

T
669.028
L863



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería Mecánica

“Selección de equipos para una planta
Recuperadora de relaves Minerales”

Informe Técnico

**Previa a la obtención del Título de
INGENIERO MECANICO**

Presentado por:

OSCAR EMILIO LOOR OPORTO

Guayaquil - Ecuador

1991



D-10698

AGRADECIMIENTO

Expreso mi gratitud a la Escuela Superior Politécnica del Litoral (ESPOL), a su personal docente y administrativo, por la educación universitaria, formación profesional y humana que me brindaron.

Agradezco, de manera especial, a mis profesores y compañeros, con quienes compartí esfuerzos, sacrificios y alegrías durante los años de estudios.

El Ingeniero Manuel Helguero González, generosamente me dedicó bastante de su valioso tiempo, incluso en horas de su descanso, para revisar y enriquecer con sus observaciones este Informe Técnico. Por ello, de forma particular, le exteriorizo mi gratitud.

Agradezco a mis padres por la fe y amor a la vida que me brindaron.

Agradezco también a mis fraternales amigos, Ing. Carlos Chía Lazarte, Arq. Gonzalo Nicola Icaza, Dr. Héctor Andrade Ríos e Ing. Mario Patiño Aroca, quienes, con total entrega, me ayudaron en la preparación de este documento.

DEDICATORIA



A Lorgia, Lorgia Emilia y Oscar Andrés

A mis padres, hermanos, y cuñados

A mis compañeros de estudios y trabajos

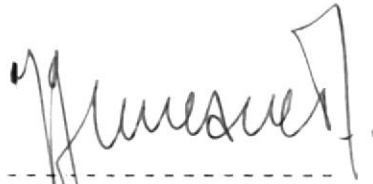
A mis fraternales amigos



Ing. Nelson Cevallos
DECANO



Ing. Manuel Helguero
DIRECTOR DEL INFORME



Ing. Ignacio Wiesner
MIEMBRO DEL TRIBUNAL



BIBLIOTECA

DECLARACION EXPRESA

Declaro que:

"La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en este INFORME, me corresponden exclusivamente; y, el patrimonio intelectual del mismo, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL".

(Reglamento de Graduaciòn mediante la elaboraciòn de INFORMES TECNICOS).

Oscar Emilio Loor Oporto

RESUMEN

El precio del ORO en el mercado internacional se incrementò a partir de 1980, hasta alcanzar un nivel tope de 800 dòlares la onza TROY.

La minería, actividad que en el Ecuador se había rezagado durante algunas dècadas, comenzò a reactivarse de manera dinàmica en los años 80.

En la actualidad, el sector minero significa un aporte considerable al producto interno bruto, da empleo a miles de ecuatorianos y genera anualmente alrededor de 200 millones de dòlares en divisas, estimàndose que, al finalizar el presente siglo, la extracciòn de oro, alcanzará 500 millones de dòlares.

La empresa que ha desarrollado el proyecto materia de la experiencia que se comenta en èste Informe,

inició sus operaciones en 1986, con la instalación de una Planta procesadora de arenas auríferas.

Este documento contiene la explicación de los procesos metalúrgicos combinados de concentración y cianuración; y, de manera específica, trata sobre la selección de maquinarias y equipos para una planta recuperadora de relaves minerales existentes en áreas cercanas a la ciudad de Zaruma.

El autor de este Informe, en su calidad de Presidente de la referida empresa, tuvo a cargo la dirección de las diversas etapas de ejecución del Proyecto.

INDICE GENERAL

RESUMEN

INDICE GENERAL

1. ANTECEDENTES.

- 1.1 Historia. Narración de la actividad minera en el País.
- 1.2 Justificación. Aprovechar la riqueza mineral que se pierde por el sistema artesanal, el cual todavía se sigue utilizando en el medio.
- 1.3 Objetivo. Seleccionar la maquinaria o equipo que se adapte a los requerimientos del medio y sean económicamente rentables para esa inversión.

2. DESCRIPCION DEL PROCESO.

- 2.1 Propiedades y calificación de la materia prima.
- 2.2 Métodos de recuperación de relaves minerales, y selección del óptimo.
- 2.3 Diagrama de flujo general, en una planta recuperadora de 25 TM/día, por el método de cianuración.

3. SELECCION DE EQUIPOS Y ELEMENTOS.

- 3.1 Parámetros principales que intervienen en el proceso.
- 3.2 Selección de maquinaria y elementos especiales.
- 3.3 Alternativas y costo.
- 3.4 Análisis de resultados.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

APENDICE. Tablas, gráficos y fotos.

INDICE DE FIGURAS.

1. Diagrama de flujo del circuito de molienda y concentración.
2. Diagrama de flujo del circuito de cianuración y precipitación.
3. Diagrama de procesos combinados de concentración y cianuración.
4. Esquemización del circuito de cianuración y precipitación.
5. Esquema de un molino de Bolas.
6. Sección transversal del molino, mostrando el movimiento de las bolas.
7. Forro para molino de bolas de doble onda.
8. Esquema de un molino de descarga directa.
9. Concentrador Jig, sección longitudinal.
10. Esquema de funcionamiento del concentrador Jig.
11. Ensamble de caja a bomba horizontal de lodos.
12. Impulsor de la bomba en neopreno.
13. Detalles de un Hidrociclón.
14. Trayectorias de flujo en el interior de un ciclón.
15. Estratificación de partículas entre los rifles de una mesa gravimétrica.
16. Zonas de separación de una mesa de gravimetría.
17. Diagrama de flujo del Merrill-Crowe.
18. Balance de flujo: sólidos - líquidos.



CAPITULO I



BIBLIOTECA

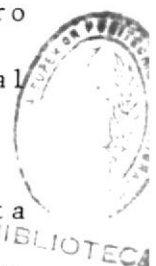
1. ANTECEDENTES.

1.1- HISTORIA.

El lugar de trabajo es la ciudad de Zaruma, cantón Zaruma, provincia del Oro, localizada a 1200 metros de altura sobre el nivel del mar, al sur-este del Ecuador, en la cordillera Occidental de los Andes. Por su configuración, dentro de las etapas de formación geológica de la tierra; tiene como basamento, rocas metamórficas, como son las cuarzitas.

Zaruma, Portovelo, Paccha, Minas Nuevas y Ayapamba conforman el denominado distrito minero de "Portovelo" de extraordinaria importancia en nuestro País. Desde 1910 a 1950, Portovelo fuè el principal centro minero del Ecuador.

En aquella época, existía en Portovelo una planta industrial minera que molía y procesaba 200 toneladas diarias de material de mina, del cual se obtenían minerales metálicos, principalmente oro(Au), plata(Ag), cobre(Cu), zinc(Zn), plomo(Pb). Tales minerales se procesaban, primero por flotación, con reactivos espumantes selectivos; y, luego, el material resultante se lo sometía al proceso químico de cianuración para recuperar los minerales nobles.



BIBLIOTECA

El distrito minero "Portovelo" es una zona montañosa, donde se encuentran vetas mineralizadas conformadas por sulfuros de hierro (pirita), plomo (galena), zinc (blenda), sulfosales de cobre y plata (bornita), distribuidos en forma masiva en una matriz de cuarzo. El oro se presenta en estado nativo o metálico, diseminado tanto en los sulfuros como en la ganga cuarzosa y en diferentes tamaños, desde laminillas visibles a simple vista hasta partículas muy finas, formando polimetálicos de: Au, Ag, Cu, Pb, Zn entre los más importantes.

Esta zona ha sido explotada desde antes de la Colonia hasta la fecha y todavía representa una reserva mineral de considerable magnitud. Anótese, de paso, que su explotación se ha realizado con poca inversión y tecnología, excepción hecha durante los años que se radicaron en la zona compañías extranjeras de origen canadiense, francesa y norte-americana.

Actualmente, la explotación es realizada principalmente por mineros independientes, que trabajan de la siguiente manera: localizan una veta que aflora a superficie o que se encuentra en los túneles ya existentes hechos por compañías extranjeras o nacionales, que trabajaron alguna vez en el sector; luego van haciendo pequeños huecos o túneles, con ayuda de cincel, combo y tacos o

cartuchos de dinamita y avanzan dentro de la roca para ir extrayendo el mineral, en donde se encuentran los metales preciosos que son los que hacen interesante el negocio; otros mineros mas organizados y con apoyo económico, utilizan compresores y máquinas para perforar, avanzando con mayor rapidez y extrayendo mayor cantidad de mineral.

Este mineral es llevado en costales al hombro o en carros mineros que corren sobre rieles, que luego son apilados fuera de la mina hasta reunir algunas toneladas. En el medio, 20 sacos equivalen aproximadamente a una tonelada.

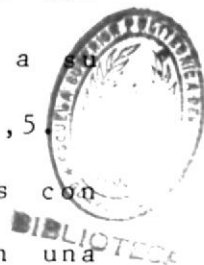
Dichos sacos son trasladados por los mineros en camiones a los diferentes molinos existentes en la zona, en donde deben esperar su turno para la molienda.

Los molinos son de baja productividad, de pistones. Con un motor se hace girar un árbol de levas que acciona unos pistones que, cayendo sobre unas tazas, van triturando las rocas mineralizadas por impacto; estos muelen alrededor de 4 a 5 toneladas por día. Debido a su lentitud, los estan sustituyendo por otros molinos de ruedas bien robustas y pesadas que, girando sobre una pista, van triturando por arrastre e impacto al mineral hasta pulverizarlo; estos últimos muelen entre 6 y 8 toneladas por día.

Los molinos son cargados o alimentados manualmente con mineral, el que, una vez pulverizado, es arrastrado, con ayuda de una corriente de agua, a un canal con determinada pendiente, pasando, previamente por una malla; el canal está cubierto con paños o franela y así, los minerales pesados que se encuentren libres, se quedan atrapados en los hilos o pelusas del paño, debido precisamente a su alto peso específico; el oro 19,3 y la plata 10,5. Las franelas se recogen para ser reemplazadas con otras y las que son retiradas se las lava en una tina para que aflojen el lodo y el mineral que queda en sus pelusas; luego, ese lodo se somete a un proceso manual de concentración con ayuda de una batea o platón cóncavo, se hace girar la mano en forma circular, para que el lodo, por fuerza centrífuga, afloje todos los limos que, por su poco peso, se escapan por los bordes del platón; y, concentrado en el centro del platón el material más pesado.

Repitiendo algunas veces este proceso, se podrá ver brillando hacia el centro una delgada franja de color amarillo naranja que es el oro y hacia los costados minerales menos pesados, como son los sulfuros de hierro, plomo, etc.

De los concentrados, se recupera el oro mediante amalgamación con mercurio.



Sólo una parte del mineral es atrapado por las pelusas de las franelas del canal; el resto se va con las arenas arrastradas por el agua, en mayor o menor proporción, según sea la eficiencia del manejo del método, dependiendo su eficacia de factores como los siguientes: mala molienda, flujo del agua demasiado veloz o muy fuerte, excesiva inclinación del canal que hace que el lodo baje muy rápido y queda menos cantidad de minerales en la franela, mala calidad del mineral, por ser demasiado fino el tamaño de la partícula de oro y muchos otros factores que provocan el escape de los minerales libres junto con las arenas de relave o residuales, las que se depositan en piscinas construidas al lado de los molinos. En muchos casos, porque no existen espacios vacíos junto a los molinos o porque no construyen piscinas, las arenas se escapan a las quebradas y luego se acumulan en los lechos de los ríos.

Dichas arenas de relave contienen un valor considerable de minerales. Los dueños de los molinos se quedan con esas arenas primariamente trabajadas por los mineros y las venden como material de colas o relaves, las que contienen entre el 40 y 60 % del mineral virgen que se extrajo de la mina.



BIBLI



DIRECCION

1.2 JUSTIFICACION.

Los antecedentes expuestos justifican plenamente la decisiòn adoptada por los empresarios, de instalar en Zaruma una planta para procesar arenas de relave, provenientes de minerales de diversas minas existentes en el distrito conocido con el nombre de "Portovelo".

Se condicia que el contenido mìnimo en cada tonelada de arena de relave era de 3 gramos de oro y 10 gramos de plata, encontràndose arenas con leyes de hasta 10 gramos de oro y entre 10 y 30 gramos de plata por tonelada mètrica.

Mediante càculos elementales, y asumiendo un 40 % de pèrdidas debido a la ineficiencia de los equipos y que en promedio cada molino procesa 6 toneladas mètricas mineral por dĩa, con un contenido tambièn promedio de 10 gramos de oro, se llegò a la siguiente aproximaciòn:

$6 \text{ ton. arena} \times 10 \text{ grs. Au/ton} = 60 \text{ grs. Au} \times 40\% = 24 \text{ grs. Au.}$

En el distrito antes mencionado existen 50 molinos aproximadamente y asumiendo 25 dıas laborables, resulta:

$50 \text{ molinos} \times 24 \text{ grs. Au} = 1200 \text{ grs. Au/dia} \times 25 \text{ d} = 30.000 \text{ grs Au/mes}$

Como dato referencial se anota que actualmente el

30.000 grs. Au x \$10.000=\$300'000.000,00 mensuales.
Este es el valor aproximado en sucres que se encuentra en las arenas de relaves que se depositan en las piscinas de los molinos, o en las quebradas y ríos de la zona.

Es por ello que, deseando aprovechar esta valiosa fuente de recursos económicos y de trabajo en la zona, se realizó un estudio técnico-metalúrgico y un estudio económico, para adoptar la decisión final de instalar una Planta recuperadora de RELAVES MINERALES para extraer la mayor parte de oro y plata contenidos en dichas arenas.

1.3 OBJETIVO.

Seleccionar las maquinarias y equipos en base al proceso previamente escogido, y al tonelaje o volúmen de arenas a ser trabajados. Con tales parámetros determinar: capacidad de almacenamiento en tolvas y tanques, capacidad de cada máquina, calidad y características de piezas especiales de dichas máquinas debido al material a procesar; propuestas alternativas de diversos equipos e implementos, costos y eventual crecimiento en la capacidad de la Planta.

CAPITULO II

2. DESCRIPCION DEL PROCESO.

2.1.- Propiedades y calificación de la materia prima: arenas minerales.

La materia prima son arenas auríferas o rocas minerales polimetálicos que se encuentran en las vetas dentro de la montaña. Que contienen varios metales como son: Ag, Au, Pb, Zn, Cu . El proceso seleccionado trabaja con el cuarzo triturado o chancado y molido hasta convertirlo en arenas.

El mineral tiene una alta dureza, de 7 en la escala de Mohs y una gravedad específica de 2.5; como arena posee una alta abragión y se encuentra en un rango ácido pH 5; y tiene una densidad relativa de 1.3.

Los elementos o metales preciosos a recuperarse de estas arenas son: el oro (Au) y la plata (Ag), cuyas principales propiedades son:

El Oro , es un metal amarillo brillante, que en ciertos países es todavía considerado como patrón monetario. Es muy **maleable y dúctil**; esto es, si se tomara tan solo 0.05 grs. de oro, se podría estirar un hilo de 160 mts. de largo; o se puede obtener hojas de metal tan finas como 1/10.000 mm de espesor.

Su **dureza** es mas blanda que la plata y más dura que el estaño. Tiene una dureza Mohs entre 2.5 y 3

Su **densidad especifica** es de 19.3 gr/cc y, por su peso se puede usar métodos mecánicos de gravimetría para recuperarlo parcialmente.

El oro funde a 1063 oC, se cristaliza en sistema cúbico y, en la naturaleza, frecuentemente se lo encuentra en formas de cubos. octaedros, dodecaedros rómbicos y trapezoedros.

El oro es resistente a la acción del aire, no se oxida fácilmente; no se disuelve en diferentes sustancias, incluso en diferentes ácidos. Se disuelve en agua regia (ácido nítrico + 4 partes de ácido clorhídrico) y en ácido clorhídrico.



El oro también se disuelve en soluciones de cianuros en presencia de agentes oxidantes.

El oro nativo se encuentra en sus yacimientos primitivos (oro de montaña) o en las arenas resultantes de la erosión (oro de lavadero). El **peso del oro fino**, se acostumbra a medirlo en onza troy = 31.1035 grs, o por la escala de quilataje, pureza o fineza partes por mil; estos es, un oro de 1000 de pureza equivale a 24 quilates; y oro de 750 de pureza = a 18 quilates, que es el usado en joyería. Amalgama o se engloba fácilmente con el mercurio, bajo ciertos parámetros.

Propiedades de la plata (Ag).- Es el más blanco y brillante de los metales; se le puede dar un notable pulimento y es de alto poder de **reflexión**.

Conductibilidad. Es mejor conductor de calor y electricidad que los otros metales y, si la consideramos como patrón y la valoramos con 100, el cobre tendría 73, el oro 53 y el aluminio 31.

Elasticidad. Es muy laminable, ocupando el segundo lugar después del oro y respecto a su ductulidad, ocupa el segundo lugar después del platino.

Dureza y resistencia.- En estado de pureza, la plata es relativamente blanda, siendo más que la del cobre y menos que la del oro. Aleada con el cobre, aumenta notablemente su dureza y resistencia; de allí el empleo de la aleación en monedas y vajillas.

La **densidad** es de 10.5 gr/cc y su **temperatura de fusión** es de 965oC.

El conocimiento de los diversos orígenes del oro y sus asociaciones con otros minerales metálicos y no metálicos, su granulometría entre otros factores, es determinante para la selección del método de procesamiento para alcanzar la máxima recuperación del oro contenido en la materia prima a utilizarse. Por ello, como paso previo a la selección de maquinarias y equipos, los empresarios contrataron

con laboratorios especializados un estudio de caracterización de las muestras representativas de las arenas de relaves disponibles en la zona y cuya adquisición se había arreglado con anterioridad, mediante contratos de promesa de compra-venta.

El objetivo de tal estudio especializado fue el de definir la tratabilidad del mineral, por los métodos convencionales de procesamiento, con el fin de seleccionar el más efectivo y realizar los esfuerzos consiguientes para la optimización de los recursos a emplearse.

Para mejor comprensión del alcance de trabajo del estudio técnico anteriormente mencionado y por que sus conclusiones y recomendaciones resultaron de vital importancia para el desarrollo y éxito del proyecto, se estima necesario detallar algunos aspectos importantes del citado trabajo:

- El mineral seleccionado para el referido estudio consistió en 4 muestras separadas de arenas de relave representativas del área. Tres de las 4 muestras fueron analizadas en su contenido de oro y plata, mediante ensayo por fuego. La cuarta muestra fue usada para el programa metalúrgico y consistió en aproximadamente 50 kilogramos de arena.

- Un análisis de fluorescencia a rayos X de 30

elementos, fue realizado en cada una de las 4 muestras usadas para la evaluación del método de procesamiento.

- El trabajo ejecutado incluyó un perfil analítico para cada una de las cuatro muestras del mineral.

- El lixiviado convencional por cianuro de sodio en botella rotatoria, fue efectuado para determinar la tratabilidad con cianuro de sodio del mineral en triturados relativamente gruesos y finos; y, se realizaron pruebas relativamente aproximadas de flotación para determinar el comportamiento de los minerales a las técnicas normalizadas de flotación de sulfuro.

Los resultados más importantes del mencionado estudio de las propiedades, calificación y tratabilidad de las materias primas, se resumen a continuación:

a) TABLA 1.- RESULTADOS DE ENSAYO AL FUEGO.

Designación de Muestra de arenas	Oro-grs./ton	Plata-grs./ton
S-1	6.10	25.00
S-2	10.10	47.90
S-3	5.10	39.00
composito de 50 kg	6.20	34.10
composito de 50 kg	6.40	35.40
composito de 50 kg	7.90	32.30
composito de 50 kg	6.60	33.70
composito de 50 kg	6.20	37.00
composito de 50 kg	7.50	35.20
composito de 50 kg, prom.	6.80	34.60

b) Las pruebas de lixiviado por cianuro de sodio en botella rotatoria, fueron efectuadas sobre las muestras de mineral de malla -10 o malla -100. El período de lixiviado fue de 72 horas, y las muestras fueron analizadas en período de tiempo seleccionados. Los resultados finales se presentan a continuación:

ENSAYO AL FUEGO

Designación de muestra	Malla	tiempo hrs.	Análisis				Porcentaje %	
			Iniciales		Desechos		Au	Ag
			Au gr/tm	Ag gr/tm	Au gr/tm	Ag gr/tm		
Composito 50 kg.	-10	72	6.8	34.5	0.4	19.3	94.1	48.2
Composito 50 kg.	-100	72	6.8	34.5	0.2	15.0	97.0	60.5

c) Tres pruebas aproximadas de flotación fueron realizadas para determinar el comportamiento del mineral a los procedimientos normales de flotación de sulfuro. Tres niveles de reactivos fueron evaluados. Los resultados son como sigue:

Porcentaje de Distribución

	Prueba 1		Prueba 2		Prueba 3	
	Au%	Ag%	Au%	Ag%	Au%	Ag%
Concentrados	12.5	26.8	19.6	37.5	37.9	49.7
Desechos	87.5	73.2	80.4	62.5	62.1	50.3

d) Concentrado de las pruebas de flotación fueron combinados y sujetos a cianuración en botella rotatoria. Los resultados se tabulan a continuación:

Porcentaje de extracción

Muestra	%sólidos	pH	NaCN gpl	Oro %	Consumo de reactivos Kg/TON	
					Ca(OH)2	NaCN
Prueba 3	24.0	10.5	5.9	84.3	4.0	15.1
Prueba 4	23.7	10.5	5.7	92.5	4.0	16.0
Prueba 5	25.1	10.5	5.8	42.5	4.1	15.2

e) RESULTADOS A LA FLUORESCENCIA A RAYOS X (FRX).

La muestra sujeto fué analizada en duplicado por el procedimiento FRX en polvo normalizado para muestras geológicas. Un material normalizado de referencia, SRM SY3, una roca canadiense de sienita, fue analizada con la muestra de Zaruma. Los resultados se resumen a continuación como porcentajes de peso o ppm según se indica. Los valores aceptados o "conocidos" para SY3 son incluidos.

PORCENTAJE

Identificación de muestra

	50 kg Comp 4	50 kg Comp 4 repetido	SRM SY3-FRX	SRM SY3 (conocido)
NaO2	0.20	0.21	4.00	4.15
MgO	0.85	0.86	2.38	2.64
Al2O3	7.88	7.96	13.00	11.80
SiO2	67.60	68.60	59.70	59.70
P2O5	0.128	0.135	0.594	0.540
S	2.42	2.49	0.053	0.050
Cl	0.011	0.013	0.023	0.142
K2O	1.69	1.71	4.35	4.24
CaO	1.94	1.98	8.45	8.26
TiO2	0.292	0.298	0.152	0.150
MnO	0.079	0.080	0.314	0.330
Fe2O3	7.68	7.79	5.95	6.44

	P P M			
	Identificación de muestra			
	50 Kg Comp 4	50 kg Comp 4 repetido	SRM SY3-FRX	SRM-SY3 conocido
V	64	65	44	51
Cr	36	43	8	8
Co	11	12	17	12
Ni	<10	<10	<10	11
W	17	16	56	?
Cu	4466	4483	7	17?
Zn	4449	4444	253	250
As	136	139	23	18?
Pb	3842	3902	165	130
Mb	<5	<5	<5	?
Sr	40	40	319	300
U	10	10	640	640
Th	26	34	976	980?
Nb	10	11	252	?
Zn	49	48	317	340
Rb	62	64	206	210
Y	<10	<10	585	740

f) Conclusiones.

El estudio especializado de caracterización de las arenas de relave disponibles en el distrito denominado "Portovelo" dió como resultado las conclusiones siguientes:

i) Una ventaja bien definida se demostró en los resultados de este estudio a favor de la cianuración sobre la flotación. La flotación produjo la mejor concentración del caso contenido, 37.9% del oro en una fracción de peso de 9.6%. En cambio la lixiviación por cianuro en 72 horas produjo 94.1% y 98% de extracciones de oro para triturado de mineral a malla -10 y malla -100 respectivamente.

ii) El examen adicional de la extracción versus el perfil de tiempo, muestra que la extracción del oro está completa en un intervalo de tiempo entre 4 y 8

horas para la cianuración del ejemplar a malla -100. La cianuración de la muestra del mineral a malla -10, resultó en una tasa de extracción lenta, pero la recuperación total fué comparable a la lograda para el triturado mas fino a malla -100

iii) La elevada extracción para ambos triturados, grueso y fino, indica que el oro está presente como oro libre. También parece que el tamaño de la partícula de oro presente en el mineral es relativamente pequeño, pues su tasa de extracción contra el tiempo es rápida. La tasa de disolución del oro es casi enteramente proporcional al tamaño del grano.

2.2.- Métodos de Recuperación de los relaves minerales.

Los métodos mas conocidos son:

- Mecánicos,
- amalgamación con mercurio,
- cianuración,
- cloruración,
- flotación.

Generalmente se usa a la vez mas de uno de estos procedimientos, dependiendo de como se encuentre el mineral, su tamaño, su composición, etc.

Métodos mecánicos.- El más simple y usado en la zona, desde la colonia, es el canalón, que tiene una



pequeña pendiente y se pone franelas o frazadas para retener algo de las partículas pesadas. Este método va acompañado del uso manual de platones cóncavos o bateas, para concentrar por un movimiento de rotación las partículas mas pesadas que se supone son las que contienen oro y plata, debido a su peso; y, sacudiendo el platón lograr separar los lodos o limos o las arcillas. Este concentrado se amalgama con mercurio posteriormente.

Otro método mecánico es el Clasificador o concentrador Jig que también trabaja con agua y con pulsación logrando que las partículas pesadas se queden y caigan.

Las Mesas de concentrado son mecánicas cuya inclinación se regula y tiene rifles o maderitas, repartidas de tal modo que puede separar los materiales gruesos, medianos y livianos.

Los equipos de centrifugación, como el "Nelson", que por la fuerza centrífuga logra que las partículas pesadas se peguen en las paredes con mayor rapidez y se concentren en canales, con ayuda de flujos de agua en contracorriente. trabajan conjuntamente con dragas. Estos métodos mecánicos son aceptablemente eficientes cuando se trata de oro libre. En general el siguiente paso es el tratamiento de los concentrados mediante la amalgamación, cianuración o comercialización directa del concentrado.

La amalgamación.- Con mercurio, que se emplea profusamente en nuestro medio, consiste en frotar en el platón el concentrado, añadiendo algunos gramos de ese metal líquido, mercurio, hasta que se va formando bolitas o amalgamas de oro y plata con el mercurio. También se usa tambores, poniendo en su interior el concentrado, piedras redondas y mercurio y, por medio de un mecanismo, se lo hace girar, hasta que luego de horas se forma la amalgama. La cantidad de mercurio varía de acuerdo a la calidad y cantidad de concentrado; generalmente se usa 5 veces el peso de mercurio al calculado de oro. La amalgama que se forma en bola se sopletea con un quemador y se logra separar o desprender el mercurio que se encuentra en la parte superficial y se obtiene así DORE, u oro mas plata y siempre con algo de impurezas.

Se debe recuperar también el mercurio que se evapora, con ayuda de una retorta o condensador; con esto no se contamina el ambiente ni el minero y, se recupera el mercurio para volverlo a usar.

Flotación.- Las arenas pasan por unas celdas de flotación adecuadas al proceso. Con la ayuda de productos químicos espumantes selectivos se logran, bajo ciertos parámetros, hacer flotar o "espumar" a

los minerales que queremos extraer. Luego se arrastran las espumas mediante paletas y se obtiene el concentrado que posteriormente se trata con cianuro para disolverlo y mas tarde precipitarlo en el "MERRILL-CROWE", proceso que se explica mas adelante en este Informe.

Los métodos que en adelante detallaremos son llamados hidrometalúrgicos, porque disuelven a los minerales, y, luego, mediante otro proceso químico, se los precipitan:

Método de Cloruración.

Se transforma el oro en una solución de cloruro aúrico ($AuCl_3$) soluble en agua; luego de la solución de cloruro, se precipita el oro; ya sea con carbón activado, sulfato ferroso o hidrógeno sulfurado. El cloro se usa para minerales de alta ley que se encuentren en partículas finas y que no contengan interferencias tales como la presencia de arsénico o antimonio o plata.

Cianuración.-

Este proceso, mediante la acción del cianuro, logra disolver los metales. Bajo ciertos parámetros, se puede operar grandes cantidades de materia prima y recuperar tan solo los metales deseados.

El cianuro de sodio ($CnNa$) es una sal que se empezó

a usar industrialmente desde finales del siglo XIX, en el tratamiento de minerales metálicos. Tiene la propiedad de disolver algunos metales, entre otros: oro, plata, cobre, plomo, zinc.

La velocidad de disolución depende de la concentración del cianuro, el tiempo de retención, el tamaño de las partículas sometidas al proceso, el agente oxidante u oxígeno añadido, el cual acelera el proceso.

El cianuro en rangos ácidos forma el ácido cianhídrico que emana gases mortales. Para evitarlo se añade al agua, cal o sosa caústica, a fin de elevar el pH a un estado alcalino de protección que evita la producción de gases. Por ello es indispensable medir el pH constantemente, durante las diversas etapas del proceso.

El diseño de los reservorios debe ser en circuito cerrado absolutamente a prueba de fugas de líquido para evitar contaminación por desechos de agua con algún contenido de cianuro.

Una vez que el mineral es disuelto por acción del cianuro de sodio, se recolecta en tanques, y se constituye así la "solución rica" que contiene en forma líquida oro, plata y los otros metales de que está formado el mineral sólido o materia prima sometido a éste tratamiento.

La "solución rica", luego se precipita en una máquina que utiliza el método conocido como "MERRILL CROWE", en la que se adiciona zinc metálico en polvo. El producto precipitado es un concentrado listo para ser fundido y refinado.

En la cianuración se encuentran elementos que también son disueltos por éste producto, pero que molestan en el proceso y se llaman cianicidas, como son: Cu, Ni, Au, Mn, los que además "comen" o consumen mucho cianuro y consecuentemente elevan considerablemente los costos de producción.

Hecha esta descripción sintética de los diversos métodos de recuperación de los relaves y una vez que se informó detalladamente del estudio especializado de caracterización de las arenas residuales disponibles en Zaruma y sus alrededores, cabe explicar el método seleccionado por la empresa para procesar las arenas de relave por ella compradas.

Se escogió por supuesto siguiendo las recomendaciones del referido estudio técnico, el método de CIANURACION.

2.3 DIAGRAMA DE FLUJO GENERAL.

Las operaciones y procesos se dividen en dos fases definidas:

a) Operaciones de **concentración gravimétrica**, esquemáticamente explicado en el gráfico #1.

b) Proceso de **cianuración** del concentrado gravimétrico, esquemáticamente explicado en el gráfico #2.

A continuación se explica la operación descrita en el literal a).

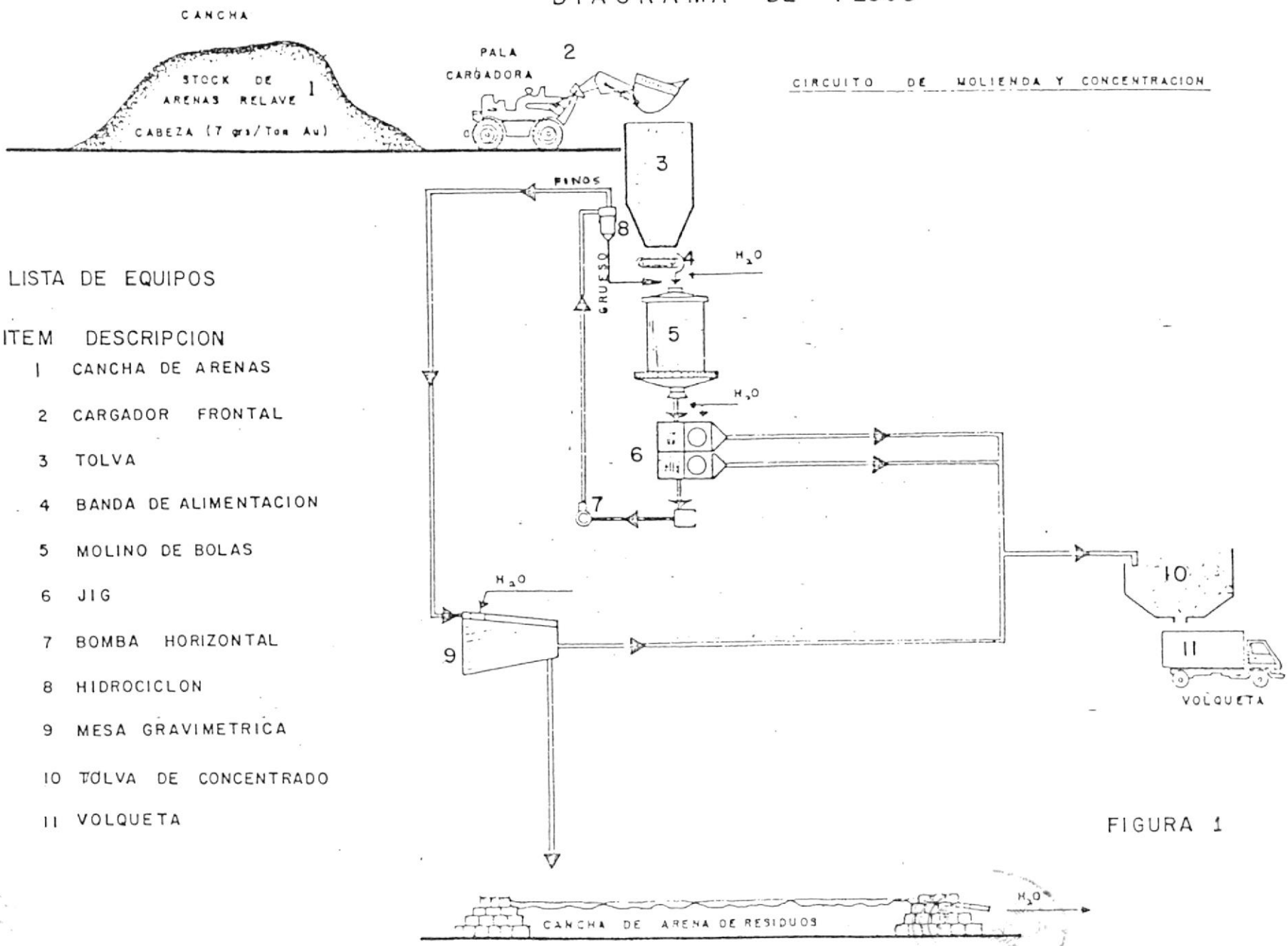
Los relaves auríferos se almacenan en canchas (1) y son transportados mediante un cargador frontal de 1 m³ de capacidad (2) a una tolva construida con planchas de hierro de 6 mm de espesor, que tiene la función de almacenar 20 m³ de arena (3).

A continuación se analiza la operación descrita en a):

Los relaves auríferos se almacenan en canchas (1) y son transportados mediante un cargador frontal de 1 m³ de capacidad (2), a una tolva, construida con planchas de hierro de 6 mm de espesor, que tiene la función de almacenar 20 m³ de arena (3).

En la parte inferior, la tolva tiene un cono que descarga, mediante una compuerta regulable, a un alimentador, tipo banda (4), que conduce el relave aurífero o arena a razón de 1.04 TN/hora, a un molino de bolas de 0.91 m de diámetro por 2.45 m de largo (5).

DIAGRAMA DE FLUJO



CIRCUITO DE MOLIENDA Y CONCENTRACION

LISTA DE EQUIPOS

ITEM	DESCRIPCION
1	CANCHA DE ARENAS
2	CARGADOR FRONTAL
3	TOLVA
4	BANDA DE ALIMENTACION
5	MOLINO DE BOLAS
6	JIG
7	BOMBA HORIZONTAL
8	HIDROCICLON
9	MESA GRAVIMETRICA
10	TOLVA DE CONCENTRADO
11	VOLQUETA

FIGURA 1

Las características técnicas del molino son: motor trifásico de 18.75 kW y reductor, con una relación de reducción de 7.59:1, ver apéndice tabla # 1.

Al molino se le añade la cantidad de agua suficiente para formar una pulpa de 65% de sólidos. La descarga cae en un canal abierto y llega al concentrador Jig (6) ubicado en un nivel inferior.

El Jig es de doble cámara y cada una de ellas tiene las dimensiones siguientes: 355 mm de ancho por 355 milímetros de largo.

Es de tipo "Yuba", esto es, diafragmas laterales, accionado con motoreductor de 0.375kw.

La alimentación al Jig es a 36% de sólidos y diluye la carga a la salida a 20.6% de sólidos.

En el Jig se obtiene 1 TM de concentrado/día, que recupera aproximadamente un ~~30~~ % del oro grueso. Las colas del Jig se alimentan a una bomba centrífuga horizontal para lodos (7), de 51 mm de diámetro de entrada y 38 mm de diámetro de salida, con un motor de 2.25kW.

La pulpa es bombeada mediante tubería plástica de PVC de 50 mm, a un clasificador hidrociclón (8), de 152.2 mm de diámetro.

Los gruesos o "underflow" o descarga inferior del ciclón, retornan al molino de bolas a razón de 2

veces la alimentación original; esto es, 50 TM/día, para ser remolidos.

Los finos del ciclón o descarga superior "overflow", salen del circuito a 8.5% de sólidos y alimentan a una Mesa gravimétrica (9), de 2m x 5m. La Mesa produce 0.25 TM/día de concentrado, que se recupera en una tolva (10) ubicada en un nivel inferior.

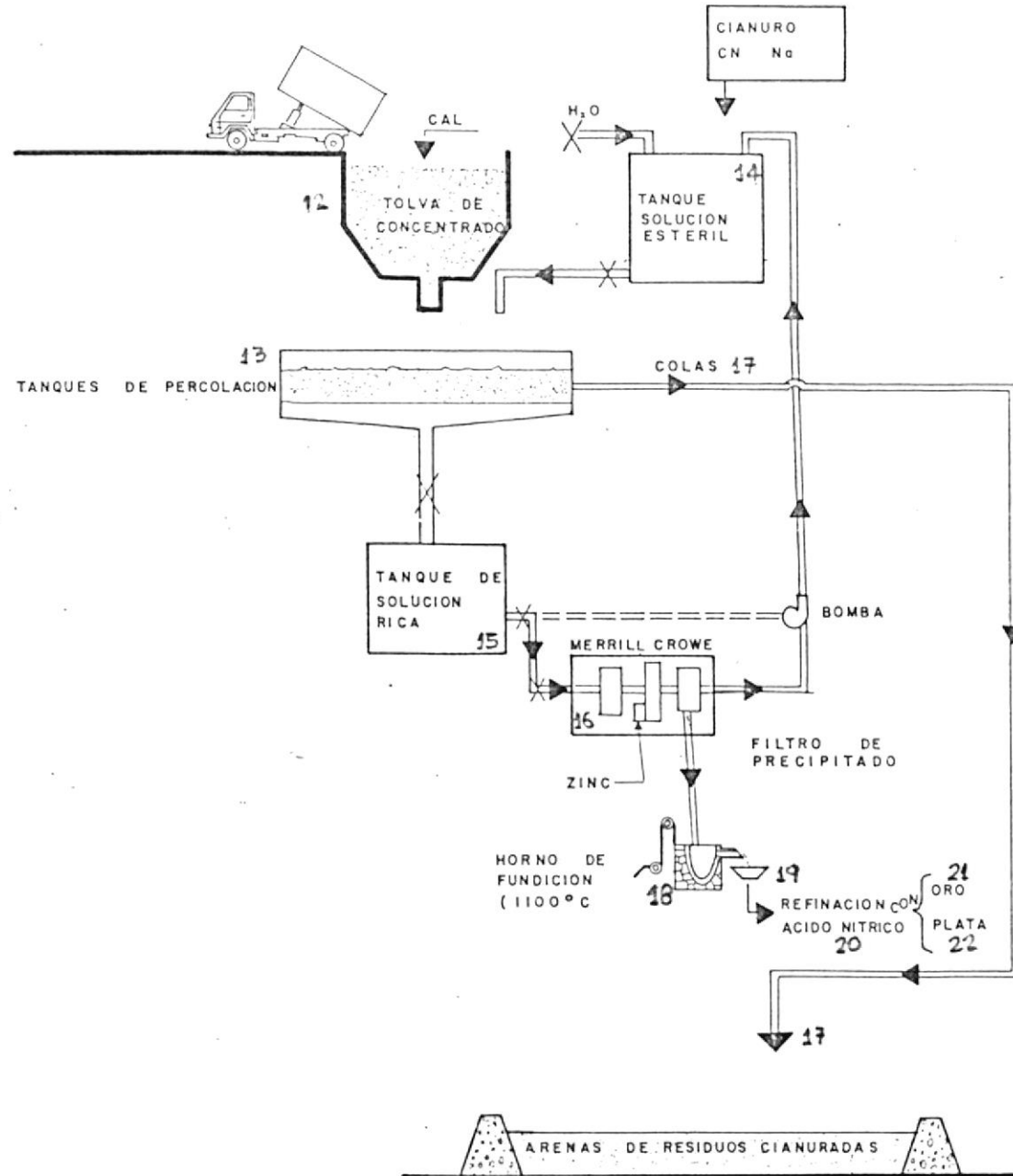
Los concentrados del Jig y de la Mesa se juntan, se desaguan y se transportan en volqueta (11) a la planta de cianuración donde son posteriormente tratados, mientras las colas de la Mesa van a una cancha de residuos

Se analiza de inmediato la operación descrita en el literal b), ver figura #2:

El concentrado producido, de la forma explicada anteriormente, se almacena en una tolva de madera (12) hasta completar el tonelaje necesario para llenar el tanque de percolación (13). Una vez completada la carga de 10 TM, el concentrado se mezcla con cal a razón de 8kg/TM para subir la alcalinidad y cemento, 8 kg/TM con el objeto de que al secarse formen grumos para peletizar los finos y mejorar el filtrado de manera eficaz y que el material no se aprete o apelmase, ganando con esto también altura; esto es, tonelaje.

Se llena el tanque de percolación, el que tiene un

DIAGRAMA DE FLUJO
CIRCUITO DE CIANURACION Y PRECIPITACION



BIBLIOTECA

FIGURA 2

falso piso de material filtrante o poroso, que permite el paso de líquidos; adicionalmente, sobre el material filtrante se pone yute para evitar el paso de las partículas muy finas. Se alimenta líquido, desde un tanque (14) con cianuro que inunda el concentrado previamente alcalinizado.

El tanque es circular, de metal, de 3.1m de diámetro por 1.2m de altura, que da un volumen de 9m³ de capacidad. El concentrado tiene una densidad aparente de 1.5 gr/cc, más pesado que la arena. Por ello 10 TM de material ocupa 6.7m³ mas 1m³ de líquido para llenar casi totalmente el tanque de percolación, dejando solo pocos centímetros cúbicos de capacidad no utilizada como factor de seguridad.

La concentración de cianuro de sodio (CnNa) en el agua es de 0.3%, o sea 3kg/m³. Se inyecta aire a presión para aerar la solución por unas 4 horas diarias; así se acelera el proceso de lixiviación y, al ejecutarlo en menor tiempo, se alcanza una mayor productividad.

La solución filtrada se almacena en un tanque metálico de 4mm de espesor, de 8m³ de capacidad, o tanque denominade de solución rica (15), ubicado en un nivel inferior. Si la concentración de oro en la solución es aceptable, se alimenta a la unidad de precipitación "Merrill Crowe" (16), de 60m³/dia, donde se combina con zinc metálico en polvo,

precipitando al oro y a la plata, así como al cobre contenidos en la solución rica.

La solución estéril se recircula mediante una bomba de 38mm, accionada con motor de 1.12KW a otro tanque metálico de 4mm de espesor, ubicado en la parte superior(14), denominado tanque de solución estéril. Se verifica la concentración de cianuro y se agrega la diferencia, si es que estuviera por debajo de 0.3%.

Se repite la operación hasta agotar la disolución del oro, durando el proceso entre 6 a 8 días. Terminada la cianuración, se descarga la arena del tanque manualmente hacia una cancha de desecho sólidos (17).

El proceso descrito anteriormente se caracteriza por ser de "circuito cerrado". Terminada la operación de descarga, el concentrado contenido en el filtro de precipitación del Merrill Crowe sigue el siguiente proceso: decantado, secado; luego homogenizado y mezclado con borax como fundente; finalmente el precipitado se funde en un horno eléctrico (18).

Una vez fundida la mezcla a 1100 oC, el líquido se cuela a una lingotera de hierro fundido (19), que luego de enfriada, se la vira.

El producto resultante contiene una barra metálica

integrada por Ag, Au, y Cu, básicamente mas lo que llaman escoria, la que está formada por borosilicatos metálicos.

Se procede de inmediato a separar la escoria de la barra metálica mediante golpes con martillo, ya que la escoria se romperá.

Esa barra (20) se ataca o refina con ácido nítrico, para disolver la plata y el cobre, quedando el oro en forma de polvo; y, por decantación y lavado, se separa el metal que finalmente es secado y fundido para obtener la barra de oro (21).

De la solución de nitrato de plata, se recuperará la plata precipitandola con sal o cloruro de sodio que forma cloruro de plata en forma de grumos blancos. Este cloruro de plata se cementa con hierro en forma de plata metálica, se lava, seca y se funde para obtener la barra de plata (22).

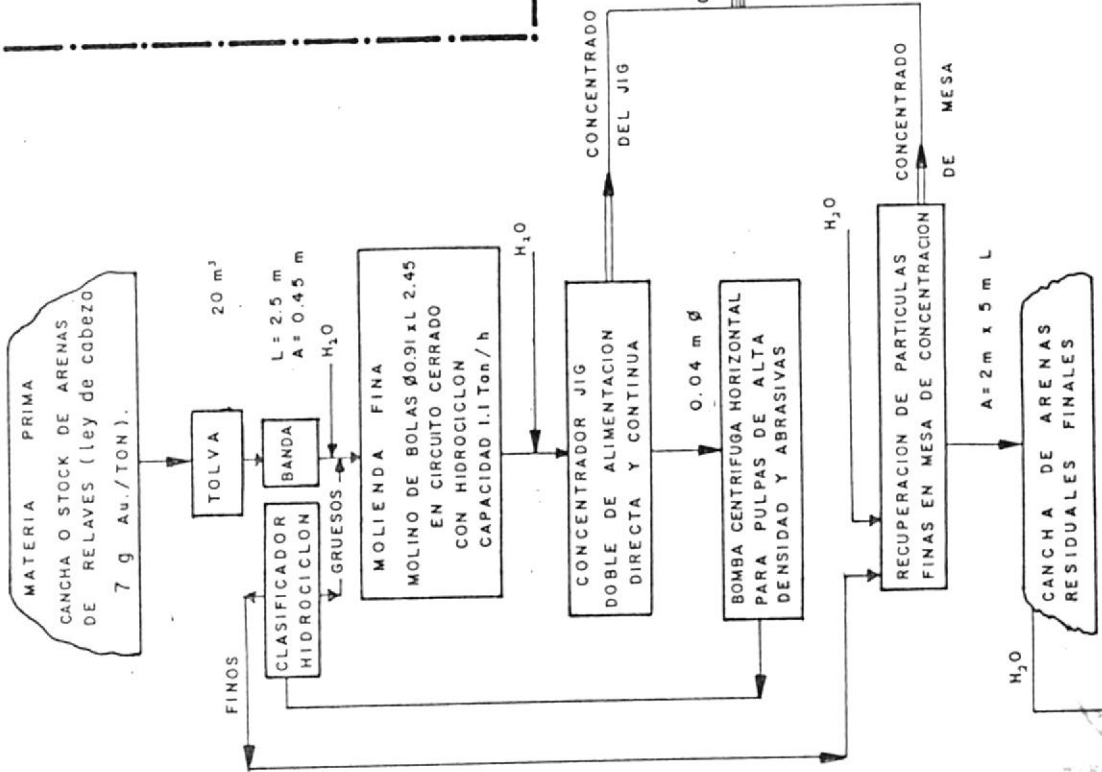
Se muestra un esquema del proceso de cianuración figura # 4.

En el Ecuador, el oro y la plata se comercializan libremente. Sin embargo, los productores prefieren vender el oro al Banco Central del Ecuador, que tiene oficinas en Nambija, Loja, Zaruma, Machala y Quito.

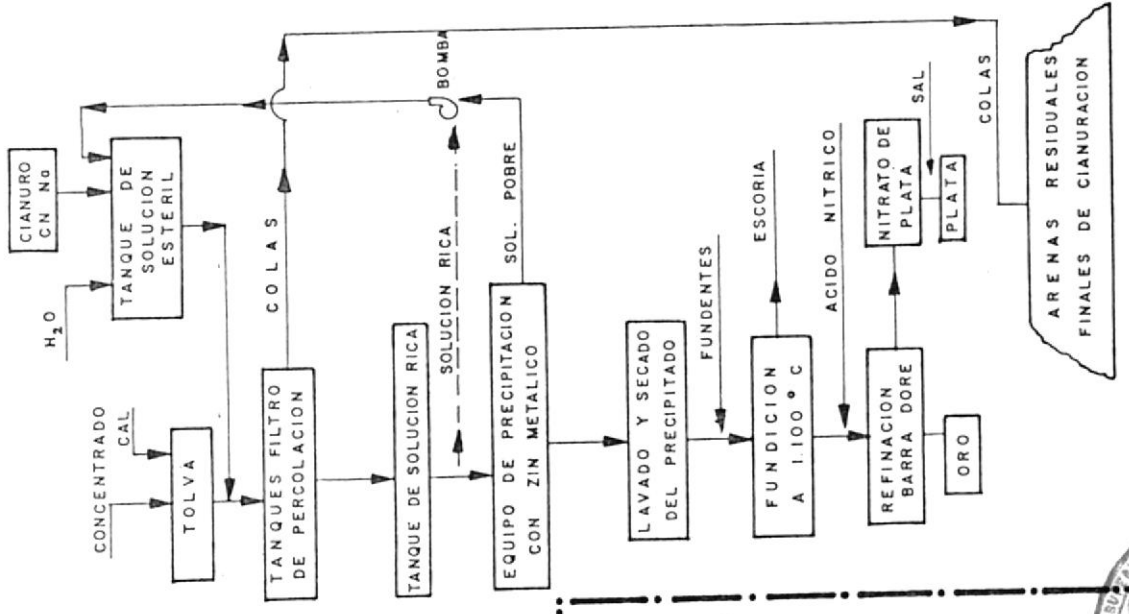
Los vendedores llevan el oro, en forma de bolas o de barras, a las mencionadas oficinas del Banco Central, instaladas con equipos medernos inclusive

DIAGRAMA DE FLUJO

CIRCUITO DE MOLIENDA Y CONCENTRADO



CIRCUITO DE CIANURACION Y PRECIPITADO



ESQUEMATIZACION CIRCUITO DE CIANURACION Y PRECIPITACION

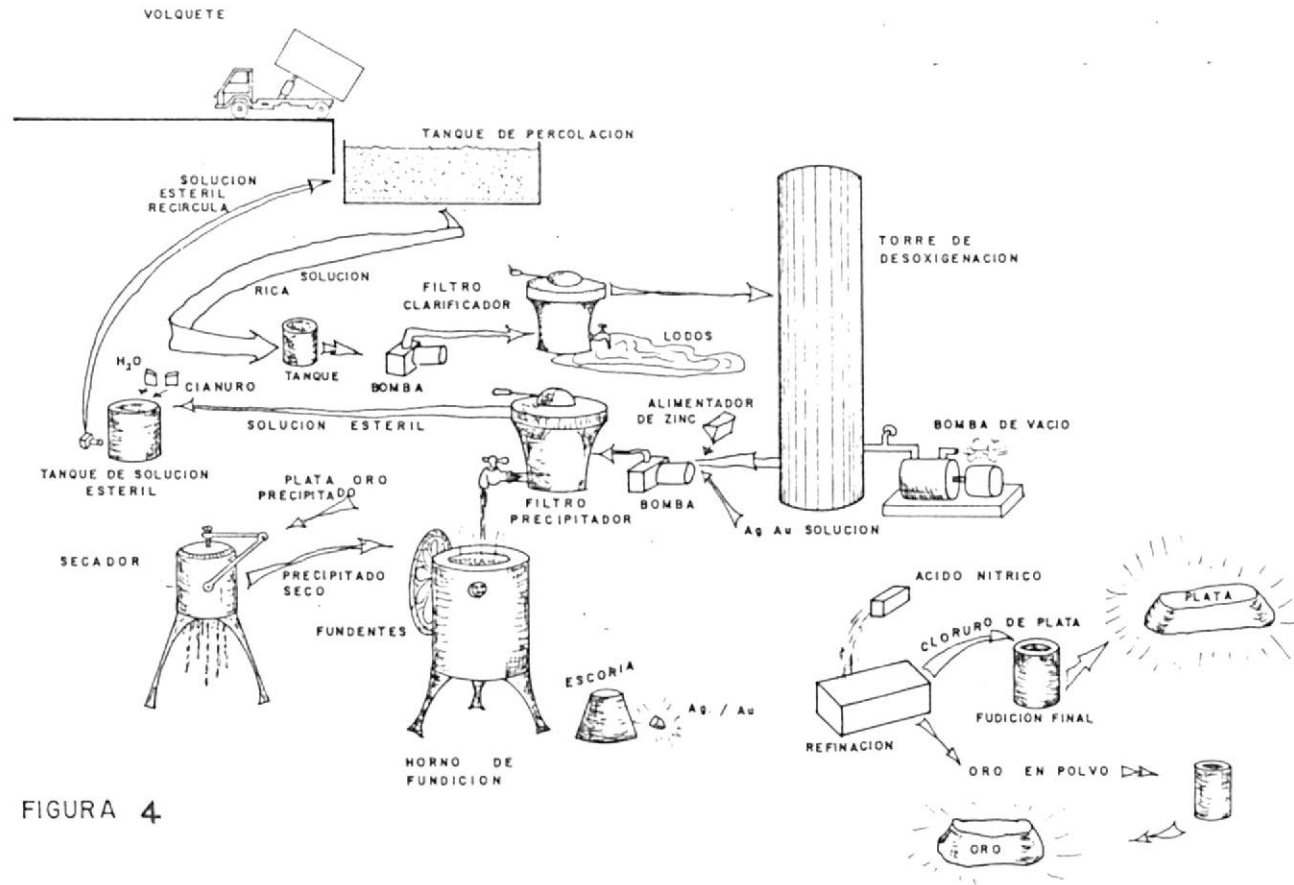


FIGURA 4

computadoras, que procesan el metal de manera expedita y a la vista de los interesados. Determinados así la Ley y el peso de cada barra o bola de oro ofrecida, el vendedor tiene la opción de venderlo o no al Banco Central, según sea su interés y necesidad del momento.

El precio es fijado semanalmente por el Banco Central, a base de la cotización internacional y el tipo de cambio del dólar en el mercado libre.

Aunque la unidad de medida internacional del oro es la onza "troy", que tiene un peso de 31.1035 gramos, en el Ecuador el oro se vende por gramo y el precio se fija a base de ley 99.99, o sea 24 kilates. Esto significa que si por ejemplo, el Banco Central, en diciembre de 1990, cotizó el oro a 10.000 sucres el gramo, se tiene por entendido que se trata de oro fino ley 99.99; si el vendedor ofrece oro de ley 75, o sea de 18 kilates el precio de 10.000 sucres por gramo se reduce proporcionalmente en un 25%; esto es a 7.500 sucres por gramo.

Se mencionó que los productores o mineros prefieren vender el oro al Banco Central del Ecuador. Las razones son las siguientes:

a) Dicha institución determina con precisión de 98% la ley del producto y de 100% su peso. No sucede lo mismo con los comerciantes independientes; los que,

por otra parte no cuentan con instalaciones como las del Banco Central, que permite a los interesados constatar o ver el proceso de determinación de pureza y peso. *al ofimetro*

b) El Banco Central ofrece al vendedor las opciones siguientes: pago en efectivo o transferencia del valor total o parcial a cuentas bancarias del interesado en otras ciudades del País. Esta posibilidad es especialmente ventajosa para los productores de zonas como las de Nambija, puesto que les permite un alto grado de seguridad al reducir considerablemente la cantidad de dinero de bolsillo en efectivo, que necesitan transportar.

En las páginas anteriores aparece de manera esquemática y global, el diagrama de flujo general figura #3 de los equipos básicos en una planta recuperadora de oro por el método de cianuración.

CAPITULO III

3. Selección de Equipo y elementos.

3.1. Parámetros Principales que intervienen en el proceso.

La concentración gravimétrica del oro se efectúa mediante un proceso continuo, que tiene como objetivo principal la máxima recuperación de los valores metálicos y la sustancial reducción de peso. Los parámetros que intervienen en el proceso de molienda y concentración son los siguientes:

a) Radio de alimentación de sólidos o arenas.

La alimentación de arenas al molino de bolas debe ser realizada en forma continua y uniforme, para obtener una eficiente remolienda. Esto se logra controlando la cantidad de carga en la banda transportadora por medio de una compuerta regulable; el control se efectúa pesando la cantidad de arena que hay en una determinada longitud de banda. Como son conocidas la longitud total de la banda y la velocidad de arrastre, se plotea las toneladas de arena que pasan por unidad de tiempo. Este control se verifica horariamente.

b) Balance de arena y agua.

Tanto la molienda como la concentración se efectúan con ayuda de agua. La cantidad de agua añadida en los diferentes puntos del proceso debe ser medida para mantener las diluciones o densidad de pulpa

BIBLIOTECA

requeridas. El control se logra, pesando un volumen de pulpa determinado en una balanza de densidades; de esta manera se determina la relación sólido a líquido y se regula el flujo de agua, ver ilustración de una balanza de densidades en apéndice #2.

c) Calidad del concentrado.

Es otro parámetro importante, puesto que determina el radio de reducción de peso, Este control debe efectuarse visualmente, durante la operación misma, observando a intervalos los concentrados que salen tanto del Jig como de la Mesa.

Para determinar la recuperación de los valores metálicos se toman muestras en los siguientes puntos: en la entrada al molino o cabeza en la descarga del Jig y en la Mesa de concentrado; y, a la salida de la Mesa que llamaremos colas.

Estas muestras se preparan adecuadamente y se analizan químicamente, para determinar la ley o el contenido metálico por tonelada de producto y con estos valores, se efectúan cálculos teóricos de recuperación y radios de concentrado a peso de carga alimentada.

El concentrado obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, es cianurado para obtener el oro y la plata en forma metálica.

Los principales parámetros que intervienen en la cianuración son:

a) **Alcalinidad.**-Para evitar que el cianuro se descomponga y forme gases letales, se añade cal al concentrado en cantidades necesarias para mantener un pH de 10.5 a 11.5. Es necesario un medidor de pH o potenciómetro, para controlar continuamente el rango alcalino.

b) **Concentración de cianuro de sodio.**-Una vez alcalinizado el concentrado, se riega solución de cianuro de sodio en determinada concentración, con la finalidad de disolver al oro y la plata. La concentración del cianuro de sodio se determina titulando con nitrato de plata y yoduro de potasio como indicador.

c) **Radio de percolación.**-Para mantener un contacto homogéneo de solución de cianuro en todo el concentrado, se regula el flujo de percolación, evitando las corrientes que puedan perjudicar el proceso.

d) **Précipitación de los valores metálicos.**-

En la precipitación intervienen los siguientes parámetros, ver figura #4:

1- clarificación de la solución; esto es, deben eliminarse las partículas sólidas y la turbidez, por medio de filtrado.

2- desoxigenar la solución empleando una bomba de vacío en una cámara especial.

3- precipitación con polvo de zinc. La presencia del polvo de zinc metálico en la solución, invierte la reacción química precipitando el oro, la plata y cobre, contenidos en la solución cianurada.

3.2 SELECCION DE MAQUINARIAS Y ELEMENTOS ESPECIALES.

a) Banda de alimentación.

Por la banda deben pasar 25 toneladas métricas por día; esto es, 1.04 TM/hora; además, partimos de datos de catálogo del fabricante, ver tablas # 3 y 4 del apéndice, para una banda plana de tres lonas que se instalará en forma horizontal y, de 450 mm de ancho. La tensión de servicio máximo es de 40 N/mm; el peso aproximado de cada capa, es 1.25 kg/m². El diámetro mínimo recomendado de los tambores motrices y de arrastre es de 315 mm o 0.315 m, ver tabla #5 del apéndice.

DATOS DEL FABRICANTE PARA BANDAS PLANAS DE 3 LONAS.

	N/m	Kg/m ²	m
Tensión de servicio máximo (tabla 3)	40.000		
Peso aproximado de la banda por 3 capas (t.4)		3(1.15)=3.45	
Diámetro mínimo del tambor (tabla 5)			0.315

BANDA DE ALIMENTACION

DATOS	Simbolo	m	TM/dia	Kg/s	Kg/m	m/s	rps
1- Radio de alimentacion	F	25					
2- Valor practico del peso de la arena por longitud					10		
3- Velocidad lineal de la banda radio (1) para peso (2)	v					0.03	
4- Las revoluciones por segundo de banda	n2						0.03
5- Longitud entre ejes		2.5					

DATOS ASUMIDOS	Simbolo	rpm	rps	m
Revoluciones del motoreductor	n1	32	0.53	
Dimetro del piñon motriz	d1			0.01
Dimetro catalina impulsada	d2			0.315

TRANSMISION SIMPLE

Fòrmula $n1 \cdot n2 = d1 \cdot d2$

$$d2 = n1 \cdot n2 / d1$$

$$d2 = 0.53 \text{ rps} \times 0.03 \text{ rps} / 0.01 \text{ m}$$

$$d2 = 1.77 \text{ m}$$

Este resultado demuestra que el diámetro de la polea resultaría muy grande y por ello, se descarta la transmisión simple.

TRANSMISION DOBLE

DATOS ASUMIDOS	Simbolo	rps	m
Revoluciones del motoreductor	n1	0.53	
Diametro del piñon motriz	d1		0.01
Diametro de la catalina conducida	d4		0.315
Diametro del piñon intermedio	d3		0.01

CALCULO DEL DIAMETRO DE LA CATALINA.

DATOS	Simbolo	Formula	Resultado
Transmision Total	it	$i = n1/n4$	17.7
Diametro de la Catalina intermedia	d2	$d2 = \frac{i \cdot (d1 \cdot d3)}{d4}$	0.56m

CALCULO DE LA POTENCIA DEL MOTOREDUCTOR

DATOS	Simbolo	Formula	Resultado
Peso banda	Fb		20 kg
Peso carga	Fc		1850 kg
Peso tambores	Ft		130 kg
Peso total	FT	$FT = Fb + Fc + Ft$	2000 kg
Velocidad banda	Vb	$v = \text{long} / \text{tiempo}$	0.03m/seg
Factor conversion	fc	$1kw = 102 \text{ kgm/seg}$	
Potencia requerida	P	$P = \frac{F \times V}{fc}$	0.59kgm/seg

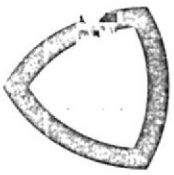
Potencia instalada es el 50% de eficiencia

Potencia instalada = 1,2 kw

b) MOLINOS DE BOLAS.

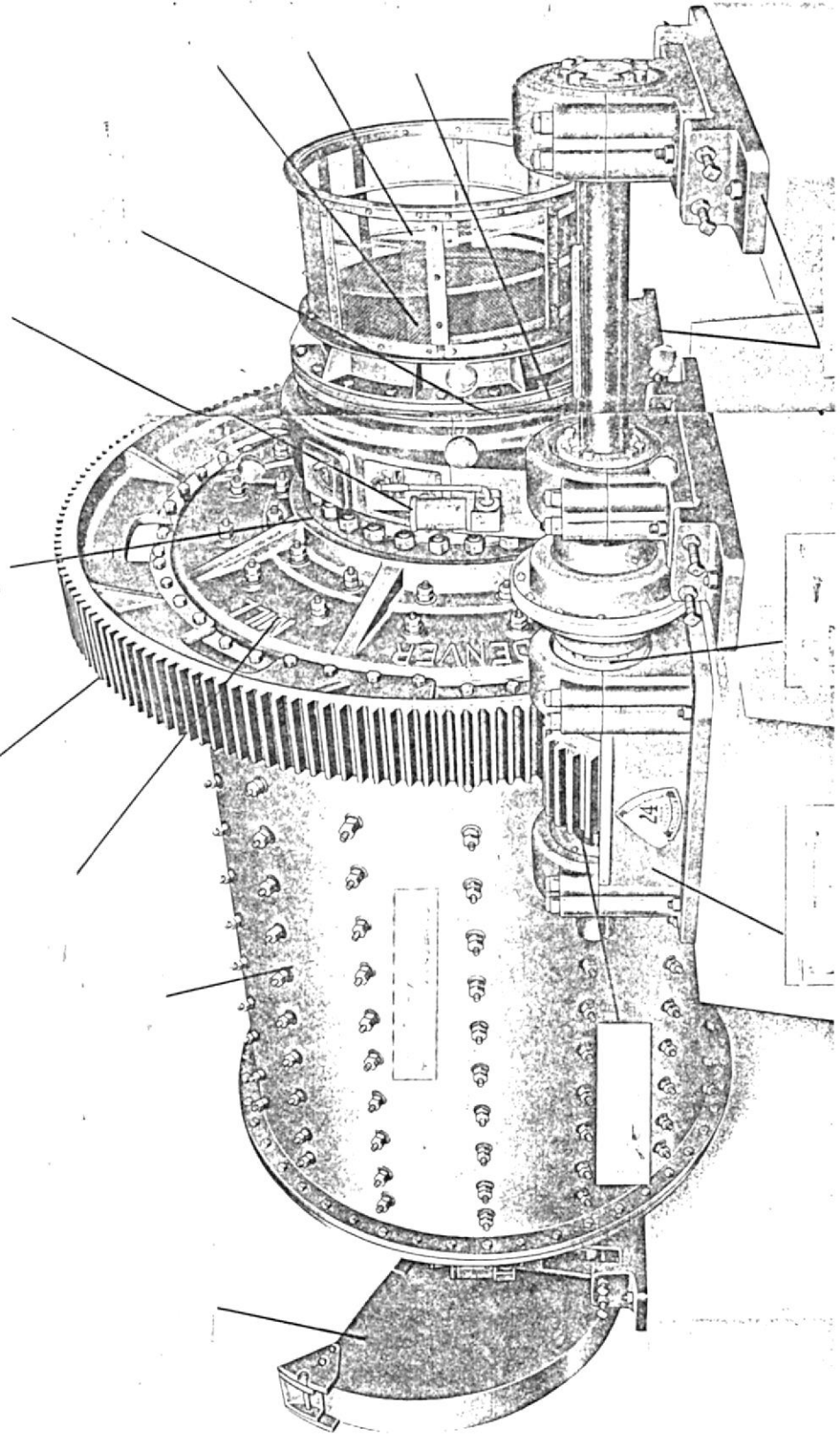
Para remoler los relaves auríferos se decide operar con un molino de bolas por las múltiples ventajas que ofrece, como son:

- alimentación adecuada para el tipo de carga; tiene un alimentador de tambor o drum feeder, que disgrega y empuja, a la vez, la carga.



MOLINO DE BOLAS

FIGURA 5



-consumo de agua adecuado para el tipo de molienda a 65% de sólidos; esta es la densidad a que trabaja; lo que permite ganar tiempo de retención y alcanzar mayor probabilidad de que se muelan las partículas gruesas, logrando así un volúmen superior de materia prima.

-descarga directa, sin empleo de mallas, que restan capacidad de molienda. *Tabla 7*

-Fácil regulación de la densidad de pulpa en la descarga, para continuar el circuito en forma eficiente.

-Posibilidad de molienda en circuito cerrado, empleando clasificadores recirculando las partículas que aún requieren molienda.

-Molienda mas homogénea, remoliendo la fracción gruesa y sin crear lamas o finos en extremo.

-bajos costos en mantenimiento y fácil operación.

Cálculo del molino de bolas.-

Se escoge un molino que pueda pasar no menos de 25 TM/día, de material triturado a un tamaño de 12 mm aproximadamente, para lograr un producto final molido a pasar la malla 100, o su equivalente 0.147mm.

Según catálogo de los fabricantes, ver apéndice tabla # 7, el molino de bolas que cumpliría con tales parámetros, sin mayor exceso en capacidad, sería:

dimensión: 0.91 de diámetro por 2.45 m de longitud.
Capacidad: según la tabla No 7, dicho molino tiene la capacidad de moler 1.1 TM/h, si entra material triturado a 12 mm y descarga a -100 mallas.

La potencia requerida según dicha tabla es 18.8 kw y la velocidad de giro sería 33 rpm, para producir un efecto de cascada o una óptima molienda con las bolas interiores, ver figura #6; esto es igual al 75 % de la velocidad crítica para que muele tanto por impacto y fricción, ver apéndice tabla # 9.

La cantidad de bolas que se requiere para alcanzar una molienda aceptable es la correspondiente al 50% del volúmen que según tabla # 7 del apéndice, es de 3500 kg.

El molino tiene forros metálicos interiores para proteger la carcasa. Dicho forro es de doble onda con lo cual permite alzar las bolas y pulpa, fig.#7. La descarga del molino es abierta, ver figura # 8, y rebosa por un canal, hacia un equipo de concentración ubicado en la parte inferior.

c) EQUIPO DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA EMPLEANDO JIG.

Es una de las formas de concentración gravimétrica llevada a cabo por pulsación de agua, a través de un cedazo, sobre el cual descansa una cama de bolitas metálicas de un mismo tamaño.

Cuando, una mezcla de partículas clasificadas por

SECCION TRANSVERSAL DE UN MOLINO MOSTRANDO
EL MOVIMIENTO DE BOLAS

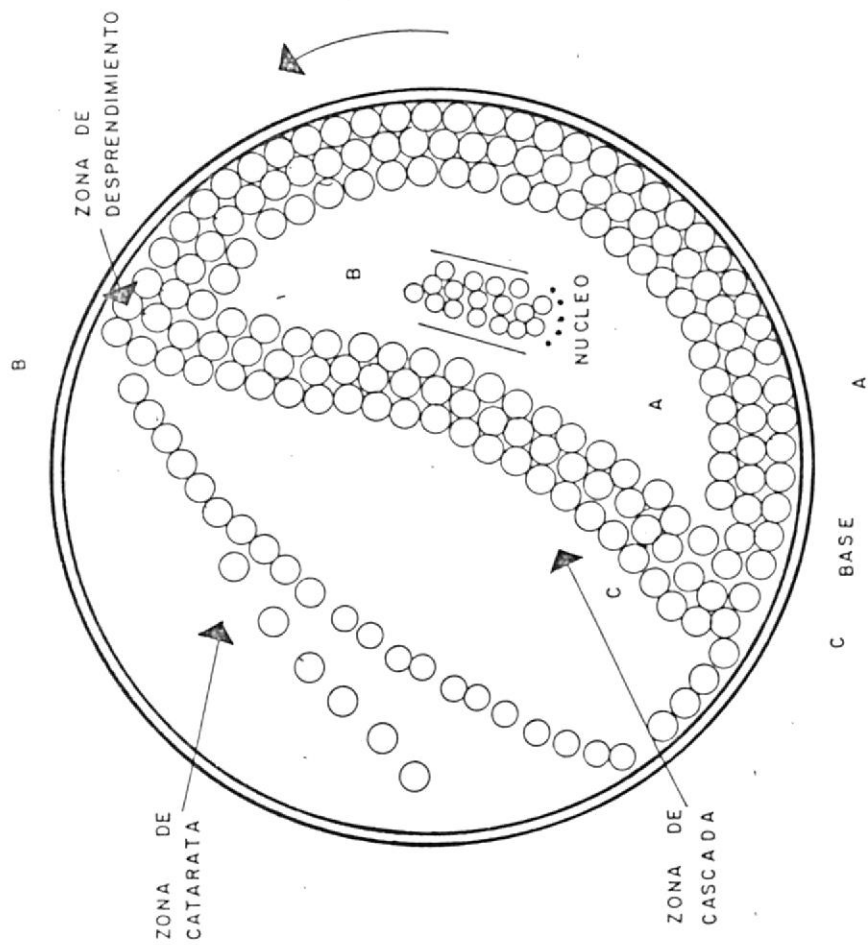


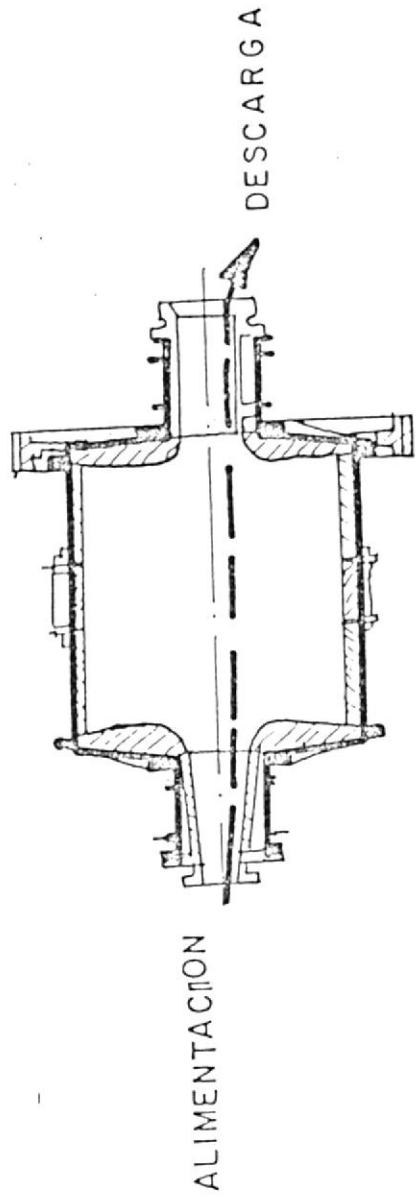
FIGURA 6

FIGURA 7



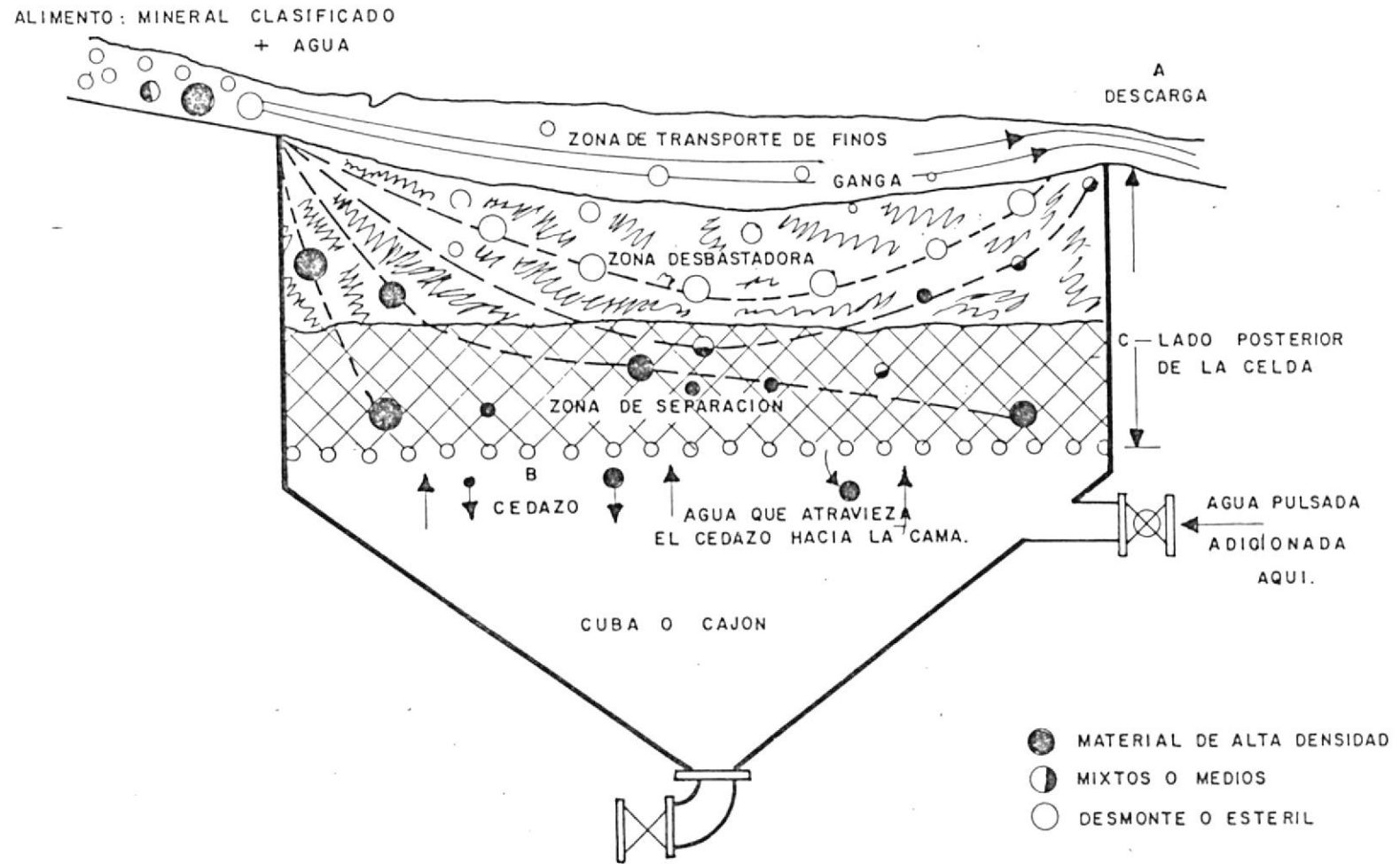
FORRO DE MOLINO DE DOBLE ONDA

FIGURA 8



ALIMENTACION

DESCARGA



SECCION LONGITUDINAL DE UN JIG MOSTRANDO LAS TRAYECTORIAS DE LAS PARTICULAS

FIGURA 9

tamaño de diferentes densidades, se alimenta continuamente al interior de una caja, la cual es cerrada por un cedazo en su lado inferior y al traves del cual se pulsa agua, se forma una cama de partículas más pesadas sobre el cedazo. Esta cama es dilatada y compactada alternadamente, por el flujo de agua, a traves del cedazo; para ser colectadas en la parte inferior, las que son extraídas mediante una válvula, ver figura # 9.

Los volúmenes de alimento y agua son regulados, de manera que las partículas más livianas se descargan por rebalse.

Las variables de operación son:

- La abertura del cedazo;
- frecuencia de las pulsaciones, máximo 300 rpm;
- la longitud o carrera que es máximo 16mm, la que depende de: tamaño de alimentación; el rango del tamaño de alimentación, dependiendo de la molienda, es muy importante;
- el radio de alimentación o densidad de pulpa;
- profundidad de la cama y la cantidad de agua alimentada, tanto en el momento de la alimentación como a traves del cedazo, ver figura # 10.

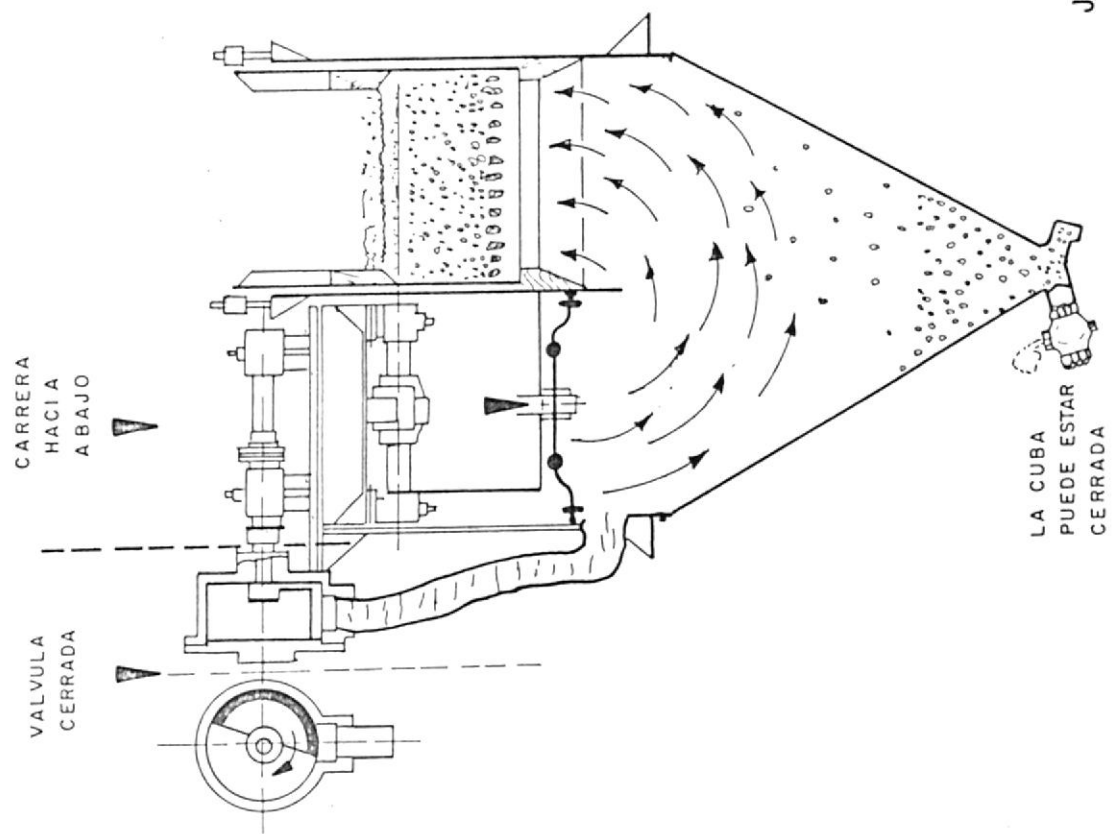
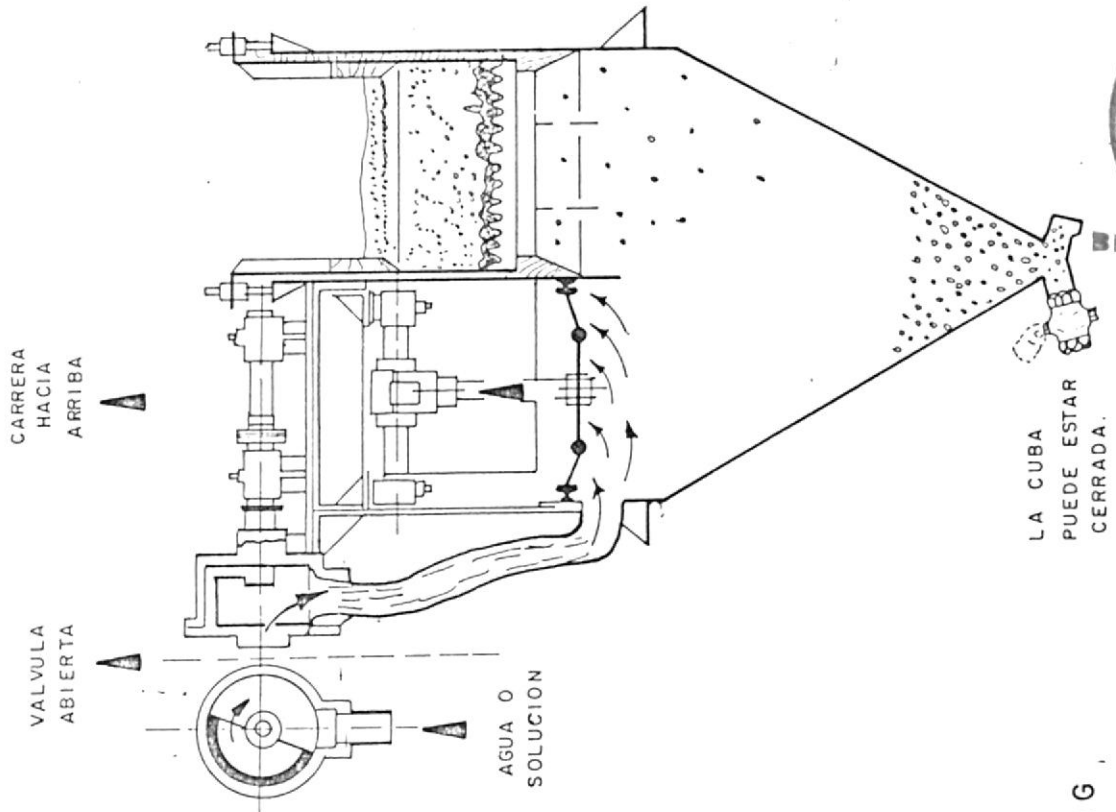
*hace 5 ciclos/seg
ciclo miter de
ciclo
Tamore
1/10 se
desde
V=0 has
V=0*

El requerimiento de agua es alto, usualmente en el rango de 6 m³ por tonelada alimentada.

Se usa solo con mimerales de alta gravedad específi-

*M_c > M_a > M_g
M_c > M_a > M_g > igual tamaño*

*F = m.a
M_a a₀ = M_a v₀
M_g > M_c radio 7.5 a 22.7*



JIG

LA CUBA PUEDE ESTAR CERRADA.

LA CUBA PUEDE ESTAR CERRADA



FIGURA 10

ca, que permiten su recuperación mediante la fuerza de gravedad.

Los Jig son muy útiles cuando trabajan unidos a un circuito de molienda para la extracción de metales libres y sulfuros.

En operaciones aluviales, el oro se recupera eficientemente.

La capacidad del Jig varía de 110 a 540 toneladas por metro cuadrado de área en 24 horas. $\text{Area/m}^2 \times 110 \text{ TM}$ asumiendo la capacidad mínima.

Cálculo del Jig.-

Se seleccionó un tamaño de 355 mm de ancho x 355 mm de long., de doble cámara que tiene una capacidad de 20 a 50 tons., lo que permite ampliaciones a futuro. $\text{Capacidad del Jig} = 0.355 \times 0.335 \times 2 \times 110 = 28$ toneladas/día, según catálogo tiene un motoreductor trifásico de 0.375 kW.

El Jig escogido es tipo YUBA de doble cámara, con diafragmas laterales, con lo cual se calcula la capacidad según la calidad de la materia prima.

d) Bomba y tubería.

El material a bombear es muy abrasivo y por lo tanto hay que emplear una bomba especialmente construida para el efecto. En minería se usa las bombas centrífugas, ya sean en modelos horizontales o verticales, ver figura # 11; vienen recubiertas tanto el impeler como la parte interior de la

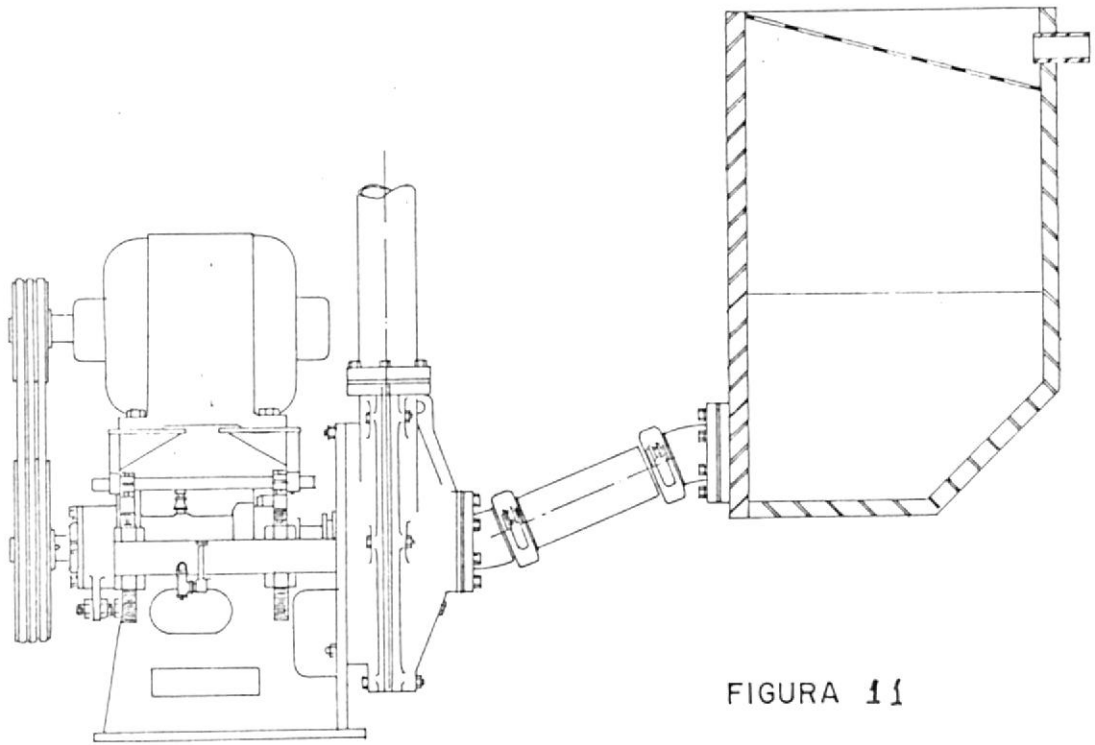


FIGURA 11

ENSAMBLE CAJA A BOMBA HORIZONTAL



BIBLIOTECA

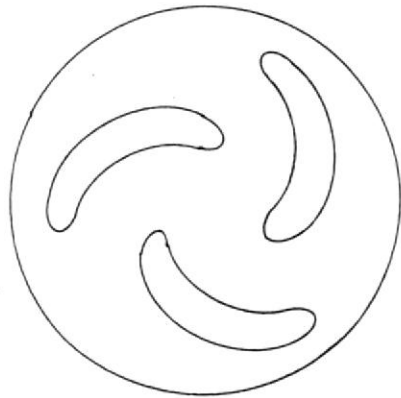


FIGURA 12

IMPULSOR DE BOMBA DE NEOPREME



carcasa con caucho o neopreno, para así protegerla contra la acción de la arena abrasiva, ver fig.# 12. Tienen una carga circulante del hidrociclón que se describe posteriormente lo que es igual a alimentación mas recirculación.

La altura o cabeza de bombeo h, es de 5 m.

BOMBA CENTRIFUGA

DATOS	Simbolo	TM/d	TM/h	% solido	kg/m ³	m ³ /seg	kW
1-Alimentacion de arena	F	25.5	1.04				
2-Recirculacion al molino 2:1	St	5.5	2.08				
3- Peso concentrado	C	1	0.042				
4- Solidos alimentados a la bomba 1+2+3		74					
5- Densidad de la pulpa				20	1150	<i>Table 1</i>	
6- Flujo a bombear *	Q					0.037	
7- Potencia calculada **	P						1
8- Potencia instalada	Pi						1.5

* Flujo total = sólidos + líquidos

FLUJO POR TM DE SOLIDOS

$$\text{solido} = \frac{1 \text{ TM/d}}{2.8 \text{ TM/m}^3} = 0.35 \text{ m}^3/\text{d}$$

líquido 20%

Relación sólido a líquido: S/L=0.35 m³/d + 4 = 4.35 m³/d

Flujo para 74 TM/d = 4.35 x 74 = 322,4 m³/d

* Según fórmula:

$$P = \frac{\text{flujo pulpa} \times \text{cabeza de bombeo} \times \text{grav. especifica}}{\text{factor de conversión} \times \text{eficiencia}}$$

Factor conversión= 0.1014

$$\text{Potencia requerida} = \frac{0.036 \times 5 \times 2.8}{0.1014 \times 0.5} = 1 \text{ kW}$$

En previsión de un margen de seguridad se recomendo instalar un motor de P=1.5 kW.

2.25 kW

CALCULO DE LA TUBERIA DE BOMBEO

D A T O S	Simbolo	Formula	m/seg	m3/seg	m
1-Velocidad critica a 20% de solidos *	Vc	1/t	<u>1.75</u>		
2-Flujo a bombear	Q	V/A		0.0037	
3-Diametro de tubería					0.05
4-Velocidad de flujo en tubo de 0.05 m	V	1/t	<u>1.88</u>		

* Según catálogo para una prueba en tubería de 76 mm, la velocidad crítica en m/seg en un fluido a 20 % de sólidos es de 1.75 m/seg.

$V > V_c$: significa que el régimen de flujo es mayor que la velocidad crítica; y, por tanto, las condiciones son seguras.

e) CICLON.

$$v_c = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

$$Q = v \times a$$

$$Q = v \times \frac{\pi D^2}{4}$$

$$D = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}}$$

- El ciclón o hidroclasificador, es de construcción y operación simple; es atractivo desde el punto de vista de inversión de capital, puesto que cuesta alrededor del 35% de lo que vale un clasificador mecánico equivalente, ver figura 13.

- Es de fácil instalación y trabaja en cualquier posición. Un ciclón tiene alrededor de 50 veces la capacidad por área unitaria en relación con un clasificador mecánico y no ocupa mucha área.

- Es una unidad versátil y puede realizar una amplia variedad de separaciones.

- El ciclón requiere eso sí de considerable potencia para su operación comparandolo con un clasificador mecánico, por estar conectado a una bomba de pulpa de gran flujo.

- La separación de las partículas ligeras de las pesadas de igual tamaño, depende de la masa; es decir, de la aceleración debido a la fuerza centrífuga.

DETALLES DE UN HIDROCICLON

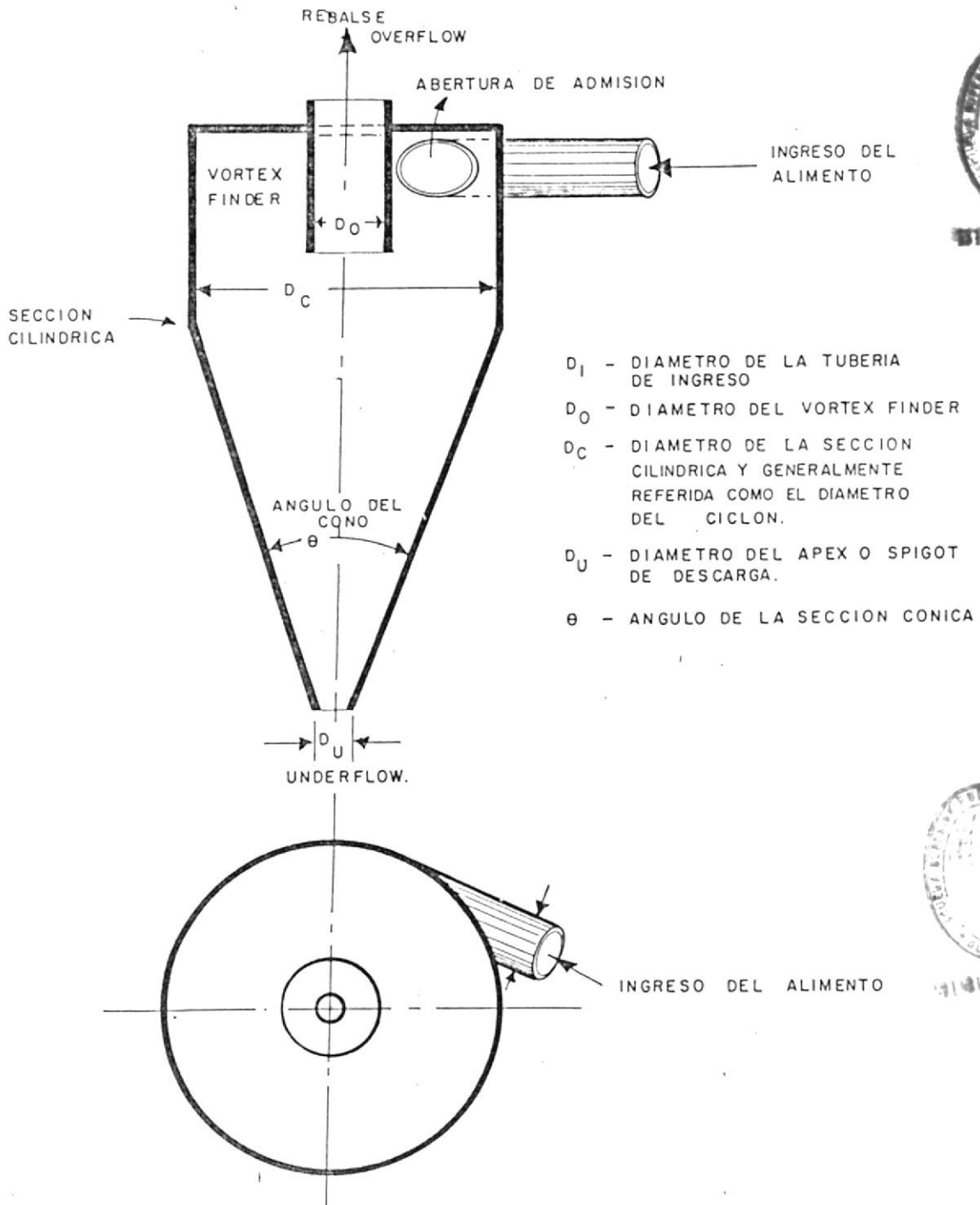


FIGURA 13

- Cualquier tamaño de separación dentro del rango de tamaño de materiales sólidos puede ser obtenido por regulación o ajuste de la recuperación de sólidos. Esto se logra alterando el diámetro del "vortex finder" o tubería de descarga nivel superior y del orificio del ápex.

En la página siguiente aparece un esquema de un ciclón, ver fig.# 14, que muestra su funcionamiento. La capacidad es la propiedad influenciada principalmente por la presión de trabajo.

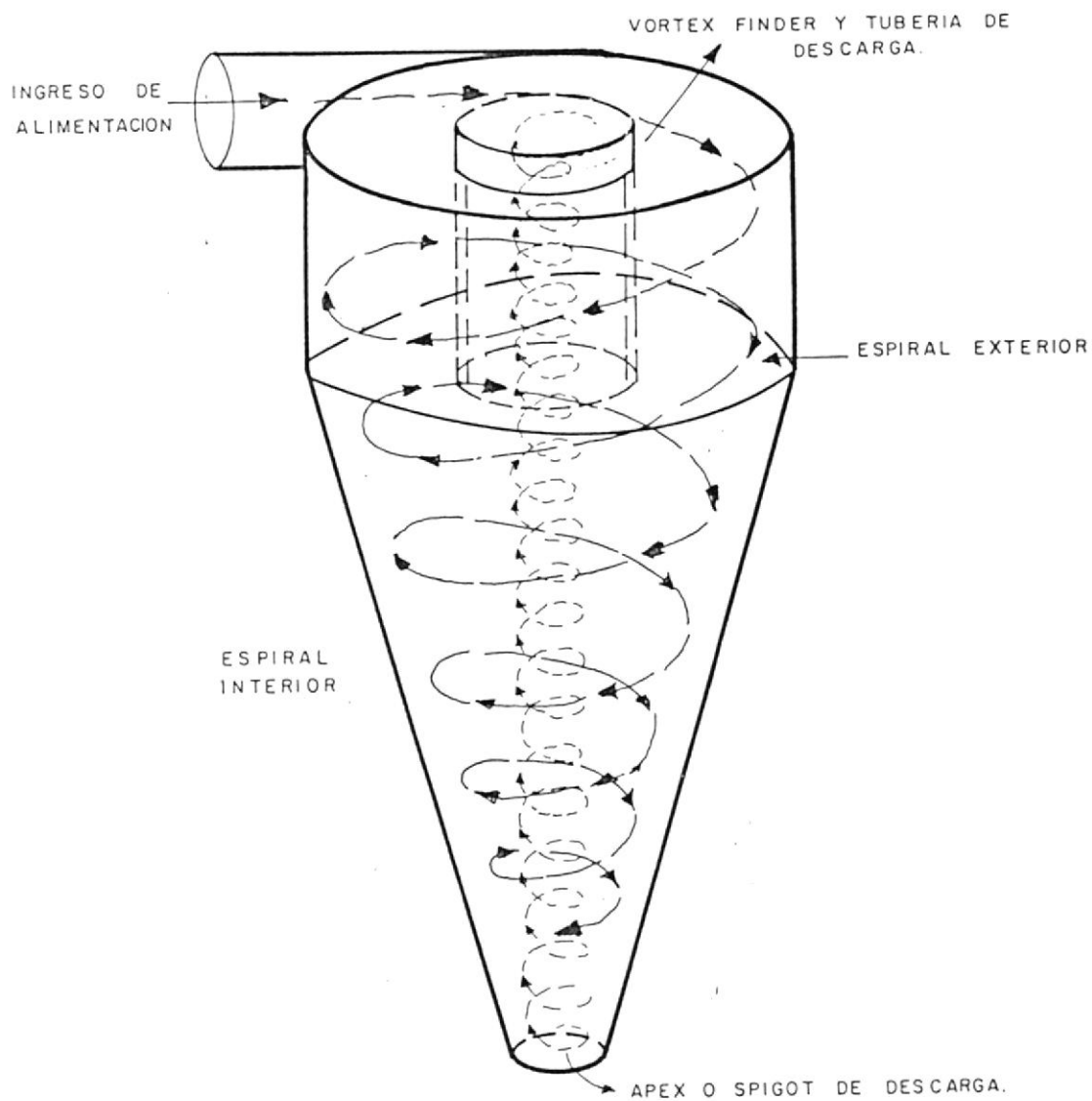
Si el ciclón no opera a los estándares de tamaño y eficiencia calculados, su diseño es incorrecto.

Según catálogo de los equipos de ciclones KREBS, un ciclón de 102 mm o 4 pulg. tiene un caudal de 0.076 m³ a 0.227 m³; esto es, 20 a 60 gal/min. y puede pasar hasta 5 toneladas métricas por hora.

Este ciclón estaría dentro del rango, requerido si se observa el balance total de la planta que indica que pasarán por el ciclón 50 toneladas diarias.

Se escogió un ciclón tamaño D-4, puesto que es del rango de seguridad que se necesita y por las razones antes expuestas, se prefirió este tipo de clasificador hidráulico a otros convencionales como son los de rastrillo o de espiral.

El ciclón de tamaño D-4 estaría dentro del rango requerido si se observa el balance total de la



ESQUEMA DE LAS TRAYECTORIAS DEL FLUJO Y LAS
ESPIRALES EXTERIOR E INTERIOR EN UN HIDROCICLON

FIGURA 14

planta que indica que pasarán por el ciclón 50 toneladas diarias, ver figura # 18.

Por las razones expuestas, se prefirió este tipo de clasificador hidráulico a otros como los de rastrillos o espirales.

f) MESAS VIBRATORIAS PARA CONCENTRACION.

Se usan para separación por gravedad de aquellas arenas que son demasiados finas para tratarlas en el concentrador Jig.

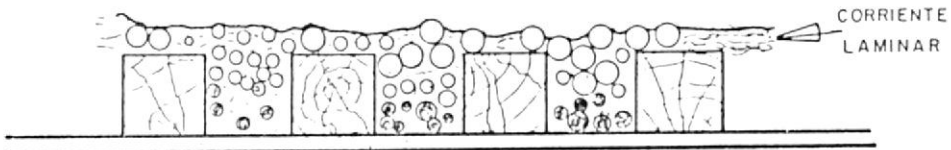
Refiriéndose a la fig. # 16, las acciones de separación que se aplican a una alimentación de -20 mallas en las diversas zonas de la mesa son las siguientes:

1) La pulpa alimentada con 10 a 25% de sólidos por peso, esta sujeta a un grosero deslamado en esta zona; por sedimentación de arenas en los rifles fig. 15; las lamas o finos se deslizan hacia abajo. La sedimentación diferencial comienza según se aprecia en la figura 16.

2) La arena deslamada es movida desde la zona 1 hasta la zona 2, por el movimiento diferencial del cabezal de manejo; la cama como un todo se acelera con el tablero, con la carrera hacia adelante; pero, considerando el rápido retorno, no puede acelerarse en la carrera de reverso; por tanto, ella gradualmente progresa hacia la izquierda. Debido al progresivo decrecimiento en la altura de los rifles, desde la derecha a la izquierda, el flujo transversal de

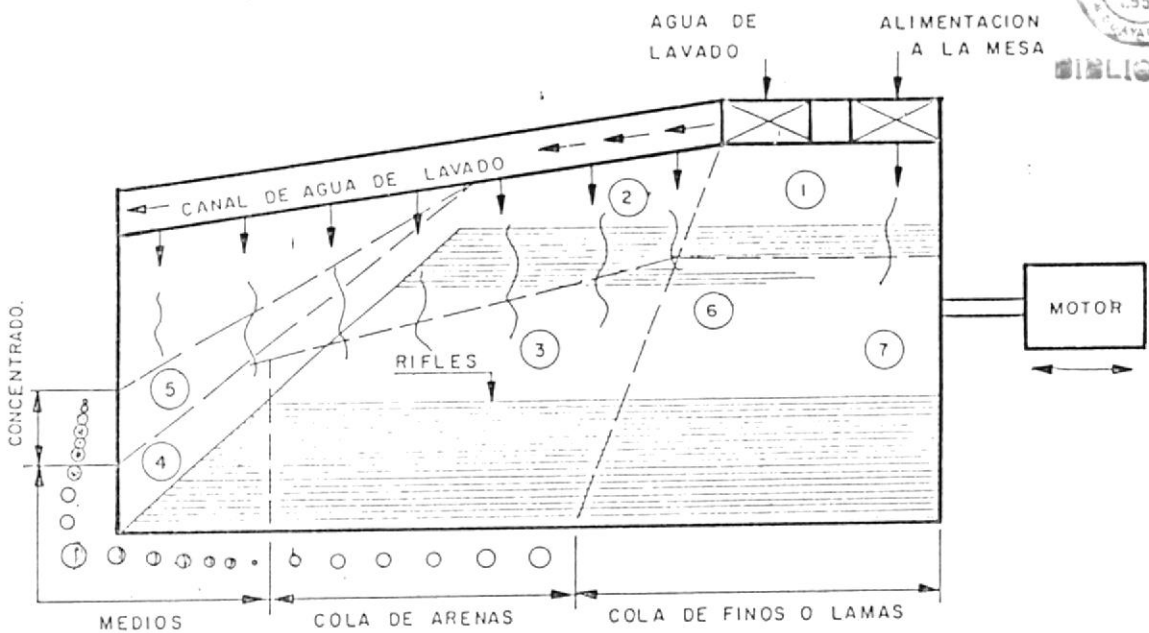


BIBLIOTECA



SECCION TRANSVERSAL DE UNA MESA MOSTRANDO LA ESTRATIFICACION DE PARTICULAS ENTRE LOS RIFLES.

FIGURA 15



BIBLIOTECA

ILUSTRACION DE LAS DIVERSAS ZONAS DE SEPARACION EN UNA MESA

FIGURA 16

agua lava la caja superior de la cama en los rifles. El residuo enriquecido, pesado se mueve hacia la zona 5.

3) La corriente principal de arenas es barrida, para recuperar cualquier mineral pesado puro y los medios enclavados, los cuales se mueven hacia la zona 4; mientras que el relave o colas se desecha como se muestra en la figura 16.

4) Los mixtos y algunas partículas pesadas libres se descargan en esta zona. Los granos mas finos de mineral pesados se lavan todos juntos, en la zona 5, mediante una combinación de clasificación de tamaño, por películas y movimiento diferencial.

5) Esta es esencialmente una área de limpieza, libre de rifles y la acción aquí es mediante tamaño y película diferencial.

6 y 7) Son áreas de arenas finas y lamas o desechos; la recuperación de minerales finos bajo -200 mallas tayler es muy pobre y por tanto, la aplicación de concentración por mesas es muy limitada.

La capacidad varía desde 0.5 a 2 toneladas de alimentación por hora; los requerimientos de agua son altos. Se recomienda una Mesa de 2m por 5m para el rango de 1.04 toneladas métricas por hora o una equivalente al tamaño de N 6 S tipo Wilfley. El dibujo de la Mesa aparece en la figura mostrada.

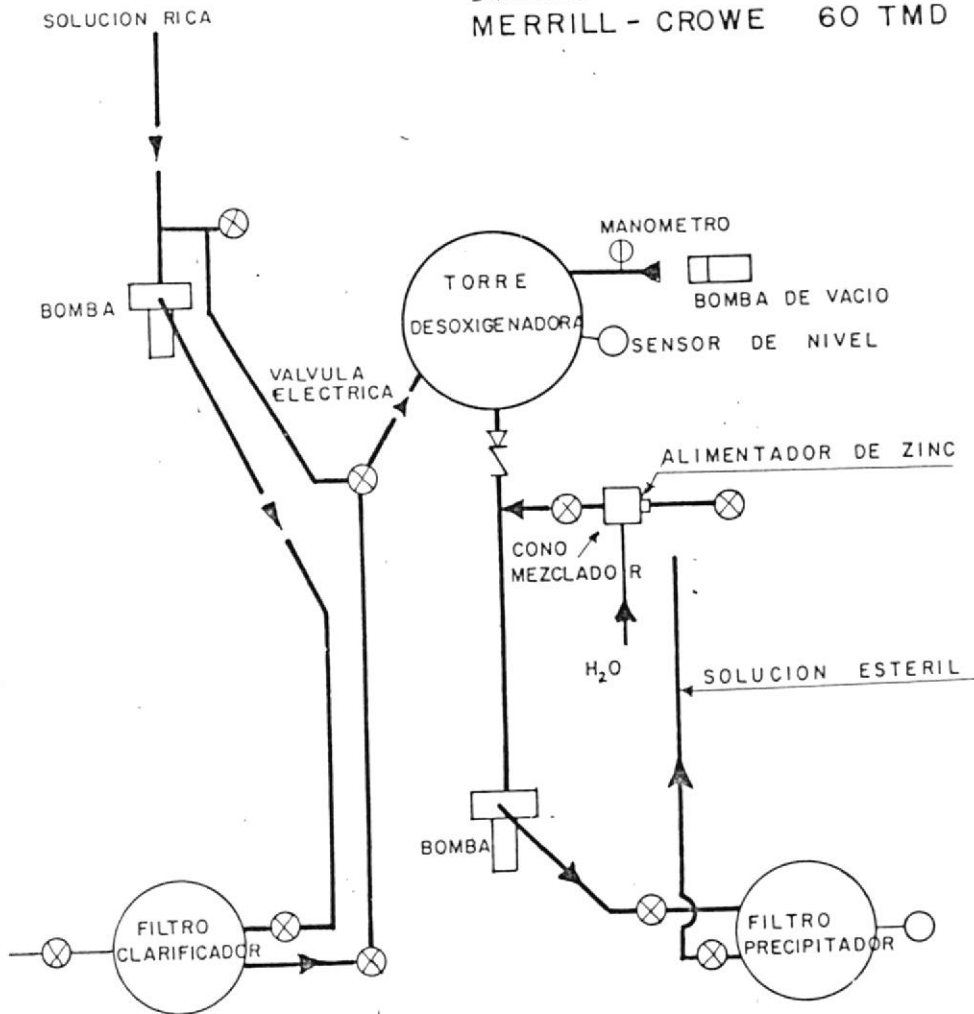
UNIDAD DE PRECIPITACION MERRIL-CROWE CON POLVO DE ZINC.

Para recuperar el oro de la solución cianurada, se emplea la unidad de precipitación Merrill-Crowe, con polvo de zinc. Es un conjunto de bombas y filtros especiales adecuados de tal forma que hacen posible la operación.

En la figura # 17 se aprecia el diagrama de flujo de una unidad de precipitación de 60m³/d de capacidad. La solución rica se alimenta directamente a una bomba centrífuga de hierro fundido de 32mm x 32mm de entrada y salida respectivamente, accionada con motor de 0.56kw. Esta bomba tiene la particularidad de trabajar con sellos de cerámica o grafito que son ideales para soluciones con cianuro, ya que otros sellos, como son los de bronce, serían disueltos por el cianuro. Igualmente las válvulas de paso a utilizarse, no pueden tener, ni sello, ni estructura o coraza de bronce, u otras aleaciones similares, ver tablas de materiales de construcción 12a, 12b del apéndice.

Se puede usar PVC, acero inoxidable o hierro negro. En el proceso de cianuración no se usa tubería galvanizada, ya que reaccionaría la capa de zincado con la solución rica, teniendo tuberías con precipitado en sus paredes interiores, provocando pérdidas de precipitado, pérdidas económicas.

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA UNIDAD
MERRILL - CROWE 60 TMD 100TPD



- ⊗ VALVULA
- DIRECCION DE FLUJO
- | VALVULA DE CHEQUE

FIGURA 17

La solución es bombeada a un filtro tipo piscina, que emplea tierra diatomita como medio filtrante, en su interior. El filtrado se efectúa con la finalidad de eliminar los sólidos en suspensión que pudiera tener la solución, ya que la influencia de estos es negativa en la precipitación.

La solución clarificada se alimenta a una torre desoxigenadora, compuesta por un cilindro metálico, conectado a una bomba de vacío, accionado con un motor de 0.19kw, un sensor de nivel de líquido, conectado a una válvula eléctrica, que regula el flujo de entrada al tanque.

Esta operación se efectúa con la finalidad de eliminar el oxígeno de la solución, para evitar que no se vuelva a diluir lo precipitado; porque, en teoría, en el vacío no se produce lixiviación por cianuro, por falta del agente oxidante.

A la salida de la botella de desoxigenación se conecta otra bomba similar a la anterior. La botella y la bomba están conectadas por un mezclador de polvo de zinc.

El zinc se añade al cono en forma regulada, mediante un alimentador en espiral accionado con un motorreductor de 0.05kw.

El zinc cae al cono mezclador, donde se añade una corriente de solución estéril, para que arrastre al zinc hacia la bomba; que una vez mezclado con la so-

lución rica empieza a reaccionar, precipitando tanto al oro, como a la plata y el cobre; el lodo precipitado es bombeado a otro filtro semejante al primero antes descrito, donde se acumulan los sólidos.

La solución filtrada estéril que sale del filtro es bombeada al tanque de solución estéril ubicado en la parte superior para ser recirculada al proceso de cianuración nuevamente, mediante una bomba centrífuga de 0.38 kW.

3.3.- ALTERNATIVAS Y COSTO.

Una vez que la empresa, después del estudio técnico sobre la calidad de las arenas, seleccionó el proceso de tratamiento de recuperación de los metales preciosos y determinó el tonelaje o capacidad de alimentación, se realizó el diseño de la planta y se elaboró la lista, con las especificaciones técnicas respectivas de las maquinarias o equipos básicos requeridos. Con tales antecedentes, se solicitaron cotizaciones de equipos previstos, incluyendo las posibilidades de construcción local en Ecuador y en Zaruma de determinados equipos, elementos e instalaciones.

Fue necesario que dos funcionarios de la empresa viajaran a Estados Unidos a seleccionar equipos nuevos y usados; estos últimos, en buenas condiciones de trabajo, haciendo sobre la marcha la evaluación del costo de reparaciones y puesta en servicio.

Debe mencionarse de paso que sólo en los últimos 5 años se advierte en nuestro País una mayor atención hacia la industria minera por parte del Estado.

En el Ecuador existe un desfase en la construcción y prestación de servicios especializados para esta actividad específica.

A continuación se detalla algunas alternativas de provisión de equipos e instalaciones, con sus respectivos precios, que sirvieron de base para la selección y adquisición que realizó la empresa.

EQUIPOS	PROCE- DENCIA	NUEVOS	USADOS	ADQUI- CION
Cargador	Brasileña	X		local
Tolva de arenas	local	X		local
Estructura en hierro de banda	local	X		local
Molino de bolas	U.S.A.		X	U.S.A.
Concentrador Jig	Peru	X		Peru
Bomba horizontal	U.S.A.		X	U.S.A.
Ciclón	Peru	X		Peru
Mesa gravimétrica	Peru	X		Peru
Tanque percolación	local	X		local
Tanques de acero(2)	Zaruma	X		local
Motoreductor	U.S.A.		X	local
Merrill-Crowe	U.S.A.	X		U.S.A.
Generador electr.	INGLES	X		local

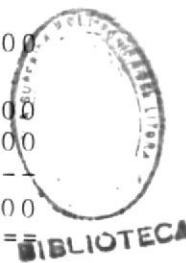
INVERSIONES

1 Molino de bolas	US\$ 18.300
1 Concentrador Jig	US\$ 8.100
1 Bomba horizontal centrifuga	US\$ 3.050
1 Ciclon	US\$ 5.000
1 Mesa gravimetrica	US\$ 5.500
1 Merrill-Crowe	US\$ 7.400

TOTAL CIF	US\$ 47.350
	=====

US\$ 47.350 x \$980,00 =	\$ 46'403.000,00
12% de impuesto y derechos de importacion	\$ 5'568.000,00
10% de intereses sobre el 80% CIF	\$ 3'712.000,00

TOTAL SUCRES	\$ 55'683.000,00
	=====



FABRICACION Y ADQUISICION LOCAL

Cargador frontal	\$ 45'000.000,00
Tolva de arenas de plancha de hierro de 4mm	\$ 1'360.000,00
Estructura de la banda	\$ 790.000,00
Banda	\$ 400.000,00
Motoreductor	\$ 500.000,00
2 tanques de solucion de 9m3 de hierro de 4mm	\$ 1'470.000,00
1 tanque de percolacion 10m3	\$ 630.000,00
Generador electrico de 75 kW	\$ 11'760.000,00

TOTAL	\$ 61'910.000,00

	\$ 117'593.000,00
	=====



COSTO DEL MONTAJE E INSTALACION DE LA PLANTA	\$ 17'639.000,00

TOTAL	\$ 135'232.000,00
	=====

3.4.- ANALISIS DE RESULTADOS.

Balance Metalúrgico:

a) Proceso de gravimetría y concentración.

Producto	Peso TM/día	Ensayes gr/TM Au	Distribución %
-cabeza	25.00	6.80	100.0
-concentrado gravimetrico	1.25	95.20	70.0
-relave	23.75	2.10	30.0

b) Proceso de Cianuración durante 8 días./

Producto	Peso TM/día	Ensayes gr/TM Au	Distribución %
- Concentrado gravimetrico	10.0	95.20	100.0
- relave	10.0	14.30	15.0
- oro metalico	809.0*	N.A.**	85.0

* En gramos

** No admite Ley

BALANCE GLOBAL DE GRAVIMETRIA + CIANURACION

Producto	Peso TM/día	Ensayes gr/TM Au	Distribución %
- cabeza	25.0	6.8	100.0
- oro metalico	102.0*	N.A.**	60.1
- Relave de cianuracion	1.25	14.3	10.5
- relave gravimetrico	23.75	2.1	29.4

* En gramos

** No admite Ley.

CALCULO DE LA CARGA CIRCULANTE AL MOLINO DE BOLAS

Malla Tayler	a Descarga Molino % peso retenido	c U/F Cyclon % peso retenido	b O/F Cyclon % peso retenido	F Alimentacion molino
+ 35	2.6	5.7		17.8
+ 48	19.4	28.9		3.3
+ 65	25.1	35.3	2.8	17.3
+100	7.7	7.7	6.4	21.2
+150	7.7	5.8	13.0	14.5
+200	8.7	6.1	12.4	12.5
-200	28.8	10.5	65.4	13.4
	100.0	100.0	100.0	100.0



Aplicando la fórmula de carga circulante
 $Sr = F(b-a) / (a-c)$

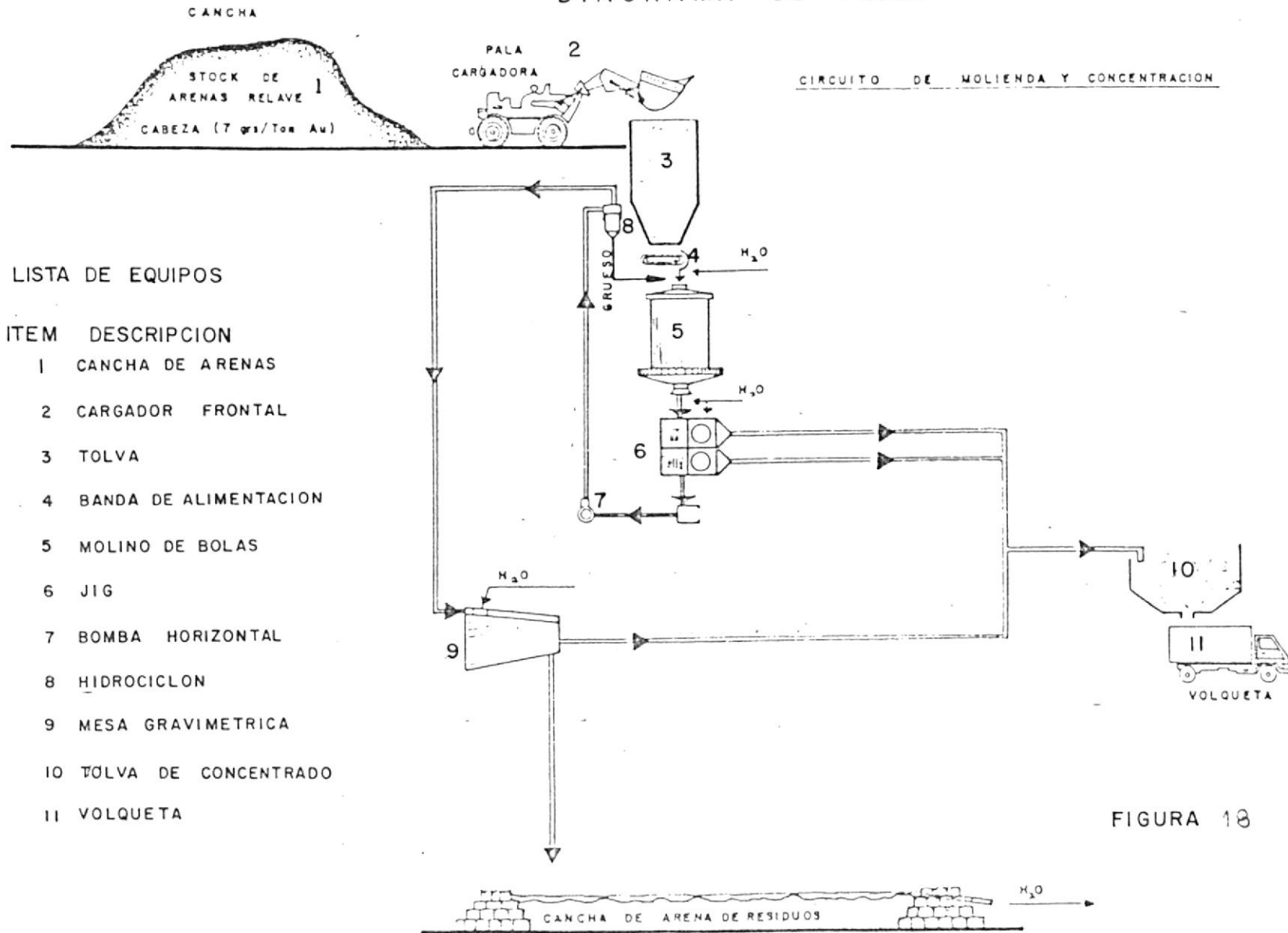
Sr = Arena que retorna al molino en TM/día
F = Alimentación fresca al molino
b = Porcentaje de producto terminado u overflow
c = Porcentaje de arena retornada o underflow
a = Porcentaje de descarga del molino

donde F, b, c, a representan el porcentaje acumulado en peso que pasa una malla específica.

Sr 200 mallas = 50.0	Sr 100 mallas = 50.0
Sr 150 mallas = 48.2	Sr 65 mallas = 48.6

Sr promedio = 49.3, pero para efectos de los demás cálculos en el diagrama de balance de flujo, ver figura # 18, la cifra 49.3 se redondea a 50; esto es: Sr = 50.

DIAGRAMA DE FLUJO



LISTA DE EQUIPOS

ITEM	DESCRIPCION
1	CANCHA DE ARENAS
2	CARGADOR FRONTAL
3	TOLVA
4	BANDA DE ALIMENTACION
5	MOLINO DE BOLAS
6	JIG
7	BOMBA HORIZONTAL
8	HIDROCICLON
9	MESA GRAVIMETRICA
10	TOLVA DE CONCENTRADO
11	VOLQUETA

FIGURA 18

CAPITULO IV

4.- Conclusiones y Recomendaciones.-

De lo dicho en este INFORME y de la experiencia obtenida por su autor durante 5 años de trabajo en la industria minero-metalúrgica, se considera oportuno señalar, entre las mas importantes las conclusiones y recomendaciones siguientes:

Conclusiones.

- a) Técnica y económicamente considerado, es factible la recuperación de metales preciosos a partir de arenas auríferas existentes en el distrito minero conocido con el nombre genérico de "PORTOVELO", integrado por los cantones Portovelo propiamente dicho, Zaruma y Atahualpa.
- b) El proceso de recuperación de oro y plata explicado de manera detallada en este documento, es una combinación de **concentración** y **cianuración** y los empresarios consideran aceptables los resultados técnicos y económicos obtenidos.
- c) Mediante el empleo del molino de bolas en circuito cerrado con un hidrociclón, es posible optimizar la molienda a rangos aceptables y en forma eficiente para el proceso requerido.
- d) Con la ayuda de los concentradores gravimétricos, tal como son el Jig y la Mesa, se superan los métodos artesanales de canalón y bayetas, logrando

una mayor eficiencia en la recuperación y reduciendo los costos de operación.

e) Disminuyendo considerablemente el tonelaje alimentado a un concentrado del 5%, se logra reducir drásticamente el consumo de reactivos químicos en el posterior proceso de cianuración; igualmente, el consumo de energía eléctrica se reduce significativamente. De esta forma, aunque se sacrifica el porcentaje de recuperación, se justifica el proceso combinado de concentración y cianuración.

f) Para un eficiente control del proceso resulta indispensable instalar un laboratorio de análisis químico.

Recomendaciones.-

a) Para determinar la localización de una planta de recuperación de Oro y Plata, es indispensable realizar previamente una investigación de campo, para estimar, con un aceptable grado de precisión, las reservas de materia prima existente así como también la producción potencial durante los 4 años próximos en un área equidistante y cercana al sitio donde eventualmente se ejecutarían las respectivas instalaciones.

b) La investigación de materias primas debe comprender el cálculo sobre volúmenes disponibles de arenas auríferas, lugares donde existen o donde se

producirían; y, obtención de muestras representativas.

c) Las muestras representativas de arenas auríferas deben ser analizadas químicamente, para determinar las leyes de oro, lo que permitirá calcular el contenido metálico de las reservas estimadas.

d) Conocidas las leyes y el potencial de reservas probadas existentes, deben realizarse estudios detallados de investigación metalúrgica, para seleccionar el proceso de recuperación óptima de los metales preciosos contenidos en las arenas.

e) Las diferentes etapas del proceso requieren grandes volúmenes de AGUA. Consecuentemente, resulta fundamentalmente un abastecimiento de agua seguro, continuo, de la calidad y en la cantidad exigidas por el proceso combinado, de concentración y cianuración.

f) Tales antecedentes servirán de base para precisar la localización, realizar el diseño y determinar la capacidad de la planta; y, para efectuar la selección de maquinarias y equipos para una planta recuperadora de relaves minerales.

g) Para la buena y eficiente operación de la planta, se hacen las recomendaciones específicas siguientes:

- La bomba centrífuga horizontal de lodos y el hidrociclón, deben estar protegidos interiormente con materiales especiales contra el desgaste

excesivo ocasionado por la abrasividad de las arenas.

- Es necesario precautelar rigurozamente las instalaciones, las maquinarias y los equipos y deben realizarse verificaciones o chequeos periódicos para evitar fugas de soluciones y otros tipos de accidentes.

- Emplear soluciones diluídas de cianuro de Sodio estrictamente en las proporciones recomendadas y así evitar consumos indeseados.

- Realizar un riguroso control de la alcalinidad, para evitar, por una parte, accidentes por envenenamiento; pero, por otra, evitar exceso de alcalinidad para que no se produzca descenso en la recuperación.

- Emplear el material recomendado específicamente, de acuerdo a las normas técnicas relacionadas con instalaciones en las que se emplea solución de Cianuro, como son: sellos, válvulas, tuberías, etc.

- Desechar los sólidos en canchas de relaves construidas adecuadamente, especialmente con buenos drenajes.

- Mantener un sistemas de señalización clara y notoriamente explicado en las instalaciones de la Planta de Cianuración, para evitar eventuales accidentes.

- Por seguridad industrial y salvaguardia de la salud, es necesario adiestrar al personal sobre el correcto manejo del cianuro de sodio.
- Las instalaciones deben ser suficientemente aereadas, para evitar eventuales concentraciones de gases tóxicos especialmente en las zonas de tráfico del personal.
- Aunque el efecto de aereación en el tanque de percolación es beneficioso, su dosificación debe hacerse en forma controlada y medida, para no tener complicación en el momento del drenaje de las soluciones.

APENDICE

1. Tabla de densidades de pulpa.
2. Ilustración de una Balanza de gravedad específica.
3. Número de capas de una banda y categorías de resistencia.
4. Características técnicas banda - peso - resistencia por capa.
5. Tablas de diámetros mínimos de tambores en bandas.
6. Tabla de equivalencia en mallas.
7. Tabla de características de molino.
8. Relación de las velocidades periféricas al diámetro del molino de bolas.
9. Tabla de velocidades Crítica del molino de bolas.
10. Velocidad y pérdida de presión por fricción en tuberías con agua.
11. Tabla de densidad de pulpa.
- 12a. Tabla de los materiales de construcción para bombas recomendados.
- 12b. Tabla de los materiales de construcción para bomba recomendados.
13. Hojas de reportes diarios del Merrill-Crowe y de la Planta de concentración gravimétrica.

Tabla 1.

TABLAS DE DENSIDAD DE PULPA

Specific Gravity, given as weight in grams, of 1 liter of pulp. Total Volume, (in cubic feet) is the volume of 1 ton of solids + necessary volume of water to make a pulp of sp. gr. shown. Agitating Factor— Volume, in cubic feet, necessary to give 1 minute contact on 1 ton per 24 hours.

Specific Gravity Cubic feet per ton	2.7 11.65			2.8 11.73			2.9 11.81			3.0 11.87			3.2 11.97			
	% Solids	Solids to Solution	Specific Gravity	Total Volume	Agit. Factor	Specific Gravity	Total Volume	Agit. Factor	Specific Gravity	Total Volume	Agit. Factor	Specific Gravity	Total Volume	Agit. Factor	Specific Gravity	Total Volume
5	1:15.00	1033	619.65	.4205	1035	619.43	.4202	1034	619.03	.4206	1034	618.57	.4206	1036	618.00	.4209
6	1:15.67	1039	513.29	.3565	1040	512.97	.3562	1041	512.47	.3559	1042	512.11	.3556	1043	511.44	.3555
7	1:13.29	1046	437.13	.3036	1047	435.71	.3032	1048	435.31	.3029	1049	435.95	.3027	1051	435.20	.3027
8	1:11.53	1053	379.35	.2636	1054	379.43	.2635	1055	379.03	.2632	1056	378.67	.2630	1058	378.00	.2629
9	1:10.11	1060	333.37	.2328	1061	334.95	.2326	1063	334.55	.2323	1064	334.19	.2321	1065	333.52	.2321
10	1: 9.00	1067	299.85	.2032	1069	299.43	.2029	1070	299.03	.2027	1071	298.67	.2024	1074	298.00	.2029
11	1: 8.07	1074	270.73	.1800	1076	270.31	.1807	1078	269.91	.1804	1079	269.55	.1802	1082	268.88	.1806
12	1: 7.33	1082	246.41	.1711	1084	245.99	.1707	1085	245.59	.1705	1087	245.23	.1703	1090	244.56	.1709
13	1: 6.69	1089	225.73	.1559	1091	225.31	.1566	1093	224.91	.1563	1095	224.55	.1561	1098	224.08	.1555
14	1: 6.14	1097	208.35	.1447	1099	207.91	.1444	1101	207.51	.1441	1103	207.15	.1439	1107	206.48	.1443
15	1: 5.67	1104	192.29	.1342	1107	192.67	.1359	1109	192.47	.1337	1111	192.11	.1334	1115	191.44	.1332
16	1: 5.25	1112	179.85	.1242	1115	179.43	.1246	1117	179.03	.1243	1119	178.67	.1241	1124	178.00	.1239
17	1: 4.88	1119	168.01	.1167	1121	167.59	.1164	1123	167.19	.1161	1125	166.83	.1159	1132	166.16	.1165
18	1: 4.56	1128	157.77	.1095	1131	157.35	.1093	1134	156.95	.1090	1136	156.59	.1087	1141	155.92	.1088
19	1: 4.26	1136	148.17	.1032	1139	147.75	.1026	1142	147.35	.1023	1145	146.99	.1021	1150	146.32	.1018
20	1: 4.00	1144	139.95	.0971	1148	139.43	.0956	1151	138.93	.0956	1154	138.57	.0953	1159	138.00	.0951
21	1: 3.76	1152	132.85	.0913	1156	131.75	.0919	1160	131.35	.0912	1165	130.99	.0910	1169	130.32	.0911
22	1: 3.55	1161	125.45	.0871	1165	125.03	.0863	1168	124.64	.0865	1172	124.27	.0863	1178	123.60	.0861
23	1: 3.35	1169	118.05	.0827	1174	118.43	.0824	1177	118.23	.0821	1181	117.87	.0818	1188	117.20	.0818
24	1: 3.17	1178	111.29	.0787	1182	112.67	.0784	1187	112.47	.0781	1190	112.11	.0779	1198	111.44	.0777
25	1: 3.00	1187	107.35	.0749	1191	107.43	.0745	1196	107.03	.0743	1200	106.67	.0741	1208	106.00	.0741
26	1: 2.85	1196	103.05	.0716	1201	102.63	.0713	1205	102.23	.0710	1210	101.87	.0707	1218	101.20	.0707
27	1: 2.70	1205	99.25	.0682	1210	99.73	.0679	1215	99.43	.0677	1220	99.07	.0674	1228	98.40	.0674
28	1: 2.57	1214	94.02	.0653	1216	94.59	.0650	1222	94.27	.0645	1230	93.91	.0645	1238	93.24	.0645
29	1: 2.45	1223	90.25	.0627	1227	89.73	.0624	1235	89.43	.0621	1240	89.07	.0619	1249	88.40	.0619
30	1: 2.33	1233	85.41	.0603	1239	85.95	.0607	1245	85.59	.0607	1250	85.23	.0602	1260	84.56	.0605
31	1: 2.23	1245	81.48	.0580	1246	81.05	.0577	1255	82.66	.0574	1261	82.05	.0570	1271	81.63	.0570
32	1: 2.13	1252	78.01	.0558	1254	78.49	.0555	1265	79.19	.0553	1271	78.83	.0547	1282	78.16	.0549
33	1: 2.03	1261	74.51	.0533	1260	74.59	.0530	1275	75.59	.0528	1282	75.63	.0525	1293	74.96	.0525
34	1: 1.94	1272	71.93	.0513	1268	73.51	.0515	1287	73.11	.0513	1293	72.75	.0503	1295	72.03	.0505
35	1: 1.85	1283	71.93	.0496	1270	70.95	.0493	1291	70.55	.0493	1304	70.19	.0497	1317	69.52	.0494
36	1: 1.76	1295	69.81	.0478	1271	69.33	.0475	1307	69.99	.0472	1316	69.63	.0470	1329	68.86	.0474
37	1: 1.70	1303	65.95	.0450	1272	65.81	.0447	1320	65.43	.0445	1328	65.07	.0442	1341	64.40	.0444
38	1: 1.63	1315	64.61	.0445	1323	65.59	.0442	1332	65.19	.0439	1340	64.83	.0436	1354	62.16	.0440
39	1: 1.56	1325	61.77	.0429	1335	61.75	.0426	1343	60.95	.0423	1351	60.59	.0421	1366	59.92	.0424
40	1: 1.50	1337	59.05	.0416	1345	59.45	.0413	1355	59.03	.0415	1365	58.67	.0407	1379	58.00	.0407
41	1: 1.44	1348	57.03	.0402	1352	57.21	.0399	1367	57.11	.0397	1376	56.75	.0394	1392	56.32	.0397
42	1: 1.38	1360	55.03	.0389	1360	55.59	.0385	1369	55.19	.0383	1369	54.79	.0381	1406	54.16	.0381
43	1: 1.33	1371	54.41	.0379	1368	55.99	.0375	1392	55.59	.0372	1402	55.23	.0370	1420	52.56	.0374
44	1: 1.27	1383	52.47	.0365	1374	52.67	.0362	1405	51.67	.0359	1415	51.31	.0356	1434	50.64	.0356
45	1: 1.22	1395	50.67	.0355	1407	50.67	.0350	1418	50.07	.0348	1429	49.71	.0345	1449	49.04	.0348
46	1: 1.17	1408	48.90	.0342	1420	48.07	.0338	1451	46.47	.0337	1448	46.11	.0334	1463	47.44	.0334
47	1: 1.13	1423	46.01	.0332	1433	47.59	.0330	1445	47.19	.0328	1457	46.83	.0325	1477	46.16	.0328
48	1: 1.08	1433	45.41	.0322	1442	45.99	.0319	1459	45.59	.0317	1471	45.23	.0314	1493	44.58	.0317
49	1: 1.04	1446	45.13	.0313	1450	44.71	.0310	1473	44.51	.0308	1475	44.35	.0305	1505	43.28	.0310
50	1: 1.00	1459	43.65	.0305	1474	43.43	.0302	1497	43.03	.0309	1500	42.67	.0306	1524	42.00	.0306
51	1: 0.92	1497	41.97	.0297	1502	40.67	.0293	1517	40.47	.0291	1531	40.11	.0292	1556	39.44	.0292
52	1: 0.85	1515	39.05	.0291	1535	39.63	.0285	1543	39.23	.0285	1553	38.87	.0283	1590	37.70	.0283
53	1: 0.79	1515	37.15	.0285	1535	36.71	.0285	1553	35.31	.0282	1570	35.95	.0283	1623	35.20	.0283
54	1: 0.72	1573	34.07	.0282	1573	34.47	.0282	1613	34.07	.0282	1631	33.71	.0284	1713	33.04	.0284
55	1: 0.67	1607	33.29	.0281	1601	31.77	.0280	1643	32.47	.0278	1657	32.11	.0280	1702	31.44	.0280
56	1: 0.61	1639	31.37	.0271	1647	29.85	.0271	1694	30.35	.0272	1705	29.99	.0270	1743	29.52	.0270
57	1: 0.58	1675	29.77	.0265	1677	29.35	.0265	1742	29.93	.0261	1745	29.59	.0262	1795	27.92	.0262
58	1: 0.52	1711	26.49	.0253	1737	25.07	.0250	1792	27.47	.0252	1795	27.11	.0250	1831	25.64	.0250
59	1: 0.47	1749	26.69	.0257	1777	25.47	.0254	1833	27.07	.0251	1836	26.71	.0251	1873	25.04	.0251

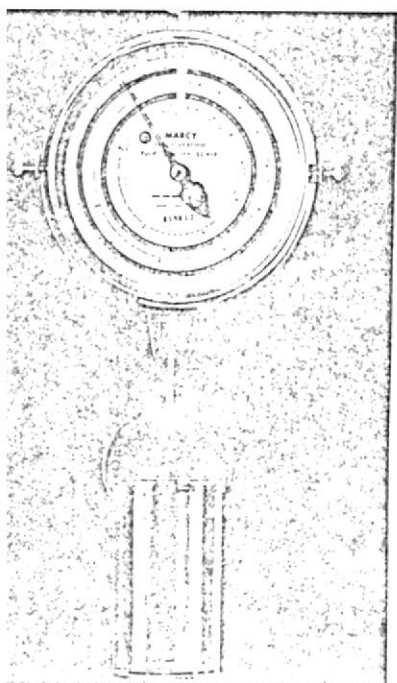
Gravedad específica- expresado como el peso de un litro de pulpa en gramos.

Volúmen total- es el volúmen que ocupa una tonelada de sólidos más el agua necesaria para hacer la pulpa de la Gr. Esp. mostrada. (en pies cúbico)

Factor de Agitación- es el volúmen en pies cúbicos, necesario para dar un minuto tiempo de retención, a una tonelada de mineral en 24 horas

Tabla 2.

BALANZA DE GRAVEDAD ESPECIFICA Y DENSIDAD DE PULPA



CARACTERISTICAS

- El dial circular es equivalente a una balanza de brazo de 47" (119,4 cm), para dar una mayor sensibilidad.
- Simple, de construcción sólida. La unidad completa es sostenida por un anillo en la parte superior de ésta. Es ajustada con precisión en la fábrica.
- Fácil de usar. No se necesita pesar muestras en forma separada, consultar ninguna tabla o hacer ningún cálculo.
- Aplicable sobre un amplio rango de sólidos ya sean de baja o alta densidad, mediante el uso de diales intercambiables.
- Con cada balanza se suministran recipientes cilindricos de plástico con perforaciones de rebalse para permitir un llenado exacto de 1000 cc.

DIALES INTERCAMBIABLES

Cada balanza se entrega con 12 diales intercambiables, los cuales tienen un rango de gravedad específica de sólidos secos de 1,2 a 7,8.

Todas las balanzas se entregan con un dial fijo con el siguiente rango de gravedad específica de sólidos secos:

1, 2,2 2,6 2,8 3,2 3,6 4,0 4,4

Los diales intercambiables que se entregan con la balanza son los siguientes:

- # 2, 1,2 1,3 1,4 1,5 1,6 1,7 1,8
- # 3, 1,7 1,8 1,9 2,0 2,1 2,2 2,3
- # 4, 2,2 2,3 2,4 2,5 2,6 2,7 2,8
- # 5, 2,6 2,7 2,8 2,9 3,0 3,1 3,2
- # 6, 3,0 3,1 3,2 3,3 3,4 3,5 3,6
- # 7, 3,4 3,5 3,6 3,7 3,8 3,9 4,0
- # 8, 3,8 3,9 4,0 4,1 4,2 4,3 4,4
- # 9, 4,2 4,3 4,4 4,5 4,6 4,7 4,8
- # 10, 4,6 4,8 5,0 5,2 5,4 5,6 5,8
- # 11, 5,6 5,8 6,0 6,2 6,4 6,6 6,8
- # 12, 6,6 6,8 7,0 7,2 7,4 7,6 7,8

ESPECIFICACIONES:

- Balanza completa con diales y un recipiente plástico:
- Diámetro exterior de la escala - 10" (25,4 cm)
- Peso de embarque - 8 lb. (3,64 kg) (sólo la balanza)
- Dimensiones de embarque, aprox. - 3½" x 12" x 12" (9 x 30,5 x 30,5 cm)
- Recipientes adicionales,
- Peso de embarque, aprox. - 1 lb. cada uno (0,45 kg) (sólo el recipiente)
- Dimensiones de embarque, aprox. - 4" x 4" x 10" (10 x 10 x 25,4 cm)

APLICACIONES:

Las balanzas Marcy para obtener las lecturas directas:

peso de muestras en gramos o miligramos.

Gravedad específica de líquidos o pulpas, porcentaje de sólidos contenidos en una muestra de cualquier gravedad específica dada.

Gravedad específica de sólidos secos.

La balanza Marcy de gravedad específica y densidad de pulpa de lectura directa acelera la determinación de densidad de pulpas, gravedad específica de pulpas o líquidos, o gravedad específica de sólidos secos. Elimina errores en la lectura de tablas o gráficos y evita los errores de cálculo.



Tabla 3.

Cintas transportadoras

Las cintas transportadoras MULTIBELT constan de capas múltiples, garantizando, gracias a su construcción, un dimensionado económico de las instalaciones de transporte. Una alta capacidad de transporte, seguridad de servicio y bajos gastos de entretenimiento son ventajas características de estas cintas.

Los tejidos de poliéster y poliamida (EP) de propiedades perfeccionadas les proporcionan una gran capacidad de absorción de impactos y de acomodación a mayores ángulos de artesía, garantizando cortos recorridos de tensión. Resistentes a la descomposición, la humedad y muchas influencias químicas, las cintas transportadoras Multibelt son suministrables según las funciones específicas que deben desempeñar.

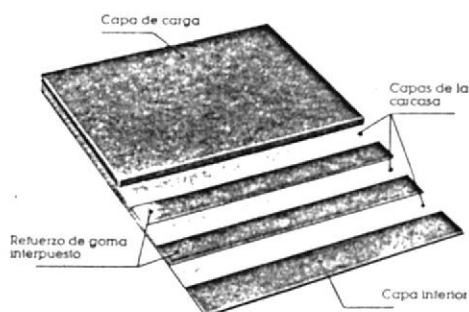
Una óptima adherencia entre el tejido y el caucho impide que se introduzcan partículas de material transportado en el caso de daños de la cubierta. Bordes cortados pueden emplearse sin riesgo alguno. Gracias a los tejidos empleados, se obtiene una resistencia total que garantiza el pleno aprovechamiento de la resistencia nominal de la cinta.

Construcción

Carcasa: de tejido en cruz
 hilos de urdimbre (sentido longitudinal) - poliéster (E)
 hilos de trama (sentido transversal) - poliamida (P)

Aplicaciones principales

- _____ Acerías
- _____ Empresas mineras
- _____ Fábricas de cal y cemento
- _____ Fábricas de gravas y guijos
- _____ Azucareras
- _____ Industria papelera y de la madera
- _____ Industria de la construcción
- _____ Industria química, etc.



Numero de capas y categorías de resistencia

Tabla 1

3 capas	Tensión de servicio máxima para empalmes sin fin vulcanizados según instrucciones de servicio SEMFERIT N/mm ² (~ kp/cm)	3 EP 100 (EP 315/3)	3 EP 125 (EP 400/3)	3 EP 160 (EP 500/3)	3 EP 200 (EP 630/3)	3 EP 250 (EP 800/3)	-	-	-	-
		32	40	50	63	80	-	-	-	-
4 capas	Tensión de servicio máxima para empalmes sin fin vulcanizados según instrucciones de servicio SEMFERIT N/mm ² (~ kp/cm)	-	4 EP 100 (EP 400/4)	4 EP 125 (EP 500/4)	4 EP 160 (EP 630/4)	4 EP 200 (EP 800/4)	4 EP 250 (EP 1000/4)	4 EP 315 (EP 1250/4)	4 EP 400 (EP 1600/4)	4 EP 500 (EP 2000/4)
		-	40	50	63	80	100	125	160	200
5 capas	Tensión de servicio máxima para empalmes sin fin vulcanizados según instrucciones de servicio SEMFERIT N/mm ² (~ kp/cm)	-	-	-	-	5 EP 160 (EP 800/5)	5 EP 200 (EP 1000/5)	5 EP 250 (EP 1250/5)	5 EP 315 (EP 1600/5)	5 EP 400 (EP 2000/5)
		-	-	-	-	80	100	125	160	200

Construcciones especiales sobre demanda.



Tabla 4.

Adherencia:

Entre la cubierta de caucho (mínimo 1,5 mm) y la capa de tejido reforzada con goma ≥ 5 N/mm (kp/cm), entre las capas de tejido engomadas ≥ 6 N/mm (kp/cm).

Características técnicas

Tabla 2

Resistencia nominal del tejido de cada capa (N/mm) (kp/cm)	100	125	160	200	250	315	400	500
Espesor aproximado de cada capa engomada (mm)	0,85	0,9	1,05	1,4	1,65	1,9	2,3	2,6
Peso aproximado de cada capa engomada (kg/m ²)	1,10	1,15	1,25	1,65	1,90	2,30	2,60	2,90

Calidad de la cubierta

Estas calidades de caucho en base de un compuesto de SBR y caucho natural sirven para temperaturas máximas admisibles del material transportado de +80 °C y deben ser empleadas según el tipo del material a ser transportado y su abrasividad.

DDE

Esta calidad-padrón es recomendada para el transporte de arena, grava, guijo, piedra caliza, carbón, remolacha, cemento así como servicios de agricultura.

Dureza: 63 +/- 5 Sh A

DEF

Esta calidad-padrón, de alta resistencia al entallado y bajos valores de abrasividad, puede ser recomendada para el transporte de material abrasivo como escoria, minerales, cenizas, escombros y coque.

Dureza: 63 +/- 5 Sh A

DEG

Mezcla de caucho con valores mecánicos extremadamente buenos (resistencia a abrasión y entallado). Adecuada para los empleos en que material de aristas vivas y abrasivo, pedazos de tamaño extremo y alturas de caída muy grandes someten la cinta a sollicitaciones excesivas.

Dureza: 60 +/- 5 Sh A

Espesor de la cubierta

Depende de las aplicaciones específicas, pero en primer lugar de

- calidad y condición del material transportado, tal como tamaño y peso de los pedazos, aristas vivas o romas, abrasividad;
- la energía de impacto a ser soportada (altura de caída) y la velocidad de la cinta (abrasión);
- la vida útil deseada de la cinta.

Valores indicativos para la selección del espesor de la capa:

Grava, guijo, carbón, piedra caliza	3 + 1,5/3 + 2
Piedras de aristas vivas	4 + 2
Coque, escoria	5 + 2
Escombros, minerales	6 + 2
Material sinterizado	8 + 2

El peso de una cubierta de caucho de 1 mm de espesor es de aproximadamente 1,15 kg/m².
Fabricación especial respecto al espesor de las cubiertas de caucho sobre demanda.

Capas de breaker

Capas de breaker incorporadas a la cubierta de carga prestan a la cinta una capacidad excepcionalmente alta de absorción de energía. Por lo tanto, su empleo es siempre indicado donde pedazos muy grandes de material caen sobre la cinta de gran altura y es recomendado sólo en conjunto con la calidad de cubierta DEG.

A este propósito, llamamos su atención especial a nuestras cintas transportadoras Rip Stop.

Confección de los bordes

Bordes cortados, adicionalmente rematados, o protección de los bordes en goma.

Anchos suministrables

En milímetros: 400, 500, 650, 800, 1000, 1200, 1400, 1600

En pulgadas ("): 18, 20, 24, 30, 36, 42, 48, 54, 60

Anchos especiales sobre demanda.

Largos suministrables

Las existencias incluyen cintas de todos los largos hasta unos 200 m. Ejecuciones especiales sólo en largos de fabricación (aprox. 200 m). Cintas transportadoras sin fin y largos mayores, sobre demanda.

Empalme de las cintas

Empalmes vulcanizados según las Instrucciones de Servicio Sempert para cintas de capas múltiples. Para las tensiones de servicio que las cintas pueden alcanzar, véase la tabla I.
Al emplearse elementos de unión mecánicos (grapas o ganchos), habrá que contar con una reducción de la tensión de servicio admisible, que dependerá del tipo del elemento de unión y del tipo de cinta.

Tabla 5.



Diámetro mínimo recomendado del tambor (mm)

Tabla 5

Tipo de cinta	3 EP 100 3 EP 125	3 EP 160 4 EP 100 4 EP 125	3 EP 200 4 EP 160	3 EP 250 4 EP 200 5 EP 160	4 EP 250 5 EP 200	4 EP 315 4 EP 400 5 EP 250 5 EP 315	4 EP 500 5 EP 400
Tambor motriz	315	400	500	630	800	1000	1250
Tambor de reenvío o tensor	250	315	400	500	630	800	1000
Tambor de desvío	200	250	315	400	500	630	800

Los diámetros mínimos de tambor indicados valen para una utilización de la tensión de servicio admisible de más del 60 hasta 100%. En el caso de una utilización de la tensión de servicio admisible entre 30 y 60%, los valores arriba indicados pueden ser reducidos de un paso normal. Con hasta 30% de la tensión de servicio admisible, sólo el tambor motriz puede ser reducido de más de un paso normal.

Recorrido de tensión necesario

Para determinar exactamente el recorrido de tensión hay que tener en cuenta las condiciones técnicas de la instalación. El alargamiento de una cinta transportadora Multibelt de capas múltiples previamente tensada es, según la carga, de 1 al 1,5%.

Tabla 6.

U.S. MESH/MICRON CONVERSION TABLE

U.S. MESH	MICRONS	INCHES	MILLIMETERS
3	6730	0.265	6.73
3.5	5660	0.223	5.66
4	4760	0.187	4.76
5	4000	0.157	4.00
6	3360	0.132	3.36
7	2830	0.111	2.83
8	2380	0.0937	2.38
10	2000	0.0787	2.00
12	1680	0.0661	1.68
14	1410	0.0555	1.41
16	1190	0.0469	1.19
18	1000	0.0394	1.00
20	841	0.0331	0.84
25	707	0.0280	0.71
30	595	0.0232	0.59
35	500	0.0197	0.50
40	420	0.0165	0.42
45	354	0.0138	0.35
50	297	0.0117	0.297
60	250	0.0098	0.250
70	210	0.0083	0.210
80	177	0.0070	0.177
100	149	0.0059	0.149
120	125	0.0049	0.125
140	105	0.0041	0.105
170	88	0.0035	0.088
200	74	0.0029	0.074
230	63	0.0024	0.063
270	53	0.0021	0.053
325	44	0.0017	0.044
400	37	0.0015	0.037

Tabla 7.

CARACTERÍSTICAS GENERALES

- Casco fabricado con plancha de acero calidad ASTM A-31 electro-soldada
- Tapa, cubetales y muñones de acero fdo. normalizados
- Chumaceras principales del tipo auto-alineante
- Catalina y piñon de acero con dientes fresados por generación.
- Cuchar, de alimentación con forros y uña recambiables
- Forros del molino (tapas-casco) en acero al cromo-molibdeno.
- Transmisión por poleas y fajas en "V", y reducción de velocidad por contraeje.
- Sistema de accionamiento mediante motor eléctrico, o diesel.

MOLINOS DE BOLAS/BARRAS

DIMENSIONES	CAPACIDAD TON/HOR.				RPM	HP 60/3/2/20/440 1200 RPM	PESO BLINDAJES (Kgs.)	CARGA (Kgs.) Bolas - Barras	PESO MOLINO Completo (Kgs.) sin carga de bolas	TIPO CLASIFICADOR HELICOIDAL REQUERIDO
	2' A Malla 35	1' A Malla 65	1/2' A Malla 100	1/4' A Malla 200						
3' x 2'	0.6	0.4	0.3	0.2	33	10	1225	750	3320	12" x 7'
3' x 4'	1.1	0.8	0.7	0.5	33	15	1725	1550	4400	18" x 13'
3' x 6'	1.9	1.3	1.2	0.7	33	20	2100	2360	4900	18" x 15'
3' x 8'	2.1	1.9	1.8	1.1	33	25	2300	3730	5800	18" x 17'
4' x 3'	1.7	1.4	1.2	0.9	28	20	2400	1950	6842	24" x 12'
4' x 4'	2.2	1.8	1.6	1.1	28	25	2600	2625	7540	24" x 16'
4' x 6'	3.1	2.7	2.5	1.5	28	40	3000	4130	9300	24" x 17'
4' x 8'	3.9	3.6	3.4	2.1	28	50	3600	5580	10800	24" x 18'
5' x 4'	3.9	3.3	3.0	1.8	26	50	3850	4180	10200	30" x 15'
5' x 5'	4.7	4.1	3.7	2.3	26	60	4500	5310	11850	30" x 18'
5' x 6'	7.1	6.5	6.2	3.7	26	75	6400	8760	16200	30" x 24'
6' x 4'	7.2	6.2	5.8	3.4	22	75	5500	5950	19000	42" x 15'
6' x 6'	10.1	9.4	8.7	5.2	22	120	7400	9280	21975	42" x 18'
6' x 8'	23.8	11.5	10.8	6.3	18	150	9300	-	24970	42" x 20'

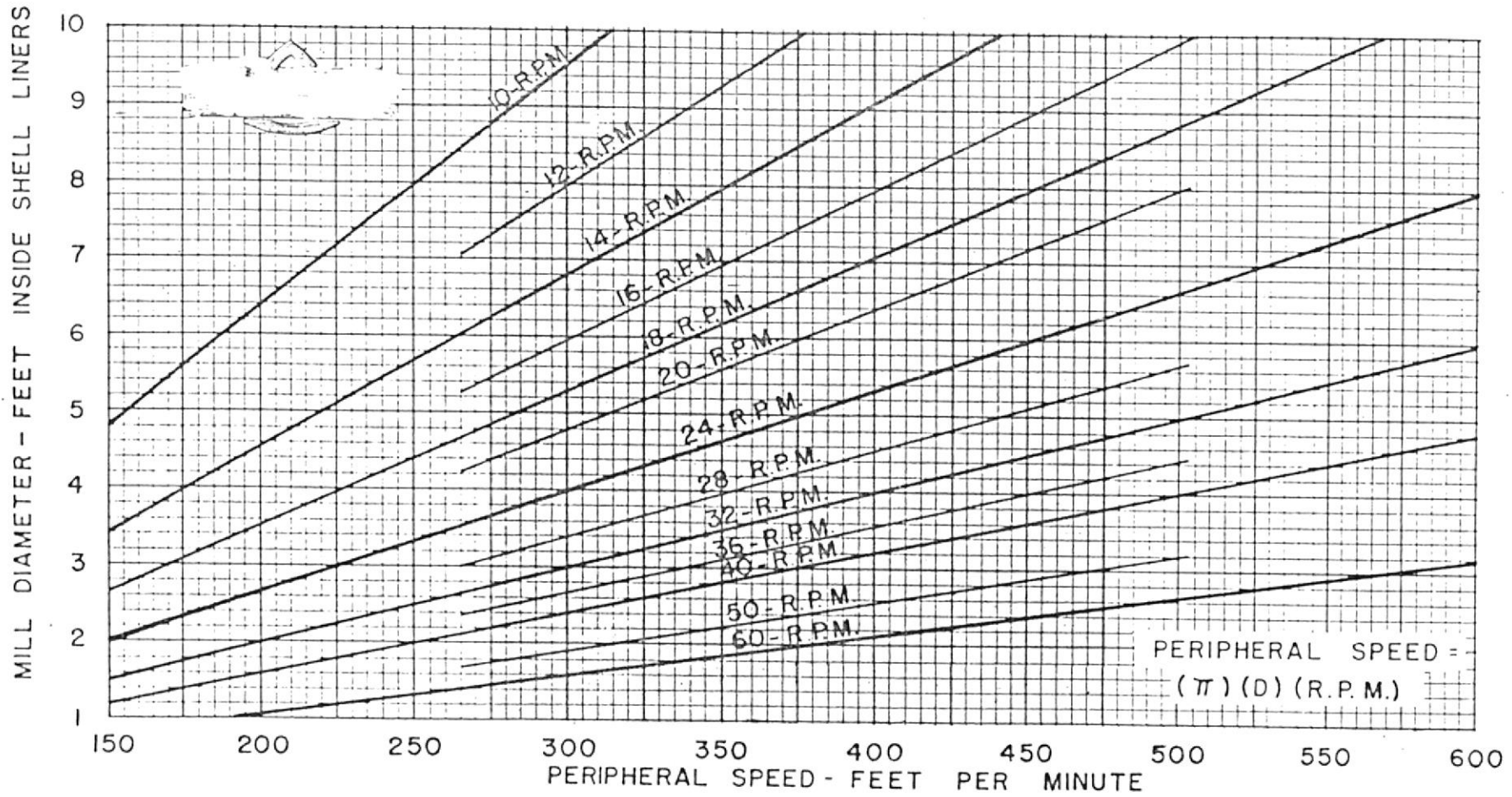


Tabla 8.

CRITICAL SPEED CHART

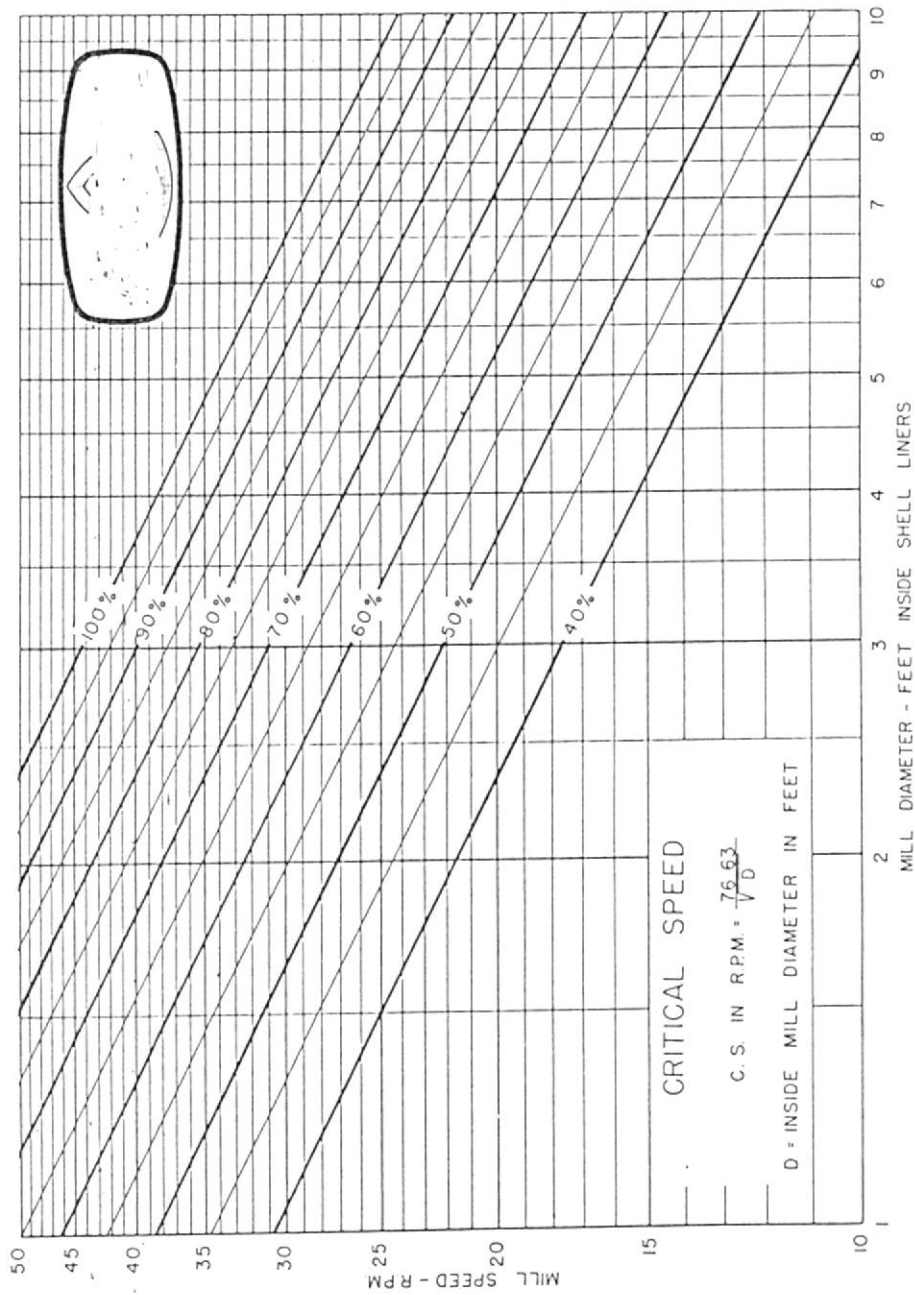


Tabla 9.



Velocity and Loss of Head due to Friction for Water in Pipes

V = Velocity in feet per second.

h = Loss of head in feet for clear water per 100 ft. of standard weight straight steel pipe.

U. S. Gallons Per Min.	1"		1 1/2"		2"		2 1/2"		3"		4"		6"		8"		10"		12"		(14.0" I.D.)		
	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	V	h	
5	1.86	1.90	.79	.246	.96	.252																	
10	3.71	6.81	1.58	.848	.96	.252																	
15	5.70	14.7	2.35	1.73	1.43	.519	.98	.220															
20	7.43	25.2	3.15	2.92	1.91	.878	1.34	.369															
30	11.1	55.0	4.73	6.23	2.87	1.82	2.01	.770	1.30	.267													
40	14.9	96.1	6.30	10.8	3.82	3.06	2.68	1.26	1.74	.449													
50	18.5	148.5	7.88	16.5	4.78	4.66	3.35	1.91	2.17	.676	1.26	.179											
60			9.46	23.4	5.74	6.58	4.02	2.69	2.60	.912	1.51	.250											
70			11.0	31.5	6.88	8.82	4.69	3.60	3.04	1.22	1.76	.330											
80			12.6	40.8	8.11	11.4	5.36	4.64	3.47	1.56	2.02	.422											
90			14.2	51.3	9.56	17.5	6.70	7.09	4.34	1.95	2.27	.523											
100			15.8	63.0	11.5	24.9	8.04	10.1	5.21	2.37	2.52	.613	1.11	.086									
120			18.9	89.9	13.4	33.6	9.38	13.5	6.08	3.35	3.02	.861	1.33	.120									
140			22.1	122.	15.3	43.5	12.1	17.5	7.08	4.50	3.53	1.15	1.56	.158									
160					17.2	54.8	17.2	22.0	7.81	7.27	4.54	1.85	2.00	.251									
180					19.1	67.3	13.4	27.0	8.68	8.90	5.05	2.25	2.22	.304	1.28								
200					21.0	81.1	14.7	32.5	9.55	10.7	5.55	2.70	2.44	.363	1.41	.095							
240									16.1	38.5	10.4	12.7	2.67	.411	1.54	.111							
260									17.4	45.0	11.3	14.8	2.89	.477	1.67	.128							
280									18.8	52.3	12.2	17.1	3.11	.548	1.80	.147							
300									20.1	59.6	13.0	19.5	3.33	.624	1.92	.167							
350											15.2	26.3	3.89	.835	2.24	.222							
400											17.4	34.2	4.44	1.07	2.57	.284							
450											19.5	43.1	5.00	1.34	2.88	.341							
500											21.7	52.9	5.56	1.64	3.20	.416							
550													6.11	1.97	3.52	.497							
600													6.85	2.33	3.85	.586							
700													7.78	3.13	4.49	.785							
800													8.90	4.04	5.12	1.01							
900													10.0	5.08	5.77	1.27							
1000													11.1	6.23	6.41	1.55							
1500													16.7	13.7	9.61	3.38							
2000													22.2	24.1	12.8	5.91							
2500															16.1	9.14							
3000															19.2	13.0							
4000															25.6	22.9							
5000																							
6000																							
8000																							

These figures are for clear water flowing through standard steel pipe, and are based on Darcy Weisbach/Colebrook Method. Allowance must be made for variations in inside diameters, viscosity, bends, and fittings.

The behavior of slurries in pipelines can seldom be accurately predicted and the recommendations in this chart must be considered only as a guide.

VELOCITY COLOR SLIDE	
Color	Range
Fines	3 to 5 ft. per second
200 Mesh and Finer	5 to 7 ft. per second
Sands	7 to 11 ft. per second
20 Mesh to 200 Mesh	11 to 14 ft. per second
Coarse	14 to 18 ft. per second
4 Mesh to 20 Mesh	18 to 22 ft. per second
Dredge	22 to 28 ft. per second
1/4" and Over	28 to 35 ft. per second

Recommended Slurry Velocities are based on up to 50% Solids by weight, and 2.5 to 3.0 Specific Gravity of Solids.

Tabla 10.

Tabla 11.

WATER-SOLID RATIO		SPECIFIC GRAVITY OF THE DRY SOLIDS IN THE PULP Number of U.S. G.P.M. equivalent to 1 ton of dry solids per hour in pulps of various solid-water ratios.												
% Solids by Weight	Ratio Solids to Solution	1.4	2.2	2.6	2.8	3.0	3.2	3.4	3.8	4.2	5.0			
		Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.	Sp.Gr. of Pulp G. P. M.
5	1:19.00	1.02 79.25	1.03 78.23	1.03 77.93	1.03 77.82	1.03 77.72	1.04 77.63	1.04 77.56	1.04 77.44	1.04 77.34	1.04 77.18			
10	1: 9.00	1.03 39.05	1.06 38.03	1.07 37.73	1.07 37.62	1.07 37.52	1.07 37.43	1.08 37.36	1.08 37.24	1.08 37.14	1.09 36.98			
15	1: 5.67	1.05 25.65	1.09 24.64	1.10 24.32	1.11 24.20	1.11 24.12	1.12 24.04	1.12 23.96	1.12 23.84	1.13 23.72	1.14 23.60			
20	1: 4.00	1.06 18.95	1.12 17.93	1.14 17.63	1.15 17.52	1.15 17.42	1.16 17.33	1.16 17.26	1.17 17.14	1.18 17.04	1.19 16.88			
25	1: 3.00	1.08 14.93	1.16 13.91	1.18 13.61	1.19 13.50	1.20 13.40	1.21 13.31	1.21 13.24	1.23 13.12	1.24 13.02	1.25 12.86			
30	1: 2.33	1.09 12.25	1.20 11.22	1.23 10.93	1.24 10.81	1.25 10.72	1.26 10.63	1.27 10.56	1.28 10.44	1.30 10.34	1.32 10.18			
35	1: 1.86	1.11 10.34	1.24 9.31	1.27 9.01	1.29 8.90	1.30 8.80	1.32 8.72	1.33 8.65	1.35 8.52	1.36 8.42	1.39 8.27			
40	1: 1.50	1.13 8.90	1.28 7.88	1.33 7.58	1.35 7.47	1.36 7.37	1.38 7.28	1.39 7.21	1.42 7.09	1.44 6.99	1.47 6.83			
45	1: 1.22	1.15 7.78	1.33 6.76	1.38 6.46	1.41 6.35	1.43 6.25	1.45 6.17	1.47 6.09	1.50 5.97	1.52 5.87	1.56 5.72			
50	1: 1.00	1.17 6.89	1.38 5.87	1.44 5.57	1.47 5.46	1.50 5.36	1.52 5.27	1.55 5.20	1.58 5.08	1.62 4.98	1.67 4.82			
55	1: 0.82	1.19 6.16	1.43 5.13	1.51 4.84	1.55 4.68	1.58 4.63	1.61 4.54	1.63 4.47	1.68 4.35	1.73 4.25	1.79 4.09			
60	1: 0.67	1.21 5.55	1.49 4.53	1.59 4.23	1.63 4.12	1.67 4.02	1.70 3.94	1.74 3.86	1.79 3.74	1.84 3.64	1.92 3.49			
65	1: 0.54	1.23 5.03	1.55 4.01	1.67 3.71	1.72 3.60	1.76 3.50	1.81 3.42	1.85 3.34	1.92 3.22	1.99 3.12	2.08 2.97			
70	1: 0.43	1.25 4.59	1.62 3.57	1.76 3.27	1.82 3.16	1.88 3.06	1.93 2.97	1.98 2.90	2.07 2.78	2.14 2.68	2.27 2.52			
75	1: 0.33	1.31 4.25	1.69 3.18	1.86 2.89	1.94 2.77	2.00 2.68	2.05 2.59	2.12 2.52	2.23 2.40	2.33 2.30	2.55 2.14			
80	1: 0.25	1.34 3.88	1.77 2.85	1.97 2.55	2.06 2.44	2.14 2.34	2.22 2.26	2.30 2.19	2.44 2.06	2.56 1.96	2.78 1.81			

Tabla 12a.



TABLE 11 (Continued)
Materials of Construction for Pumping Various Liquids

Column 1	Column 2	Column 3	Column 4	Column 5
Liquid	Condition of Liquid	Chemical Symbol	Specific Gravity	Material Selection
Nicotine Sulfate		$(C_{10}H_{14}N_2)_2H_2SO_4$		10, 11, 12, 14
Nitre	(See Potassium Nitrate)			
Nitre Cake	(See Sodium Bisulphate)			
Nitro Ethane		$C_2H_5NO_2$	1.04	B, C
Nitro Methane		CH_3NO_2	1.14	B, C
Oil, Coal Tar				B, C, 8, 9, 10, 11
Oil, Coconut			0.91	A, B, C, 8, 9, 10, 11, 14
Oil, Creosote			1.04-1.10	B, C
Oil, Crude	Cold			B, C
Oil, Crude	Hot			3
Oil, Essential				A, B, C
Oil, Fuel				B, C
Oil, Kerosene				B, C
Oil, Linseed			0.94	A, B, C, 8, 9, 10, 11, 14
Oil, Lubricating				B, C
Oil, Mineral				B, C
Oil, Olive			0.90	B, C
Oil, Palm			0.90	A, B, C, 8, 9, 10, 11, 14
Oil, Quenching			0.91	B, C
Oil, Rapeseed			0.92	A, B, 9, 10, 11, 14
Oil, Soya Bean				A, B, C, 8, 9, 10, 11, 14
Oil, Turpentine			0.87	B, C
Paraffin	Hot			B, C
Perhydrol	(See Hydrogen Peroxide)			
Peroxide of Hydrogen	(See Hydrogen Peroxide)			
Petroleum Ether				B, C
Phenol		C_6H_6O	1.07	
Pink Liquor	(See Liquor, Pulp Mill)			8, 9, 10, 11
Photographic Developers				
Plating Solutions	(Varied and complicated, consult pump mfgs.)			
Potash	Plant Liquor			A, 8, 9, 10, 11, 13, 14
Potash Alum	Aqueous Sol.	$Al_2(SO_4)_3K_2SO_4 \cdot 24H_2O$		A, 9, 10, 11, 12, 13, 14
Potassium Bichromate	Aqueous Sol.	$K_2Cr_2O_7$		C
Potassium Carbonate	Aqueous Sol.	K_2CO_3		C
Potassium Chlorate	Aqueous Sol.	$KClO_3$		8, 9, 10, 11, 12
Potassium Chloride	Aqueous Sol.	KCl		A, 8, 9, 10, 11, 14
Potassium Cyanide	Aqueous Sol.	KCN		C
Potassium Hydroxide	Aqueous Sol.	KOH		C, 5, 8, 9, 10, 11, 13, 14, 15
Potassium Nitrate	Aqueous Sol.	KNO_3		C, 5, 8, 9, 10, 11
Potassium Sulfate	Aqueous Sol.	K_2SO_4		A, 8, 9, 10, 11
Propane		C_3H_8	0.59 @ 48 F	B, C, 3
Pyridine		C_5H_5N	0.98	C
Pyridine Sulfate				10, 12
Rhidolene				B
Rosin (Colophony)	Paper Mill			C
Sal Ammoniac	(See Ammonium Chloride)			
Salt Lake	Aqueous Sol.	$Na_2SO_4 + \text{impurities}$		A, 8, 9, 10, 11, 12
Salt Water	(See Brines)			

Note: For explanation of Column 5, Material Selection, see Table 10 on Page 303.

A—designates an all bronze pump
 B—designates a bronze fitted pump
 C—designates an all iron pump.





materials

Tabla 12b.



TABLE 11 (Continued)
Materials of Construction for Pumping Various Liquids

Column 1	Column 2	Column 3	Column 4	Column 5
Liquid	Condition of Liquid	Chemical Symbol	Specific Gravity	Material Selection
Sea Water	(See Brines)			A, B, C
Sewage				A
Shellac				8, 9, 10, 11, 12
Silver Nitrate	Aqueous Sol.	AgNO ₃		A, B, C
Slop, Brewery				A, 8, 9, 10, 11
Slop, Distillers				C
Soap Liquor				C
Soda Ash	Cold	Na ₂ CO ₃		8, 9, 10, 11, 13, 14
Soda Ash	Hot			C, 8, 9, 10, 11, 13
Sodium Bicarbonate	Aqueous Sol.	NaHCO ₃		10, 11, 12
Sodium Bisulfate	Aqueous Sol.	NaHSO ₄		
Sodium Carbonate	(See Soda Ash)			8, 9, 10, 11, 12
Sodium Chlorate	Aqueous Sol.	NaClO ₃		
Sodium Chloride	(See Brines)			C
Sodium Cyanide	Aqueous Sol.	NaCN		C, 5, 8, 9, 10, 11, 13, 14, 15
Sodium Hydroxide	Aqueous Sol.	NaOH		8, 9, 10, 11
Sodium Hydrosulfite	Aqueous Sol.	Na ₂ S ₂ O ₄ · 2H ₂ O		10, 11, 12
Sodium Hypochlorite		NaOCl		
Sodium Hyposulfite	(See Sodium Thiosulfate)			C
Sodium Meta Silicate				C, 5, 8, 9, 10, 11
Sodium Nitrate	Aqueous Sol.	NaNO ₃		
Sodium Phosphate: Monobasic	Aqueous Sol.	NaH ₂ PO ₄ · H ₂ O		A, 8, 9, 10, 11
Sodium Phosphate: Dibasic	Aqueous Sol.	Na ₂ HPO ₄ · 7H ₂ O		A, C, 8, 9, 10, 11
Sodium Phosphate: Tribasic	Aqueous Sol.	Na ₃ PO ₄ · 12H ₂ O		C
Sodium Phosphate: Meta	Aqueous Sol.	Na ₄ P ₄ O ₁₂		A, 8, 9, 10, 11
Sodium Phosphate: Hexameta	Aqueous Sol.	(NaPO ₃) ₆		8, 9, 10, 11
Sodium Plumbite	Aqueous Sol.			C
Sodium Sulfate	Aqueous Sol.	Na ₂ SO ₄		A, 8, 9, 10, 11
Sodium Sulfide	Aqueous Sol.	Na ₂ S		C, 8, 9, 10, 11
Sodium Sulfite	Aqueous Sol.	Na ₂ SO ₃		A, 8, 9, 10, 11
Sodium Thiosulfate	Aqueous Sol.	Na ₂ S ₂ O ₃ · 5H ₂ O		8, 9, 10, 11
Stannic Chloride	Aqueous Sol.	SnCl ₄		11, 12
Stannous Chloride	Aqueous Sol.	SnCl ₂		11, 12
Starch		(C ₆ H ₁₀ O ₅) _x		A, B
Strontium Nitrate	Aqueous Sol.	Sr(NO ₃) ₂		C, 8
Sugar	Aqueous Sol.			A, 8, 9, 10, 11, 13
Sulfite Liquor	(See Liquor, Pulp Mill)			
Sulfur	In Water	S		A, C, 8, 9, 10, 11
Sulfur	Molten	S		C
Sulfur Chloride	Cold	S ₂ Cl ₂		C
Syrup	(See Sugar)		0.99	C
Tallow	Hot			

Note: For explanation of Column 5, Material Selection, see Table 10 on Page 303.

A—designates an all bronze pump
B—designates a bronze fitted pump
C—designates an all iron pump.

NOMENCLATURA

A	Area
v	velocidad
vc	velocidad crítica
V	volúmen
Q	caudal
Sr	carga circulante
F	radio de alimentación
P	potencia
Pi	potencia instalada
n	revoluciones por minuto
d	diámetros
s	segundos
m	metros
TM	toneladas métricas
kg	kilogramos
gr	gramos
%	porcentaje
i	transmisión
e	eficiencia
cc	centímetros cúbicos
	densidad
	gravedad específica
h	altura de bombeo

BIBLIOGRAFIA

- J.R. Adanson; Gold Metallurgy, in SouthAfrica, C.T.P. Book Printers. Cape Johannesburg 1983.
- John M. Currie; Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales, Ediciones Populares, Lima 1985.
- Theodore Baumesiter Marks; Manual del Ingeniero Mecánico, volúmenes I,II,III, Mc Graw-Hill. México 1987.
- Ernesto Diez Canseco; Metalúrgica del ORO y de la PLATA. Ediciones Populares, Lima 1961.
- Thímoty Green; El nuevo Mundo del Oro, Planeta, Barcelona 1983.
- Varios autores; Hydraulic Institute Standars, Librería del Congreso Ohio, USA 1983.
- Crane; Flujo de Fluídos, Mc Graw-Hill, Interamericana de México, 1988.
- Edwin B. Willians; Diccionario Técnico Inglés Español. Librería del Congreso USA, 1985
- Laco; The Pump and Filters Book; Utha, USA 1984
- Jutz-Scharkus; Prontuario de Metales. Editorial Reverté 1982.
- Florha Proaño; Minería ecuatoriana #1, Editorial Talleres gráficos de nociòn, estudios publicitarios. Quito 1988.