" espesor, con una compuerta de regulación de plancha 1/4".

4.2.2 Selección de la Faja Transportadora

Capacidad: 5 TPH

Mineral: Concentrado de oro, plata, 30 gr Au/TM

Peso Específico: 200 lb/pie³

Angulo de reposo: 34°

Longitud: 197 pies

Tipo de Faja cóncava 20° de inclinación

Velocidad de Faja: 100 pies/min

Ancho de Faja: 18"

Espesor de cubierta superior 5/32"

Espesor de cubierta inferior 1/16"

Numero de pliegues 4

Rodillos de avance: rodillos de ϕ 5", 7" longitud, fabricados con tubo acero, eje ϕ 3/4" acero 1020 montados sobre rodamientos de bolas, espaciados cada 4.5 pies, número 43.

Rodillos de retorno: Rodillos de ϕ 4", longitud 21" con características de construcción similar a los polines de avance, ϕ eje 5/8", espaciados cada 10 pies, número 17.

- Potencia del motor necesario

a.- Potencia para accionar la Faja vacía, HP_1

$$HP_1 = \left[0.29 + 0.175 \left[\frac{L}{100} \right] \right] \frac{V}{100}$$

L: Longitud de la faja = 177 pies

V: Velocidad de la faja = 100 pies/min

$$HP_1 = \left[0.29 + 0.175 \left[\frac{177}{100} \right] \right] \frac{100}{100}$$

$$HP_1 = 0.675 \text{ HP.}$$

b.- Potencia para accionar el material horizontalmente

$$HP_2 = \left[0.47 + 0.304 \left(\frac{L}{100} \right) \right] \frac{QH}{100}$$

$$HP_2 = \left[0.47 + 0.304 \left(\frac{177}{100} \right) \right] \frac{5}{100}$$

$$HP_2 = 0.054 \text{ HP}$$

c.- Potencia para levantar la carga una altura vertical

$$HP_3 = \frac{QH}{990}$$

Q = Capacidad TDPH

H = altura en pies

$$HP_3 = \frac{5 \times 34.2}{990} = 0.173 \text{ HP}$$

d.- Potencia Total HP_T

$$HP_T = HP_1 + HP_2 + HP_3$$

$$HP_T = 0.675 + 0.054 + 2.173 = 0.902$$

Considerando una eficiencia global de 0.90 por transmisión, chumaceras y un factor de servicio de 1.25 tenemos:

$$HP_T = \frac{0.902 \times 1.25}{0.9} = 1.26 \text{ HP}$$

De tablas Delcrosa seleccionamos motor NV905
1.8 Cv. 1710 RPM = 4 polos.

4.2.3 Cálculo del silo de Almacenamiento

El silo de almacenamiento tendrá una capacidad de 150 TM de mineral para la producción de 15 días, será de 70 m³ según las dimensiones dadas (figura 4.4..I)

Los datos del mineral son:

Concentrado de mineral de oro, plata, 30 gr. Au/TM

τ : Peso específico de 3200 kg/m³

ϕ : Angulo de rozamiento interno del mineral:
34o

ϕ' : Angulo de rozamiento del material con las paredes del silo: 30°.

Para estimar el espesor de la PL de fabricación del silo se calculará la presión actuante sobre las paredes y el fondo del mismo.

Según: Manual de Reimbert.

Cálculo del silo sección cilíndrica

Empuje lateral máximo $F_{máx}$

$$F_{máx} = \frac{\tau \cdot D}{4 \operatorname{tg} \tau'} = \frac{3200 \text{ kg/m}^3 \times 4\text{m}}{4 \times \operatorname{tg} 30} = 5543 \text{ kg/m}^2$$

D: diámetro del silo

Abcisa característica A

$$A = \frac{D}{4 \operatorname{tg} \phi \operatorname{tg}^2 (\pi/4 - \phi/2)} = \frac{h}{3}$$

$$h = \frac{D}{2} \operatorname{tg} \phi = \frac{4}{2} \operatorname{tg} 34^\circ = 1.35 \text{ m.}$$

Reemplazando:

$$A = \frac{4}{4 \operatorname{tg} 30^\circ \operatorname{tg}^2 (45^\circ - 34/2)} = \frac{1.35}{3}$$

$$A = 5.67 \text{ m.}$$

Empuje lateral unitario sobre las paredes a profundidad z

$$P_z = P_{\text{máx}} \left[1 - \left[\frac{z}{A} + 1 \right]^{-2} \right]$$

$$P_z = 5543 \left[1 - \left[\frac{z}{5.67} + 1 \right]^{-2} \right]$$

$$e = \frac{RPz}{100 \text{ st}}$$

donde :

e : Espesor (cm.)

R : Radio interior del silo (m).

st: Esfuerzo de tracción 1200 kg/cm²

Reemplazando:

$$e = \frac{2m. \times 4035 \text{ kg/m}^2}{100 \times 1200 \text{ kg/cm}^2} = 0.06725 \text{ cm}$$

$$e = 0.6725 \text{ mm.}$$

La fuerza de razonamiento Fz de la materia ensilada con las paredes, por medio lineal de perimetro a la profundidad z = 5.2 m es:

$$Fz = r. \frac{rz^2}{z+0}$$

r: radio hidráulico medio de la sección

$$r = \frac{5}{L} = \frac{\pi D^2}{4\pi D} = \frac{D}{4}$$

Reemplazando:

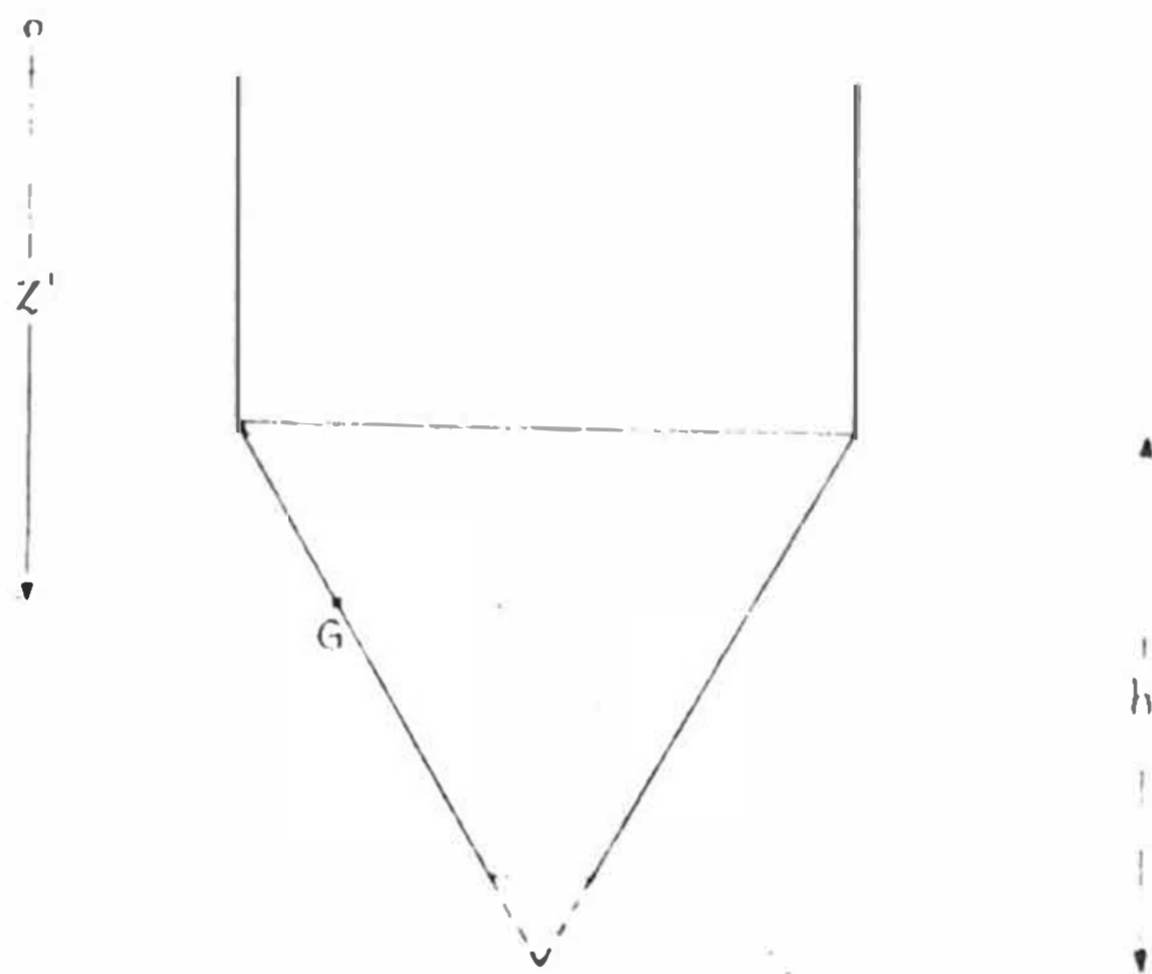
$$Fz = 2300 \text{ kg/m}^3 \times \frac{4m}{4} \times \frac{(5.2)^2 \text{ m}^2}{(5.2+5.67)m}$$

$$Fz = 7960.26 \text{ kg/m.}$$

Luego el espesor de la pared, debido a la fuerza de razonamiento es:

$$e_z = \frac{7960.26 \text{ kg/m}}{100 \times 1200 \text{ kg/cm}^2} = 0.066 \text{ cm} = 0.66 \text{ mm.}$$

Cálculo del silo en la parte cónica.



$$z' = z + \frac{h'}{3} = 5.2 \text{ m} + \frac{3.46}{3} \text{ m} = 6.353 \text{ m.}$$

Luego las presiones horizontal Fz' y vertical qz'

$$Fz' = P_{\text{máx}} \left[1 - \left[\frac{z'}{A} + 1 \right]^{-2} \right]$$

$$qz' = \tau \left[z' \left[\frac{z'}{A} + 1 \right]^{-1} + \frac{h}{3} \right]$$

Reemplazando valores:

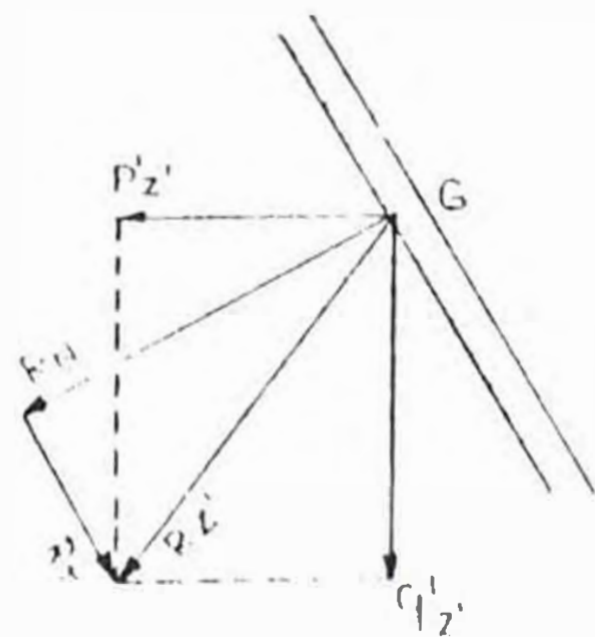
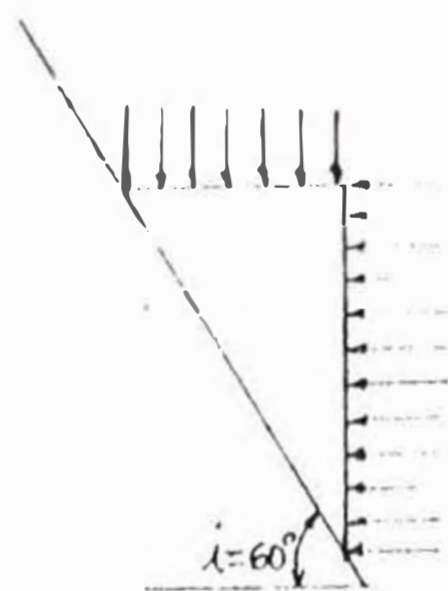
$$P_{z'} = 5543 \frac{\text{kg}}{\text{m}^2} \left[1 - \left[\frac{6.353 \text{ m}}{5.67 \text{ m}} + 1 \right]^{-2} \right]$$

$$P_{z'} = 4310.2 \text{ kg/m}^2$$

$$q_{z'} = 3200 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \left[6.353 \text{ m} \left[\frac{6.353 \text{ m}}{5.67 \text{ m}} + 1 \right]^{-1} + \frac{1.35}{3} \right]$$

$$q_{z'} = 11027.36 \text{ kg/m}^2.$$

Llamando de una manera general i a la inclinación de una cara de la tolva se tienen las siguientes presiones por unidad de superficie:



$$p_{z'} = p_z \cdot \text{sen } i$$

$$q_{z'} = q_z \cdot \text{cos } i$$

$$P'_{z'} = P_z \cdot \text{sen } i = 4310.2 \text{ kg/m}^2 \times \text{sen } 60^\circ$$

$$P'_{z'} = 3732.75 \text{ kg/m}^2$$

$$q'_z = q_z \cdot \cos i = 11027.36 \text{ kg/m}^2 \times \cos 60^\circ$$

$$q'_z = 5513.7 \text{ kg/m}^2$$

$$R_z = \sqrt{(p'_z)^2 + (q'_z)^2}$$

$$R_z = \sqrt{(3732.75)^2 + (5513.7)^2} = 6658.40 \text{ kg/m}^2$$

$$R_N = R_z \cdot \cos 30^\circ = 6658.40 \cos 30^\circ = 5766.35 \text{ kg/m}^2$$

$$R_T = R_z \cdot \sin 30^\circ = 6658.40 \sin 30^\circ = 3329.2 \text{ kg/m}^2$$

Cálculo de esfuerzos debido al peso del material, peso del silo:

P_1 : Peso del material 150.000 kg.

P_2 : Peso de la tolva.

S' : Superficie interior de las paredes.

La carga vertical que resulta por unidad de pared es:

$$P = \frac{P_1 + P_2}{S'}$$

P_2 = Area lateral interior \times espesor \times peso específico.

$$S' = A_1 + A_2$$

A_1 = Area del tronco de cono.

$$A_1 = \pi(r_1 + r_2) \sqrt{(r_2 - r_1)^2 + H^2}$$

$$A_1 = \pi(2 + 1.335) \sqrt{(2-1.335)^2 + 1.15^2} = 18.49 \text{ m}^2$$

A_2 = Area lateral interior del cilindro.

$$A_2 = \pi Dh = \pi \times 4.0 \times 5.2 = 65.35 \text{ m}^2$$

$$S' = 18.49 + 65.35 = 83.84 \text{ m}^2$$

donde:

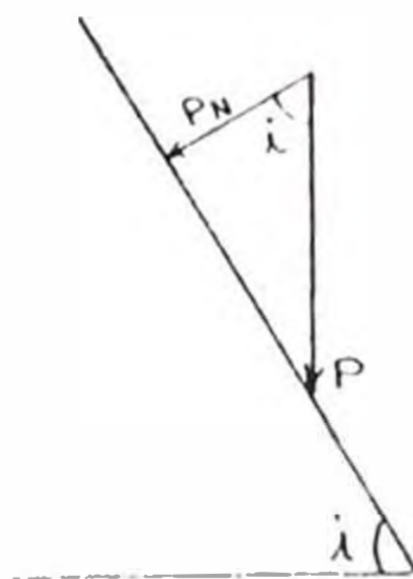
$$P_2 = 83.84 \text{ m}^2 \times 0.00635 \text{ m} \times 7800 \text{ kg/m}^3$$

$$P_2 = 4152.6 \text{ kg.}$$

Para FL 1/4" = 0.00635 m.

$$P = \frac{F_1 + P_2}{S} = \frac{150,000 + 4152.6}{83.84} \text{ Kg/m}^2$$

$$P = 1838.7 \text{ kg/m}^2$$



$$P_N = P \cos i = 1838.7 \times \cos 60^\circ = 919.4 \text{ kg/m}^2.$$

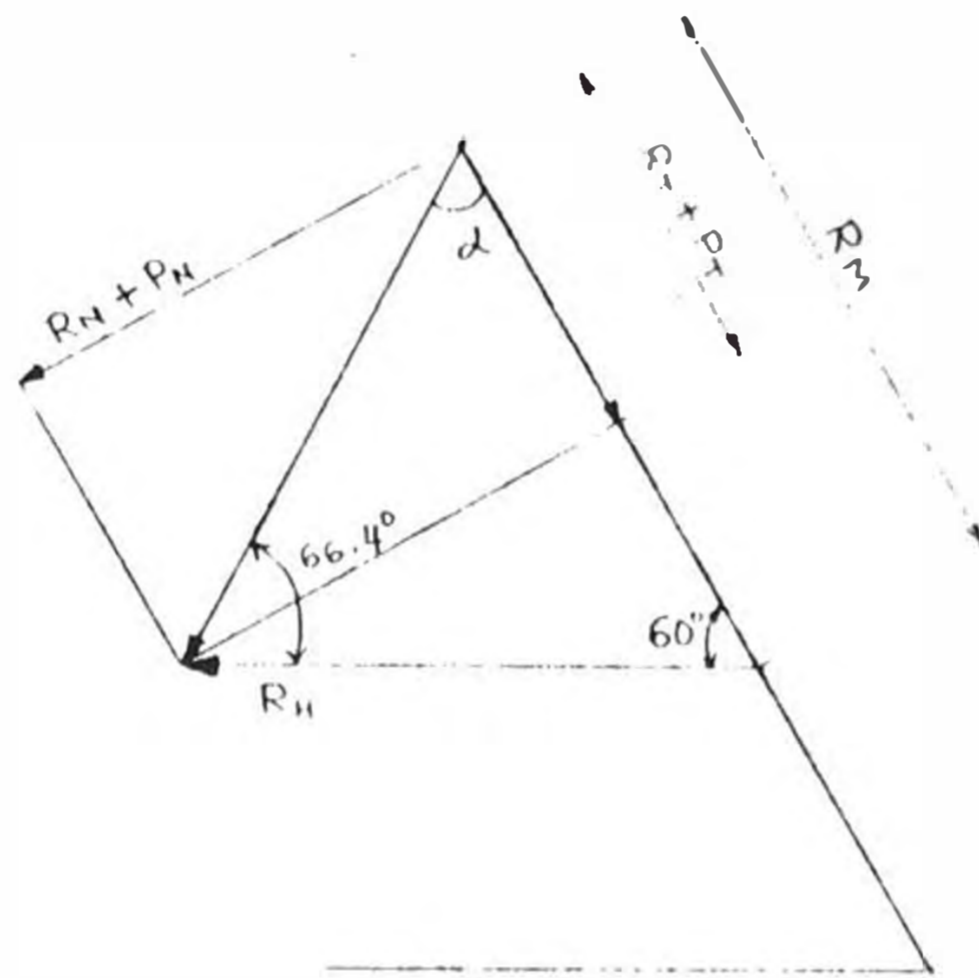
$$P_T = P \sin i = 1838.7 \times \sin 60^\circ = 1592.36 \text{ kg/m}^2.$$

Los esfuerzos normales ($R_N + P_N$) y tangenciales

($R_T + P_T$)

$$R_N + F_N = 5.766.35 \text{ kg/m}^2 + 919.4 \text{ kg/m}^2 \\ = 6685.75 \text{ kg/m}^2$$

$$R_T + P_T = 3329.2 \text{ kg/m}^2 + 1592.36 \text{ kg/m}^2 \\ = 4921.56 \text{ kg/m}^2$$



$$R = \sqrt{(6685.75)^2 + (4921.56)^2} = 8301.87 \text{ kg/m}^2$$

$$\alpha = \text{arc tg } 1.358 = 53.6^\circ$$

$$\frac{R}{\text{Sen } 60^\circ} = \frac{R_H}{\text{sen } 53.6^\circ} = \frac{R_M}{\text{sen } 66.4^\circ}$$

$$R_H = 7.715.85 \text{ kg/m}^2.$$

$$R_M = 8.784.41 \text{ kg/m}^2.$$

Cálculo del espesor (e_3) de la parte cónica.

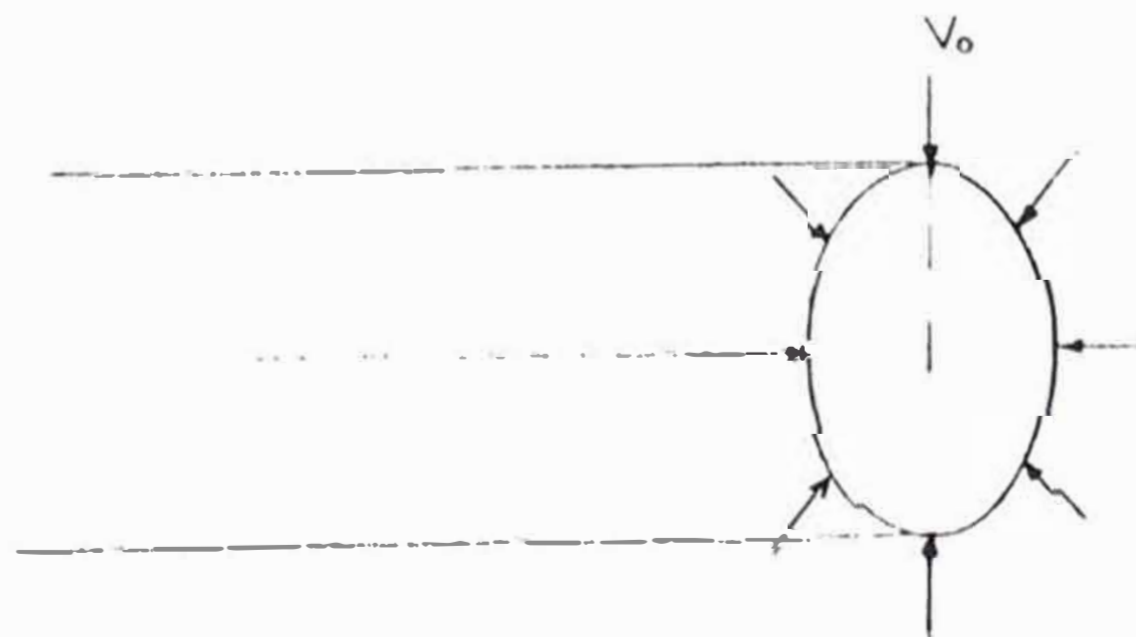
$$e_s \text{ (cm)} \approx \frac{R_H \times T'}{100 \times 1200 \text{ sen } i}$$

$$= \frac{7715.85 \text{ kg/m}^2 \times 2\text{m}}{100 \times 1200 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} \text{ sen } 60^\circ}$$

$$e_s \approx 0.128 \text{ cm} = 0.050 \text{ Pulg}$$

Escogemos 1/8" pero por desgaste y abrasión del material con lo que la plancha del silo será de 3/16" espesor.

Cálculo del anillo de refuerzo entre la parte cilíndrica y cónica del silo :



Fórmula según Manual de Esfuerzos y deformaciones (ROARK).

$$\Delta = \frac{4}{\sqrt{3}} \frac{(1 - \nu^2)^{1/2}}{R_1^2 t^3}$$

$$E t^3$$

$$12 (1 - \nu^2)$$

$$V_0 = \frac{w t_0 a}{2 \pi R_1^2}$$

$$\nu = \frac{V_0}{2D^3}$$

donde:

ν : Módulo de Poisson 0.3

R_1 : Radio exterior: 2. m = 78.75"

t : Espesor de anillo asumido 0.375" (3/8")

w : Carga vertical total = 155 toneladas.

Reemplazando los datos:

$$D = \frac{4}{\sqrt{3}} \frac{(1 - 0.3^2)^{1/2}}{(78.74)^2 \times 0.375^3} = 0.1051$$

$$D = \frac{30 \times 10^6 \times (0.375)^3}{12 (1 - 0.3^2)} = 144874.65$$

$$V_0 = \frac{155000 \times 10 \times 60}{2\pi \times (2)^2} = 10701.9 \text{ lbf/in}$$

$$598.2 \frac{\text{lb}}{\text{pulg}}$$

$$s = \frac{598.2}{2 \times 144874.65 \times (0.1051)} = 0.132 \text{ pulg}$$

Chequeo por colapso del anillo :

$$F_{\text{colapso}} = 0.807 \frac{Et^2}{1.2} \left[\frac{4}{1} \left| \frac{1}{1} \right| \frac{1}{1} \right] \frac{1}{2}$$

$$t_{\text{espesor}} = \frac{3}{8} = 0.375"$$

$$2.00 \text{ m.} = 78.74"$$

$$E = 30 \times 10^6 \text{ PSI}$$

0.3 (módulo de poisson)

e ancho del anillo 3"

$$F_{\text{colapso}} = \frac{0.807 \times 30 \times 10^6 \times (0.375)^2}{13 \times (78.74)}$$

$$F_{\text{colapso}} = \frac{4}{1} \left| \frac{1}{1} \right| \frac{1}{1} \left| \frac{1}{1} \right| \frac{1}{2} \frac{0.375^2}{78.74}$$

$$F_{\text{colapso}} = 246.35 \text{ lb/pulg}^2$$

Presión actuante sobre el anillo :

$$\frac{V_o}{l} = \frac{598.2 \text{ lb/pulg}}{13 \text{ pulg}} = 46 \text{ lb/pulg}^2$$

Luego $p < F_{\text{colapso}}$

Chequeo por esfuerzo de trabajo del anillo :

Por resistencia de materiales :

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

p = Presión externa de compresión

r = Radio del anillo.

t = Espesor del anillo.

σ_e = Esfuerzo de trabajo.

$$\sigma_e = \frac{\text{esfuerzo de fluencia}}{\text{coeficiente de seguridad}}$$

$$= \frac{36 \text{ KPSI}}{2} = 18 \text{ KSI}$$

(ACERO A - 36)

e = ancho anillo = 13"

$P_{\text{comprim}} = 246.35 \text{ lb/pulg}^2$

Presión actuante sobre el anillo :

$$p = \frac{V_0}{l} = \frac{598.2 \text{ lb/pulg}}{13 \text{ pulg}} = 46 \text{ lb/pulg}^2$$

Luego $p < P_{\text{comprim}}$

Chequeo por esfuerzo de trabajo del anillo :

Por resistencia de materiales :

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

p = Presión externa de compresión :

r = Radio del anillo.

t = Espesor del anillo.

σ_e = Esfuerzo de trabajo.

$$\sigma_e = \frac{\text{esfuerzo de fluencia}}{\text{coeficiente de seguridad}}$$

$$= \frac{36 \text{ KPSI}}{2} = 18 \text{ KSI} \quad (\text{ACERO A - 36})$$

e = ancho anillo 13"

$$p = \frac{V_0}{e}$$

Esfuerzo de trabajo actuante :

$$\sigma_e = \frac{V_0 r}{e.t} = \frac{598.2 \text{ lb/pulg} \times 78.74}{13 \times 0.375"} = 9662 \text{ KSI}$$

$$\sigma_e = 9662 \text{ KSI} < \sigma_t \text{ del material} = 18 \text{ KSI.}$$

Cálculo de las columnas del silo.

F_w = Fuerza debido al viento

$$F_w = c.k_e q.A = c.k_e \frac{v^2}{16} .A$$

donde :

c = Coeficiente de forma.

k_e = Coeficiente de esbeltez.

q = Presión de viento.

v = Velocidad de viento.

A = Area proyectada del silo.

Considerando $k_e = 1.00$ $c = 0.8$, $v = 40 \text{ m/s}$

$$q = \frac{v^2}{16} = \frac{40^2}{16} = 100 \text{ kg/m}^2$$

El área proyectada sobre la cual actúa el viento es:

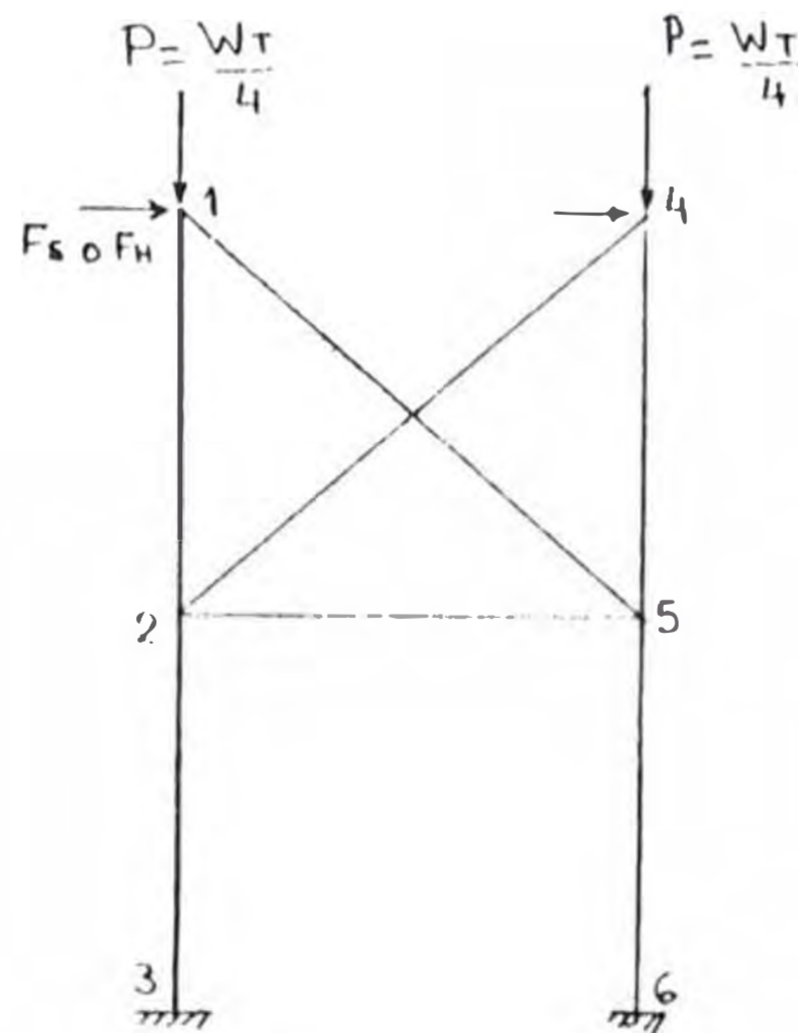
$$A_p = 4 \times 5.2 + \frac{(4+0.4) \times 3}{2} = 27.4 \text{ m}^2$$

Luego:

$$F_h = 0.8 \times 1 \times 100 \times 27.4 = 2192 \text{ kg.}$$

Esta actúa en el centro de gravedad del área proyectada.

El diagrama de cuerpo libre de la columna es el siguiente:



$$P = \frac{WT}{4} = \frac{155,000}{4} = 38750 \text{ kg} = 85250 \text{ lbs.}$$

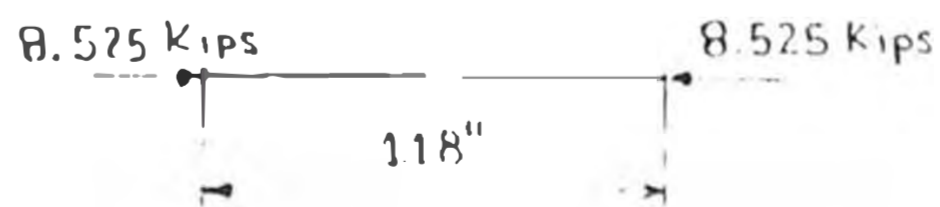
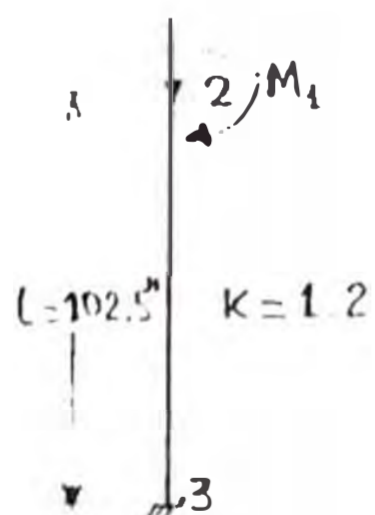
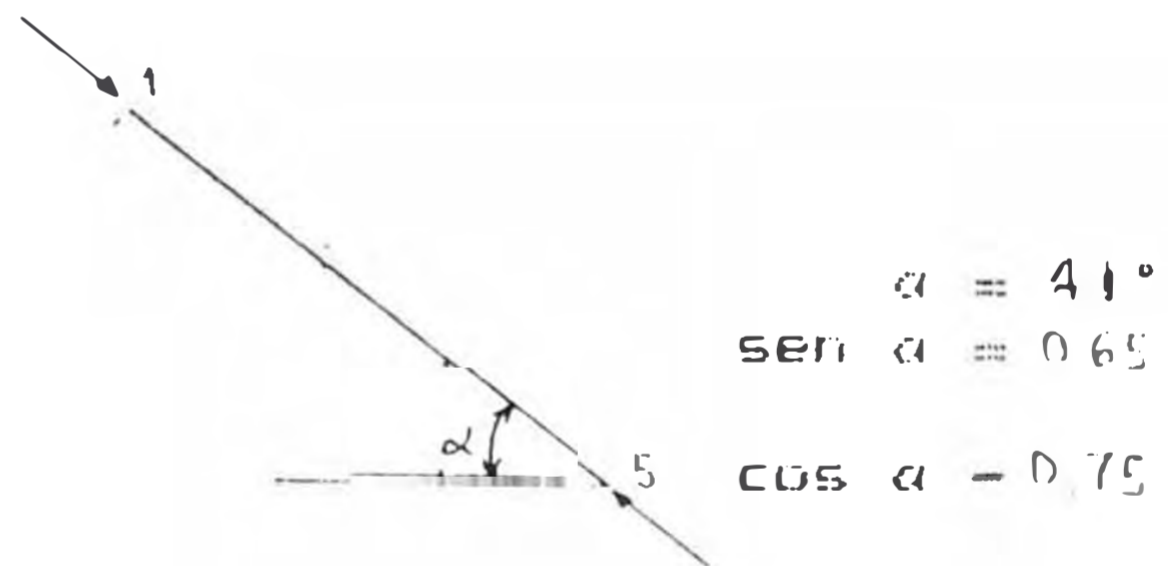
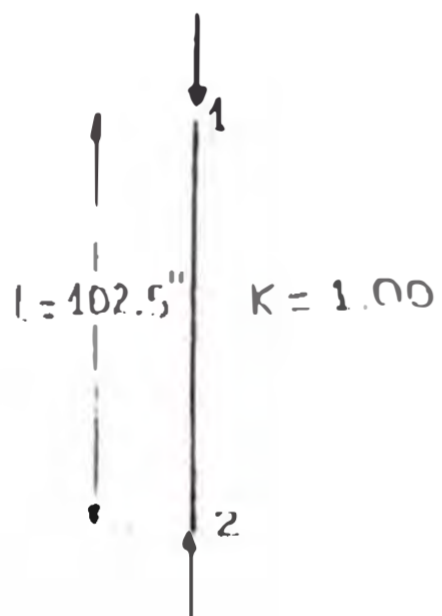
Fuerza sismica (10 % del peso)

$$F_v = 0.10 \frac{WT}{4} = (\text{en cada columna})$$

$$F_v = 0.10 \times 85250 = 8525 \text{ lbs.}$$

$$F_v > F_h$$

El diagrama de fuerzas:

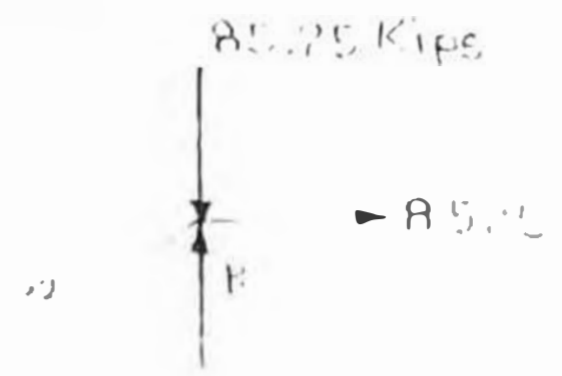
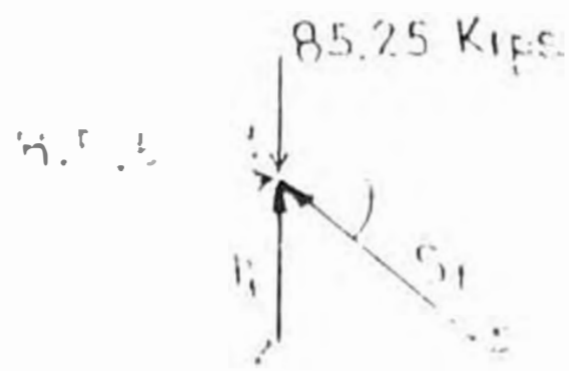


Datos :

$$2l = 5.2 \text{ m} = 205''$$

$$F_s = \text{Fuerza Sismica} = 8.525 \text{ Kips}$$

$$M_1 = F_s \times l = 8525 \times 102.5 = 873812.5 \text{ lb pulg.}$$



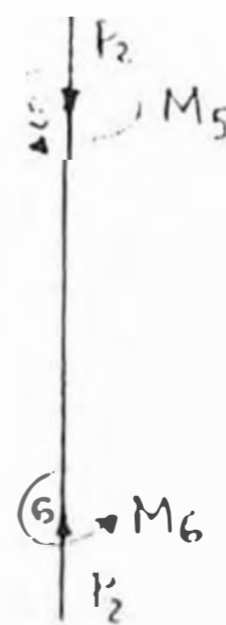
$$S_1 = \frac{8.525}{\cos \alpha} = 11.36 \text{ kips}$$

$$p_1 = 85.25 - S_1 \sin \alpha = 85.25 - 11.36 \times 0.65 \\ = 77.9 \text{ kips}$$

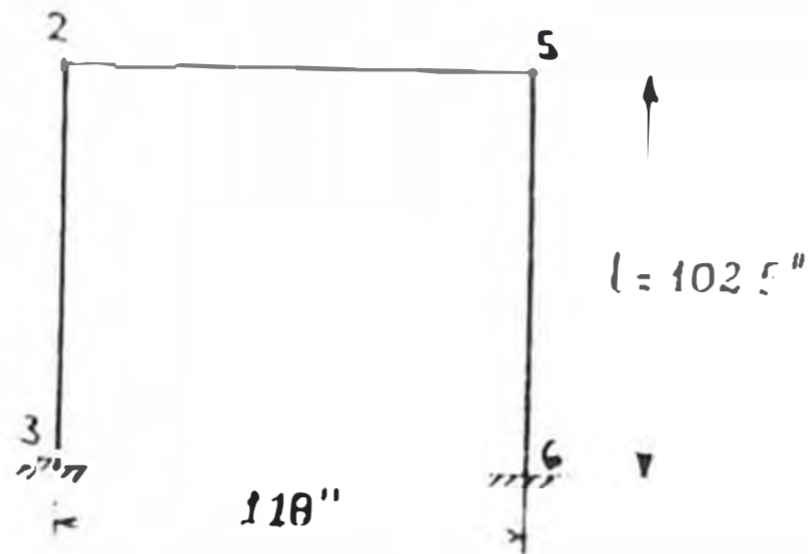
$$S_2 = \frac{8.525}{\cos \alpha} = 11.36 \text{ kips}$$

$$p_2 = 85.25 + S_2 \sin \alpha = 85.25 + 11.36 \times 0.65 \\ = 92.6 \text{ kips}$$

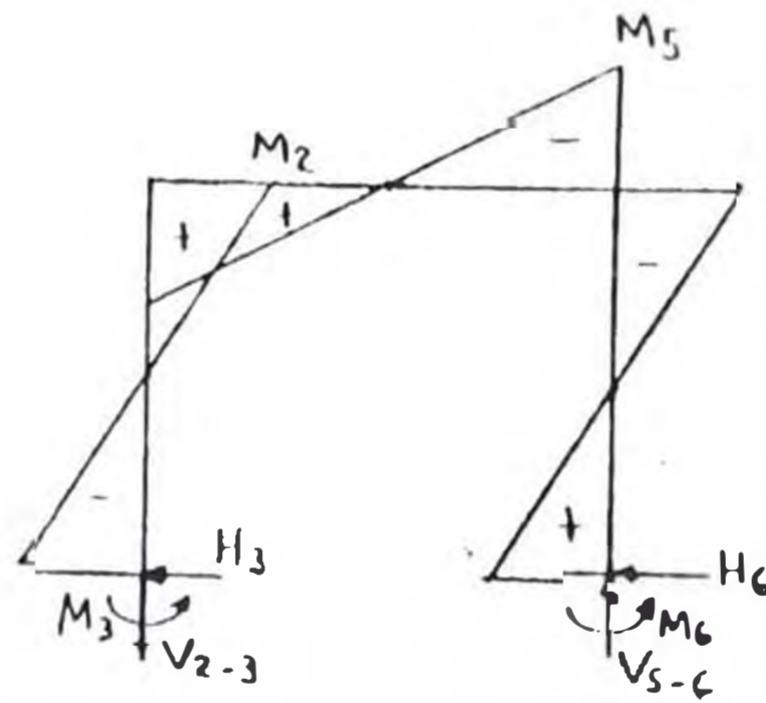
Con lo que vemos el tramo más desfavorable es el 5-6.



El pórtico 2-3-5-6.



Según Manual de ROARK, Estructuras Metálicas INDICESA



$$H_3 = H_6 = \frac{T}{2} = 8.525 \text{ kips.}$$

$$V_{5-6} = V_{2-3} = \frac{3 T l k}{n(6k+1)}$$

$$k = \frac{1}{n} = \frac{102.5}{118} = 0.86$$

$$M_3 = M_6 = \frac{-Tl}{2} \frac{(3k+1)}{(6k+1)}$$

$$M_2 = M_5 = \frac{-Tl}{2} \frac{(3k)}{(6k+1)}$$

Reemplazando valores:

$$V_{5-6} = V_{2-3} = \frac{3 \times 17.05 \times 102.5}{118 (6 \times 0.86 + 1)} = 7.2 \text{ kips}$$

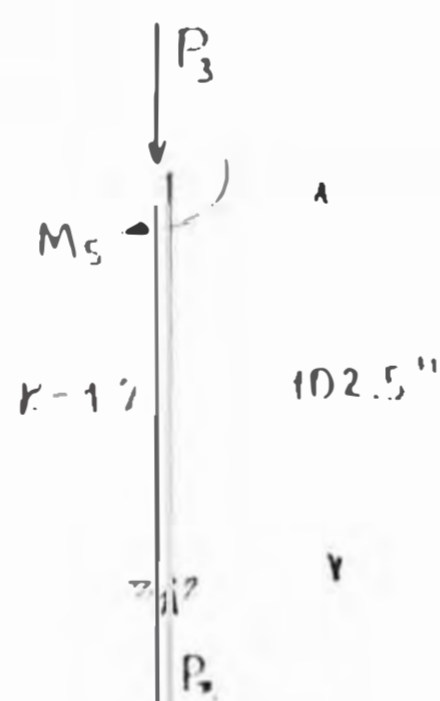
$$M_3 = M_6 = \frac{17.05 \times 102.5 (3 \times 0.86 + 1)}{2 (6 \times 0.86 + 1)}$$

$$M_3 = M_6 = 507 \text{ kips-pulg.}$$

$$M_2 = -M_5 = \frac{17.05 \times 102.5 (3 \times 0.86)}{2 (6 \times 0.86 + 1)}$$

$$M_2 = -M_5 = 366 \text{ kips-pulg.}$$

Diseñando la columna del tramo 5-6



$$P_3 = P_2 - V_{5-6} = 92.63 - 7.2 = 85.4 \text{ kips.}$$

$$M_6 = 366 \text{ kips-pulg.}$$

De tablas AISC. seleccionamos tubo ϕ 1 Grado A.

$$F_y = 36 \text{ KSI}$$

$$A = 11.9 \text{ pulg}^2.$$

$$r = 3.67 \text{ pulg.}$$

$$I = 161 \text{ pulg}^4$$

$$F_b = 0.66 \times 36 = 24 \text{ KSI.}$$

$$\text{Relación de esbeltez} = \frac{kl}{r} = \frac{1.2 \times 102.5}{3.67} = 33.5$$

DE TABLA 3-36 AISC

$$\text{Con } \frac{kl}{r} = 33.5 \longrightarrow F_a = 19.7 \text{ KSI}$$

f_b = esfuerzo de flexión.

$$f_b = \frac{M \times r}{I} = \frac{366 \times 3.67}{161} = 8.34 \text{ KSI}$$

$$f_a = \frac{P_s}{A} = \frac{85.43}{11.9} = 7.2 \text{ KSI}$$

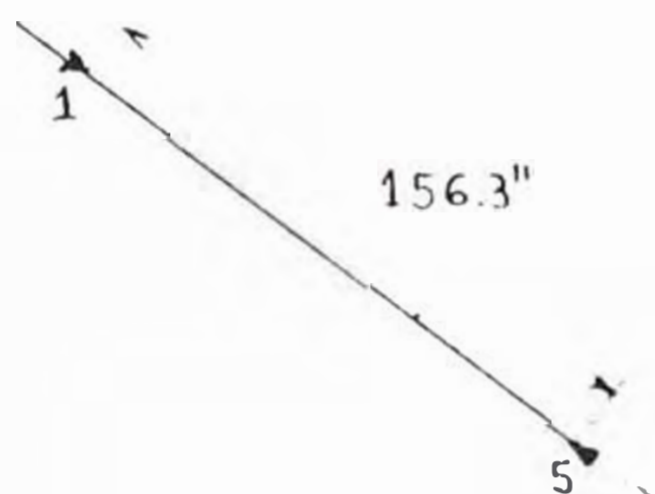
debe cumplirse:

$$\frac{f_a}{F_a} + \frac{f_b}{F_b} < 1.00$$

Reemplazando valores:

$$\frac{7.2}{19.7} + \frac{8.34}{24} = 0.713 < 1$$

Cálculo del tramo 1-5



Escogemos tubería ϕ 4"

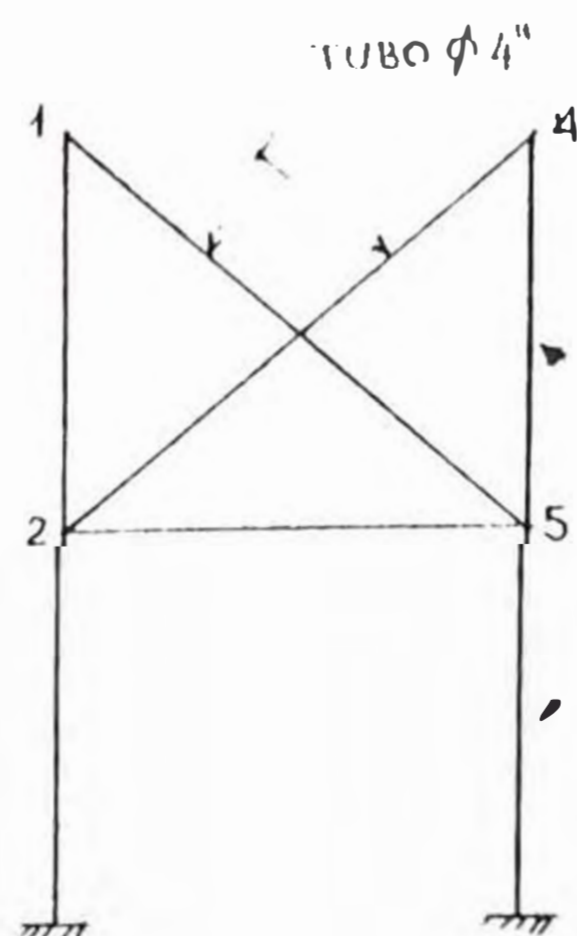
$$A = 3.17 \text{ pulg}^2, r = 1.51 \text{ pulg},$$

$$\frac{Kl}{r} = \frac{1.0 \times 156.3}{1.51} = 103.5$$

TABLAS AISC $F_{a_{103.5}} = 12.53 \text{ KSI}$

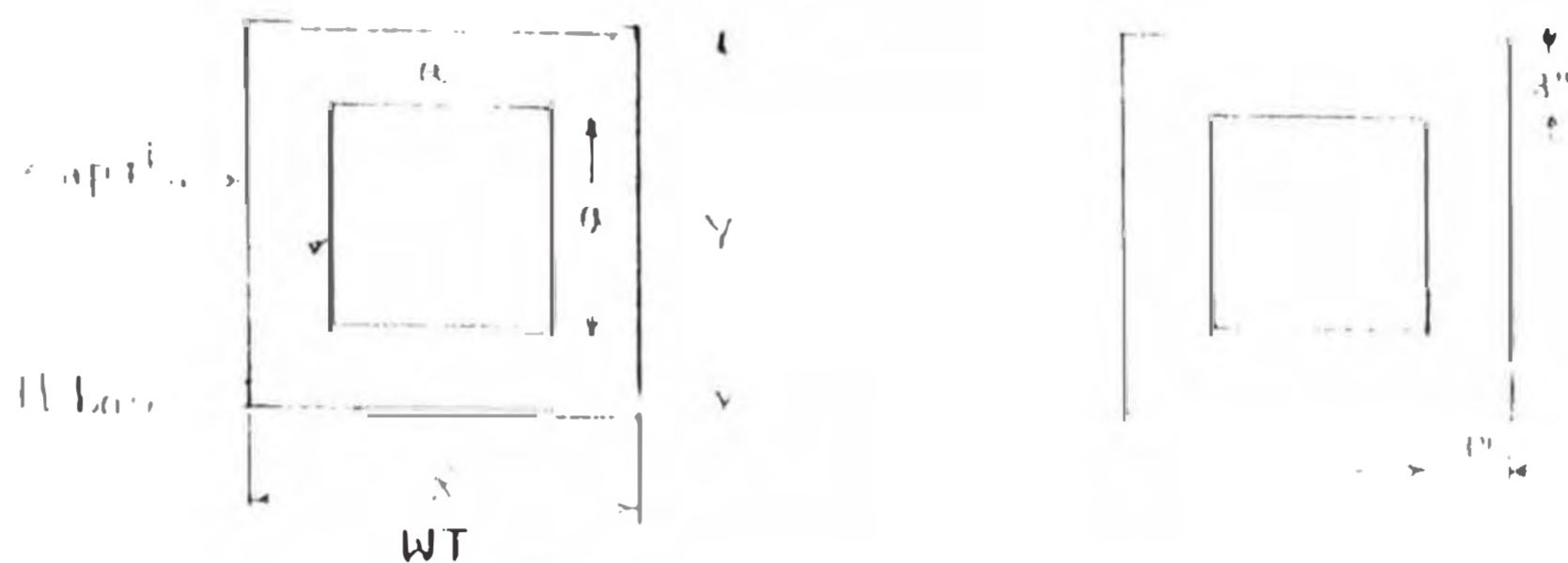
$$\text{luego } F_{a_{103.5}} \times A = 39.7 \text{ KIPS} > 10.17 \text{ KIPS}$$

diseño final:



TUBO ϕ 10"

Cálculo de la plancha de base de las columnas:



Datos: $\frac{P}{4} = 95.250 \text{ KIPS}$

A - área plancha = a^2

Esfuerzo de flexión permisible $F_b = 22 \text{ KSI}$.

Presión admisible del concreto; $F'_b =$

Resistencia del concreto $F_e' = 3 \text{ KSI}$.

t : espesor de la plancha de acero.

Cálculos:

1. Asumidos carga horizontal $F_e = 8.525 \text{ KIPS}$

2. Según Manual AISC para $A = 1/3 (x \cdot y)$

$$F'_b = 0.375 F_e'$$

$$F'_b = 0.375 \times 3 = 1.125 \text{ KSI}.$$

3. Área mínima plancha de Acero de base.

$$A = \frac{P}{F'_b} = \frac{85.250}{1.125} = 75.78 \text{ pulg}^2$$

4. Asumimos: $a = 15''$

$$\text{donde } A = 225 \text{ pulg}^2 > 75.78 \text{ pulg}^2.$$

5. Las dimensiones de la zapata serán tal que:

$$0.30 (x.y) > 225 \text{ pulg}^2$$

$$0.30 \times 78 = 23.4 > 225 \text{ pulg}^2$$

6. Cálculo del espesor de la plancha

$$F_b = \frac{P}{A} = \frac{85.250}{225} = 0.379 \text{ KSI}$$

$$t = \frac{3F_b m^2}{F_b}$$

$$m = 3''$$

$$t = \frac{3 \times 0.379 \times 3^2}{22} = 0.46''$$

escogemos PL 3/4 x 15" x 15"

Los pernos de anclaje serán de $\phi 5/8''$

cantidad 4

4.2.4 Selección del Transportador de Gusano.

El transportador de gusano alimentará al molino de bolas.

Capacidad 2.75 TCFH 5500 lb/hr

Peso específico = 200 lb/ft³.

De tablas de características de materiales.

Tamaño Fino : E

Flujo Libre : Ángulo de reposo 34° 2'

No abrasivo : 6

Clase B26

Capacidad $\frac{5500 \text{ lb/hr}}{200 \text{ lb/ft}^3} = 27.5 \text{ ft}^3/\text{hr}$

Eficiencia volumétrica $\eta_{vol} = 90\%$ 100% de inclinación.

Capacidad $\frac{27.5}{0.9} = 30.6 \text{ ft}^3/\text{hr}$ (horizontal equivalente)

De catálogo de Link Belt de tabla No 2 se busca con B26 y se halla el coeficiente de llenado igual a 30 %, con la capacidad de 30.6 ft³/hr.

Se busca un tornillo que satisfaga esta capacidad y hallamos 180 ft³/hr, que corresponde a un husano de 6" de ϕ helice, con 1.5 ft³/hr de capacidad por cada RPM y una velocidad máxima de 120 RPM.

Velocidad de operación $\frac{30.6 \text{ ft}^3/\text{hr}}{1.5 \text{ ft}^3/\text{hr}/\text{RPM}} = 21 \text{ RPM}$

$$\% \text{ Velocidad Máxima} = \frac{21}{30} \times 100 = 70\%$$

$$\text{Potencia} = A \times B \text{ en donde } A = \frac{C \times L}{10^6}$$

A: Potencia equivalente.

C: 30.6 pie³/hr.

L: 30. pies

K: factor de potencia (tabla 3): 82

$$\text{Por lo tanto } A = \frac{30.6 \times 30 \times 82 \times 10^{-6}}{10^6} = 0.075$$

Para calcular "B" se tiene en cuenta

Si $A \geq 5$. El valor hallado es la potencia requerida (en el eje del husano) ó sea $B = 1$.

Si $A < 5$. Nos remitimos a la tabla No 5 con 17.5%

Y máx. hallamos $G = 1.93$

$$\text{Luego : Pot} = A \times G = 0.075 \times 1.93 = 0.15 \text{ HP.}$$

en el eje motriz.

$$H = 30 \text{ sen } 10^\circ = 5.2$$

$$\text{HP elevación} = \frac{T \times H}{550} = \frac{2.75 \text{ ICFH} \times 5.2 \text{ pies}}{550}$$

HP elevación = 0.015 HP

HP total = 0.15 + 0.015 = 0.165 HP.

Consideremos eficiencia de transmisión 0.8 y un factor de servicio 1.25

$$\text{Potencia Motor} = \frac{0.165 \times 1.25}{0.8} = 0.257$$

USAR- MOTO-REDUCTOR DELCROSA F-25-8036 24 RPM de Salida, 0.6 HP.

4.2.5 Dimensionamiento y Selección del Molino de Bolas.

La operación de molienda se debe efectuar en un circuito cerrado de un molino de bolas el cual deberá dimensionarse de acuerdo a lo siguiente:

Molino de Bolas.

Capacidad 2.75 TCFH.

Relación Longitud/Diámetro : 1.25

Indice de trabajo de laboratorio : $W_i = \frac{14.8}{t} \text{ Kw-h}$

Molino de descarga por rebalse.

Alimentación al molino F_{70} 30 US ASTM = 595
micrones

Descarga del molino F_{200} 200 US ASTM = 74
micrones

requerido por flotación.

Volumen de carga moledora: V_d 50 %

Porcentaje de sólidos en pulpa: 65 %

Fracción de la velocidad crítica de rotación
70%

A. Corrección del Índice de trabajo

Para la corrección del índice de trabajo se
tiene en cuenta los siguientes factores

$k_1 = 1.00$ molienda en humedo

$k_2 = 1.00$ por tratarse de un circuito cerrado

$k_3 = \left[\frac{B}{D} \right]^{0.2}$, este factor depende de el
diámetro del molino

que aún no se ha dimensionado, se usara
posteriormente

$k_4 =$ para aplicarlo se requiere calcular
previamente el tamaño óptimo de alimentación F_0
mediante

$$F_0 = 4000 \sqrt{\frac{13}{w_i}} = 4000 \sqrt{\frac{13}{14.8}} = 3749 \text{ N}$$

como $F_{00} = 595 < 3749 \text{ N}$ entonces $k_4 = 1.00$

$k_5 = 1.00$ Aplicable sólo para los casos en que la molienda produjera materiales más finos que la malla 200

$k_6 = 1.00$ no se utiliza

$k_7 = 1.00$ no se utiliza ($R_p = 8 > 6$)

$k_8 = 1.00$ no se utiliza

Luego aplicando los factores de corrección estimados:

$$W_I (C) = 14.8 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \times 1 \quad \begin{array}{l} \text{kw-h} \\ \text{t} \end{array}$$

B. Cálculo del consumo de energía específica.

C. Potencia mecánica y eléctrica. (F'_m) y (F_e)

$$F'_m = 1.341 \times 11.14 \times 2.75 = 42.04 \text{ HP}$$

$$F_e = \frac{42.04}{0.96} = 43.79 \text{ HP}$$

D. Cálculo de las dimensiones del molino

Según la ecuación de fabricantes.

$$F_{re} = \left[(K_D D^{3.5} (\%V_r)^{0.461} (\%C_m)^{1.000} \frac{L}{D}) \right]$$

$$D = \left[\frac{F_{re}}{K_D (\%V_r)^{0.461} (\%C_m)^{1.000}} \right]^{1/3.5}$$

D = 4.6754 pies

L = 5.8443 pies

Luego calculamos $k_s = \left[\frac{8}{D} \right]^{0.2} = 1.1134$

Con este valor realizamos nuevamente todos los cálculos y repetimos el proceso hasta que el error entre el diámetro anterior y el nuevo es menor de 1 %.

Error	k_s	Nic	W	P'm	Pe	D	L
1							
0	1.00	14.8	11.14	42.04	43.79	4.6754	5.84
1.02	1.1134	16.48	12.40	45.74	47.64	4.78	5.98
1.02	1.1080	18.25	13.74	50.67	52.79	4.93	6.16
1.01	1.1016	20.11	15.13	55.82	58.15	5.002	6.25

Luego las dimensiones estimadas del molino de bolas son: $D = 5.00$ pies; $L = 6.25$ pies Longitud efectiva.

El procedimiento anterior denominado método de Bond, aplicado en la industria minera tanto a escala piloto como industrial nos da una estimación del consumo real de energía para moler un determinado mineral con un error promedio de $\pm 20\%$

Selección del Molino de Bolas.

De catálogo Denver seleccionamos molino de Bolas.

D x L	Capacidad T/CPH	Motor HP	L	W	H	W lbs
5 x 6	2.1 - 9.5	60	13' 6"	9' 00"	8' 4 1/2"	31,200

De catálogo Motores Delcrosa Seleccionamos.

MOTOR NV 225 cM - 4 polos - 70 cv - 1760 RPM.

4.2.6 Carga Circulante

En promedio un molino giratorio tendrá alrededor de : 20 - 30% de la pulpa descargada molida al tamaño apropiado, el complemento necesitaría mayor molienda para alcanzar el tamaño adecuado.

La capacidad máxima del molino 5'x 6' según tablas es 9.5 TCFH, fácilmente puede operar con la alimentación fresca al molino (2.75 TCFH) más la descarga (orueros) del hidrociclón. Según la figura tenemos:



Haciendo el balance de masa:

Flujo de masa :

$$\dot{m}_2 = \dot{m}_1 + \dot{m}_4$$

$$\dot{m}_2 = \dot{m}_3 + \dot{m}_4$$

Luego confeccionamos la siguiente tabla:

\dot{m}_1	\dot{m}_3	\dot{m}_4/\dot{m}_3	\dot{m}_4	\dot{m}_2
2.75	2.75	2	5.5	8.25
2.75	2.74	2.4	6.6	9.35
2.75	2.75	3.0	8.25	11.00

Teniendo en consideración que los minerales son finos, la razón de reducción no es muy alta, de

la tabla anterior consideremos una razón de carga circulante de 2,4 luego tenemos:

$$\dot{m}_1 = 2.75 \text{ TCFH}$$

$$\dot{m}_3 = 2.75 \text{ TCFH}$$

$$\dot{m}_4 = 6.6 \text{ TCFH}$$

$$\dot{m}_2 = 9.35 \text{ TCFH}$$

Cálculo de capacidad del hidrociclón.

El objetivo es obtener el producto para flotación a malla US ASTM 200, se debe evitar que una menor cantidad de gruesos vayan a la descarga, este efecto denominado "efecto sogá" trataremos de limitarlo utilizando el siguiente gráfico.

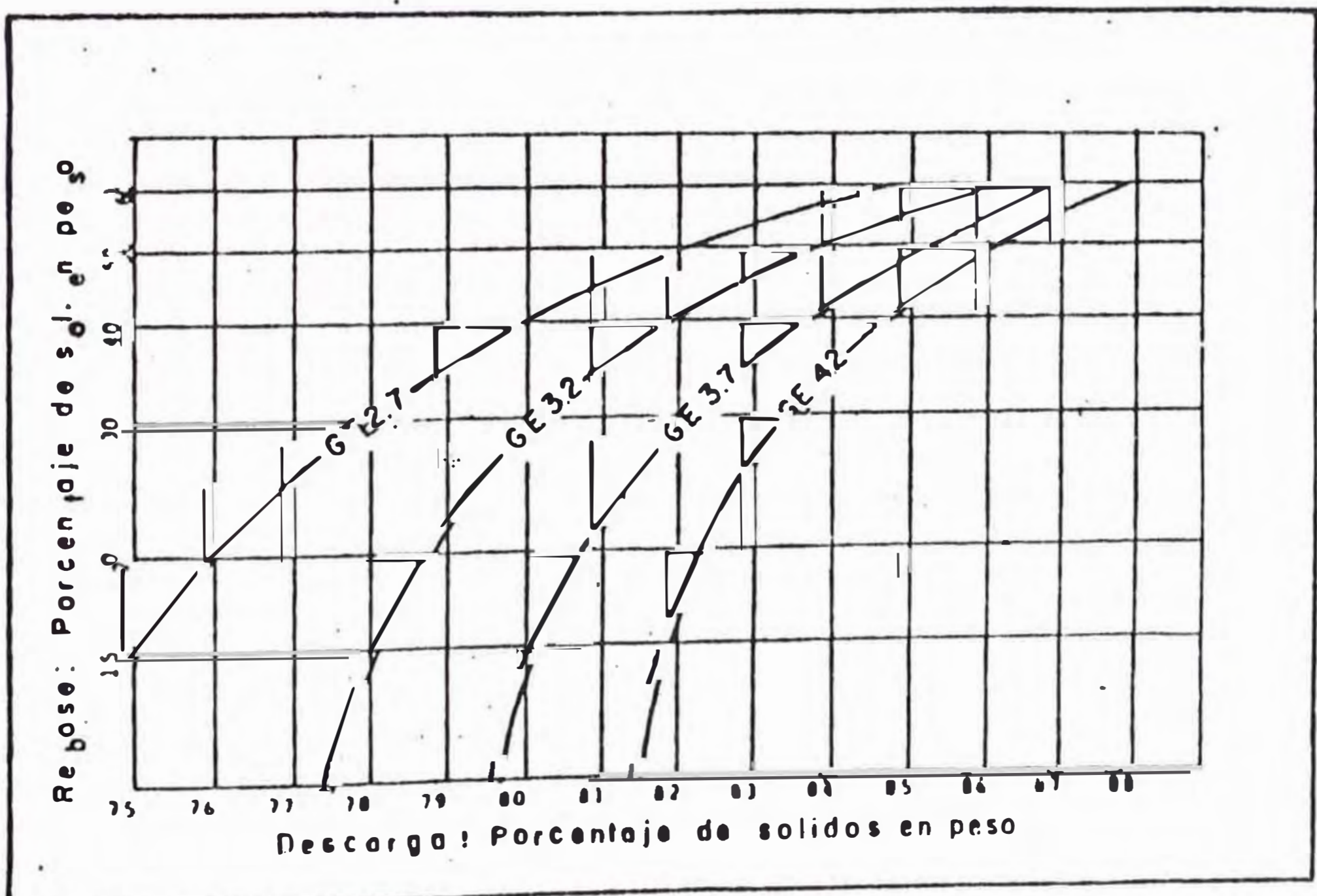


Fig. 4.2.6.I. Límites aproximados en los porcentajes de sólidos en peso de un hidrociclón para evitar el efecto seca.

A la izquierda de las curvas no se produce el efecto.

Luego tenemos:

Flujo másico de mezcla en el reboso.

$$\dot{m}_{mez} = \frac{\dot{m}_{s}}{x_{s}} = \frac{2.75 \text{ TCFH}}{0.4} = 6.875 \text{ TCFH}$$

Flujo másico de agua \dot{m}_{a} .

$$\dot{m}_{a} = \dot{m}_{mez} - \dot{m}_{s} = 6.875 - 2.75 = 4.125 \text{ TCFH}$$

flujo volumétrico de sólidos

$$Q_{sr} = \frac{2.75}{3.2} \times 4 = 3.4375 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua.

$$Q_{ar} = \frac{4.125}{1} \times 4 = 16.5 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de mezcla

$$Q_{mr_3} = Q_{sr_3} + Q_{ar_3} = 3.4375 + 16.5$$

$$Q_{mr_3} = 19.9375 \text{ GPM}$$

Porcentaje volumétrico de sólidos

$$\phi_{sr_3} = \frac{Q_{sr_3}}{Q_{mr_3}} = \frac{3.4375}{19.9375} \times 100 = 17.24\%$$

Gravedad específica de la mezcla.

$$g = \frac{6.875 \times 4}{19.9375} = 1.38$$

Cálculos en la destarqa.

Flujo másico de mezcla.

$$m_{md} = \frac{6.6 \text{ TCFH}}{0.82} = 8.04 \text{ TCFH}$$

Flujo másico de agua

$$m_{ad} = 8.04 - 6.6 = 1.44 \text{ TCFH}$$

Flujo volumétrico de sólidos

$$Q_{sd} = \frac{6.6 \times 4}{3.2} = 8.25 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua

$$Q_{ad} = \frac{1.44 \times 4}{1} = 5.76 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de mezcla

$$Q_{md} = 8.25 + 5.76 = 14.01 \text{ GPM}$$

Porcentaje volumétricos de sólidos

$$\phi_{sd} = \frac{8.25 \times 100}{14.01} = 58.88 \%$$

Gravedad específica.

$$Q_{E_{md}} = \frac{8.04 \times 100}{14.01} = 2.275$$

Con estos valores calculados se podrá obtener el flujo de alimentación.

Flujo másico de mezcla.

$$m_{ma} = (6.875 + 8.04) = 14.915 \text{ TCFH}$$

Flujo másico de agua.

$$m_{aa} = 4.125 + 1.44 = 5.565 \text{ TCFH.}$$

Flujo volumétrico de sólidos.

$$Q_{sa} = 3.4375 + 8.25 = 11.6875 \text{ GPM}$$

Flujo volumétrico de agua.

$$Q_{aa} = 16.5 + 5.76 = 22.26 \text{ GPM.}$$

Flujo volumétrico de mezcla.

$$Q_{ma} = 11.6875 + 22.26 = 33.947 \text{ GPM.}$$

Porcentaje de sólidos en peso

$$X_{s1} = \frac{9.35}{14.915} = 0.62$$

Porcentaje de sólidos en volúmen.

$$\phi_{sa} = \frac{11.6875}{33.947} = 34.43\%$$

Gravedad específica de la mezcla

$$g_e = \frac{14.915 \times 4}{33.947} = 1.757$$

Necesitamos ahora calcular los flujos de agua que serán adicionados a la entrada del molino y la bomba.

$$m_a = \frac{9.35}{0.65} - 9.35 = 5.034 \text{ TCFH.}$$

Como a la descarga del hidrociclón proviene un flujo másico de agua de 1.44 TCFH necesitamos entonces:

$$m_{aa} = 5.034 - 1.44 = 3.594 \text{ TCFH.}$$

$$Q_a = 14.376 \text{ GPM.}$$

Finalmente el flujo de agua que deberá agregarse después del molino para tener un 62% de sólidos en peso en la bomba es:

$$m_a = 5.565 - 5.034 = 0.531 \text{ GPM.}$$

4.2.7 DIMENSIONAMIENTO Y SELECCION DEL HIDROCICLON.

Criterios de Selección de Hidrociclones.

En diseños de circuitos de molienda clasificación el objetivo es producir un reboso del hidrociclón que tenga cierta característica granulométrica, está normalmente esta definida como un porcentaje que pasa una determinada apertura de malla en micrones.

Krebbs Engineering propone una relación empírica que liga la distribución del OVER-FLOW en tamaños de partículas con el dsoc requerido para producir una separación especificada, esto se da en la tabla.

%PASSING	FACTOR q
del tamaño de un rebose dado	
98.8	0.54
95	0.73
90	0.91
80	1.25
70	1.67
60	2.08
50	2.78

La relación indicada en esta tabla es para sistemas típicos de molienda en distribuciones de tamaño promedio y puede variar sólo ligeramente con las características particulares de cada mena.

La separación del ciclón puede ser alcanzada usando la ecuación:

$$D_{50c} (\text{aplicación}) = D_{50c} (\text{Base}) \times C_1 \times C_2 \times C_3$$

El D_{50c} (Base) para un hidrociclón de diámetro dado se multiplica por tres factores de corrección designados como C_1 , C_2 , C_3 .

Este D_{50c} (Base) es el tamaño en micrones que un "hidrociclón standar" puede alcanzar operando bajo las condiciones base se estima de relación.

$$D_{50c} (\text{Base}) = 2.84 D_c^{0.66}$$

donde D_c = Diámetro del hidrociclón (cm).

La corrección C_1 , se debe a la influencia de concentración de sólidos contenidos en la pulpa alimentada puede estimarse por siguiente relación:

$$C_1 = \left[\frac{53 - \phi}{53} \right]^{-1.45}$$

ϕ : % de sólidos en volumen del alimento al hidrociclón

La segunda corrección C_2 es debido a la caída de presión de alimentación menos la presión de rebose.

La caída de presión es una medida de energía que se utiliza en el hidrociclón para alcanzar la separación, en lo posible se recomienda que esta caída de presión sea del orden 40 a 70 KPa (5 a 10 PSI). Se puede estimar de la siguiente relación:

$$C_2 = 3.27 p^{-0.27}$$

p = Caída de presión en Kpa.

Se reduce que una alta caída de presión tendrá como resultado una separación fina y una baja caída de presión, debe significar una separación gruesa.

La siguiente corrección C_s se debe al efecto de la gravedad específica de sólidos y líquidos que son sujetos a clasificación. Tiene mayor importancia cuando la diferencia de gravedad específica entre el mineral y la ganga es fuerte que conduce a pensar que se permite una mayor liberación de partículas minerales a un tamaño relativamente grueso de separación.

$$C_s = \left[\frac{1.65}{G_s - G_l} \right]^{0.7}$$

donde: G_s : gravedad específica de sólidos.

G_l : gravedad específica de líquido

(normalmente 1)

Dimensionamiento del hidrociclón.

Teniendo en cuenta que el overflow debe ser 60% malla 200 a un mínimo de 40% de sólidos en peso, el underflow regresa al molino de bolas cu a carga circulante se obtiene en 240%.

gravedad específica del sólido 3.2, presión 50 KPa.

Cálculo de los factores de corrección

$$C_1 = \frac{53 - 34.4}{-1.08} = 4.47$$

$$C_2 = 3.27 (50)^{-0.25} = 1.09$$

$$C_3 = \left[\frac{.65}{3.2 - 1} \right]^{0.5} = 0.866$$

$$\text{Luego } d_{50} \text{ Base} = \frac{d_{50} \text{ (aplicación)}}{C_1 \times C_2 \times C_3}$$

Si se desea obtener 60% malla 200 en el rebose se estima el D_{50} de aplicación en la tabla dada por Krebs, corresponde a un factor de 2.08.

Tamaño de micrones
de aplicación = 74 (malla 200)

$$d_{50} \text{ requerido} = 2.08 \times 74 = 153.924$$

$$d_{50} \text{ aplicación} = 153.92 \text{ M}$$

$$d_{50} \text{ (Base)} = \frac{153.92}{4.47 \times 1.09 \times 0.866}$$

$$d_{50} \text{ (Base)} = 36.48 \text{ micrones.}$$

Con la relación conocida se halla el diámetro adecuado del hidrociclón.

$$d_{90} (\text{Base}) = 2.84 D^{0.44}$$

Reemplazando:

$$36.48 = 2.84 D^{0.44}$$

$$D = 48.5 \text{ cm (19")}$$

Seleccionamos hidrociclón marca KREBS D20 B

Dc pulg	Ai pulg ²	Do pulg	h pulg
20	11	4 1/2	75

4.2.8 CALCULO Y DISEÑO DEL SISTEMA DE TUBERIAS.

4.2.8.1 Flujo de sólidos en tuberías.

Con la mezclas sólido-líquido (llamado también lodos) aparecen dos tipos de flujos distintos.

1. Flujo homogéneo de sólidos: Denominado también flujo no sedimentario, en este caso las partículas están distribuidas homogéneamente en el medio líquido, obteniéndose una mezcla con propiedades distintas a las del líquido, éste tipo de mezcla

se caracteriza por los pequeños tamaños de partículas involucradas y por que las concentraciones de sólidos pueden ser altas. Estos sólidos se comportan frecuentemente como fluidos no newtonianos.

2. Flujo heterógeno de sólido: llamado también flujo sedimentario, en este caso la concentración no es uniforme en las distintas partes de una sección de tubería horizontal aún en el caso de alta turbulencia.

La fase sólida y la fase líquida retienen sus propiedades, con este tipo de lodos se usan concentraciones bajas y las partículas transportadas son de mayor tamaño que el caso de lodos no sedimentarios.

Cuando la mezcla es de tipo arenosa y contiene moderada cantidad de partículas finas su viscosidad relativa con respecto al agua se puede aproximar mediante la figura.

La figura 4.2.8.1 muestra una definición del tipo de flujo (homogéneo

La figura 4.2.8.I muestra una definición del tipo de flujo (homogéneo o heterogéneo) según el tamaño de partícula más grande (presente en un 3% en peso o más y según la gravedad específica del sólido. Todo esto para velocidades de mezcla comprendidas entre 1.22 a 2.13 m/s (4 a 7 pies/s).

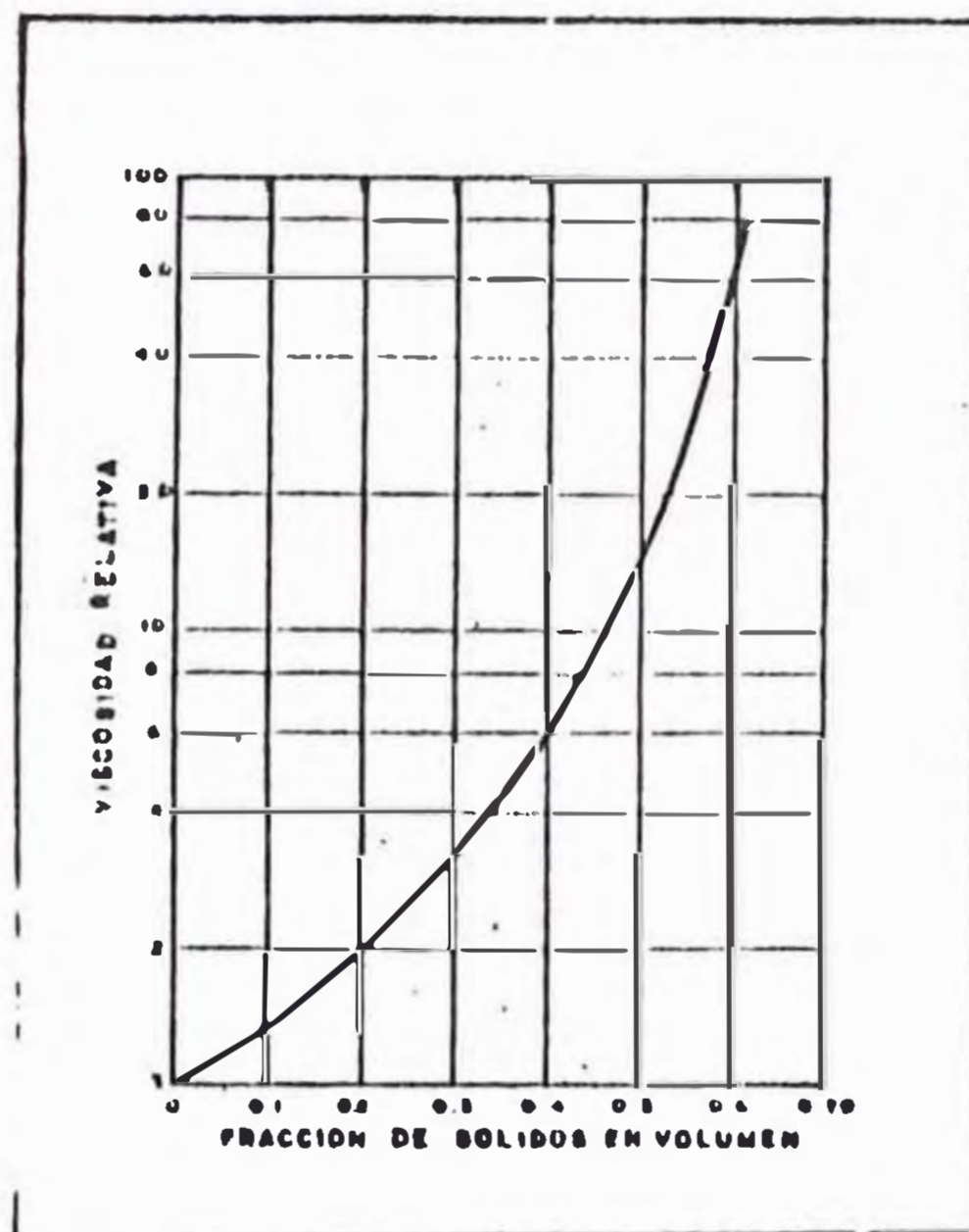


Fig. 4.2.8.I. Viscosidad relativa de un fluido Newtoniano versus concentración de sólidos en volumen.

En esta figura se muestra una zona intermedia donde se deberá determinar el flujo predominante. Muchas mezclas pueden caer en esta zona y en este caso

gravidad específica mayor que la del fluido solo, esto produce dos efectos:

- a. La diferencia de densidades entre la fase sólida y la fase líquida se reduce.
- b. La proporción de sólidos transportados como tal es menor.

Ambos efectos contribuyen a una relación en la caída de presión en la tubería ya que también se reduce la velocidad crítica, la velocidad de flujo puede ser disminuida siempre y cuando se mantenga el arrastre de las partículas finas.

Concentración de sólidos de hasta 40% de sólidos en volumen son manejables cuando la superficie de los sólidos es baja (partículas gruesas); partículas finas como arcillas pudieran no ser bombeadas ni siquiera a una concentración de 10 % de sólidos en volumen, como regla general, mezclas con menos de 25% de sólidos en peso con tamaños menores a 44 micrones (Malla Tyler 325)

serán bombeadas hasta concentraciones de 40%.

Para mezclas más espesas y con mayor cantidad de partículas finas se deberá tener un mejor conocimiento de sus propiedades reológicas (viscosidad, plasticidad).

El término velocidad crítica V_c específica aquella velocidad a la cual se produce deposición de sólidos en la tubería y de mantenerse esta velocidad la tubería probablemente se obstruiría.

La velocidad crítica es mayor en el flujo heterogéneo que en el flujo homogéneo. En el caso de tuberías horizontal son fácilmente transportadas, ya que sus velocidades de asentamiento son usualmente mucho menores que la velocidad de flujo.

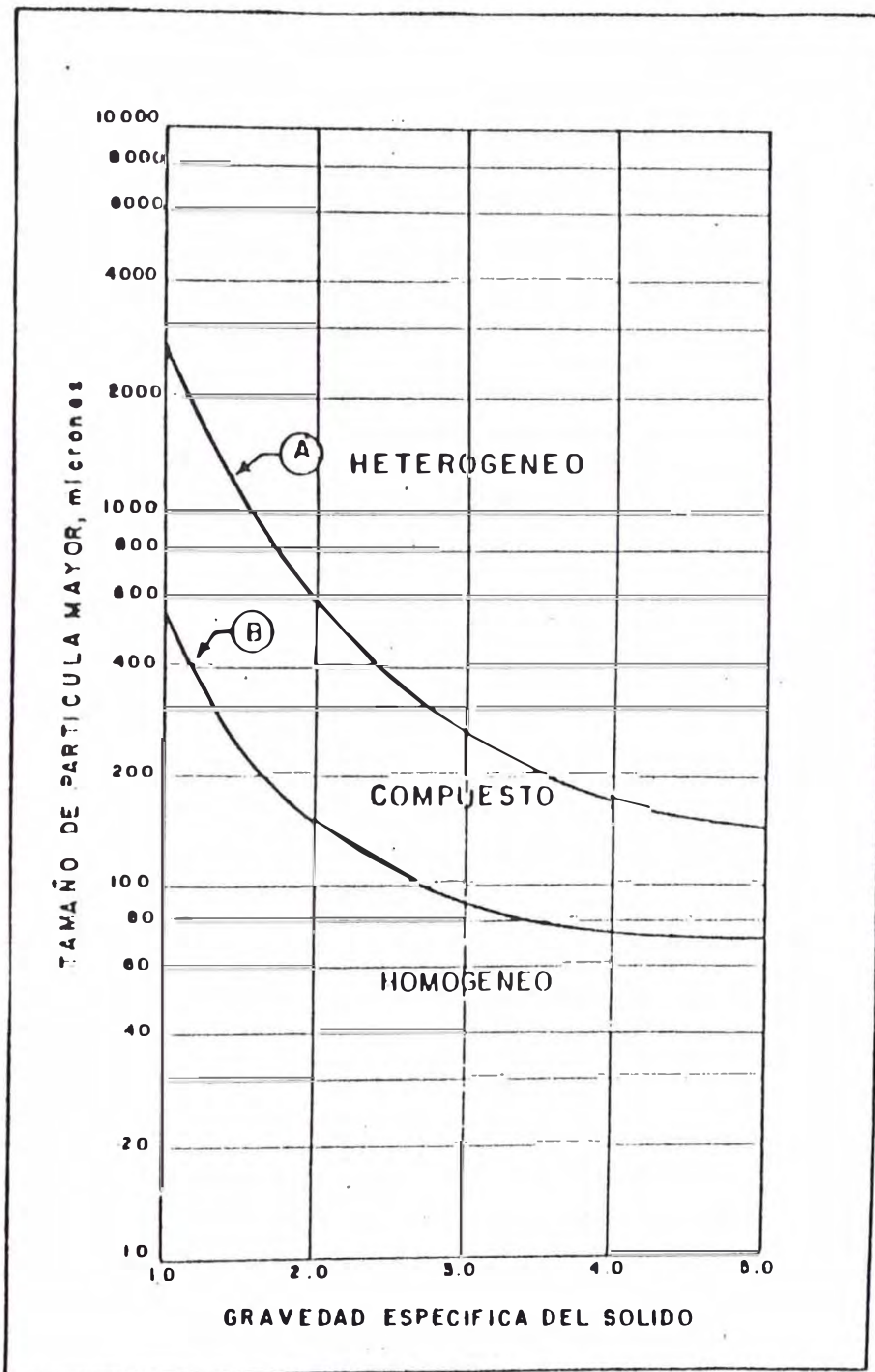


Fig 4.2.8.II. Definición del régimen de flujo en función del tamaño de la partícula y de la gravedad específica.

La velocidad de diseño debe de estar por encima de la velocidad crítica siendo velocidades de 1.22 a 2.13 m/s, usualmente prácticas y económicas, velocidades por encima de 2.13 m/s (7 pies) pueden ser necesarias para bombear lodos con partículas grandes.

La compañía Galigher recomienda las siguientes velocidades de mezcla en tubería para caso de concentraciones de hasta 50% de sólidos en peso y gravedades específicas de sólidos de 2.5 a 3.5.

Rango de tamaños de partículas (malla Tyler)	Rango de velocidades m/s	Rango de velocidades pies/s
Malla 200 y más finos	1.0 - 1.5	3 - 5
Malla 20 a malla 200	1.5 - 2.0	5 - 7
Malla 4 a malla 20	2.0 - 3.4	7 - 11
0.25 pulg y mayores	3.4 - 4.3	11 - 14

* Para el caso del agua como fluido de transporte.

Tabla Velocidades promedio recomendadas en el transporte de sólidos.

La forma de estimar las pérdidas de presión en tuberías horizontales es mediante la fórmula de Williams y Hazen

$$h = 36.82 \left[\frac{(100)}{C} \right]^{1.85} \frac{Q^{1.85}}{(D_{it})^{4.75}}$$

Donde :

h = pérdida de presión en metros por cada 10m. de tubería

Q = Flujo de mezcla, l/s.

D_{it} = Diámetro interno de la tubería, cm.

C = Factor que depende de la rugosidad de la tubería (140 para tubería nueva, 100 para tubería usada).

La figura 4.2.8.III, permite obtener el número de Froude en función de la gravedad específica del sólido ν de la concentración de la mezcla, luego la velocidad crítica será:

$$V_c = N_{Fr} \sqrt{g D_{it}}$$

Donde:

V_c = velocidad crítica en m/s

Nfr = número de Froude (adimensional)

g - aceleración de la gravedad (

$g = 9.81 \text{ m/s}^2$)

Dit - diámetro interno de la tubería, m

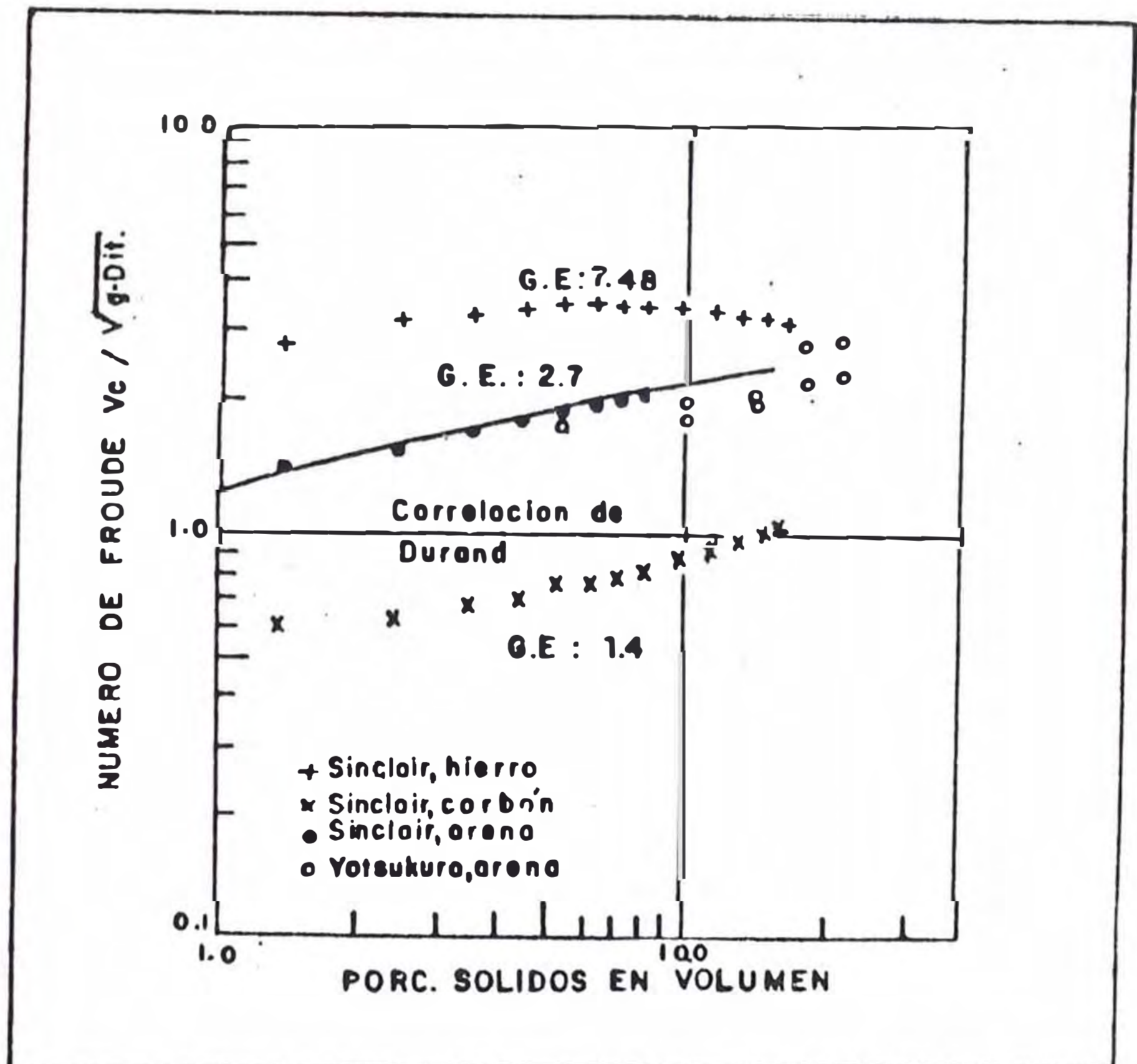


Fig. 4.2.8.III Número de Froude en distintas mezclas sólido - líquido.

Para el cálculo del factor de fricción en transporte de sólidos en tubería

horizontal se puede utilizar la fórmula de correlación de Durand.

$$f_m = f_{\text{agua}} \left(1 + 82 \left(\frac{q \cdot D_{it}}{v_m^2} \frac{\rho - \rho_{\text{agua}}}{\rho_{\text{agua}}} \right)^{3/2} \right) \cdot \frac{1}{C_d^{3/4}}$$

donde:

f_m = Factor de fricción para la mezcla.

f_{agua} = Factor de fricción para el

agua.

y = Fracción volumétrica de sólidos.

q = Aceleración de la gravedad.

m = Densidad de la mezcla

a = Densidad del agua.

D_{it} = Diámetro interno de la tubería, m.

v_m = Velocidad de la mezcla, m/s.

C_d = Coeficiente de arrastre de la

partícula.

El factor de fricción para el agua se obtiene del gráfico de Darcy.

calculando previamente el número de Reynolds para agua.

$$\text{NRe}_{\text{agua}} = \frac{D_i \cdot V_m \cdot \rho_{\text{agua}}}{\mu_{\text{agua}}}$$

μ_{agua} : Viscosidad del agua.

Para obtener el factor de fricción en tuberías verticales se procede a calcular el número de Reynolds de la mezcla y con él se va al gráfico de Darcy.

$$\text{NRe}(\text{mezcla}) = \frac{D_i \cdot V_m \cdot \rho_m}{\mu_m}$$

Donde :

μ_m : Viscosidad de la mezcla.

Finalmente la caída de presión se obtendrá con:

$$p = \frac{f \cdot \rho_m \cdot V_m^2 \cdot L}{2g \cdot D_i}$$

donde:

p - Caída de presión

f = Factor de fricción

l - Longitud de la tubería.

m Densidad de la mezcla.

v_m Velocidad de la mezcla.

D_{it} = Diámetro interno de la tubería.

4.2.8.2 Sistema de Tuberías y Accesorios.

Al diseñar un sistema de tuberías para transportar sólidos se debe de tener en cuenta lo siguiente:

- a. Facilidad para un lavado o descarga de sólidos en la tubería en el caso de una parada de emergencia.
- b. Acceso para el reemplazo de las posibles partes sujetas a abrasión (codos, restricciones)
- c. Rotación de los tramos rectos horizontales (caso de partículas muy gruesas)

Se debe de tomar en cuenta que en el caso de las tuberías metálicas de fierro la protección que se forma en la pared interna de la tubería producto de la corrosión, es erosionada por los

sólidos resultando en una pérdida más alta de metal de la que existiría cuando se transporta fluido sólo, los efectos de erosión será más pronunciadas donde existan uniones por soldadura, en la parte inferior del interior de una tubería horizontal, en los codos demasiado cerrados.

Las válvulas a instalarse deberán ser especialmente para lados como la válvula pinch, las válvulas de compuerta pueden ser utilizadas en estos casos siempre que operen completamente cerrados o abiertos, para medir la presión se puede utilizar un manómetro de diafragma, llamado así ya que entre el manómetro y la mezcla a presión se interpone una membrana elástica o diafragma el cual se dilata proporcionalmente a la presión aplicada.

4.2.8.3 Cálculo de la Velocidad y Perdidas en el Sistema de Tuberías.

De acuerdo a la tabla la velocidad recomendada debe de estar entre 1.5 2.0 m/s (5-7 pies/s)

Para una caudal de 33.95 GPM (2.14 lts/s) tenemos:

Q	Dit	V	V_c/N_{Fr}
lt/s	pulg	m/s	pies

2.14	1 1/2"	0.0381	1.877	6.16	0.61
------	--------	--------	-------	------	------

2.14	2	0.0508	1.055	3.46	0.71
------	---	--------	-------	------	------

Utilizando la figura 4.2.8.III obtenemos que para un material de G.E 3.2 obtenemos un número de Froude 2.2 luego tenemos para:

Dit (pulg)	V_c (m/s)
1 1/2	1.342
2	1.562

Entonces el diámetro interior D_{it} de la tubería será de 1.5" (0.0381m) material fierro galvanizado Schedule 40 cuya resistencia a la abrasión será mayor y por lo tanto tendrá mayor duración que los recubrimientos de jete en la bomba e hidrociclón.

Aplicando la fórmula de correlación de Durand:

Para lo cual calculamos el número de Reynolds del agua

$$N_{re \text{ agua}} = \frac{0.0381 \text{ m} \times 1.877 \text{ m/s} \times 1000 \text{ kg/m}^3}{10^{-3} \text{ kg/ms}}$$

$$N_{re \text{ agua}} = 7.15 \times 10^4$$

Del gráfico de Moody obtenemos como factor de fricción 0.03 para el caso de tubería fierro galvanizado (rugosidad relativa 0.005) luego:

$$f_m = 0.03 \left[1 + 82 \left[\frac{9.81 \times 0.0381}{1.877} \frac{1.757 - 1}{1} \right]^{3/2} \frac{0.3443}{(0.44)^{3/4}} \right]$$

$$C_d = 0.44$$

$$f_m = 0.065$$

La caída de presión en 10m. de tubería será:

$$A_p = \frac{0.065 \times 1.757 \text{ kg/m}^3 (1.877 \text{ m/s})^2 \times 10\text{m}}{2 \times 9.81 \text{ m/s}^2 \times 0.0381\text{m.}}$$

$$A_p = 0.053 \text{ kg/cm}^2$$

$$A_p = 0.053 \text{ kg/cm}^2 \times \frac{10\text{mH}_2\text{O}}{1 \text{ kg/cm}^2} \times \frac{1}{1.757} \text{ m. mezcla}$$

$A_p = 0.30 \text{ m. de mezcla} \times 10\text{m. de}$
tubería

Aplicando la fórmula de Hazen:

$$h = 36.82 \left[\frac{100}{140} \right]^{1.49} \cdot \frac{(2.141 \text{ l/s})^{1.49}}{(3.81 \text{ cm})^{4.75}}$$

$h = 0.120 \text{ m. de mezcla} \times 10\text{m de}$
tubería.

por seguridad escogemos el factor de fricción más alto o sea $h = 0.30$.

El factor de fricción aplicable al tramo vertical de tubería se obtendrá del diafragma de Moody, para lo cual debemos calcular previamente el número

de Reynolds para la mezcla, debido a que no existen demasiadas partículas finas podemos decir que el fluido se comportará como Newtoniano y por lo tanto de la figura para concentración de 35% de sólidos en volumen la viscosidad aparente de la mezcla será 4 veces la viscosidad del agua.

Por lo tanto el N° de Reynolds de la mezcla será:

$$NRe_{mezcla} = \frac{1757 \text{ kg/m}^3 \times (1.877 \text{ m/s}) \times (0.0381 \text{ m})}{4 \times 10^{-3} \text{ kg/ms}}$$

$$NRe_{mezcla} = 3.15 \times 10^4$$

Del diagrama de Moody se obtiene un factor de 0.035 para tubería de fierro galvanizado, la caída de presión en tubería vertical.

$$p = f \frac{Fm \cdot Vm^2 \cdot L}{D \times 2g}$$

$$p = \frac{0.035 \times (1757 \text{ kg/m}^3) (1.877 \text{ m/s})^2 \times 10 \text{ m}}{(0.0381 \text{ m}) \times 9.81 \text{ m/s}^2 \times 2}$$

$$p = 0.027 \text{ kg/cm}^2.$$

Expresando en metros de mezcla:

$p = 0.17m \times 10 m.$ de tubería.

Los largos equivalentes en diámetros internos de tubería de las válvulas y accesorios del circuito.

	Posición	Le/Dit
Válvula compuerta	Completamente abierta	13
Válvula Pinch	1/2 abierta	160
Codo de radio largo		20

Considerando un Le/Dit total de 250, entonces la longitud equivalente de válvulas y accesorios.

Le (horizontal) $160 \times 0.0381 = 6.09m$

Le (vertical) $(13+20) \times 0.0381$

1.26m

Finalmente aplicando la ecuación de Bernouilly entre la sección de la bomba y la descarga del hidrociclón.

$$H = \frac{10 \cdot p}{\rho} + (f_d L_d + \frac{v_d^2}{2g} + h_d) + (f_s L_s - \frac{v_s^2}{2g} - h_s)$$

caída de presión hidrociclón
Descarga
Succión

donde:

$\rho = 0.5 \text{ kg/cm}^2 = 50 \text{ KPA}$

$\rho_m = 1.757 \text{ gr/cc}$

$v_d = 1.877 \text{ m/s}$

$v_s = 0.9 \text{ m/s}$

$f_s = f_d \text{ horizontal} = 0.30 \text{ m. mezcla/10m}$
de tubería horizontal.

$L_s = 0.5 \text{ m}$

$h_s = 0.1 \text{ m}$

$L_d(\text{horizontal}) = 30 \text{ m.}$

$L_d \text{ vertical} = 6 \text{ m}$

$$H = \frac{10 \times 0.5 \text{ kg/cm}^2}{1.757} + \frac{0.30 \times 30 \text{ m}}{10} + \frac{0.17}{10} \times 6 \text{ m}$$

$$+ \left[\frac{1.877 \text{ m/s}}{2 \times 9.81} + 6 \text{ m} \right] + \left[\frac{0.30}{10} \times (0.6 \text{ m}) - \frac{(0.9 \text{ m/s})^2}{2 \times 9.81} - 0.1 \text{ m} \right]$$

7.9 m. de mezcla.

4.2.9 Selección de la Bomba.

Para la selección de la bomba se deberá tener en cuenta factores de reducción de altura de bombeo:

Uno de los factores recomendables es:

$$FRH = 1 - 0.000385 (s - 1) \left(1 + \frac{d_{50}}{22.7}\right)^2 \ln \left(\frac{d_{50}}{22.7}\right)$$

donde:

FRH Factor de reducción de altura.

s : Densidad del sólido (gr/cc)

xa : Porcentaje de sólidos en peso en la alimentación.

d₅₀ : Tamaño de partículas en micrones que será retenido en un 50 %.

La ecuación anterior es menos confiable por encima del 60% de sólidos en peso en la alimentación.

Finalmente si H_b es la altura de bombeo suministrado para agua; la altura de bombeo para el caso de la mezcla sólido líquido será:

$$H = FRH \cdot H_b$$

Otro método para obtener el factor de reducción de altura y además el factor de reducción de potencia de la bomba es utilizando la figura para lo cual se necesita el d_{50} de la mezcla obtenido de la curva de distribución granulométrica y la densidad del sólido.

Obtenido el factor K_{sp} , el factor de reducción de altura y de eficiencia será:

$$FRH^* = 1 - K_{sp} \phi$$

donde:

FRH^* : Factor de reducción de altura y de potencia.

K_{sp} : Coeficiente de la bomba de sólidos.

ϕ : Fracción volumétrica de sólidos.

Por lo tanto la altura H y la Potencia de la bomba cuando opere con sólidos:

$$H = FRH^* \cdot H_b$$

$$P = \frac{\text{agua } Q \cdot H_b}{102 \cdot \eta_b \cdot FRH}$$

donde:

Q : Caudal m^3/s .

H_b : Altura de bombeo, m. de agua.

agua : Densidad del agua kg/m^3

η_b : Eficiencia de la bomba.

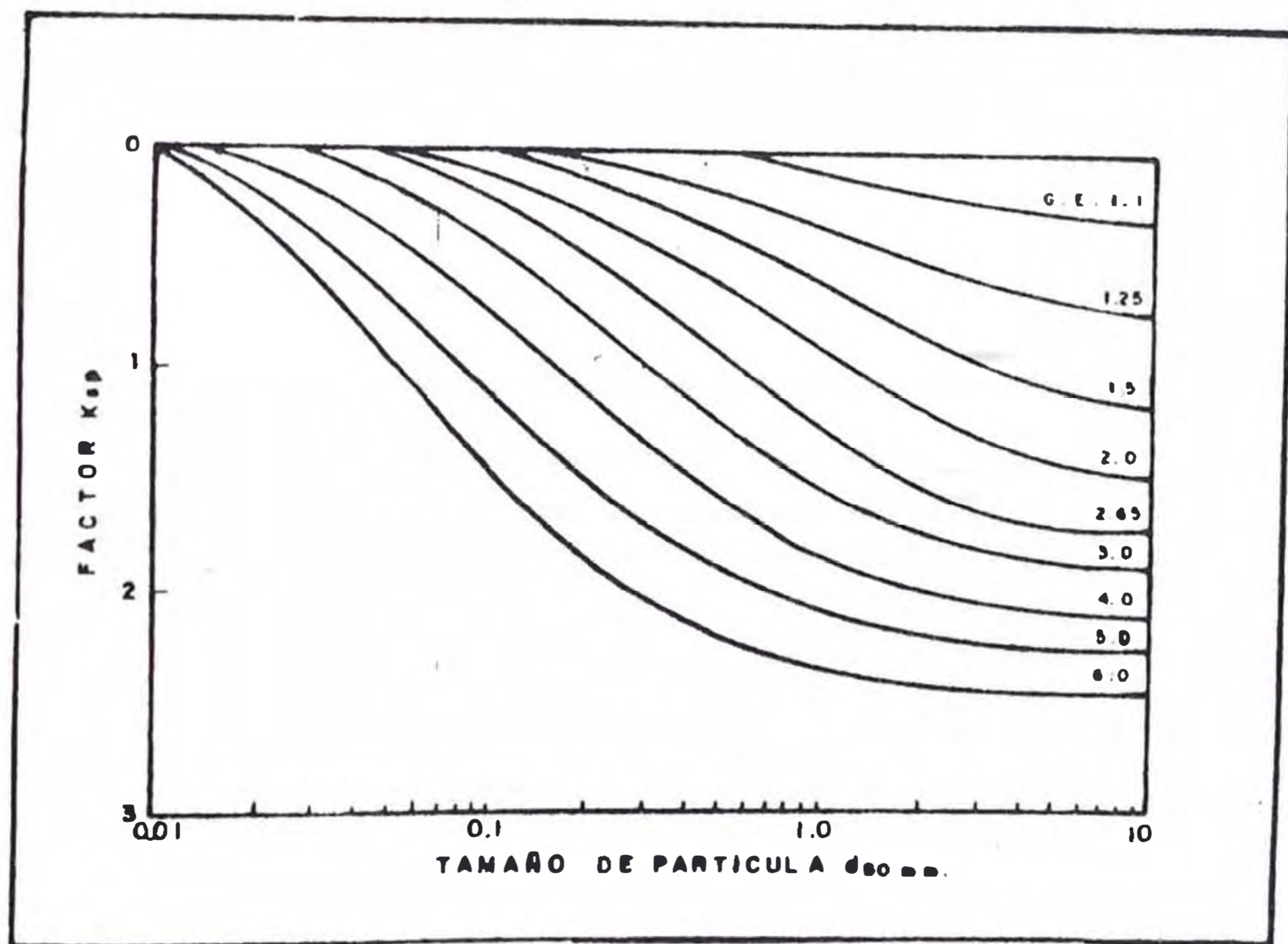


Fig 4.2.9.I Factor de corrección K_{sp} . vs. tamaño de partícula.

Selección de la Bomba.

Utilizando la figura 4.2.9.I se obtiene como promedio un $K_{sp} = 0.9$ que para 35% de sólidos en volumen da:

$$FRH^* = 1 - (0.9)(0.35)$$

$$FRH = 0.685$$

Luego la altura de agua a bombear es:

$$HB = \frac{9.9}{0.685} - 14.45 \text{ m} = 48 \text{ pies}$$

para 48 pies de agua y 34 GPM seleccionamos de catálogo GOULDS PUMP, una bomba MORRIS MODEL JC. horizontal slurry. 1 x 1 1/2 - 8 girando a 1750 rpm, con una eficiencia del 37%.

Por lo tanto aplicando el factor de reducción de potencia:

$$P = \frac{2.15 \times 10^{-3} \text{ m/s} \times 9.9 \times 1000}{102 \times 0.37 \times 0.685}$$

$$P = 0.8 \text{ kw.} = 1.07 \text{ HP.}$$

Considerando un factor de seguridad 1.4 la potencia del motor eléctrico será:

$$P_e = 1.07 \times 1.4 = 1.54 \text{ HP.}$$

Tablas DELCROSA seleccionamos motor NV305
4 polos 1.8 cv, 1700 rpm.

4.2.10 Dimensionamiento y Selección de Equipos, para Flotación.

El dimensionamiento y la selección se basan en la combinación de dos factores: el específico y el racional. El específico corresponde a los datos proporcionados por el cliente y los cálculos resultantes para determinar el volumen total de las celdas de flotación. Lo racional es la decisión juiciosa de determinar lo más económico y la mejor distribución de los equipos dentro de la planta concentradora.

a. Volumen total de celdas. Es una determinación matemática basada en la apropiada información del proyecto: Tonelaje a tratar, gravedad específica del mineral seco, porcentaje de sólidos en la pulpa y el tiempo de flotación requerido.

b. La racional. La celda correcta debería ser del tamaño más grande disponible la cual cumpla los siguientes objetivos:

Flotación eficiente.

Pueden ser distribuidos en un banco o varios bancos.

Menor costo posible.

El número de celdas usadas en una banca se determina por los siguientes factores:

Características de flotación de los minerales.

Experiencias en la industria y resultados obtenidos de las mismas.

Efectos de corto circuito en una aplicación específica y las compensaciones necesarias para este fenómeno.

Selección del Agitador.

Los datos para nuestro caso son:

Mineral : Concentrado de mineral de oro.

Tonelaje : 10 TNEP

Gravedad específica del mineral seco : 3.2%

% sólidos en peso : 40%

Tiempo de flotación : 240 minutos.

De tablas Denver (D-100) de densidades de mineral con diferentes gravedades específicas, se encuentra los factores de pies cúbicos

cos/minuto por volumen en pulpa, luego para 40% sólidos con una gravedad específica de 3.2 obtenemos 0.97 pie³ /minuto/TCPH.

Poniendo estos factores en la fórmula general.

$$\frac{10 \text{ THPD} \times 1.1 \text{ TC/TH} \times 0.97 \text{ pie}^3/\text{minuto/TCPH}}{24 \text{ horas/día} \times 0.85(\text{factor aeración})} = 0.523 \text{ pie}^3 \text{ de pulpa.}$$

$$240 \text{ minutos} \times 0.523 = 125.52 \text{ pie}^3.$$

Como necesitamos 3 celdas independientes a fin de evitar el cortocircuito, seleccionamos celdas Denver tipo D-R, capacidad 50.28 pie³.

Para este agitador es necesario un motor de 2HP con un factor de seguridad de 1.2 seleccionamos motor Delcrosa NV90L 4 polos 2.4 HP, 1720 rpm.

4.2.11 Tanques para Solución

Para las soluciones tanto la solución pregnant como barren es necesario

3 Tanques ϕ x H. 1.9m x 1.9m

1 Tanque ϕ x H. 1.2m 1.2m

Construidas de RL 3/16" espesor.

4.2.12 Selección del Soplador

Necesitamos un soplador para un caudal de aire 400 CFM para airear la pulpa, presión 2.3m H₂O = 3.27 PSI.

Seleccionamos para este caso un blower, Mechanical booster pump, Model EH 1200, con 840m³/h = 494 CFM; 4HP; (Edwards)

4.2.13 Equipos para la planta de precipitación

Filtro de bandejas Denver 5' x 5' (Duplex)

Equipo de vacío SIH 40106/4.8

Compuesto de :

Romba de vacío de anillo líquido SIH

Modelo

LPHE 40106 Cople flexible Motor eléctrico 4.8 HP.

Unidad de laboratorio para mezclado y precipitación.

4.2.14 Equipos Auxiliares.

Bomba de agua.

Necesitamos 20 GPM para molienda y la planta de cianuración, altura 18 pies.

De Tablas Hidrostat seleccionamos Bomba tipo B1 1M, Velocidad 2900 rpm, motor 1.4 HP, 3475 rpm con un factor de servicio de 1.4

Alimentador del circuito de fuerza.

Potencia de motores electricos 98HP = 75 kw.

Alumbrado (Fluorescentes de 40W) 10 kw.

Controles 5 kw.

Carga total 90 kw.

Cálculo del transformador

Factor de potencia $\cos \phi = 0.8$

Eficiencia del transformador = 0.95

$$\text{Potencia} = \frac{\text{Carga total}}{\cos \phi \times \text{eficiencia}}$$

$$= \frac{90}{0.8 \times 0.95}$$

$$= 118 \text{ KVA}$$

Se selecciona 125 KVA.

CAPITULO V
ANALISIS DE COSTOS

5.1 COSTO DE EQUIPOS

A continuación un presupuesto en dólares USA.

Cant.	Equipo	Costo US\$
1	Tolva metálica 10' x 6' PI 3/16", compuerta PI 1/4" chute de descarga	2,000.-
1	Faja transportad 18" x 60m.	3,000.-
1	Silo de almacenamiento - 150 TM PI 3/16", columnas tubo ø 10"	6,000.-
1	Transportador de gusano ø 6" x 30'	3,000.-
1	Molino de bolas D.L. 5' x	60,000.-
4	Bomba horizontal 1" x 1 1/2" x 8" Modelo JC slurry Pumps 61.	12,000.-
1	Hidrociclón tipo Krebs D 20"	3,200.-
3	Tanques agitadores cap. pie ³	18,000.-
1	Blower Edwards Modelo EH1200	2,800.-
3	Tanques ø x H 1.2 m x 1.2 m.	

	3/16" espesor	2,400.=
1	Tanque ϕ x H 1.2 m x 1.2 m, 3/16" espesor	350.=
1	Filtro de bandejas Denver 5	4,000.=
1	Equipo de vacío SIH 40106/4.8	
	Compuesto de :	
	1 Bomba de vacío de anillo	
	líquido SIHI Modelo CPHE - 40106	
	1 Cople flexible	
	1 Motor eléctrico	
	1 Base común	4,200.=
1	Unidad de laboratorio para mezclado y precipitación Denver.	4,000.=
1	Bomba Hidrostat Tipo B1 III	600.=

COSTO TOTAL EQUIPOS

\$ 139,550.=

5.2 COSTO DE INSTALACION

	costo US
Montaje de Equipos	30,000.-
Preparación de Terreno	10,000.-
Soportes, escaleras	2,000.-
Instalación red de agua (tuberías, válvulas, tanque de agua)	5,000.-
Instalación eléctrica	5,000.-
COSTO TOTAL INSTALACION	52,000.-

COSTO TOTAL : 139,550 + 52,000 = 171,550

Considerando un 10% de seguridad obtenemos

US \$188,705.=

CONCLUSIONES

1. El presente trabajo delinea una Planta Piloto para concentrado mineral de oro, para utilizarse a nivel industrial ó definir las especificaciones técnicas necesarias para lograr una planta de mayor capacidad conforme resultados obtenidos.
2. El método convencional (agitación/CID) adecuado para el tratamiento de concentrado de mineral de oro plata es probadamente eficiente, con un costo de tratamiento mayor en comparación con los demás (CIP, CI), este costo de tratamiento es probable disminuirlo con el avance tecnológico en metalurgia logrando una mayor eficiencia.
3. El diseño de la planta comprende la selección de equipos standards que en la Industria Nacional son accesibles de adquirir o en todo caso se puede importar. Los datos metalúrgicos han sido facilitados por el laboratorio para efectuar los cálculos para la producción estimada de la planta piloto de 10 TMD.

4. Debe obtenerse los resultados satisfactorios de lugar en el país la instalación de muchas plantas principalmente en los lugares donde se encuentran las reservas de mineral a fin de reducir los costos de transportes, creando nuevas fuentes de trabajo y tecnología nacional.
5. No se ha realizado la evaluación económica propiamente dicha solamente se ha bosquejado un presupuesto global de costos. Se considera altamente rentable la recuperación de capital debido a la gran diferencia del precio del oro en comparación con los demás minerales.

BIBLIOGRAFIA

1. Oro - Metalurgia
Ing. Diez Canseco E.
2. Metalurgia del oro y la plata
Ing. David Contreras, 1988
3. Cianurización y Concentración de los Minerales de oro y plata
Dorr John V.M., 1984
4. Operaciones unitarias en procesamiento de minerales.
Ing. Ivan Quiroz Nuñez, 1986
5. Operaciones unitarias en Procesamiento de Minerales.
Mg. Cs. Juan F. Chia. Aquije 1985
6. Procesamiento de Minerales.
Ing. Jose Manzaneda Cabada, 1990
7. Diseño de Plantas de procesamiento de minerales
Mular, Andrew L., 1980
8. Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras.
Jaime E. Sepulveda
Leonel Gutierrez R.
9. Biblioteca del Ingeniero Químico
Robert H. Perry, 1987
10. Manual del Ingeniero Mecánico.
Marks ,1986
11. Construcción de silos.
Reimbert Marcell

12. "Process piping systems"
Ed. Mc. Graw Hill, 1981
13. Galigher Company "Corporate Bulletin 21-030"
Horizontal Pump" Salt Lake city Utah USA
14. Materials Handling and Processing
Equipment Catalogo 1999 Link Belt
15. Manual de AISC 1980
16. Revistas Mining - Geomimet 1990 - 1991
17. Catalogos GPM - Denver