

1
2-03

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA



**"CRITERIOS TECNICO-ECONOMICOS PARA LA
INSTALACION DE UNA PLANTA CONCENTRADORA
POR EL METODO GRAVIMETRICO JIG EN LA UNIDAD
ROSARIO, MUNICIPIO DE VILLA PESQUEIRA,
SONORA"**

TESIS

**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA**

PRESENTA:

HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA

Cludad Universitaria, D.F.

1996

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-I-002

SR. HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el profesor M. en C. Jorge Ornelas Tabares, y que aprobó esta Dirección, para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

**CRITERIOS TECNICO-ECONOMICOS PAR LA INSTALACION DE UNA PLANTA
CONCENTRADORA POR EL METODO GRAVIMETRICO JIG EN LA
UNIDAD ROSARIO, MUNICIPIO DE VILLA PESQUEIRA, SONORA**

- I INTRODUCCION
 - II GENERALIDADES
 - III ESTUDIO DE MERCADO
 - III ASPECTOS GEOLOGICOS
 - IV DESCRIPCION DEL SISTEMA DE MINADO
 - V CRITERIOS METALURGICOS
 - VI ANALISIS FINANCIERO
 - VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
- BIBLIOGRAFIA

Ruego a usted cumplir con la disposición de la Dirección General de la Administración Escolar en el sentido de que se imprima en lugar visible de cada ejemplar de la tesis el título de ésta.

Asimismo le recuerdo que la Ley de Profesiones estipula que se deberá prestar servicio social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito para sustentar examen profesional.

Atentamente
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Ciudad Universitaria, a 16 de enero de 1996
EL DIRECTOR

ING. JOSE MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

JMCS*RR*glg

AGRADECIMIENTOS

Con afecto y cariño, a mis padres:

**FRANCISCO BARBOSA MARTINEZ
MARIA ELENA AMAYA REBOLLO (†)**

A mis hermanos:

**JORGE
SERGIO
MANUEL
EPIFANIO
CAROLINA
LUIS REY (†)
MYRNA
LEONOR
FRANCISCO
HELENA**

Con agradecimiento, a los profesores formadores de Ingenieros de Minas y Metalurgistas:

ING. ARNULFO BERNAL BELTRAN

ING. GUSTAVO CAMACHO ORTEGA

ING. RAUL GARCIA REIMBERT

ING. DAVID GOMEZ RUIZ

ING. JOSE DE JESUS HUEZO CASILLAS

ING. VICTOR MANUEL LOPEZ ABURTO

ING. MAURICIO MAZARI HIRIART

ING. JORGE ORNELAS TABARES

ING. MIGUEL VERA OCAMPO

A LA FACULTAD DE INGENIERIA DE LA UNAM

A LOS PROFESORES DE LA FACULTAD DE INGENIERIA DE LA UNAM

Un agradecimiento especial a las siguientes personas:

LIC. ALFREDO ROBLEDO SALDAÑA

ING. MARCO ANTONIO FRANCO PEREZ

INDICE

	PAGINA
INTRODUCCION	11
I.- GENERALIDADES	12
I.1 LOCALIZACION	12
I.2 ANTECEDENTES	12
I.3 VIAS DE ACCESO	13
I.3.1 Terrestre	
a) Carreteras	
b) Ferrocarriles	
I.3.2 Aéreo	
I.3.3 Marítimo	
I.4 CLIMA Y VEGETACION	15
I.5 SERVICIOS	15
I.5.1 Educación	
I.5.2 Salud	
I.5.3 Comunicación	
I.6 INSUMOS	16
I.6.1 Energía eléctrica	
I.6.2 Agua	
I.6.3 Combustibles y lubricantes	
I.6.4 Refacciones y materiales	
I.7 MANO DE OBRA	17
I.8 CONCESIONES MINERAS	17
II.- ESTUDIO DE MERCADO	18
II.1 CARACTERISTICAS FISICAS Y QUIMICAS DE LA BARITA	18
II.2 USOS DE LA BARITA	18
II.2.1 Lodos de perforación	
II.3 ESPECIFICACIONES DE LA BARITA	19
II.4 OFERTA Y DEMANDA DE LA BARITA	21

II.4.1	Mercado internacional	
II.4.2	Mercado nacional	
II.4.3	Mercado de la barita para el presente proyecto	
III.-	ASPECTOS GEOLOGICOS	29
III.1	FISIOGRAFIA	29
III.2	ESTRATIGRAFIA	29
III.3	GEOLOGIA ESTRUCTURAL	32
III.4	TECTONICA	32
III.5	YACIMIENTOS MINERALES	34
III.5.1	Mineralogía	
III.5.2	Génesis del yacimiento	
III.5.3	Leyes y tonelaje	
III.5.4	Reservas	
IV.-	DESCRIPCION DEL SISTEMA DE MINADO	45
IV.1	SITUACION ACTUAL DE MINA	45
IV.1.1	Descripción de obras mineras	
IV.1.2	Sistema de minado tajo abierto	
IV.1.3	Terreros	
IV.2	SELECCION DEL EQUIPO MOVIL DE MINA	48
IV.2.1	Desgarramiento	
IV.2.2	Barrenación	
IV.2.3	Cargado de camiones fuera de carretera	
IV.2.4	Acarreo	
IV.2.5	Mantenimiento de caminos	
IV.3	TIRADEROS	52
V.-	CRITERIOS METALURGICOS	53
V.1	GENERALIDADES	53
V.2	DEFINICION DEL PROCESO METALURGICO	53
V.2.1	Procesos de beneficio	
a)	Espirales Humphreys	
b)	Mesa hidráulica vibratoria tipo Wilfley	
c)	Medio pesado	
d)	Separación por medio de estratificación	

e) Flotación (Todo Uno)	
V.2.2	Discusión de los procesos de beneficio
V.3	PRUEBAS METALURGICAS
	65
V.4	TEORIA Y TIPOS DEL PROCESO DE SEPARACION POR MEDIO DE ESTRATIFICACION (JIGS)
	67
V.4.1	Principios teóricos
V.4.2	Tipos de equipos para proceso de separación por medio de estratificación
V.5	SELECCION DEL EQUIPO DEL PROCESO DE SEPARACION POR MEDIO DE ESTRATIFICACION
	97
V.6	DESCRIPCION DEL PROCESO METALURGICO
	102
V.6.1	Trituración
V.6.2	Planta de concentración gravimétrica
V.6.3	Molienda en seco
V.7	PRODUCTO TERMINADO
	111
V.7.1	Envasado y ensacado
V.7.2	Embalaje
V.7.3	Logística
VI.- ANALISIS FINANCIERO	114
VI.1	GENERALIDADES
	114
VI.2	CAPITAL DE TRABAJO (1 MES DE OPERACION).
	117
VI.3	INVERSION
	118
VI.4	ESTRUCTURA DE LA INVERSION
	119
VI.5	CAPITAL SOCIAL Y FINANCIERO
	119
VI.6	CALCULO DE LA RENTABILIDAD DEL PROYECTO
	121
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	124
CONCLUSIONES	124
RECOMENDACIONES	125
BIBLIOGRAFIA	127

ANEXO I.- CUBICACION GLOBAL DE TERREROS	129
1.- CUBICACION GLOBAL DE TERREROS (RESUMEN)	
2.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (1)	
3.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (2)	
4.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (3)	
5.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (4)	
6.- TERRERO I TORRES-SAHUARO	
7.- TERRERO II TORRES (1)	
8.- TERRERO II TORRES (2)	
9.- TERRERO II TORRES	
10.- TERRERO III SAHUARO (1)	
11.- TERRERO III SAHUARO	
12.- TERRERO LAS PAPAS (A)	
13.- TERRERO LAS PAPAS (B)	
14.- TAJO TORRES SAHUARO (C)	
15.- TERRERO LAS PAPAS (D)	
ANEXO II.- PRUEBAS Y BALANCES METALURGICOS	138
ANEXO III.- COSTOS	146
1.- COSTOS ADMINISTRATIVOS	
2.- COSTO DE MINADO	
3.- COSTO DE TERREROS	
4.- COSTO DE TRITURACION	
5.- COSTO DE MOLIENDA	
6.- COSTO DE ENSACADO	
7.- COSTO DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA	
ANEXO IV.- TABLAS DEL ANALISIS FINANCIERO	164
1.- CEDULA DE DEPRECIACION Y AMORTIZACION	
2.- PROGRAMA DE VENTAS	
3.- COSTOS DE PRODUCCION	
4.- ESTADOS DE RESULTADOS	
5.- FLUJO DE EFECTIVO	
ANEXO V.- INDICE DE FIGURAS	169

INTRODUCCION

Este trabajo presenta un análisis de los criterios técnico-económicos de la empresa Barita de Sonora, S.A. de C.V., en su unidad minero-metalúrgica denominada "El Rosarlo", en el Municipio de Villa Pesqueira, Son., para determinar el sistema de beneficio que permita incrementar la densidad del mineral de 3.60 a 4.23 g/cc, la cual es una norma comercial. Las 1,196,096 toneladas de mineral de terreros de barita (BaSO_4) se procesarán a un ritmo de 852 t/24h, resultando una vida económica del proyecto de cinco años.

Actualmente no se tienen reservas de mineral disponibles para minarse, debido a que el tajo tiene una preparación retrasada, lo que se refleja en un sobrecosto en la operación actual. Aunado a esto, se tiene un costo extra por el uso de equipo en malas condiciones mecánicas.

El mineral a concentrar es un producto de 12 años de acumulación en terreros, este mineral fue considerado desecho en la explotación del yacimiento por no ser costeable en su momento.

El principal objetivo del estudio es determinar el sistema de beneficio más adecuado para terreros de barita de la manera más económica, con mayor rentabilidad y permita de manera paralela:

a) Realizar obras de preparación en los tajos de mina y explorar las 15,000 hectáreas para ubicar reservas positivas durante los cinco años que se pretende que dure la producción de terreros para posteriormente extraer mineral fresco.

b) Capitalizar a la empresa aprovechando los bajos costos que representa el beneficio de mineral de terreros durante el inicio del proyecto.

c) Reponer y modernizar el equipo móvil de mina con que actualmente cuenta la planta.

El proyecto está realizado con parámetros de fecha noviembre de 1992, tanto las reservas de mineral, así como el tipo de cambio de \$3,140 (N\$3.14) por dólar.

I.- GENERALIDADES

I.1 LOCALIZACION

Las instalaciones y yacimiento mineral de la Unidad Minero-Metalúrgica El Rosario propiedad de la empresa Barita de Sonora, S.A. de C.V., se ubican en la parte sur central del estado, a 19.5 km al este del poblado de Mazatán, Son. y a 99.5 km al este de la ciudad de Hermosillo, Son., entre las coordenadas geográficas 28 grados, 54 minutos, 29 segundos y 28 grados, 59 minutos, 19 segundos de latitud norte y, entre los 109 grados, 52 minutos, 33 segundos y los 109 grados, 55 minutos, 53 segundos de latitud oeste.

I.2 ANTECEDENTES

La empresa Barita de Sonora, S.A. de C.V., se creó por acuerdo presidencial el 14 de agosto de 1979, como una empresa paraestatal mayoritaria, aportando el Fideicomiso de Minerales No Metálicos (FMNM), actualmente fusionado con la Comisión de Fomento Minero (CFM), el 85% del capital y aportando el 15% restante el Fideicomiso Sonora (FISON). La constitución de la empresa se realizó dentro de los planes y programas nacionales, sectoriales y regionales establecidos en su tiempo en el sector prioritario de la minería, dentro de los cuales se diseñaron programas específicos de fomento, promoción y apoyo a la minería, a fin de proporcionar la creación y expansión de empresas que explotaran y beneficiaran diversos tipos de minerales metálicos y no metálicos. El organismo mencionado, FMNM, determina, después de la realización de los estudios de factibilidad, iniciar la explotación y beneficio de los yacimientos de barita en diciembre de 1982, para que produjera mineral de barita, requerido por la industria petrolera nacional, siendo desde entonces la empresa paraestatal Petróleos Mexicanos, S.A. (PEMEX) el principal cliente de esta compañía.

Siendo una empresa rentable y bajo la nueva estrategia gubernamental de desincorporación de empresas paraestatales, se decidió venderla a la iniciativa privada a finales de 1988. La compañía Barita de Sonora, S.A. de C.V. operó con pérdidas por lo que se decidió suspender actividades en mayo de 1991.

Después que la empresa estuvo inactiva de mayo a octubre de 1991, debido a una mala administración, en octubre de ese año se realizó un cambio de accionistas,

adquiriendo la parte mayoritaria de las acciones de la compañía el Grupo Real del Monte y Pachuca. Actualmente, la empresa objeto de este trabajo ocupa el primer lugar como proveedor de la empresa PEMEX.

I.3 VIAS DE ACCESO

I.3.1 Terrestre

a) Carreteras

La Unidad Minero-Metalúrgica El Rosario se localiza en el kilómetro 99.5 de la carretera Hermosillo-Sahuaripa, la cual se encuentra pavimentada y es transitable durante toda la época del año. El tiempo empleado para hacer el recorrido de Hermosillo a la Unidad es de aproximadamente una hora y quince minutos, a una velocidad promedio de 100 km/h.

b) Ferrocarriles

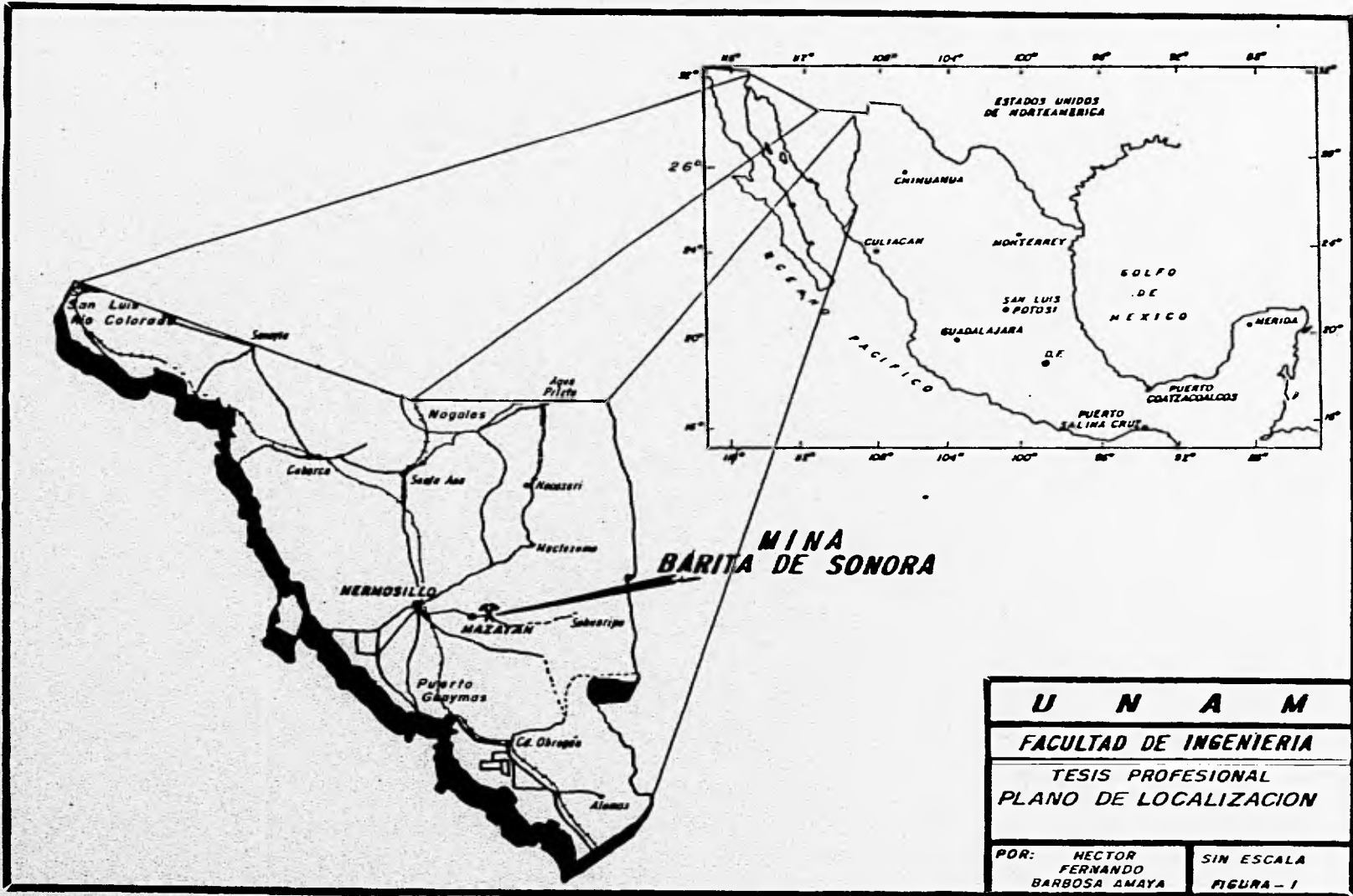
La estación de ferrocarril más cercana a las instalaciones se encuentra en la Ciudad de Hermosillo y es operada por el Ferrocarril El Pacífico, el cual se comunica al norte con la ciudad de Nogales, Son., y con el resto de la República, a través de la red de Ferrocarriles Nacionales de México.

I.3.2 Aéreo

Existen en la proximidad de las instalaciones dos pistas en malas condiciones, por lo que el Aeropuerto Internacional de la Ciudad de Hermosillo se considera el acceso aéreo más próximo a las instalaciones.

I.3.3 Marítimo

El Puerto de Guaymas, Son., ubicado a 226 km al suroeste de la Unidad de Barita de Sonora, cuenta con instalaciones especializadas para el manejo de mineral a granel y equipo semi-especializado de contenedores. Tiene acceso carretero y ferroviario para el arribo y salida de la carga, ver figura 1.



**MINA
BARITA DE SONORA**

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
PLANO DE LOCALIZACION	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA
FIGURA - 1	

I.4 CLIMA Y VEGETACION

El clima de la región se considera del tipo seco estepario (BS), de acuerdo con la clasificación de Köppen, con lluvias durante el verano, así como algunas lluvias aisladas durante el mes de diciembre y ocasionalmente en enero. La precipitación anual es menor a los 500 mm, las temperaturas máximas y mínimas oscilan entre los 50 grados centígrados en verano y -5 grados centígrados en invierno, siendo la media anual de 25 grados centígrados. Como consecuencia de las condiciones climáticas que imperan en la región, se ha originado una vegetación de tipo desértico, donde privan las xerófitas. Este tipo de vegetación está representado por mezquites, pitahayos, arbustos mayores como palo fierro y gran cantidad de matorrales: uña de gato, lechuguilla, etc.

Los valles se caracterizan por alojar arbustos de troncos delgados de unos 5 m de altura, que crecen en gran número, siendo en algunos lugares muy abundantes y conocidos en la región como histafiates.

I.5 SERVICIOS

El poblado de Mazatán, Son., es el más cercano a la unidad, se localiza a 19.5 km de la misma y cuenta con todos los servicios. En esta población, la empresa construyó una unidad habitacional con 14 casas habitación para sus empleados.

I.5.1 Educación

Los planteles educativos con que cuenta el poblado de Mazatán son:

- Un jardín de niños, escuela primaria, una escuela secundaria técnica y un centro de bachillerato de estudios superiores técnicos (CEBTA).

I.5.2 Salud

Para este servicio, existe un consultorio del Instituto Mexicano del Seguro Social que atiende las necesidades de la población, la Secretaría de Salud tiene un Centro, para atender las enfermedades menores. Las cirugías mayores, se atienden en la ciudad de Hermosillo, la cual cuenta con todos los servicios que prestan ambas instituciones.

I.5.3 Comunicación

El poblado de Mazatán cuenta con una línea telefónica para llamadas de larga distancia y una red interna en el poblado. Además cuenta con una agencia de correos.

La unidad cuenta con una base de radio, comunicación que se enlaza con las oficinas de Hermosillo y a las unidades móviles de los vehículos (5), para apoyar las operaciones de mina y planta.

I.6 INSUMOS

I.6.1 Energía eléctrica

La compañía tiene un contrato con la Comisión Federal de Electricidad, la cual suministra la energía eléctrica generada por la planta hidroeléctrica "Plutarco Elías Calles" conocida como "El Novillo", que abastece también al poblado de Mazatán.

I.6.2 Agua

El agua potable que se requiere en la planta se transporta en pipa, desde un pozo ubicado en el poblado de Mazatán, se tiene aforado un pozo que va a surtir próximamente las necesidades de agua cruda .

I.6.3 Combustibles y lubricantes

Los combustibles que se requieren son gasolina y diesel, el primero es adquirido en la estación de PEMEX, ubicada en el poblado de Mazatán, y el diesel, aceites y lubricantes son adquiridos en Hermosillo.

I.6.4 Refacciones y materiales

Estas se adquieren en las principales ciudades de la República, D.F., Monterrey, N.L. y Guadalajara, Jal. Algunas otras en diferentes ciudades de Estados Unidos de América.

I.7 MANO DE OBRA

El personal que labora en la unidad, reside en las poblaciones de Mazatán, Rebeico, Mátape y Villa Pesqueira, localizadas en un radio de 30 km de la planta concentradora.

I.8 CONCESIONES MINERAS

Actualmente, la empresa cuenta con 13 títulos de concesión minera de explotación, bajo el agrupamiento denominado BARISON y con 5 títulos de exploración, los que se mencionan en el listado siguiente:

NOMBRE	LOTE	TITULO No.	SUPERFICIE (ha)	CLASE DE CONCESION	FECHA DE TITULACION
BARISON Nº	1	186588	484.0000	Explotación	mayo 1990
	2	186589	492.0000	Explotación	mayo 1990
	3	186590	462.0000	Explotación	mayo 1990
	4	186591	500.0000	Explotación	mayo 1990
	5	186592	462.0000	Explotación	mayo 1990
	6	186593	482.0000	Explotación	mayo 1990
	7	186594	182.0000	Explotación	mayo 1990
	8	186595	447.0000	Explotación	mayo 1990
	9	186596	499.0000	Explotación	mayo 1990
	10	186597	240.0000	Explotación	mayo 1990
	11	186598	171.0000	Explotación	mayo 1990
	12	186599	162.0000	Explotación	mayo 1990
	13	186600	417.0000	Explotación	mayo 1990
TOTAL			5,000.0000		
SONOBAR Nº	1	187696	2,157.0000	Exploración	septiembre 1990
	2	187697	1,120.0000	Exploración	septiembre 1990
	3	187698	853.0000	Exploración	septiembre 1990
	4	187699	4,287.0000	Exploración	septiembre 1990
	5	187700	1,587.0000	Exploración	septiembre 1990
TOTAL			10,004.0000		

Dentro de las obligaciones adicionales de la concesionaria, está el pago de las regalías al Consejo de Recursos Minerales (CRM) y Comisión de Fomento Minero (CFM), que es el 0.05% para cada organismo sobre el valor neto de la producción que se obtenga.

II.- ESTUDIO DE MERCADO

II.1 CARACTERISTICAS FISICAS Y QUIMICAS DE LA BARITA

COMPOSICION QUIMICA: BaO (65.7%), SO₄ (34.3%), donde el estroncio (Sr) sustituye al Bario (Ba) existiendo una serie completa de soluciones sólidas que probablemente lleguen hasta la celestita (SrSO₄), pero la mayoría de los minerales están próximos a uno y otro extremo de la serie. El bario puede ser sustituido por una cantidad de plomo. Una cualidad de la barita es ser químicamente inerte.

II.2 USOS DE LA BARITA

El 80% de mineral de barita producida en el mundo es utilizado para elaborar lodos de perforación, los cuales tienen su principal aplicación en la perforación de pozos petroleros. Además la barita es la materia prima para obtener LITOPON, que es una combinación de sulfato de bario y sulfato de zinc, que forma una mezcla íntima de ambos sulfatos.

El litopón se emplea en la industria de la pintura y en menor grado para recubrir suelos y tejidos.

El sulfato de bario precipitado "blanco fijo", se emplea para dar cuerpo al papel y a la ropa, en la industria papelera y textil respectivamente. En cosméticos y pintura, se utiliza como color, en radiología médica para la preparación de placas contra rayos ultravioleta.

II.2.1 Lodos de perforación

Los fluidos de perforación o lodos empleados durante la perforación de pozos petroleros tienen las siguientes funciones:

- Llevar los detritos del corte en suspensión a la superficie.
- Controlar la presión del pozo.
- Sellar los fluidos de formación de los lodos del pozo.
- Enfriar y lubricar la barrena de perforación.

- Recubrir el pozo con una retorta del filtro impermeable, previniendo la pérdida de circulación.

II.3 ESPECIFICACIONES DE LA BARITA

Principales constituyentes de los fluidos de perforación:

ELEMENTO	BASE AGUA(%)	BASE ACEITE (%)
Barita	01-35	01-40
Bentonita	02-05	
Agua	66-99	40-80
Arcilla	01-02	

Grado lodos de perforación:

Gravedad específica 4.2 g/cc, 250 partes por millón (ppm) máximo de carbonato de calcio.

Grado químico:

Mínimo del 98% de $BaSO_4$, máximo 1% de Fe_2O_3 , $SrSO_4$ y trazas de aragonita, con molienda de 4 a 20 mallas de todos los productos.

Grado vidrio:

Mínimo 98% de $BaSO_4$, máximo 1.5% de SrO_2 y 0.15% de Fe_2O_3 , con molienda de 30 a 140 mallas de todos los productos.

Especificaciones del Instituto Americano del Petróleo (API) para fluidos de perforación:

El API es la entidad u organización que marca la estandarización en las especificaciones de los materiales usados en fluidos de perforación para petróleo.

La barita es usada en perforación como un agente pesante (de alta densidad). De acuerdo con las especificaciones del API, la barita debe estar dentro de los intervalos de densidad y tamaño siguientes:

ANALISIS FISICOS**ESPECIFICACIONES**

Densidad en g/cc	4.20 mínimo
<u>Granulometría</u>	
Retenido en malla 200 ASTM (%)	3.0 mínimo
Retenido en malla 325 ASTM (%)	5.0 mínimo
Metales Alcalinotérreos Solubles	
Carbonato de Calcio en ppm	250 máximo

Para la barita utilizada en la industria petrolera se debe cumplir con la norma PEMEX-IMP 1/84 para fluidos de perforación, reparación y terminación de pozos.

Otras especificaciones:**Especificaciones para la industria del vidrio:**

BaSO ₄	98.00% mínimo
SiO ₂	1.50% máximo
Fe ₂ O ₃	0.15% máximo
Al ₂ O ₃	0.15% máximo
Fluoruros	trazas

Especificaciones para la industria de la pintura:

Totalmente blanca y molienda	325 mallas
BaSO ₄	96.00% mínimo
Fe ₂ O ₃	0.15% máximo
Abrasivos	trazas

NORMAS

Las compras de barita que realiza PEMEX se sujetan a normas de calidad superiores a las que rigen en el mercado internacional del mineral. De esta manera, dentro de las especificaciones de densidad, en la norma IMP-1789 se establece una densidad de 4.23 g/cc garantizando un producto de mayor calidad de los productores nacionales, en comparación con la norma internacional que es de 4.21 g/cc, la humedad debe ser de 4% máxima. En cuanto a las especificaciones de granulometría, PEMEX solicita un retenido en malla de 200 ASTM de 4.0% como máximo y 8.5% como mínimo en malla de 325 ASTM.

Por lo que respecta a los metales alcalinotérreos como calcio, se observa que las partes por millón de calcio son iguales a la norma internacional de 250 ppm como máximo, después de que PEMEX la tenía en 500 ppm. Otras de las especificaciones de las normas de calidad se basan en la pureza del mineral en por ciento del sulfato de bario, óxido férrico y el contenido de carbonato de calcio.

II.4. OFERTA Y DEMANDA DE LA BARITA

II.4.1 Mercado Internacional

El mercado mundial de barita presentó en 1992, una situación similar a la del año anterior. Por otra parte, debido al incremento en los programas de explotación de la industria petrolera, se espera una reactivación en el consumo de barita para los próximos años, donde los principales países productores de barita serán China, India, Turquía, Estados Unidos de América, y la Comunidad de Estados Independientes (anteriormente Unión de Repúblicas Socialistas Soviéticas), los cuales en 1991 participaron en la producción mundial de barita con el 32.86%, 9.33% , 7.99%, 7.64%, 7.10 %, respectivamente (ver tabla 2.1).

México ocupó la séptima posición en la producción mundial de barita al participar con el 6.22%.

TABLA 2.1
PRODUCCION MUNDIAL DE BARITA
(Miles de toneladas métricas)

PAIS	PRODUCCION		% del total (1991)
	1990	1991	
ALEMANIA	171	170	3.02%
ARGELIA	60	60	1.07%
BRASIL	65	65	1.15%
CHECOSLOVAQUIA	60	60	1.07%
CHINA	1,750	1,850	32.86%
ESTADOS UNIDOS	430	430	7.64%
EX URSS (CEI)	500	400	7.10%
FRANCIA	100	100	1.78%
INDIA	475	525	9.33%
IRLANDA	85	85	1.51%
ITALIA	76	75	1.33%
MARRUECOS	370	370	6.57%
MEXICO	350	350	6.22%
POLONIA	65	65	1.15%
REINO UNIDO	70	70	1.24%
RUMANIA	65	50	0.89%
TAILANDIA	80	80	1.42%
TURQUIA	430	450	7.99%
OTROS	381	375	6.66%
TOTAL	5,583	5,630	100.00%

Fuente: Minerals Handbook 1990-1991.

Como se observa en la tabla 2.2, entre 1988 y 1989 la Comunidad Económica Europea importó barita de Marruecos (36%), China (31%), C.E.I. (15%), y de Turquía (8%). Japón importa toda la barita que requiere exclusivamente de China.

Por otra parte, Estados Unidos de América importa principalmente de China (71%), India (17%) y Marruecos (10%). México participa sólo con el 2% de las importaciones de los Estados Unidos de América.

En relación con el mercado de barita, durante 1991 el Continente Americano consumió 2'380,000 t (E.U.A, México, Ecuador, Venezuela y Brasil). Del consumo anterior, Estados Unidos de América demandó el 63%, México el 14%, Venezuela el 11%, y el Ecuador, Brasil, Argentina y Colombia el 12% en conjunto (Fuente: Minerals Handbook 1991).

TABLA 2.2
EXPORTACIONES E IMPORTACIONES DE BARITA
A LOS MAYORES MERCADOS
(EN POR CIENTO)

EXPORTADORES	IMPORTADORES		
	CEE	JAPON	E.U.A.
CEI	15		
TURQUIA	8		
CHINA	31	100	71
INDIA			17
MEXICO			2
MARRUECOS	36		10
OTROS	10		
TOTAL	100	100	100

Fuente: Minerals Handbook 1988-1989.

Barita para carga y extendedores

Los Estados Unidos de América son ahora los más grandes consumidores de barita para carga y extendedores, ya que en 1990 importaron alrededor de 57,000 toneladas de barita de los países altamente productores como China, Marruecos, Canadá y México, comparadas con las 47,000 toneladas de los años anteriores. Los mayores volúmenes de barita provienen de Canadá (16%), México (61%), Marruecos (12%) y China (11%).

Compañías productoras de lodo

A mediados de la década de los 80's, la industria de perforación de pozos petroleros sufrió una racionalización, propiciando que muchas de las grandes compañías quedaran marginadas del mercado. En 1986, Newpark Resources Inc y Milchem Inc se fusionaron y salieron al mercado con un nuevo nombre "Milpak" y subsecuentemente, Milpak, adquiere las acciones de CKS Drilling Fluids LTD. Antes de diciembre de 1986, Halliburton y Dresser se fusionaron para operar en la producción de fluidos de perforación. IMCO Services y Magcobar Division se fusionaron a MT Drilling Fluids Co, en diciembre de 1988. NL Baroid conviene con Baroid Co, ser independiente totalmente de NL Industrias, ambas relacionadas con industrias químicas. Estas

uniones trajeron como resultado, la formación de tres grandes compañías de perforación internacionales, siendo estas MT Drilling, Baroid y Milpak.

Productores de barita para filtros y cargas

De la producción total para 1990 de Baroid Drilling Fluids Inc, que fue alrededor de 400,000 toneladas cortas de barita, el 3% en promedio (12,000 toneladas cortas) se destinó para el mercado de cargas además de otras 12,000 toneladas cortas que provinieron de compañías que se encontraban en operación en los Estados Unidos de América, en el estado de Missouri.

BAROID es una empresa estadounidense que presta sus servicios a la industria petrolera en los ramos de fluidos de perforación, complementación y reparación de pozos de petróleo y gas. Cuenta con laboratorios en sus áreas de operaciones para la revisión y aplicación de los fluidos a nivel de campo y su laboratorio central en Caracas, realiza investigaciones en el desarrollo de nuevos productos.

Cyprus Industrial Mineral Co, produce barita de operación en Catersville en Georgia, sus productos son barita para el empleo en pigmentos blancos.

Hitox Co of America, produce seis tipos de filtros para aplicarse en usos industriales y las plantas productoras se localizan en Corpus Christi, Texas E.U.A.

MT Drilling Fluids Co, produce grandes volúmenes de barita para aplicarse en filtros, sus plantas se localizan en Brownsville, Texas y West Lake Charles en Louisiana.

Minmal KN Inc, es una subsidiaria de China National Metals, la cual suministra alrededor del 90% de barita para grado carga que se requiere en Estados Unidos de América y es un material proveniente de China. Los usos principales son pintura, carga en plásticos, productos químicos y otra parte para la industria automotriz.

II.4.2 Mercado nacional

La expansión de la industria petrolera en nuestro país hizo necesaria la utilización creciente de minerales como barita y bentonita para el área de perforaciones. Esto

provocó que de 1979 a 1981, los consumos de barita se integraran con un 60% de importaciones y un 40% de producción nacional, resultado de un suministro irregular por parte de los productores nacionales, así como de la baja densidad de la barita mexicana.

Por otro lado, la falta de experiencia y poca organización para llevar a cabo una comercialización eficiente, traía como consecuencia que en la transportación de barita hubiese una merma de hasta 30%, lo cual repercutía directamente en los costos de PEMEX.

En este sentido, el 8 de marzo de 1983 se firmó el primero de cuatro convenios entre PEMEX y el Fideicomiso de Minerales No Metálicos Mexicanos, en el que se estableció que este último fungiría como coordinador de los productores nacionales de barita y bentonita, con el propósito de abastecer la demanda de PEMEX, que para ese año fue de 425,000 toneladas de barita. Los pedidos correspondientes fueron entregados en el mes de junio, a partir del cual la producción nacional de barita se incrementó gradualmente, llegando en los últimos meses de ese año a producirse los requerimientos de PEMEX, suministrándose 377,000 toneladas de las 425,000 requeridas. La estrategia del cambio y la tendencia a evitar importaciones, se fundamentó en la puesta en marcha de la planta de beneficio de la empresa Barita de Sonora en Mazatán, Son., y de la planta de Minera Capela, S.A. en Colima, Col., las cuales generaban el 52% de la producción nacional para consumo de PEMEX. Esta situación cambió radicalmente el esquema logístico de movilización de barita de los centros productivos hasta los puntos de recepción al realizarse la operación multimodal de manera combinada con transportes carreteros, ferroviarios y marítimos.

Para el año de 1984, se solicitaron 415,000 toneladas de barita, de las cuales se surtieron 410,329 toneladas, lo que representó haber cumplido en un 97.3% con el programa de embarque. A partir de entonces y hasta el año de 1990 los productores nacionales produjeron en cantidad suficiente de acuerdo a los requerimientos de PEMEX, haciendo innecesarias las importaciones de mineral. Dentro de los logros más importantes obtenidos a partir del primer convenio firmado entre PEMEX y el Fideicomiso, se tiene una mayor eficiencia en la transportación y manejo del mineral barita, reduciéndose las mermas que existían en 1982 y 1983, del 30% a solamente un 3% con el consecuente ahorro para PEMEX.

Se redujo considerablemente el tiempo de estadía de los barcos para el manejo de la barita, ya que durante el año de 1983, el promedio de carga y descarga era de 22 días, pasando a ser solamente de tres días a consecuencia de la medida tomada por parte de PEMEX de transportar la barita entarimada y flejada. Se instrumentó el programa de barita a granel, que en su etapa inicial abasteció la zona del Golfo de México por medio de los productores del área de Nuevo León, incrementando los embarques y disminuyendo radicalmente las mermas por transportación.

CONVENIOS

Como se mencionó anteriormente, el primer convenio entre PEMEX y el Fideicomiso de Minerales no Metálicos Mexicanos, actualmente integrado al Fideicomiso de Fomento Minero (FFM), se celebró el 8 de marzo de 1983, el cual fue ratificado año con año hasta 1986, cuando las partes involucradas determinaron que no era necesario establecer cada año un convenio, por lo que únicamente se reunirían para determinar las cuotas y atender aspectos varios.

En enero de 1989 El Fideicomiso de Minerales No Metálicos Mexicanos se fusionó con la Comisión de Fomento Mexicano y actualmente se ha formado un organismo denominado Fideicomiso de Fomento Minero, que asume parte de las funciones que tenían asignadas los dos organismos que lo generaron.

En los convenios se sientan las bases para la instrumentación de una política de abastecimiento acorde a las necesidades del principal consumidor de barita que es PEMEX. Asimismo, plasman las obligaciones a que se deberán sujetar tanto PEMEX como el Fideicomiso, siendo las fundamentales las que a continuación se presentan:

- El Fideicomiso, en su carácter de institución reguladora, coordinadora y comercializadora entre PEMEX y los productores nacionales de barita y bentonita, se compromete a regular y coordinar el abastecimiento a PEMEX de conformidad con el programa que para tal efecto se formule entre PEMEX y el Fideicomiso.
- El Organismo se obliga a vigilar y supervisar que las empresas productoras de barita cumplan con las normas de calidad del Instituto Mexicano del Petróleo.

- PEMEX se reserva el derecho de aplicar sanciones a las empresas que no cumplan con las normas de calidad establecidas en el contrato, así como de cancelar parcial o totalmente los pedidos fincados de acuerdo con sus intereses, previa notificación por escrito al Fideicomiso.

Los programas de suministro de barita a PEMEX se han realizado por medio de un sistema de cuotas, las cuales son cantidades de mineral acordadas por la paraestatal para ser entregadas (en saco de papel y peletizados en tarimas de 2.4 t) en un lapso previamente establecido por las partes participantes.

De las empresas que suministraron barita a PEMEX en el período de 1983-1988, destacó la participación de Barita de Sonora, S.A. de C.V. la cual contribuyó en promedio con el 27% de los requerimientos de la paraestatal. Le siguieron en importancia Minera Capela, S.A. de C.V., con el 15.9%, Barimin, S.A. de C.V. y Negociación Minera Eulalio Gutiérrez, S.A. de C.V. con el 13.7% y 10% respectivamente. El 11.6% restante fue suministrado por 6 empresas más que son: Barita de Apatzingán, S.A., Bentonita de México, S.A., La Mascota, S.A. de C.V., Fosforey S.A., Comisión de Fomento Minero, Ing. Eloy Herrera y Moliendas Industriales, S.A.

Entre 1988 y 1991, las cuotas de barita solicitadas por PEMEX ascendieron a 941,645 toneladas, de las cuales Barita de Sonora, S.A. de C.V. participó con 27.7%. Para 1992, el programa de cuotas de barita fue de 401,800 toneladas, y a Barita de Sonora S.A., se le asignó el 37.6%.

Con base en lo anterior, se tiene que la demanda de barita en el país se encuentra totalmente cubierta por la producción nacional, por lo que las importaciones de barita son mínimas refiriéndose éstas a las realizadas por algunas industrias del sector químico.

El futuro del mercado de la barita en México depende directamente de la actividad petrolera del país por lo que la demanda de este mineral estará determinada por los programas de PEMEX, los cuales dependen básicamente del nivel de precios que alcance el petróleo. Actualmente su programa contempla la perforación de más de 200 estructuras en el sureste de México y algunos pozos exploratorios en las zonas norte y pacífico, por lo tanto, de mantenerse el nivel actual de producción, la demanda a corto y

mediano plazo de barita para perforación de pozos petroleros alcanzará un consumo anual entre 200,000 y 300,000 toneladas por año.

Respecto a la demanda de barita en otros sectores industriales y dado el bajo volumen que representa este consumo, se ha previsto una tasa media de crecimiento del 3% en los próximos años, basados principalmente en la utilización de la barita en el sector industrial en plantas productoras de reactivos químicos, en especial las sales de bario, que son demandadas por diversas industrias tales como: electrónica, cerámica, pintura, hulera, vidriera, plásticos, metalúrgica, fulminantes, etc.

II.4.3 Mercado de la barita para el presente proyecto

La producción que generará el presente proyecto será comercializada en el primer año (1993) para cubrir la asignación que PEMEX ofertó, y para los siguientes períodos serán vendidas a la empresa Baroid, 100,000 toneladas anuales y la diferencia de la producción total, 80,000 toneladas, serán entregadas a la paraestatal petrolera en los poblados de Roberto Ayala, Tab. y a Baroid en Ciudad del Carmen, Camp.

Precios

Se estima que el precio de venta es el que a noviembre de 1992 se tenía con PEMEX de 145 dólares E.U.A.(USCy/t) y a un tipo de cambio de \$3,140 por dólar E.U.A. (USCy).

Presentación

El producto se comercializará en presentación de sacos de papel con capacidad neta de 50 kg y debidamente estibados en tarimas de madera con capacidad de 2.4 toneladas por tarima, envueltas en hule extensible y flejadas.

III. ASPECTOS GEOLOGICOS

III.1 FISIOGRAFIA

El área de Barita de Sonora, S.A. de C.V. está localizada en la subprovincia fisiográfica de sierras y valles paralelos (Raiz, 1959), presentando orográficamente pequeños lomeríos de topografía suave y ondulante con elevaciones muy altas, como la Sierra de Mazatán y la Sierra de Martínez, que alcanzan cotas hasta de 1,500 msnm.

La hidrografía esta constituida por pequeños arroyos intermitentes, que sólo llevan agua en la temporada de lluvias y los cuales son contribuyentes de un caudal principal, conocido como Arroyo Tecoripa, que forma parte de la cuenca hidrográfica del río Yaqui, siendo el sistema de drenaje del tipo Dendrítico.

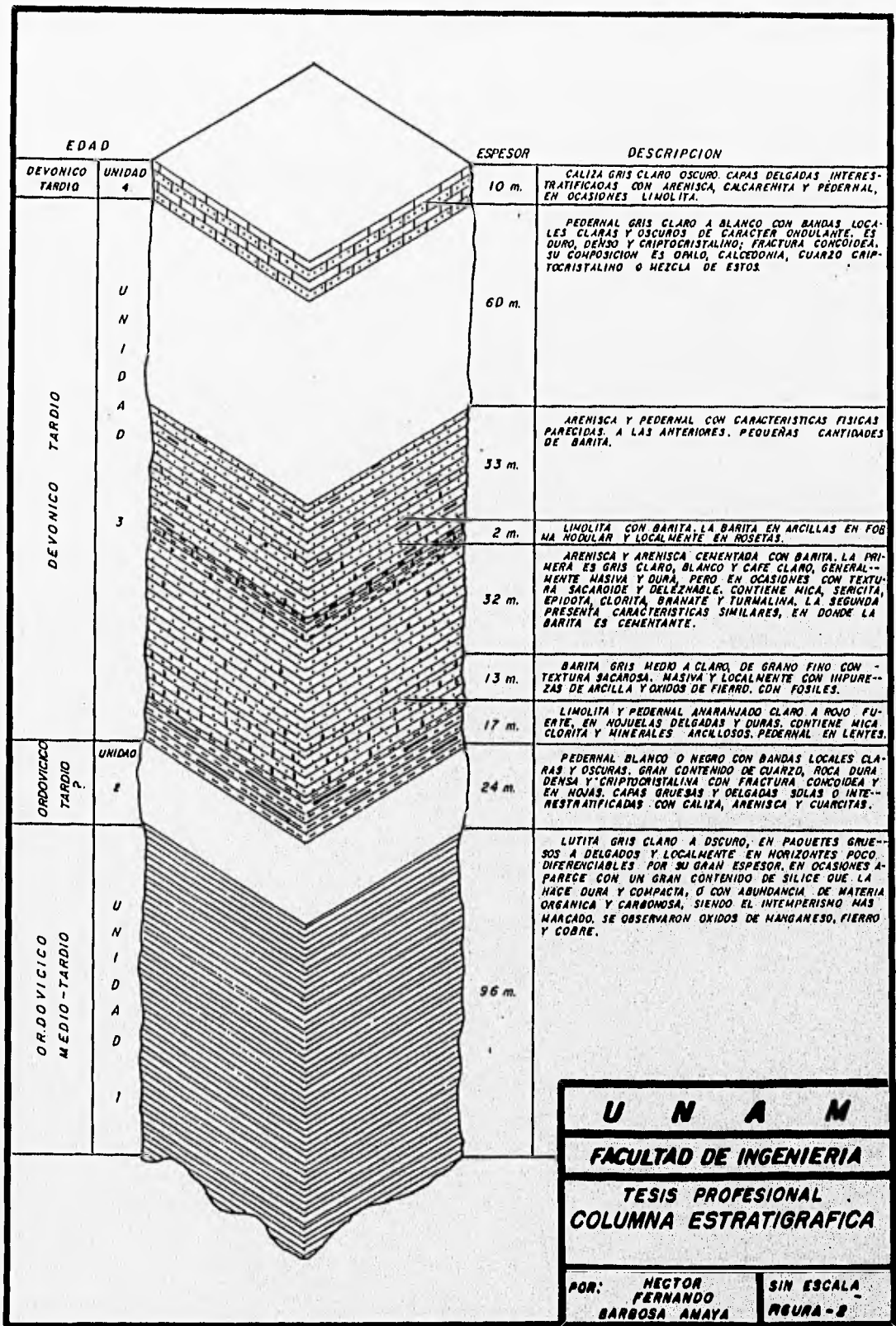
III.2 ESTRATIGRAFIA

El área contiene rocas de edad Paleozoica del Ordovícico - Silúrico y Calizas del Pérmico, las cuales han sido fechadas con base en los fósiles encontrados, teniendo la presencia de graptolitos, radiolarios, braquiópodos y tallos de crinoídeos.

Entre las rocas se pueden citar limolitas, lutitas, calizas y areniscas, entre cuyos estratos se encuentran interestratificados horizontes de barita ($BaSO_4$), los cuales son de importancia económica en algunos casos y que forman el depósito baritífero de la empresa Barita de Sonora (ver figura 2).

Estos depósitos de barita forman parte de una potente secuencia de rocas paleozoicas de origen sedimentario, típicos de una cuenca marina profunda eugeosinclinal, (Poole y Madrid, 1988) en la que los sedimentos silíceos son predominantes.

La columna estratigráfica está formada por más de 1,800 m de sedimentos paleozoicos correspondientes a edades que van desde el Ordovícico Medio al Pérmico Temprano, definidas con bases en restos fosilíferos de graptolitos, (Ordovícico), braquiópodos (Devónico-Superior), conodontos (Missisípico), radiolarios (Pensilvánico) y fusulínidos (Pérmico Inferior). (Poole et al, op cite).



U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

**TESIS PROFESIONAL
COLUMNA ESTRATIGRAFICA**

**POR: HECTOR
FERNANDO
BARBOSA ANAYA**

**SIN ESCALA
R-8**

Localmente la geología está representada por afloramientos de rocas sedimentarias del paleozoico, algunos cuerpos intrusivos graníticos de edad mesozoica y depósitos continentales del terciario y recientes.

El Ordovícico Medio aflora en el área como un gran paquete de lutitas negras y grises con graptolitos, su espesor es de 200 m aproximadamente. El Ordovícico Superior se caracteriza por 150 m de pedernal negro.

Los afloramientos del Devónico consisten de escasas capas de lutitas y lentes de areniscas de 5 a 40 m de espesor así como pedernal pardo y lutitas silicificadas.

Entre los afloramientos de esta edad se encuentran los cuerpos de barita concordante a la estratificación, cuyos espesores varían de 10 a 20 m y que subyacen a unos 20 a 40 m de pedernal pardo y gris y lutitas silicificadas con conodontos y braquiópodos.

Suprayacentes al Devónico afloran hasta 50 m de caliza gris del Mississípico que subyacen a un conglomerado de pedernal con espesor de 8 m y que se considera del Pensilvánico. Se encuentra subyaciendo a 700 m de margas y lutitas pardas, que son la base de las capas de pedernal intercaladas con lutitas y capas de barita. Sobre esta secuencia se encuentran alrededor de 200 m de conglomerado. El Pérmico se encuentra cabalgando sobre el Carbonífero y consiste en caliza arrecifal de aguas someras con un gran contenido de fusulínidos

En la columna se observan dos dominios perfectamente diferenciales, uno silíceo que incluye rocas desde el Ordovícico Medio al Pensilvánico y consiste en pedernales, lutitas silíceas, depósitos de barita, margas, etc. y otro de carbonatos, el cual indica ya una sedimentación en aguas de baja profundidad y corresponde al Pérmico Inferior. (Poole et al, op cite)

La secuencia se encuentra intrusionada por grandes masas graníticas (granodiorita) originadas probablemente durante el Mesozoico.

III.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

En la zona existe evidencia de un plegamiento de gran escala con tendencia NE-SW, probablemente de Edad Pérmica. Una gran cantidad de pequeños pliegues asociados al plegamiento mayor se observan en el terreno (ver figura 3). El rumbo de los estratos oscila cercano a la línea E-W con echados promedio de 50-60 grados al N, encontrándose cuerpos de barita dislocados por múltiples fallas orientadas al N-S, la mayoría de las cuales son del tipo normal, según sus rasgos estructurales, donde una gran cantidad de fracturas y fallas pequeñas, orientadas de manera paralela en la cercanía de fallas grandes, ocasiona una notable disminución en las leyes debido a la dilución por la presencia de arcillas.

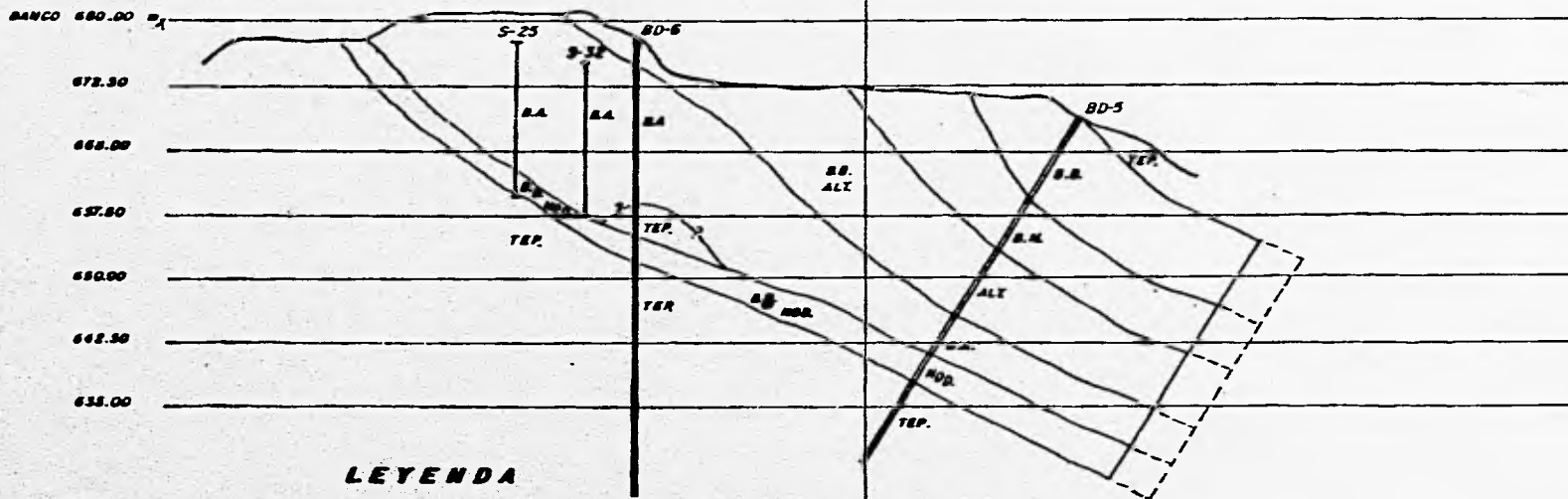
El rumbo de los estratos oscila cercano a la línea E-W, con echados promedio de 50-60 grados al N, encontrándose cuerpos de barita dislocados por múltiples fallas orientadas al N-S, la mayoría de las cuales son del tipo normal, según sus rasgos estructurales.

Una gran cantidad de fracturas y fallas pequeñas orientadas de manera paralela en la cercanía de fallas grandes, ocasiona una notable disminución en las leyes debido a la dilución por la inyección de arcillas.

III.4 TECTONICA

En el período Cámbrico (?)- Ordovícico, la cuenca se vió afectada por actividad tectónica representada por levantamientos, intrusiones y explosiones volcánicas submarinas ácidas, que contenían las sustancias mineralizantes que reemplazaron a las rocas depositadas, principalmente las lutitas. Entre cada lapso en que se formaron los cuerpos mineralizados, debieron existir tiempos de relativa calma para que pudieran depositarse las demás rocas que se encuentran intercaladas con la barita. Siendo esta región afectada por tectonismo y erosión después de la formación del yacimiento, estos procesos dieron lugar a concentraciones residuales, tales como las capas que contienen nódulos y concreciones de barita.

LINEA DE REFERENCIA
N S 199 800



LEYENDA

- | | | | |
|----------------------|---|-------------|------------------------|
| B.A. | BARITA BLANCA CON ALTA LEY | | CONTACTO GEOLÓGICO |
| B.M. | LEY MEDIA
BARITA BLANCA CON ALGUNOS
HORIZONTES DE ARCILLA | | CONTACTO DUBOSO |
| B.M.
ALT. | SECUENCIA DE ALTERNANCIAS (B.M.,
LUT., PRED.) CON BAJA LEY. | BD-5 | BARRENO DE DIAMANTE |
| B.B.
MOD. | MODULO DE BARITA CON BAJA LEY | S-25 | BARRENO DE TRACK-DRILL |
| A.S. | BRECNA DE BARITA CON BAJA LEY | | PROBABLE |
| TEP. | ANULITAS, LUTITAS, Pederal. | | |

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL
CERRO SAHUARO SECC. 5-5'
N-S VIENDO AL W

POR: HECTOR
FERNANDO BARBOSA
AMAYA

SIN ESCALA
FIGURA 3

Es del Mesozoico el cuerpo intrusivo que aparece en el área, está representado por granito de biotita. Aparece localmente una diorita de hornblenda muy alterada cercana a los cuerpos de barita masiva del Pensilvánico.

La presencia del terciario se refleja por la expansión del miembro superior de la Formación Báucarit, cuya edad corresponde al Plioceno y que está constituido por un conglomerado gris pardusco con variados tonos rosados y amarillentos, contiene clastos de rocas ígneas, pedernal, caliza y algunos fragmentos de barita, soportados por matriz arenosa.

Los depósitos más recientes pertenecen al Cuaternario, formados por materiales aluviales, producto del intemperismo y erosión de las rocas preexistentes, mismos que rellenan las partes bajas de los valles.

III.5 YACIMIENTOS MINERALES

Los principales depósitos minerales tienen forma elíptica y estratificada con dimensiones de su eje mayor de 100 m y en su eje menor de 35 m.

DESCRIPCION DE OBRAS MINERAS

TAJO SAHUARO

Es un afloramiento de unos 159 m de longitud, orientado E-W con buzamiento hacia el norte, el cual se encuentra al este del tajo Torres. La estratigrafía se encuentra bien expuesta, gracias a los trabajos de explotación.

En la base aparecen lutitas negras fracturadas con pirita diseminada en pequeños nódulos, corresponde al Ordovícico Medio.

Sobre estas rocas se depositaron en discordancia angular unos 7 m de conglomerados embebidos en arcillas amarillas y violetas con nódulos de barita, en su mayor parte de grano fino, generalmente con recristalización al centro, barita en rosetas y nódulos de pedernal negro de Edad Pensilvánica.

Sobreyaciendo a este conglomerado se encuentra un cuerpo de barita masiva de color gris claro (arenita de barita), textura conglomerática y un espesor máximo de 12 m en su parte norte, el cual se adelgaza hacia el este aproximadamente a 6.6 m.

Posteriormente, se depositó una alternancia de 10 a 17 m de capas de barita de 15 a 20 cm de espesor y lutitas de 10 cm de espesor, dentro de esta alternancia se observa un conglomerado con clastos de barita redondeada, clastos de pedernal negro y lutitas rosadas en una matriz pelítico arenosa, lo que hace suponer que los sedimentos fueron distribuidos por la acción de múltiples canales.

Por último, aparecen lutitas grises, rosadas, verdes y pardas, con delgadas capas de pedernal negro y gris (5 cm).

Aunque no bien expuesto, también en esta secuencia, se presenta un cuerpo diorítico invadiendo las rocas de forma concordante a la estratificación.

El rumbo de los estratos se aproxima a la dirección E-W con un echado dentro de los 20 y 40 grados al norte. En varias zonas se presentan algunos pliegues, los cuales son el reflejo del plegamiento regional observado.

TAJO TORRES Y SAHUARO

Es un afloramiento de unos 300 m de largo, con orientación aproximada E-W y echados hacia el norte, el cual se encuentra limitado en ambos extremos por fallas normales, que lo separan al W de un afloramiento conocido como "Las Vírgenes" y al E, del tajo Sahuaro (ver figura 3 y tabla 3.1).

La secuencia estratigráfica se encuentra bien expuesta debido a los trabajos de exploración, conociéndose a profundidad por algunos barrenos.

En la base se encuentra un conglomerado de unos 4 m de espesor, constituida por una matriz de arcilla amarilla que contiene nódulos de barita negra con estructura radial y concéntrica, fragmentos de pedernal negro manchados con lutitas violetas muy similares a los de edad Ordovícico Superior, en los cuales se observan estructuras mal preservadas de radiolarios, (Poole y Madrid, 1988).

TABLA 3.1
RESERVAS DEL MINERAL IN SITU
 (Toneladas métricas)
 Noviembre de 1992

TAJO	P O S I T I V A S						P R O B A B L E S					
	BAD	DENS.	BMD	DENS.	BBD	DENS.	BAD	DENS.	BMD	DENS.	BBD	DENS.
SAHUARO	260,050	4.30	58,780	4.13	223,527	3.57	266,032	4.32	129,609	4.06	301,070	3.54
TORRES	393,236	4.31	40,268	4.10	223,403	3.68	285,127	4.30	30,992	4.15	178,243	3.67
PAPAS	182,714	4.29	34,298	4.10	117,810	3.55	45,841	4.28	4,826	4.09	27,871	3.55
CERRO 4					29,784	3.86					27,851	3.70
CERRO 5					40,941	3.86					29,653	3.90
CERRO 6					56,464	3.59					25,342	3.84
CERRO 7					9,034	3.95					10,202	3.50
CERRO 9			34,953	4.12					13,573	4.17		
TOTAL IN SITU	836,000	4.30	168,299	4.11	700,963	3.72	597,000	4.30	179,000	4.12	600,232	3.67
TERREROS			80,000	4.13	1,196,000	3.70						
GRAN TOTAL	836,000	4.30	248,299	4.12	1,896,963	3.64	597,000	4.30	179,000	4.11	600,232	3.63

BAD - Mineral de alta densidad, mayor de 4.23 g/cc
 BMD - Mineral de media densidad, de 4.00 a 4.17 g/cc
 BBD - Mineral de baja densidad, de 3.40 a 3.60 g/cc
 DENS. - Densidad en g/cc

Un cuerpo masivo de barita conglomerática cementada por barita de grano fino medio, de color gris claro y un espesor de hasta 12 m en la porción central del tajo de unos 2 m en la parte W del mismo, sobreyace al conglomerado basal. En la parte media superior de este cuerpo, se observa un incremento en el aporte de arcillas, lo que produjo un decremento en la ley del mismo (4.28 g/cc promedio).

Finalmente, el aporte de barita se hizo depositándose en capas delgadas de lutitas rosas, verdes y pardas, pedernal negro y gris.

Las características estratigráficas anteriores, muestran evidencias de una sedimentación turbidítica de canales formados por corrientes submarinas (poole op. cite), todo esto de Edad Pensilvánica.

Aproximadamente al fin de las alternancias, la secuencia aparece intrusionada por un manto (sill) de composición diorítica, cuya edad no ha sido determinada por métodos absolutos, pero probablemente se relacionan a la etapa intrusiva regional.

TAJO CUERPOS NUEVOS

Tiene aproximadamente 100 m, orientado en dirección NE-SW, fuertemente plegado y fallado, con buzamiento entre los 70 y 85 grados hacia el SE, llegando a observarse en su porción central porciones verticales. Se encuentra limitado en sus extremos por fallas normales.

La estratigrafía en este tajo inicia con una alternancia de barita, lutita, limolita y pedernal con un espesor variable de 2 a 3 m en total.

La barita es microcristalina, color gris claro a oscuro, compacta con ley promedio de 4.0 g/cc silicificada y espesores de 3 a 15 cm, las lutitas y limolitas son de color pardo, amarillas y rojizas, fósiles y sin contenido de barita, con espesores de 3 a 10 cm, el pedernal es de color negro.

Sobreyaciendo a esta unidad, se encuentra un cuerpo estratiforme de espesor variable de 0.5 a 1.5 m, consistente en nódulos de barita cristalina radial, color gris oscuro o negro, de tamaño variable entre los 0.5 y 20 m de diámetro, dentro de una

matriz de arcillas deleznables de color rojizo a pardo amarillento. La densidad promedio de esta unidad es de 3.60 g/cc.

Por último, se depositó otro cuerpo de nódulos un poco más compactos que el anterior, con los mismos espesores y densidades más altas, que llegan hasta 4.10 g/cc.

Estas unidades tienen una orientación general con rumbo NE-SW y echado al SE, siendo encajonadas por lutitas, limolitas y pedernales, todas estas unidades son de edad pensilvánica.

Al NE, la secuencia termina bruscamente por una falla normal de rumbo NW-SE con fuerte echado al NE, donde se observa un tramo de aproximadamente 10 m de material de cizallamiento.

Al SW se observan dos fallas de corrimiento que desplazan 5 m aproximadamente, al cuerpo total en dirección NW-SE, situándolo en contacto con una alternancia de lutita, barita y pedernal.

III.5.1 Mineralogía

Las características mineralógicas de la barita son variables, ya que tienen forma compacta con una textura afanítica microcristalina, con cuarzo y arcilla en cantidades variables, se presenta también en forma nodular, también se le conoce como "baritas" y "espato pesado" y su fórmula química es (BaSO_4) teniendo un porcentaje de Oxido de Bario (BaO) del 65.7%. La estructura cristalina que presenta es ortorrómbica bipiramidal. Cuando es barita pura, es traslúcida de color blanco, pero puede ser gris, amarilla, azul, roja, parda o negra. Su lustre es vítreo o resinoso y su rayadura es de color blanco. La tenacidad es frágil y su crucero es perfecto, con una fractura irregular. La dureza en la escala Mohs varía de 2.5 a 3.5 y la densidad está en un intervalo de 4.3 a 4.6 g/cc.

III.5.2 Génesis del yacimiento

Los cuerpos mineralizados de barita pueden ser definidos según su aspecto, como depósitos de barita estratiforme, cuyo origen probablemente sea a partir de exhalaciones submarinas, las cuales aportaron barlo disuelto, que al mezclarse con las

aguas frías cargadas de SO_3 , precipitaron el sulfato de bario (BaSO_4), que dio origen a estos yacimientos, se pueden interpretar como cuerpos tabulares que se van acuñando hasta desaparecer, dependiendo de las condiciones físicas y de la calidad de BaSO_4 precipitado, los depósitos pueden tomar distintas formas, como nódulos, rosetas, masivas en intercalaciones y como secuencias cementadas por barita.

Los depósitos de barita del Devónico Tardío, son los cuerpos más extensos, alcanzando hasta 4 km de longitud. Estos depósitos consisten de bario de grano fino, color gris, rosetas, barita brechada y barita cementada con arenisca y conglomerado en capas de hasta 1 m de espesor. Se encuentran interestratificadas con capas de pedernal y lutitas silicificadas.

Los rasgos texturales, estructurales y paleontológicos indican un origen exhalativo sedimentario, texturalmente presenta evidencias de un flujo de sedimentos, ya que las capas de barita contienen fragmentos de braquiópodos, pedernales, lutitas, barita de grano fino y roseta, además de arcillas como matriz.

La presencia de rosetas de barita en pedernales, indica que éstas se emplazaron en un gel silíceo (posiblemente vulcanogénico) antes de su solidificación. La presencia de conchas de *Dzieduszyckia*, localmente abundantes, sugieren sitios de vida cerca de las fuentes hidrotermales, donde los fluidos calientes ricos en bario, se mezclaron con el agua de mar más fría a profundidad y rica en sulfato para precipitar barita (Poole, op cite).

Las fuentes hidrotermales, están relacionadas a fallas profundas, que serían los conductos para la exhalación de fluidos minerales calientes. Un ambiente análogo, son las fumarolas blancas (White Smokers) de sulfato de bario que se localizan a lo largo de centros de expansión oceánica y relacionadas con zonas de fractura o falla profunda (Poole, op cite).

La expulsión de los fluidos ricos en bario a lo largo de la falla profunda, generó una sobresaturación en el ambiente marino.

Este tipo de cristalización en forma de rosetas, es el que primero se realiza en el ambiente sobresaturado, cuando aún no se alcanza la máxima saturación, misma que provocará la formación de potentes espesores de barita masiva.

La periodicidad en las manifestaciones exhalativas, provocará la alternancia de capas de barita con las de otros minerales, tal como es característico en los depósitos del área. Las variaciones laterales se presentan por la diferencia de movilidad.

Los depósitos de barita del Mississípico Tardío-Pensilvánico Temprano, son los más importantes, tomando en cuenta el punto de vista económico, estos depósitos fueron datados por radiolarios del grupo albaillelta-3, del Cherteriano (Mississípico Tardío) al Monowano (Pensilvánico Temprano), que se encontraron en la roca encajonante (Poole, op cite). La importancia económica de los depósitos de esa edad, se debe a que presentan potentes espesores de barita masiva de grano fino y en partes parcialmente cristalizada, alcanzando una densidad a veces superior a los 4.4 g/cc (aproximadamente 98% de sulfato de bario puro). Estos estratos se asocian con una alternancia de delgadas capas del tipo de barita anterior con otras (alrededor de 10 cm de espesor) de pedernal y lutitas grises, estando algunas de ellas muy silicificadas. Una característica general de estos cuerpos es su acuñamiento, así como también la presencia de cuerpos lenticulares con densidad diferente o de material estéril.

Los depósitos del Carbonífero presentan evidencias de flujo de sedimentos, provocando la formación de capas de barita brechada con clastos angulosos de barita, pedernal y lutitas, así como también fragmentos de rosetas.

III.5.3 Leyes y tonelaje

Debido a las necesidades de la compañía Barita de Sonora, S.A. de C.V., de cuantificar el tonelaje y ley de reservas con las que cuenta actualmente en sus cuatro terreros principales, se encomendó al Departamento de Exploración realizar esta tarea, para lo cual se dividió el trabajo en 8 etapas, las cuales se describen a continuación:

MINERAL DE TERREROS

ETAPA UNO. Levantamiento topográfico de los terreros

Se realizó el levantamiento topográfico de cada uno de los cuatro terreros existentes con teodolito y estatal, para posteriormente realizar el plano topográfico a escala 1:500.

ETAPA DOS. Cuadrícula de barrenación

Se realizó una cuadrícula de barrenación espaciada cada 25 m y orientada según las dimensiones y características topográficas de cada terrero.

ETAPA TRES. Barrenación

En esta etapa se procedió a perforar con una máquina rotaria con barrenación inversa, en los sitios indicados en la cuadrícula de barrenación. Las profundidades de los barrenos variaron entre 6.5 y 16 m, dependiendo la profundidad en forma proporcional al espesor de los terreros.

ETAPA CUATRO. Muestreo

El muestreo se realizó dividiendo el núcleo en dos partes iguales, una de ellas fue enviada al laboratorio de la compañía Barita de Sonora, S.A. de C.V., para su ensaye por densidad correspondiente, mientras que la otra mitad del núcleo fue guardado como testigo. Las muestras fueron tomadas en intervalos de 3 metros o menos, según las dimensiones del barreno.

ETAPA CINCO. Cálculo de la densidad media

Dentro de cada terrero se realizaron secciones longitudinales las cuales abarcaban varios barrenos, se calculó la densidad media por sección, con los resultados de cada uno de los barrenos incluidos en cada sección.

ETAPA SEIS. Cálculo de áreas parciales

Se realizaron secciones transversales de cada terrero cuyas distancias entre sección y sección varían entre 2 y 3 m de longitud, a excepción del terrero Las Papas y se calcularon las áreas mediante figuras geométricas, como son triángulos, rectángulos y cuadrados, aplicando sus fórmulas correspondientes y midiendo sus lados con escalímetro.

ETAPA SIETE. Cálculo del volumen y peso

Para el cálculo del volumen se utilizó la fórmula siguiente:

$$v = \frac{A1 + A2}{2} \times d$$

donde:

v = Volumen calculado

A1 = Area de la sección 1

A2 = Area de la sección 2

d = Distancia entre secciones

Para el cálculo del peso se procedió a multiplicar el volumen resultante de cada terrero por su densidad media correspondiente.

$$T = v \times d$$

donde:

T = Tonelaje

v = Volumen

d = Densidad

ETAPA OCHO. Vaciado de datos

Es el trabajo de gabinete donde se vaciaron los datos de campo y se calcularon los parámetros correspondientes a la topografía en general.

III.5.4 Reservas

Terrero N° 1 Torres-Sahuaró

Se encuentra localizado aproximadamente 100 m al sur del tajo Sahuaró y es el de mayores dimensiones. Dentro de este terrero se realizó una cuadrícula de barrenación orientada norte-sur y donde se realizaron secciones longitudinales y se perforaron un total de 16 barrenos a diamante. La densidad media de este terrero fue

de 3.63 g/cc, según los datos reportados por el laboratorio y cuyos cálculos se aprecian en las tablas del anexo I. Posteriormente se dividió el terrero en dos secciones transversales calculando el área de cada sección con planímetro. El volumen se calcula mediante la fórmula expresada anteriormente. El volumen 152,601.64 m³ fue multiplicado por la densidad calculada para este terrero, la cual fue de 3.63 g/cc, dando un peso de 553,943.95 toneladas (ver tabla 6 del anexo I).

Terrero N° 2 Torres

Este terrero se localizó aproximadamente 100 m al sur del tajo Sahuaro, es el segundo en extensión. Se realizó una cuadrícula de barrenación la cual fue orientada con rumbo NE 47° SW y en donde se perforaron en tres secciones longitudinales 7 barrenos de diamante. La densidad media calculada para este terrero fue de 3.63 g/cc y cuyo cálculo se puede ver en las tablas 7 y 8 del anexo I. El volumen calculado fue de 114,211.67 m³ y el peso de 414,588.36 toneladas (ver tabla 9 del anexo I).

Terrero N° 3 Sahuaro

Se encuentra aproximadamente 10 m al norte del tajo Sahuaro, es el tercero en importancia de acuerdo con sus dimensiones. Dentro de este terrero no se realizó una cuadrícula de barrenación por estar muy angosto, aunque se dieron barrenos a lo largo del terrero con una orientación aproximada este-oeste. La densidad media calculada para este terrero fue de 3.69 g/cc, según los cálculos realizados. Este terrero se dividió en 18 secciones transversales calculando las áreas y volúmenes al igual que en el terrero N° 2. El volumen estimado para este terrero fue de 44,662.00 m³ con una densidad media de 3.69 g/cc, dando un peso de 164,802.78 toneladas (ver tabla 11 del anexo I).

Este terrero se dibujó a escala 1:500 y se dividió en 17 secciones transversales a escala 1:250. El cambio de escala se realizó para dar mayor detalle al cálculo de las áreas parciales, ya que este procedimiento se llevó a cabo mediante figuras geométricas como son triángulos y rectángulos.

Terrero N° 4 Las Papas

Es el de menor dimensión de acuerdo con su espesor, se encuentra ubicado aproximadamente a 70 m al oriente del Tajo Papas. Este terrero se encuentra dividido en 4 cuerpos, los cuales tienen diferentes densidades, las que fueron tomadas por el método de zanjeo, debido al poco espesor que presentan los cuerpos que varían entre 0.90 y 3.00 m.

Terrero A).- Se encuentra al sur de los otros tres, tiene una densidad de 3.7 g/cc y fue dividido en diez secciones transversales. Para este tipo de terrero se calcula un volumen de 7,438.36 m³. lo que arroja un total de 27,521.93 toneladas con un espesor promedio de 1 a 1.6 m (ver tabla 12 del anexo I).

Terrero B).- Se encuentra localizado al norte del anterior y fue dividido en 7 secciones transversales, tiene una densidad media de 3.60 g/cc. El espesor promedio de este terrero es de 0.90 m y se calcula un volumen de 2,642.29 m³ y un peso de 9,512.24 toneladas (ver tabla 13 del anexo I).

Terrero C).- Localizado al norte del terrero B, el cual tiene una densidad promedio de 4.17 g/cc, se dividió en 15 secciones transversales. Se calculó un volumen de 5,083.33 m³ y un peso de 21,197.49 toneladas, el espesor promedio de este terrero es de 1.5 m (ver tabla 14 del anexo I).

Terrero D).- Está ubicado al norte del terrero C. Es el más pequeño de los cuatro mencionados y se encuentra dividido en dos partes, el espesor promedio es de 0.80 m y tiene una densidad de 4.15 g/cc, se dividió en 7 secciones transversales, calculándose un volumen de 1,091.33 m³ y un peso de 4,529.02 t (ver tabla 15 del anexo I).

El total de toneladas calculadas fue de **1,196,095.77**, variando su densidad según el terrero del que se extrajo, este cálculo se muestra en la tabla 1 del anexo I.

IV. DESCRIPCION DEL SISTEMA DE MINADO

IV.1 SITUACION ACTUAL DE MINA

La mina producirá 15,000 toneladas mensuales con una capacidad de 600 t/24h durante 25 días al mes y 300 días al año, o sea 180,000 t/año. Requiere de un beneficio que consistirá en una preparación mecánica, en una molienda y clasificación por medio de un molino en seco, marca Raymond (ver capítulo V), puesto que el yacimiento posee por sí solo la densidad requerida por el cliente (4.23 g/cc).

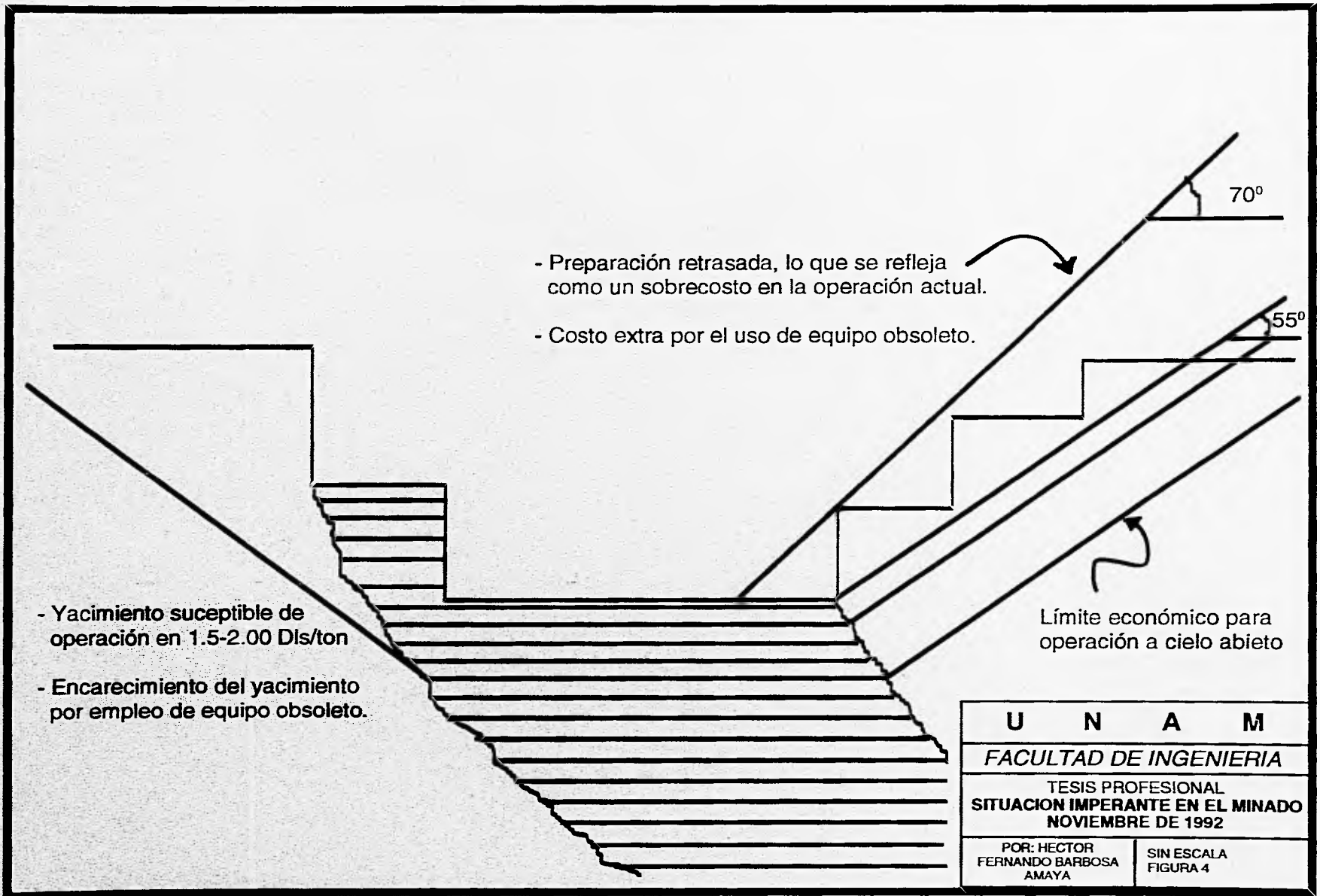
Los terreros producirán 21,300 t/mes o sea 852 t/24h durante 25 días al mes y 300 días al año, esto arroja una producción anual de 255,600 t/año. El mineral de terreros se beneficiará por el método de concentración gravimétrica o separación por medio de estratificación o JIGS y deberá tener una recuperación del 70.43%, por lo tanto el material concentrado será de 600 t/24h o 15,000 t/mes.

IV.1.1 Descripción de obras mineras

El primer paso a seguir dentro de la planeación de un tajo abierto consiste en estimar el potencial de reservas de mineral, el segundo es programar un plan de minado adecuado a las características del yacimiento, el tercero consiste en mantener el equipo móvil de mina en excelentes condiciones de operación, y por último disponer de los recursos humanos adecuados para ejecutar el proyecto.

Un factor importante que determinó en 1981 tomar la decisión de iniciar la explotación de la barita por el sistema de minado a cielo abierto, fue el conocer que en estos yacimientos existían reservas suficientes de mineral. Con todo, los trabajos se realizaron de manera inadecuada por lo que actualmente los trabajos de descapote se encuentran demasiado atrasados, lo que hace que la relación del descapote sea de once toneladas de material estéril por una de mineral de barita (BaSO_4), en vez de tres toneladas por una, lo que implica un alto costo de minado (ver figura 4).

Aunado a lo anterior se puede agregar que el equipo móvil de mina: track drill, compresor, cargadores y camiones fuera de carretera, adquirido en 1980, actualmente es obsoleto y no se le ha dado el mantenimiento necesario para su buen desempeño operativo.



Ambas condiciones ,el descapote atrasado y el equipo móvil de mina en malas condiciones mecánicas, hacen que el minado tenga un alto costo de extracción.

IV.1.2 Sistema de minado tajo abierto

El yacimiento con ocho cuerpos diseminados de barita ($BaSO_4$) existentes en los lotes mineros concesionados por la empresa Barita de Sonora, S.A. de C.V. se ubican muy cercanos al suelo vegetal (o se encontraban ya que una gran parte de ellos ya fue extraída).

El gran volumen de mineral de barita localizado en la cercanía de la superficie y su uniformidad con una densidad mayor a 4.23 g/cc determinaron el criterio para que el cuerpo mineralizado fuera minado a tajo abierto, lo cual tiene las siguientes ventajas y desventajas:

VENTAJAS

- 1.- Gran rendimiento general de la maquinaria y de los recursos humanos.
- 2.- Recuperación del yacimiento del 85 al 90%.
- 3.- Se puede exponer a la vista la totalidad del yacimiento.
- 4.- No se requiere fortificación.
- 5.- El costo de la extracción es bajo (comparado con los métodos subterráneos).
- 6.- Los riesgos son mínimos comparados con los métodos de explotación subterránea.

DESVENTAJAS

- 1.- La explotación resulta afectada por los fenómenos climatológicos (lluvia, nieve, etc.)
- 2.- La superficie queda deteriorada, cambiando el entorno ecológico de la zona en explotación.

Las medidas de mitigación que se plantean para la restauración ecológica del lugar cuando se agote el mineral y se proceda al abandono del área de explotación serán: relleno con mineral de baja densidad menor a 3.60 g/cc y producto de las colas

de los "JIGS". La capa de suelo vegetal original que se levantó y se almacenó para ser utilizada en esta etapa, se colocará nuevamente, con objeto de plantar vegetación similar a la que existía con anterioridad (sahuaros, histafiates, etc.) promoviendo que la flora y fauna retornen a su habitat natural.

IV.1.3 Terreros

Dada la calidad del mineral de barita con una densidad mayor de 4.30 g/cc en el yacimiento, los cortes de extracción que se realizaron en el período 1980-1990, cumplan satisfactoriamente con el parámetro de densidad mayor o igual a 4.24 g/cc, que es el solicitado por el principal cliente (PEMEX). El resto del mineral, en ese tiempo incosteable por tener densidades menores o iguales a 4.23 g/cc, era acumulado en los terreros situados a una distancia no mayor de 700 metros en línea recta de la planta y a 100 de la mina.

Actualmente, dadas las condiciones de no poder continuar minando los yacimientos por los factores antes mencionados, se realizará el estudio de factibilidad (objeto de este trabajo), para la instalación de una planta de concentración gravimétrica para beneficiar 1,196,096 t de terreros con una ley promedio de 3.60 g/cc. El sistema de minado de estos terreros será de la manera siguiente:

- Los terreros serán desgarrados por un tractor y posteriormente se harán compósitos debidamente clasificados de acuerdo a su densidad.
- El siguiente paso será el llenado de camiones con un cargador frontal sobre neumáticos.
- El acarreo del mineral se realizará con camiones con capacidad de 35-40 t, los que llevarán el mineral hasta la tolva de gruesos de la planta.

IV.2 SELECCION DEL EQUIPO MOVIL DE MINA

La selección del equipo de mina se hizo tomando en consideración las siguientes características: mejor precio, existencia de un centro de abastecimiento de refacciones y servicio de mantenimiento en la ciudad de Hermosillo, Son.

Los criterios de selección de equipo han sido los siguientes:

Cargadores frontales

Equipo de excavación, carga y acarreo, que tiene un cucharón o bote que se adapta a la parte delantera de la unidad motriz. En el mercado existen dos tipos: el modelo montado sobre ruedas neumáticas y el modelo montado sobre orugas. En cuanto al manejo de los sistemas hidráulicos, controles automáticos, cucharones y motor, ambos tipos se rigen en forma general bajo los mismos principios.

En la selección de equipo se optó por equipo montado sobre neumáticos, puesto que se maneja el material estéril y comercial sobre caminos de terracería transitables durante todo el año y los parámetros fueron los siguientes:

- Se requiere movilidad continua en operaciones de bancos múltiples y/o cuando se requiera obtener compósitos homogéneos de minerales a base de mezclar materiales de calidad diferente en los patios de materias primas.
- La operación de un cargador frontal requiere de menos destreza y capacitación que una pala mecánica eléctrica.
- Los cargadores pueden trabajar obviando la necesidad de un tractor limpiador ya que ellos mismos pueden realizar este trabajo entre viajes de las unidades de acarreo.
- Otro factor de selección es la marca Caterpillar para camiones cargadores y motoconformadora, esto se debe al servicio de refacciones que tiene, así como el de mantenimiento preventivo y correctivo en la ciudad de Hermosillo, cercana a la unidad de operación.

Track drill

Para el equipo de perforación el criterio se vió favorecido por un track drill en lugar de un Wagon drill por lo siguiente:

- El track drill viene montado sobre orugas, donde la longitud y ancho de las orugas reduce la presión de los baleros e incrementa la estabilidad del mismo. Estas perforadoras son capaces de trabajar sobre superficies blandas y lodosas donde sus semejantes montadas sobre neumáticos experimentarían problemas de tracción.

- Es auto propulsado por orugas y jala su propio compresor.
- Tiene un radio de acción más grande sin moverse.
- Esta máquina está diseñada para explotaciones a cielo abierto y minado subterráneo.
- El posicionamiento es hidráulico.
- Puede posicionar en volado.

IV.2.1 Desgarramiento

Para aflojar y amontonar el material estéril, se hará uso de un tractor de carriles marca Caterpillar modelo D5N con las siguientes características generales:

- Transmisión power shift de 3 velocidades
- Dirección de diferencial
- Cadenas selladas y lubricadas de 44 secciones con zapatas de 55.88 cm (22") de ancho.
- Control direccional hidráulico
- Desgarrador N° 8 de un zanco

IV.2.2 Barrenación

La tarea de barrenación en el tajo se hará con el siguiente equipo:

- a).- Un Track drill neumático montado sobre orugas marca Atlas Copco modelo ROC 442 DC-01 de brazo rígido. El chasis está accionado por dos motores hidráulicos y engranes planetarios, con una fuerza máxima de tracción de 43 kv, con 2 velocidades, la primera de 0.9 km/h y la segunda de 2.5 km/h y un

sistema de aire de 7 bar. El sistema de avance de cadena es accionado con motor neumático, se usará acero de barrenación de 3.65 m (12 pies).

- b).- Una perforadora neumática marca Atlas Copco modelo BBE 57-01 para usarse con barras de acero de 3.65 m (12 pies) y diámetros comprendidos en el rango de 64 a 115 mm (de 2.5 a 4.5 pulgadas). Esta perforadora posee un mecanismo de impacto con bajo consumo de aire y flujo central de barrido, con sistema de rotación de alto torque, ajustable y reversible.

Especificaciones de la perforadora BBE 57-01

Rango de perforación	64-115 mm
Acero recomendado	T-38/T-45
Peso	170 kg
Longitud	900 mm
Diámetro de pistón	120 mm
Carrera	60 mm
Rango de impacto	2000 golpes/minuto

Para complementar la mancuerna, el track-drill recibirá el aire comprimido por un compresor portátil marca Atlas Copco modelo XAS-350 GD de tornillo rotativo con inyección de aceite.

Las características técnicas son las siguientes:

Presión normal de trabajo	7 bar (102 PS1)
Velocidad normal de carga	2100 RPM
Velocidad de vacío	1200 RPM
Aire libre suministrado	742 PCM
Sistema de refrigeración	Aceite
Motor	Diesel General Motors

IV.2.3 Cargado de camiones fuera de carretera

Esta operación se realizará con un cargador frontal sobre neumáticos marca Caterpillar modelo 980-F con las siguientes características: Transmisión power shift con 4

velocidades 3 de avance y reversa, y cucharón de excavación de 5.25 yardas³ (4.2 m³) con posicionador automático y llantas 29.5-25 PR (L-3).

IV.2.4 Acarreo

Para esta actividad se utilizarán dos camiones fuera de carretera marca Caterpillar modelo 763-C, con capacidad de carga de 35-40 t y equipado con:

- Motor Caterpillar modelo 3408, 2,000 rpm y 450 H.P. al volante.
- Servo transmisión con 7 velocidades
- Frenos delanteros y traseros
- Llantas 18.00-33 28 PR
- Caja (cola de pato) con capacidad de 30.9 yardas³ (23.46 m³).

IV.2.5 Mantenimiento de caminos

Motoconformadora marca Caterpillar modelo 12G con el siguiente equipo :

- Motor Caterpillar modelo 3306, 135 H.P. al volante a 2,200 RPM
- Servo transmisión de mando directo
- Cuchilla de 14 pies (4.26 m)
- Escarificador frontal
- Frenos de disco en las cuatro ruedas enfriados por aceite.
- Llantas 13.00-24.

El equipo para acarreo y cargado de los terreros será el mismo que se eligió para la operación de minado.

IV.3 TIRADEROS

El material estéril (colas) producto de las cajas concentradoras gravimétricas (JIGS), (358,828 toneladas) va a ser depositado en terreros ubicados aproximadamente a 600 metros de la planta de concentración gravimétrica, así como el material estéril procedente de la mina el cual es alrededor de 540,000 t/año.

V. CRITERIOS METALURGICOS

V.1 GENERALIDADES

Barita de Sonora S.A. de C.V., cuenta con 1,196,096 toneladas de terreros de barita (BaSO_4) con densidad de 3.60 g/cc en promedio, con granulometría de 50.8 cm a 1.5 cm (20 a 0.5 pulgadas), ubicados a una distancia máxima de 700 m de la planta. De acuerdo a lo anterior se podrá determinar un proceso metalúrgico que cumpla con los siguientes requerimientos:

- Bajo costo por tonelada de producción
- Alta productividad
- Corto tiempo de instalación
- Desechos no contaminantes

V.2 DEFINICION DEL PROCESO METALURGICO

Los procesos metalúrgicos más adecuados para el beneficio de la barita son aquellos que aprovechan la diferencia de propiedades físicas y fisicoquímicas entre la barita y sus minerales asociados, siempre y cuando se realicen con el tamaño que corresponda al de liberación.

Los procesos principales son:

- 1) Proceso de concentración gravimétrica
- 2) Proceso de concentración por flotación

Los equipos más importantes del proceso de concentración gravimétrica son:

- a) Espirales Humphrey
- b) Mesa Hidráulica Vibratoria (tipo Wilfley)
- c) Medio Pesado
- d) Máquinas de estratificación gravimétrica (JIG)

Los equipos más importantes del proceso de concentración por flotación son:

- Celda de Flotación Tipo Denver
- Celda de Flotación Tipo Wemco
- Celda de Flotación Tipo Outokumpo
- Columna de Flotación

A continuación se describen los principales equipos utilizados en el proceso de concentración gravimétrica:

V.2.1 Procesos de beneficio

a) Espirales Humphreys

Estas pertenecen a los equipos más antiguos del beneficio de minerales en donde capas de minerales de diferente densidad son pasadas por un flujo de agua para separar las partículas finas de las muy finas

Las espirales favorecen la separación de minerales aprovechando para ello la diferencia de densidad existente entre ellos, éstas tienen forma de cuerda de tornillo la cual proporciona el efecto de aceleración centrífuga que hace posible la separación.

La separación por diferencia de densidad se basa en varios efectos traslapados. Las condiciones para una buena separación son: una gran diferencia de densidad de los componentes sólidos, buenas propiedades de suspensión, un buen comportamiento de flujo, un 80 a 90% de grado de liberación de la partícula, un rango de 0.1 a 6 mm en el tamaño de la partícula.

La pulpa es introducida a la espiral por el alimentador, el cual reduce la velocidad de la pulpa y dirige el flujo a la artesa propiamente. En el desarrollo del movimiento descendente en forma de cuerda de tornillo se forman tres corrientes: 1ª la que corre a lo largo del espiral (corriente principal); 2ª la que fluye en el cuerpo de la artesa hacia el centro, formando un flujo transversal interior y 3ª es un flujo superficial de la pulpa que se dirige hacia afuera por medio de un flujo transversal superior. Los flujos transversales se originan bajo la influencia de la fuerza centrífuga de la pulpa. Estos pueden observarse como componentes de un flujo principal. El espesor de la capa de la pulpa es diferenciable, éste está en el área interior, muy pequeño (de 5 a 6 mm) y se

incrementa de manera muy notable (hasta 110 mm) hacia afuera, en donde domina un flujo de carácter turbulento mientras que hacia adentro se tiene una transición laminar.

En el flujo turbulento se desarrolla el proceso de formación de capas de sólidos de acuerdo a su densidad.

Con base en el conjunto de fuerzas longitudinales y transversales, las partículas se mueven de acuerdo a su tamaño, forma y densidad en diferentes direcciones. Una partícula se ordena a una gran distancia del eje medio de la artesa entre mayor sea la velocidad de la pulpa. Esta velocidad es mayor al incrementarse el ordenamiento de la partícula sobre el piso de la artesa. Esto significa que las partículas ligeras son transportadas hacia el exterior en lugar de las pesadas. Los flujos transversales favorecen el proceso de separación.

En la dirección del flujo principal se forman simultáneamente bandas horizontales de mineral, cuya densidad hacia el exterior disminuye, apareciendo un efecto de clasificación de tamaño de partícula de tal manera que se presentan traslapes.

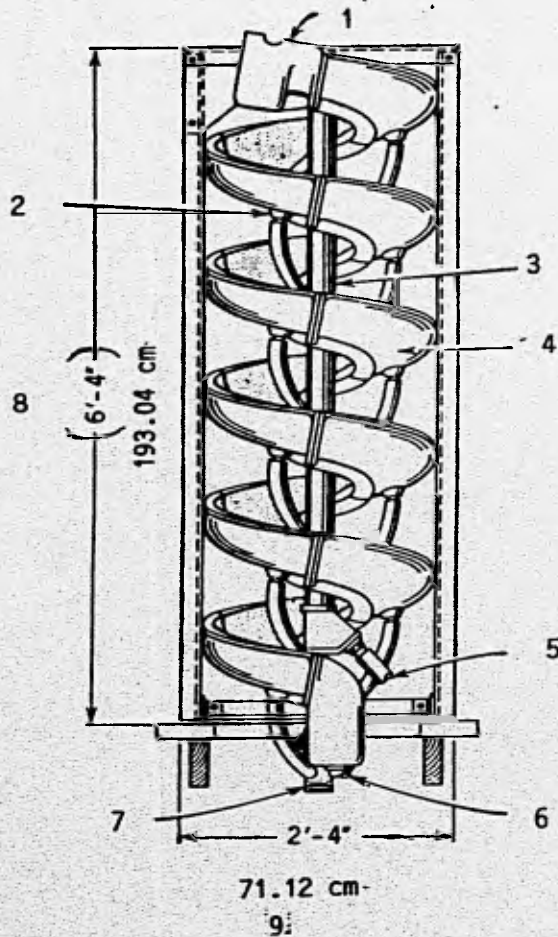
Estos traslapes son más críticos entre mayor sea el intervalo de partículas de la alimentación y entre más grande sea el grado de crecimiento. Por lo tanto pueden ser necesarios para requerimientos de calidad del concentrado, así como también para condiciones no adecuadas de la alimentación o para la conexión de mayor número de espirales. En la Figura 5 se aprecia un diagrama de las espirales Humphreys.

Las espirales Humphreys son ampliamente utilizadas para concentrar colas de fierro y en especial en el tratamiento de arenas de placer.

b) Mesa hidráulica vibratoria tipo Wilfley

Es un proceso de concentración gravimétrica para tamaño de partícula de .03-3 mm en el cual el movimiento de las partículas en una capa delgada de corriente de agua, y con una pequeña inclinación de la mesa se logra una completa separación de los minerales.

En la figura 6 se muestran las partes principales de una mesa hidráulica vibratoria con sus flujos.



1. CAJA DE ALIMENTACION
2. PUERTO
3. TUBO COLECTOR DE CONCENTRADO
4. SECCION DE LA ESPIRAL
5. MINERALES PESADOS
6. MINERALES LIGEROS
7. MEDIOS
8. ALTURA
9. ANCHO

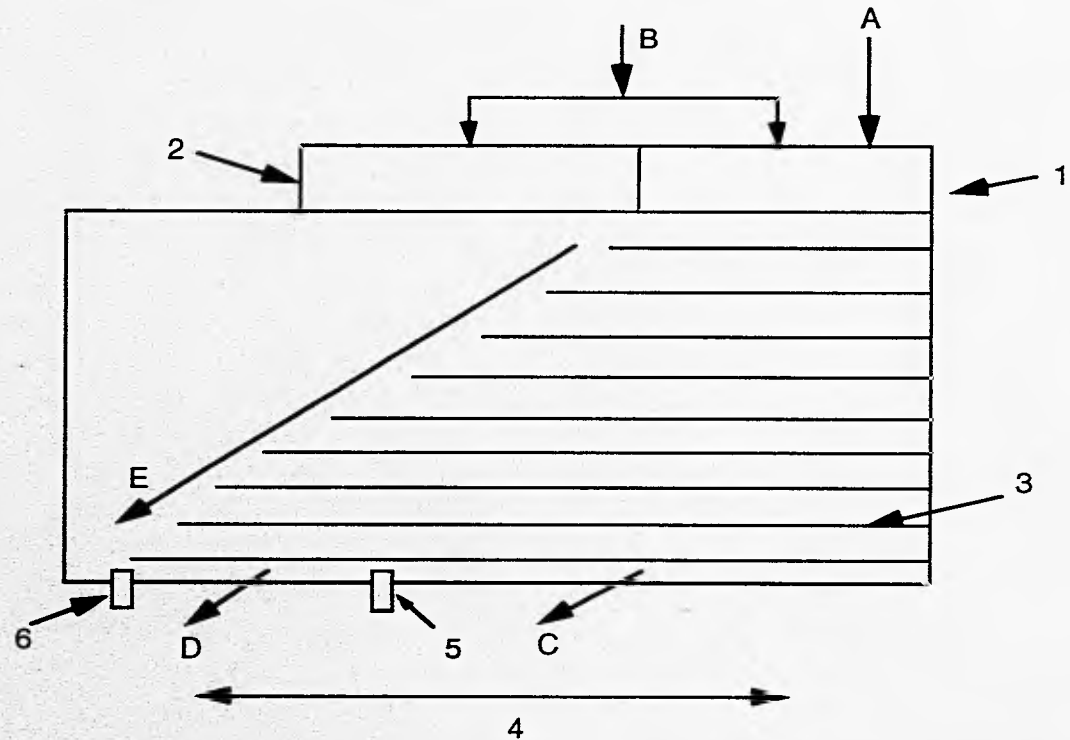
U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL DIAGRAMA ESPIRALES HUMPHREYS	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 5

DIAGRAMA DE MESA HIDRAULICA VIBRATORIA TIPO WILFLEY

- 1) Caja de alimentación
- 2) Regulador de flujo de agua
- 3) Divisores de flujo (Rifles)
- 4) Dirección de las pulsaciones
- 5) Corte de concentrado-medio
- 6) Corte de colas-medios

FLUJOS:

- A) Alimentación
- B) Agua
- C) Colas
- D) Medios
- E) Concentrados



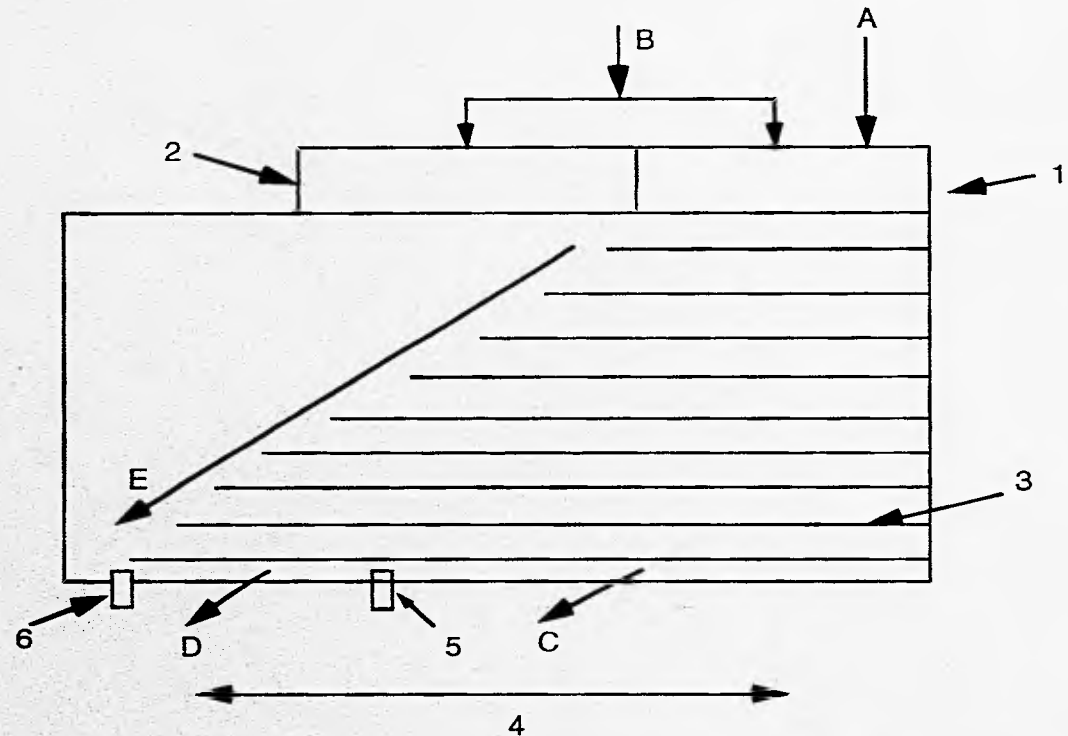
U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL MESA HIDRAULICA VIBRATORIA TIPO WILFLEY	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 6

DIAGRAMA DE MESA HIDRAULICA VIBRATORIA TIPO WILFLEY

- 1) Caja de alimentación
- 2) Regulador de flujo de agua
- 3) Divisores de flujo (Rifles)
- 4) Dirección de las pulsaciones
- 5) Corte de concentrado-medio
- 6) Corte de colas-medios

FLUJOS:

- A) Alimentación
- B) Agua
- C) Colas
- D) Medios
- E) Concentrados



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL MESA HIDRAULICA VIBRATORIA TIPO WILFLEY	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 6

En la tabla 5.1 se muestran los valores característicos y parámetros óptimos para la separación gravimétrica por medio de la mesa hidráulica vibratoria.

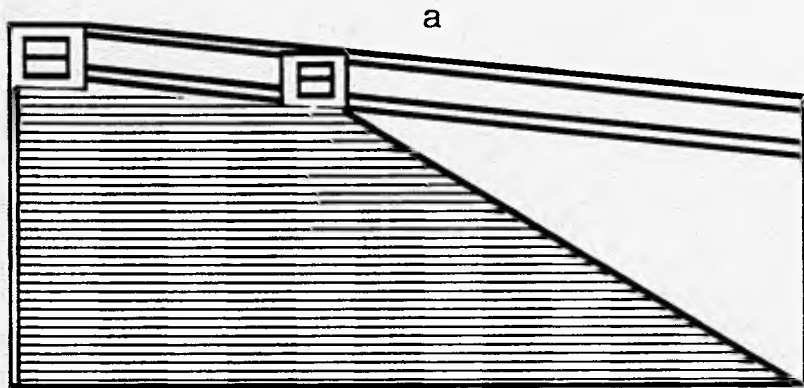
TABLA 5.1
VALORES CARACTERISTICOS Y PARAMETROS OPTIMOS PARA LA
SEPARACION GRAVIMETRICA DE MINERALES DE Sn, W, BaSO₄ Y SEMEJANTES

PARAMETROS	UNIDAD DE MEDIDA	MESA ARENA GRUESA (1-3mm)	MESA ARENA FINA (0.2-1mm) (65-17 mallas)	MESA PARA LAMAS (-0.2mm) (-65 mallas)
Relación largo: ancho de la mesa	m	2.5	1.8	1.5
Deslizamiento	mm	16-26	12-18	6-12
Nº de deslizamientos	min ⁻¹	200-270	270-320	320-420
Inclinación de la mesa	grado	4-10	2-4	1-1.25
Elevación longitudinal de la mesa	mm	20-30	10-20	1-10
Relación volumétrica en la alimentación	l/s	3.5:1-5:1	3.5:1-4:1	3.5:1-4:1
Relación volumétrica cantidad de H ₂ O en el flujo transversal	l/s	1:1-1.5:1	1.5:1-1	2:1 - -
Altura del rifle del lado de accionamiento	mm	26-18	18-12	12-8
Distancia de los rifles	mm	30-45	25-40	30-45
Alimentación	t/h	4-2	2-0.9	0.8-0.2

FUENTE: Schubert H., 1977

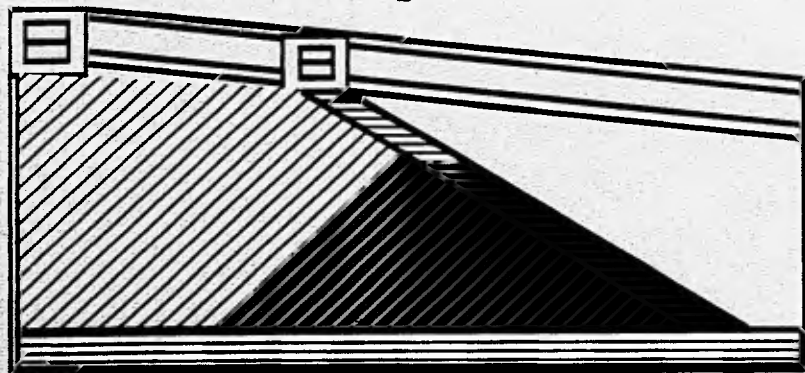
En la figura 7 se observan los tres tipos de mesas hidráulicas vibratorias, debido a la disposición de los rifles:

- a) Disposición estandar.
- b) Mesa para posconcentración.
- c) Mesa para preconcentración.

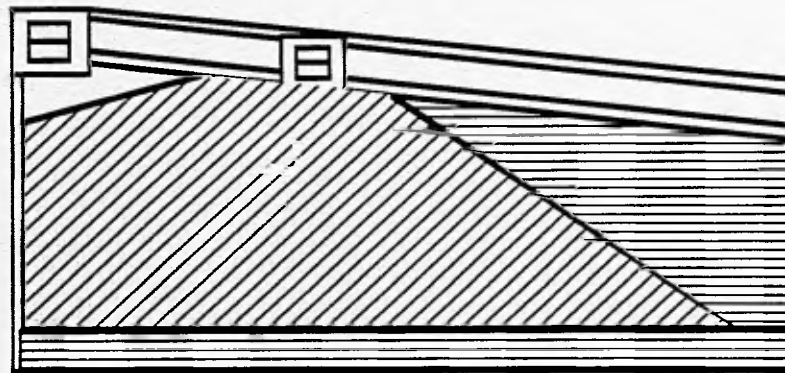


a

- a) DISPOSICION ESTANDAR
- b) MESA PARA POSCONCENTRACION
- c) MESA PARA PRECONCENTRACION



b



c

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL DISPOSICION DE LOS RIFLES EN MESAS VIBRATORIAS TIPO WILFLEY	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 7

c) Medio pesado

El principio del proceso es separar a los minerales ligeros de los pesados por medio de una suspensión coloidal de minerales en agua, de acuerdo a su densidad los minerales ligeros flotan y los pesados quedan inmersos en el medio pesado y se sedimentan.

El medio pesado se acondiciona a la densidad requerida en un tanque con una pulpa en suspensión del mineral en agua: esta pulpa se comporta como un líquido pesado de densidad equivalente y cualquier mineral más ligero que la pulpa flotará en la superficie.

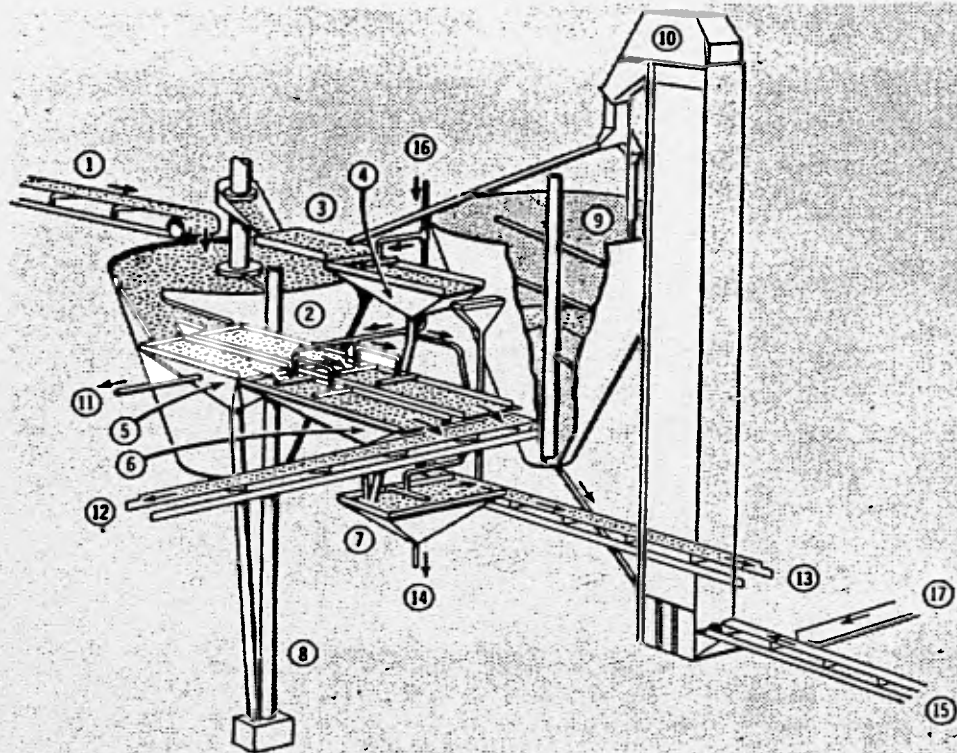
La figura 8 muestra las partes principales de una planta de medio-pesado. El cono (2) es el tanque separador y recipiente del medio-pesado, la alimentación proviene de la banda transportadora (1). El material ligero flota en la superficie y derrama sobre la criba de colas (5); esta es una criba vibratoria que mantiene al material flotado, pero permite al medio drenarse. El material flotado pasa a una criba lavadora (6) y con agua a presión elimina el medio adherido.

Los concentrados sumergidos o inmersos caen a la parte baja del cono y son elevados por medio de aire comprimido para ser descargados a una criba drenadora (3) y a la lavadora (4).

El medio renovado con su densidad propia es constantemente alimentado al cono para reemplazar el medio separado con las colas y el concentrado, esta circulación mantiene las partículas del medio en suspensión.

El medio de las cribas drenadoras pasa directamente a su almacenamiento, pero el medio diluido de las cribas lavadoras debe espesarse para mantener la densidad de operación antes de ser retornado al sistema.

Comercialmente el proceso del medio pesado usa como medio pesado galena o ferrosiliclos en suspensión para el medio pesado (ver tabla 5.2); por este proceso se obtienen densidades hasta de 4.3-4.7 g/cc.



1. ALIMENTACION CLASIFICADA Y LAVADA
2. CONO DE DENSIDAD DIFERENCIAL (DD)
3. MALLA DE DRENAJE PARA EL CONCENTRADO
4. MALLA PARA LAVADO DE CONCENTRADO
5. MALLA PARA DRENAJE DE COLAS
6. MALLA PARA LAVADO DE COLAS
7. MALLA PARA LAVADO DE FINOS
8. DRENAJE DE COLAS POR MEDIO DE AIRE COMPRIMIDO
9. PREPARACION Y ALMACENAMIENTO DEL MEDIO PESADO
10. ELEVADOR DEL MEDIO PESADO
11. DERRAME DEL DRENADO DE COLAS
12. CONO DE COLAS
13. CONO DE CONCENTRADOS
14. DESCARGA DEL MEDIO HACIA EL CIRCUITO
15. FILTRADO DEL MEDIO
16. AGUA A PRESION
- 17 MEDIO NUEVO

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

**TESIS PROFESIONAL
DIAGRAMA DE MEDIO PESADO**

**POR: HECTOR
FERNANDO BARBOSA
AMAYA**

**SIN ESCALA
FIGURA 8**

El proceso es empleado en Nueva Rosita, Coah. para separar carbón de baja ley. También es aplicado para el tratamiento de zinc y plomo-zinc en donde flota la ganga, antes de enviar el mineral a molienda fina, estos conos producen colas finales y medio.

Otros ejemplos donde se utiliza este proceso son: a) Molango, Hgo. para separar mineral de manganeso del material estéril, como la pizarra y la caliza donde el tambor produce concentrado y colas; b) Nueva Rosita, Coah., donde se obtiene carbón y finalmente; c) Estación Wadley, S.L.P., para producir antimonio.

TABLA 5.2
MEDIOS PESADOS Y SUS RESPECTIVAS DENSIDADES

MEDIO PESADO	DENSIDAD kg/m³	MAXIMA DENSIDAD MEDIO PESADO kg/m³
Barita (BaSO ₄)	4300-4700	2000
Ferrocromo (≈ 15% Cr) opaco	≈ 7500	4200
Ferrosilicio (≈ 15% Si)	≈ 6900	
a) molido		3200
b) opaco		3800
Galena (PbS)	7400-7600	3300
Magnetita (Fe ₃ O ₄)	4900-5200	2400
Arena de cuarzo	≈ 2600	1400

FUENTE: Ornelas T. J. "SISTEMA DINAMICO DE SEPARACION MEDIO PESADO", 1988.

El proceso de medio pesado es aplicable sólo para material grueso y en la práctica su alimentación al cono deberá ser mayor a 3.17 mm (1/8 de pulgada) de diámetro, no hay límite de tamaño de partícula superior excepto el que es determinado por el modo de triturar el mineral, cribas y bandas transportadoras, etc. que manejan el mineral. Como una regla general los procesos de medio pesado operan en el mismo intervalo de tamaño que un JIG y en algunas instalaciones ha reemplazado al JIG, a no ser que el asentamiento juega un importante papel en la acción del JIG, consecuentemente, la separación hecha en JIG depende básicamente del diámetro de la partícula, así como también de la densidad; pero la separación en un cono de medio pesado depende sólo de la densidad del mineral y el tamaño tiene efecto excepto cuando las piezas son muy grandes (mayores de 30 cm) de tal manera que los minerales se hundan con una

El proceso es empleado en Nueva Rosita, Coah. para separar carbón de baja ley. También es aplicado para el tratamiento de zinc y plomo-zinc en donde flota la ganga, antes de enviar el mineral a molienda fina, estos conos producen colas finales y medio.

Otros ejemplos donde se utiliza este proceso son: a) Molango, Hgo. para separar mineral de manganeso del material estéril, como la pizarra y la caliza donde el tambor produce concentrado y colas; b) Nueva Rosita, Coah., donde se obtiene carbón y finalmente; c) Estación Wadley, S.L.P., para producir antimonio.

TABLA 5.2
MEDIOS PESADOS Y SUS RESPECTIVAS DENSIDADES

MEDIO PESADO	DENSIDAD kg/m³	MAXIMA DENSIDAD MEDIO PESADO kg/m³
Barita (BaSO ₄)	4300-4700	2000
Ferrocromo (≈ 15% Cr) opaco	≈ 7500	4200
Ferrosilicio (≈ 15% Si)	≈ 6900	
a) molido		3200
b) opaco		3800
Galena (PbS)	7400-7600	3300
Magnetita (Fe ₃ O ₄)	4900-5200	2400
Arena de cuarzo	≈ 2600	1400

FUENTE: Ornelas T. J. "SISTEMA DINAMICO DE SEPARACION MEDIO PESADO", 1988.

El proceso de medio pesado es aplicable sólo para material grueso y en la práctica su alimentación al cono deberá ser mayor a 3.17 mm (1/8 de pulgada) de diámetro, no hay límite de tamaño de partícula superior excepto el que es determinado por el modo de triturar el mineral, cribas y bandas transportadoras, etc. que manejan el mineral. Como una regla general los procesos de medio pesado operan en el mismo intervalo de tamaño que un JIG y en algunas instalaciones ha reemplazado al JIG, a no ser que el asentamiento juega un importante papel en la acción del JIG, consecuentemente, la separación hecha en JIG depende básicamente del diámetro de la partícula, así como también de la densidad; pero la separación en un cono de medio pesado depende sólo de la densidad del mineral y el tamaño tiene efecto excepto cuando las piezas son muy grandes (mayores de 30 cm) de tal manera que los minerales se hunden con una

velocidad de 10 m/seg, si la alimentación es muy fina (menor de 3.17 mm) muchas partículas pesadas serán arrastradas con el mineral flotado. Es posible utilizar hidrociclones como separadores de medio pesado y las partículas menores a 10 mallas pueden ser tratadas de este modo.

d) Separación por medio de estratificación

La separación por concentración gravimétrica es uno de los métodos más antiguos utilizados para el beneficio de minerales, pues ya lo menciona Agrícola en Re Metálica en el siglo XVI y entre los parámetros para beneficiar mineral él considera que el tamaño de partícula sea de 7 a 15 mm Este método tiene alta producción, no requiere de reactivos químicos y se utiliza con minerales de fierro, carbón y manganeso, tiene un bajo costo de operación por tonelada concentrada y un tiempo de instalación de aproximadamente seis meses.

El JIG es el proceso de separación para diferentes minerales en un líquido (agua) por estratificación, basado en el movimiento de capas de partículas, las cuales fluyen intermitentemente por la pulsación del JIG en un plano vertical.

La construcción básica del JIG, es esencialmente de un tanque abierto, llenado con un fluido, con un cernidor de JIG horizontal o levemente inclinado cercano a la horizontal (3 a 5 grados), en donde las partículas son sostenidas y por donde el líquido corre en direcciones alternantes.

e) Flotación (Todo Uno)

Este sistema de separación es el más usado actualmente para la concentración de minerales a escala industrial y está basado en las diferencias de las propiedades fisicoquímicas de superficie de los minerales. Como su nombre lo indica, el mineral de interés o sus impurezas pueden ser flotados, adicionando reactivos químicos y aire comprimido a una pulpa de mineral.

El mineral debe tener un grado de liberación de 70% mínimo a 200 mallas. La capacidad de producción es de 250 t/h con recuperaciones mínimas de 60%. El tiempo de instalación es de aproximadamente 18 a 24 meses y el costo de inversión alcanza hasta 5,000 dolares americanos por t/h de mineral tratado (ver tabla 5.3)

Como el 80-85% de la producción mundial de barita (BaSO_4) es utilizada para la fabricación de lodos de perforación, los consumidores prefieren barita concentrada por gravimetría o bien mineral natural a fin de no tratar nuevamente el mineral y destruir su carácter hidrofóbico dado por los reactivos utilizados en la flotación y bajar así los costos de operación.

V.2.2 Discusión de los procesos de beneficio

De los cuatro procesos de concentración gravimétrica descritos anteriormente, se puede descartar a los tres primeros por lo siguiente:

a) Espirales Humphreys. Requiere de un tamaño de partícula muy pequeña (0.1 a 6 mm).

b) Las mesas Wilfley. Al igual que los espirales, tienen que utilizar un tamaño de partícula pequeña, en un rango de 0.03 a 3 mm y no manejan volumen de mineral a gran escala.

c) Medio pesado. Este proceso es el principal competidor de las máquinas de estratificación gravimétrica ya que maneja un gran volumen y un tamaño de partícula mayor a 3.17 mm teniendo como inconveniente que al separar el medio pesado (ferrosilicio o barita) del concentrado de barita, se origina un sobre costo.

d) Máquinas de estratificación gravimétrica (JIG). Por lo mencionado anteriormente, los procesos gravimétricos son los únicos que se considerarán de acuerdo a la gravimetría de liberación de la barita en terreros (+ 3/8 - 1/2"), a la disponibilidad del agua y al corto tiempo de construcción e instalación (6 meses) se decidió realizar las pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio en JIG, con objeto de encontrar los parámetros óptimos que permitan el escalamiento de uno o varios JIGS a nivel industrial.

En la Tabla 5.3 se observa un resumen de los principales parámetros de los métodos de concentración discutidos.

**TABLA 5.3
PROCESOS DE CONCENTRACION**

	ESPIRALES HUMPHREYS	MESAS WILFLEY	MEDIO PESADO	ESTRATIFICACION (JIGS)	FLOTACION
CAPACIDAD t/h	301	PEQUEÑA 2-4	MEDIANA 15-20	ALTA 42-50	ALTA 250-300
GRANULOMETRIA	de 0,1 a 6 mm	< 1 mm	> 3.17 mm	MAYOR A 12.7 mm	80%-200 MALLAS
CONSUMO DE AGUA	90 m ³ /h			120 GPM 453 l/min	3:1 DE MINERAL
COSTO DE INVERSION \$	151,100	5,000	15,000	10,000	30,000
COSTO MANTENIMIENTO	MINIMO	MINIMO	MEDIANO	MEDIANO	ALTO
MINERALES PROCESADOS	FIERRO,	ORO	MANGANESO	FIERRO, BARITA, CARBON	BARITA
ACTUALMENTE					
RECUPERACION %	80%	70-80	40-50	60-70	80
TIEMPO DE CONSTRUCCION	3 MESES	3 MESES	6 MESES	6 MESES	18 MESES
USO DE REACTIVOS	NO	NO	NO	NO	SI
UBICACION ACTUAL	DURANGO, DGO.		MOLANGO, HGO	LA PERLA, CHIH.; MOLANGO, HGO; NUEVA ROSITA, COAH.	LA MINITA, MICH.

Fuente: Weiss Mineral Process et al.

V.3 PRUEBAS METALURGICAS

Las pruebas en JIG a nivel laboratorio se desarrollaron con el objeto de concentrar la barita de alta densidad contenida en los terreros Torres Sahuaro, Torres, Sahuaro y Las Papas. El equipo que se utilizó para estudiar su factibilidad fue un pulsador JIG Wemco Remer de 1'x 5', alimentándose el mineral liberado a -3/8" y haciéndolo pasar a través de una cama de bolas de acero de 3/8" de diámetro, con una altura de 10 cm obteniéndose los resultados que se presentan en el anexo II, según el tipo de terrero.

PRUEBA Nº 1

Se efectuó con un material preliminar del terrero Sahuaro, tomando aproximadamente una muestra de 1.5 t y triturando en quebradora de quijada, cribándose a la malla 3/8", la fracción -3/8" (500 kg) se desechó realizándose la prueba con material de +3/8".

PRUEBA Nº 2

En esta prueba se tuvo mejor control en la clasificación, sin embargo, el tiempo de operación no fue el suficiente (15-20 min) para dar tiempo a la máquina de formar su cama, es decir, que los resultados invariablemente son mejores cuando se estabiliza la operación y no cabe duda de que se puede concentrar la baja y media densidad en este tipo de proceso.

En ambas pruebas (1 y 2), se utilizó una tonelada de mineral del tajo Sahuaro como cabeza en un solo paso +3/8".

PRUEBA N° 3

Se efectuó con el mineral procedente del terrero Las Papas, triturado por la quebradora primaria y terciaria del circuito actual de trituración, posteriormente cribado a 3/8", ocasionando problemas en las compuertas algunos trozos mayores a 3/8", la carga total fue de 80 t y de ésta se tomó una muestra representativa de una tonelada para alimentación del JIG, obteniéndose los siguientes resultados que confirman los comentarios de la segunda prueba (pasar colas a un segundo JIG).

PRUEBA N° 4

La baja recuperación obedece a que falló el generador eléctrico y a que algunos trozos de mineral grueso (mayores a 3/8") taparon la compuerta en la descarga de gruesos. En esta prueba se alimentaron 3.260 t en un solo paso.

PRUEBAS N° 5,7 y 8

En las pruebas 5,7 y 8 se tomó material de los terreros de tepetate: del Torres, Sahuaro 1 y 2, por tal motivo, las recuperaciones son bajas, sin embargo, las densidades son excelentes.

PRUEBA N° 6

Se tomó el mineral de las colas de la prueba N° 3 perteneciente al terrero "Las Papas" teniendo una recuperación de 28.4% de buena calidad que sumado al 58% del primer paso, arroja un 74.5% de recuperación total en dos pasos.

PRUEBA N° 9

Muestra representativa del terrero Sahuaro 1, la recuperación en peso se mejora en la práctica, de 60 a 70 % obteniendo densidades de 4.26 g/cc, en lugar de 4.28 g/cc, las colas del primer circuito pasarán al segundo como cabezas (ver prueba N°10).

PRUEBA N° 10

Esta prueba se realizó con las colas de la prueba N° 9, con una cabeza de densidad de 3.78 g/cc, una granulometría de alimentación de -3/8" de pulgada y 500 kg de alimentación, lo que nos induce a tener dos JIGS, uno como primario y el otro como secundario ya que los resultados de concentración dieron una densidad mayor de 4.23 g/cc.

PRUEBAS N° 11 Y 12

Correspondientes al tajo Torres que representa el 34% de la cantidad de mineral de baja ley.

Como se podrá observar en el anexo II, la recuperación es bastante satisfactoria, así como la calidad de los concentrados en un solo paso. Para todas las pruebas, el mínimo de alimentación fue de 0.883 t cribados en una malla de -1/2" para obtener un tamaño aproximado de 3/8".

V.4 TEORIA Y TIPOS DEL PROCESO DE SEPARACION POR MEDIO DE ESTRATIFICACION (JIGS)

V.4.1 Principios teóricos

En un flujo de agua o de aire dirigido hacia arriba a través de una capa de partículas no aglomeradas existe un ordenamiento de partículas ligeras sobre las pesadas, siempre y cuando se mantengan en determinados límites los efectos de mezcla (velocidad de flujo, tamaño y forma de partícula, etc.). Se forma una capa de acuerdo a la densidad la cual es cubierta por otra conforme al tamaño de partícula. Se ha comprobado que para la estratificación de acuerdo a la densidad el mayor efecto se obtiene a través de una fluidización periódica por medio de un flujo pulsante ascendente. Este proceso se ha utilizado desde hace siglos para la separación de partículas y se denomina SEPARACION POR MEDIO DE ESTRATIFICACION, en inglés se denomina JIG y en alemán SETZEN. Existe una malla de acero para los materiales a separar. A través de los orificios de la malla fluye agua o aire de manera periódica cuya variación de velocidad es función del tiempo, por ejemplo, puede ser de forma senoidal. El resultado del proceso de estratificación está formado por una serie

de capas (estratos) en donde las densidades de las partículas de abajo hacia arriba disminuyen y con la ayuda de accesorios se pueden separar en productos de diferente densidad o calidad, ver figura 9.

Mientras que en el proceso de medio pesado las partículas son separadas, por un medio especial de separación, ($H_2O+FeSi$, $H_2O+Fe_3O_4$, H_2O+PbS , etc.) independientemente unas de otras, en productos de diferente densidad, el proceso de estratificación se realiza únicamente en un estrato de muchas partículas, éste es un conjunto de partículas separadas. Como fluido se utiliza principalmente agua, rara vez aire. La aplicación de máquinas aéreo-estratificadoras, son por ejemplo del tipo JIG batac, éste es limitado para casos especiales y es restringido debido a su baja selectividad (diferencias de densidades muy pequeñas).

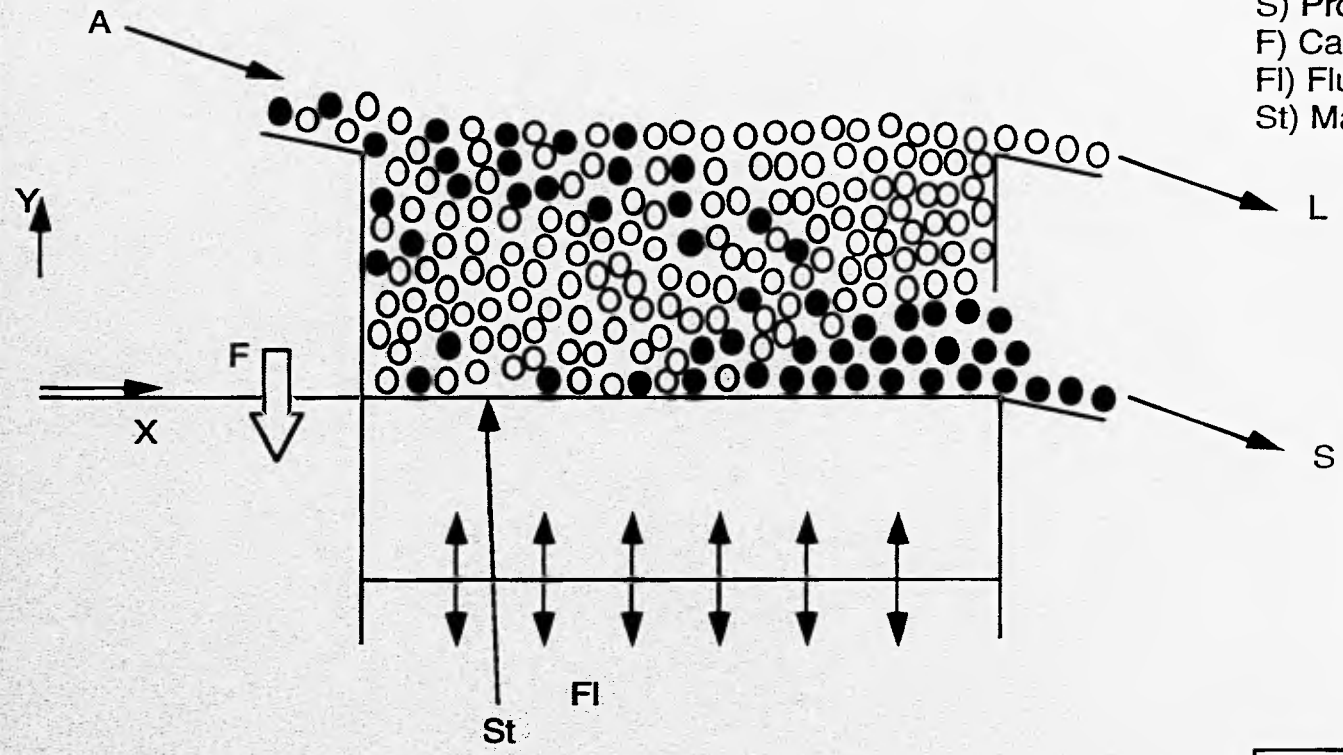
El movimiento pulsante del fluido a través del lecho estratificado se obtiene en equipos hidro-estratificadores, ya sea que la malla se desplace hacia arriba o hacia abajo en un fluido en reposo o manteniendo la malla fija y el fluido en movimiento a través de un pistón, etc. ver figura 10.

El proceso de estratificación está influenciado por una serie de parámetros. Pertenecen a estos principalmente la densidad básica y la distribución del tamaño de partícula de alimentación, tipo e intensidad del movimiento del fluido a través de la capa estratificada de partículas, en donde son de suma importancia:

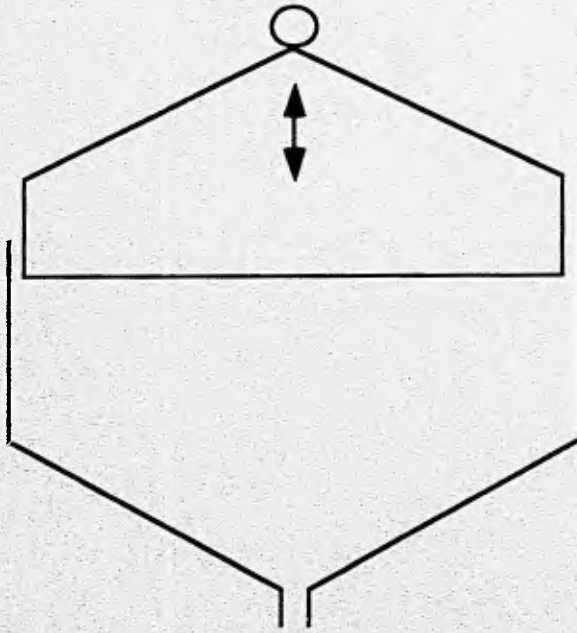
- 1) La carrera del émbolo y su frecuencia.
- 2) la cantidad de agua en la parte inferior del JIG.

El proceso de hidro-estratificación se caracteriza por ser sencillo y porque su equipo accesorio es rústico y robusto, como también por sus bajos costos de inversión y operación. Debido a lo mencionado con anterioridad es imprescindible en la técnica moderna de separación de minerales. Cabe mencionar que recientemente se realizan trabajos de investigación y desarrollo para mejorar la selectividad e incrementar la capacidad de este proceso.

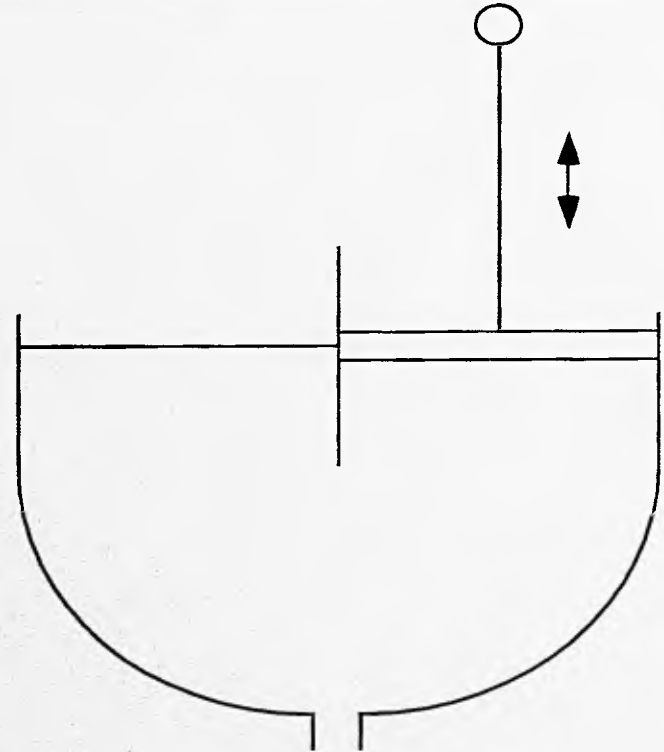
- A) Alimentación
- L) Producto ligero
- S) Producto pesado
- F) Campo de fuerzas
- Fl) Fluido
- St) Malla de acero



U N A M	
<i>FACULTAD DE INGENIERIA</i>	
TESIS PROFESIONAL PRINCIPIO DE LA SEPARACION CON FLUJO PULSANTE	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 9



a) MAQUINA DE AGITACION



b) MAQUINA CON PISTON

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

**TESIS PROFESIONAL
MAQUINAS DE ESTRATIFICACION**

**POR: HECTOR
FERNANDO BARBOSA
AMAYA**

**SIN ESCALA
FIGURA 10**

Aunque el proceso de estratificación se utiliza desde hace siglos para la separación de minerales, su explicación teórica se ha desarrollado en la segunda mitad de este siglo. A pesar de esto, la teoría actual de la estratificación todavía no satisface las necesidades de la práctica. Durante mucho tiempo se buscó aclarar el proceso de estratificación de acuerdo con la densidad, con ayuda de la dinámica de la partícula individual, esta teoría no tuvo éxito. Debido a que el proceso de reordenamiento de las partículas en un lecho estratificado posee un carácter estadístico y el cual se superpone a los componentes del movimiento estocástico, como consecuencia de la turbulencia, choque de partículas, etc.

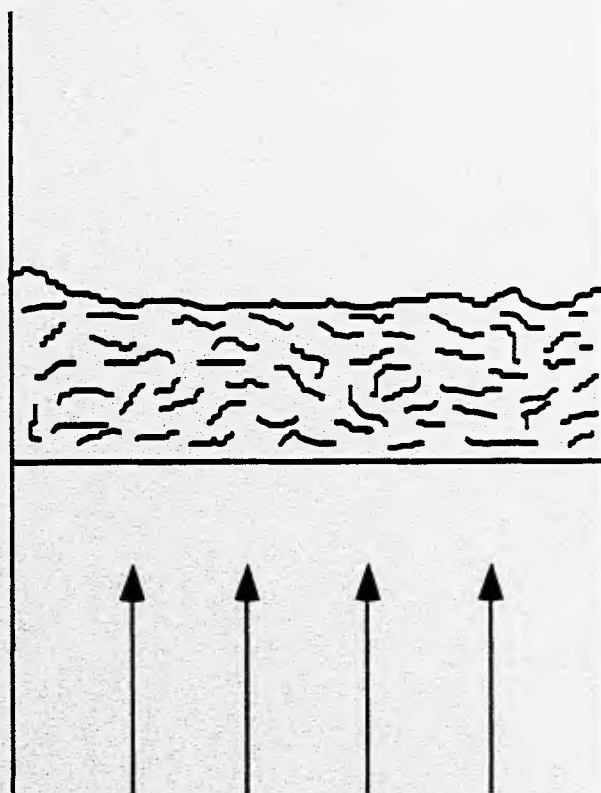
En cualquier caso se supone que estos reordenamientos producen un determinado aflojamiento (expansión) del lecho estratificado a través de una corriente de un fluido, con esto las partículas pueden desplazarse de manera relativa. Antes de continuar con la teoría del proceso de estratificación producida por una corriente de flujo pulsante, se tratará primero el aflojamiento de una capa de partículas en corriente ascendente estacionaria.

Aflojamiento de una capa de partículas en contracorriente:

El aflojamiento de una capa de partículas bajo el efecto de un flujo ascendente o a contracorriente juega un papel muy importante en la técnica. Este sistema se designa como lecho fluidizado.

El origen, el comportamiento y las propiedades de las capas de turbulencia son de interés para el proceso de estratificación. Se deja pasar un flujo a contracorriente en un cilindro con una malla transversal sobre la cual se tiene un lecho de partículas (ver figura 11).

REPRESENTACION ESQUEMATICA DE UN FLUJO QUE ATRAVIESA UNA CAPA DE PARTICULAS



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 11

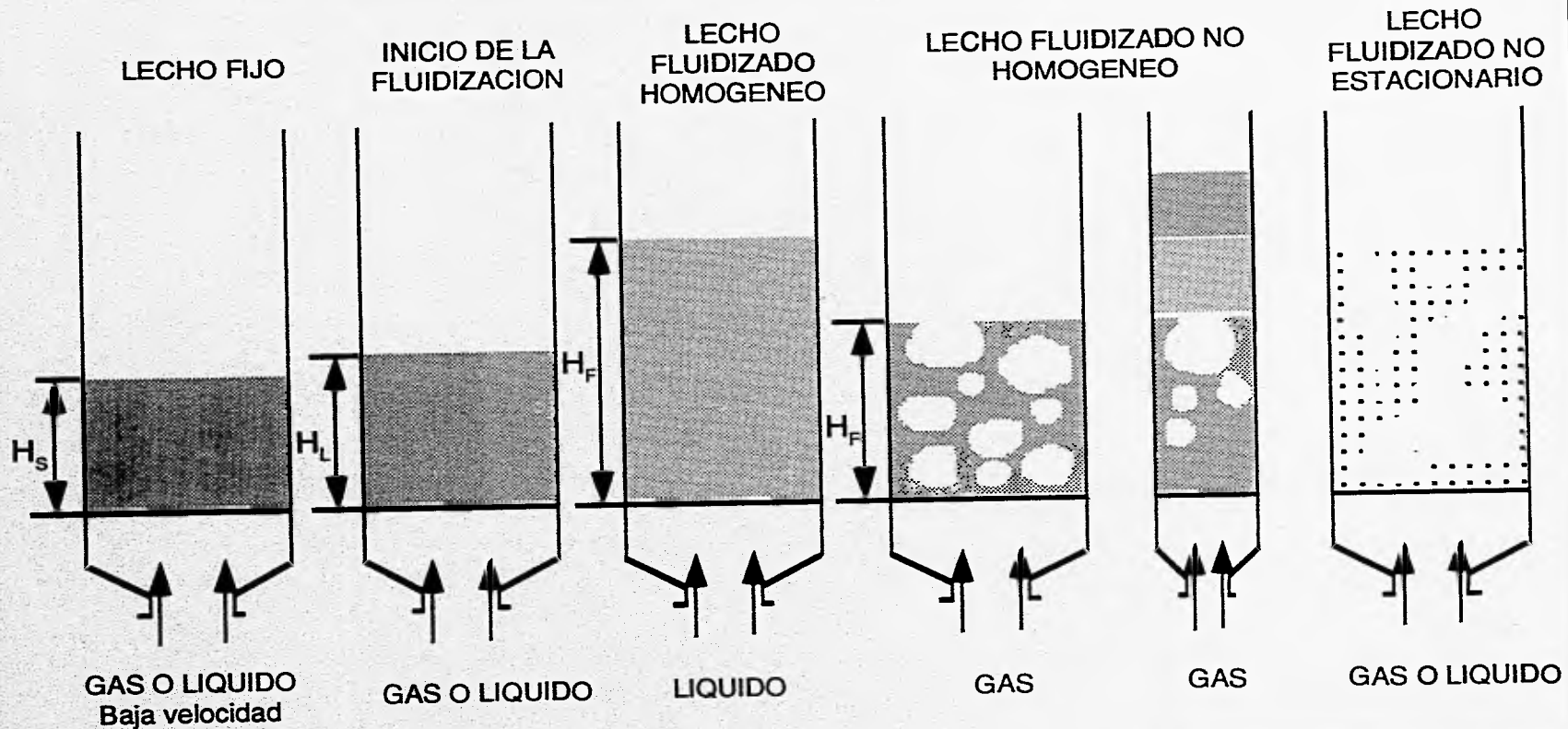
Para una pequeña velocidad de flujo, la porosidad ϵ no cambia y las partículas permanecen en reposo (LECHO FIJO) para un posterior incremento de velocidad se antepone inmediatamente al del estado fluidizado un reordenamiento limitado de partículas aún en lecho fijo hasta que finalmente con un posterior incremento en velocidad se lleva a cabo el tránsito a la región en la cual la fuerza ejercida por el flujo, sobre la cama de partículas, sobrepasa la presión estática de la cama en el volumen total. La cama empieza a expandirse, las partículas empiezan a moverse debido al incremento en porosidad y conducen sobre todo a un sistema gas-sólido con mayores movimientos mezclados (lecho fluidizado) ver figura 12. Este punto característico de la transición se denomina punto de aflojamiento y la velocidad del fluido como velocidad de aflojamiento (expansión).

Con un líquido como fluido aparece siempre una correspondiente velocidad del fluido que da lugar a un lecho fluidizado, homogéneo y expandido, en donde existe un equilibrio entre las fuerzas de la corriente y el peso aparente del lecho. Este está caracterizado por la distribución de las partículas de manera homogénea en todo el volumen total y se puede representar estadísticamente, la porosidad es casi constante en tiempo y volumen.

Los sistemas gas-sólidos se comportan de otra manera. Arriba del punto de aflojamiento se observan inmediatamente inestabilidades. Se forman en general las llamadas burbujas, esto es regiones pobres en sólidos (menores de 5%) que se elevan.

Estos estados se designan como lechos fluidizados no homogéneos. En éstos están distribuidas las partículas de manera irregular y la porosidad pasa por fuertes variaciones en el lugar y en el tiempo. Finalmente bajo condiciones adecuadas (libre fluidez y suficiente finura $< 1\text{ mm}$) se puede producir un lecho fluidizado homogéneo con gases como fluido y con pequeñas velocidades. Con incrementos en la velocidad será más fuerte la mezcla en el lecho fluidizado, además, no se expande mucho en comparación al sistema líquido-sólido, en relación a la dimensión que se alcanza en el punto de fluidización, ver figura 12.

DIFERENTES ESTADOS DE CAPAS DE PARTICULAS AL PASAR POR ELLAS UN FLUIDO



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 12

Hasta ahora el estado llamado lecho fluidizado puede designarse como lecho fluidizado estacionario. En esta región es muy claro el límite superior en comparación con el volumen al que se encuentra el líquido. Realmente algunas partículas individuales son aceleradas hacia la parte superior y en algunos casos también con la corriente son conducidas hacia arriba. Las partículas aceleradas de un lecho son arrastradas por la corriente del fluido y no depende finalmente de la relación de la velocidad de asentamiento de la partícula individual a la velocidad del fluido. Mientras que la primera velocidad sea mayor que la última, las partículas individuales caen de nuevo. Ya que la alimentación se presenta en una amplia distribución de tamaño de partícula aparece un efecto de clasificación sobre todo en lecho fluidizado homogéneo, en donde las partículas gruesas se enriquecen en las capas inferiores mientras que las finas en las superiores. Cuando se tienen diferencias de densidades considerables predominan los efectos de separación gravimétrica.

Si finalmente, la velocidad de suspensión de las partículas es mayor que la velocidad del fluido, entonces desaparece el límite de la capa superior y la alimentación total se mueve de manera muy suelta con la corriente del fluido (lecho fluidizado no estacionario) ver la figura 12.

Para la pérdida de presión Δp que experimenta un fluido al pasar por una cama de altura H es la siguiente:

$$\frac{\Delta p}{H} = \lambda \frac{\rho \mu^2}{d_{ST}} \frac{1 - \epsilon}{\epsilon^3} \quad 5.1$$

$\lambda = f(\text{Re}, \epsilon)$ Número de resistencia de la capa de partículas

$\text{Re} = \frac{u d_{ST} \rho}{\eta}$ Número de Reynolds

$\epsilon = \frac{V_{Sch} - V_P}{V_{Sch}}$ Porosidad del lecho de partículas

V_P Volumen de partículas del lecho

V_{Sch}	Volumen total de la capa de partículas
$d_{ST} = \frac{6 V_P}{A_{Pk}}$	Diámetro de Sauter de un conjunto de partículas suponiendo que las partículas tienen forma de esfera
A_{Pk}	Es la superficie del conjunto de partículas suponiendo que las partículas tienen forma de esfera
u	Velocidad del fluido ascendente

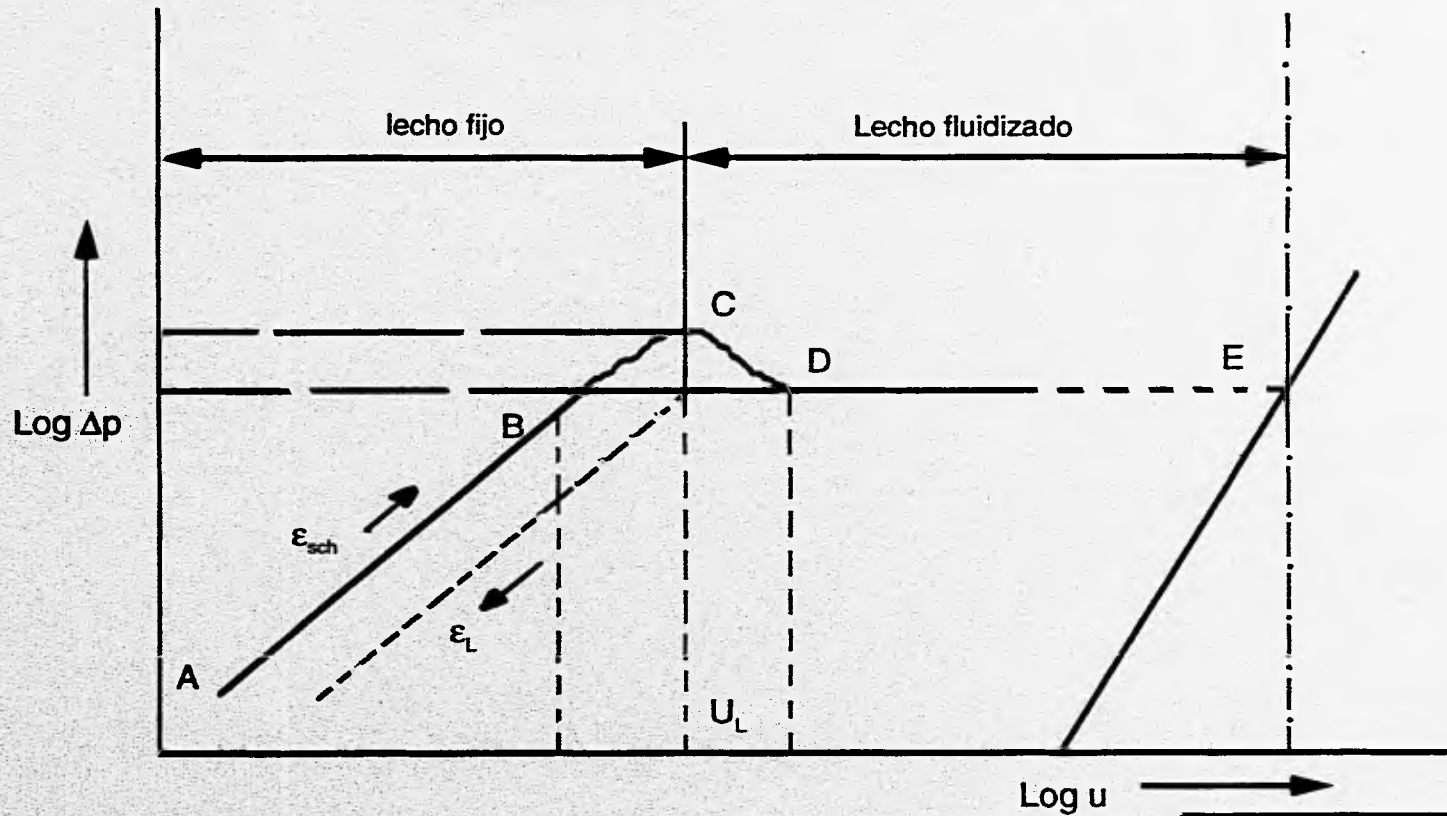
Para el producto de trituración con una no muy amplia distribución de tamaño se obtiene de acuerdo a Ergun el número característico de resistencia λ en una capa en reposo:

$$\lambda = 150 \frac{1 - \epsilon}{Re} + 1.75 \quad 5.2$$

Las siguientes observaciones se basan en la figura 13 en donde se representa la dependencia del $\log \Delta p = f(\log u)$. Entre A y C está el lecho fijo con la porosidad ϵ_{Sch} . Entre B y C aparecen los reordenamientos ya mencionados y finalmente en C se alcanza la máxima caída de presión, como consecuencia de fuerzas entre partículas las cuales presentan una mayor presión con respecto a la presión estática ejercida por el lecho fijo. Un posterior incremento en la velocidad del fluido conduce a que la porosidad cambie de manera instantánea al valor ϵ_L , las partículas de la capa estratificada se mueven unas relativas a otras en suspensión (punto de aflojamiento). Al conectarse directamente al punto C cae la diferencia de presión al valor el cual está determinado a través de la presión estática del lecho de partículas. La trayectoria de la curva A, B, C, D no es reproducible al disminuir la velocidad del fluido sino que la dependencia transcurre a lo largo de la línea discontinua. Esto significa que el lecho fluidizado pasa a una capa fija con la porosidad ϵ_{Sch} ($\epsilon_L > \epsilon_{Sch}$). La característica de la transición al estado del lecho fluidizado porosidad ϵ_L se puede calcular de manera aproximada:

$$\frac{1}{\Psi_A \epsilon_L^3} = 14 \quad \text{o} \quad \frac{1 - \epsilon_L}{\Psi_A^2 \epsilon_L^3} = 11 \quad 5.3$$

VARIACION DE LA PERDIDA DE PRESION EN FUNCION DE LA VELOCIDAD DEL FLUIDO PARA UNA CAPA DE PARTICULAS



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 13

ψ_A = Factor de forma de la partícula de acuerdo a Wadell

La transición del estado fluidizado al punto de aflojamiento es determinado a través del siguiente equilibrio de fuerzas:

$$\lambda \frac{\rho u_L^2 (1 - \epsilon_L)}{d_{ST} \epsilon_L^3} = (1 - \epsilon_L) (\gamma - \rho) g \quad 5.4$$

$\underbrace{\hspace{10em}}_{\Delta p/H_L} \qquad \underbrace{\hspace{10em}}_{(F_F - F_A)/AH_L}$

A Superficie del lecho fijo a través de la cual pasa el fluido
 $F_F; F_A$ Campo de fuerza que tiene efecto en la capa de partículas
 H_L Altura del lecho en el punto de fluidización

Con la ayuda de la ecuación 5.2 se obtiene la velocidad de aflojamiento u_L :

a) Para flujo laminar el cual se utiliza para el paso de capas de partículas finas al estado de lecho fluidizado:

$$u_L = \frac{1}{150} \frac{(\gamma - \rho) g d_{ST}^2 \epsilon_L^3}{\eta (1 - \epsilon_L)} \quad 5.5$$

Para $Re < 20$

b) Para flujos turbulentos

$$u_L = \sqrt{\frac{1}{1,75} \frac{\gamma - \rho}{\rho} g d_{ST} \epsilon_L^3} \quad 5.6$$

Para $Re > 1000$

Teóricamente el intervalo del lecho fluidizado se expande desde la velocidad de aflojamiento u_L hasta la velocidad de asentamiento para monopartículas, el cual coincide con la velocidad de asentamiento v_m . Esta corresponde:

a) en la región de stokes ($Re < 0.6$):

$$v_m = \frac{(\gamma - \rho) d^2 g}{18\eta} \quad 5.7$$

b) en la región cuadrática (región de Newton-Rittenger).

$$v_m = \sqrt{\frac{3gd(\gamma - \rho)}{\rho}} \quad 5.8$$

Relacionando la velocidad de asentamiento con la velocidad de aflojamiento se obtiene, por ejemplo, cuando se sustituye $\epsilon_L = 0.4$:

$$\left(\frac{v_m}{u_L}\right)_{\text{laminar}} \approx 80 \quad \text{y} \quad \left(\frac{v_m}{u_L}\right)_{\text{turbulento}} \approx 9$$

Esto significa que para una capa de partículas el intervalo de velocidad (expresado a través de la relación de velocidades) es más grande en la región del flujo laminar que en la del flujo turbulento, mientras se pueda formar un lecho fluidizado estacionario. Este enunciado puede ser de importancia para el proceso de estratificación con corriente de flujo pulsante. Cuando se piensa que en un ciclo de JIG la velocidad de aflojamiento, debido al carácter cíclico debe ser muy pequeña en comparación a la máxima velocidad del flujo en contracorriente, con objeto de alcanzar un periodo largo de aflojamiento, y considerando de nuevo que las partículas más finas son enviadas hacia arriba, primero desde la cama del JIG, así se debe permitir un mejor desarrollo para un adecuado período de aflojamiento en la separación de partículas muy finas o ligeras (pequeños valores del número de Reynolds).

En el punto E de la figura 13 aparece la curva de pérdida de presión de una capa teórica en un tubo vacío. Sin embargo, E es el último punto de la parte paralela a la abscisa en la cual no es realizable, porque se establecen las inestabilidades ya mencionadas.

En equipos de JIGS tiene lugar el aflojamiento en una corriente de flujo pulsante, ésta, en la mayoría de los casos se superpone a una corriente de flujo constante (en

equipos de hidro-estratificación como consecuencia de la adición de agua por la parte inferior). Sin embargo, si se incrementa la velocidad de ascenso del flujo (JIG) no arriba de 0.6 cm/seg., así que no puede ser sólo la causa del aflojamiento. El mecanismo y desarrollo del aflojamiento en flujo pulsante no están suficientemente aclarados, aunque se ha hecho un gran esfuerzo durante los últimos 30 años. Hasta ahora es muy poco conocido cual aflojamiento para el proceso JIG es el mejor y como pueden calcularse los parámetros del proceso necesario.

En el proceso JIG la porosidad del lecho aflojado es del orden de 0.5 a 0.75. (e) Aparentemente se desarrolla hasta determinados valores límites, el proceso de separación es mucho más rápido entre más grande sea el aflojamiento y el tiempo del estado de aflojamiento en el ciclo total. A mayor aflojamiento menor debe ser la relación de tamaño de las partículas seleccionadas como partículas estratificables.

Para un posterior estudio es necesaria la caracterización de un flujo pulsante. Esto se realiza como ejemplo en un JIG de émbolo con propulsión excéntrica como se observa en la figura 14, de tal manera que se obtenga un diagrama armónico de la carrera del JIG. Se mide el ángulo ϕ a partir de la posición muerta superior, obteniéndose:

a) trayectoria del émbolo s:

$$s = \frac{h}{2} (1 - \cos(\omega t)) \quad 5.9$$

$h = 2r$ Carrera
 $\omega = 2\pi n$ Velocidad angular
 n Número de carrera por unidad de tiempo (frecuencia)

b) Velocidad del émbolo c:

$$c = \frac{h}{2} \omega \text{ seno}(\omega t) \quad 5.10$$

equipos de hidro-estratificación como consecuencia de la adición de agua por la parte inferior). Sin embargo, si se incrementa la velocidad de ascenso del flujo (JIG) no arriba de 0.6 cm/seg., así que no puede ser sólo la causa del aflojamiento. El mecanismo y desarrollo del aflojamiento en flujo pulsante no están suficientemente aclarados, aunque se ha hecho un gran esfuerzo durante los últimos 30 años. Hasta ahora es muy poco conocido cual aflojamiento para el proceso JIG es el mejor y como pueden calcularse los parámetros del proceso necesario.

En el proceso JIG la porosidad del lecho aflojado es del orden de 0.5 a 0.75. (ϵ) Aparentemente se desarrolla hasta determinados valores límites, el proceso de separación es mucho más rápido entre más grande sea el aflojamiento y el tiempo del estado de aflojamiento en el ciclo total. A mayor aflojamiento menor debe ser la relación de tamaño de las partículas seleccionadas como partículas estratificables.

Para un posterior estudio es necesaria la caracterización de un flujo pulsante. Esto se realiza como ejemplo en un JIG de émbolo con propulsión excéntrica como se observa en la figura 14, de tal manera que se obtenga un diagrama armónico de la carrera del JIG. Se mide el ángulo ϕ a partir de la posición muerta superior, obteniéndose:

a) trayectoria del émbolo s:

$$s = \frac{h}{2} (1 - \cos(\omega t)) \quad 5.9$$

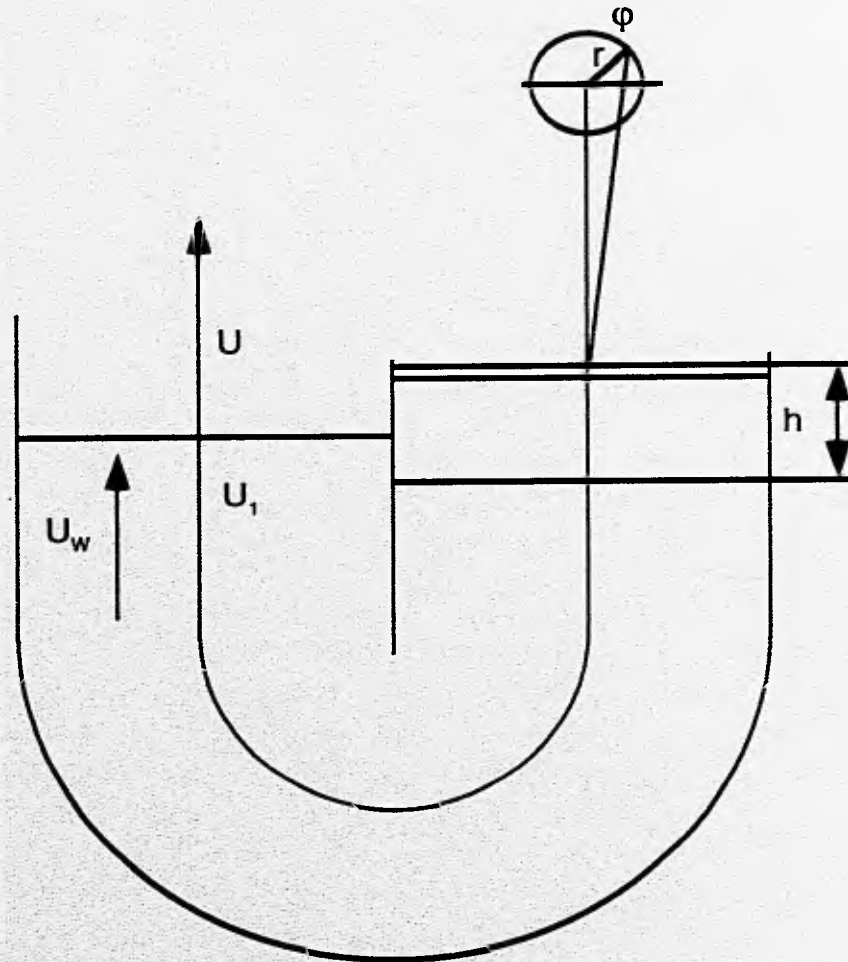
$h = 2r$ Carrera

$\omega = 2\pi n$ Velocidad angular

n Número de carrera por unidad de tiempo (frecuencia)

b) Velocidad del émbolo c:

$$c = \frac{h}{2} \omega \text{ seno}(\omega t) \quad 5.10$$



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL CINEMATICA DE UN JIG DE PISTON	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 14

La velocidad vertical del flujo, bajo la malla se calcula como sigue:

a) Sin superposición de una corriente constante de fluido (sin inundación):

$$u_1 = \delta kc \quad 5.11$$

δ Factor que considera las pérdidas por divisiones
 k relación de superficie del émbolo del JIG a la superficie de asentamiento

b) Con superposición de una corriente constante de flujo (con inundación):

$$u_2 = \delta kc + u_w \quad 5.12$$

u_w Velocidad de ascenso constante y superpuesta

Sobre la resistencia del flujo de una capa de partículas por medio de una corriente pulsante existen actualmente pocas investigaciones. Análoga a la ecuación 5.1 se puede escribir:

$$\frac{\Delta p}{H} = \lambda^* \frac{\rho u^2}{d_{ST}} \frac{1 - \epsilon}{\epsilon^3} \quad 5.13$$

Donde el número de resistencia λ^* depende del movimiento además del número de Reynolds y de ϵ (porosidad) además del carácter del movimiento de la pulsación (carrera, números de carreras). Esto último es válido para la porción de resistencia turbulenta, debido a que la pulsación del carácter turbulento influye la corriente en el interior de la capa de partículas. Se supone que para λ^* análoga a la ecuación 5.2 se puede establecer:

$$\lambda^* = a^* \frac{1 - \epsilon}{Re} + b^* \quad 5.14$$

El inicio del aflojamiento de una capa de partículas en flujo ascendente pulsante es determinado por el siguiente equilibrio de fuerzas:

$$\underbrace{\frac{\rho u_L^{*2}}{d_{ST}}}_{\Delta p/H_L} \underbrace{\frac{(1-\epsilon_L)}{\epsilon_L^3}}_{\lambda^*} + \underbrace{\rho(1-\epsilon_L)}_{F_p/AH_L} \underbrace{\frac{du}{dt}}_{(F_F - F_A)/AH_L} = (1-\epsilon_L)(\gamma - \rho)g \quad 5.15$$

u_L^* Velocidad de aflojamiento de una capa de partículas en un flujo ascendente pulsante

F_p Fuerza de presión en una capa de partículas debido a una corriente acelerada

En el ámbito de una región laminar de la corriente pulsante, esto es para el aflojamiento de una capa de partículas suficientemente finas es válido, $\lambda_{laminar} = \lambda^*_{laminar}$ y resulta con la ayuda de las ecuaciones 5.2 y 5.14:

$$\lambda^*_{laminar} = a^* \frac{1-\epsilon}{Re} = 150 \frac{1-\epsilon}{Re}$$

Si además del movimiento pulsante corresponde a una oscilación armónica y se considera $k=1$ y $\delta=1$ en la ecuación 5.12 se obtiene la ecuación 5.16 a partir de la ecuación 5.15:

$$150 = \frac{1-\epsilon_L}{\epsilon_L^3} \frac{\eta}{d_{ST}^2} \left[\frac{h}{2} \omega \operatorname{seno}(\omega t_L) + u_w \right] + \rho \frac{h}{2} \omega^2 \cos(\omega t_L) = (\gamma - \rho)g \quad 5.16$$

Si se trata ahora de dar, bajo una condición a la frontera, la cual deberá ser infringida para que el aflojamiento y con esto el proceso JIG pueda funcionar, se puede sustituir el seno $(\omega t_L) = 1$ y $\cos(\omega t_L) = 0$. De la siguiente manera se obtiene de la ecuación 5.16 y considerando que $\omega = 2\pi n$:

$$hn > \frac{1}{\pi} \left[\frac{1}{150} \frac{(\gamma - \rho) d_{ST}^2}{\eta} \frac{\epsilon_L^3}{1 - \epsilon_L} - u_w \right] \quad 5.17$$

Con la velocidad de aflojamiento u_L en corriente estacionaria:

$$hn > \frac{1}{\pi} (u_L - u_w) \quad 5.18$$

Bajo estas condiciones a la frontera, para el aflojamiento de una corriente de flujo pulsante corresponden a cualquier relación de corriente estacionaria.

Para un flujo turbulento resulta a partir de la ecuación 5.15 correspondiente:

$$b^* \frac{\rho}{d_{ST} \epsilon_L^3} \left[\frac{h}{2} \omega \text{seno}(\omega t_L) + u_w \right]^2 + \rho \frac{h}{2} \omega^2 \text{cos}(\omega t_L) = (\gamma - \rho) g \quad 5.19$$

Como condición a la frontera para el aflojamiento y con esto al proceso JIG se obtiene:

$$hn > \frac{1}{\pi} \left[\sqrt{\frac{1}{b^*} \frac{\gamma - \rho}{\rho} g d_{ST} \epsilon_L^3 - u_w} \right] \quad 5.20$$

Donde λ_{turb}^* y con ésto también b^* dependen del carácter de movimiento de pulso. Con ésto es válido en general: $\lambda_{turb}^* > \lambda_{turb}$ y por lo tanto también $b^* > 1.75$.

Hacia arriba estará limitada la región considerada para la operación del JIG, de tal manera que la aceleración del fluido no alcance o sobrepase la aceleración de la gravedad:

$$\frac{h}{2} \omega^2 < g \quad 5.21$$

o

$$hn^2 < \frac{g}{2\pi^2} \quad 5.22$$

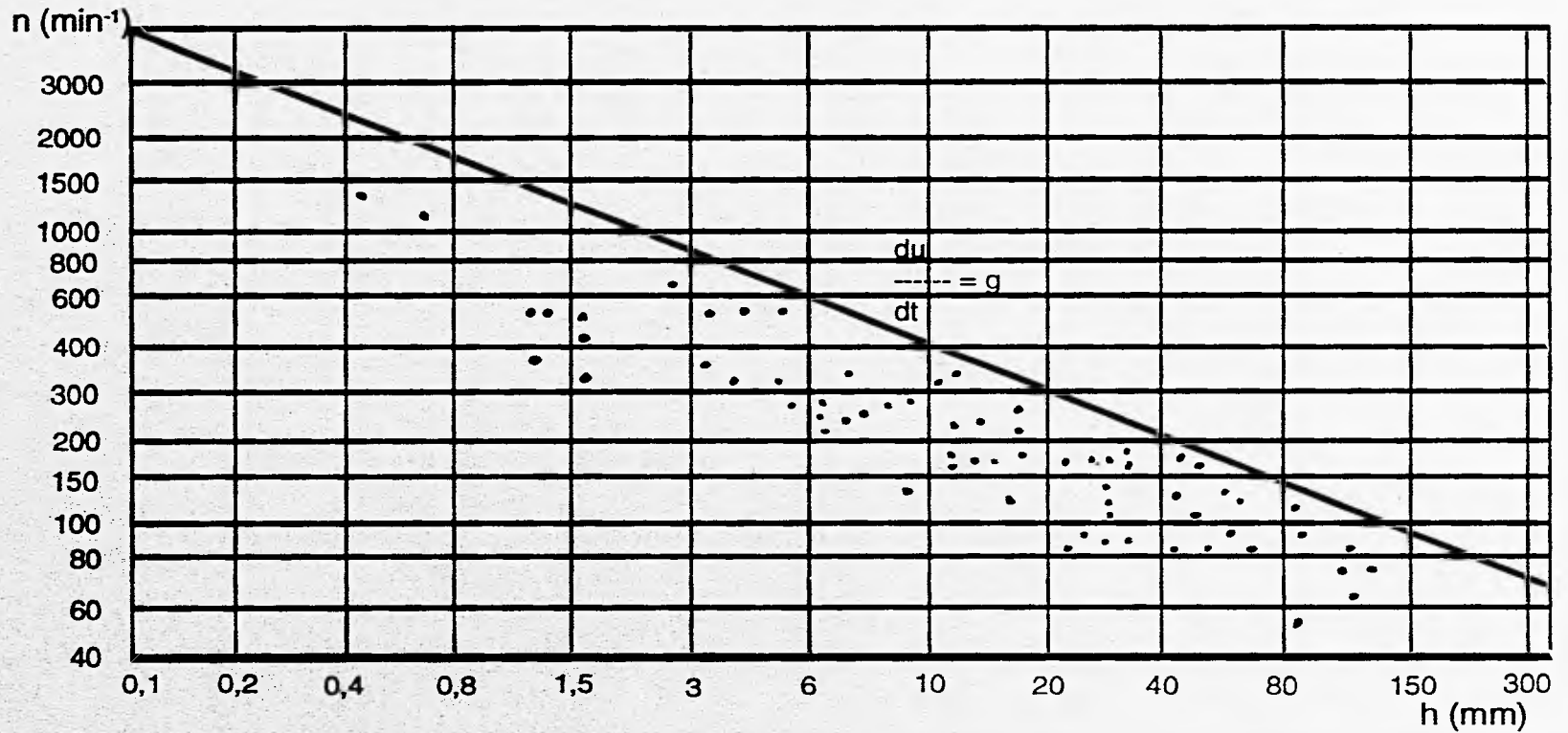
A través de las ecuaciones 5.17 y 5.18 ó 5.20 y 5.21, 5.22 está caracterizado el rango en el cual el proceso JIG se realiza. En la figura 15 están representados $n=f(h)$ con base en la ecuación 5.21 y 5.22 y las condiciones de operación de gran número de plantas en operación que utiliza JIG en húmedo con un diagrama de carrera del JIG armónico de acuerdo a Kizevalter.

Para establecer la altura y número de carrera se tiene que observar lo siguiente: la altura de la cama debe ser más grande entre más gruesa sea la alimentación, porque para cada producto extraído un tamaño de partícula superior debe de mantener una dependencia lineal con una altura mínima de capa. Con objeto de alcanzar un determinado punto de aflojamiento debe de seguir un incremento en la expansión del lecho y con cuya altura se expande al lecho de la cama. Ya que existen relaciones recíprocas de intercambio directas entre la expansión máxima y con ésto un aflojamiento por un lado y por otro la carrera, se deben seleccionar para partículas gruesas esencialmente grandes carreras (h) y pequeños números de carrera (n) como si fuera un JIG para finos. Acerca del desarrollo del aflojamiento en JIG existe una serie de resultados experimentales. El aflojamiento de capas de esferas bajo la influencia de una corriente de agua pulsante (oscilación armónica) ha sido investigada por Hentzchel en 1985.

En consecuencia fueron elevadas capas de esferas homogéneas mono dispersas como un todo de un flujo ascendente. Pronto caen esferas en la parte inferior del lecho y forman un sistema de gran porosidad y el frente de aflojamiento se aleja hacia la parte superior.

Observaciones muy parecidas fueron reportadas por otros autores, en donde en parte fueron observadas pequeñas expansiones de la capa ya en la fase inicial. Abajo del frente de aflojamiento se encuentra primero un sistema de suspensión cuya porosidad es determinada a través de la correspondiente corriente. Este sistema es estable mientras domine un flujo de igual forma o acelerado. Tan pronto como la velocidad de la corriente disminuye se presenta un sistema de inestabilidad cuya porosidad es mayor a la que corresponde la velocidad de la corriente de tal manera que el sistema empieza de nuevo a compactarse. Este sistema inestable lo designó Hentzschel como "capa floja".

RELACION ENTRE EL NUMERO DE CARRERA n Y LA ALTURA DE LA CARRERA h EN EQUIPOS JIG CON DIAGRAMA DE CARRERA ARMONICA



LOS PUNTOS REPRESENTADOS CORRESPONDEN A LA OPERACION EN LA PRACTICA DE MAQUINAS JIG PARA MINERALES

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 15

En caso de que el frente de aflojamiento durante el estado de lecho fluidizado no alcance la parte superior del lecho, entonces se transporta el periodo de capa floja todavía más hacia arriba. Es la altura del lecho muy grande o la velocidad del frente de aflojamiento muy pequeña, que no se alcanza la última parte superior de la capa en el transcurso del ciclo, lo cual afectará de manera desventajosa al proceso JIG.

En capas con esferas polidispersas homogéneas observó Hentzchel en principio procesos similares. Además predomina en la región del lecho fluidizado un efecto más fuerte de clasificación que el observado durante el periodo de capa floja. En una cama de capas dividida de acuerdo con el tamaño de partícula puede para grandes diferencias en los tamaños de partícula dar lugar a un aflojamiento de arriba hacia abajo. En la región del lecho fluidizado debe predominar la velocidad de asentamiento en la cama, en la región de la cama floja la densidad. Se debe mantener el ciclo pequeño mientras que por el contrario en el área de aflojamiento debe mantenerse grande. La adición de agua por la parte inferior y el retardamiento de la corriente (diagrama asimétrico de la carrera del JIG) deben de favorecer esta prioridad.

De acuerdo a otros autores se pueden alcanzar varias velocidades del lecho sólo si la carrera y el número de carreras se establecen de tal manera que la capa claramente se separa o se eleva de la malla del JIG. Además esta elevación debe ser tan corta entre más pequeñas sean las partículas. Para lechos de esferas mono dispersas y no homogéneas se obtuvieron valores óptimos de carrera los cuales corresponden de un 45 a un 65 % de un valor crítico, que corresponde a las ecuaciones 5.21 y 5.22.

Plaksin, Klassen y colaboradores investigaron en 1980 de manera experimental el aflojamiento de un lecho de partículas finas en un intervalo de clasificación muy estrecho en un JIG accionado por pistón. Ellos establecieron que el levantamiento del lecho se inicia tan pronto se vence la resistencia de la fuerza de gravedad a través de la fuerza de la corriente que pasa por el lecho. Simultáneamente, con el inicio del movimiento debe expandirse el lecho del centro hacia los lados. La expansión hacia abajo conduce a que al inicio las partículas inferiores colocadas sobre la parrilla permanezcan y su movimiento ascendente se realice posteriormente. En una elevación única al inicio, como lo establecieron Hentzchel y Uhling, en un lecho de esferas gruesas no se encontró con partículas finas. El contacto de las partículas disminuye la correspondiente expansión. Bajo determinadas condiciones, la opinión de la mayoría de

El caso de que el frente de flujo durante el estado de lecho fluidizado no alcance la parte superior del lecho, entonces se transporta el periodo de capa floja (estabilizada hacia arriba). En la zona del lecho muy grande a la velocidad del frente de flujo muy pequeña, que no se alcanza la última parte superior de la capa en el transcurso del ciclo, lo cual retardará de manera desventajosa al proceso JIG.

En cambio con esfemas polidispersas homogéneas observó Hentzschel en principio procesos similares. Además predomina en la región del lecho fluidizado un efecto más fuerte de clasificación que el observado durante el periodo de capa floja. En una cama de capas dividida de acuerdo con el tamaño de partícula puede pasar grandes diferencias en los tamaños de partícula dar lugar a un alojamiento de arriba hacia abajo. En la región del lecho fluidizado debe predominar la velocidad de asentamiento en la cama, en la región de la cama floja la densidad. Se debe mantener el ciclo pequeño mientras que por el contrario en el área de alojamiento debe mantenerse grande. La adición de agua por la parte inferior y el retardamiento de la corriente (diagrama asimétrico de la carrera del JIG) deben de favorecer esta prioridad.

De acuerdo a otros autores se pueden alcanzar varias velocidades del lecho sólo si la carrera y el número de carreras se establecen de tal manera que la capa claramente se separa o se eleva de la malla del JIG. Además esta elevación debe ser tan corta entre más pequeñas sean las partículas. Para lechos de esferas mono dispersas y no homogéneas se obtuvieron valores óptimos de carrera los cuales corresponden de un 45 a un 65 % de un valor crítico, que corresponde a las ecuaciones 5.21 y 5.22.

Plaksin, Klassen y colaboradores investigaron en 1980 de manera experimental el alojamiento de un lecho de partículas finas en un intervalo de clasificación muy estrecho en un JIG accionado por pistón. Ellos establecieron que el levantamiento del lecho tan pronto se vence la resistencia de la fuerza de gravedad a través de la fuerza ascendente que pasa por el lecho. Simultáneamente, con el inicio del flujo lateral hacia los lados. La expansión hacia los lados se produce al colocar las partículas sobre la parrilla. En una elevación de un lecho de esferas mono dispersas las partículas disminuye la velocidad de la mayoría de

En caso de que el frente de aflojamiento durante el estado de lecho fluidizado no alcance la parte superior del lecho, entonces se transporta el periodo de capa floja todavía más hacia arriba. Es la altura del lecho muy grande o la velocidad del frente de aflojamiento muy pequeña, que no se alcanza la última parte superior de la capa en el transcurso del ciclo, lo cual afectará de manera desventajosa al proceso JIG.

En capas con esferas polidispersas homogéneas observó Hentzchel en principio procesos similares. Además predomina en la región del lecho fluidizado un efecto más fuerte de clasificación que el observado durante el periodo de capa floja. En una cama de capas dividida de acuerdo con el tamaño de partícula puede para grandes diferencias en los tamaños de partícula dar lugar a un aflojamiento de arriba hacia abajo. En la región del lecho fluidizado debe predominar la velocidad de asentamiento en la cama, en la región de la cama floja la densidad. Se debe mantener el ciclo pequeño mientras que por el contrario en el área de aflojamiento debe mantenerse grande. La adición de agua por la parte inferior y el retardamiento de la corriente (diagrama asimétrico de la carrera del JIG) deben de favorecer esta prioridad.

De acuerdo a otros autores se pueden alcanzar varias velocidades del lecho sólo si la carrera y el número de carreras se establecen de tal manera que la capa claramente se separa o se eleva de la malla del JIG. Además esta elevación debe ser tan corta entre más pequeñas sean las partículas. Para lechos de esferas mono dispersas y no homogéneas se obtuvieron valores óptimos de carrera los cuales corresponden de un 45 a un 65 % de un valor crítico, que corresponde a las ecuaciones 5.21 y 5.22.

Plaksin, Klassen y colaboradores investigaron en 1980 de manera experimental el aflojamiento de un lecho de partículas finas en un intervalo de clasificación muy estrecho en un JIG accionado por pistón. Ellos establecieron que el levantamiento del lecho se inicia tan pronto se vence la resistencia de la fuerza de gravedad a través de la fuerza de la corriente que pasa por el lecho. Simultáneamente, con el inicio del movimiento debe expandirse el lecho del centro hacia los lados. La expansión hacia abajo conduce a que al inicio las partículas inferiores colocadas sobre la parrilla permanezcan y su movimiento ascendente se realice posteriormente. En una elevación única al inicio, como lo establecieron Hentzchel y Uhling, en un lecho de esferas gruesas no se encontró con partículas finas. El contacto de las partículas disminuye la correspondiente expansión. Bajo determinadas condiciones, la opinión de la mayoría de

los autores está relacionada con la disminución de la velocidad, como consecuencia de la llamada "desintegración hidrodinámica", esto es, las partículas se mueven libremente una de otra, el lecho pasa a un estado de suspensión. En este instante debe bajar la pérdida de presión Δp a un valor el cual está en equilibrio con la fuerza de gravedad del lecho. La desintegración hidrodinámica sería comparable como consecuencia del paso a la región de aflojamiento en el sentido de Hentzchel

Plaksin, Klassen et al distinguen cuatro estados de aflojamiento:

a) Estado de expansión del lecho, Δp crece hasta un máximo, después disminuye hasta casi un valor constante el cual corresponde a un estado de suspensión, esta caída de presión conduce a la desintegración hidrodinámica. En los casos observados el estado de expansión se presenta entre $\varphi = 1$ y 10 (ver figura 16).

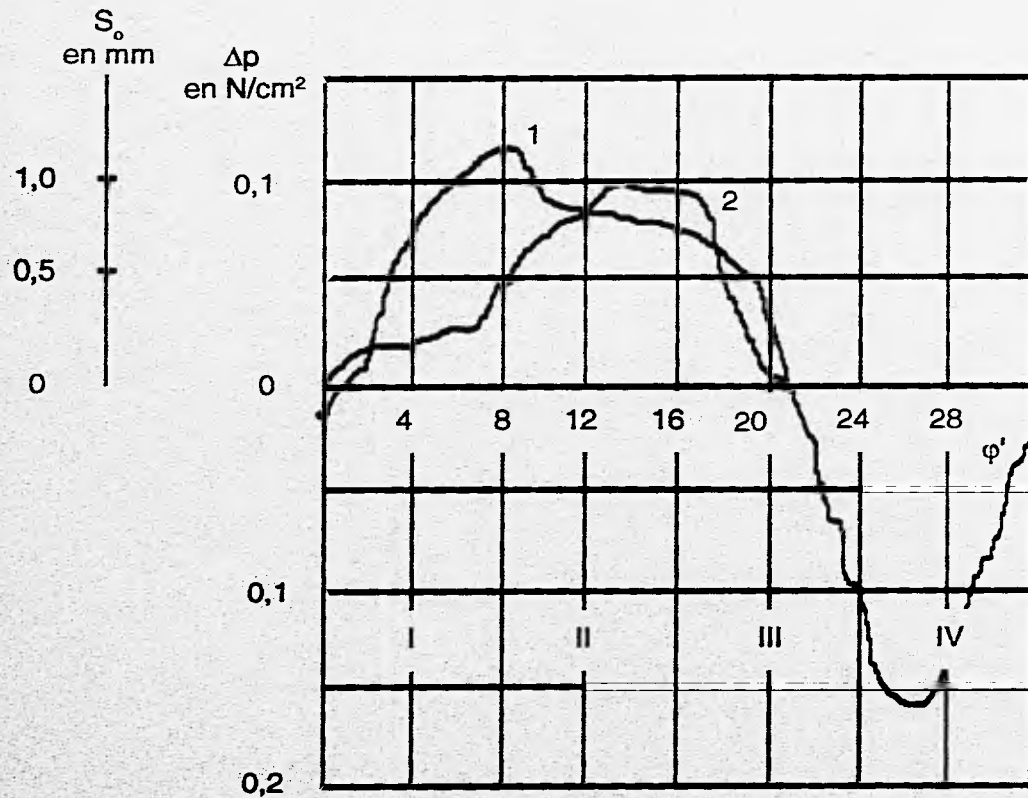
b) Estado de suspensión, este estado dura desde el inicio de la desintegración hidrodinámica hasta el inicio del asentamiento ($\varphi = 10$ hasta 16).

c) Estado que dura desde el inicio de la estratificación hasta que las partículas inferiores han alcanzado la parrilla ($\varphi = 16$ hasta 18).

d) Estado de compresión, inicia con la rápida caída de presión y dura hasta el final del movimiento.

Con base en sus experimentos los autores distinguen varios ciclos de estratificación en el aflojamiento. Los criterios para la división de los diferentes estados son, el carácter y la duración de cada uno de los estados de la estratificación. Desde el punto de vista de la sedimentación y clasificación de un material, el tipo más adecuado se representa en la figura 16 (ciclo de estratificación con expansión simple).

El proceso es caracterizado por una mínima elevación de las partículas inferiores en comparación con las superiores. En comparación con otros tipos el aflojamiento es grande y el estado de suspensión se mantiene más tiempo. Debido al pequeño levantamiento de las partículas inferiores se reduce el tiempo de asentamiento.



CICLOS DE LA ESTRATIFICACION CON
 UNA EXPANSION SENCILLA DEL LECHO
 DEL JIG, DE ACUERDO A PLASKSIN,
 KLASSEN
 FRACCION DE PARTICULA 0.5 A 0.9 mm
 $h=3.8$ m
 $n=3.8$ min^{-1}
 $\phi' = \phi^0/32$
 CURVA 1 Δp
 CURVA 2 ASCENSION DE S_0 DEL
 BORDE INFERIOR DEL LECHO DE
 ESTRATIFICACION

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL CICLOS DE ESTRATIFICACION	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA 16

Cuando el levantamiento de las partículas inferiores adquiere el valor de las partículas superiores, se habla de un levantamiento del lecho con expansión. Este tipo de partículas es caracterizado principalmente por un pequeño aflojamiento. Además, se distinguen dos ciclos que deben evitarse en el JIG que aparecen a elevados valores de aceleración del fluido y debido a la relativa corta parte del ciclo, en donde el producto del JIG está suspendido, finalmente los autores (Plaksin, Klassen et al) enfatizan que una elevación sin aflojamiento, esto es una elevación como todo no puede ser observada para ningún tipo de ciclo.

Ellos están convencidos que otros resultados posiblemente son explicados debido a que se trabajó con elevadas aceleraciones y que el pequeño aflojamiento producido no se observó. Estas observaciones no deben valorarse como una contradicción de los resultados de Hentzchel y Uhling, porque este último trabajó con material grueso similar y mencionó además que con un incremento en la fineza del lecho también se logran pocas condiciones óptimas de elevación.

Parámetros que influyen en el proceso de estratificación

El desarrollo y éxito en la separación del proceso JIG depende de algunos parámetros. Estos se dividen en parámetros dependientes de la materia prima y otros que son determinados a través de las condiciones de operación de un JIG. Al primer grupo pertenecen sobre todo la composición granulométrica y la densidad del material a estratificar. Al segundo grupo corresponden: las propiedades del fluido (densidad y viscosidad), las relaciones de velocidad y aceleración (la altura del lecho, número de elevaciones, carácter del ciclo), la altura del lecho del JIG, la cantidad de agua inferior y transportada, así como también la alimentación específica.

La composición del tamaño de partícula de la alimentación influye en el proceso de estratificación de diferentes maneras: Primero, codetermina la velocidad de aflojamiento (ecuaciones 5.17, 5.18 y 5.20). Esta velocidad es más pequeña entre más fino sea el tamaño de partícula del producto del JIG y entre más pequeña sea la porosidad del lecho. ¿Qué tan amplio puede ser el intervalo del tamaño de partículas? para esto no existe ninguna regla. Seguro debe permitirse que la relación d_o/d_u (d_o es el tamaño de partícula superior y d_u es el tamaño de partícula inferior de la alimentación) en el JIG con agua como fluido, permite ser mayor el tamaño de partículas que las máquinas con JIG neumático, porque en este último los estados de aflojamiento

homogéneo continúan sobre el volumen del lecho, sólo se pueden alcanzar con una adecuada y estrecha granulometría. En la preparación de carbón de hulla, en máquinas hidro-estratificadoras es común el tamaño de partícula de 0.5 a 10 mm y se estratifican de 10 a 80 mm o inclusive carbón grueso y fino conjuntamente.

Sobre la información de otras materias primas minerales ver la tabla 5.4. También para minerales se han conocido desarrollos en los equipos de estratificación en donde dimensiones con tamaño de partículas superiores en donde se permite trabajar con alimentación de tamaño de partícula de 100 a 150 mm.

Las partículas aplanadas se ordenan lentamente en su correspondiente capa de densidad, como también las redondeadas. Consecuentemente la forma de la partícula juega un papel importante.

A través de la formación de densidades de la alimentación, son determinadas las diferencias de densidad y la parte de fracciones solas. En la literatura americana e inglesa la siguiente relación, que es utilizada para considerar de manera general la posibilidad de separación q :

$$q = \frac{\gamma_s - \rho}{\gamma_L - \rho} \quad 5.23$$

γ_L Densidad del mineral ligero específico

γ_s Densidad del mineral pesado específico

ρ Densidad del medio

Para la estratificación en agua se dan las siguientes estimaciones:

$q > 2.5$: Separación posible de hasta tamaños de partícula de alrededor de 100 micrómetros hacia abajo.

$q > 1.75$: Separación posible de hasta tamaños de partícula de alrededor de 200 micrómetros hacia abajo.

TABLA 5.4
COMPOSICION DE TAMAÑO DE PARTICULA, CARRERA Y NUMERO DE
CARRERAS EN EQUIPOS DE ESTRATIFICACION

ALIMENTACION	COMPOSICION DE TAMAÑO DE PARTICULAS mm	CARRERA mm	Nº DE CARRERAS mln-1	TIPO DE EQUIPO DE ESTRATIFICACION
Mineral de hierro	8 ... 50	hasta 200	55	JIG controlado por aire a presión
	0 ... 12	16	180	JIG con agitación de la caja inferior
	0 ... 6	10 a 14	250 a 300	JIG con agitación de la caja inferior
	0 ... 4	15 a 25	129	JIG controlado por aire a presión
	0 ... 3	8 a 10	250 a 300	JIG con agitación de la caja inferior
	0 ... 2	7 a 8	285 a 300	JIG con agitación de la caja inferior
	0 ... 1	4 a 6	260	JIG con agitación de la caja inferior
Manganeso	3 ... 60	hasta 200	67	JIG controlado por aire a presión
	10 ... 40	38	150	Caja de agitación con movimiento en la parrilla
	12 ... 25	40 a 50	100 a 105	Caja de agitación con movimiento en la parrilla
	8 ... 20	40 a 50	120 a 128	JIG con pistón
	2 ... 12	36	140	Caja de agitación con movimiento en la parrilla
	4 ... 10	20	182	Caja de agitación con movimiento en la parrilla
	3 ... 8	18 a 40	140 a 200	JIG con pistón
	0 ... 4	6 a 11	330 a 380	JIG con agitación de la caja inferior
	0 ... 3	10 a 15	225 a 250	JIG con pistón
	0 ... 2	3	600	Diafragma
0 ... 1	4 a 5	350	Caja de agitación con movimiento en la parrilla	
Oro de placer	0 ... 1	15 a 30	125 a 180	Diafragma
	0 ... 1	5 a 7	180 a 250	Diafragma
Estaño	8 ... 16	50 a 70	140 a 190	Diafragma
	Estaño-lungsteno	30 a 40	200 a 240	Diafragma
	6 ... 10	25 a 28	180 a 210	Pistón
	1,5 ... 6	16 a 19	150 a 205	Pistón
Estaño	-1,5	10 a 15	240 a 285	Diafragma
	0 ... 15	12 a 14	250	Diafragma
	0 ... 3	10 a 12	250 a 280	Diafragma
	0 ... 2	5 a 8	350	Diafragma
	0 ... 1	8 a 9	280 a 300	Diafragma

FUENTE: Warnes, 1987

- $q > 1.5$ Separación posible pero difícil hasta 1.5 mm.
- $q > 1.25$ Separación posible con éxito regular para alimentación todavía gruesas.
- $q < 1.25$ Por estratificación ninguna separación posible.

En el beneficio de carbón es común la caracterización del JIG en relación a su eficiencia de separación por Intercrecimiento en máquinas de separación por estratificación, esto es capas de densidad promedio que se forman durante la pulsación, corresponde esta parte a una densidad entre 1,500 y 2,000 kg/m³ con menos del 7.5% se designa el carbón a beneficiar como fácilmente separable. Si esta parte es mayor al 15%, se tiene una difícil separación. Un papel muy importante para el proceso de estratificación juegan las propiedades físicas del fluido (densidad y viscosidad). El agua es el líquido predominante en este tipo de proceso. Con ésta se logran estados de expansión homogéneas más fácilmente que con aire. Ultimamente se han propuesto pulpas como fluido. El uso del aire está limitado a casos especiales y presupone una clasificación muy estrecha de la alimentación.

Carrera y número de carreras (en parte el carácter del diagrama de estratificación-carrera) y el flujo del agua inferior determinan en su efecto conjunto bajo las condiciones dadas por las relaciones de expansión y con ésto el proceso de estratificación. La carrera se fija en primera instancia de acuerdo a las necesidades de expansión y depende seguidamente de la altura de la cama del JIG o del tamaño de partícula superior d_0 . Desde el punto de vista de la expansión la altura del lecho debe ser lo más pequeño posible. Esta, debe garantizar la formación clara de capas. En general, se parte de que la altura de cada capa debe corresponder al menos tres veces al correspondiente tamaño de partícula. Como consecuencia, son determinantes para la altura del lecho en primera instancia la distribución del tamaño de partículas y la densidad de la alimentación del lecho. Una determinada influencia tiene también el tamaño de la superficie de la estratificación. En superficies de estratificación grandes y pequeñas es difícil mantener una distribución regular de alimentación sobre toda la superficie. Por lo tanto debe incrementarse el espesor de la capa con la superficie de estratificación. Deben evitarse grandes alturas del lecho desde la perspectiva de alimentación específica. Se puede partir de que para una alimentación gruesa la altura del lecho corresponde de 5 a 10 veces el valor de d_0 . Para una alimentación fina, esta

altura es 20 veces mayor al valor de d_0 . Para una carrera óptima se propone la siguiente fórmula empírica:

$$h = 8.1d_0^{0.6} \text{ en mm (Warnes, et al)}$$

En la práctica los valores utilizados para minerales se observan en la tabla 5.5. Para máquinas de estratificación donde se beneficia carbón con tamaño de partícula gruesa (de 10 a 150 mm) el valor de la carrera va de 60 a 150 mm, para partículas finas (< 10 mm) entre 20 y 60 mm. El número de carreras se selecciona considerando la carrera y la corriente de agua inferior, de tal manera, que se garantice la expansión necesaria, donde el límite inferior y superior están descritos en las ecuaciones 5.17, 5.18, 5.20 y 5.21. En este intervalo, debe encontrarse el óptimo de manera experimental. Los valores más utilizados en la práctica para minerales se encuentran en la tabla 5.5. En la estratificación de carbón grueso y fino el número de carreras se encuentra entre 30 y 150 min^{-1} .

La corriente de agua inferior apoya la expansión ya que ésta influye de manera decisiva como se observa en las ecuaciones 5.17, 5.18 y 5.20, por lo tanto resulta de gran importancia su medición y mantenerla constante. En la práctica, la corriente de agua inferior rara vez pasa de 0.6 cm/seg.

El agua de transporte llega con la alimentación al JIG, su cantidad debe ser lo más pequeña posible. El valor óptimo de la alimentación específica es determinado bajo las mismas condiciones a través de la selectividad requerida. Algunas veces limita también las relaciones de transporte y salida de la alimentación específica. Para mantener una buena separación es muy importante la homogeneidad de alimentación en el JIG. En la tabla 5.5 están resumidos diferentes datos de alimentación específica utilizados en la práctica.

TABLA 5.5
ALIMENTACIONES ESPECIFICAS PARA MAQUINAS DE ESTRATIFICACION

ALIMENTACION	COMPOSICION GRANULOMETRICA mm	ALIMENTACION ESPECIFICA t m ⁻² h ⁻¹
Mineral de Hierro	8 ... 50	8 a 10 y más
	3 ... 8	6 a 8
	-3	4.5 a 6.5
Mineral de Manganeseo	3 ... 60	6 a 8
	8 ... 50	6 a 8
	3 ... 8	4 a 6
	-3	3 a 4
Oro de placer	-3	11 a 16
		(preconcentrado)
		5.5 a 8
Mineral de Estaño	3 ... 8	6 a 10
	-3	2 a 6
Mineral de Tungsteno	+8	7 a 12

FUENTE: Schubert H., 1977

V.4.2 Tipos de equipos para proceso de separación por medio de estratificación

Entre los tipos de Concentradores Gravimétricos (JIGS) tenemos también variaciones de cada modelo:

JIG de Cernidor Movable.- Populares para el tratamiento de minerales de sulfuro de baja ley para producir una pequeña porción de concentrado de alto grado y colas de bajo grado.

JIG Halking.- Era esencialmente un JIG de mineral grueso para tamaños sobre 2 mm, donde la mayoría de los refinados han sido desprotegidos y hubo un mejoramiento en la máquina de Hancock hasta donde el mantenimiento mecánico concernía.

JIG de Cernidor Compuesto (Pistón).- Donde la dilatación de la capa es causada por la pulsación del fluido dentro de un cernidor estacionario, son las variantes más comunes de JIG y esta clasificación mayor es quebrada en varias subclasificaciones.

JIG Collom.- Este JIG, por ejemplo, tenía un mecanismo especial para producir una pequeña pulsación con succión retardada.

JIG Bendelari.- La pulsación del agua es efectuada por un diafragma largo conectado a la caja principal de compartimiento para almacenar y oscilado verticalmente en un movimiento simple y armónico.

JIG Acomodador Panamericano.- Fue desarrollado principalmente para la concentración primaria de oro de placer sobre dragas de oro, de tratado refinado (-10 mm) del cernidor dragador, también ha sido satisfactoriamente usado en la molienda de circuito cerrado de oro.

JIG de Mineral de Denver.- Fue diseñado especialmente para molienda de circuito cerrado, tratando una cantidad más fina de partículas y generalmente tratando en operaciones de colocación. También se ha encontrado una aplicación en circuitos abiertos.

JIG Wemco-Remer.- Es un JIG de mineral desarrollado primeramente para concentrar minerales de hierro, aunque también ha sido usado en Inglaterra y España para procesamiento de carbón. Tiene un mecanismo único que mantiene la capa móvil y previene una clausura completa durante la fase de escurrimiento intercal, por el cual es demandado.

JIG IHC.- Es un JIG con cribas circulares, se han hecho experimentos y lo probaron para adaptarlos a dragas. Este trabajo desarrolló uno de los avances más significativos en equipo moderno de alta capacidad de concentración por gravedad.

JIG Pulsador (Agua).- JIGS caracterizados por un ciclo con pulsación sólo donde se ha demostrado, para llevar a cabo una separación de mineral completa, material medido en un porcentaje mucho mejor que los JIGS caracterizados por pulsación y succión.

JIG Pulsa or (Aire).- Mientras la mayoría del mineral en JIGS es acarreado fuera, en pulsación de cernidor compuesta, en los JIGS de Succión, prácticamente todo el carbón lavado en JIGS, es acarreado fuera por unidades de aire pulsado.

JIG Batac.- No son comunes fuera de la industria del carbón, aunque éstos han sido aplicados para el concentrado de minerales de hierro e inclusive han sido probados para el tratamiento del oro. En el JIG Batac, las pulsaciones del agua son producidas

JIG Bendelari.- La pulsación del agua es efectuada por un diafragma largo conectado a la caja principal de compartimiento para almacenar y oscilado verticalmente en un movimiento simple y armónico.

JIG Acomodador Panamericano.- Fue desarrollado principalmente para la concentración primaria de oro de placer sobre dragas de oro, de tratado refinado (-10 mm) del cernidor dragador, también ha sido satisfactoriamente usado en la mollienda de circuito cerrado de oro.

JIG de Mineral de Denver.- Fue diseñado especialmente para mollienda de circuito cerrado, tratando una cantidad más fina de partículas y generalmente tratando en operaciones de colocación. También se ha encontrado una aplicación en circuitos abiertos.

JIG Wemco-Remer.- Es un JIG de mineral desarrollado primeramente para concentrar minerales de hierro, aunque también ha sido usado en Inglaterra y España para procesamiento de carbón. Tiene un mecanismo único que mantiene la capa móvil y previene una clausura completa durante la fase de escurrimiento intercal, por el cual es demandado.

JIG IHC.- Es un JIG con cribas circulares, se han hecho experimentos y lo probaron para adaptarlos a dragas. Este trabajo desarrolló uno de los avances más significativos en equipo moderno de alta capacidad de concentración por gravedad.

JIG Pulsador (Agua).- JIGS caracterizados por un ciclo con pulsación sólo donde se ha demostrado, para llevar a cabo una separación de mineral completa, material medido en un porcentaje mucho mejor que los JIGS caracterizados por pulsación y succión.

JIG Pulsador (Aire).- Mientras la mayoría del mineral en JIGS es acarreado fuera, en pulsación de cernidor compuesta, en los JIGS de Succión, prácticamente todo el carbón lavado en JIGS, es acarreado fuera por unidades de aire pulsado.

JIG Batac.- No son comunes fuera de la industria del carbón, aunque éstos han sido aplicados para el concentrado de minerales de hierro e inclusive han sido probados para el tratamiento del oro. En el JIG Batac, las pulsaciones del agua son producidas

por cámaras de gas por aire comprimido controlado por válvulas, actuando sobre el agua desde las cámaras de aire debajo de la capa del JIG transverso al flujo de material.

En la tabla 5.6 se muestran los minerales y el tipo de "JIGS" utilizado para concentrar cada mineral.

De los resultados de densidad de las pruebas metalúrgicas y el balance metalúrgico se infiere que el proceso de concentración gravimétrica por JIG es el más viable.

Alta capacidad:	42 t/24h procesadas
Recuperación:	70%
Consumo de agua:	453 l/min
Granulometría:	1.27 cm (1/2 pulgada)
Tiempo de instalación:	seis meses.
Reactivos:	No utiliza reactivos

V.5 SELECCION DEL EQUIPO DEL PROCESO DE SEPARACION POR MEDIO DE ESTRATIFICACION

El JIG o pulsador es utilizado para separar dos materiales con una diferencia en su densidad. Se basa en que la velocidad de asentamiento de las partículas dentro de un fluido depende de su densidad. La velocidad de asentamiento para dos partículas de igual volumen o tamaño y con diferente densidad será diferente, siendo mayor la velocidad de la partícula más pesada.

El JIG o proceso de separación por estratificación gravimétrica está formado por las tres partes fundamentales siguientes:

- 1). Una cama donde se realiza la separación de materiales.
- 2). Un mecanismo que imparte pulsaciones al material en la cama.
- 3). Controles para remover las partículas separadas, sirviendo éstos también para regular el grado de separación.

TABLA 5.6
APLICACIONES DE LAS CAJAS CONCENTRADORAS GRAVIMETRICAS (JIGS)

MINERAL	Casiterita	Casiterita	Oro	Manganeso	Fierro
LOCALIZACION	Tailandia	Tailandia	NWT, Canadá	URSS, Molango, Hgo.	Ontario, Canadá
ALIMENTACION	- o -	- o -	Molino de bolas	Minero continuo, mina	Criba
TAMAÑO DE ALIMENTACION	8 x 25 pulgadas	2% - 300 mm	- 10 mm	60 a 3 mm	1.57 mm
TIPO	Cleveland 2.20 m (8 pies)	Yuba (116 x 1.06 m) 46 x 40 pulgadas	DENVER MX DUPLEX (0.40 x 0.61 m) 16 x 24" mob 168 M2.	WEMCO-REMER (1.52 x 4.87m) (5 x 16 pies)	WEMCO-REMER (1.52 X 4.87m (5 X 16 pies)
APERTURA MALLA	55 mm diámetro Hule	3/32 x 7/16 pulgada	3 mm	- o -	1/4 pulgada de abertura
CAMA DE BOLAS	Hematita	Hematita	Acero corto	Carbón	Acero
TAMAÑO CAMA DE BOLAS	1/2 x 3/4 pulgadas	1/2 x 3/4 pulgada	3/16 pulgada	- o -	1/2 pulgada
PULSACIONES/min (FRECUENCIA)	65-80	140	250	67.5	125-155
LONGITUD	3/4 pulgada	5/8 pulgada	1/4 pulgada	150 mm	5/8 pulgada
AGUA	- o -	- o -	- o -	3.20 m ³ /t	400 gpm
CAPACIDAD	06 y d3 por hora	0.75 por pie ²	400 1/24 h	120 1/24 h	322 t/h
RECUPERACION (%)	98.6	97	90	80	84
RELACION DE CONCENTRACION	1:10.6	1:20	1:600	1:15	1:1.4

FUENTE: Piratt, 1985

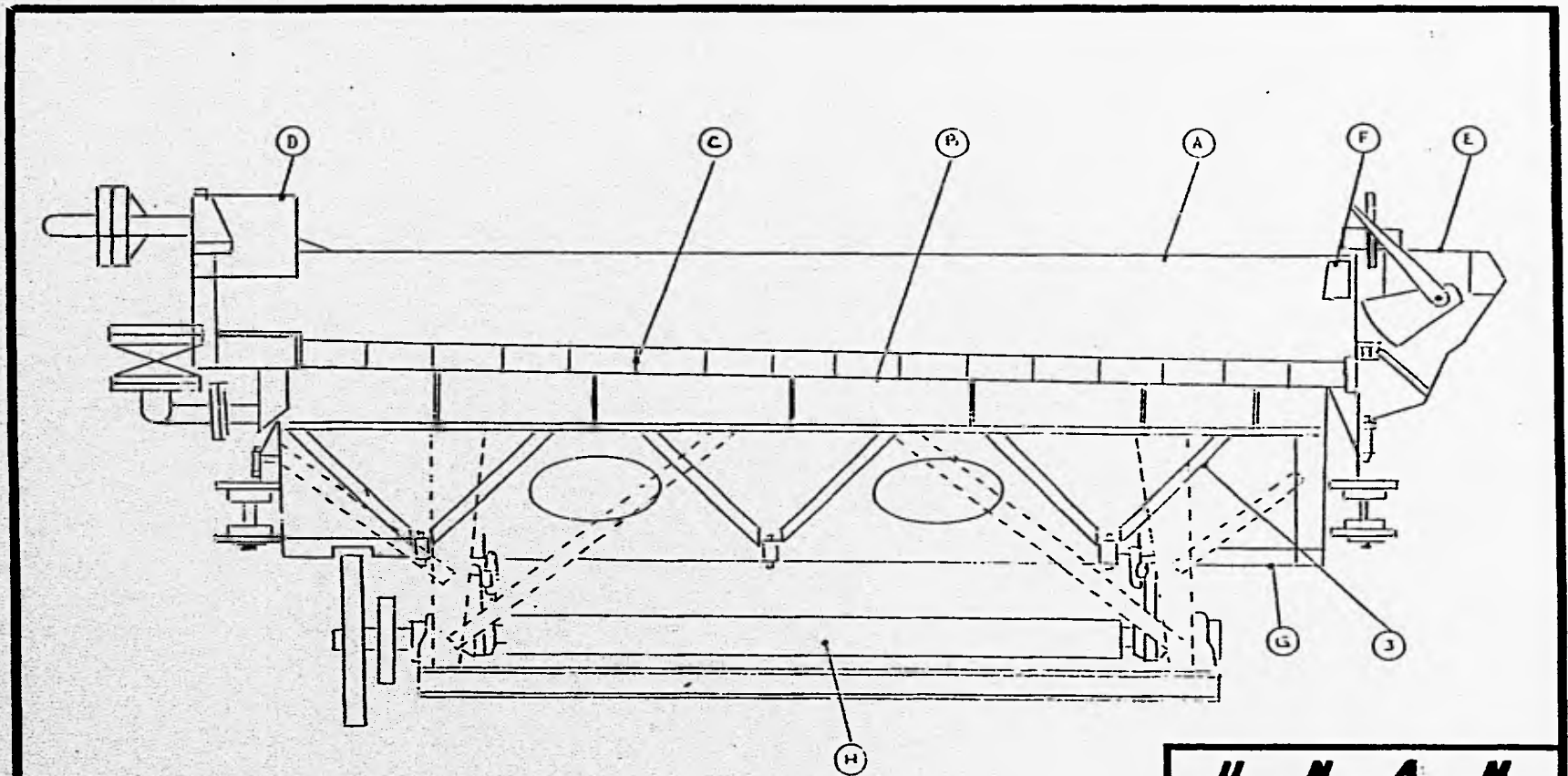
Las partes principales del JIG Wemco-Remer se ilustran en la figura 17, en donde la parte superior rectangular es la caja del JIG (A), en la cual están montadas las placas de acero perforado que sostienen a la cama (B) y a la tarima de topes transversales (C), la cual sostiene a la cama de bolas. En el extremo superior de la caja del JIG se encuentra la caja de alimentación (D), mientras que en el extremo inferior está la caja de descarga (E) y la descarga de las colas (F). La caja del JIG como una unidad, está montada en el bastidor del JIG (G), la porción inferior del cual lleva los ejes excéntricos (H), y otros componentes del mecanismo de transmisión. La celda del JIG compuesta de varios cajones (J) está montada dentro del bastidor del JIG.

Esta celda recibe el movimiento de pulsación vertical mediante los ejes excéntricos. La celda está sellada en el fondo de la caja del JIG por un diafragma de hule.

A medida que el material alimentado al JIG avanza a lo largo de la cama sus partículas integrantes sujetas a las pulsaciones del agua, son separadas en capas de alta y baja densidad específica. Las partículas ligeras tienden a reunirse en las capas superiores del flujo, las pesadas en las capas inferiores, quedando las partículas estratificadas de acuerdo con su gravedad específica.

Cuando finalmente el material llega a la descarga del JIG, la estratificación se completa y las partículas pesadas pueden separarse de las livianas haciendo un corte horizontal a través de la cama del JIG, por medio de la compuerta de descarga, localizada en el extremo inferior del JIG. El material en la parte baja de la cama pasa bajo esta compuerta y fluye hacia la caja de descarga, mientras que el material en la parte superior de la cama cae al canalón de descarga del estéril. Las partículas pequeñas y pesadas asentadas en los diversos cajones son removidas por medio de los grifos de los cajones.

El agua retirada es conducida hacia una presa de jales donde los sólidos se sedimentan y se recupera el agua con la menor cantidad de sólidos. Los productos del clasificador son recopilados en apilamientos.



JIG (PULSADOR) "WEMCO-REMER"

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL JIG (PULSADOR) "WEMCO-REMER"	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA ANAYA	SIN ESCALA FIGURA: 17

El apilamiento del concentrado es introducido por medio de alimentadores vibratorios marca Erjez, modelo 75B, al túnel de reclamo y es conducido por medio de una banda transportadora subterránea con una velocidad de 270 pies/min, para pasar a la torre de transferencia N° 2 en el área de molinos por medio de una banda elevadora.

En la caja del JIG (parte superior rectangular), están montadas las placas de acero perforado que sostienen a la cama y la tarima de topes transversales que sostiene bolas de acero de tamaño uniforme, llamado ragging. La celda del JIG, compuesta de varios cajones, está montada dentro del bastidor del JIG, recibe el movimiento de pulsación vertical mediante los ejes excéntricos; la celda esta sellada en el fondo de la caja del JIG por un diafragma de hule.

Debido al movimiento producido por los ejes excéntricos, el agua fluye continuamente creando pulsaciones ascendentes y descendentes a través de "la cama de bolas".

Las pulsaciones son impartidas por dos ejes excéntricos, uno de carrera larga y baja frecuencia y el segundo de carrera corta y alta frecuencia.

Cuando la pulsación (de carrera larga y baja frecuencia) ascendente ocurre, las partículas en admisión con gravedad específica alta son llevadas hacia arriba a una distancia menor que las partículas con menor gravedad específica. Cuando la pulsación descendente principia, la cama de bolas tiende a cerrarse y las partículas se asientan en la cama de bolas restringiendo así el movimiento descendente permitiendo solamente el paso de partículas suficientemente pesadas y pequeñas que puedan pasar por la cama de bolas.

La intensidad de la pulsación descendente es generalmente menor que la pulsación ascendente, pudiendo ser compensada en parte o en su totalidad por la admisión de agua del fondo del cajón.

Con el avance de material a lo largo de la cama, éste se estratifica, teniéndose capas de alta y baja gravedad específica. La estratificación es completa en la descarga del JIG, donde la separación de las partículas de baja gravedad específica se realiza usando una compuerta de descarga con posición variable.

El material superior de la estratificación cae en el canalón de descarga de estéril, mientras que el material inferior pasa debajo de la compuerta, fluyendo hacia la caja de descarga.

Las pulsaciones impartidas por el eje excéntrico de carrera corta y alta frecuencia, mantiene a la cama del JIG movable o fluida, haciéndola uniforme y permeable a las pulsaciones. Con esto se evita el amontonamiento de material o la formación de áreas muertas. Evita además el cierre total o congelamiento de la cama en el extremo de la pulsación descendente de la carrera larga de baja frecuencia.

La extracción de las partículas pequeñas y pesadas asentadas en los cajones, se efectúa por medio de grifos, pudiéndose controlar la fluidez del producto de cada cajón.

V.6 DESCRIPCION DEL PROCESO METALURGICO

V.6.1 Trituración

El propósito de esta sección es reducir a un tamaño manejable y adecuado, los fragmentos de mineral procedentes de la mina, producir gravilla de un tamaño inferior o igual a 1.27 cm (0.5 pulgadas), este tamaño es el óptimo para alimentar la planta de molienda en seco. El proceso de trituración se efectúa en dos pasos (ver diagrama de flujo en la figura 18), de los cuales el primero es por medio de una quebradora de quijada, (QI), para el segundo paso se utiliza una quebradora de cono de cabeza corta.

El mineral procedente de la mina no mayor a 50.8 cm (20 pulgadas) se vacía en una tolva de recibo (TR) de donde se alimenta a una criba vibratoria. La criba está compuesta en su parte superior por barras con aberturas de 15.24 cm (6 pulgadas) entre sí y mallas en su parte inferior con abertura de 5.08 cm (2 pulgadas), el mineral mayor de 15.24 cm (6 pulgadas) es el que logra entrar a la quebradora (QI) la cual está ajustada para reducir el mineral de diámetro de 6 pulgadas, el mineral mayor de 5.08 cm (2 pulgadas) y menor de 15.24 cm (6 pulgadas) que alimenta a la criba CVI se junta con una banda transportadora (BI) que traslada el mineral a una parrilla de rieles (PR) con abertura entre rieles de 15.24 cm (6 pulgadas), lo que permite el paso del mineral menor de 5.08 cm (2 pulgadas) no así el mayor de 5.08 cm (2 pulgadas) que continúa la alimentación del circuito cerrado de (QI) que descarga a una banda transportadora (B2),

a una segunda criba vibratoria (CV2), esta criba está compuesta en su parte superior e inferior de mallas de 5.08 cm (2 pulgadas) y 1.27 cm (0.5 pulgadas) respectivamente.

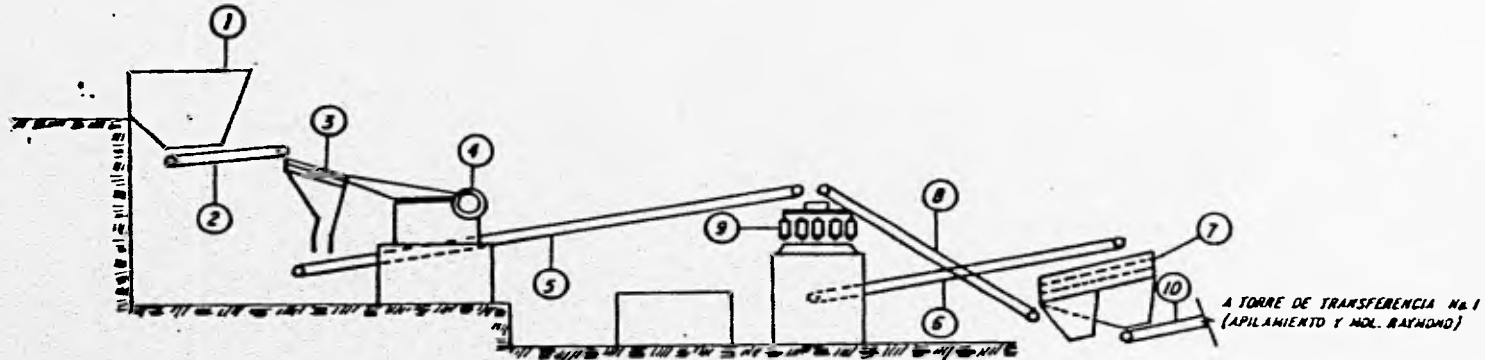
En este punto se separa el mineral mayor de 1.27 cm (0.5 pulgadas) para retornarlo por la (B3) a la quebradora terciaria (Q3) en donde obtendremos el producto final de trituración con un diámetro de 1.27 cm (0.5 pulgadas)

La descarga de la (Q3) se conduce a (CV2) cerrándose así el circuito de trituración. El material que tiene el tamaño requerido 1.27 cm (0.5 pulgadas) cae de la criba (V2) a una banda transportadora (B4) al almacén o a las tolvas de gruesos del área de molienda en seco.

Las cribas y parrillas de rieles antes de las quebradoras sirven para ahorrarle trabajo a las mismas ya que el mineral que tiene el tamaño requerido no pasa por las quebradoras.

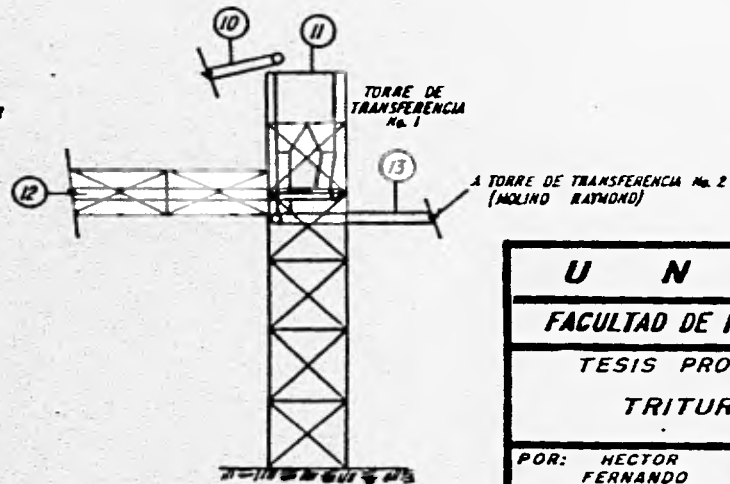
V.6.2 Planta de concentración gravimétrica

De la criba vibratoria inclinada de 15.24 x 15.24 cm (6 x 6 pulgadas) que capta el mineral a 1.27 cm (0.5 pulgadas) se pasa dicho mineral a una banda de 45.72 cm (18 pulgadas) que descarga en una tolva de 45 m³, de la tolva anterior el mineral pasa a una banda de 45.72 cm (18 pulgadas), la cual descarga a los JIGS primarios de 1.52 x 4.88 m, arrojando tres productos: concentrados, mixtos y colas. De los JIGS secundarios de 1.52 x 3.35 m reciben los rechazos de los JIGS primarios y a su vez tienen 3 productos que se distribuyen de la siguiente manera, concentrados y mixtos, que pasan al clasificador de colas. Del clasificador de concentrados se tienen dos productos: concentrados de barita con aproximadamente 50% de humedad que por medio de una banda de 45.72 cm (18 pulgadas) forma un apilamiento para su secado con energía solar (a la intemperie). Los derrames pasan a un cajón o recipiente del cual son bombeados a los conos desarenadores. Del clasificador de colas tenemos dos productos, material estéril que por medio de una banda de 45.72 cm (18 pulgadas) forma un apilamiento el cual es trasladado por medio de camiones a un terrero o presa de jales. El otro producto son derrames que se juntan con los del clasificador de concentrados.



LEYENDA

- 1- TOLVA DE RECIBO CAP. 200 TONS.
- 2- ALIMENTADOR DE ZAPATAS PETTIBONE UNIVERSAL 0.91 M. DE ANCHO POR 3.03 DE LONGITUD, MOTOR 7.5 H.P.
- 3- SCALPER VIBRATORIO INCLINADO MARCA PETTIBONE UNIVERSAL DE DOS CANAS 0.91 x 2.66 M., MOTOR 10 H.P.
- 4- QUEBRADORA DE QUIJABA MARCA RU DE 20" x 36" MOTOR DE 60 H.P. 161.0 TON/HR.
- 5- BANDA TRANSPORTADORA No. 1 DE 24" x 29.64 M., 200 FT/MIN. 200 TON/HR. MOTORREDUCTOR 3 H.P.
- 6- BANDA TRANSPORTADORA No. 2 DE 24" x 26.62 M., 250 FT/MIN., 300 TON/HR. MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 7- CRIBA VIBRATORIA INCLINADA PETTIBONE DE DOS CANAS MOD. "MM" 6' x 16', MOTOR 25 H.P.
- 8- BANDA TRANSPORTADORA No. 3 DE 18" x 19.8 M., 270 FT/MIN., 150 TON/HR., MOTORREDUCTOR 7.5 H.P.
- 9- QUEBRADORA DE CONO SYMONS DE 41/4" CABEZA CORTA, MOTOR 200 H.P. (CAPACIDAD)
- 10- BANDA TRANSPORTADORA No. 4 DE 18" x 30.35 M., 300 FT/MIN., 200 TON/HR. MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 11- CINTA BY-PASS
- 12- BANDA TRANSPORTADORA No. 5 24" x 122 M., 200 FT/MIN., 200 TON/HR. MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 13- BANDA TRANSPORTADORA No. 10, 18" x 68.13 M., 350 FT/MIN., 200 TON/HR. MOTORREDUCTOR 15 H.P.



U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

TRITURACION

POR: HECTOR
FERNANDO
BARBOSA AMAYA

SIN ESCALA
FIGURA: 18

Del apilamiento de concentrados el mineral se recoge con un cargador frontal y se alimenta a una tolva de aproximadamente 100 t de capacidad, de esta tolva el mineral se dosifica por medio de un alimentador de orugas a una banda de 45.72 cm (18 pulgadas) para alimentar al mineral que está listo para incorporarse al proceso de la planta de molienda Raymond.

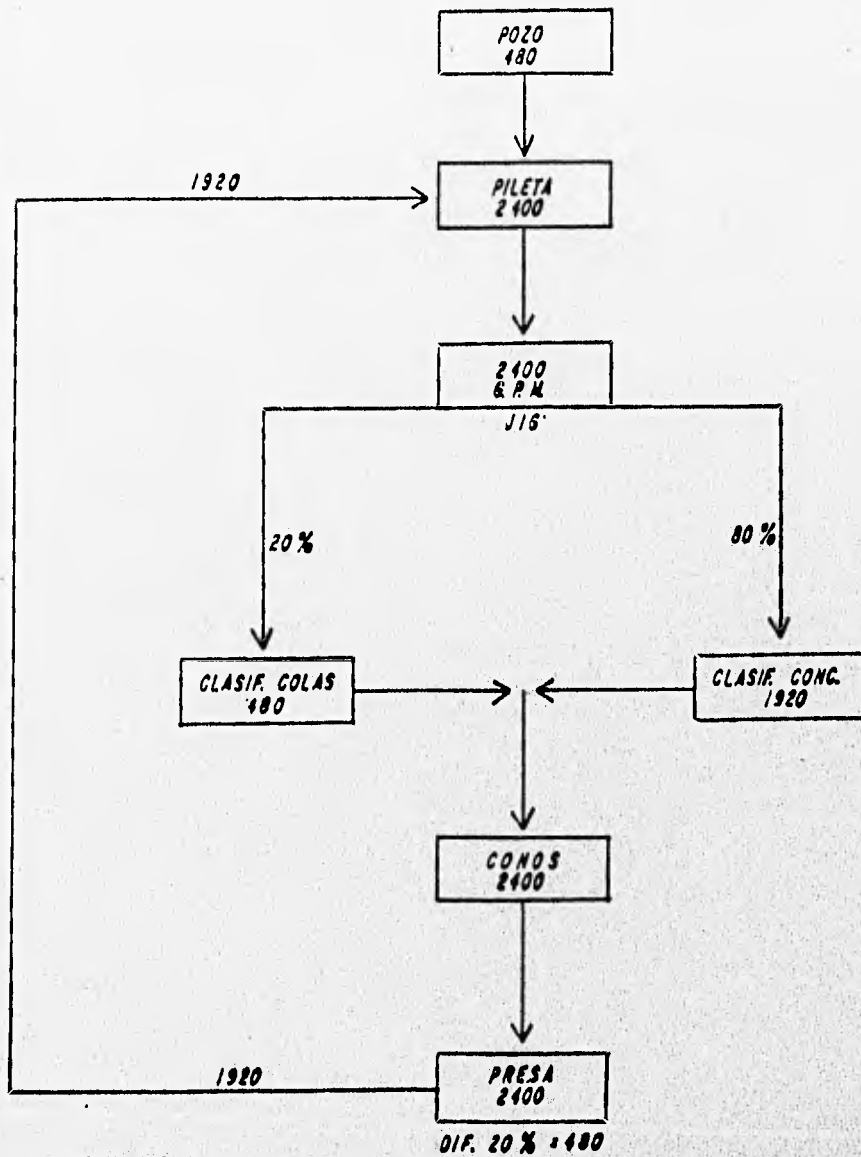
El mineral que se capta en los conos desarenadores es concentrado en éstos y el producto obtenido se combina con el apilamiento de concentrados, el material de los conos que no lleva valor, se bombea a un tanque espesador junto con el agua que drena de los apilamientos de concentrados y colas para recuperación de agua, la cual se recicla al proceso (ver figuras 19, 20, 21, 22 y 23).

V.6.3 Molienda en seco

El mineral que alimenta a esta sección cumple por sí sólo el requisito de densidad, no requiriéndose beneficio alguno sino simplemente una preparación mecánica en seco en los molinos marca Raymond, este equipo proporciona la finura requerida de la barita de alta densidad cuyo contenido de sólidos solubles es despreciable.

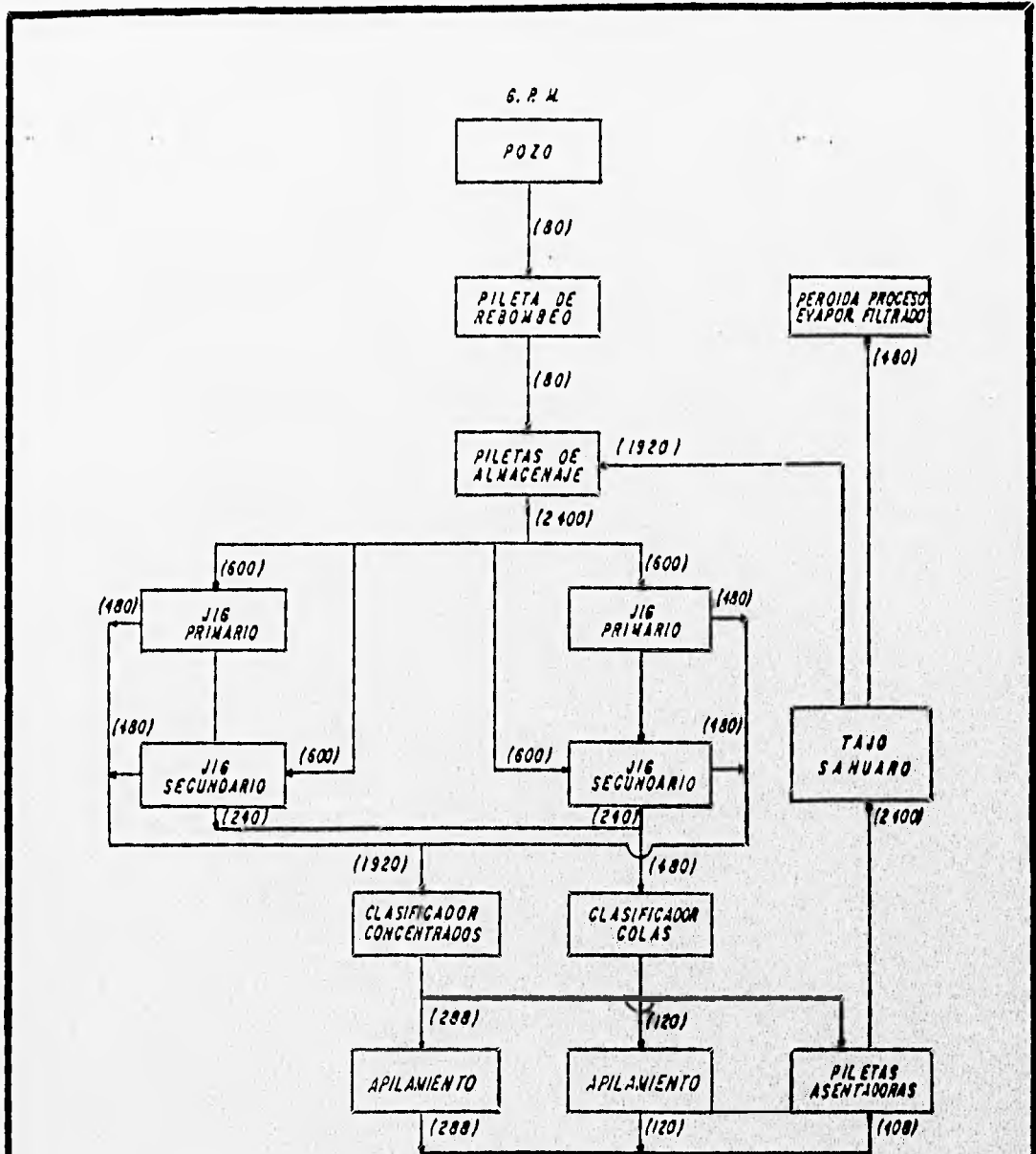
El proceso de molienda esta compuesto por tres molinos de rodillos (M) (ver diagrama de flujo) e igual número de calentadores de aire (QF), colectores ciclónicos (C), colectores de filtros de bolsas (CP) y ventiladores.

El mineral de 1.27 cm (0.5 pulgadas) de diámetro que constituye el producto final de trituración se envía por medio de una banda transportadora (B4) a una torre de transferencia (TIF1) de donde es transportada por la banda (B10), que cambia de carga por medio de la torre de transferencia (TIF2) a la banda (B12), la cual con la ayuda de un triper (TR2) deposita el mineral en las tolvas de gruesos (TGR) inmediatamente después del mineral se alimenta a los molinos a través de los alimentadores helicoidales (AH) donde se efectúa la reducción final (200 a 325 mallas) (75 a 40 micrometros).

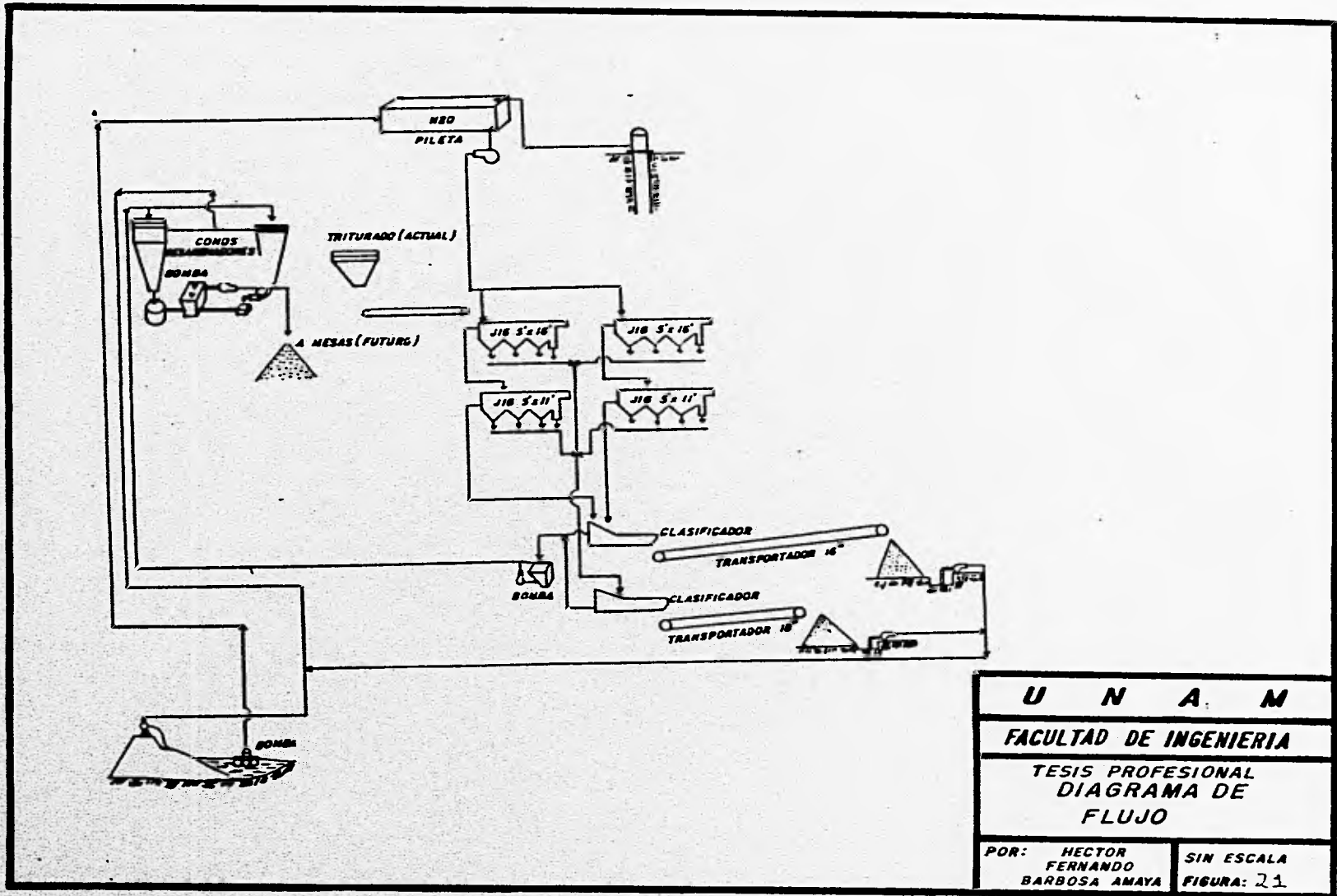


SUMAS
 CLASIF. COLAS = 480
 CLASIF. CONG. = 1920
 TOTAL = 2400

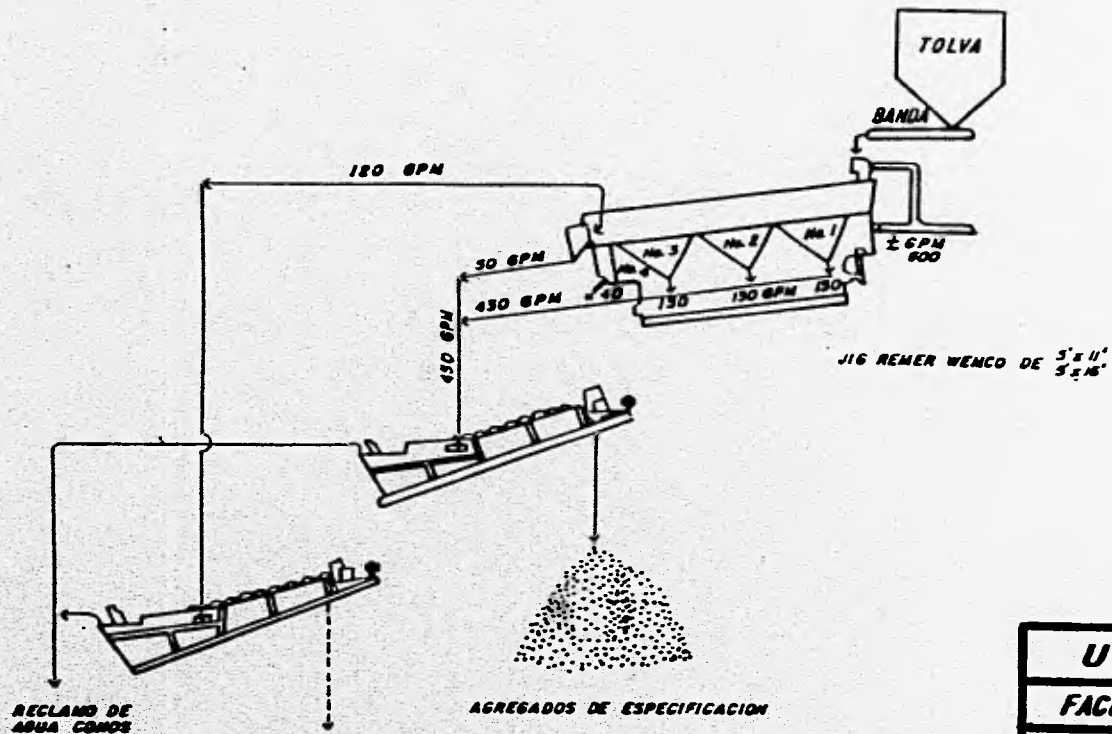
U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL CONSUMO DE AGUA (FLUJO)	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA ANAYA	SIN ESCALA FIGURA: 19



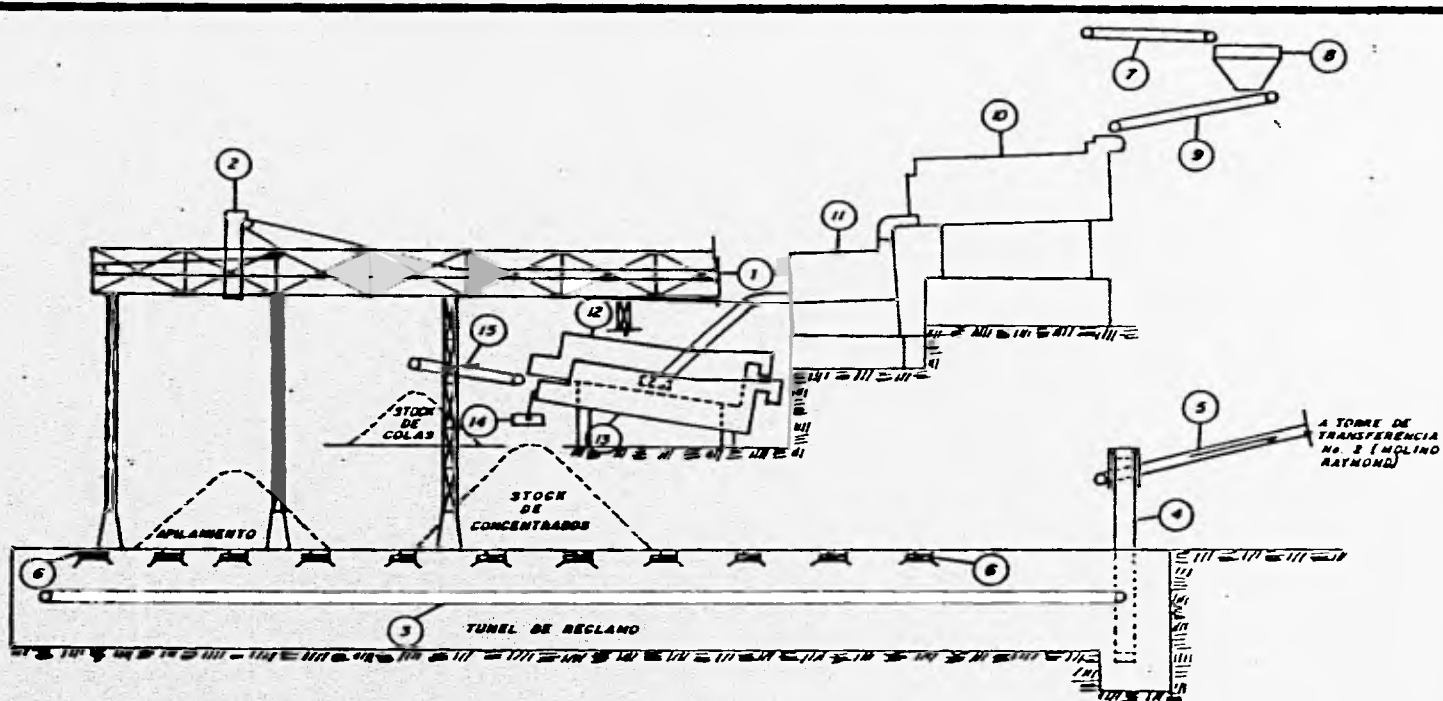
U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
BALANCE DE AGUA	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA ANAYA	SIN ESCALA FIGURA: 20



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
DIAGRAMA DE	
FLUJO	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA: 21



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
INSTALACION Y	
OPERACION	
POR: HECTOR -	SIN ESCALA
FERNANDO	
BARBOSA AMAYA	FIGURA: 22



LEYENDA

- 1° BANDA TRANSPORTADORA No. 6 24' x 122 m., 800 PIES/MIN., 800 Ton/Mc., MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 2° TRAMPON AUTOPULSADO JEPREY STD. 800 Ton/Mc., 40 PIES/MIN., MOTOR 5 H.P.
- 3° BANDA TRANSPORTADORA No. 8, 18' x 120 m., 570 PIES/MIN., 170 Ton/Mc., MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 4° BANDA TRANSPORTADORA No. 9, 18' x 127 m., 300 PIES/MIN., 170 Ton/Mc., MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 5° BANDA TRANSPORTADORA No. 2, 18' x 72.22 m., 330 PIES/MIN., 170 Ton/Mc., MOTORREDUCTOR 15 H.P.
- 6° ALIMENTADOR VICTORIANO MARCA ERICZ MOD. T5 B (11 PIEZAS).
- 7° BANDA TRANSPORTADORA No. 13
- 8° TOLVA DE TRANSFERENCIA
- 9° BANDA TRANSPORTADORA No. 14
- 10° JCS PRIMARIOS 8 x 11 PIES.
- 11° JCS SECUNDARIOS 8 x 11 PIES.
- 12° CLASIFICADOR DE COLAS
- 13° CLASIFICADOR DE CONCENTRADOS.
- 14° BANDA TRANSPORTADORA No. 10 (CONCENTRADOS)
- 15° BANDA TRANSPORTADORA No. 10 (COLAS)

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

**TESIS PROFESIONAL
PLANTA CONCENTRADORA
GRAVIMETRICA**

**POR: HECTOR
FERNANDO
BARBOSA AMAYA**

**SIN ESCALA
FIGURA: 23**

Estos molinos están equipados con separadores metálicos tipo doble Wizzer los cuales efectúan la clasificación del mineral de acuerdo a su finura. Para poder transportar el mineral que ha sido reducido a la finura deseada, de los molinos a los colectores de polvos, se utiliza aire que introduce al molino por medio de aberturas que se encuentran alrededor de la parte inferior del molino.

Si el mineral que se alimenta al molino esta muy húmedo (60%), el aire podrá ser calentado utilizando los calentadores de aire lo cual permite evaporar la humedad y evitar así la formación de lodos, tanto en los molinos como en la superficie de las aguas. La salida de los finos de los molinos se hace por la parte superior, que es el lugar donde se encuentran instalados los separadores para conducirlos primeramente a los colectores ciclónicos, donde se recupera la mayor cantidad de finos (98%). Estos colectores descargan a las tolvas de producto terminado (TP) por su parte inferior, por la parte superior del ciclón sale el aire con un porcentaje de polvo (de 3 a 5%) extremadamente fino, el cual se recupera en los colectores de bolas (SP) (ver figura 24).

V.7 PRODUCTO TERMINADO

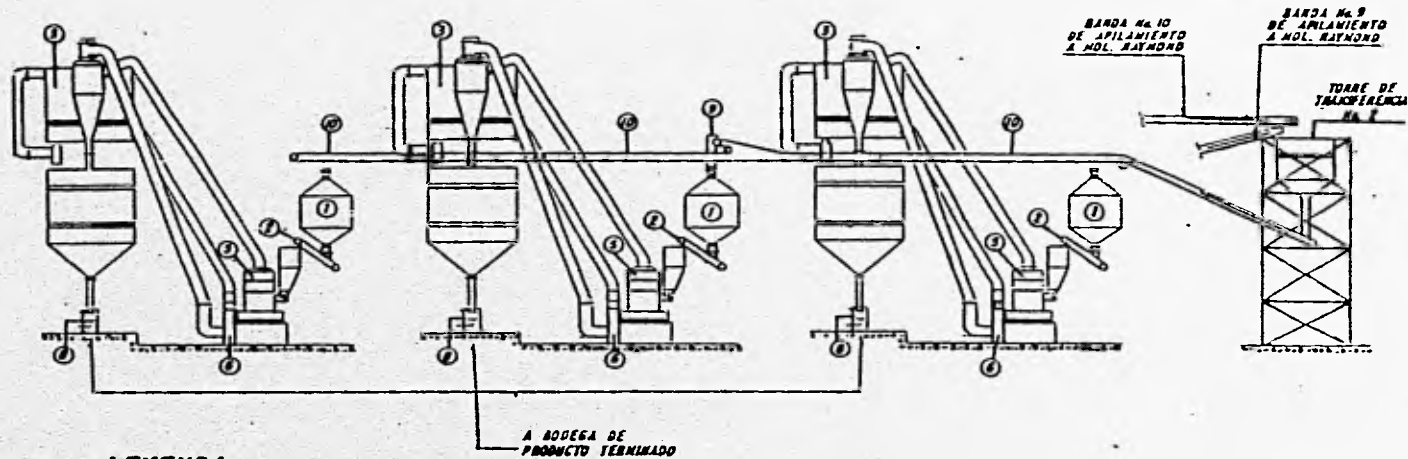
V.7.1 Envasado y ensacado

El último paso en el proceso de molienda y almacenaje en tolvas es el envasado del producto final de barita en sacos de papel de 50 kg, que posteriormente son colocados en el almacén de producto terminado.

V.7.2 Embalaje

Los sacos de 50 kg son colocados sobre tarimas de madera con un peso aproximado de 2.4 t de barita por tarima, la cual es envuelta con hule extensible y cubierta por una hoja de hule para posteriormente flejarla y asegurar su estabilidad durante su transportación (terrestre, ferroviaria y marítima)

MOLIENDA RAYMOND Y ENVASADO



LEYENDA

- 1° 3 TOLVAS DE GRUESAS CAP. 40 Ton.
- 2° 3 TRANSPORTADORES DE BANDA 18" 400 m. 40 ft/min. 15 Ton/hr. MOTORREDUCTOR 10 H.P.
- 3° 3 COLECTORES DE POLVOS MCA. RAJ-JET TIPO PULSACION MOD. 9 MIF-35, EQUIPADO CON 162 BOLSAS DE 9 PIES DE LONG. Y UN AREA DE 15 PIES² CON VENTILADOR TAMANO 120" Y MOTOR 40 H.P.
- 4° 3 CACIONES COLECTORES CON PUERTA DE ACCESO Y VENTIL A PRUEBA DE EXPLOSION
- 5° 3 MOLINOS RAYMOND DE RODILLOS C-E RAYMOND MOD. 605B. MOTOR 125 H.P.
- 6° 3 VENTILADORES PRINCIPALES DE ALTA EFICIENCIA 306D. MOTOR 125 H.P.
- 7° 3 TOLVAS DE PRODUCTO TERMINADO CAP. 250 Ton.
- 8° 3 ENSACADORAS MCA. - SA-140
- 9° 1 TRAPPER AUTOPROPULSADO JEPEREY STD.
- 10° BANDA TRANSPORTADORA No. 12 24" x 60.5 m. VEL. 200 ft/min. CAP. 200 Ton/hr. MOTORREDUCTOR 15 H.P.

U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

**TESIS PROFESIONAL
MOLIENDA RAYMOND Y
ENVASADO**

**POR: HECTOR
FERNANDO
BARBOSA AMAYA**

**SIN ESCALA
FIGURA: 24**

V.7.3 Logística

La logística de transporte de nuestro material, desde la unidad Mazatán, Son., hasta los almacenes de recepción en Roberto Ayala, Tab., puede tener tres alternativas teniendo como objetivo principal la reducción del costo de flete unitario.

a) TERRESTRE:

1. Mazatán-Roberto Ayala, Tab.	(Tractocamión) 6 días	\$ 240,000/t
2. Mazatán-Estación Willard, Hermosillo	(Tractocamión) 2 h	\$ 25,000/t
3. Mazatán-Puerto Guaymas, Son.	(Tractocamión) 4 h	\$ 35,000/t

b) FERREO:

Estación Willard-Hermosillo, Son.- Espuela -Roberto Ayala, Tab.	7 días	\$ 195,000/t
--	--------	--------------

c) MARITIMO:

Puerto Guaymas, Son. - Puerto Coatzacoalcos, Ver.

En buques de 20,000 toneladas de capacidad los cuales son contratados con las diversas agencias navieras instaladas en el país, con una estadía para carga de 72 h y descarga de 96 h.

15 días	\$ 65,000/t
---------	-------------

De los tres medios de transporte mencionados se ha elegido una combinación de estos, que es la siguiente:

Mazatán-Puerto Guaymas, Son.	Tractocamión
Puerto Guaymas, Son.-Puerto Coatzacoalcos, Ver.	Barco
Puerto Coatzacoalcos, Ver.-Roberto Ayala, Tab.	Tractocamión

Esta alternativa presenta un menor costo y mayor volumen transportado.

VI. ANALISIS FINANCIERO

VI.1 GENERALIDADES

El Fideicomiso de Fomento Minero, organismo que otorga el apoyo económico, presenta dos alternativas de financiamiento:

- a) Prime Rate más tres puntos porcentuales (Dólares americanos).
- b) CPP más seis puntos en moneda nacional.

Para el estudio de factibilidad financiera se optó considerar el 80% de la inversión financiada a una tasa de interés de Prime Rate más tres puntos porcentuales, debido a que en noviembre de 1992 la tasa CPP más seis puntos fue de 22.5 % anual, tasa que era 100% mayor a la Prime Rate en dólares E.U.A. (USCy) o su equivalente en moneda nacional, teniendo lo siguiente:

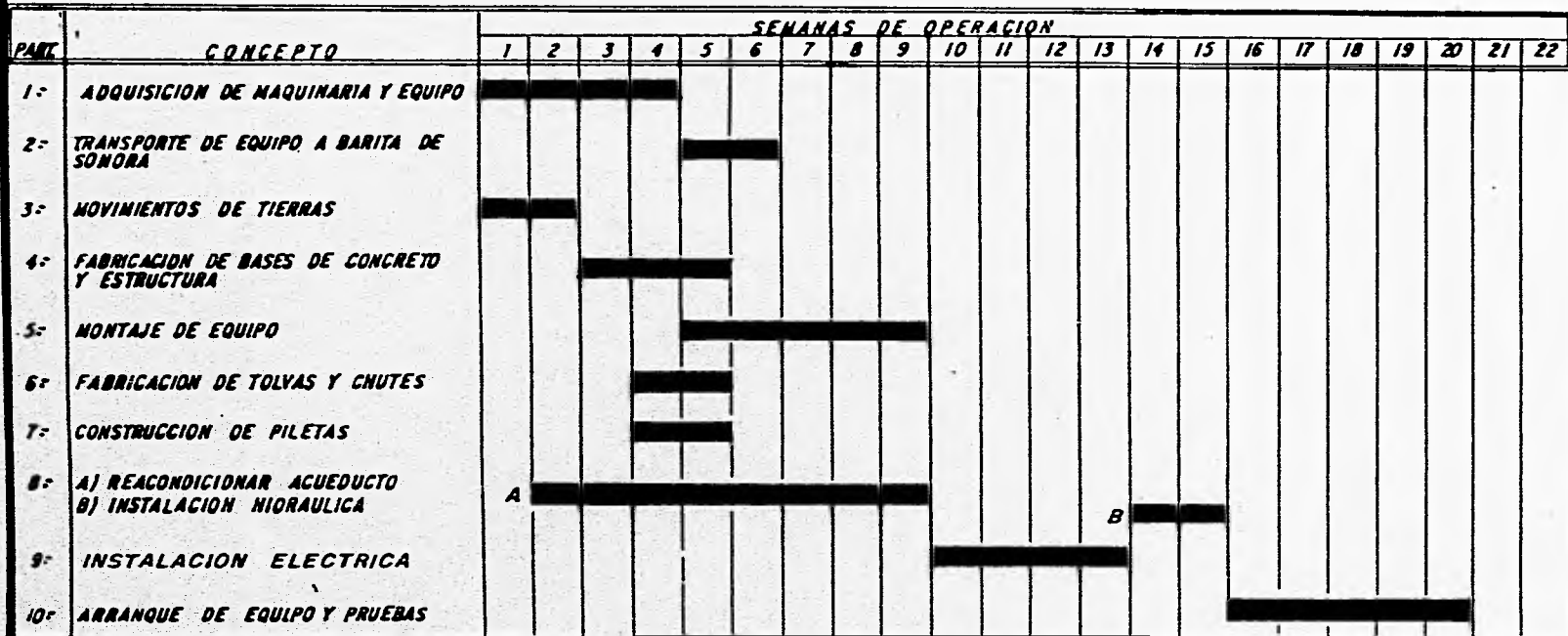
Tasa Prime Rate (noviembre de 1992) $8.25 + 3 = 11.25\%$ Anual Sobre Saldos Insolutos (ASSI).

Tipo de cambio (noviembre de 1992) N\$3.14 por Dólar E.U.A. (USCy).

El financiamiento es a diez años con dos años de gracia sobre capital durante el período inicial, con pagos anuales iguales y las amortizaciones son del 11.25% (ASSI). La proyección financiera se realiza a 10 años pensando en la continuidad de la empresa posteriormente.

El proyecto será considerado a valor presente, por lo que se mantendrán fijos tanto los ingresos por tonelada molida y ensacado, 145 dólares E.U.A. (USCy) así como los egresos. El tiempo de instalación de la planta JIG será de veinte semanas (ver figura 25) y la vida útil de los terreros de cinco años. En la figura 26 se aprecia el balance de alimentación de mineral de terreros a la planta JIGS, expresado en toneladas.

**PROGRAMACION DE INSTALACION Y ARRANQUE
DE PULSADORES JIGS.**



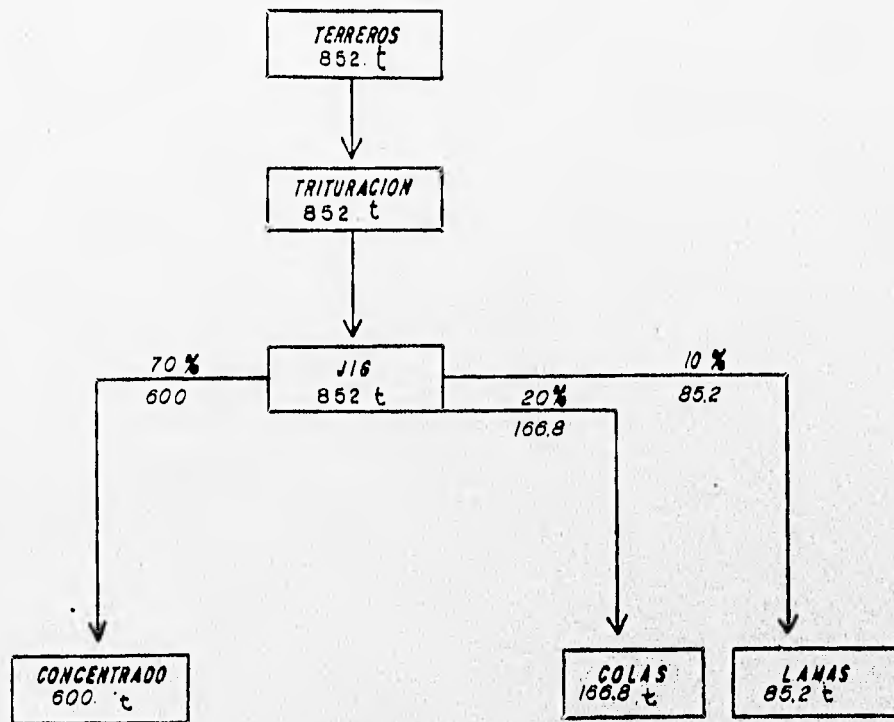
U N A M

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL
DIAGRAMA DE
BARRAS

POR: HECTOR
FERNANDO
BARBOSA AMAYA

SIN ESCALA
FIGURA: 25



SUMAS

CONCENTRADO 600 t
 COLAS 166.8 t
 LAMAS 85.2 t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL BALANCE DE ALIMENTACION	
POR: HECTOR FERNANDO BARBOSA AMAYA	SIN ESCALA FIGURA: 26

VI.2. CAPITAL DE TRABAJO (1 MES DE OPERACION)

El capital de trabajo es para financiar la operación durante el primer mes de arranque del proyecto y se calculó de los datos obtenidos en el anexo 3.

CONCEPTO	COSTO UNITARIO \$	PRODUCCION t/mes	COSTO MENSUAL \$
MINADO	17,839.83	15,000	267'597,450
TRITURACION	1,561.63	21,300	33'262,719
CONCENTRACION	3,913.63	21,300	83'360,319
GRAVIMETRICA (JIGS)			
MOLIENDA	11,360.02	15,000	170'400,300
ENSACADO	46,724.71	15,000	700'870,650
FLETES	221,140.72	15,000	3,317'110,800
TOTAL	302,540.54		\$ 4,572'602,238
TOTAL			N\$ 4,572,602.24

VI.3 INVERSION

CANTIDAD	DESCRIPCION	MONTO EUA S	MONTO NS MN	IMPREVISTOS	SUBTOTAL	IVA	TOTAL
INVERSION MINA							
2	Camiones fuera de carretera Caterpillar 763-C capacidad de 35-40 t	803,352	2,522,686	252,269	2,774,955	277,495	3,052,450
1	Cargador Frontal Caterpillar 960 F	369,504	1,160,316	116,032	1,276,348	127,635	1,403,982
1	Tractor Oruga Caterpillar D8-N	389,225	1,222,244	122,224	1,344,469	134,447	1,478,915
1	Motoconformador Caterpillar 12-E	177,892	558,616	55,862	614,478	61,448	675,926
1	Vagón Perforador Rec 442 PC Atlas Copco	78,276	245,802	24,580	270,383	27,038	297,421
1	Compresor Portátil Atlas Copco 750 PCM modelo XAS 350 GE	60,700	190,610	19,061	209,671	20,967	230,638
	Gastos de Importación y Flete Vagón Perforador (20%)	15,655	49,160	4,916	54,076	5,408	59,483
	SUBTOTAL MINA	1,894,604	5,949,436	594,944	6,544,379	654,438	7,198,815
INVERSION PLANTA JIGS							
2	Jigs Pulsadores Wemco-Remer 5"x11"	246,726	774,769	77,477	852,246	85,225	937,470
2	Jigs Pulsadores Wemco-Remer 5"x16"	252,996	794,458	79,446	873,904	87,390	961,294
2	Clasificadores espiral Wemco-Remer 66"x50"	252,733	793,632	79,363	872,995	87,300	960,295
1	Lote de Refacciones Jigs		221,000	22,100	243,100	24,310	267,410
6	Bomba marca PIPSA		144,230	14,423	158,653	15,865	174,518
LOTE	Tubería y Válvulas		173,491	17,349	190,840	19,084	209,924
LOTE	Material Eléctrico		236,358	23,636	259,994	25,999	285,993
	Rehabilitación de pozo		39,095	3,910	43,005	4,300	47,305
3	Montacargas 8,000 lb de capacidad p/c.u. Caterpillar		407,375	40,738	448,113	44,811	492,924
2	Tolva ACE 5 m3		45,000	4,500	49,500	4,950	54,450
5	Transportadora Banda de 24"x18"		202,047	20,205	222,252	22,225	244,477
2	Conos desarenadores 49 m3		32,000	3,200	35,200	3,520	38,720
	Servicios de Ingeniería		92,000	9,200	101,200	10,120	111,320
	Obra Civil		138,400	13,840	152,240	15,224	167,464
6	Camionetas Pick Up Ford		237,273	23,727	261,000	26,100	287,100
	Maquinaria, Equipo, Bombas e Instalaciones Eléctricas		279,189	27,919	307,108	30,711	337,819
	Gastos de Importación Fletes Jigs y Clasificadores	152,513	478,921	47,892	526,813	52,681	579,495
	Gastos de fletes nacionales		100,000	10,000	110,000	11,000	121,000
	SUBTOTAL PLANTA JIGS	904,968	5,189,239	518,924	5,708,162	570,816	6,278,979
	CAPITAL DE TRABAJO						4,572,602
	INVERSION TOTAL		11,138,674	1,113,867	12,252,542	1,225,254	18,050,396

VI.4. ESTRUCTURA DE LA INVERSION

Como ya se mencionó, el 80% de los recursos del proyecto van a ser financiados por el Fideicomiso de Fomento Minero y el 20% restante lo van a aportar los accionistas de la empresa.

RECURSOS F.F.M.			80%
MAQUINARIA Y EQUIPO	\$10'424,924		
EQUIPO DE TRANSPORTE	\$281,000		
GASTOS PREOPERATIVOS	\$683,069		
GASTOS DE INSTALACION	\$307,108		
OBRA CIVIL	\$296,445		
EQUIPO ELECTRICO	\$165,612		
		\$12,158,158	
CAPITAL DE TRABAJO		\$2,282,159	
SUBTOTAL			\$14,440,317
RECURSOS PROPIOS (CAPITAL SOCIAL)			20%
EQUIPO ELECTRICO (RESTO)	\$94,382		
I.V.A.	\$1,225,254	\$1,319,636	
CAPITAL DE TRABAJO (RESTO)		\$2,290,443	
SUBTOTAL			\$3,610,079
TOTAL			\$18,050,396

VI.5. CAPITAL SOCIAL Y FINANCIERO

El financiamiento será del 80% de la inversión y el 20% restante va a ser como aportación de capital social.

CONCEPTO	MONTO \$	%
Inversión Total	18'050,396	100
Financiamiento	14'440,317	80
Capital Social	3'610,079	20

GASTOS FINANCIEROS

Principal	\$14'440,317
Tasa de interés (i)	11.25% ASSI
Período del préstamo (n)	10 años
Años de gracia sobre capital	2
Período del pago	Anual

Para el cálculo de las anualidades (R) se tomaron los parámetros siguientes:

ANUALIDAD (R)	X
Principal (P)	\$14'440,317
Tasa de interés (i)	11.25 % ASSI
Periodo del cálculo (n-2)	8 años

Donde las dos primeras anualidades corresponden al período de gracia y sólo se pagan los intereses del principal.

APLICANDO :
$$R = P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1}$$
 6.1

Sustituyendo :
$$R = 14'440,317 \frac{0.1125 (1 + 0.1125)^8}{(1 + 0.1125)^8 - 1}$$

Por lo tanto el pago de cada anualidad será de : R= \$2'831,122.10

AÑO	MONTO QUE SE ADEUDA AL INICIO DE CADA PERIODO	CAPITAL E INTERESES QUE SE ADEUDAN AL FINAL DE CADA AÑO	REEMBOLSO HECHO A FIN DE CADA PERIODO	MONTO QUE SE ADEUDA AL FINAL DEL PERIODO
1	14'440,317.00	16'064,852.60	1'624,535.60	14'440,317.00
2	14'440,317.00	16'064,852.60	1'624,535.60	14'440,317.00
3	14'440,317.00	16'064,852.60	2'831,122.10	13'233,730.50
4	13'233,730.50	14'722,525.10	2'831,122.10	11'891,403.00
5	11'891,403.00	13'229,185.80	2'831,122.10	10'398,063.70
6	10'398,063.70	11'567,845.80	2'831,122.10	8'736,723.70
7	8'736,723.70	9'719,605.10	2'831,122.10	6'888,483.00
8	6'888,483.00	7'663,437.30	2'831,122.10	4'832,315.20
9	4'832,315.20	5'375,950.60	2'831,122.10	2'544,828.56
10	2'544,828.60	2'831,122.10	2'831,122.10	0.00

VI.6 CALCULO DE LA RENTABILIDAD DEL PROYECTO

METODO REALISTA.- Para determinar la rentabilidad por este método se supone que todos los Ingresos se depositan en un fondo a medida que se van obteniendo y gana intereses a una tasa de oportunidad que para la empresa es de 16% (ver bibliografía, Ing. Luzbel Napoleón Solórzano).

Para nuestro caso particular se considera una tasa de oportunidad del 16% en dólares, puesto que el apoyo financiero fue contratado al 11.25 % ASSI.

AÑO	INGRESOS NETOS (Miles de N\$)
1	2'641,699
2	10'455,766
3	17'488,399
4	17,563,057
5	17,657,226
6	18'328,646
7	17'233,742
8	17'348,102
9	17'475,327
10	17'616,865

INVERSION en Miles de Pesos: \$ 18,050,396

$$R = \sqrt[n]{\frac{\sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{n-k}}{c}} - 1 \quad (6.2)$$

Donde:

- n = Vida del proyecto
- I = Ingresos Netos Anuales
- R = Rentabilidad de la Inversión
- i = Tasa de Intereses de Oportunidad
- c = Monto de la Inversión Inicial

Aplicando (6.2) y sustituyendo valores:

$$= \left[\frac{(2'641,699)(1.16)^9 + (10'455,766)(1.16)^8 + (17'488,399)(1.16)^7 + (17'563,057)(1.16)^6 + (17'657,226)(1.16)^5 + (18'328,846)(1.16)^4 + (17'233,742)(1.16)^3 + (17'348,102)(1.16)^2 + (17'475,327)(1.16) + (17'616,865)}{18'050,396} \right] - 1$$

$$= 1.3223 - 1 = .3223 = 32.23\%$$

La tasa de recuperación es de 32.23% anual lo que resulta atractiva financieramente hablando.

PERIODO DE CANCELACION

AÑO	INGRESOS NETOS (A)	INGRESOS ACUMULADOS (B)
1	2'641,699	2'641,699
2	10'455,766	13'097,465
3	17'488,399	30'585,864
4	17'563,056	48'148,920
5	17'567,227	65'716,147
6	18'328,797	84'044,944
7	17'233,742	101'278,686
8	17'348,102	118'626,788
9	17'475,327	136'102,115
10	17'616,865	153'718,980

INVERSION: 18,050,396 Miles de Pesos

El periodo de cancelación es cuando los ingresos acumulados igualan a la inversión.

Los ingresos del tercer año (\$ 17'488,399.00) se dividen entre doce meses y esto dá como resultado \$ 1'457, 366.58 por mes. A su vez, esta cantidad se divide entre 30 días para obtener el ingreso diario el cual es de \$ 48,578.88.

Ingresos acumulados al 2º año	\$ 13'097,465.00
Ingresos de 3 meses	4'372,099.74
Ingresos de doce días	<u>582,946.56</u>
	\$ 18'052,511.30

Por lo tanto el período de cancelación será en el segundo año, tres meses y doce días.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

Con base en los capítulos anteriores se puede concluir lo siguiente:

- El proyecto está magníficamente ubicado puesto que tiene acceso a pie de carretera para trasladar el material por medio de tractocamiones y esta vía terrestre se comunica con otros medios de transporte como son: ferroviario, en la estación Willard, en Hermosillo y el marítimo en el puerto de Guaymas, Son.

Con estos tres medios de transporte; tractocamiones, ferroviario y marítimo se asegura la transportación hasta el almacén del cliente en el poblado de Roberto Ayala, Tab.

- El mercado del mineral está asegurado con la paraestatal Petróleos Mexicanos y la empresa Barold, puesto que la empresa nacional no compra barita de importación, exigiéndole a los productores nacionales:

Puntualidad en los tiempos de entrega.

Control de calidad en los parámetros establecidos.

Excelente presentación en la entrega del producto.

- La empresa tiene un gran potencial geológico en sus 15,000 hectáreas concesionadas tanto por barita como oro de placer.

En la actualidad los terreros existentes le darán una vida económica por cerca de cinco años, tiempo que deberá aprovecharse para incrementar las reservas positivas y probables de mineral In-Situ.

- Con la reposición del equipo móvil de mina propuesto, el minado de los terreros, y posteriormente del mineral In-Situ, tendrá un costo adecuado en comparación con los altos costos manejados por la obsolescencia del equipo con que se cuenta actualmente lo que ocasiona un mayor costo de mantenimiento.

Así mismo, diseñar y planear los tajos abiertos conforme marcan los cánones de la ingeniería de minas:

- a) Bajo costo.
- b) Alta productividad.
- c) Totalmente seguros.

- La adquisición, instalación y puesta en marcha de la planta JIGS es una solución parcial a la falta de mineral In-Situ, teniendo en cuenta que será posible beneficiar 1'196,095 toneladas de mineral de terreros con una densidad promedio de 3.60 g/cc y lo concentrará a una densidad mayor o igual a 4.23 g/cc.

Dentro del proceso, el uso del elemento agua es vital por lo que con el proyecto del pozo aforado se le asegura a la planta JIGS el abastecimiento de este vital líquido y en consecuencia su racionamiento por medio de la recuperación del 80% de este fluido para su reciclado.

- Con el financiamiento del 80% del total de la inversión y un 20 % de aportación al capital social por parte de los accionistas de la empresa, el proyecto JIGS resulta viable teniendo en cuenta los resultados de la tasa de recuperación del 32.23 % anual, tasa que está muy por arriba de la tasa de oportunidad la cual es de 16 %, así mismo, el período de cancelación en ingresos es en el segundo año, tercer mes y doce días de iniciado el proyecto.

RECOMENDACIONES

1.- La empresa Barita de Sonora S.A. de C.V., deberá iniciar un programa de exploración, con el objeto de incrementar las reservas de mineral de barita y su potencialidad en oro de placer.

2.- Con el proceso de concentración gravimétrica denominado "JIGS", la compañía podrá minar mineral de barita con densidad igual o mayor de 3.60 g/cc.

3.- Con el proceso de concentración gravimétrica se ayudará a la empresa a mantenerla económicamente activa, pero debe tenerse en cuenta que resulta más

económico planear un sistema de minado a tajo abierto con barita de alta densidad, mayor o igual a 4.23 gr/cc que procesar mineral de baja densidad.

4.- El material, producto de las colas, podría tener algún valor económico, por lo que deberán realizarse pruebas metalúrgicas con el JIG PILOTO nuevamente.

5.- El personal técnico y administrativo encargado del manejo del proyecto deberá cuidar el aspecto costos de operación y administrativo para que el proyecto camine sano, financieramente hablando.

BIBLIOGRAFIA

1. BURT Richard O. Ullmanns Encyclopädie V.1 B2 der-technischen Chemie 4a edición
Berlang-Chemie Gravity Concentration
Weinheim República Federal Alemana. 1993 (pp 21-1 - 21-5).
2. GÄRTNER, Hans. Sortiespiralen Für Dic Fein und Feinstkornaun
Bereitung Glückauf. 5 (1994)
República Federal Alemana (pp 332 a 336).
3. LOPEZ, A. Víctor M. "Principios Básicos para la Selección de Equipo
de Cargado en Minería a Cielo Abieto".
III Seminario Nacional sobre Minado a Cielo Abierto.
Universidad de Sonora.
Hermosillo, Son. México. Noviembre de 1992 (pp 196-212)
4. NEWTON, Joseph Extractive Metallurgy Ed. John Wiley and Sons Inc.
New York, N.Y. U.S.A.1960 (pp 87-103)
5. ORNELAS, T. Jorge, "Sistema Dinámico de Separación Medio Pesado"
IV Encuentro sobre Concentración de Minerales.
Universidad Autónoma de San Luis Potosí.
San Luis Potosí, S.L.P., México. Agosto. 1988 (pp 240 - 245).
6. PIRRETT D. E. y Rilley G.W., Mineral Processing Hand Book, Vol. I,
Society of Mining Engineers of AIME
New York N.Y. U.S.A. 1985 (pp 4.27 - 4.31)
7. ROBLEDO S. Alfredo Estudio de Mercado. (Inédito)
Gerencia de Comercialización
Barita de Sonora, S.A. de C.V. México, D.F. México. 1992.
8. RONG RX y Lyman G.J. "A New Energy Dissipation Theory of JIG Bed Stratification".
República Federal Alemana, 1983 parte I y II pp 175 - 177

9. SOLORZANO L. Napoleón, "Economía de la Ingeniería". Apuntes.
Facultad de Ingeniería. División de Ingeniería en Ciencias de la Tierra.
Universidad Nacional Autónoma de México. México, D.F. México 1979

10. VALLEJO S. Demetrio "Plan de Negocios y Calidad Total en Barita de Sonora, S.A. de C.V."
Memorias de la XX convención de la Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México, A.C. Acapulco, Gro. México.
1993 (pp 520-525)

11. WARNES Hasse "Setzmachin Grober Leistung für die Sortierung von Kohle-die Alternative auch für Erz?"Erzmetall 40 (1987)
Weinheim, República Federal Alemana
Nr4, pp 176 - 179.

12. Manual de Operación de la Caja de Concentración Gravimétrica "JIGS" WEMCO-REMER.

13. Manual de Operación del molino de rodillo Raymond con separadores Doble WHIZZER y Controlador Diferencial de Alimentación.

14. Manual para el Uso de Explosivos.
16va. edición. Explosivos DuPont, México, D.F. México. 1991

15. Notas Inéditas, Archivo Barita de Sonora, S.A. de C.V., Mexico, D.F.

16. Servicios Geológicos, S.A.
Estudio Geológico - Económico en los yacimientos de Barita, ubicados al oriente del poblado de Mazatán, municipio de Villa Pesqueira, Estado de Sonora, México, 1980

ANEXO I CUBICACION GLOBAL DE TERREROS

- 1.- CUBICACION GLOBAL DE TERREROS (RESUMEN)
- 2.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (1)
- 3.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (2)
- 4.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (3)
- 5.- TERRERO I TORRES-SAHUARO (4)
- 6.- TERRERO I TORRES-SAHUARO
- 7.- TERRERO II TORRES (1)
- 8.- TERRERO II TORRES (2)
- 9.- TERRERO II TORRES
- 10.- TERRERO III SAHUARO (1)
- 11.- TERRERO III SAHUARO
- 12.- TERRERO LAS PAPAS (A)
- 13.- TERRERO LAS PAPAS (B)
- 14.- TAJO TORRES SAHUARO (C)
- 15.- TERRERO LAS PAPAS (D)

CUBICACION GLOBAL DE TERREROS

TABLA Nº 1 RESUMEN

TERRERO	DENSIDAD	TONELADAS
TERRERO I, TORRES-SAHUARO	3.63	553,943.96
TERRERO II, TORRES	3.63	414,588.35
TERRERO III, SAHUARO	3.69	164,802.78
TERRERO LAS PAPAS-TERRERO "A"	3.70	27,521.95
TERRERO LAS PAPAS-TERRERO "B"	3.60	9,512.24
TERRERO TORRES-SAHUARO, TERRERO "C"	4.17	21,197.47
TERRERO LAS PAPAS-TERRERO "D"	4.15	4,528.99
TOTAL		1'196,095.74

TABLA Nº 2 TERRERO I TORRES-SAHUARO (1)

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
1	BDT-20	BDT-20-No. 1	0.00 a 3.00	3.79	3.68
	BDT-20	BDT-20-No. 2	3.00 a 6.00	3.62	
	BDT-20	BDT-20-No. 3	6.00 a 9.00		
1	BDT-1	BDT-1 No. 1	0.00 a 3.00	3.96	3.83
	BDT-1	BDT-1 No. 2	3.00 a 6.00	3.79	
	BDT-1	BDT-1 No. 3	6.00 a 9.00	3.77	
	BDT-1	BDT-1 No. 4	9.00 a 10.00	3.79	
1	BDT-18	BDT-18 No. 1	0.00 a 3.00	3.47	3.55
	BDT-18	BDT-18 No. 2	3.00 a 6.00	3.45	
	BDT-18	BDT-18 No. 3	6.00 a 9.00	3.63	
	BDT-18	BDT-18 No. 4	9.00 a 10.15	3.62	

DENSIDAD DE LAS SECCIONES

3.68 g/cc

Nota: Las denominaciones al mineral clasificado son tres:

- a) Baja densidad de 3.40 a 3.60 g/cc.
- b) Media densidad de 3.60 a 4.00 g/cc.
- c) Densidad alta de 4.00 a 4.15 g/cc.

**TABLA N° 3
TERRERO I TORRES-SAHUARO (2)**

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
2	BDT-1A	BDT-1A No. 1	0.00 a 3.00	3.53	3.6
		BDT-1A No. 2	3.00 a 6.00	3.67	
		BDT-1A No. 3	6.00 a 9.00	3.65	
		BDT-1A No. 4	9.00 a 11.00	3.54	
2	BDT-2A	BDT-2A No. 1	0.00 a 3.00	3.65	3.67
		BDT-2A No. 2	3.00 a 6.00	3.62	
		BDT-2A No. 3	6.00 a 9.00	3.77	
		BDT-2A No. 4	9.00 a 10.00	3.63	
2	BDT-3	BDT-3 No. 1	0.00 a 3.00	3.54	3.67
		BDT-3 No. 2	2.00 a 6.00	3.62	
		BDT-3 No. 3	6.00 a 9.00	3.77	
		BDT-3 No. 4	9.00 a 11.00	3.54	
2	BDT-4	BDT-4 No. 1	3.00 a 6.00	3.65	3.66
		BDT-4 No. 2	3.00 a 6.00	3.62	
		BDT-4 No. 3	6.00 a 9.00	3.77	
		BDT-4 No. 4	9.00 a 12.00	3.63	
2	BDT-5	BDT-5 No. 1	0.00 a 3.00	3.63	3.71
		BDT-5 No. 2	3.00 a 6.00	3.69	
		BDT-5 No. 3	6.00 a 9.00	3.83	
DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION					3.67 g/cc

**TABLA N° 4
TERRERO I TORRES-SAHUARO (3)**

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
3	BDT-16	BDT-16 No. 1	0.00 a 3.00	3.58	3.48
		BDT-16 No. 2	3.00 a 6.00	3.38	
		BDT-16 No. 3	6.00 a 9.00	3.46	
		BDT-16 No. 4	9.00 a 10.50	3.50	
3	BDT-2	BDT-2 No. 1	0.00 a 3.00	3.47	3.55
		BDT-2 No. 2	3.00 a 6.00	3.49	
		BDT-2 No. 3	6.00 a 9.00	3.66	
		BDT-2 No. 4	9.00 a 10.00	3.64	
3	BDT-19	BDT-19 No. 1	0.00 a 3.00	3.00	3.68
		BDT-19 No. 2	3.00 a 5.90	5.90	
		BDT-19 No. 3	5.90 a 7.10	7.10	
3	BDT-17	BDT-17 No. 1	3.00 a 6.00	3.58	3.61
		BDT-17 No. 2	3.00 a 6.00	3.73	
		BDT-17 No. 3	6.00 a 9.00	3.65	
		BDT-17 No. 4	9.00 a 12.00	3.46	
DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION					3.54 g/cc

**TABLA Nº 5
TERRERO I TORRES-SAHUARO (4)**

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
4	BDT-6	BDT-6 No. 1	0.00 a 3.00	3.63	3.69
		BDT-6 No. 2	3.00 a 6.00	3.69	
		BDT-6 No. 3	6.00 a 9.00	3.83	
4	BDT-7	BDT-7 No. 1	0.00 a 3.00	4.02	3.78
		BDT-7 No. 2	3.00 a 6.00	3.66	
		BDT-7 No. 3	6.00 a 9.00	3.70	
		BDT-7 No. 4	8.00 a 11.60	3.73	
4	BDT-8	BDT-8 No. 1	0.00 a 3.00	3.53	3.69
		BDT-8 No. 2	3.00 a 6.00	3.70	
		BDT-8 No. 3	6.00 a 9.00	3.73	
		BDT-8 No. 3	9.00 a 12.00	3.60	
4	BDT-9	BDT-9 No. 1	3.00 a 6.00	3.68	3.70
		BDT-9 No. 2	3.00 a 6.00	3.71	
		BDT-9 No. 3	6.00 a 9.00	3.65	
		BDT-9 No. 4	9.00 a 12.00	3.77	

DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION

3.71 g/cc

**TABLA Nº 6
TERRERO I TORRES-SAHUARO**

SECCION	PLAN	FACTOR	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M2 VOL.	DENS.	I
1	0	2.48	0	0	0				
2	119	2.48	295.12	295.12	9.00	4.50	1,328.04	3.63	4,820.79
3	240.6	2.48	596.688	891.81	10.80	5.40	4,815.76	3.63	17,481.22
4	291	2.48	721.68	1,318.37	8.60	4.30	5,668.98	3.63	20,578.41
5	321	2.48	796.08	1,517.76	6.60	3.30	5,008.81	3.63	18,181.25
6	454.2	2.48	1,127.16	1,923.24	9.00	4.50	8,654.56	3.63	31,416.13
7	479	2.48	1,187.92	2,315.08	4.30	2.15	4,977.42	3.63	18,068.04
8	570	2.48	1,413.6	2,601.52	3.40	6.70	17,430.1	3.63	63,271.57
9	597	2.48	1,480.56	2,894.16	8.00	4.00	11,576	3.63	2,023.20
10	521	2.48	1,292.08	3,762.64	5.00	2.50	6,931.60	3.63	25,161
11	517.2	2.48	1,283.4	2,575.08	8.30	4.15	10,688.24	3.63	38,798.32
12	473.2	2.48	1,174.28	2,457.63	10.50	5.25	12,902.82	3.63	46,873.24
13	498	2.48	1,235.4	2,409.32	12.50	6.25	15,058.25	3.63	54,661.45
14	395	2.48	976.6	2,214.64	18.00	9.00	19,931.76	3.63	72,352.29
15	312.5	2.48	775	1,754.60	13.50	8.75	11,843.55	3.63	42,992.09
16	273.5	2.48	678.28	1,453.28	9.00	4.50	6,539.76	3.63	23,739.33
17	214	2.48	330.72	1,209.00	6.00	3.00	3,627.00	3.63	13,166.01
18	54.5	2.48	135.16	555.88	14.00	7.00	4,661.16	3.63	16,920.01
19	27	2.48	65.96	202.12	5.00	2.50	505.32	3.63	1,831.24
20	0	2.48	0	5.95	1.50	6.75	457.98	3.63	1,640.89
TOTAL TONELADAS									553,943.96

**TABLA Nº 7
TERRERO II TORRES (1)**

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
1	BDT-10	BDT-10 No. 1	0.00 a 3.00	3.60	3.66
		BDT-10 No. 2	3.00 a 6.00	3.86	
		BDT-10 No. 3	6.00 a 9.00	3.59	
1	BDT-11	BDT-11 No. 1	0.00 a 3.00	3.70	3.64
		BDT-11 No. 2	3.00 a 6.00	3.62	
		BDT-11 No. 3	6.00 a 9.00	3.60	
1	BDT-12	BDT-12 No. 1	0.00 a 3.00	3.61	3.76
		BDT-12 No. 2	3.00 a 6.00	3.79	
		BDT-12 No. 3	6.00 a 9.60	3.87	
1	BDT-14	BDT-14 No. 1	3.00 a 6.00	3.45	3.61
		BDT-14 No. 2	3.00 a 6.00	3.64	
		BDT-14 No. 3	6.00 a 9.00	3.63	
		BDT-14 No. 4	9.00 a 11.00	3.80	
DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION					3.66 g/cc

**TABLA Nº 8 Sección 2-3
TERRERO II TORRES (2)**

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
2	BDT-13	BDT-13 No. 1	0.00 a 3.00	3.49	3.57
		BDT-13 No. 2	3.00 a 6.00	3.70	
		BDT-13 No. 3	6.00 a 9.00	3.55	
2	BDT-15	BDT-15 No. 1	0.00 a 3.00	3.53	3.63
		BDT-15 No. 2	3.00 a 6.00	3.80	
		BDT-15 No. 3	6.00 a 9.00	3.58	
DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION :					3.60 g/cc
3	BDT-21	BDT-21 No. 1	0.00 a 3.00	3.63	3.64
		BDT-21 No. 2	3.00 a 6.00	3.60	
		BDT-21 No. 3	6.00 a 9.00	3.66	
		BDT-21 No. 4	9.00 a 10.50	3.70	
DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION					3.64 g/cc

**TABLA Nº 9
CUBICACION DE TERRERO Y DENSIDAD PROMEDIO
TERRERO II - TORRES.**

SECCION	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M3 VOL.	DENS.	t
1-1	554.22	554.22	0	0			
2-2	762.605	1316.83	14.00	7.00	9217.78	3.63	33,460.62
3-3	363.20	1525.81	17.00	8.50	12969.34	3.63	47,078.71
4-4	140.50	1563.79	8.00	4.00	6254.80	3.63	22,704.92
5-5	102.02	105.52	18.50	9.25	139.06	3.63	50,551.60
6-6	960.05	1666.07	8.00	4.00	6660.28	3.63	24,176.82
7-7	905.18	1865.23	9.00	4.50	8393.54	3.63	30,468.53
8-8	661.16	1566.34	15.00	7.50	11747.55	3.63	42,643.61
9-9	585.74	1241.90	11.00	5.50	6857.95	3.63	24,604.36
10-10	510.50	1069.24	11.00	5.50	6029.32	3.63	21,886.43
11-11	276.49	190.99	8.50	4.25	344.71	3.63	12,141.21
12-12	336.61	605.10	12.00	6.00	3630.60	3.63	13,179.0
13-13	484.42	813.43	20.50	10.25	8337.66	3.63	30,265.70
14-14	280.46	765.28	27.00	13.50	10331.28	3.63	37,802.55
15-15	164.04	444.50	19.00	9.50	4222.75	3.63	15,328.58
16-16	68.13	232.17	16.00	8.00	1857.36	3.63	6,742.22
17-17	18.01	86.14	10.00	5.00	430.70	3.63	1,563.44
TOTAL TONELADAS							414,588.35

**TABLA Nº 10
TERRERO III SAHUARO (1)**

SECCION	BARRENO	MUESTRA	INTERVALO (m)	DENSIDAD g/cc	DENSIDAD MEDIA g/cc
1	BDT-22	BDT-22 No. 1	0.00 a 3.00	3.70	
		BDT-22 No. 2	3.00 a 6.00	3.56	3.62
		BDT-10 No. 3	6.00 a 6.60	3.57	
1	BDT-23	BDT-23 No. 1	0.00 a 3.00	3.55	
		BDT-23 No. 2	3.00 a 6.00	3.00	3.68
		BDT-23 No. 3	6.00 a 8.00	3.71	
1	BDT-24	BDT-24 No. 1	0.00 a 3.00	3.56	
		BDT-24 No. 2	3.00 a 6.00	3.72	3.65
		BDT-24 No. 3	6.00 a 7.20	3.72	
1	BDT-25	BDT-25 No. 1	0.00 a 3.00	3.92	
		BDT-25 No. 2	3.00 a 6.00	3.77	3.79
		BDT-25 No. 3	6.00 a 9.00	3.70	
1	BDT-26	BDT-26 No. 1	0.00 a 3.00	3.75	
		BDT-26 No. 2	3.00 a 6.00	3.62	3.70
		BDT-26 No. 3	6.00 a 9.00	3.75	
1	BDT-27	BDT-27 No. 1	0.00 a 3.00	3.68	
		BDT-27 No. 2	3.00 a 6.50	3.73	3.70
DENSIDAD MEDIA DE LA SECCION					3.58 g/cc

TABLA N° 11
CUBICACION DE TERREROS Y DENSIDAD PROMEDIO
TERRERO III SAHUARO

SECCION	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M3 VOL.	DENS.	t
1	176,50						
2	273,00	449,50	12,50	6,25	2809,38	3,69	10366,61
3	364,00	537,00	14,00	7,00	3759,00	3,69	13870,71
4	186,50	450,50	13,00	6,50	2928,25	3,69	10805,24
5	114,00	320,50	12,00	6,00	1923,00	3,69	7095,87
6	114,00	248,00	6,00	3,00	744,00	3,69	2745,36
7	112,00	226,00	22,50	11,25	2542,50	3,69	9381,83
8	120,00	232,00	8,00	4,00	928,00	3,69	3424,32
9	235,50	355,50	15,00	7,50	2666,25	3,69	9838,46
10	396,50	634,00	14,00	7,00	4438,00	3,69	16376,22
11	485,50	384,00	15,00	7,50	6600,00	3,69	24354,00
12	388,00	873,60	13,00	7,50	5677,75	3,69	20950,90
13	235,50	623,50	11,50	5,75	3585,13	3,69	13229,13
14	93,60	333,00	6,50	3,25	4082,25	3,69	15063,50
15	136,00	233,50	12,00	6,00	1401,00	3,69	5169,69
16	151,00	290,00	9,00	5,30	1305,00	3,69	4815,45
17	100,50	254,50	10,00	5,00	1272,50	3,69	4695,53
18	93,50	194,00	10,00	5,00	970,00	3,69	
TOTAL TONELADAS							175762,12

**TABLANº 12
CUBICACION DE TERRERO Y DENSIDAD PROMEDIO
TERRERO LAS PAPAS (A)**

SECCION	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M3 VOL.	DENS.	t
1	25.5	25.50	0	0			
2	112.625	138.13	3.50	1.75	41.72	3.70	894.36
3	137.91	250.54	7.00	3.50	876.87	3.70	3,246.43
4	115.96	253.87	7.50	3.75	952.01	3.70	3,522.45
5	114.26	230.22	17.60	8.80	2025.94	3.70	7,495.96
6	85.67	199.93	15.80	7.90	1579.45	3.70	5,843.85
7	89.615	175.34	12.70	6.35	1113.41	3.70	4,119.61
8	46.11	135.78	4.50	2.25	305.51	3.70	1,130.37
9	31.02	77.13	4.60	2.30	107.40	3.70	656.38
10	7.6	38.62	8.60	4.30	166.07	3.70	814.4
TOTAL TONELADAS							27,521.95

**TABLA Nº 13
CUBICACION DE TERRERO Y DENSIDAD PROMEDIO
TERRERO LAS PAPAS (B)**

SECCION	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M3 VOL.	DENS.	t
1B	11.7	11.70	0	0			
2B	32.22	43.92	9.00	4.50	197.64	3.60	711.50
3B	62.97	95.19	15.00	7.50	713.93	3.60	2,570.13
4B	42.48	105.45	19.70	9.85	1,038.68	3.60	3,739.26
5B	41.94	84.42	12.60	6.30	531.85	3.60	1,914.65
6B	32.44	74.38	2.00	1.00	74.38	3.60	267.77
7B	21.195	53.64	3.20	1.60	35.82	3.60	308.94
TOTAL TONELADAS							9,512.24

TABLA Nº 14
CUBICACION DE TERRERO Y DENSIDAD PROMEDIO
TAJO TORRES SAHUARO (C)

SECCION	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M3 VOL.	DENS.	t
1C	5.06	5.06	0	0			
2C	28.75	53.81	1.50	0.75	40.36	4.17	168.29
3C	57.12	105.87	5.50	2.75	291.14	4.17	1,214.06
4C	23.93	111.05	2.80	1.40	155.47	4.17	648.31
5C	84.6	138.62	7.50	3.75	519.83	4.17	2,167.67
6C	26.53	161.22	5.00	2.50	403.05	4.17	1,680.72
7C	69.34	136.46	5.30	2.65	361.62	4.17	1,507.95
8C	5.53	145.46	6.40	3.20	455.47	4.17	1,941.02
9C	100.77	88.30	8.50	4.30	801.09	4.17	3,340.55
10C	7.56	128.33	6.50	3.25	417.07	4.17	1,739.19
11C	15.58	44.12	12.60	3.30	277.96	4.17	1,159.08
12C	36.58	53.14	5.00	1.80	95.65	4.17	398.47
13C	42.7	79.28	5.00	2.50	198.20	4.17	826.49
14C	161.52	144.22	8.50	4.25	612.94	4.17	2,555.94
15C	25.19	126.71	7.00	3.50	445.49	4.17	1,849.33
TOTAL TONELADAS							21,197.47

TABLA Nº 15
CUBICACION DE TERRERO Y DENSIDAD PROMEDIO
TERRERO LAS PAPAS (D)

SECCION	M2 AREA	DOBLE AREA M2	DIST.	SEMI DIST.	M3 VOL.	DENS.	t
1D	9.84	9.84	0	0			
2D	35.4	46.04	5.00	2.50	115.10	4.15	299.96
3D	35.88	72.28	2.00	1.00	72.28	4.15	299.96
4D	6.55	44.43	8.60	4.30	191.05	4.15	792.85
5D	35.66	44.21	11.50	5.75	254.21	4.15	1,054.96
6D	15.79	51.45	16.00	8.00	411.60	4.15	1,708.14
7D	2.32	18.11	5.20	2.60	47.09	4.15	195.41
TOTAL TONELADAS							4,528.99

ANEXO II.- PRUEBAS Y BALANCES METALURGICOS

PRUEBAS METALURGICAS

1. TERRERO SAHUARO
2. TERRERO TORRES
3. TERRERO LAS PAPAS
4. TERRERO TORRES
5. TERRERO TORRES
6. COLAS DE LA PRUEBA Nº 3
7. DESECHOS SAHUARO Nº 1
8. DESECHOS SAHUARO Nº 2
9. DESECHOS SAHUARO Nº 1
10. COLAS DE LA PRUEBA Nº 9
11. TAJO TORRES Nº 1
12. TAJO TORRES

BALANCES METALURGICOS

Balance metalúrgico.- Producción en 24 horas

Balances Metalúrgicos Papas, Torres y Sahuaro.- Pruebas 3,9, 4 y 11

PRUEBA Nº 1

PROCEDENCIA : TERRERO SAHUARO
DENSIDAD : 3.63
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 1,000

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	35.00	35.00	4.28	4.28	2.86
CONCENTRACION :	35.00	70.00	4.12	4.12	2.86
COLAS (MEDIOS)	30.00	100.00	3.52	3.91	3.33
CABEZA CALC.	100.00		3.99		

PRUEBA Nº 2

PROCEDENCIA : TERRERO TORRES
DENSIDAD : 3.86
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 3,260

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	2.20	2.20	4.30	4.30	
CONCENTRACION 2 :	2.60	8.80	4.30	4.30	1.8:1
MEDIOS	47.00	55.80	4.24	4.25	
COLAS	44.20	100.00	2.85	2.65	2.66
CABEZA CALC.	100.00	3.63			

PRUEBA Nº 3

PROCEDENCIA: TERRERO LAS PAPAS
DENSIDAD : 4.17
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS ALIMENTADOS : 3,260

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	2.20	2.20	4.23	4.23	45.4545
CONCENTRACION 2 :	7.50	9.20	4.23	4.23	13.3333
CONCENTRACION 3 :	48.30	55.00	4.28	4.27	2.07030
COLAS (MEDIOS)	42.00	100.00	4.00	2.15	2.38095
CABEZA CALC.	100.00		4.15		
CABEZA ANALIZADA			4.17		

PRUEBA Nº 4

PROCEDENCIA : TERRERO TORRES
DENSIDAD : 3.86
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 3,260

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	3.00	3.00	4.29	4.29	33.33
CONCENTRACION 2 :	1.90	4.90	4.30	4.29	52.63
CONCENTRACION 3 :	35.00	39.90	4.23	4.24	2.86
COLAS (MEDIOS)	60.10	100.00	3.62	3.87	1.66
CABEZA CALC.	100.00		3.87		
CABEZA ANALIZADA			3.86		

CONCLUSION : Se confirma que el circuito solo requerirá dos pulsadoras

PRUEBA Nº 5

PROCEDENCIA : TERRERO TORRES
DENSIDAD : 3.86
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 1,200

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	3.40	3.40	4.28	4.28	29.41
CONCENTRACION 2 :	5.00	8.40	4.31	4.30	20.00
CONCENTRACION 3 :	20.40	28.80	4.27	4.28	4.90
COLAS (MEDIOS)	71.20	100.00	3.65	3.83	1.40
CABEZA CALC.	100.00		3.83		
CABEZA ANALIZADA			3.86		

PRUEBA Nº 6

PROCEDENCIA : COLAS DE LA PRUEBA No. 3
TERRERO PAPAS
DENSIDAD : 3.9
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 500

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	4.60	4.60	4.19	4.19	21.74
CONCENTRACION 2 :	23.80	28.40	4.26	4.25	4.20
COLAS (MEDIOS)	71.60	100.00	3.77	3.90	1.40
CABEZA CALC.	100.00		3.90		
CABEZA ANALIZADA			3.90		

PRUEBA Nº 7

PROCEDENCIA : DESECHOS SAHUARO No. 1
DENSIDAD : 3.08
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 1,120

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	7.50	7.50	4.21	4.21	13.33
CONCENTRACION 2 :	19.90	23.40	4.15	4.17	5.03
COLAS (MEDIOS)	72.60	100.00	2.88	3.23	1.38
CABEZA CALC.	100.00		3.23		
CABEZA ANALIZADA			3.23		

NOTA: Sacrificando aún más la recuperación, se llevó a 4.23 g/cc. el producto final o bien se mezcló con alta densidad.

PRUEBA Nº 8

PROCEDENCIA : DESECHOS SAHUARO No. 2
DENSIDAD : 3.60
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 1,500

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	8.50	8.50	4.22	4.21	12.50
CONCENTRACION 2 :	26.90	32.46	4.16	4.18	3.71
COLAS (MEDIOS)	73.10	100.00	2.90	3.24	1.36
CABEZA CALC.	100.00		3.24		
CABEZA ANALIZADA			3.24		

PRUEBA Nº 9

PROCEDENCIA : DESECHOS SAHUARO No. 1
DENSIDAD : 3.9
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 1,020

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	6.60	6.60	4.26	4.26	15.15
CONCENTRACION 2 :	5.40	12.00	4.29	4.27	18.52
CONCENTRACION 3 :	26.70	28.70	4.28	4.28	3.75
COLAS (MEDIOS)	61.30	100.00	3.90	4.04	1.63
CABEZA CALC.	100.00		4.04		
CABEZA ANALIZADA			3.90		

Muestra representativa del terrero Sahuaro Nº 1. La recuperación en peso se mejorará en la práctica obteniendo densidad de 4.26 g/cc en lugar de 4.28 g/cc, además las colas del primer circuito pasarán al segundo, ver pruebas 6 Y 10.

PRUEBA Nº 10

PROCEDENCIA : COLAS DE LA PRUEBA No. 9
DENSIDAD : 3.78
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 500

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	404.40	404.00	4.28	4.28	22.73
CONCENTRACION 2 :	4.40	8.40	4.19	4.24	25.00
CONCENTRACION 3 :	5.20	33.60	4.23	4.23	3.97
COLAS (MEDIOS)	66.40	100.00	3.86	3.98	1.51
CABEZA CALC.	100.00		3.98		
CABEZA ANALIZADA			3.78		

PRUEBA Nº 11

PROCEDENCIA :TAJO TORRES # 1
DENSIDAD : 4.03
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 1,000

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	4.20	4.20	4.13	4.13	23.81
CONCENTRACION 2 :	6.00	10.20	4.34	4.26	16.67
CONCENTRACION 3 :	52.40	62.60	4.31	4.30	1.91
COLAS (MEDIOS)	37.40	100.00	3.86	4.13	2.67
CABEZA CALC.	100.00		4.13		
CABEZA ANALIZADA			4.03		

PRUEBA Nº 12

PROCEDENCIA :TAJO TORRES
DENSIDAD : 4
GRANULOMETRIA DE ALIMENTACION : -3/8"
KGS. ALIMENTADOS : 883

	PESO %	% A.C.	DENSIDAD g/cc		R.C.
CONCENTRACION 1 :	5.10	5.10	4.32	4.32	19.61
CONCENTRACION 2 :	4.50	9.60	4.35	4.33	22.22
CONCENTRACION 3 :	43.20	52.80	4.28	4.29	2.31
COLAS (MEDIOS)	47.20	100.00	3.60	3.96	2.12
CABEZA CALC.	100.00		3.96		
CABEZA ANALIZADA			4.00		

**BALANCE METALURGICO PRODUCCION DE 24 horas
CALCULO DE LA PLANTA DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA
(JIGS)**

DESCRIPCION	PESO SECO t	%	LEY DENSIDAD g/cc	CONTENIDO Ba SO ₄ %	RECUPERACIONES Ba SO ₄ %
CABEZAS	852	100	3.60	56.37	
CONCENTRADOS	600	70.4	4.23	89.17	70.4
COLAS	252	29.6	3.60	56.37	29.6

BALANCES METALURGICOS CORRESPONDIENTES A LAS PRUEBAS 3, 9, 4 Y 11 LAS CUALES SON REPRESENTATIVAS DEL TERRERO PAPAS, TORRES Y SAHUARO

PAPAS													
PRODUCTO	% PESO		DENSIDAD g/cc		LEYES BaSO4 (%)		DISTRIBUCION				RELAC. DE CONC.		
	P	AC	P	AC	P	AC	P	AC	P	AC	P	AC	
3/8 * PRUEBA Y COLAS DE LA MISMA (DOS PASOS)													
CONC. # 1	2.20	2.20	4.23	4.23	89.17	89.17	2.2	2.2	2.3	2.3	45.45	45.45	
CONC. # 2	7.50	9.70	4.23	4.22	89.17	89.17	7.6	9.8	7.8	10.1	13.33	10.30	
CONC. # 3	51.70	61.40	4.27	4.26	91.26	90.92	53.1	32.9	55.1	65.2	1.93	1.62	
COLAS	38.60	100.0	4.00	4.16	77.20	85.63	37.1	100.0	34.8	100.0	2.59	2.59	
CAB. CALCULADAS	100.0		4.16		85.63				100.0				
CAB. ANALIZADAS			4.15		85.01								
TORRES													
* PRUEBA No. 11 UNICAMENTE 1ER. PASO													
CONC. # 1	4.20	4.20	4.13	4.13	83.97	83.97	4.20	4.20	4.21	4.21	23.80	23.80	
CONC. # 2	6.00	10.20	4.34	4.25	94.90	90.36	6.91	10.51	6.80	11.01	16.66	9.80	
CONC. # 3	49.80	60.00	4.31	4.20	93.34	92.84	52.04	62.55	55.55	66.56	2.00	1.66	
COLAS	40.00	100.0	3.86	4.12	69.91	83.66	37.44	100	33.44	100	2.50	2.50	
CAB. CALCULADAS	100.0		4.13		83.66				100.0		100.0		
CAB. ANALIZADAS			4.03		78.76								
SAHUARO													
CONC. # 1	6.60	6.60	4.26	4.26	90.74	90.74	6.80	6.80	7.12	7.12	15.15	15.15	
CONC. # 2	5.40	12.0	4.29	4.27	92.30	91.44	5.60	12.4	5.93	13.05	18.51	8.33	
CONC. # 3	48.08	60.08	4.29	4.28	92.30	92.12	49.92	62.32	52.77	65.82	2.07	1.66	
COLAS	39.92	100.0	3.90	4.13	71.99	84.08	37.68	100.0	34.18	100.0	2.50	2.50	
CAB. CALCULADAS	100.0		4.04		84.08				100.0				
CAB. ANALIZADAS			3.90		71.99								

ANEXO III.- COSTOS

- 1.- COSTOS ADMINISTRATIVOS
- 2.- COSTO DE MINADO
- 3.- COSTO DE TERREROS
- 4.- COSTO DE TRITURACION
- 5.- COSTO DE MOLIENDA
- 6.- COSTO DE ENSACADO
- 7.- COSTO DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA

COSTOS ADMINISTRATIVOS

PLANTA MAZATAN

CANTIDAD	PUESTO	SUELDO	TOTAL
1	Gerente de operaciones	N\$ 8,000	
1	Secretaria gerencia	N\$ 1,200	
1	Superintendente de minas	N\$ 5,000	
1	Superintendente de planta	N\$ 5,000	
1	Superintendente de mantenimiento	N\$ 4,500	
1	Jefe de geología	N\$ 3,500	
1	Geólogo	N\$ 2,500	
3	Jefe de turno minas	N\$ 1,500	N\$ 4,500
3	Jefe de turno planta	N\$ 1,500	N\$ 4,500
3	Jefe de turno mantenimiento	N\$ 1,500	N\$ 4,500
1	Jefe de relaciones labores	N\$ 1,700	
1	Jefe de almacén	N\$ 1,500	
3	Ayuntamiento de almacén	N\$ 1,000	N\$ 3,000
3	Vigilantes	N\$ 800	N\$ 2,400
			N\$ 51,800

OFICINAS EN HERMOSILLO

1	Contralor general	N\$ 8,000	
1	Tesorero	N\$ 3,500	
1	Contador	N\$ 3,000	
1	Auxiliar de contabilidad	N\$ 1,300	
1	Auxiliar de contabilidad	N\$ 1,300	
1	Superintendente de compras	N\$ 4,800	
1	Auxiliar de compras	N\$ 1,300	
1	Recepcionista	N\$ 700	
1	Limpieza	N\$ 450	
1	Mensajero	N\$ 50	
1	Supte. de tráfico y transporte	N\$ 4,500	
1	Jefe de tráfico y transporte	N\$ 2,000	
			N\$ 30,900

OFICINAS MEXICO

1	Gerente de comercialización	N\$ 8,000	
1	Secretaria	N\$ 1,200	
1	Auxiliar de limpieza	N\$ 450	
			N\$ 9,650

OFICINAS VILLAHERMOSA

1	Jefe de oficina	N\$ 4,500	
1	Secretaria	N\$ 800	
			N\$ 5,300

RENTA

Oficinas en Hermosillo	N\$ 4,500	
Oficinas en México	N\$ 5,000	
Oficinas en Villahermosa	N\$ 4,000	
		N\$ 13,500

ENERGIA ELECTRICA

Oficinas en Hermosillo	N\$ 2,500	
Oficinas en México	N\$ 1,500	
Oficinas en Villahermosa	N\$ 1,000	
		N\$ 5,000

TELEFONO

Oficinas en Hermosillo	N\$ 3,000	
Oficinas en México	N\$ 4,000	
Oficinas en Villahermosa	N\$ 2,000	
		N\$ 9,000

MENSAJERIA Y PAQUETERIA

Oficinas en Hermosillo	N\$ 1,500	
Oficinas en México	N\$ 1,000	
Oficinas en Villahermosa	N\$ 500	
		N\$ 3,000

TOTALES

N\$ 128,150

NOTA: Los sueldos incluyen aguinaldos, vales de despensa, Infonavit, IMSS, vacaciones y además prestaciones por estos conceptos se les agregan un 40%.

RESUMEN DE COSTOS DE PRODUCCION

CONCEPTO	COSTO/TONELADA \$/t	PRODUCCION/MES
MINADO	17,839.83	15,000.00 t
Mano de Obra	2,804.50	42'067,500.00
Minado	15,035.33	225'529,950.00
TRITURACION	1,561.63	21,300.00 t
Mano de Obra	266.66	5,679,858.00
Trituración	1,294.97	27,582,861.00
JIGS	3,913.63	21,300.00 t
Mano de Obra	752.11	16,019,943.00
JIGS	3,161.52	67,340,376.00
MOLIENDA	11,360.02	15,000.00 t
Mano de Obra	1,624.13	24,361,950.00
Molienda	9,735.89	138'658,350.00
ENSACADO	46,724.71	15,000.00 t
Mano de Obra	1,405.33	21'079,950.00
Ensacado	45,319.38	679'790,700.00
FLETES	171,000.00	2'565,000.00
Fletes	221,140.72	3'317,110,800

**COSTO DE MINADO
RESUMEN DEL COSTO POR TONELADA**

a) POR TONELADA DE MINERAL

Perforación	\$ 160.00
Explosivo	\$ 1,607.00
Cargado	\$ 243.71
Acarreo	\$ 457.63
Caminos y Terreros	\$ 333.28
Caminos de Transito	\$ 245.40

TOTAL	\$ 3,047.02

b) POR TONELADA ESTERIL

Equipo Auxiliar de Tumba	\$ 329.95
Cargado y Acarreo	\$ 407.29
Caminos y Tiraderos	\$ 351.80
Motoconformadora y Tractor	\$ 44.60

TOTAL	\$ 1,133.64

COSTO DE OPERACION

MINA:

Se hace un análisis para la obtención del costo por hora de todo el equipo, para después calcular el costo por tonelada, de acuerdo a la productividad del equipo.

El costo por tonelada incluye también el costo por voladura y algunos otros conceptos.

COSTO POR HORA

PERFORACION

Perforadora Roc442 y Compresor XA-350 marca Atlas Copco

a) MANTENIMIENTO

Mano de Obra	\$ 195
Acelte	\$ 1,586
Filtros	\$ 15,077

b) OPERACIONES

Combustibles 40 l.X 750	\$ 30,000
Barras	\$ 2,524
Brocas	\$ 3,539

c) MANO DE OBRA

Operador y Ayudante	\$ 6,603
---------------------	----------

TOTAL PERFORACION \$ 59,430/h

TOTAL SIN MANO DE OBRA: \$ 52,726/h

CAMINOS Y TERREROS

Considerando un turno por semana de tractor D9H para este concepto, de lo anterior se tiene:

Horas al mes: 4 semanas x 8 h = 32 h/mes.

Costo por mes = (32 h/mes) (\$ 156,227 /h) = \$ 4'999,264/mes

Costo por tonelada de mineral = $\frac{\$ 4'999,264/\text{mes}}{15,000 \text{ t}}$ = \$ 333.28/t.

Sin incluir mano de obra.

EQUIPO AUXILIAR DE TUMBE

Se considera que el tepetate y el mineral de barita de baja densidad, será tumbado con el tractor D8N. La cantidad de material será de 135,000 t al mes. La productividad del tractor D8N es de 250 t/h.

Horas requeridas al mes = $\frac{135,000 \text{ t}}{250 \text{ t/h}}$ = 540 h/mes

Costo /mes tumbado tractor = (540 h/mes) (\$ 82,489/h) = \$ 44'544,060/mes

Costo por t/tractor = $\frac{\$ 44'544,060/\text{mes}}{135,000 \text{ t}}$ = \$ 329.95/t

PERFORACION

La productividad de la perforadora Track Drill Roc442, es igual a 330 t/h y se perforarán 35 barrenos por hora.

$$\text{Horas requeridas por mes} = \frac{15,000 \text{ t/mes}}{330 \text{ t/h}} = 45.45 \text{ h/mes}$$

$$\text{Costo mensual} = (\text{h/mes}) (\text{costo/h}) = (45.45 \text{ h/mes}) (\$52,726/\text{h}) \\ = \$2'396,296.7 = \$2'396,297/\text{mes.}$$

$$= \frac{\$ 2'396,297/\text{mes}}{15,000 \text{ t/mes}}$$

Costo Perforadora = \$159.75 = \$160/t,
sin incluir mano de obra

CARGADOR 780-F

Se cargará y extraerá un total de 150,000 toneladas de material al mes. Siendo la productividad del cargador Caterpillar 780-f de 325 t/h, entonces:

$$\text{Horas requeridas por mes} = \frac{150,000 \text{ t/mes}}{325 \text{ t/h}} = 461.53 \text{ h/mes}$$

$$\text{Costo/mes cargado} = (461.53 \text{ h/mes}) (\$ 79,210/\text{h})$$

$$= \frac{\$ 36'557,791.3/\text{mes}}{150,000 \text{ t/mes}}$$

Costo de cargador/t = \$243.71/h, sin incluir mano de obra

ACARREO

Se extraerán 150,000 t/mes, de los cuales 15,000 toneladas de mineral de alta densidad serán transportados por 3 camiones al área de trituración.

Un camión Komatsu HD 200 usado con capacidad de 20 toneladas y 2 camiones Caterpillar 769-C nuevos con capacidad de 35 toneladas.

Las 135,000 toneladas restantes serán acarreadas a terreros especiales.

Para fines de estimación de costos se tomaron tiempos de acarreo de los tajos al área de trituración, de donde se determinó una productividad de 105 t/h por camión. También se tomó el costo más alto para los 3 camiones el cual es de \$147,794/h.

Horas requeridas por mes a

$$\text{sección de trituración} = \frac{15,000 \text{ t/mes}}{315 \text{ h/mes}} = 47.6 \text{ h/mes}$$

$$\text{Costo al mes} = (47.61 \text{ h/mes}) (\$ 144.182/\text{h}) = \$ 6'864,505.02$$

$$\begin{aligned} & \$ 6'864,505.02 \\ & = \frac{\quad}{15,000 \text{ t}} \end{aligned}$$

Costo acarreo por t/mineral = 457.63/t.
Sin incluir mano de obra.

MANTENIMIENTO DE CAMINOS Y TIRADEROS

Este costo se estima considerando el análisis del tractor D9H y tomando en cuenta que la relación de descapote es de 9:1, de lo anterior se tiene:

$$\text{Horas mes } 32 \text{ h} \times 9.5 = 304 \text{ h/mes}$$

$$\text{Costo por mes} = (304 \text{ h/mes}) (156,227 \text{ h}) = \$ 17'493,008/\text{mes}$$

$$\text{Costo por t/material estéril} = \frac{\$ 47'493,008/\text{mes}}{135,000 \text{ t/mes}} = \$ 51.80/\text{t}$$

**MANTENIMIENTO DE CAMINOS Y TIRADEROS
MOTOCONFORMADORA 76 CATERPILLAR**

a) Mantenimiento

Refacciones y Reparaciones \$ 5,390

b) Operaciones

Combustible 21l de diesel/h X \$ 50.00/l = \$ 15,750

c) Filtros, Lubricantes y Otros

1 Filtro de Aceite Motor \$ 61,809/125 h	\$ 494.47
2 Filtros para Diesel \$ 21,500 X 2/125 h	\$ 344.00
1 Filtro Aceite Primario \$ 74,203/250 h	\$ 296.81
1 Filtro Aceite secundario \$ 81,407/250 h	\$ 325.62
1 Filtro Aceite Transmisión \$ 68,900/500 h	\$ 137.80
1 Filtro Aceite Hidráulico \$ 58,600/100 h	\$ 58.60

	\$ 1,657.30

d) Artículos de desgaste

Llantas	
2 Nuevas Vida Util 3000h Precio 1'164,371 Pza.	\$ 776.24
4 Renovadas Vida Util 25,000 h Precio 604,404 Pza.	\$ 967.04

TOTAL \$ 24'540.58/h

Costo sin incluir mano de obra.

MOTOCONFORMADORA MINERAL

Este costo se estimó considerando una productividad de 150 h/mes

Costo por mes = (150/h/mes) (\$ 24,540.58/h) = \$ 3'681,000/mes
= \$ 3'681,000 = \$ 245.4/t.

COSTO POR TONELADA

PERFORACION

Perforadora Track Roc 442 y Compresor XA 350

De acuerdo a la producción proyectada para el año cinco, de 15,000 t/mes y con una relación de descapote mínima de 9:1, se tumbará un total de 135,000 t/mes de mineral de las cuales el mineral de alta densidad requerirá de perforación y explosivos. En perforación, se están utilizando los siguientes patrones de barrenación:

Se consideran los siguientes patrones de barrenación, por considerarse los más óptimos para este tipo de yacimiento.

3m X 2m X 3.5m y
3m X 2m X 4m en tresbolillo.

El tonelaje de cada barreno se determina de acuerdo a la densidad del mineral a volar, para fines de cálculo, se tomará una densidad de 4.23 g/cc, que es la densidad requerida en la Planta.

Tonelada por barreno:

$$3 \times 2 \times 3.5 \times 4.23 = 88.83 \text{ t}$$
$$3 \times 2 \times 4.0 \times 4.23 = 101.52 \text{ t}$$

El tonelaje promedio es: 95.18 t/barreno.

La productividad de la perforadora Track Roc 442, es igual a 330 t/h aproximadamente 3.5 barrenos por hora.

$$\text{Horas requeridas por mes} = \frac{15,000 \text{ t/mes}}{330 \text{ t/h}} = 45.45 \text{ h/mes}$$

$$\text{Costo mensual} = (\text{h/mes}) (\text{Costo/h})$$
$$\text{Costo mensual} = (45.45 \text{ h/mes}) (\$59,430/\text{h}) = \$2'701,094/\text{mes}$$

$$\text{Costo/t perforadora} = \frac{\$ 2'701,094}{15,000 \text{ t}} = \$ 180.00/\text{t}$$

EXPLOSIVOS

El explosivo se utilizará para fracturar el mineral de alta densidad únicamente.

Si se tiene una producción proyectada de 15,000 t/mes, entonces:

Toneladas a quebrar por mes = 15,000

Si se tiene una productividad de la perforadora aproximada de 330 t/h y 3.5 Barrenos/h.

$$\text{barrenos/mes} = \frac{15,000 \text{ T} \times 3.5 \text{ Bar/h}}{330 \text{ t/h}} = 159.09 = 160 \text{ barrenos/mes.}$$

TIPO DE EXPLOSIVOS Y CANTIDAD REQUERIDA:

Supermexamón	= 1,382.40 kg/mes	x	\$ 2,880.00/kg	=	\$ 3'981,312
Tovex 100	= 7,250.00 kg/mes	x	\$ 9,400.00/kg	=	\$ 18'900,000
Primacord E-Cord	= 1,200.00 m/mes	x	\$ 1,004.00/m	=	\$ 1'204,800
Conectores Igni-Tacord	= 20 pzas/mes	x	\$ 74.00/pza	=	\$ 1,480
Fulminantes	= 20 pzas/mes	x	\$ 130.00/pza.	=	\$ 2,600
Cañuela	= 30 m/mes	x	\$ 580.00/pza.	=	\$ 17,400
Conectores Ms-19	= 40 pzas/mes	x	\$ 100.00/pza.	=	\$ 4,000
TOTAL					\$ 24,111,592

$$\text{Costo de explosivo por telada} = \frac{\$ 24,111,592}{15,000 \text{ t/mes}} = \$ 1,607.43/\text{t.}$$

RESUMEN COSTOS TERREROS

Cargado y Acarreo	\$ 1,804.15
Trituración	\$ 1,561.63
Concentración Gravimétrica	\$ 3,913.63
Molienda	\$ 11,360.02
Ensacado	\$ 46,724.71
Fletes	\$ 171,000.00
TOTAL	\$ 236,364.10
	N\$ 236.40

RESUMEN DE COSTOS

Minado	\$ 17,839.83
Trituración	\$ 1,561.63
Molienda	\$ 11,360.02
Ensacado	\$ 46,724.71
Fletes	\$ 171,000.00
TOTAL	\$ 248,486.19
	N\$ 248.50/t

COSTO DE FLETES POR TONELADA

CONCEPTO	\$/t
Carga de Tractocamiones	1,000
Flete Planta Mazatán-Guaymas	35,000
Maniobras descarga-Tractocamiones-Carga-barco	13,000
Flete Puerto Guaymas- Puerto Coatzacoalcos	65,000
Maniobras de descarga Barco-Carga Tractocamiones	17,000
Flete Coatzacoalcos-Robero Ayala, Tab.	40,000
TOTAL	171,000 N\$ 171.00

COSTOS UNITARIOS DE PRODUCCION TRITURACION

CONCEPTO	COSTO/t \$	MENSUAL \$	ANUAL \$
Mano de obra	266.66	5'680,000.00	
1 Operador triturador		880,000.00	
1 Operador de Cono		600,000.00	
2 Obreros Generales (2 turnos)		1'360,000.00	
COSTO UNITARIO DE PRODUCCION		PRODUCCION	ANUAL
Costo de Producción	1,294.97	21,300	255,600
Energía Eléctrica	553.97	11,799.561	
Mantenimiento	741.00	15,783.300	330,994.332
SUBTOTAL		27,582.861	

RESUMEN

CONCEPTO	COSTO/t
Mano de Obra	\$ 266.66
Costos de Producción	\$ 1,294.97
	\$ 1,561.63

**MANTENIMIENTO DE TRITURACION
COSTO MENSUAL**

CONCEPTO	COSTO/t
Partes para cargadores	\$ 2'260,000.00
Partes para alimentador de zapata	\$ 201,520.00
Partes para criba	\$ 737,870.00
Partes para quebradora	\$ 1'038,934.00
Partes para transporte de banda	\$ 3'795,000.00
Inventario de refacciones para motores	\$ 4'000,000.00
Mantenimiento	\$ 3'750,000.00
TOTAL	\$ 15'783,324.00

Costo/t = $\frac{\$ 15'783,324.00}{21,300.00} = \$ 741.00$

**COSTO DE PRODUCCION MOLIENDA
(3 MOLINOS)**

CONCEPTO	COSTO/t	MENSUAL	ANUAL
	\$	\$	\$
Mano de obra	1,624.13	15,000 t/mes	
1 operador de molino		4'421,000.00	
3 ayudantes de molino		2'340,000.00	
6 obreros		4'680,000.00	
3 mecánicos		3'120,000.00	
3 jefes de turno		8'190,000.00	
2 electricistas		1'820,000.00	
COSTO UNITARIO PRODUCCION		PRODUCCION	ANUAL
	9,375.89	15,000 t/mes	1'009,800.00
Energía eléctrica	5'610,000	84,150.00	
Refacciones	3,724.14	51'817,055	621,804.660
Mantenimiento eléctrico	404.75	6'071,195	72'854,340

RESUMEN

CONCEPTO	COSTO/t
Mano de Obra	\$ 1,624.13
Costo Unitario de Producción	\$ 9,735.89
TOTAL	\$ 11,360.02

**CONSUMO DE ENERGIA ELECTRICA
MOLIENDA**

CONCEPTO	H.P.	I
Banda 5	15.0	20.0
Banda 6	15.0	20.0
Banda 8	7.5	10.0
Banda 9	15.0	20.0
Banda 10	15.0	20.0
Banda 12	15.0	20.0
Molino 1	125.0	167.0
Ventilador 1	125.0	143.0
Alimentador 1	5.0	7.0
Variador 1	15.0	20.0
Ventilador colector 1	40.0	52.0
Gusano colector 1	2.0	3.0
Gusano colector de finos 1	5.0	7.0
Válvula motorizada 1	0.5	2.0
Alimentador de gruesos 1	3.0	4.0
Banda ensacadora 1	3.0	4.0
Molino 2	125.0	167.0
Ventilador 2	125.0	143.0
Alimentador 2	5.0	7.0
Variador 2	15.0	20.0
Ventilador colector	40.0	52.0
Gusano colector 2	2.0	3.0
Gusano colector fino 2	5.0	7.0
Válvula motorizada 2	0.5	2.0
Alimentador de grueso 2	3.0	4.0
Banda ensacadora 2	3.0	4.0
Molino 3	125.0	167.0
Ventilador 3	125.0	143.0
Alimentador 3	5.0	7.0
Variador 3	15.0	20.0
Ventilador colector 3	40.0	52.0
Gusano colector 3	2.0	3.0
Gusano colector de finos	5.0	7.0
Válvula motorizada 3	0.5	2.0
Alimentador de gruesos 3	3.0	4.0
Banda ensacadora 3	3.0	4.0
Envolvedora	3.0	4.0
Compresora de aire	60.0	65.0
	1,176.00	1,406

$$kw = \frac{1.73 \times 1406 \times 440 \times 0.92}{1,000} = 984,627$$

$$kw = 984.62$$

Trabajando a un 70% de su carga nominal

kw/h = \$689.24

Costo kw/h = 984.63 kw x (\$ 142.44)

Costo kw/h = 140,250.70 x 24 h = 3'366,016.73 por 24 h

\$ 3'366,016.73/600 t. = 5,610.027/\$5,610.00

Costo por tonelada \$ 5,610.00

**ENSACADO
COSTOS DE MAZATAN**

CONCEPTO	COSTO/t \$	MENSUAL \$	ANUAL \$
Mano de Obra	1,405.33		
6 Operadores de Ensacado		3'600,000.00	
3 Operadores de Ensacado		3'000,000.00	
3 Operadores en Jefe		2'960,000.00	
4 Obreros generales		3'520,000.00	
100 Obreros Generales		5'600,000.00	
1 Mecánico		600,000.00	
1 Electricista		600,000.00	
2 Obreros mantenimiento		1'200,000.000	

	COSTO UNITARIO PRODUCCION	PRODUCCION
	\$45,319.38	15,000 t
Insumos	\$42,279.58	\$495'583,300
Mantenimiento	\$39.80	\$397,980

RESUMEN

CONCEPTO	COSTO/t	
Mano de Obra	\$1,405.33	
Costos Unitarios de Producción	\$45,319.38	
TOTAL	\$46,724.71	\$8'410,477.80

RESUMEN COSTOS TERREROS

Cargado y Acarreo	\$ 1,804.15
Trituración	\$ 1,561.63
Concentración Gravimétrica	\$ 3,913.63
Molienda	\$ 11,360.02
Ensayado	\$ 46,724.71
Fletes	\$ 171,000.00
TOTAL	\$ 236,364.10 N\$ 236.40

RESUMEN DE COSTOS MINA (MILES DE \$)

Minado	\$ 17,839.83
Trituración	\$ 1,561.63
Molienda	\$ 11,360.02
Ensayado	\$ 46,724.71
Fletes	\$ 171,000.00
TOTAL	\$ 248,486.19 N\$ 248.50/t

COSTO DE FLETE POR TONELADA

CONCEPTO	\$/t
Carga de Tractocamiones	\$ 1,000
Flete Planta Mazatán-Guaymas	\$ 35,000
Maniobras descarga-Tractocamiones-Carga-barco	\$ 13,000
Flete Puerto Guaymas - Puerto Coatzacoalcos	\$ 65,000
Maniobras de Descarga Barco-Carga Tractocamiones	\$ 17,000
Flete Coatzacoalcos - Roberto Ayala, Tab.	\$ 40,000
TOTAL	\$ 171,000 N\$ 171.00

**COSTOS DE PRODUCCION
CONCENTRACION GRAVIMETRICA (JIGS)
CAPACIDAD t/24h**

Por un día 21.300 t
Producto terminado 15,000 t

CONCEPTO	COSTO/t \$	MENSUAL \$	ANUAL \$
	3,913.52		
Mano de obra	752.11		
1 Mecánico		1'200,000.00	
3 Operadores de Molino		2'700,000.00	
2 Operadores JIGS		1'080,000.00	
3 Obreros		1'800,000.00	
1 Operador presa de jales		600,000.00	
3 Bomberos		2'480,000.00	
6 Obreros Generales		3'600,000.00	
6 Operadores de Payloader		1'760,000.00	
SUBTOTAL		16'020,000.00	
COSTO UNITARIO DE PRODUCCION		PRODUCCION	ANUAL
	3,161.52	21,300 t/mes	
Bombeo de agua	483.57	10'300,000.00	123'600,600.00
Energía eléctrica	1,138.00	24'239,293.00	290'871,522.00
Equipo de seguridad	65.73	1'400,000.00	16'800,000.00
Refacciones y herramienta	563.38	12'000,000.00	144'000,000.00
Llantas, refacciones	281.69	6'000,200.00	72'002,400.00
Materiales varios	267.65	5'7'1,100.00	68'412,600.00
Otros insumos	364.50	7'700,000.00	92'399,400.00

CONSUMO DE ENERGIA ELECTRICA

CONCEPTO	H.P.	I
Bomba Worthingt	15.0	20
Banda No. 13	7.5	10
Banda No. 14	7.5	10
JIG Primario	7.5	10
JIG Primario	7.5	10
JIG Primario	7.5	10
JIG Primario	7.5	10
JIG Secundario	7.5	10
JIG Secundario	7.5	10
JIG Secundario	7.5	10
JIG Secundario	7.5	10
Bomba SRL Clasificador Conos	75.0	100
Clasificador de Concentrados	15.0	20
Clasificador de Colas	15.0	20
Banda No. 15	7.5	10
Banda No. 16	7.5	10
Banda Conos Desarenadores	20.0	25
Bomba SRL Pileta JIGS	75.0	100
	305.0	405

APLICANDO

$$kw = \frac{3 \times I \times E \times FP}{1000}$$

SUSTITUYENDO

$$kw = \frac{1.73 \times 405 \times 440 \times 0.92}{1000} = 283.62 \text{ kw.}$$

Trabajando a un 70% de su carga nominal kwh = 198.53

COSTO kwh = 198.53 kwh \$142.44 = \$28,278.61/h

ANEXO IV. TABLAS DEL ANALISIS FINANCIERO

1.- CEDULA DE DEPRECIACION Y AMORTIZACION

2.- PROGRAMA DE VENTAS

3.- COSTOS DE PRODUCCION

4.- FLUJO DE EFECTIVO PROFORMA

PROGRAMA DE PRODUCCION
(Toneladas)

	AÑOS									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
PRODUCCION										
TERREROS	0	173,696	255,600	255,600	255,600	255,600				
MINA	60,000	-	-	-	-	-	180,000	180,000	180,000	180,000
TOTAL	60,000	121,587	180,000	180,000	180,000	180,000	180,000	180,000	180,000	180,000

COSTOS DE PRODUCCION
(Miles de pesos)

	AÑOS									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
TERREROS	0	28'743,167	42'552,000	42'552,000	42'552,000	42'552,000				
MINA	14'910,000	-	-	-	-	-	44'730,000	44'730,000	44'730,000	44'730,000
TOTAL	14'910,000	28'743,167	42'552,000	42'552,000	42'552,000	42'552,000	44'730,000	44'730,000	44'730,000	44'730,000

FLUJO DE EFECTIVO PROFORMA
(Millones de Pesos)

CONCEPTO	%	AÑOS										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
INGRESOS POR VENTAS		27,318,000	55,358,561	81,954,000	81,954,000	81,954,000	81,954,000	81,954,000	81,954,000	81,954,000	81,954,000	81,954,000
COSTOS DE OPERACION		14,910,000	28,743,167	42,552,000	42,552,000	42,552,000	42,552,000	44,730,000	44,730,000	44,730,000	44,730,000	44,730,000
UTILIDAD BRUTA		12,408,000	26,615,394	39,402,000	39,402,000	39,402,000	39,402,000	37,224,000	37,224,000	37,224,000	37,224,000	37,224,000
GASTOS DE ADMINISTRACION		2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200	2,008,200
GASTOS FINANCIEROS		1,624,536	1,624,536	1,624,536	1,488,795	1,337,785	1,169,782	982,881	774,954	543,635	286,293	
DEPRECIACION Y AMORTIZACION		3,972,175	3,972,175	3,972,175	3,972,175	3,951,967	2,898,843	2,898,843	2,898,843	2,898,843	2,898,843	2,898,843
UTILIDAD DE OPERACION		4,803,089	19,010,483	31,797,089	31,932,830	32,104,048	33,325,175	31,334,076	31,542,003	31,773,322	32,030,664	
UTILIDAD ANTES ISR Y PTU		4,803,089	19,010,483	31,797,089	31,932,830	32,104,048	33,325,175	31,334,076	31,542,003	31,773,322	32,030,664	
IMPUESTO SOBRE LA RENTA	-35	1,681,081	6,653,669	11,128,981	11,176,491	11,236,417	11,663,811	10,966,927	11,039,701	11,120,663	11,210,732	
REPARTO DE UTILIDADES	-10	480,309	1,901,048	3,179,709	3,193,283	3,210,405	3,332,518	3,133,408	3,154,200	3,177,332	3,203,066	
UTILIDAD NETA		2,641,699	10,455,766	17,488,399	17,563,057	17,657,226	18,328,846	17,233,742	17,348,102	17,475,327	17,616,865	
DEPRECIACION Y AMORTIZACION		3,972,175	3,972,175	3,972,175	3,972,175	3,951,967	2,898,843	2,898,843	2,898,843	2,898,843	2,898,843	2,898,843
FLUJO DE CAJA DE OPERACION		6,613,874	14,427,941	21,460,574	21,535,232	21,609,193	21,227,689	20,132,585	20,246,945	20,374,170	20,515,708	
PAGO PRINCIPAL		0	0	1,206,586	1,342,327	1,493,339	1,661,340	1,848,241	2,056,168	2,287,487	2,544,829	
GANANCIA (O PERDIDA) EN CAJA		6,613,874	14,427,941	20,253,988	20,192,905	20,115,854	19,566,349	18,284,344	18,190,777	18,086,683	17,970,879	
ACUMULACION EN CAJA		6,613,874	21,041,815	41,295,803	61,488,707	81,604,561	101,170,911	119,455,255	137,646,031	155,732,714	173,703,593	

ANEXO V.- INDICE DE FIGURAS

1	PLANO DE LOCALIZACION	14
2	COLUMNA ESTRATIGRAFICA	30
3	CERRO SAHUARO SECCION 5-5 N-S VIENDO AL W	33
4	SITUACION IMPERANTE EN EL MINADO NOVIEMBRE DE 1992	46
5	DIAGRAMA ESPIRALES HUMPHREYS	56
6	MESA HIDRAULICA VIBRATORIA TIPO WILFLEY	57
7	DISPOSICION DE LOS RIFLES EN MESAS VIBRATORIAS TIPO WILFLEY	59
8	DIAGRAMA DE MEDIO PESADO	61
9	PRINCIPIO DE LA SEPARACION CON FLUJO PULSANTE	69
10	MAQUINAS DE ESTRATIFICACION	70
11	REPRESENTACION ESQUEMATICA DE UN FLUJO QUE ATRAVIESA UNA CAPA DE PARTICULAS	72
12	DIFERENTES ESTADOS DE CAPAS DE PARTICULAS AL PASAR POR ELLAS UN FLUIDO	74
13	VARIACION DE LA PERDIDA DE PRESION DE LA VELOCIDAD DEL FLUIDO PARA UNA CAPA DE PARTICULAS	77
14	CINEMATICA DE UN JIG DE PISTON	81
15	RELACION ENTRE EL NUMERO DE CARRERA n Y LA ALTURA DE LA CARRERA h EN EQUIPOS JIG CON DIAGRAMA DE CARRERA ARMONICA	86
16	CICLOS DE ESTRATIFICACION	89
17	JIG (PULSADOR) WEMCO-REMER	100
18	TRITURACION	104
19	CONSUMO DE AGUA (FLUJO)	106
20	BALANCE DE AGUA PLANTA CON CONCENTRADORA GRAVIMETRICA	107
21	DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA CONCENTRADORA GRAVIMETRICA	108
22	INSTALACION Y OPERACION DEL JIG WEMCO-REMER	109
23	PLANTA CONCENTRADORA GRAVIMETRICA	110
24	MOLIENDA RAYMOND Y ENVASADO	112
25	DIAGRAMA DE BARRAS	115
26	BALANCE DE ALIMENTACION	116