



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
DE MÉXICO**

FACULTAD DE INGENIERÍA

**COMPARACIÓN DE LA FLOTACIÓN ENTRE CELDA
CONVENCIONAL Y COLUMNA PARA LA
OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS DE PLOMO DE
LA "UNIDAD TAXCO", EN TAXCO, GRO.,
PERTENECIENTE A GRUPO MÉXICO.**

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A :
AGUILAR AGUIRRE MAGÍN

DIRIGIDA POR: M. EN C. JOSÉ DE JESÚS HUEZO CASILLAS



**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**

CIUDAD UNIVERSITARIA

2002



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



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.

ESTA TESIS...

...A...

Autorizo a la Dirección General de Bibliotecas de la UNAM a difundir en formato electrónico e impreso el contenido de mi trabajo recepcional.

NOMBRE: MOISÉS GARCÍA
GARCÍA

FECHA: 3 Sep 2000

FIRMA: [Signature]

RECIBIDO EN LA
BIBLIOTECA



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-I-511

SR. MAGIN AGUILAR AGUIRRE
Presente

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

**COMPARACION DE LA FLOTACION ENTRE CELDA CONVENCIONAL Y COLUMNA
PARA LA OBTENCION DE CONCENTRADOS DE PLOMO DE LA "UNIDAD TAXCO",
EN TAXCO, GRO., PERTENECIENTE A GRUPO MEXICO**

	INTRODUCCION
I	GENERALIDADES
II	GEOLOGIA
III	SISTEMAS DE EXPLOTACION
IV	PLANTA DE BENEFICIO
V	ESTUDIO METALURGICO
VI	ANALISIS ECONOMICO
VII	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
	BIBLIOGRAFIA
	ANEXOS

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"
Cd. Universitaria, D. F., a 17 de abril de 2002
EL DIRECTOR


ING. GERARDO FERRANDO BRAVO

GFB*RLLR*gtg

R

DEDICATORIAS.

- A dios por darme la vida y ser mi guía.
- A mis padres Magin Aguilar S. * y Eva Aguirre G. por brindarme su confianza y apoyo incondicional.
- A mis hijos Luis Manuel y Erick Magin por darme la fuerza para seguir adelante.
- A mi esposa Yolanda por su tolerancia.
- A mis hermanos (as) Maricela, Patricia Silvia , Andrés y Miguel por su apoyo y comprensión.
- Al Ing. José de Jesús Huevo Casillas por brindarme su tiempo y apoyo.
- A todas las personas que de alguna forma participaron conmigo para la realización de este trabajo.

INDICE

INDICE

INTRODUCCIÓN

1. GENERALIDADES

1.1 Localización	1
1.2 Vías de acceso	1
1.3 Fisiografía	1
1.4 Clima y vegetación	2
1.5 Datos históricos	2

2. GEOLOGIA

2.1 Geología regional	3
2.2 Geología local	3
2.3 Estructuras	5
2.4 Yacimientos minerales	5
2.5 Reservas de mineral	7

3. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN

3.1 Corte y relleno	15
3.2 Banqueo descendente con salones y pilares	

4. PLANTA DE BENEFICIO

4.1 Trituración	19
4.2 Molienda	21
4.3 Flotación	22
4.4 Filtración	25
4.5 Disposición de colas finales	29

5. ESTUDIO METALÚRGICO

5.1 Caracterización Mineralógica	30
5.2 Análisis granulométrico	35
5.3 Pruebas metalúrgicas	37
5.4 Columna propuesta	43
5.5 Análisis de riesgo e impacto ambiental	46
5.6 Seguridad e higiene industrial	46

6. ANÁLISIS ECONÓMICO

6.1 Condiciones bajo las cuales se rige el análisis	53
6.2 Cálculo y generación de resultados	53
6.3 Aplicación de los métodos de evaluación	56
6.4 Análisis de sensibilidad	58

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1 Conclusiones

59

7.2 Recomendaciones

60

BIBLIOGRAFIA

61

ANEXO 1

ANEXO 2

ANEXO 3

INTRODUCCIÓN

En el siguiente trabajo se describirán las condiciones actuales de la Unidad Taxco en la que se decidió realizar una investigación metalúrgica con el fin de aumentar las recuperaciones de concentrado de Plomo, de Plata en concentrado de Plomo así como mejorar las leyes de los mismos.

La mejora en dichos resultados traería como consecuencia un mayor ingreso económico a la unidad, es por ello que se toma la decisión de realizar una serie de pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio con el objetivo de hacer una comparación de los resultados obtenidos de dichas pruebas en columna de flotación y con celda convencional. Dicho estudio también se realiza para ratificar los resultados obtenidos por un proveedor de columnas de flotación.

Actualmente la unidad Taxco muele 2400 t/d dichas toneladas son producidas por tres minas con las que cuenta la unidad y las cuales son Mina Guerrero, Remedios y San Antonio en dichas minas se aplican los sistemas de explotación de Corte y Relleno y Bancos Descendientes según las condiciones del terreno y las características de los yacimientos minerales.

De las 2400 toneladas que manta la mina se obtiene un concentrado de plomo con un grado de 53.5 % con una recuperación de Plomo de 80% y recuperación de Plata en concentrado de Plomo de 67%, es por ello que se realizan pruebas metalúrgicas del tipo abiertas o batch a nivel laboratorio para demostrar que se obtuvieron mayores leyes y recuperaciones con columna de flotación en comparación a la celda convencional como se muestra en los siguientes datos:

PRUEBA	LEYES		RECUPERACIONES	
	Ag	Pb	Ag	Pb
COLUMNA	4890	63.4	48.75	57.92
CELDA	4318	55.4	39.57	34.92

Las recuperaciones mostradas en la tabla anterior solo muestran la recuperación de Plomo en concentrado de Plomo es por ello que no rebasan el 60%.

También se ratificaron los resultados presentados por el proveedor que realizó una serie de pruebas del tipo continuo en la unidad y que se comparan en la siguiente tabla.

PRUEBA	LEYES		RECUPERACIONES	
	Ag	Pb	Ag	Pb
COLUMNA	4890	63.4	48.75	57.92
PROVEEDOR	3880	58	89.29	92.55

La diferencia de los resultados presentados se debe básicamente al tipo de prueba que se realizó, mientras que una es del tipo batch la otra es del tipo continuo. Para fines de este trabajo se incluye la propuesta de la columna por parte del proveedor ya que esta fue calculada para las condiciones de operación de la Unidad

Taxco.; Pero para la realización del análisis económico se tomaran los resultados obtenidos en la etapa experimental a nivel laboratorio debido a que los resultados son un poco más conservadores.

El trabajo que aquí se presenta se estructura en siete secciones que son:

1. **Generalidades.**- Se presenta información general de la Unidad Taxco.
2. **Geología.**- En dicho capítulo se explica las características geológicas de distrito, tanto a nivel regional como local así como de las estructuras y cuerpos mineralizados. Nos muestra el tipo de reservas y la cantidad con las que cuenta la unidad en los próximos 10 años.
3. **Método de explotación.**- Comprende una breve descripción de los métodos de explotación que se emplean en la actualidad.
4. **Planta de beneficio.**- Contiene la descripción de las diversas áreas de trabajo con las que cuenta la planta de beneficio.
5. **Estudio metalúrgico.**- Nos muestra las diferentes pruebas que se efectuaron a nivel laboratorio así como los resultados de cada una de ellas y con base en ellos se propone una columna de flotación.
6. **Análisis económico.**- Se realiza el cálculo de la TREMA, TIR, se elabora un análisis de sensibilidad variando los costos, la cotización de los metales al igual que la inversión.
7. **Conclusiones y recomendaciones.**- Se presentan las conclusiones y recomendaciones técnicas y económicas a las que se llegaron con base en los resultados obtenidos en el presente trabajo.

1.- GENERALIDADES

1.1 LOCALIZACIÓN

El distrito de Taxco se localiza en la parte Norte del Estado de Guerrero, cerca de los límites con los estados de México y Morelos. Enclavados en la Sierra Madre del Sur entre las coordenadas geográficas 18° 33' latitud Norte y 99° 35' de longitud Oeste. abarca un área aproximada de 100 Km cuadrados con una elevación media de 1,700 m.s.n.m. ver figuras No.1 y No 2..

1.2 VÍAS DE ACCESO

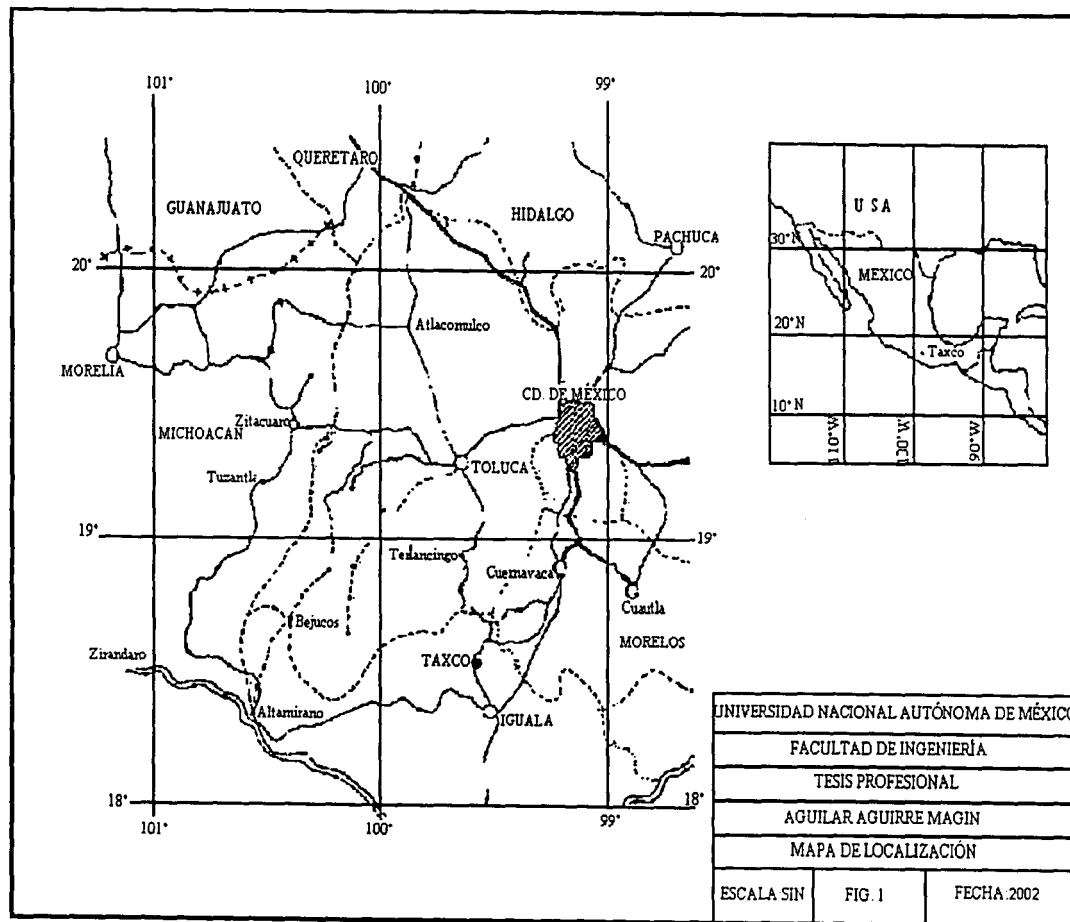
El distrito se comunica hacia el norte, por la carretera Federal número 95, a la ciudad de Cuernavaca la cual está a 89 Km, y a 160 Km de la ciudad de México. Al sur por la misma carretera, con las ciudades de Iguala a 36 Km, y al puerto de Acapulco el cual se encuentra a 289Km.

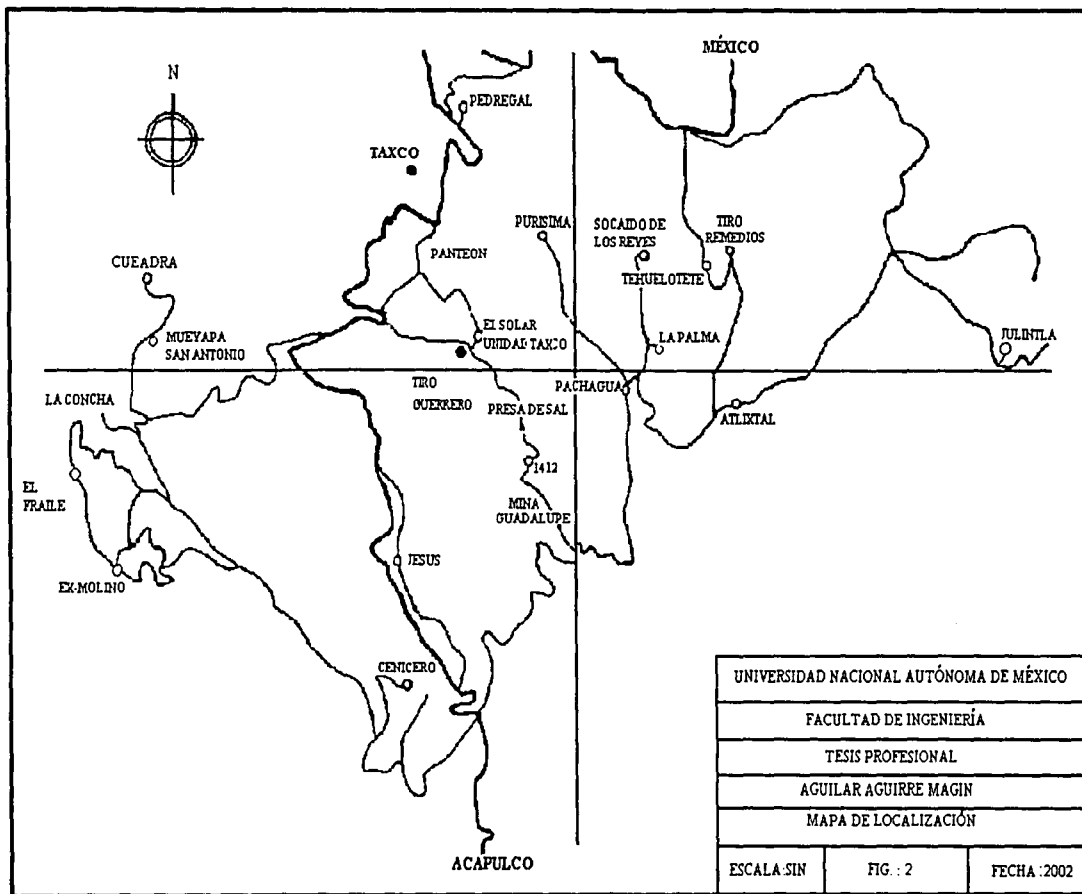
La estación de ferrocarril más próxima está en el Naranjo, que es un ramal de la ruta México-Balsas, y se encuentra a 26 Km al Sur de la ciudad de Taxco.

1.3 FISIOGRAFIA.

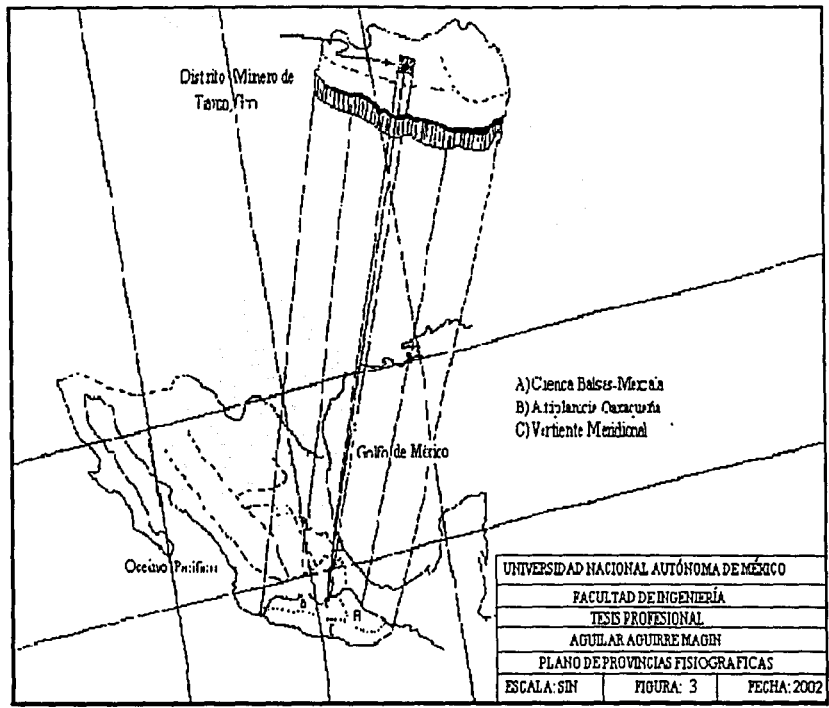
La topografía del distrito presenta dos ciclos de erosión, el de madurez con un relieve suave y un sistema de drenaje dentrítico bien integrado y disecciones moderadas en rocas Mesozoicas (esquistos, calizas y lutitas) y el juvenil con grandes cantiles y drenaje no integrado en rocas terciarias (grupo Balsas y Riolita Tilzapotla).

La región está drenada por numerosos arroyos y pequeños ríos intermitentes, los cuales son tributarios del río Iguala , y éste a su vez del río Balsas que desemboca en el Océano Pacífico. Ver figura No 3





TESIS CON
FALLA DE ORIGEN



1.4 CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima que predomina en la región es tropical, lluvioso, con fuertes precipitaciones en el verano y seco durante el invierno. Su precipitación pluvial oscila entre 1,000 y 1,050 mm anuales con temperaturas extremas de 10° C a 32° C, conservando la mayor parte del año una temperatura promedio de 25° C.

La vegetación es del tipo estepa, a excepción de las estepas de las sierras en donde hay bosques de coníferas y encinos.

1.5 DATOS HISTÓRICOS.

Los yacimientos de Taxco, se empezaron a trabajar en muy pequeña escala por plata y oro en la época prehispánica, probablemente, en tiempos de Itzcoatl (1428 - 1440) o de Moctezuma Ilhuicamina (1440 - 1468); durante la conquista Hernán Cortés supo que en la provincia de Tlacho circulaban piezas de estaño como moneda y envió a varios soldados para explotar minas de este metal que le era necesario para fabricar cañones. Algunos años más tarde (cerca de 1534, los conquistadores Juan De Cabra y Juan De Salcedo y un tal Muriel), poblaron por primera vez el sitio que actualmente es la ciudad de Taxco, y comenzaron a extraer plata de las minas al mismo tiempo que Hernán Cortés, quien abrió el socavón del Rey en lo que fue la mina Pedregal y funcionó una hacienda de beneficio en Cantarranas. Hasta 1747, la explotación del distrito fue rudimentaria y su producción precaria de 1747 a 1802. José de la Borda (1699 - 1778) y José Vicente de Anza (1835), encontraron grandes bonanzas en Taxco y Tehuilotepic, y Miguel José de la Estaca descubrió los criaderos de Juliantla en 1870. A raíz de la desecación del manantial de la cueva de San Felipe en 1802, las minas de Taxco entraron en un marasmo casi absoluto que persistió hasta 1880, cuando empezaron a llegar los inversionistas extranjeros. A principios de este siglo, se implantó en el distrito el beneficio por cianuración que sustituyó al de amalgamación en frío y permitió tratar minerales de baja ley. En 1920 se instaló la primera planta de Beneficio por flotación selectiva y empezó la explotación moderna de las minas de la región. La empresa American Smelting and Refining (actualmente Grupo México) llegó a Taxco en 1942 y poco a poco adquirió los principales fundos de la zona.

2.- GEOLOGIA

2.1 GEOLOGIA REGIONAL.

La región es del tipo de montañas complejas, y está situada en el borde Norte de la subprovincia llamada por Erwing Rase (1959) Cuenca del Balsas - Mexcala, depositada en los márgenes del macizo paleozoico Taxco - Zitacuaro, el basamento del área lo constituye un fuerte paquete de rocas metamórficas, compuestas por esquistos intercalados con filitas. Sobreyaciéndolos se tiene un paquete de rocas sedimentáreas compuestas por calizas y lutitas del Cretácico Inferior y Superior respectivamente; descansando sobre las rocas anteriores se encuentra una gruesa secuencia de conglomerados continentales, rocas piroclásticas y derrames volcánicos del terciario que constituyen las rocas más jóvenes. El área está intrusionada por troncos y diques de diferentes composiciones que van de ácidas intermedias a básicas y cuyas edades van desde el Jurásico Medio, hasta el Oligoceno Superior, algunos de los cuales, principalmente los del tipo ácido están asociados a la mineralización del distrito.

2.2 GEOLOGIA LOCAL.

ESTRATIGRAFÍA.

Los Esquistos Taxco fueron definidos por Fries en 1960 quien les asignó una edad Paleozoica (actualmente discutida). Su litología fue agrupada en tres tipos: sericitico, clorítico y talcoso. El mismo autor definió otra unidad litológica la " Roca Verde Taxco Viejo " que sobreyace en discordancia al Esquisto Taxco.

La " Roca Verde Taxco Viejo " está formada en su base por un conglomerado con fragmentos de esquisto con cuarzo y hacia la cima por una secuencia de tobas, brechas y andesitas; de color verde claro y se identifica por tener marcada foliación principalmente en las capas de grano fino.

La separación litoestratigráfica propuesta por Fries (1960) y por Serna & Fries (1981) entre Esquisto Taxco y Roca Verde Taxco Viejo se contrapone a los trabajos de Campa & Ramírez (1979), Talavera (1993) y Salinas (1994), quienes opinan que se trata de intercalaciones de espesores variables de las litologías pero de una misma formación, muy difíciles de separar cartográficamente. Por otro lado, la paragénesis metamórfica observada por Salinas (1994) corresponde a un metamorfismo de bajo grado, por debajo de las fases de esquistos verdes, identificando al evento metamórfico sólo en los esquistos.

El esquistos Taxco esta en contacto tectónico con la plataforma carbonatada de la formación Morelos y con el Flysch arenoso – arcilloso de la formación Mexcala en Tehuilotepic y al este de Taxco el Viejo, pero el Flysch y los calcáreos cabalgan sobre los esquistos en Taxco.

La formación Acahuizotla, definida en el pueblo del mismo nombre, está constituida por capas delgadas de calizas arcillosas, lutitas y filitas de color gris oscuro que se identifica por su plano de estratificación suavemente ondulado y por una foliación bien pronunciada que les da una similitud a las filitas del esquistos Taxco.

La formación Acuitlapan descansa discordantemente sobre la formación Acahuizotla, y consiste de una serie de calizas arcillosas y lutitas recristalizadas a filitas; su color varía de gris claro a oscuro cuando contiene materia orgánica. Aflora en el panteón de la ciudad de Taxco y se le asignó una edad Titoniana – Neocamiana.

La formación Morelos es una sucesión de calizas y dolomías con lentes de pedernal, que en el distrito de Taxco descansa en contacto tectónico (cabalgamiento) sobre el esquistos; se depositó en las márgenes del Macizo Taxco – Zitácuaro y su área de afloramiento es de gran extensión geográfica; aflora al este y sureste de la ciudad de Taxco y en la porción sur del Estado de Morelos, su edad es del Albino – Cenomaniano.

La formación Mexcala es una potente sucesión de capas intercaladas de areniscas, lutitas y limolitas calcáreas, de color gris; sobreyace concordantemente a la caliza de Morelos; su base es de composición calcárea y su cima arcillosa, lo que ha servido como una guía en el control de la mineralización (vetas y/o mantos de reemplazamiento); su edad es del Turoniano – Campiano.

El Grupo Balsas está constituido principalmente por un conglomerado calizo de grano grueso. Incluye Yesos, calizas lacustres, conglomerados volcánicos, areniscas tobáceas, limolita tobácea y tobas. Su depósito fue encima de las formaciones Cretácicas y pre Cretácicas plegadas y erosionadas, haciéndolo en cuencas bajas contiguas a serranías montañosas como resultado del fallamiento. Recientemente se ha determinado que la mineralización metálica alcanzó esta formación.

La Riolita Tilzapotla en realidad esta constituida por una serie de ignimbritas, derrames riolíticos y tobas que se encuentran en la parte más elevada (Sierra del Huisteco) y descansando sobre el Grupo Balsas. Fries (1960) le asigna una edad del Oligoceno Superior.

Diques y diquestratos de composición básica a ácida se presentan de manera Heteroclona ya que algunos son cortados por la mineralización mientras que otros son claramente posteriores y aprovecharon las mismas condiciones estructurales de las vetas para su emplazamiento.

2.3 ESTRUCTURAS.

Las estructuras de la zona están conformadas por contactos tectónicos (cabalgamientos), anticlinales y fallamientos normales.

Uno de los contactos tectónicos más conspicuos es el cabalgamiento de la formación Mexcala sobre los esquistos. Esto se ha observado en Taxco y Taxco el Viejo. La dirección del cabalgamiento es NW- SE con inclinación de 20° - 30° al Oeste. La característica más notable de este contacto es la presencia de lentillas tectónicas de calcáreos muy recristalizados y de espesor variable (de 2 a 20m) situadas entre el Flysch y las rocas volcanoclásticas esquistosas (Salinas, 1994). También se ha observado que los esquistos cabalgan sobre el flysch al Sur de Taxco.

La formación Mexcala, Morelos y las rocas volcanoclásticas (esquistos Taxco) muestran un solo evento dinámico de deformación. Los resultados de un estudio tectónico efectuado por Salinas en 1994, permiten evidenciar un sincronismo de la fase de deformación principal tanto en el flysch como en el Esquisto Taxco, implicando una edad de deformación al menos Paleocénica.

Con respecto al fallamiento normal en la zona se ha dividido en tres tipos: El primero con predominio de fallas normales con rumbo NW - SE desarrollado en las rocas de la formación Morelos y que se intercepta con los ejes axiales de los anticlinales sin desplazarlos. Un segundo fallamiento normal con rumbo N - S pone en contacto a la formación Morelos con la Mexcala; estas fallas manifiestan paralelismo con los ejes de los anticlinales. Para afectar estas dos familias de fallas a los plegamientos y deformaciones dúctiles antes mencionadas, se piensa que pertenecen a un período de tensión de edad posible en el Oligoceno - Mioceno. El tercer fallamiento normal tiene una dirección N - S.

2.4 YACIMIENTOS MINERALES.

GÉNESIS.

El distrito Minero de Taxco, se considera de origen Hidrotermal, según estudios realizados en diferentes vetas sobre su zonamiento y paragénesis, sus minerales identificados son de temperaturas moderadas (200 a 300° C.), o sea de la fase mesotermal .

El origen de la mineralización se infiere que fue intrusivo a profundidad aún no localizado, especulándose

también que el contenido de Plomo, Zinc de baja ley diseminado en el esquisto y las filitas, pudo haber sido removilizado por un metamorfismo del grado de esquistos verdes y un subsecuente evento intrusivo.

DEPÓSITOS MINERALES.

VETAS.

Desde el punto de vista económico, las vetas son los criaderos más importantes del distrito, tanto por su tonelaje como por sus leyes.

La estructura interna de los filones de fisura de Taxco es típica. Consiste de bandas irregulares de cuarzo y silicatos con sulfuros de Plomo y Zinc. La parte superior está completamente oxidada, aunque la zona de oxidación tiende a ser más profunda en las que arman en caliza, que en las que lo hacen en esquisto o en lutita.

Se reconocen claramente dos etapas de mineralización F. Muñoz (1981), una de sulfuros representada por pirita, marcasita, calcopirita y argentita en ese orden de depositación y otra de sulfosales con tetrahedrita, jamesonita, bornita y pirargirita. Los minerales de oxidación y enriquecimiento supergénico son: Covelita, calcosita, bornita, hematita, pirolusita, cerusita, smithsonita y anglesita.

VETAS DE REEMPLAZAMIENTO.

Las vetas o filones de reemplazamiento son muy similares a los filones de fisura, pero se diferencian de ellos en que los fluidos mineralizantes no rellenaron la fisura preexistente, sino que reemplazaron a la roca encajonante a lo largo de dicha fisura. Estas vetas generalmente tienen como roca encajonante formaciones calcáreas, como la caliza de Morelos o la base de la formación Mexcala.

MANTOS DE REEMPLAZAMIENTO.

Estos cuerpos se alojan únicamente en la formación Morelos y en la base de la formación Mexcala, donde las lutitas son más calcáreas.

El comportamiento es irregular en cuanto a espesores y grado de mineralización económica, la cual consiste básicamente de sulfuros de plomo y zinc, con bajos valores de plata en Mina Guerrero y con buenas leyes de plata y bajos contenidos de plomo y zinc en la mina remedios, (al Este de Taxco). Los espesores varían de 10 a 15 metros, presentándose mejor y más consistente la mineralización en las zonas cercanas a las vetas, las que sirvieron como conducto a los fluidos mineralizantes.

STOCK WORCKS.

Este tipo de depósito se localiza en el nivel siete, al bajo de la veta El Cobre en donde se localizan gran cantidad de vetillas e hilos de cuarzo con sulfuros de plomo y zinc, formando un conjunto o zona irregular con espesores que van de 7 a 20 metros

2.5 RESERVAS DE MINERAL.

DEFINICIÓN DE RESERVAS.

Es el mineral que se puede explotar, beneficiar y vender, obteniéndose un beneficio económico. Esto, implícitamente, nos está señalando lo siguiente:

A.- Que el mineral no presente problemas en su tratamiento metalúrgico, para obtener las recuperaciones y concentraciones deseables.

B.- Que sea económicamente explotable, ya sea considerando el costo de la inversión en nuevas unidades mineras, o bien, cuando sea el caso que cubra el costo de incorporación a las Unidades en Operación.

Una vez que el mineral ha sido clasificado como reserva éste puede ser reclasificado en las categorías siguientes:

Reservas Probadas.- Es aquel mineral geológica y metalúrgicamente bien definido, el cual es determinado mediante barrenación a diamante y obras mineras directas, tanto en sentido horizontal como vertical, con un grado mínimo de confiabilidad de 85%.

Reservas Probables.- Es aquel mineral que, con base a evidencias geológicas razonables, determinan su continuidad en cuanto a forma y contenido de la mena en las estructuras ya conocidas en explotación, pudiendo ser cuantificado a cualquier profundidad del depósito empleando barrenación a diamante, ya

sea superficial o subterránea, siempre y cuando ésta no tenga una separación mayor a 30 metros; tanto en sentido vertical como horizontal. Queda establecido que abajo del último nivel en las diferentes secciones de la mina, y sin importar su elevación en cada sección, únicamente se podrán cuantificar Reservas Probables hasta 15 metros; abajo del último nivel sin barrenación a diamante. La confiabilidad debe ser de un mínimo de 70%.

Para dar cumplimiento a los lineamientos del S.E.C. (Securities and Exchange Commission), únicamente se podrá clasificar como reserva probada aquel mineral que se encuentra arriba del último nivel de la mina; en lo que respecta al mineral probable, podrá quedar dentro de estas definiciones:

A.- El mineral hasta 15 metros (49.22') abajo del último nivel.

B.- Debajo de los primeros 15 metros (49.22'), solamente se cuantificarán como reservas probables las áreas con suficiente barrenación 30 ó 25 metros (98.43'- 82.63') entre barreno .

Reservas Inferidas.- Cuando se tengan amplios conocimientos geológicos del depósito.

Las reservas de la Unidad Taxco se dividen en tres minas:

RESERVAS DE MINERAL MINA GUERRERO

PROBADO

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag (g)	Pb (%)	Zn (%)	v.u
VETA COBRE-BABILONIA	13,545	1.5	32	1.82	4.84	49.31
VETA GUADALUPE	23,049	1.86	24	2.27	5.64	56.49
VETA LADERA	62,939	1.8	62	1.98	4.61	51.63
MANTO LADERA	56,115	6.61	22	0.54	4.36	39.28
VETA TITANIA	74,717	2.9	128	1.76	4.66	58.9
VETA MONICA	18,612	1.5	71	2.73	6.32	69.2
VETA EL COBRE	215,132	4.38	96	1.41	3.85	47.34
VETA EL COBRE AL BAJO	2,572	3.2	101	1.28	2.45	36.32
VETA LOS JORGES	20,207	3.69	458	1.59	3.46	87.4
TOTAL MINERAL PROBADO	486,888	3.73	97	1.55	4.31	51.67

PROBABLE

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	v.u
VETA COBRE-BABILONIA	25,902	2.41	46	1.35	3.68	39.9
MANTO BABILONIA 5-MCV-13-20	12,450	5.66	27	0.74	5.86	52.55
VETA GUADALUPE	33,510	4.56	45	0.8	3.82	38.72
VETA MI CARMEN	19,259	2.85	50	0.71	3.96	40.06
MANTO "66"	23,940	4.73	22	1.1	5.09	47.28
MANTO PONIENTE	35,978	1.57	71	1.48	3.09	38.66
VETA DESP. BABILONIA	32,312	2.92	33	2.5	4.3	47.83
VETA LADERA	21,831	1.91	40	1.53	4.67	47.75
MANTO LADERA	56,115	6.61	22	0.54	4.36	39.28
MANTO SORPRESA 5-12-50	58,605	6.29	20	1.11	4.68	43.83
VETA TITANIA	142,042	3.32	62	1.11	3.74	41.3
VETA MONICA	26,090	1.75	76	2.48	5.68	63.73
VETA EL COBRE	110,819	4.84	105	1.28	4.14	50.18
VETA LOS JORGES	49,776	4.55	151	2.09	2.67	47.12
TOTAL MINERAL PROBABLE	648,629	4.11	64	1.3	4.06	44.83

TOTAL MINERAL PROBADO	486,888	3.73	97	1.55	4.31	51.67
TOTAL MINERAL PROBABLE	648,629	4.11	64	1.3	4.06	44.83
TOTAL MINERAL EXPLOTABLE	1,135,517	3.95	78	1.4	4.17	47.76

RESERVAS DE MINERAL MINA GUERRERO

INFERIDO

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	v:u
VETA GUADALUPE	32,621	3.92	39	1.09	4.08	41.22
VETA MI CARMEN	24,848	2.71	47	1.11	3.75	39.62
MANTO "66"	24,150	4.51	21	0.66	5.04	45.03
MANTO PONIENTE	31,028	1.65	70	1.49	3.05	38.27
VETA DESP. BABILONIA	32,312	2.97	33	2.51	4.3	47.86
VETA LADERA	24,518	1.75	38	1.59	5.96	57.98
MANTO LADERA PONIENTE	9,030	11.83	24	1.26	4.33	42.12
MANTO SORPRESA 5-12-50	15,615	5.05	19	0.52	4.71	41.62
VETA TITANIA	112,252	3.39	63	1	4.19	44.55
VETA MONICA	73,587	1.74	57	1.83	4.4	48.79
VETA EL COBRE	326,322	4.62	109	1.97	7.11	76.92
TOTAL MINERAL INFERIDO	706,283	3.82	77	1.63	5.6	59.89
TOTAL MINERAL DE INTERES	706,283	3.82	77	1.63	5.6	59.89

RESERVAS DE MINERAL MINA SAN ANTONIO

PROBADO

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
VETA HUEYAPA	248,805	2.87	170	1.53	3.09	50.47
MANTO HUEYAPA	17,462	7.35	345	0.28	0.62	46.46
VETA ESPERANZA	60,423	2.65	176	1.63	2.97	50.61
VETA PALO AMARRILLO	182,795	2.22	131	1.9	3.31	49.1
VETA LA CONCHA	115,225	2	135	2.97	8.55	95.33
VETA HUEYAPA "1"	8,056	1.53	103	1.5	3.05	42.18
TOTAL MINERAL PROBADO	532,766	2.72	161	1.67	3.23	51.04

PROBABLE

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
VETA HUEYAPA	206,861	3.83	213	2.09	3.06	57.18
VETA ESPERANZA	28,196	2.29	121	1.64	2.94	43.97
VETA PALO AMARRILLO	81,734	2.3	102	1.73	3.89	49.63
VETA LA CONCHA	13,137	1.9	108	1.6	5.75	64.56
VETA HUEYAPA "1"	16,856	1.59	212	4.67	4.14	76.1
TOTAL MINERAL PROBABLE	346,784	3.16	175	2.08	3.4	55.7

TOTAL MINERAL PROBADO	532,766	2.72	161	1.67	3.23	51.04
TOTAL MINERAL PROBABLE	346,784	3.16	175	2.08	3.4	55.7
TOTAL MINERAL EXPLO.	879,550	2.97	169	1.9	3.33	53.7

INFERIDO

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
VETA HUEYAPA	216,530	5.11	188	2.77	4.75	70.63
VETA ESPERANZA	80,317	2.3	196	1.92	3.43	57.75
VETA PALO AMARRILLO	27,256	2.4	149	2.89	3.78	58.84
VETA LA CONCHA	87,402	4.28	100	1.34	4.24	50.63
TOTAL MINERAL INFERIDO	411,505	4.21	168	2.31	4.32	63.09
TOTAL MINERAL DE INTERES	411,505	4.21	168	2.31	4.32	63.09

RESERVAS DE MINERAL MINA REMEDIOS

PROBADO

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
MANTO CANDELA	40,620	5.28	48	1.12	3.47	37.56
VETA ESPERANZA	33,292	1.99	179	0.91	2.29	42.73
VETA MOIR	40,420	2.43	124	1.05	3.02	42.62
V. SAN PEDRO Y SAN PABLO	113,799	2.08	192	1.09	2.57	47.19
VETA CALNAVERA	99,924	3.43	116	2.1	4.66	58.83
VETA ASCENCIÓN	5,857	1.5	87	1.96	2.76	39.81
V.S ANDRÉS - MTO. ASC. 4-02-00	4,036	6.2	77	2.87	4.68	57.46
TOTAL MINERAL PROBADO	337,948	2.94	140	1.41	3.35	48.48

PROBABLE

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
VETA CANDELA	29,636	2.26	230	0.77	1.45	41.5
VETA ESPERANZA	80,068	2.24	116	1.11	2.88	40.81
VETA MOIR	28,877	1.92	105	1.31	3.77	47.37
V.S ANDRÉS Y SAN PABLO	67,809	2	142	1.29	2.89	44.65
VETA CALAVERA	19,530	3.1	84	1.45	4.27	49.42
VETA ASCENCIÓN	15,608	1.5	62	2.78	4.63	54.95
MANTO ASCENCIÓN 5-03-50-S	60,230	7.52	34	1.7	4.84	49.07
TOTAL MINERAL PROBABLE	301,758	3.23	111	1.36	3.4	45.31
TOTAL MINERAL PROBADO	337,948	2.94	140	1.41	3.35	48.48
TOTAL MINERAL PROBABLE	301,758	3.23	111	1.36	3.4	45.31
TOTAL MINERAL EXPLOTABLE	639,706	3.1	123	1.38	3.38	46.67

INFERIDO

VETA Y/O MANTO	TONELADAS	ANCHO	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
VETA CANDELA	5,792	1.65	120	1.7	2.42	39.96
VETA ESPERANZA	9,489	1.6	60	1.2	3.14	36.66
VETA ASCENCIÓN	31,953	1.5	70	2.21	3.47	44.44
MANTO ASCENCIÓN 5-03-50-S	4,590	5.1	14	1.09	3.08	36.07
TOTAL MINERAL INFERIDO	51,824	1.85	69	1.87	3.32	41.77
TOTAL MINERAL DE INTERES	51,824	1.85	69	1.87	3.32	41.77

RESERVAS DE UNIDAD TAXCO

PROBADO

MINA	TONELADAS	ANCHO (m)	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
GUERRERO	486,888	3.73	97	1.55	4.04	49.52
REMEDIOS	337,948	2.94	140	1.41	3.35	48.54
SAN ANTONIO	531,766	2.72	161	1.67	3.23	51.07
TOTAL MIN. PROBADO	1,357,602	3.14	133	1.56	3.55	49.88

PROBABLE

MINA	TONELADAS	ANCHO (m)	Ag(g)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
GUERRERO	648,629	4.011	64	1.3	4.06	44.82
REMEDIOS	301,758	3.23	111	1.36	3.4	45.34
SAN ANTONIO	346,784	3.16	175	2.08	3.4	55.68
TOTAL MIN.PROBABLE	1,297,171	3.65	105	1.52	3.73	47.84
TOTAL MIN.PROBADO	1,357,602	3.14	133	1.56	3.55	49.88
TOTAL MIN.PROBABLE	1,297,171	3.65	105	1.52	3.73	47.84
TOTAL MIN.EXPLO	2,654,773	3.39	119	1.54	3.64	48.89

INFERIDO

MINA	TONELADAS	ANCHO (m)	Ag(s)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
GUERRERO	706,283	3.82	77	1.63	5.6	59.86
REMEDIOS	51,824	1.85	69	1.87	3.32	41.79
SAN ANTONIO	411,505	4.21	168	2.31	4.32	63.06
TOTAL MIN.DE INTERES	1,169,612	3.87	109	1.88	5.05	60.18

RESERVAS OFICIALES A ENERO DEL 2000

EXPLOTABLES	TONELADAS	Ag(s)	Pb(%)	Zn(%)	V.U
PROBADO	1,357,602	133	1.56	3.55	50.63
PROBABLE	1,297,171	105	1.52	3.73	47.85
SUB.TOTAL	2,654,773	119	1.54	3.64	49.27
INFERIDO	1,169,612	109	1.88	5.05	60.21
MAT.MINERALIZADO	7,203,151	72	0.66	4.64	47.79
SUB.TOTAL	8,372,763	77	0.83	4.69	49.53
TOTAL	1,102,776,388	87	1	4.44	49.47

3.- SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN

Actualmente en la Unidad Minera de Taxco se utilizan dos sistemas de explotación los cuales son:

- a.- Corte y Relleno con Tepetate.
- b.- Banqueo Descendente con Salones y Pilares.

3.1 CORTE Y RELLENO.

El sistema de Corte y Relleno es usado en vetas y mantos donde la potencia y leyes son sumamente atractivas y que por su localización presenta condiciones óptimas para minarse por medio de dicho sistema.

Obras de Preparación.- Una vez explorado con obra directa el block de mineral a explotar, se cuela un contrapozo Robbins de 2.44m (8') para ventilación de un extremo. Se cuelan también dos contrapozos similares de 1.83m (6') al centro y bajo de la estructura, para tepetatera y metalera, el primero desde superficie hasta el desplante del rebaje y el segundo del nivel superior al nivel principal de acarreo. Figura No. 4.

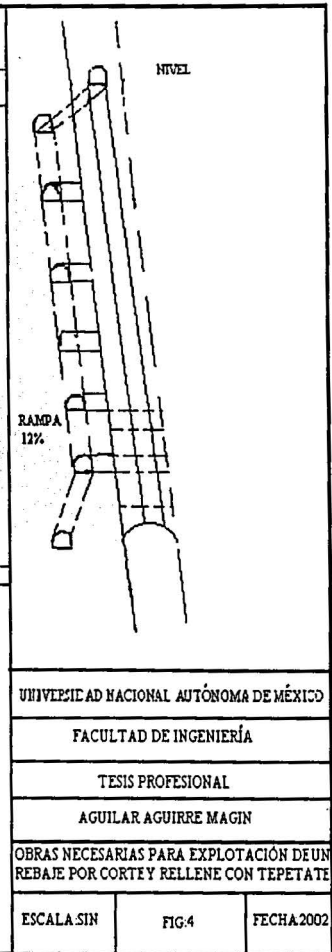
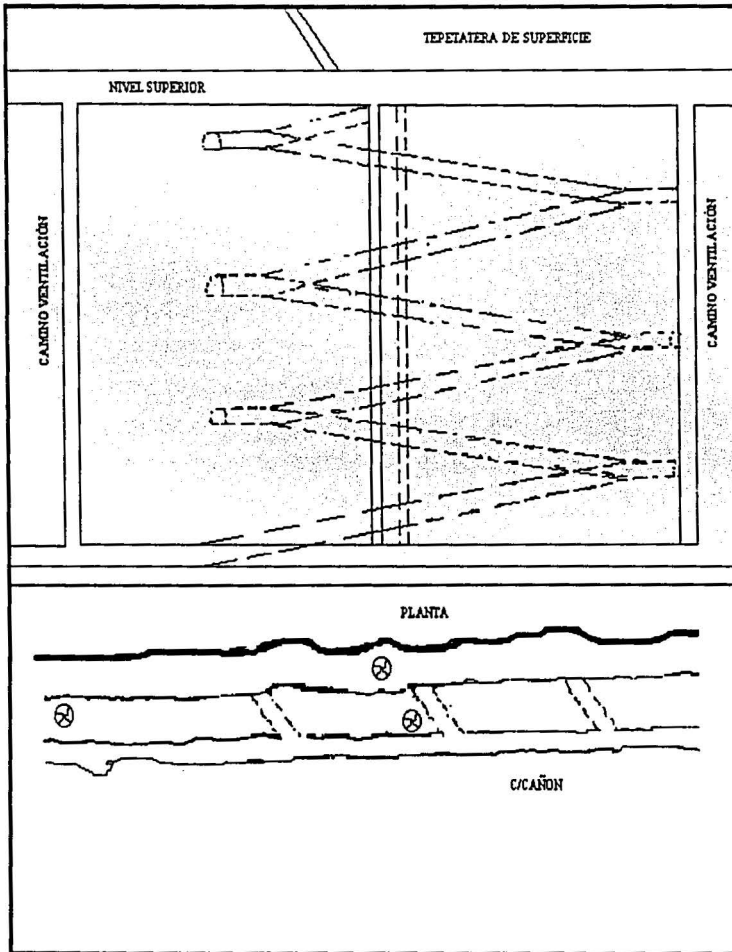
Paralelo a estas obras, se desarrolla una rampa de acceso y servicios al bajo de la veta con dimensiones de 4.0 m por 3.5 m (13.12' 11.5') y una pendiente del 12%. Un contracañon para proporcionar acceso a la frente de exploración y un contrapozo de servicios en el extremo opuesto del Robbins de ventilación. Al colarse la rampa, ésta se comunica con un contrapozo convencional para ventilar el tope.

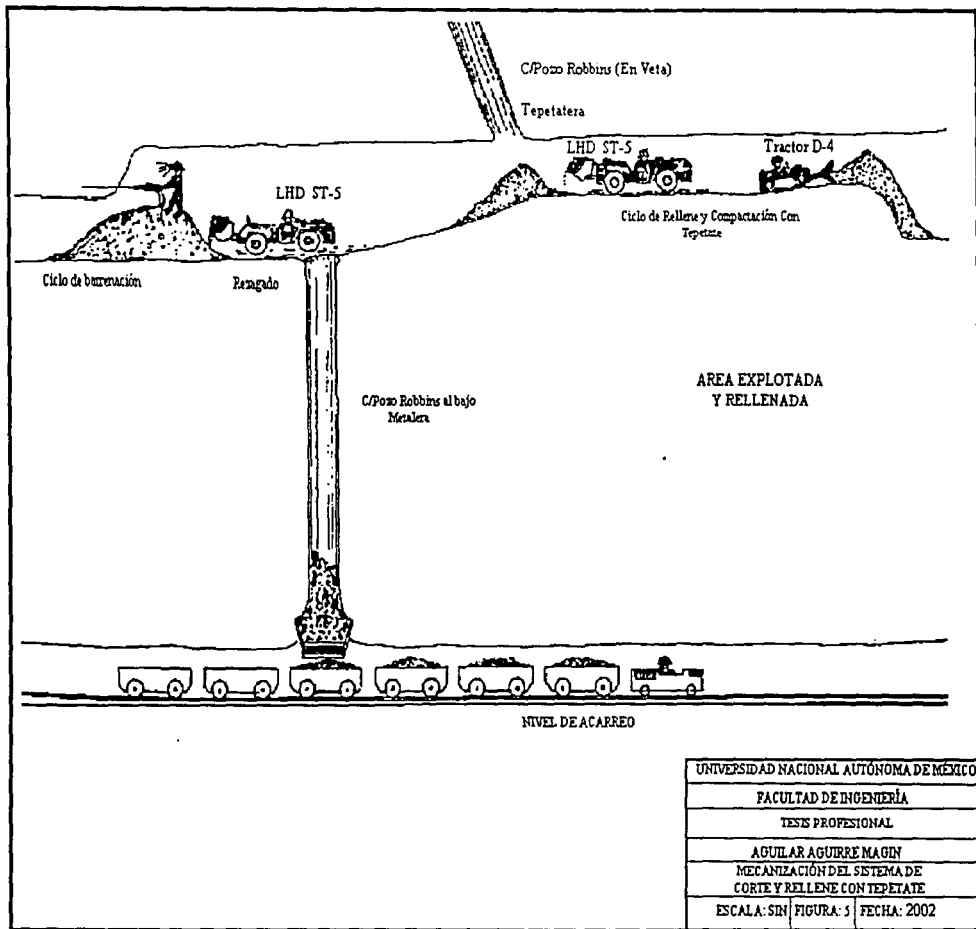
Minado.- Se forma un corte de 3.0m (9.84') de altura, teniendo el relleno a 3.0 m del techo, partiendo del centro del rebaje a un extremo, se barrena horizontalmente con máquina perforadora Gardner Denver y longitud de barrenos de 2.4m (7.88') el ciclo completo comprende tumbes y rezagado en una parte mientras que en la otra se está relleno. Figura No. 5.

Para el rezagado de mineral y tepetate, se emplean Scoop Trams (TORO) de 3.83 y 2.29 metros cúbicos (5 y 3 yardas cúbicas).

El material de relleno es vaciado de superficie directamente al rebaje con un tractor Caterpillar D-7. Durante el minado se desarrolla la rampa de servicios a una posición estratégica, de la que parten cruceros a rampas de acceso directo al rebaje con una pendiente máxima de 15%. De tal forma que al ascender el

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN





UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
FACULTAD DE INGENIERÍA
TESTS PROFESIONAL
AGUILAR AGUIRRE MAGN
MECANIZACIÓN DEL SISTEMA DE CORTE Y RELLENO CON TEPETATE
ESCALA: SIN FIGURA: 5 FECHA: 2002

minado se desbordan de techo hasta lograr una posición horizontal y , posteriormente con una pendiente de más de 15% que se requiere para tres cortes de tumbe. El número de accesos depende de las variaciones geológicas de la veta.

Ventajas del Sistema.-

- Disponibilidad del 100% del mineral tumbado.
- Se recupera el mineral de ramaleos de vetas que no se harían con facilidad y sin obras de preparación auxiliares que requieren otros sistemas.
- Las obras de preparación proporcionan material de relleno al rebaje.
- Existe una selección del mineral, en caso de disminuir las leyes del yacimiento.

Desventajas del Sistema.-

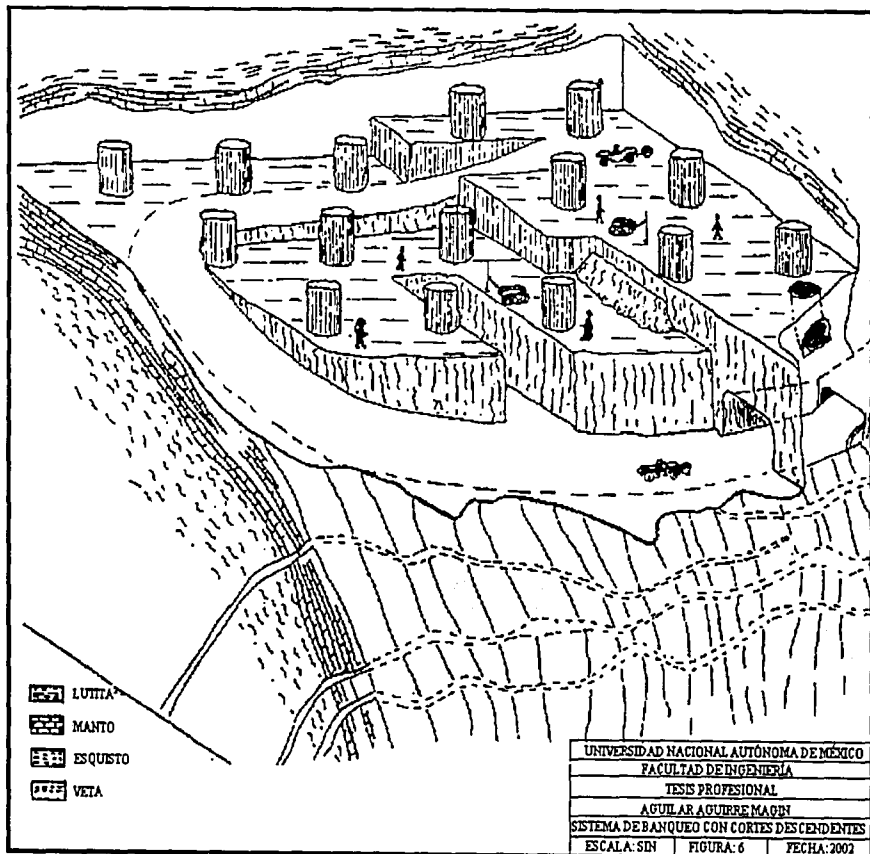
- Altos costos en obras de preparación.
- Altos costos al introducir tepetate a la mina.

3.2 BANQUEO DESCENDENTE CON SALONES Y PILARES.

En la Unidad Minera Taxco se encuentran depósitos de mineral de un volumen considerable, en forma de mantos con leyes en plomo, zinc y plata.

Son cuerpos con comportamiento geológico muy irregular y zonamientos variables en ley, para minarlos se pensó en un sistema de explotación que se adaptara al depósito, que fuera productivo y a su vez de bajo costo para hacer rentable su minado, se encontró que el banqueo descendente reunía estas condiciones además del volumen de mineral que estaría disponible.

Obras de Preparación.-Después de haber sido interceptado el cuerpo por un crucero del bajo al alto, se desarrolla un sill en el que se trata de ubicar la plantilla de pilares en los lugares más estériles de acuerdo a estudios de mecánica de rocas. La sección de los pilares es de 6.0 por 6. M (19.19' * 19.19')y salones máximos de 10.0m (32.81')Paralelamente se desarrolla una rampa descendente al bajo, con una sección de 4.0 m por 3.0m (13.12' * 9.84') con una pendiente del 12% cuya finalidad es de ir dando acceso a los diferentes bancos para el rezagado de mineral, así como para desarrollar el contrapozo que servirá para salida de la barrenación del tumbe.



Tumbe.- Para la barrenación de los bancos se utilizan jumbos de una pluma, la altura de los bancos es de 7.0m (22.97') y la plantilla de barrenación es de 1.8m (5.91') de bordo por 2.8m (9.19') de espaciamiento; el diámetro de barrenación es de 0.057m (2 1/4"). Figura No . 6.

Se inicia el tumba a partir del contrapozo previamente dado desde la rampa, recorriendo a todo lo largo y ancho del sill de una forma tal, que queda una patilla por la cual se puede sacar el equipo al terminar de minarse ese banco. Por la inclinación o echado del manto, normalmente después de tumbar un banco, queda un triángulo de mineral pegado al alto del manto el cual se tiene que barrenar con perforadora de pierna.

El rezagado de mineral se realiza con Scoop Tram (TORO) de 3.83 y 6.12 metros cúbicos (5 y 8 yardas cúbicas).

Ventajas.-

- Bajo costo.
- Alta productividad.
- Disponibilidad inmediata del mineral.

Desventajas.-

- No permite selectividad.
- Demasiada dilución (10 – 15 %) dependiendo de los caballos de tepetate y fracturamiento del bloque a explotar
- Se tiene una seguridad moderada ya que cuando se van a explorar los bloques de niveles más profundos el cielo es cada vez más alto.

En la siguiente tabla se muestran los lugares de trabajo con los que cuenta cada mina así como el sistema de explotación empleado en cada caso

MINA GUERRERO

LUGAR	SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Vta/ Mto Guadalupe	Bancos descendentes
Manto Sorpresa	Corte y relleno
Manto Sorpresa	Bancos descendentes
Veta Cobre	Bancos descendentes
Veta Cobre	Corte y Relleno
Manto Calizas	Bancos Descendentes
Manto Ladera	Corte y Relleno
Manto Calizas	Corte y Relleno

MINA REMEDIOS

LUGAR	SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Manto Candela	Corte y Relleno
Veta Calavera	Corte y Relleno
Manto San Andres	Corte Y Relleno
Manto Ascensión	Corte y Relleno
Veta El Hundido	Corte y Relleno
Manto Ascensión	Bancos Descendentes

MINA SAN ANTONIO

LUGAR	SISTEMA DE EXPLOTACIÓN
Manto Hueyapa	Bancos Descendentes
Manto Hueyapa	Corte y Relleno
Veta Hueyapa	Corte y Relleno

4.-PLANTA DE BENEFICIO.

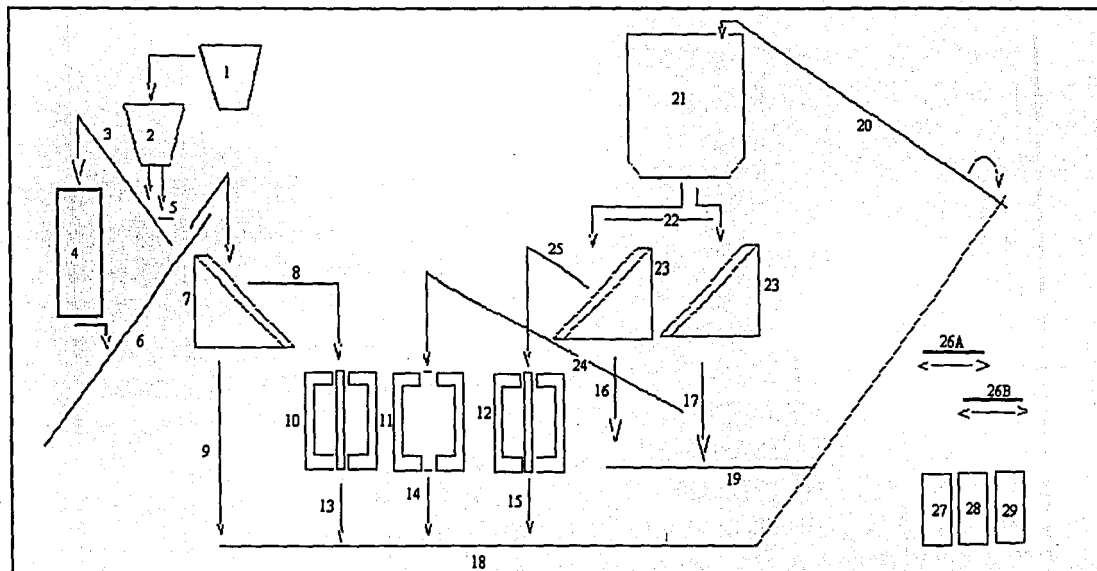
4.1 TRITURACIÓN.

En la sección de trituración el mineral que proviene de la mina ya paso previamente por una etapa de trituración primaria , que se realiza en el interior de la mina con una quebradora de quijada Symons la cual recibe un tamaño máximo de 0.81m (32") descargando a un tamaño de 0.20m (8").

El mineral que proviene de la mina con un tamaño máximo de 0.20m (8") es mantedado por medio de los tiros Solar y Guerrero a una tolva anexa a la torre de malacates del tiro Solar dicha tolva posee una capacidad nominal de 270 toneladas, esta tolva posee tres chutes, uno que descarga por medio de un alimentador de banda de 0.91m (36") de ancho a la banda No. 1a de 0.76m (30") de ancho la cual transporta el mineral a la tolva de gruesos con una capacidad de 2,260 toneladas, esta tolva a su vez cuenta con dos alimentadores de placas conocidos como alimentador de adelante y alimentador de atrás los cuales descargan a la banda No. 1, estos alimentadores cuentan con motovariadores los cuales regulan la velocidad del alimentador, otro chute que descarga a la banda No. 1 por medio de un alimentador de banda directo el cual lleva la carga directamente a la sección de trituración, y el último chute, por el cual se descarga la carga que proviene de la mina con un exceso de humedad a un patio para que ahí pierda humedad.

La banda No. 1 descarga a una parrilla vibratoria de 1.83m * 4.27m (6'X14') con una abertura de 0.051m (2"). El producto grueso pasa por una quebradora secundaria de Cono Symons de cabeza estándar de 1.68m (5 ½') la cual reduce el mineral a un tamaño de 0.051m (2") (relación de reducción 4:1), la descarga de esta quebradora se junta en la banda No. 2 de 0.76m (30") de ancho con el producto fino que pasa a través de la parrilla para llegar a la banda No. 3 también de 0.76m (30") de ancho, la cual transporta el mineral hasta una tolva intermedia de 20 toneladas, esta tolva tiene dos chutes que alimentan a dos cribas vibratorias Allis Chalmers de una cama de 1.83 * 4.88m (6'X16') con una abertura de 0.02m (¾"), por medio de dos alimentadores de bandas de 1.22m (48") de ancho conocidos como alimentadores cuatros. El producto fino que descargan las cribas pasa a la banda No. 6 de 0.61m (24") de ancho la cual lleva el mineral hasta la tolva de finos, de donde se distribuye por medio de las bandas No. 7 y No. 7a de 0.61m (24") de ancho a tolvas de finos, se cuenta con tres tolvas con una capacidad de 2200 t cada una.

Los gruesos de la criba A pasan a la banda No. 5a de 0.61m (24") de ancho y los de la criba B pasan a la banda No. 5b también de 0.61m (24"), estas bandas llevan el producto grueso a las quebradoras terciarias A y B respectivamente, las quebradoras terciarias son de Cono Symons de cabeza corta de 1.68m (5 ½') la descarga de ambas quebradoras cae a la banda No. 2 cerrando de esta forma el circuito. En la figura No. 7 se muestra el diagrama de flujo.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TESIS PROFESIONAL		
AGUILAR AGUIRRE MAGIN		
DIAGRAMA DE FLUJO (ÁREA DE TRITURACIÓN)		
ESCALA: SIN	FIGURA: 7	FECHA: 2002

DIAGRAMA DE FLUJO TRITURACIÓN

NOTACIÓN.

- 1 Tolva del tiro Guerrero con una capacidad de 100 ton.
- 2 Tolva de recibo tiro Solar con una capacidad de 150 ton.
- 3 Banda No.1a.
- 4 Tolva de gruesos con una capacidad de 2200 ton.
- 5 Alimentador de placas.
- 6 Banda No.1 de 0.76m (30") de ancho.
- 7 Criba vibratoria Allis Challmer de 1.83m * 4.27m (6' X 14') con abertura de 0.051m (2").
- 8 Mineral grueso mayor a 0.051m (2").
- 9 Tamaño de mineral a menos 0.051m (2").
- 10 Quebradora secundaria Symons 1.68m (5 ½ ') cabeza Estandar.
- 11 Quebradora terciaria A de 1.68m (5 ½ ') cabeza corta.
- 12 Quebradora terciaria B de 1.68m (5 ½ ') cabeza corta.
- 13 Producto triturado a 0.051m (2").
- 14 Producto Triturado a menos 0.02m (¾ ").
- 15 Producto triturado a 0.02m (¾ ").
- 16 Mineral clasificado a menos 0.02m (¾ ").
- 17 Mineral clasificado a menos 0.02m (¾ ").
- 18 Banda No.2 de 0.76m (30") de ancho.
- 19 Banda No. 6 de 0.61m (24") de ancho.
- 20 Banda No.3 de 0.76m (30") de ancho.
- 21 Tolva intermedia de 90 toneladas.
- 22 Banda No.4 de 0.76m (30") de ancho.
- 23 Criba vibratoria Allis Chalmers 1.83m*4.88m (6' X 16') con abertura de 0.02m (¾ ") criba A y B respectivamente.
- 24 Banda No.5b de 0.61m (24") de ancho.
- 25 Banda No. 5a de 0.61m (24") de ancho.
- 26 A. Banda No.7 de 0.61m (24") de ancho, 26 B. banda No.7 a de 0.61m (24") de ancho
- 27 Tolva de finos con una capacidad de 2200ton.
- 28 Tolva de finos con una capacidad de 2000 ton.
- 29 Tolva de finos con una capacidad de 2200 ton.

4.2 MOLIENDA.

El mineral procedente de la trituración es depositado en las tolvas de finos No. 1, No. 2, No. 3 de una capacidad nominal de 2,000 toneladas cada una, las cuales descargan por medio de chutes a las bandas No. 8 a, No. 8b, No. 8 c, y No. 8d, las cuales descargan a su vez a las bandas No. 9a, No. 9b, No. 9c que alimentan a los molinos.

La planta cuenta con tres molinos Allis Chalmers de 3.32m * 4.27m (10 ½' X 14')de bolas con enlainado de acero, que trabajan en circuito cerrado con 1 hidrociclón Krebs de 0.51m (20") por molino. Estos ciclones son alimentados por medio de una bomba Denver SRL- de 0.25m * 0.20m (10' X 8') la descarga retorna al molino y el derrame se envía a un cajón donde se juntan con los derrames de los clasificadores de los molinos y constituye la cabeza de flotación de plomo ver figura No. 8.

Cada molino tiene una capacidad nominal de 50 toneladas por hora de carga fresca con un tamaño máximo de 0.02m (¾") y una humedad que varía de 2.5% a un 4%.

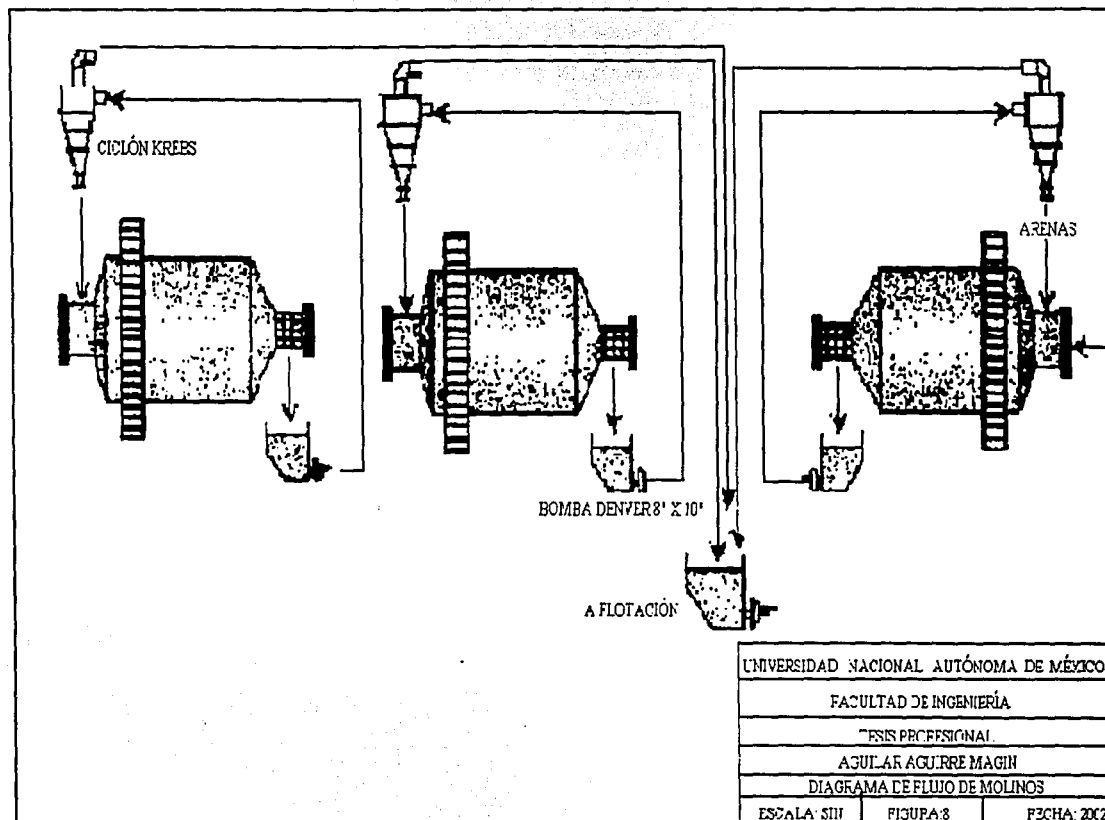
Los parámetros de operación en el área de molienda son los siguientes:

% Sólidos	Punto de muestreo
74-76	Descarga del molino
84-86	Arenas del ciclón
40-42	Derrame del ciclón

Dentro del derrame del ciclón se debe tener de un 54% a un 56% a la malla -200 para que exista una liberación adecuada del mineral.

Para poder manejar los parámetros anteriores es primordial contar con lo siguiente:

- Que los molinos tengan un nivel de bola de 0.23m (9").
- Que exista una alimentación uniforme y constante a los molinos.
- Contar con el agua necesaria para poder controlar el porcentaje de sólidos.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TÉRMINO PROFESIONAL		
AGUILAR AGUIRRE MAGIN		
DIAGRAMA DE FLUJO DE MOLINOS		
ESCALA: 3/11	FIGURA: 3	FECHA: 2012

4.3.- FLOTACIÓN.

ANTECEDENTES.

La flotación en espuma es un método físico – químico para concentrar los minerales finamente molidos. El proceso implica el tratamiento químico de una pulpa de mineral , a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas de aire llevan adheridos a los minerales seleccionados, formando una espuma estabilizada la cual se recolecta mientras los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa.

Este proceso abarca las siguientes etapas:

- a.- Moler el mineral a un tamaño lo suficientemente fino para separar los minerales valiosos uno de otro, así como de los minerales adherentes de ganga.
- b.- Preparar las condiciones favorables para la adherencia de los minerales de los minerales valiosos a las burbujas de aire.
- c.- Crear una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral.
- d.- Formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.
- e.- Remoción de la espuma cargada de mineral.

Aunque la molienda del mineral no forma, hablando estrictamente, parte del proceso de flotación, si ejerce una importantísima influencia en él. Para lograr los resultados óptimos en la flotación, los minerales valiosos deben ser separados completamente de la ganga.

La creación de una corriente ascendente de burbujas de aire se logra por una máquina, que produce burbujas bien sea mediante la agitación mecánica de la pulpa del mineral o por la introducción directa de aire bajo presión o una combinación de ambas.

REACTIVOS DE FLOTACIÓN UTILIZADOS EN LA UNIDAD MINERA TAXCO.

Los reactivos de flotación que actualmente se utilizan en la Unidad Taxco son los siguientes:

Xantato 343 y Aero promotor - 7583 para el circuito de Zinc y circuito de Plomo respectivamente, son colectores que proporcionan el carácter hidrofóbico a las partículas de mineral para que se adhieran a la espuma y / o burbuja.

Cianuro de Sodio y Sulfato de Zinc con dichos reactivos se realiza una mezcla llamada Mixtura la cual se utiliza para deprimir minerales de Hierro y Zinc.

Sulfato de Cobre es un activador del Zinc.

Cal se utiliza como regulador de pH y funciona también como un depresor de hierro.

En la siguiente tabla se muestra el consumo acumulado de reactivos a lo largo del primer semestre del 2000 CON UNA MOLIENDA ACUMULADA DE 160,715 toneladas.

REACTIVO	CONSUMO Kg	COSTO/Kg. \$/Kg	Kg / TONELADA	Gr / TONELADA
SULTATO DE COBRE	47850	5.14	0.298	298
CIANURO DE SODIO	2600	13.84	0.016	16
SULFATO DE ZINC	8375	4.67	0.052	52
XANTATO	19650	11.78	0.122	122
CAL	172225	0.556	1.074	1074
ESPUMANTE	7370	18.99	0.046	46
AP-7583	3440	56.22	0.021	21

DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DE FLOTACIÓN.

Circuito de Plomo.-La flotación primaria de plomo está constituida por un banco de once celdas Denver DR-4.53 metros cúbicos (160 pies cúbicos). Los concentrados de la flotación primaria pasan a la primera limpia de plomo por medio de una bomba Denver SRL 0.13m * 0.10m (5"X4"), dicho banco está compuesto por cuatro celdas Denver DR-1.42 metros cúbicos (50 pies cúbicos), las colas o medios de

flotación primaria pasan a un banco agotativo de plomo por medio de una bomba Denver SRL-0.25m * 0.20m (10"X8"), el cual está constituido por once celdas Denver DR-4.53m (160 pies cúbicos). Los concentrados de la flotación agotativa son retornados a la cabeza de plomo, mientras que las colas del banco agotativo son mandadas a cabeza de Zinc por medio de una bomba Denver SRL-0.25m * 0.20m (10"X8"). Los concentrados de la primera limpia de plomo pasan a la segunda limpiadora de plomo por medio de una bomba Denver SRL-0.13m *0.10m (5"x4"),dicho banco está formado por cuatro celdas Denver DR-1.42 metros cúbicos (50 pies cúbicos). El concentrado de la segunda limpia es nuestro producto final y es enviado a los tanques espesadores por medio de una bomba Denver SRL-0.13m * 0.10 (5"X4"). Los medios de la segunda limpiadora de plomo son retornados a la primera limpia, mientras que los medios de la primera limpia son mandados a la cabeza de plomo ambos flujos son mandados por medio de bombas Denver SRL-0.13m * 0.10m (5"X4"), figura No 9.

Para el espesamiento del concentrado de plomo se cuenta con un tanque espesador de 21.23m 70' de diámetro.

Circuito de Zinc.-La flotación primaria de Zinc consta de un banco de trece celdas Denver DR-4.53 metros cúbicos (160 pies cúbicos). Los derrames o concentrados de la flotación primaria son mandados a la primera limpia de Zinc por medio de una bomba Denver SRL-0.13 *0.10 (5"X4"). Las colas de la flotación primaria pasan a la flotación agotativa de Zinc por medio de una bomba Denver SRL-0.25m * 0.20m (10"X8"), que está constituida por un banco con trece celdas Denver DR-4.53 metros cúbicos (160 pies cúbicos), Los derrames de la flotación agotativa pasan a un banco de reflotación por medio de una bomba Denver SRL-0.13m * 0.10m (5"X4"), la cola de la flotación agotativa constituye la cola final.

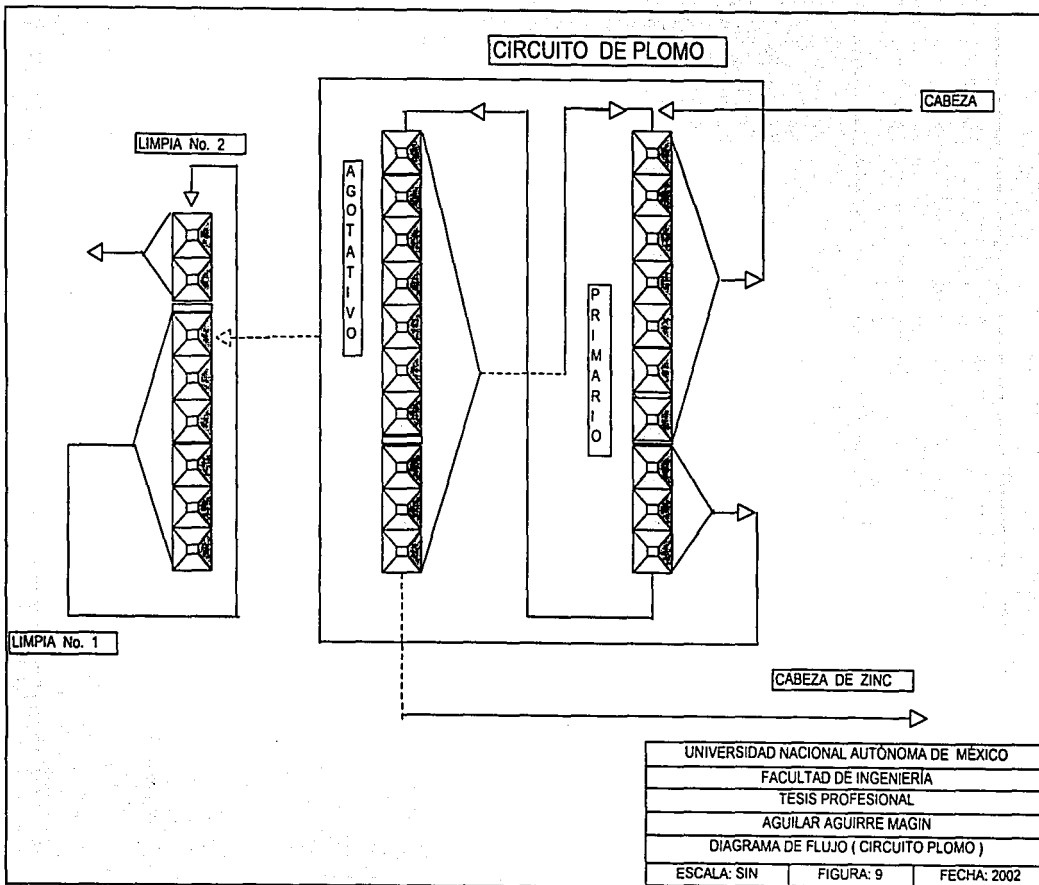
La primera limpia de Zinc se lleva acabo en un banco con cinco celdas Denver Sub A de 2.83 metros cúbicos (100 pies cúbicos). Los derrames de la primera limpia pasan por gravedad a la segunda limpiadora y las colas son mandadas por medio de una bomba Denver SRL-0.13m * 0.10m (5"X4")al banco de reflotación.

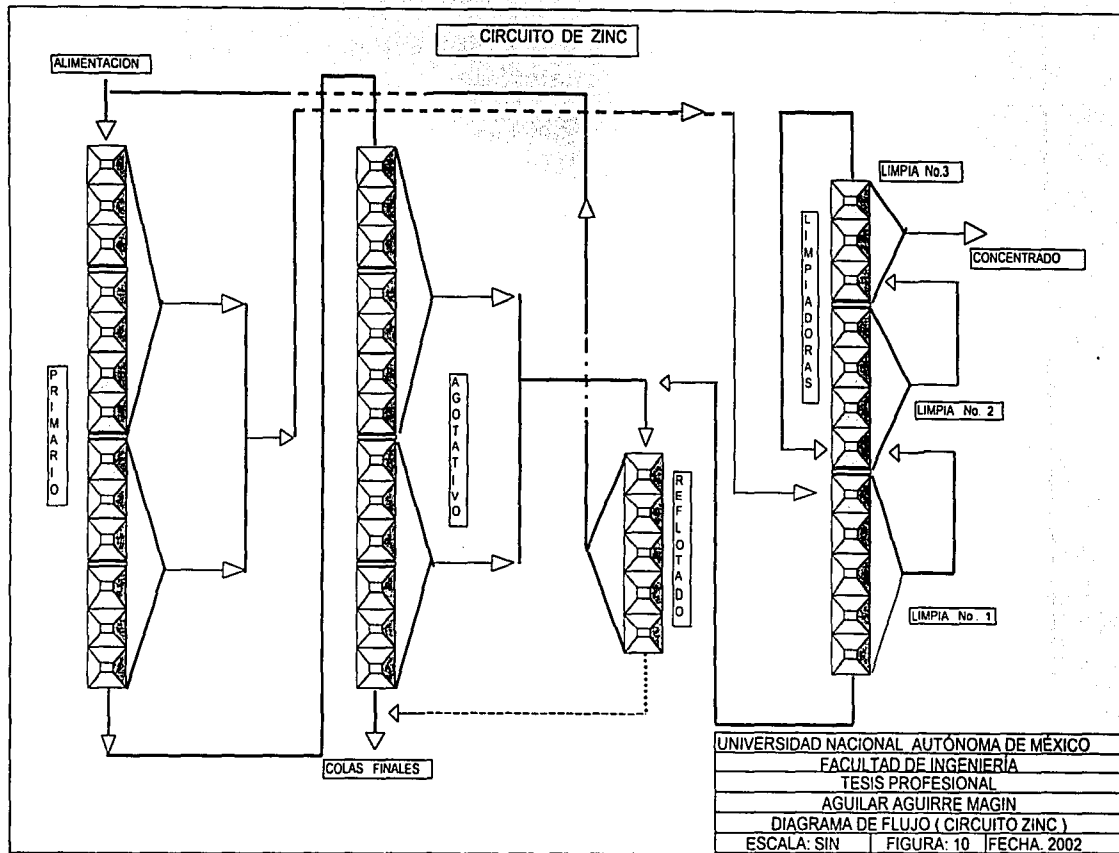
La segunda limpia de Zinc se realiza en un banco con cuatro celdas Denver Sub A de 2.83 metros cúbicos (100 pies cúbicos). Los derrames de estas celdas pasan por gravedad a la tercera limpia de Zinc mientras que las colas pasan a la primera limpiadora.

La tercera limpia y última de Zinc se efectúa en un banco con tres celdas Denver Sub A de 2.83metros cúbicos (100 pies cúbicos). Los derrames de este banco constituyen el concentrado final y es mandado a los espesadores por medio de una bomba Denver SRL-0.13m * 0.10m (5"X4"), mientras que las colas regresan a la segunda limpiadora.

El banco de reflotación esta formado por un banco de cuatro celdas Denver DR de 1.42 metros cúbicos (50 pies cúbicos). El derrame de dicho banco pasa por medio de una Bomba Denver SRL-0.13m * 0.10m (5"X4") a la cabeza de Zinc, mientras que las colas constituyen la cola final. Figura No.10

Para el espesamiento del concentrado de Zinc se cuenta con un espesador de 16.76m (55') de diámetro





4.4 FILTRACIÓN.

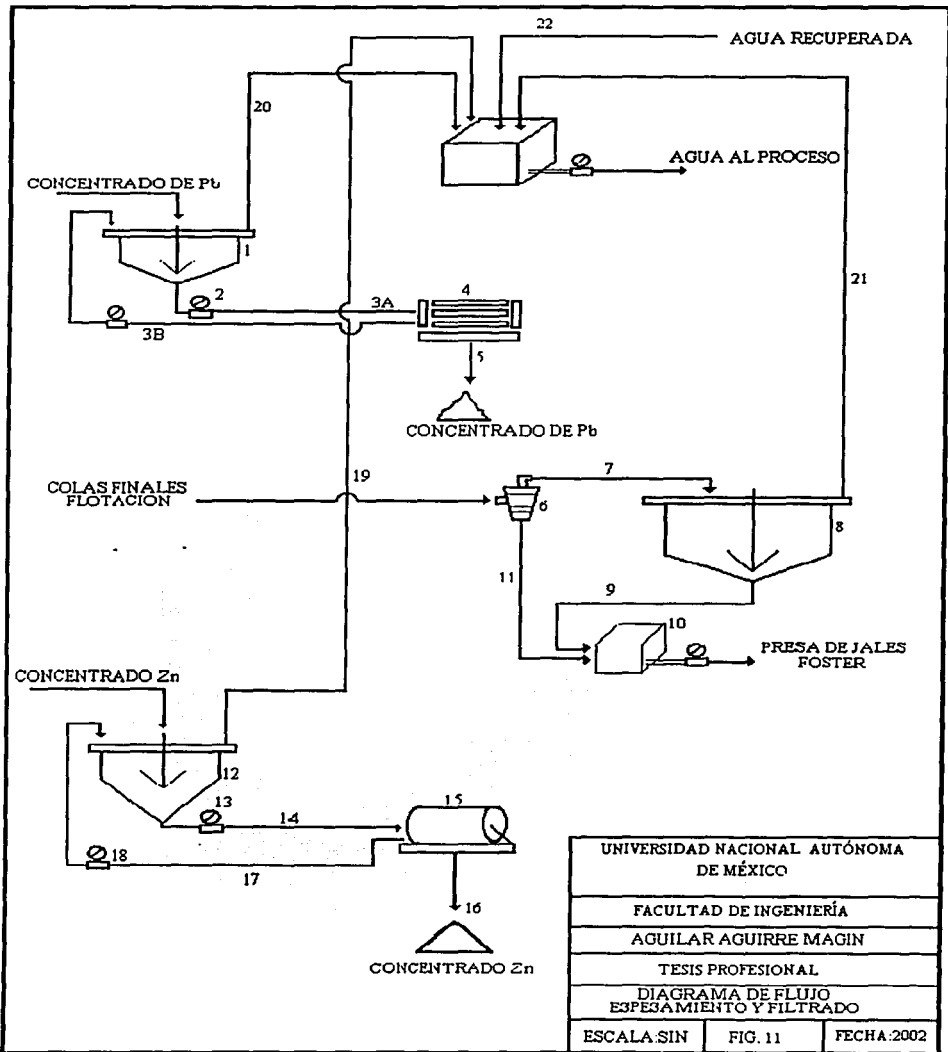
Los filtros continuos a vacío son los más utilizados en el tratamiento de concentrados. En la Unidad Minera Taxco se cuenta con tres filtros de tambor, dos de 2.44m * 3.10m (8'X10') uno para concentrado de plomo y el otro para Zinc, y el tercero de 3.10 m * 4.27m (10'X14') para concentrado de zinc.

Un filtro de tambor está formado por un tambor cilíndrico horizontal que gira estando sumergido parcialmente en un tanque abierto cuyo fondo es curvo correspondiendo a la forma del tambor. En esta zona la mayoría de los filtros tienen algún medio para agitar la pulpa (rastrillos). El casco del tambor propiamente dicho está formado por una serie de compartimientos de poca profundidad (alrededor de 20 mm) cubiertos por una rejilla de drenaje y un medio filtrante. El interior de cada compartimiento está conectado a su vez mediante un conducto a un mecanismo de válvulas situado en el eje central del tambor, el cual permite que se aplique vacío o presión al compartimiento en las diversas etapas del ciclo.

Mediante la acción de la válvula automática situada en el eje del tambor, se aplica vacío a las secciones sumergidas, aplicación que da lugar a la acumulación de la torta sobre la superficie del medio filtrante (lona). Al girar el tambor, la torta se eleva arriba del nivel del líquido. El vacío se mantiene en esa etapa y más adelante, cuando ocurre la separación del agua de la torta. Antes de que la torta pueda volver a entrar a la pulpa en el lado opuesto del tambor, se descarga aproximando un raspador a la tela del filtro.

La descarga del espesador de Zinc es mandada por medio de una bomba Galigher de 0.09 * 1.22m (3 ½"X 48") al filtro de tambor Eimco ya sea al 2.44m * 3.10m (8' X 10') o al 3.10m * 4.27m (10' X 14'), en donde se elimina casi la totalidad de agua de la pulpa. El agua filtrada junto con la pulpa excedente se retorna al espesador. El derrame de los espesadores pasa por una canaleta hasta la pileta de decantación de zinc. El concentrado final pasa a una banda de 10.61m (24") de ancho para su almacenamiento en la galera de concentrado, ver figura No 11.

La descripción en el párrafo anterior es similar para la filtración de plomo. Cabe mencionar que para filtrar plomo también se cuenta con un filtro de presión (Larox).



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
AGUILAR AGUIRRE MAGIN		
TESIS PROFESIONAL		
DIAGRAMA DE FLUJO ESPESAMIENTO Y FILTRADO		
ESCALA: SIN	FIG. 11	FECHA: 2002

FILTRO LAROX

El filtro LAROX PF es un filtro a presión automática para la eficaz separación de sólidos / líquidos. Las etapas principales de operación del filtro PF incluyen: filtrado, compresión de diafragma, lavado de la torta, y secado por aire comprimido.

En el filtro Larox PF, las placas filtrantes están dispuestas en forma horizontal entre dos placas de compresión: la superior y la inferior. El paquete de placas permanece cerrado durante el filtrado. Las tortas sólidas y secas que se forman durante el proceso de filtrado se descargan al abrir el paquete de placas.

El paquete de placas se abre y cierra mediante cilindros hidráulicos.

El constante zig – zag de la tela entre las placas filtrantes permite la formación de torta de filtro a cada lado de la tela. A medida que el filtrado pasa a través de la tela, éste absorbe y extrae las partículas de materia sólida que quedaron en la tela como resultado de ciclos de filtrado previos.

La tela transporta la torta separándola del filtro, al mismo tiempo que es lavada en ambos lados mediante rociadores de agua de alta presión. El dispositivo transportador de la tela está accionado mediante un motor hidráulico, que impulsa el rodillo propulsor de la tela. La tensión de la tela de filtro se mantiene en un nivel constante mediante un dispositivo tensor, que opera durante la apertura y cierre de las placas.

La pulpa entra a las cámaras del filtro a través de un tubo distribuidor situado en el lado de alimentación (el lado de alimentación es el lado izquierdo si se observa el equipo desde la unidad de accionamiento). Por ahí también entra el líquido de lavado y el aire de secado. El tubo de distribución se vacía a través de la válvula de drenaje.

Una bomba centrífuga de varias etapas genera el agua de compresión, que pasa por encima del diafragma a través de un tubo de distribución de agua. Después de la etapa de prensado el agua se transporta a la estación de agua a través del mismo tubo.

La operación del filtro está automáticamente controlada a través de una unidad de control que incorpora lógica programable, interfaz de operador, interruptores, botones, y visualizaciones gráficas, a fin de facilitar los ajustes y permitir la observación del ciclo.

Los controles de las válvulas son de accionamiento automático y operación hidráulica.

PRINCIPIOS DE FILTRACIÓN A PRESIÓN

FILTRACIÓN.- Una vez cerrado el paquete de placas filtrantes, la pulpa se bombea hacia el filtro, alimentándola simultáneamente a cada una de las cámaras a través de las mangueras de pulpa. El filtrado fluye a través de la tela y penetra la cámara de filtrado. La cámara de filtrado se vacía, a través de las mangueras de filtrado, en el tubo de filtrado.

PRENSADO 1.- El agua presurizada se bombea al diafragma a través de las mangueras de agua presurizada. El diafragma comprime la torta contra la superficie de la tela, comprimiendo así, a través de la tela, el filtrado de la torta.

LAVADO.- El líquido de lavado se bombea hacia las cámaras de filtrado del mismo modo que la lechada. A medida que el agua llena la cámara de filtro, se levanta el diafragma, forzando la salida del agua en la parte superior del diafragma. El líquido de lavado fluye hacia los tubos de filtrado luego de pasar a través de la torta de filtro y la tela.

PRENSADO 2.- El líquido de lavado se queda en la cámara luego de la etapa se extrae de la torta a presión, en la misma forma ya descrita para la etapa 2.

SECADO POR AIRE.- El secado final de la torta se hace mediante aire comprimido. El aire que penetra a través de los tubos la pulpa llena la cámara de filtro y hace subir el diafragma, forzando la salida del filtro del agua presurizada en la parte superior del diafragma. El flujo de aire a través de la torta reduce su contenido de humedad hasta el nivel óptimo, y al mismo tiempo vacía la cámara de filtro.

DESCARGA DE TORTA.- Una vez finalizada la etapa de secado por aire, se abre el paquete de placas y arranca el mecanismo de desplazamiento de tela. La torta de filtro que se encuentra sobre la tela se descarga hacia ambos lados del filtro.

DIAGRAMA DE FLUJO ESPESAMIENTO Y FILTRADO.

NOTACIÓN

- 1 Tanque espesador de plomo.
- 2 Bomba galigher 0.10m*0.10m (4" X 4").
- 3a Concentrado a filtración de plomo.
- 3b Retorno del concentrado de filtración de plomo.
- 4 Filtro automático de presión Larox.
- 5 Concentrado de plomo seco.
- 6 Ciclón Krebs D – 20 – B de colas finales.
- 7 Finos finales a espesador de colas.
- 8 Espesador de colas finales de 56.40m (185') de diámetro.
- 9 Jales para bombeo a la presa .
- 10 Bombas Denver SRL 0.25m*0.20m (10" X 8") para jal sistema B y C.
- 11 Arenas finales a bombeo presa de jales.
- 12 Espesador de Zinc de 56.38m (75') de diámetro.
- 13 Bombas Denver 0.13m0.10m (5" X 4") SRL.
- 14 Concentrado a filtración de Zinc.
- 15 Filtro de tambor Eimco 2.44m*3.10m (10' X 8').
- 16 Concentrado de Zinc seco.
- 17 Retorno de concentrado de Zinc.
- 18 Bomba de retorno de concentrado de filtración,
- 19 Agua recuperada de espesador de Zinc.
- 20 Agua recuperada de espesador de Plomo.
- 21 Agua recuperada de espesador de colas finales.
- 22 Agua recuperada.

4.5.- DISPOSICIÓN DE COLAS FINALES.

Los jales o colas finales del proceso pasan a una batería de dos ciclones Krebs de 0.51m (20") de diámetro, en donde son clasificados. Las arenas son enviadas a la presa de jales por un sistema de dos bombas Denver SRL-0.25m * 0.20m (10" X 8") en serie hasta la presa Foster y los finos que contienen un bajo contenido de sólidos, se mandan al espesador de colas finales de 56.38m (185') de diámetro por medio de una bomba Denver SRL-0.13 * 0.10 (5" X 4").

Para el envío de jal a la presa, se cuenta con dos sistemas de bombeo el b y c, con dos bombas en serie cada uno; quedando uno en stand by (repuesto). La descarga del espesador se junta con los gruesos de los ciclones junto con ellos se bombea a la presa de jales, el agua derramada por el espesador pasa a la pileta de recuperación de agua, desde donde es mandada nuevamente al proceso de la planta.

El jal que va hacia la presa se conduce por medio de tubería de polietileno de 0.25m (10")de diámetro, luego de vencer una pequeña cabeza dinámica la pulpa cae por gravedad, pasando a través de varias rompedoras de presión, hasta el lugar denominado 14-12 de donde es rebombeada por dos sistemas que cuentan cada uno con cuatro bombas Denver SRL-0.25m * 0.20m (10" X 8") conectadas en serie. Uno de estos sistemas se encuentra funcionando continuamente mientras que el otro está en caso de emergencia.

En la presa de jales se recupera el agua remanente y regresa a la planta por medio de dos bombas Sulzer con un gasto de 40 l /seg. cada una y una presión de 42 kg /cm²

5. ESTUDIO METALÚRGICO.

5.1 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA.

Como primer paso de este estudio se realiza la caracterización mineralógica de los diversos productos del área de flotación como son:

- Cabeza.
- Concentrado de Pb.
- Concentrado de Zn.
- Colas finales.

CABEZA. En la caracterización macroscópica se encuentra mineralogía compuesta de esfalerita, Galena, y Calcopirita no se observa cambio alguno en el tipo de Esfalerita a transición Marmatita.

Esta muestra se tomo de un compósito con la finalidad de conocer algunas posibles especies mineralógicas, que pudiesen estar afectando a la metalurgia en el proceso de los concentrados de Plomo y Zinc. La muestra fue preparada en forma de superficie pulida teniéndose cuidado en la conservación de la secuencia mineralógica, para poder detallar las relaciones texturales de los minerales de interés con los de ganga.

La muestra observada al microscopio nos presenta la siguiente mineralogía que a continuación se detalla; Esfalerita ZnS en forma masiva, fuertemente asociada y con intercrecimientos de Galena PbS, en grandes cristales masivos, se observa que geológicamente la esfalerita fue posterior en cuanto a su secuencia de depositación por lo que en ocasiones llega a reemplazar ó englobar en gran parte de la galena, dejándola como grandes inclusiones en la esfalerita.

De igual manera la Esfalerita se encuentra incluida en Pirita, lo que es indicativo de un aumento de temperatura y presión.

En cuanto a la Esfalerita que se observa, se considera que en promedio el Fe químicamente unido en el Zinc no es mayor de 4% por lo tanto no se puede considerar como una variedad de Marmatita, se pueden apreciar de acuerdo con sus reflejos rojizos internos de las partículas de esfalerita vistas al microscopio y de acuerdo con las propiedades ópticas del mineral. La Esfalerita tuvo varias etapas dentro de su depositación, lo mismo sucede con la Galena que se encuentra en grandes cristales masivos, mostrando sus arrancamientos triangulares típicos de la buena exfoliación, se presentan fuertemente asociadas en la Esfalerita que en ocasiones esta sustituyendo ó reemplazando a la Galena. Otro de los sulfuros más abundantes que están presentes es la Pirita FeS que se muestra en forma masiva, en grandes cristales relleno de huecos y fracturas entre la Esfalerita y el Cuarzo, en forma aislada sin relacionarse con otros minerales. La Pirita se asocia fuertemente con la Galena y Esfalerita, se puede apreciar como la Esfalerita

es la que reemplaza a la Pirita, esto nos indica que en la secuencia de la depositación paragenética la Pirita fue de los primeros en depositarse.

Otro de los elementos presentes en la muestra es Arsenopirita, en cristales bien definidos y en forma de vetillas rellenas por el mineral. Se observa la presencia de Calcopirita $CuFeS_2$, en forma masiva asociada a todos los minerales presentes, principalmente con la Pirita, Galena, Esfalerita, en otras ocasiones la Calcopirita está en pequeñas inclusiones menores a 10 micras ó en grandes englobamientos en la Esfalerita, producto de una depositación posterior de la Calcopirita debido a temperatura y presión lo que nos indica un posible cambio en la temperatura geológica; Sin embargo no llega a ser considerada como un cambio brusco, únicamente se debería ir tomando en cuenta, la presencia de minerales en forma masiva como Arsenopirita, que probablemente provoca el aumento de fierro en el Zinc.

Se puede apreciar que la Calcopirita llega a englobar o reemplazar a la Arsenopirita dejándola como grandes inclusiones dentro de la Calcopirita.

1. En forma masiva la Marcasita FeS_2 esta presente como producto de alteración de la Pirita debido a soluciones ácidas que transforman y alteran.

Como especie mineralógica de Plata se determina a la Freibergita Ag_2S como inclusiones dentro de la Calcopirita, de un tamaño promedio de 6 micras

En la galena se presenta la variedad mineralógica de Plata como Argentita Ag_2S , la cuál se encuentra como intercrecimiento de un tamaño promedio de 10 - 14 micras.

CONCENTRADO DE PLOMO

Se realizó un estudio Minerográfico de liberación, con el objeto de conocer la mineralogía correspondiente y la posible presencia de algunos minerales problema en el alto consumo de reactivos de flotación.

La muestra que se estudio presenta las sig. características.

Ag g/t	Pb %	Cu %	Zn %	Fe %	As %	Sb %
1450	24.09	1.01	2.77	9.6	.08	.09

La principal especie mineralógica de esta muestra es la Galena PbS , la mayor proporción se encuentra en forma liberada 93.36% (24.09 % Pb de acuerdo con los análisis químicos.).

El tamaño promedio de las partículas de Galena es de 18.12 micras, no teniendo problemas de liberación. Las especies mineralógicas de Plata identificadas son las sig: Pirargirita, Argentita, de acuerdo con el análisis químico se reporta una ley de 1450 g Ag /t.

MINERAL	%	gAg /t
PIRARGIRITA	75	1087.5
ARGENTITA	25	362.5
TOTAL	100	1450

En ambas especies la mayoría se encuentra liberada, a un tamaño promedio de 15 micras.

En la muestra se observa una coloración demasiado negruzca, esto es debido a la misma presencia de partículas de Plomo (Galena) de menor tamaño y material de ganga como pizarra carbonosa, minerales de hierro, etc., con la siguiente distribución.

MINERAL	%
CUARZO	10
PIZARRA CARBONOSA	9
FELDESPATOS	1
TOTAL	20

Como minerales de hierro se encuentran las siguientes especies mineralógicas: Hematita, Pirita, Ilvaita, Magnetita.

Dando un 10% del total de la muestra.

El 100% del Fe total (que representa el 9.6% de Fe para análisis químico) se tiene:

ESPECIE	%	LEY DE Fe
HEMATITA	45	3.88
PIRITA	30	2.57
ILVAITA	20	1.72
MAGNETITA	5	.43

+ 1% de Fe Calcopirita $CuFeS_2$.

Dentro de los sulfuros económicos se presenta la Galena, Esfalerita y Calcopirita que representan el 70% del total de la muestra.

CONCENTRADO DE ZINC.

Se realizaron estudios mineralógicos del concentrado de Zn, siendo el objetivo principal identificar especies mineralógicas de Plata o sus asociaciones con especies de Fierro y su proporción relativa, así como, de la proporción de la especie Ilvaita y/o Marmatita.

El análisis químico de la muestra es el sig:

MINERAL	Ag g/t	Pb %	Cu %	Zn %	Fe %
Zn	309	0.46	1.78	55.4	8.8

En este concentrado de Zinc de acuerdo con el análisis químico reportado, se puede observar que la especie mineralógica de Zinc que se considera es la Esfalerita – Marmatita, por tratarse de una etapa transitoria de la Esfalerita con un contenido de Fierro +- 5% químicamente unido, para poderla considerar como Marmatita, el contenido de fierro químicamente unido tendría que ser +- 12%, por lo tanto, se descarta la posibilidad, sin embargo este fierro que contiene la Esfalerita - Marmatita ZnFe 1-x S no se podrá separar por estar químicamente unido.

Otro de los problemas que presenta el concentrado de Zinc es el alto contenido de Cobre (1.78%) de la Calcopirita la cual se observa principalmente como inclusiones dentro de la Esfalerita – Marmatita, de un tamaño menor a 10 micras que representa el 64.55% de la Calcopirita en ley de Cobre (1.44%) por lo que es imposible de separar por molienda este tipo de inclusión debido a su tamaño tan fino en la Esfalerita.

De acuerdo con el ensaye la Plata reportada es de 309 g / t y como especies mineralógicas se identificaron las siguientes: Pirargirita, Argentita, Tetrahedrita.

Distribución de Plata en concentrado de Zinc:

ESPECIE MINERAL	%	g/t LEY DE PLATA
PIRARGIRITA	85.5	264.19
ARGENTITA	13.49	41.71
TETRAHEDRITA	1	3.09

Distribución del Hierro en Concentrado de Zinc es 8.8% Fe total.

ESPECIE MINERAL	%	LEY
ESFALERITA- MARMATITA	56.8	5
CALCOPIRITA	17.7	1.56
HEMATITA	11.7	1
PIRITA	8.7	0.77
ILVAITA	5.6	0.5
TOTAL	100	8.8

COLAS FINALES

Se realizó un estudio minerográfico sobre colas de flotación con la finalidad de conocer las principales especies mineralógicas de Zinc que pudiesen estar en la muestra, de las especies mineralógicas de Zinc que se observaron se llegó a la conclusión de que en la muestra únicamente se presenta como Esfalerita ZnS, mineralógicamente todas las diferentes Esfaleritas llegan a contener Hierro como impurezas, es lo que va transformando hasta llegar a la variedad de Marmatita (+- 12% Fe químicamente unido), por lo tanto en un porcentaje promedio de acuerdo con sus reflexiones internas de la Esfalerita que se observan al microscopio, se le asigna que la Esfalerita de la muestra presenta un 3.5% de Fe químicamente unido.

De acuerdo con el porcentaje y contenido de partículas de Esfalerita en el producto de colas finales el 66.3% se encuentra en forma liberada y en un tamaño promedio de 44.21 micras.

5.2 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Con la finalidad de mejorar la calidad y recuperación del concentrado de Plomo así como la ley de plata y su recuperación, en la Unidad de Taxco se realizó un estudio metalúrgico sobre el mineral de alimentación al molino. Para la realización de dicho estudio se llevaron a cabo varias etapas, iniciando con un análisis granulométrico para determinar la distribución de valores por tamaño

DISTRIBUCIÓN DE VALORES POR FRACCIONES Y TAMAÑOS

La finalidad de esta etapa es la de conocer la distribución de valores del mineral alimentado al molino y encontrar la molienda adecuada a nivel laboratorio siendo esta la que contenga las características más similares a las de planta, para ello se efectuaron moliendas de 12, 14 y 16 minutos respectivamente, las cuales arrojaron los siguientes resultados:

MINERAL ALIMENTACIÓN AL MOLINO
UNIDAD: TAXCO
DISTRIBUCIÓN DE VALORES EN CABEZA

MOLIENDA EN 12 MINUTOS.

BALANCE METALÚRGICO

TAMAÑO	PESO %	ENSAYES					RECUPERACIONES				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
-35	1.9	46.84	0.11	.005	1.52	15.2	0.6	0.4	0.4	0.2	2.1
48	1.6	27.5	0.06	.05	0.5	8.12	0.3	0.2	0.2	0.2	1.0
65	5.2	31.35	0.07	.013	1.15	0.44	1.1	0.6	1.8	1.6	3.6
100	10.7	56.63	0.15	.028	2.34	12.05	4.1	2.6	6.3	6.7	9.4
150	15.3	107.3	0.33	.039	4.11	15.03	11.1	8.3	14.5	16.7	16.7
200	8.2	153.4	0.58	.03	4.81	16.04	8.5	7.8	8.7	10.4	9.6
-200	57.3	191.7	0.87	.04	4.2	13.92	74.4	80.1	68.1	64.3	57.6
Cab Calc.	100	148	0.62	.045	3.8	13.8	100	100	100	100	
Cab.Ensa.		146	0.62	.04	3.82	13.5					

**MINERAL: ALIMENTACIÓN MOLINO
UNIDAD TAXCO
DISTRIBUCIÓN DE VALORES EN CABEZA**

MOLIENDA EN 14 MINUTOS

BALANCE METALÚRGICO

Tamaño malla	Peso %	Ensayes					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
100	5.24	53	0.15	0.02	1.55	12.4	1.9	1.6	2.22	2.2	4.9
150	10.95	72	0.25	0.03	2.74	13.2	5.5	4.8	6.7	8.1	10.94
200	9.93	87	0.41	0.04	3.65	13.8	6.1	6.5	8.9	9.6	10.56
-200	73.8	167	0.73	0.05	4.03	13.2	86.1	87.1	82.18	80.1	73.6
Cab calc	100	142.68	0.62	0.45	3.72	13.25	100	100	100	100	100

MINERAL: ALIMENTACIÓN MOLINO
UNIDAD: TAXCO
DISTRIBUCIÓN DE VALORES EN CABEZA

MOLIENDA: EN 16 MINUTOS.

BALANCE METALÚRGICO

Tamaño malla	Peso %	Ensayes					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
100	2.22	64	0.20	0.03	1.8	12.4	0.95	1.54	2.13	1.03	2.10
150	7.72	80	0.25	0.03	2.61	13.4	4.11	3.11	4.25	5.14	7.71
200	9.38	92	0.37	0.04	3.48	14.0	5.75	4.60	8.51	7.45	9.81
-200	80.68	166	0.74	0.05	4.17	13.3	89.19	90.75	85.11	86.38	80.38
Cab calc	100	150.15	0.65	0.047	3.89	13.35	100	100	100	100	100

De los balances presentados anteriormente se obtiene la siguiente tabla No 1.

PORCENTAJE DE LIBERACIÓN DEL MINERAL ABAJO DE LA MALLA 100.

Tabla No1.

TIEMPO	Ag %	Pb %
12	94	96.2
14	97.7	98.4
16	99.05	98.4

Con base en la tabla anterior y en las gráficas No.1 y No.2 se decide escoger la molienda de 12 minutos debido a que debajo de la malla 100 (147 micras) se encuentra liberado el 94% de la plata y el 96.2 del plomo además de que a 14 y 16 minutos se produce una gran cantidad de material muy fino, siendo estos perjudiciales en la flotación ya que producirían una gran cantidad de lamas teniendo como consecuencia un mayor consumo de reactivos.

Grafico 1 LIBERACIÓN DE Ag ABAJO DE LA MALLA 100

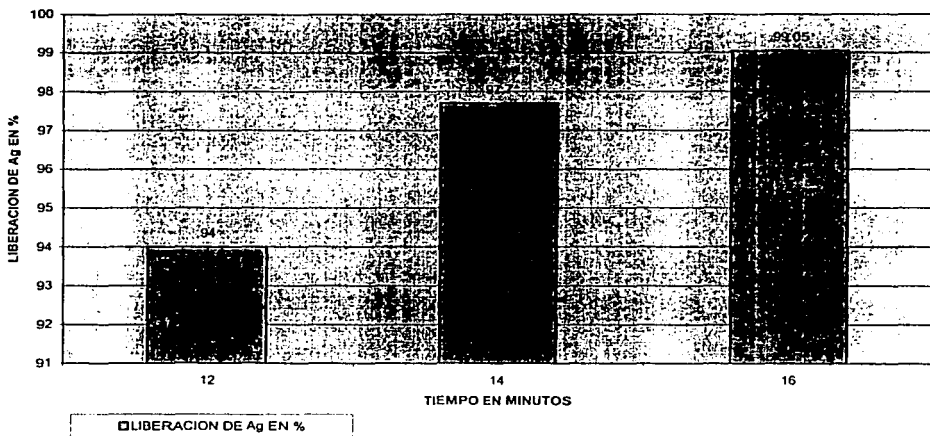
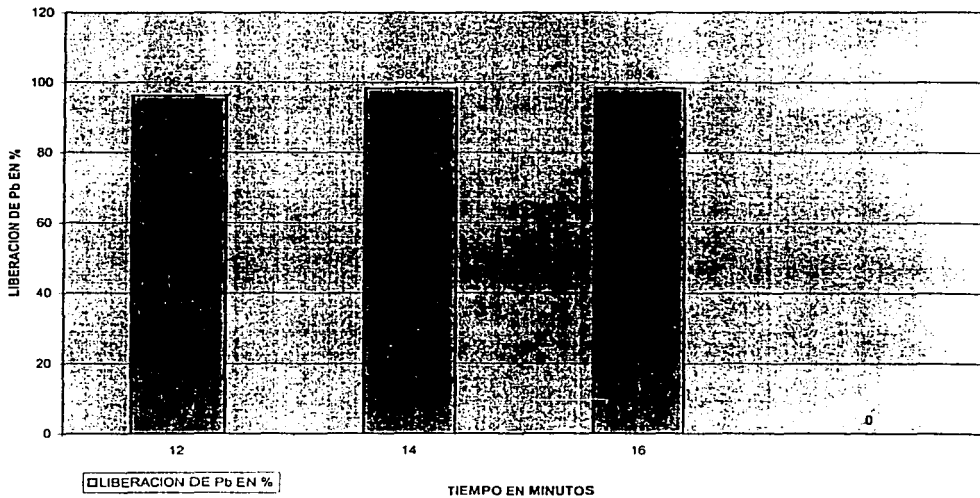


Grafico 2 LIBERACIÓN DE Pb ABAJO DE LA MALLA 100



5.3.- PRUEBAS METALÚRGICAS

En la Unidad de Taxco no se cuenta con agua fresca para llevar a cabo el proceso de flotación, siendo agua recuperada la que se utiliza en dicho proceso motivo por el cual se analizó dicha agua dando los siguientes resultados.

ANÁLISIS FÍSICO - QUÍMICOS

PARAMETRO	MÉTODO	RESULTADO	UNIDADES
pH	POTENCIÓMETRO	7.45	pH
TEMPERATURA	TERMÓMETRO	27.8	GRADOS CENT.
GRASAS Y ACEITES	EXT-SOXHLET	0.5	mg/ l
MATERIA FLOTANTE	FILTRACIÓN MALLA	(-)	AUSENTE
SOL. SEDIMENTABLES	VOLUMÉTRICO	MAYOR 0.1	mg/l
SOL. SUSP. TOT.	GRAVIMÉTRICO	10	mg/l
NITRÓGENO TOTAL	KJENDAHL-COLORIMÉTRICO	3.15	mg/l
FÓSFORO TOTAL	COLORIMÉTRICO	0.86	mg/l

ANÁLISIS BACTERIOLÓGICOS

COLIFORMES FECALES	TUBOS MÚLTIPLES	28	NMP/100ml
--------------------	-----------------	----	-----------

METALES PESADOS Y CIANUROS

PARÁMETRO	MÉTODO	RESULTADO	UNIDADES
ARSENICO TOTAL	COLORIMÉTRICO	<0.0016	mg/l
CIANURO TOTAL	"	0.125	"
CROMO TOTAL	"	<0.0093	"
MERCURIO TOTAL	"	0.0024	"
PLOMO TOTAL	"	<0.0086	"
CADMIO TOTAL	"	0.0982	"
COBRE TOTAL	"	<0.035	"
NÍQUEL TOTAL	"	1.715	"
ZINC TOTAL	"	2.442	"

Las primeras pruebas metalúrgicas que se realizaron fueron para verificar que no existía gran diferencia en los resultados metalúrgicos obtenidos de las pruebas de flotación que se realizaron utilizando agua de la Unidad Taxco y / o agua del Distrito Federal. En la tabla No 2. se muestra un resumen de los resultados obtenidos de las pruebas efectuadas a nivel laboratorio utilizando celdas de flotación y agua de las dos entidades:

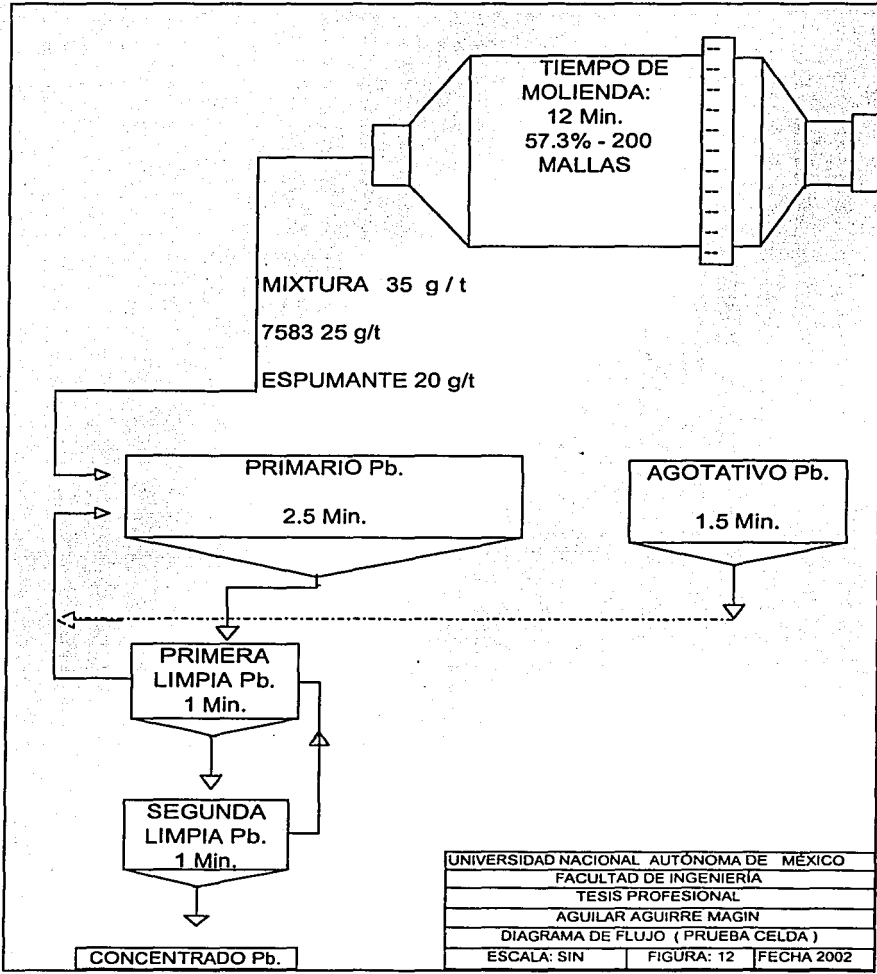
Tabla No 2.

Prueba	leyes		Recuperaciones	
	Ag	Pb	Ag	Pb
Agua del D.F	9012	46.1	44.64	58.07
Agua Taxco	11172	45.0	40.04	56.73

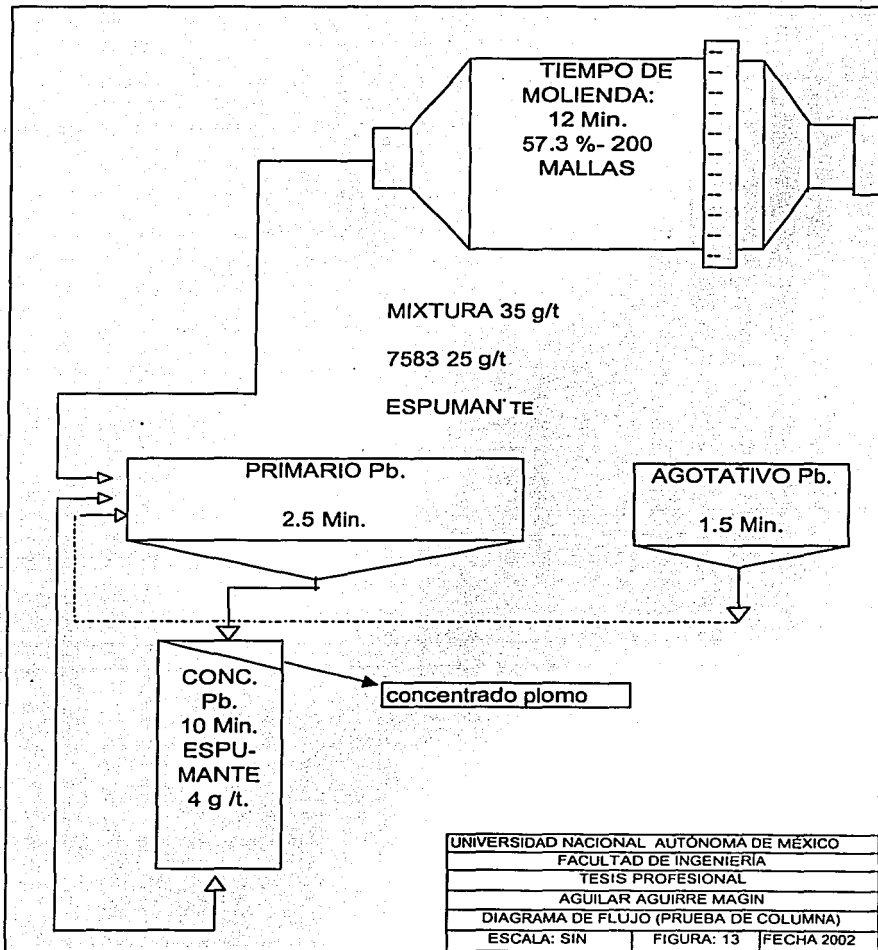
En la tabla anterior se puede observar que los resultados no presentan grandes variaciones en la ley de plomo por lo que en las pruebas posteriores se utilizara agua de la Unidad Taxco para realizar la molienda, la flotación en celdas primaria, agotativa y limpiadoras Fig. No. 12. y agua del Distrito Federal para la columna. Cabe mencionar que la utilización de agua se dispuso de la forma anterior para realizar pruebas en el laboratorio de la Unidad y solamente utilizar agua del D.F para la columna de flotación la cual se encuentra en la Facultad de Ingeniería de la UNAM. En la primer prueba se puede observar que tiene una ley de 9012 g/t de Ag mientras que en la segunda la ley es mayor, pero hay que observar que en esta última la recuperación es de 40.04% contra 44.64% lo que significa que tenemos una ley menor pero una cantidad mayor de Plata.

Cabe mencionar que tanto las pruebas con celda convencional ver diagrama de flujo figura No. 12, como las pruebas con columna de flotación como se observa en el diagrama de flujo figura No 13, se realizarán en dos etapas:

- 1- Se efectúa la prueba siguiendo el diagrama de flujo exclusivamente con mineral fresco.
- 2- Se realiza nuevamente la prueba con mineral fresco pero se introducen los productos de la primera etapa.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TESIS PROFESIONAL		
AGUILAR AGUIRRE MAGIN		
DIAGRAMA DE FLUJO (PRUEBA CELDA)		
ESCALA: SIN	FIGURA: 12	FECHA 2002



PRUEBAS EN COLUMNA.

Las columnas de flotación se inventaron oficialmente en Canadá en los años 60's. La idea en que las columnas se basan es la de reducir turbulencia dentro del proceso de flotación que conduce a la separación de la ganga y la colección de las partículas en las burbujas. Al reducir la turbulencia no deseada, es posible obtener resultados metalúrgicos superiores. Las columnas demuestran constantemente la habilidad de lograr grados de concentrados más altos con menos etapas de procesamiento que las celdas mecánicas. La flotación por columna se ha desarrollado con una tecnología nueva y que ha probado ser una técnica eficiente, muy usada y de alta ganancia en el procesamiento de los minerales.

El control y la operación de una columna es muy diferente al de una celda de flotación mecánica. Las columnas de flotación se distinguen por su gran altura con relación al diámetro, su falta de agitadores mecánicos y su sistema de lavado de espuma. También se distinguen por la generación de burbuja en la base de la columna y la adición de la alimentación hacia la parte superior de la columna generalmente $\frac{1}{4}$ partes de la altura total de la misma. El tamaño de las columnas de flotación comerciales varía de 1 a 12 ft de diámetro (0.5m a 3.70m) y 25 a 50 ft de altura (7.6m a 15.2m). El tiempo de residencia del mineral en una columna esta en función de su altura, e invariablemente es mayor para la columna en comparación a la celda convencional, debido a que las partículas en una columna no están sujetas a agitación, el consumo de espumante por lo tanto es mayor en la columna debido al gran espesor necesario en la zona de espuma.

FUNCIONAMIENTO DE LA COLUMNA.

Se introduce por la parte superior una pulpa (mineral en suspensión acuosa); el mineral a concentrar junto con los minerales asociados se encuentran en forma liberada, esto se logra por medio de una molienda. La pulpa mineral se encuentra previamente acondicionada con reactivos químicos que se adsorben sobre la superficie mineral, permitiendo a ciertas partículas presentar una superficie hidrofóbica y en otras una superficie hidrofílica.

Las primeras se adhieren a las burbujas de aire generadas en la columna, que las transportan a la parte superior de la columna, formando una espuma, esta espuma es lavada al llegar a la superficie obteniendo con ello una mayor ley en el concentrado. El principio del proceso es a contracorriente, partículas minerales descendiendo y burbujas de aire ascendiendo, provocando con ello una mayor interacción partícula - burbuja y aumento en la recuperación del concentrado.

INSTRUMENTACIÓN EN LA COLUMNA

La instrumentación instalada en las columnas de flotación es directamente proporcional al grado de control deseado y capital disponible.

En la construcción de una columna, un 80% de los costos puede provenir de una adecuada instrumentación. Las variables del proceso tales como el nivel de pulpa, velocidad del aire en el volumen de la columna,

tamaño de la burbuja, flujo de aire, etc. Deberán ser medidos y monitoreados constante y correctamente con el objeto de lograr un máximo y eficiente funcionamiento.

Deben considerarse para asegurar un efectivo funcionamiento metalúrgico, las perturbaciones debidas a los cambios en la composición mineralógica, distribución en tamaño de alimentación, grado de oxidación del mineral, pH y dureza del agua.

VENTAJAS DE LA COLUMNA CON RELACIÓN A LA CELDA CONVENCIONAL.

- Permite obtener mayores leyes y recuperaciones.
- Ahorro en materiales (aprox. a la mitad con relación a la celda) , bajos costos (40 – 50 %) respecto a la celda.
- Bajo consumo de energía, sólo 50 – 60 % del que se consume en la celda convencional.
- No existen partes móviles, lo que facilita el mantenimiento.
- Sus módulos pueden cambiarse, haciendo variar la altura de la columna y también de la alimentación.

DESVENTAJAS DE LA COLUMNA.

- Constante obturación del aereador; consumo elevado de aire comprimido
- Variación en los resultados metalúrgicos, sobre todo para minerales de alta densidad y granulometría gruesa.
- Mayor problema en el paro y reinicio de operaciones.

En el primer bloque de pruebas se realizaron cuatro pruebas una con celda mecánica y tres con columna, la prueba realizada con celda tiene los parámetros de una prueba estándar; las pruebas con columna se llevan a cabo solo en las limpiadoras ya que la etapa primaria y la de agotativo se realiza en celdas convencionales, en la etapa de limpia se toman una serie de parámetros fijos, variando solamente la adición de espumante en la columna en un 0% , 10% y 20% a continuación se muestran los parámetros:

Altura de columna.- 115 cm.

Altura de alimentación.- 60cm.

Altura de la pulpa.- 85cm.

Tiempo de alimentación.- 6 minutos.

Tiempo de flotación.- 10 minutos.

Presión de aire.- 2.05 l/min.

Un 0%, 10% y 20% adicional de espumante.

Los resultados de este primer bloque de pruebas se presentan en forma resumida en la tabla No.3.

TABLA No 3.

PRUEBA	LEYES		RECUPERACIONES	
	Ag	Pb	Ag	Pb
Celda No.1	4836	52.9	37.98	39.45
No.1	5310	69.1	30.0	41.5
No.2	4990	69.2	40.27	54.95
No.3	4790	63.6	48.97	62.6

Con base en la tabla anterior y como lo muestran los gráficos No.3, No.4, No.5, No.6, se obtiene una mayor recuperación para el concentrado de plomo y para la Plata en concentrado de plomo así como unas mejores leyes para la prueba con columna y un 20% extra de espumante que para la celda, es por ello que para el siguiente bloque de pruebas se tomarán como estándar los parámetros de la prueba No.3, los parámetros son los siguientes

Altura de la columna.- 115cm.

Altura de alimentación.- 60cm.

Altura de la pulpa.- 85cm.

Tiempo de alimentación.- 6 minutos.

Tiempo de flotación.- 10 minutos

Presión de aire.- 2.05 l/min.

20% extra de espumante en la columna.

Grafico 3 RECUPERACIÓN DE Pb EN CONCENTRADO DE Pb

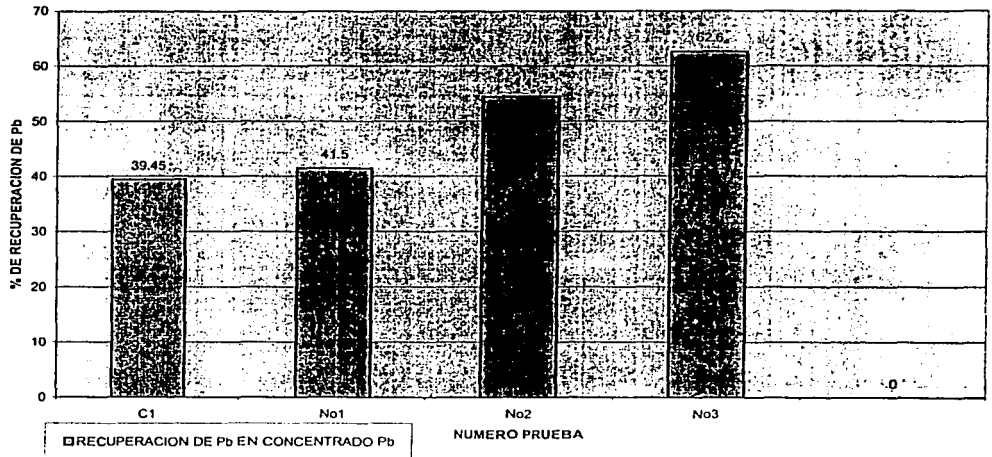
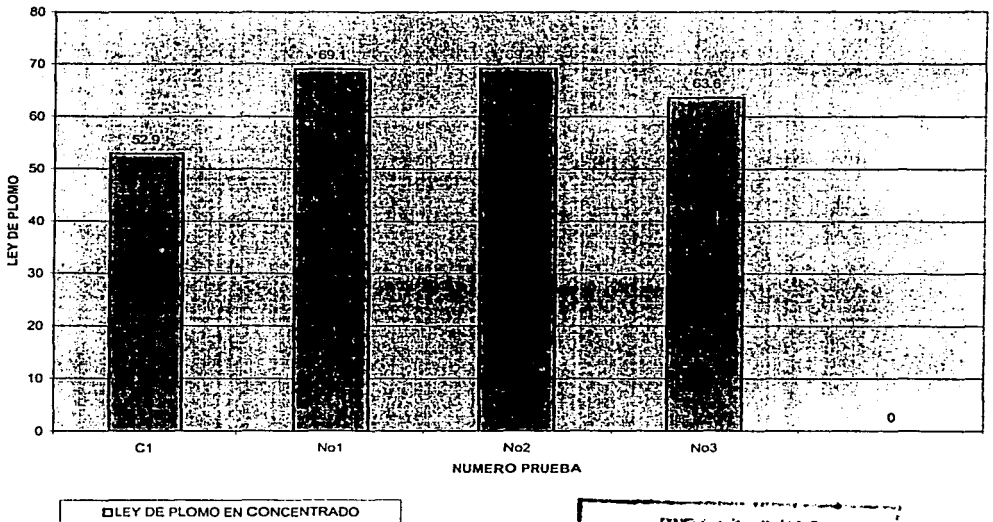


Grafico 4 LEY DE Pb EN CONCENTRADO DE Pb



TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

Grafico 5 RECUPERACIÓN DE Ag EN CONCENTRADO DE Pb.

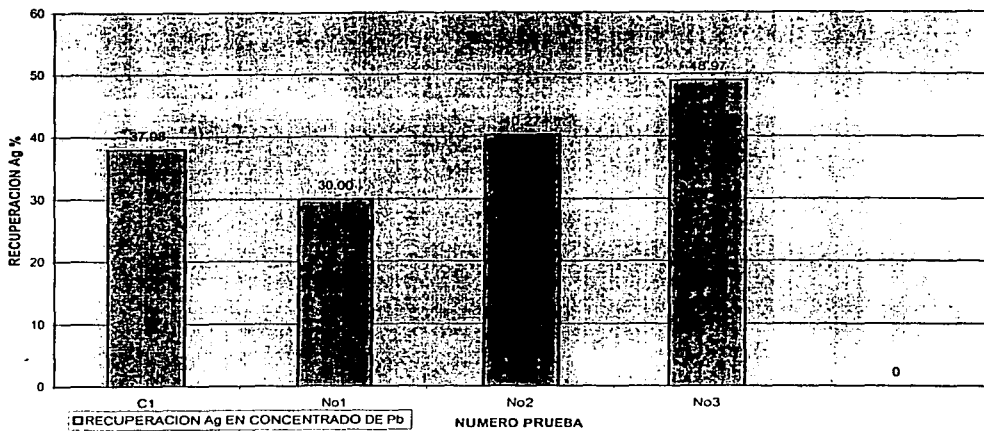
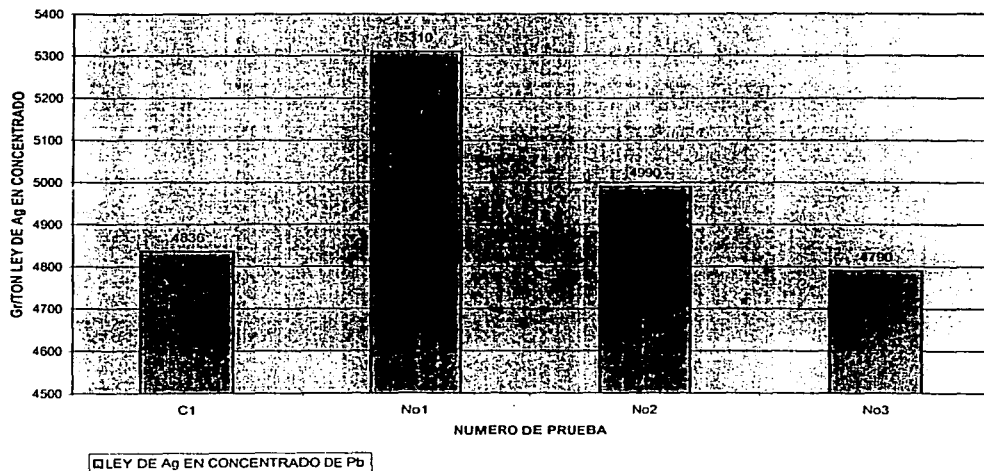


Grafico 6 LEY DE Ag EN CONCENTRADO DE Pb.



En este último bloque de pruebas se realizará nuevamente la prueba tomada como estándar para ratificar los resultados obtenidos en la prueba anterior, y después se efectuarán nuevas pruebas pero variando la cama de espuma o altura de pulpa 10cm arriba y 10cm abajo, también se modificará la presión de aire bajo las mismas condiciones.

Los resultados obtenidos en las pruebas anteriores se pueden observar en la tabla No.4.

TABLA No 4.

CELDA	LEYES		RECUPERACIONES	
	Ag	Pb	Ag	Pb
Celda 2	4318	55.6	39.57	34.28
Prueba 0.	4890	63.4	48.75	57.92
Prueba 1a.	3568	48.4	48.46	61.97
Prueba 2a.	4130	68.6	26.96	40
Prueba 3a.	3293	48.8	48.99	67.13
Prueba 4a.	4450	69.9	26.69	40

Como se puede apreciar en la tabla anterior y apoyados en los gráficos No 7; No 8; No 9; y No 10 se ratifica que los mejores resultados se obtienen para la Prueba 0 la cual anteriormente se tomó como prueba estándar y que en el bloque anterior fue la prueba No.3. La diferencia de los resultados entre la prueba No.3. y la No.0 se debe básicamente a que las cabezas del mineral de ambas pruebas es diferente, esto se debe fundamentalmente a que las cabezas de mineral que entran a la planta varían constantemente e incluso de un turno a otro.

Con el estudio presentado páginas atrás se demuestra que efectivamente se obtienen mejores resultados en la columna de flotación que en las celdas mecánicas, en lo que respecta a recuperación se obtiene un 9.18% más en la columna para la plata y un 23.64% para concentrado de Plomo, en lo que respecta a ley de plomo se incrementa el grado del concentrado de 55.6% a 63.4%.

Grafico 7 RECUPERACIÓN DE Pb EN CONCENTRADO DE Pb.

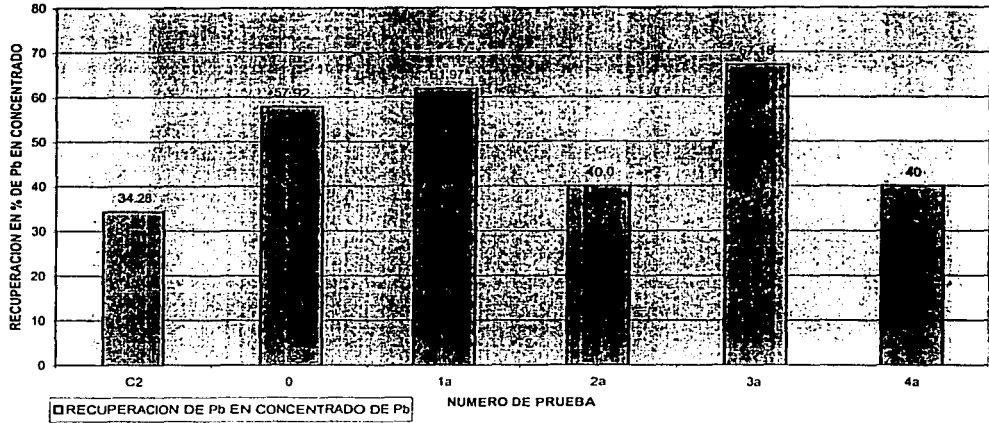


Grafico 8 LEY DE Pb EN CONCENTRADO DE Pb.

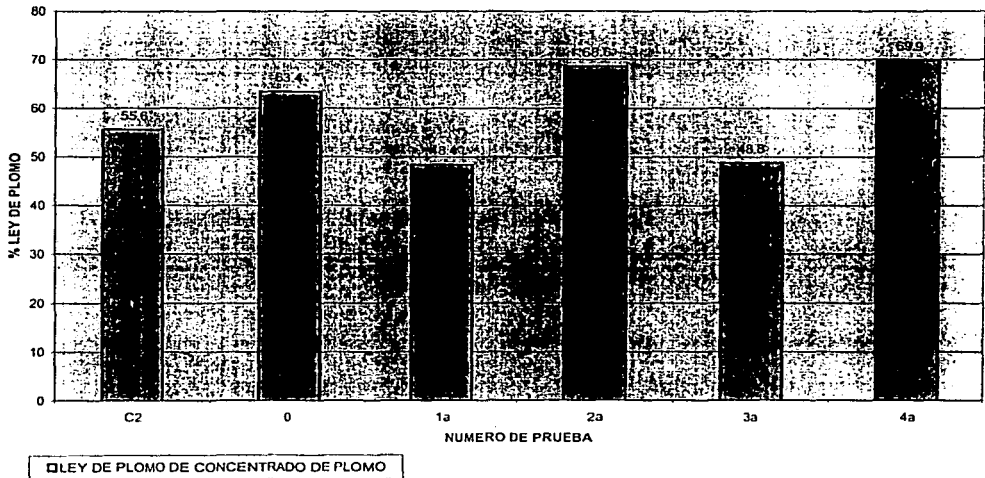


Grafico 9 RECUPERACIÓN DE Ag EN CONCENTRADO DE Pb.

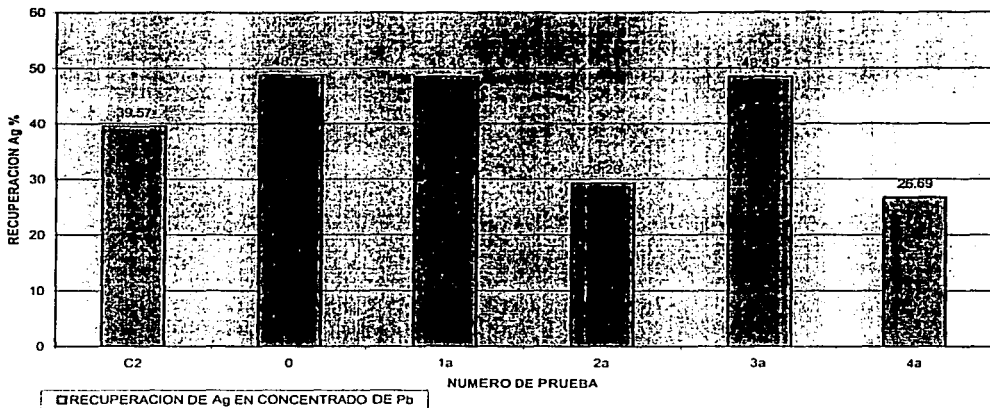
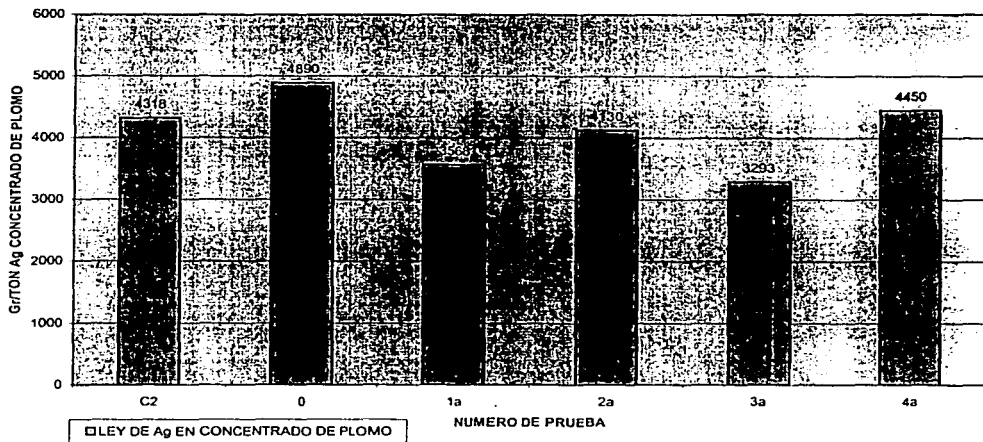


Grafico 10 LEY DE Ag EN CONCENTRADO DE PLOMO.



5.4 COLUMNA PROPUESTA.

La columna que se propone en esta tesis fue tomada de la propuesta realizada por un proveedor a la Unidad Minera de Taxco, El cálculo de la columna se efectuó con base en las pruebas realizadas por el mismo proveedor. Se realizaron un promedio de 10 pruebas de las cuales se presentan los resultados de las dos más representativas, ver tabla No 5. La diferencia de los resultados obtenidos entre estas pruebas y las presentadas anteriormente es que estas son del tipo continuo es decir el proveedor llevo su columna a la planta de la unidad realizó sus pruebas con un tiempo mínimo de 12 horas y obtuvo sus muestras las cuales fueron únicamente de concentrado de Plomo y colas de Plomo es por ello que aumenta la recuperación y disminuye el grado ya que está manejando una recuperación total no parcial como en el caso de las pruebas a nivel laboratorio, mientras las realizadas a nivel laboratorio se obtienen cuatro productos y solamente se estaban manejando recuperaciones en subproductos (concentrado de Pb) no totales, las recuperaciones totales para las pruebas de laboratorio se utilizarán para la realización del análisis económico.

Tabla No 5.

Prueba	LEYES		RECUPERACIONES	
	Ag	Pb	Ag	Pb
A	3880	58	89.29	92.55
B	2830	61	89.96	96.10

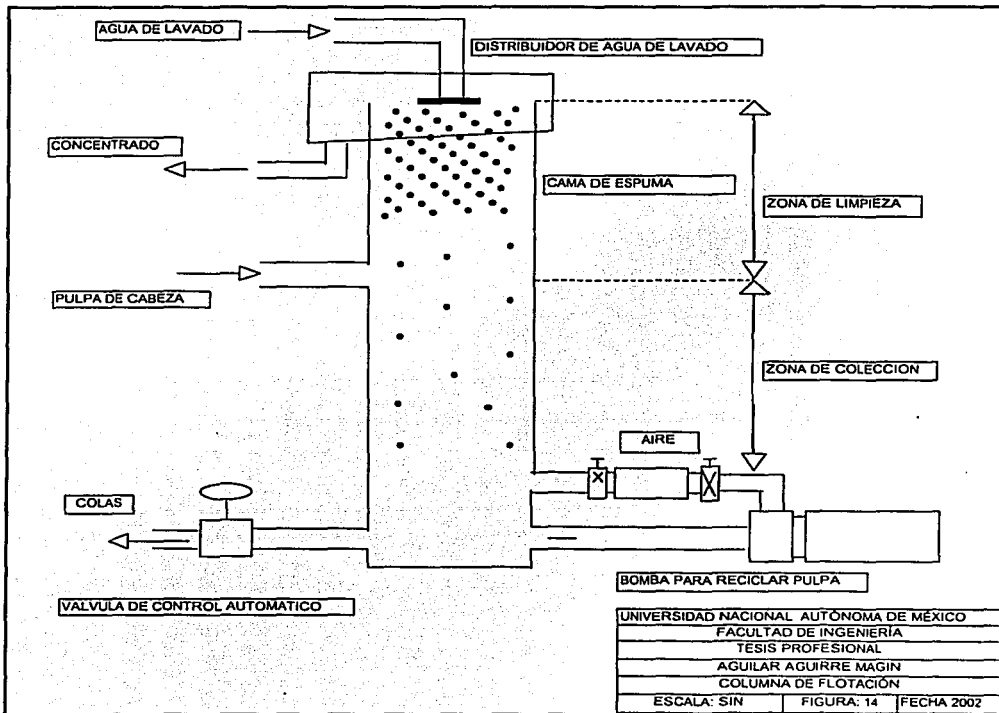
DESCRIPCIONES DE LA COLUMNA

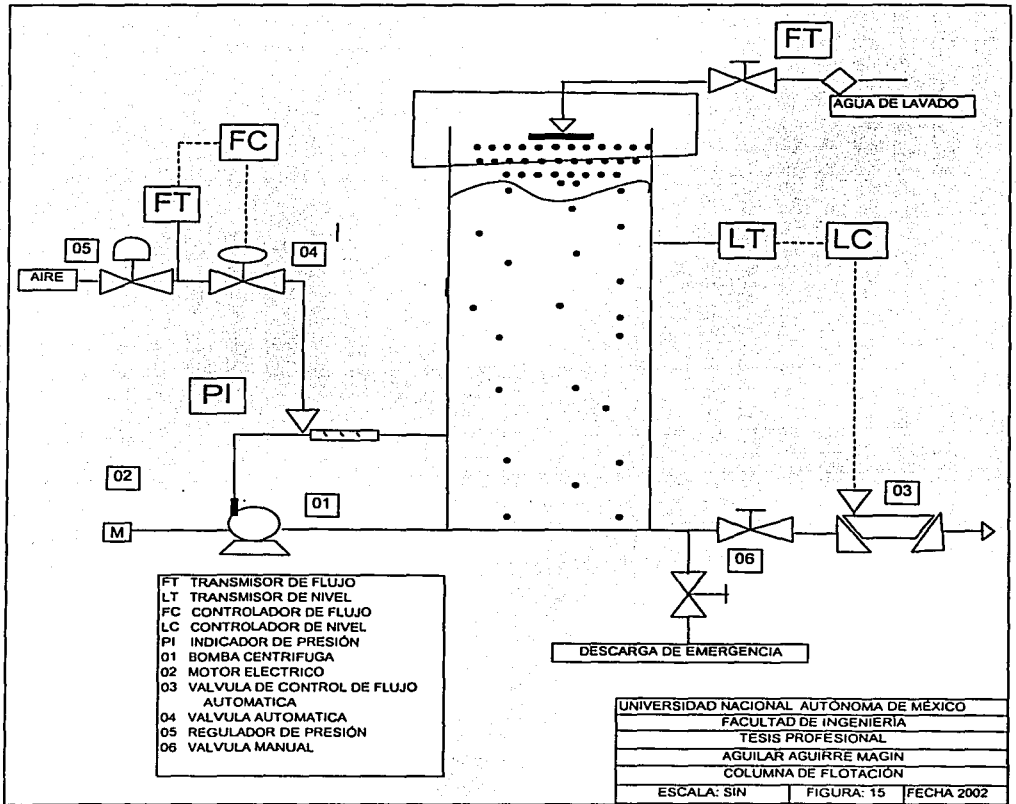
La columna de flotación propuesta incluye el caso de acero de la misma, un sistema para la generación de burbujas, un sistema para controlar el nivel de pulpa, y un sistema de agua para lavado de la espuma.

La pulpa es introducida en la columna aproximadamente a $\frac{1}{4}$ s partes de la altura, teniendo una dirección descendente mientras que las burbujas generadas por el sistema generador de estas llevan o presentan una dirección ascendente.

Las burbujas de aire coleccionan las partículas hidrofóbicas llevándolas a la sección superior. La zona localizada entre la introducción de la pulpa y la introducción del aire se le da el nombre de zona de colección. Las partículas de mineral no flotable salen de la zona de colección, depositándose en el fondo de la columna y siendo descargadas por una tubería.

En la zona superior (zona de limpieza) se utiliza el agua de lavado de la espuma, y la espuma recolecta a las partículas que finalmente será el concentrado. Ver figuras No.14 y No15, en el siguiente cuadro se muestran los requerimientos de agua y aire de la columna así como sus dimensiones.



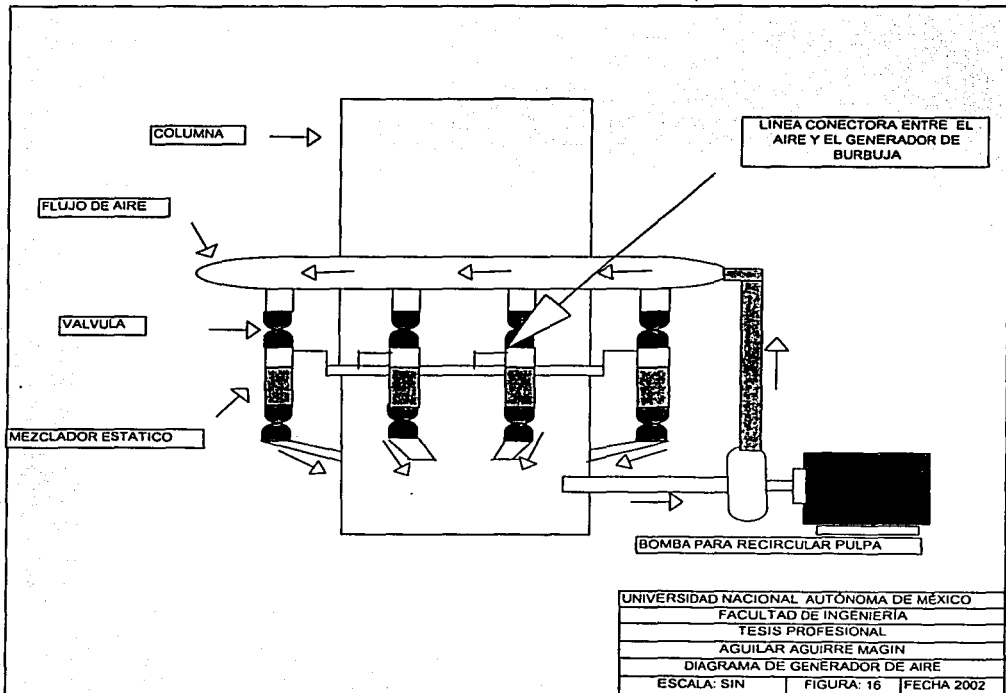


Columna Dimensiones Y pesos	Diámetro ft (m) Altura ft (m) Peso lbs (kg)	7.5 (2.3) 38 (11.6) 18 700 (8 500)
Aire Requerimientos	Metros cúbicos por hora Presión (Bar) Calidad	Nom: 270-330 Max 3800 4 Libre de aceite
Agua de Lavado Requerimientos	Metros cúbicos por hora Presión (Bar) Calidad	Nom 10-20 Max 45 2 Partículas recicladas
Flujo del Agua de Lavado	Metros cúbicos por hora Presión (Bar) Calidad	2-8 2 Libre de partículas recicladas

SISTEMA SPARGER

Este sistema se utiliza para la generación de burbujas, el aire es introducido y mezclado con la carga de medios o recirculada produciendo burbujas y micro burbujas que ayudan a coleccionar partículas muy finas, en la figura No.16 se puede observar el sistema y sus componentes. A continuación se muestra la instrumentación necesaria para que trabaje de una forma eficiente este sistema:

Línea general de aire:	
Regulador de presión de aire	1
Flujómetro de aire	1
Válvula automática para controlar el flujo	1
Indicadores de presión	3
Controlador maestro	1
Tubería y válvulas de paso	1
Bomba centrífuga para Recircular medios	1
Línea de succión con válvula	1
Válvula de pellizco para bomba centrífuga	1
Tubería para introducción de pulpa	8" de diámetro
Tubería para introducción de aire.	2" de diámetro
Mezcladoras estáticas	6
Válvulas de pellizco	20
Conexiones y tubería para pulpa y aire	6



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
TESIS PROFESIONAL		
AGUILAR AGUIRRE MAGIN		
DIAGRAMA DE GENERADOR DE AIRE		
ESCALA: SIN	FIGURA: 16	FECHA 2002

SISTEMA PARA CONTROLADOR DE NIVELES

La instrumentación necesaria para que la columna tenga controladores de nivel es la siguiente:

Transmisor del nivel de pulpa	1
Válvulas de pellizco para controlar El flujo	1
Tablero	1
Cuchilla aisladora y válvula	1
Válvula de emergencia manual	1

AGUA DE LAVADO

El equipo necesario se enlista a continuación:

Filtro	1
Flujómetro electromagnético para agua	1
Válvula manual para control	1
Indicador de presión	1
Válvulas y tubería así como By-pass	1
Sistema de agua de lavado	1
Sistema de espreas para flujo de agua de lavado	1

El costo de la columna incluyendo Ingeniería, equipo de selección e instrumentación, sparger, bomba centrifuga, así como la instalación de la misma tiene un costo de 200 000 dólares al primer semestre del año 2001. Una vez instalada la columna y trabajando se tendrá que parar las celdas de la primera y segunda limpia de plomo, la unidad no proporciona ninguna información acerca de lo que realizara con este equipo.

5.5 ANÁLISIS DE RIESGO E IMPACTO AMBIENTAL.

El Análisis de Riesgo es necesario cuando el equipo pasa el valor reportado de alguna sustancia química peligrosa contemplada en el primero y segundo listado de sustancias peligrosas que publicó la SEMARNAT en el Diario Oficial de la Federación, entre los cuales se encuentra el Cianuro con una cantidad de reporte igual o mayor a un kilo mensual, cantidad que esta Unidad sobrepasa en exceso y por tal motivo le fue requerido el Análisis de Riesgo en el pasado, ante esta situación y si el equipo propuesto no modifica el modo ni lugar de uso de esta sustancia, considero que no se requiere un nuevo Análisis de Riesgo respecto al cianuro.

En cuanto al Impacto Ambiental será necesaria la elaboración de una Manifestación de Impacto Ambiental en modalidad general siempre y cuando el equipo propuesto modifique la producción de tal manera que haya aumento de insumos con el consecuente aumento de residuos (regla no escrita) y en caso de que se vaya a instalar en otra área con el precedido impacto al suelo, al agua o al aire, en este caso considero que una de las ventajas de impacto ambiental de este equipo es que se van a consumir menos insumos y se van a producir menos residuos peligrosos (Residuos de grasas y aceites, menor consumo de electricidad, etc.) y la generación de jales será con menos elementos potencialmente tóxicos, por otra parte se instalará dentro de una construcción existente que no origina un nuevo impacto.

5.6 SEGURIDAD E HIGIENE INDUSTRIAL.

Para la realización de las actividades mencionadas anteriormente tanto en el área de mina como de la planta se debe considerar de una forma integral a la seguridad e higiene industrial.

SEGURIDAD INDUSTRIAL.

Seguridad es un conjunto de normas encaminadas a cuidar la salud y el bienestar del trabajador en una determinada empresa, Grupo México no es la excepción y a continuación se mencionan algunas de ellas.

- Recorridos por parte de la Comisión de Seguridad e Higiene, estas se realizan cada mes.
- Platicas de seguridad de 10 minutos con los operadores cada semana.
- Junta mensual de supervisores.
- Uso adecuado del equipo de protección personal.

HIGIENE INDUSTRIAL.

Higiene Industrial es la ciencia y el arte dedicado a la previsión, reconocimiento, evaluación y control de aquellos factores ambientales o stresses que surgen en o del trabajo, que pueden causar enfermedad, deterioro de la salud y bienestar o incomodidad e ineficiencia marcada entre los trabajadores y los miembros de la comunidad. A continuación se presentan los resultados del estudio de Higiene Industrial que la unidad realiza en forma anual.

**A- DETERMINACIÓN DE LA EXPOSICIÓN A POLVO EN EL AMBIENTE LABORAL.
NOM- 051-STPS**

- Identificación de los contaminantes (nombre):

Partículas totales de polvo mineral con 10.06% SiO₂

- Características físico – químicas, la toxicidad y las alteraciones que éstos puedan producir a la salud de los trabajadores: Polvos que pueden causar neumoconiosis.

- Número de trabajadores potencialmente expuestos:

Trabajadores de interior mina, operadores en la planta de beneficio.

- Fuentes generadoras:

Generación de polvo en el tumba, acarreo de mineral, trituración y molienda.

RESULTADOS

MUESTRA No	PUESTO	ÁREA DE TRABAJO	POLVO mg/m ³
1	Op. Eq diesel	Nivel 9	1.638
2	Ayud. Perforista	Nivel 9	1.901
3	Perforista	Nivel 9	1.890
4	Quebradorista	Nivel 9	2.183
5	Perforista	Nivel 7	1.442
6	Ayud. Perforista	Nivel 5	0.936
7	Jumbero	Nivel 5	2.067
8	Mantero	Tiro solar	2.062
9	Motorista	Nivel 7	1.728
10	Ayud. Motorista	Nivel 7	2.018
11	Ayud. Motorista	Nivel 7	0.820
12	Op. Pala concentrado	Galera de concentrado	0.639
13	Bandero	Quebradoras	2.088
14	Op. Quebradoras	Quebradoras	2.283
15	Op. Molinos	Molinos	1.043

Nivel Máximo Permissible

2.297

NIVEL DE EXPOSICIÓN POTENCIAL

Nivel de exposición comparada con el nivel de Concentración Promedio Ponderada en el tiempo (CPT)

$$\text{CPT} = 30 / \% \text{SiO}_2 + 3$$

CMA = Concentración medida en ambiente

GRADO	CATEGORIA	DESCRIPCIÓN	RANGO CMA < 0.1 CPT
0	No exposición	No exposición a la sustancia química	CMA < 0.1 CPT
1	Exposición baja	Exposición frecuente con la sustancia química a bajos niveles o concentraciones.	0.1CPT < 0.25 CPT
2	Exposición moderada	Exposición frecuente con la sustancia química a bajas concentraciones o exposiciones poco frecuentes a altas concentraciones.	0.25CPT < CMA < 0.5CPT
3	Exposición alta	Exposición frecuente a altas concentraciones	0.50CPT < CMA < 1.0CPT
4	Exposición muy alta	Exposición frecuente a muy altas concentraciones.	1.0 CPT < CMA

De acuerdo con la tabla anterior tenemos lo siguiente:

$$\text{CPT} = 30 / 10.06 + 3 = 2.297 \text{ mg} / \text{m}^3$$

GRADO	RANGO mg / m ³	CASOS EVALUADOS	PORCENTAJE
0	< 0.223	0	0.0
1	0.223 – 0.574	0	0.0
2	0.575 – 1.148	4	26.7
3	1.149 – 2.297	11	73.7
4	> 2.297	0	0.0

Los cálculos se observan en el anexo 1

**DETERMINACIÓN DE LA EXPOSICIÓN A PLOMO EN EL AMBIENTE LABORAL
NOM - 084 - STPS**

- Identificación de los contaminantes (nombres):
Plomo

- Características físico - químicas, la toxicidad y las alteraciones que éstos puedan producir a la salud de los trabajadores:

Polvos de sulfuros metálicos con contenido de plomo (galena)
Pueden causar saturnismo (intoxicación por plomo).

- Número de trabajadores potencialmente expuestos:
Trabajadores de interior mina y operadores de la planta de beneficio

- Fuentes generadoras:
Generación de polvo en el tumbe, acarreo de mineral, trituración y molienda.

RESULTADOS

MUESTRA No	PUESTO	ÁREA DE TRABAJO	PLOMO mg/m ³
1	Op. Eq diesel	Nivel 9	0.005
2	Ayud. Perforista	Nivel 9	0.013
3	Perforista	Nivel 9	0.015
4	Quebradorista	Nivel 9	0.019
5	Perforista	Nivel 7	0.000
6	Ayud. Perforista	Nivel 5	0.000
7	Jumbero	Nivel 5	0.000
8	Mantero	Tiro solar	0.004
9	Motorista	Nivel 7	0.000
10	Ayud. Motorista	Nivel 7	0.000
11	Ayud. Motorista	Nivel 7	0.000
12	Op. Pala concentrado	Galera de concentrado	0.037
13	Bandero	Quebradoras	0.004
14	Op. Quebradoras	Quebradoras	0.007
15	Op. Molinos	Molinos	0.000

Nivel Máximo Permissible

0.150

NIVEL DE EXPOSICIÓN POTENCIAL

Nivel de exposición comparada con el nivel de Concentración Promedio Ponderada en el tiempo (CPT)

CPT = 30 / % SiO₂ +3

CMA = Concentración medida en ambiente

GRADO	CATEGORIA	DESCRIPCIÓN	RANGO
0	No exposición	No exposición a la sustancia química	CMA <0.1 CPT
1	Exposición baja	Exposición frecuente con la sustancia química a bajos niveles o concentraciones.	0.1CPT < 0.25 CPT
2	Exposición moderada	Exposición frecuente con la sustancia química a bajas concentraciones o exposiciones poco frecuentes a altas concentraciones.	0.25CPT < CMA < 0.5CPT
3	Exposición alta	Exposición frecuente a altas concentraciones	0.50CPT < CMA < 1.0CPT
4	Exposición muy alta	Exposición frecuente a muy altas concentraciones.	1.0 CPT < CMA

De acuerdo con la tabla anterior tenemos lo siguiente:

CPT = 0.150mg / m³

GRADO	RANGO mg / m ³	CASOS EVALUADOS	PORCENTAJE
0	< 0.015	12	80.0
1	0.015 - 0.037	3	20.0
2	0.038 - 0.075	0	0.00
3	0.076 - .1500	0	0.00
4	>0.150	0	0.00

Los cálculos se observa en el anexo I

**DETERMINACIÓN DE LA EXPOSICIÓN A CIANURO DE SODIO, SULFATO DE COBRE,
SULFATO DE ZINC Y PLOMO EN EL ÁREA DE REACTIVOS
NIOSH - 7904, MON -084 STPS**

- Identificación de contaminantes (nombre)

Cianuro de Sodio, sulfato de cobre, sulfato de zinc y plomo.

- Características físico - químicas, la toxicidad y las alteraciones que éstos puedan producir a la salud de los trabajadores:

Cianuro de sodio.- Briquetas esféricas de color blanco de aproximadamente 3 cm de diámetro.

Sulfato de cobre,. Cristales de color verde azulado, pueden causar fiebre de metales.

Sulfato de zinc.- Cristales de color blanco, Puede causar fiebre de metales.

Plomo.- polvo mineral puede causar saturnismo.

- Número de trabajadores potencialmente expuestos:

Un operador de reactivos.

- Fuentes generadoras:

Tanques de agitación

RESULTADOS

CIANURO DE SODIO

MUESTRA No	TRABAJADOR LUGAR EVALUADO	Y	CATEGORIA	CIANURO DE SODIO mg/m ³
1	PREPARACIÓN CN		-	0.015
2	PREPARACIÓN CN		-	0.008

Nivel Máximo Permissible

5.000

SULFATO DE COBRE

MUESTRA No	TRABAJADOR LUGAR EVALUADO	Y	CATEGORIA	CIANURO DE SODIO mg/m ³
1	PREPARACIÓN CuSO ₄		-	0.000
2	PREPARACIÓN CuSO ₄		-	0.000

Nivel Máximo Permissible

0.200

SULFATO DE ZINC

MUESTRA No	TRABAJADOR LUGAR EVALUADO	Y	CATEGORIA	CIANURO DE SODIO mg/m ³
1	PREPARACIÓN CuSO ₄		-	0.000
2	PREPARACIÓN CuSO ₄		-	0.000

Nivel Máximo Permissible

0.200

PLOMO

MUESTRA No	TRABAJADOR LUGAR EVALUADO	Y	CATEGORIA	CIANURO DE SODIO mg/m ³
1	PREPARACIÓN REAC.		-	0.000
2	PREPARACIÓN REAC.		-	0.000

Nivel Máximo Permissible

0.150

Todos los casos cursan grado de riesgo 0 para todas las sustancias.

**DETERMINACIÓN DE LA EXPOSICIÓN A RUIDO EN AMBIENTE LABORAL
NOM - 080- STPS Y NOM 011 - STPS.**

Determinación del nivel sonoro continuo equivalente (N . S . C . E .)

La determinación del N . S . C . E . Se realizó mediante NOM - 080 -STPS y NOM - 011 -STPS.

PUESTO DE TRABAJO	DEPARTAMENTO	NSCE db (A) A	NSCE db (A) B
Perforista	Mina	100.6	77.0
Ayud de perforista	"	100.6	77.0
Operador de Jumbo	"	93.40	69.8
Motorista	"	86.3	62.7
Ayud de motorista	"	95.1	71.5
Operador equipo diesel	"	98.7	75.1
Quebradorista	"	97.0	73.4
Mantero	"	96.3	72.7
Operador equipo de exploración	"	98.7	75.1
Operador de bandas	Planta de beneficio	85.0	61.4
Operador de quebradoras	"	93.5	69.9
Operador de molinos	"	86.9	63.3
Operador de flotación	"	90.1	66.5
Operador de bombas	"	85.5	61.9
Operador de filtros	"	88.7	65.1
Operador de pala mecánica	"	93.4	69.8
Muestrero	"	84.7	61.1

Nivel Máximo permisible *

90.0

*De acuerdo a la tabla No1 del anexo 4 de NOM - 011 - STPS

A.- Sin utilizar protección auditiva.

B.- Utilizando protección auditiva (Reducción de 35.2 db (A) .

Todos los cálculos se pueden consultar en el estudio de Higiene Industrial realizado por el Ing Guillermo E Heinrichs I. En el departamento de seguridad de la unidad Taxco

6. - ANÁLISIS ECONÓMICO

El análisis económico de cualquier proyecto, es el proceso por medio del cual se comprueba la rentabilidad del estudio y sus beneficios a corto mediano y largo plazo.

En el capítulo anterior se demostró que desde el punto de vista técnico se obtienen mejores resultados con la columna de flotación con relación a la celda convencional. El objetivo de este capítulo es demostrar que económicamente también la columna genera mejores resultados financieros.

Para analizar la viabilidad del proyecto el estudio se efectuará en cuatro secciones.

6.1 CONDICIONES BAJO LAS CUALES SE RIGE EL ANÁLISIS.

Es necesario establecer los puntos que regirán la evaluación del proyecto, debido a que hay factores cambiantes en toda la vida de una mina, de estos algunos los podrá controlar la empresa (egresos), otros se rigen a nivel mundial y por lo tanto están fuera del alcance de la empresa tales como: Cotización de los metales, el valor del peso mexicano con respecto al dólar americano, la inflación y finalmente las cuestiones naturales tales como las reservas y leyes.

EGRESOS. – Los egresos van a estar controlados por la empresa y su variación dependerá de los gastos que se realicen, aunque también intervienen los costos de los materiales y los de mano de obra.

TIPO DE CAMBIO. – (peso Vs dólar) Este parámetro influye en las cotizaciones expresadas en pesos, además afecta en lo referente al aumento de los precios de los materiales y equipo.
El tipo de cambio que se maneja en la evaluación de este proyecto es de 9.60 pesos por cada dólar.

COTIZACIÓN DE LOS METALES. – Este es uno de los factores que se rigen a nivel mundial y los cuales son difíciles de estimar, por lo que se mantendrán las cotizaciones con el mismo valor a lo largo del horizonte de planeación.

RESERVAS Y LEYES. – Este es un factor determinado por la naturaleza y que varía a capricho de esta, por lo cual no se puede tener en forma un control directo, pero indirectamente se pueden manejar los datos de exploración para darles un intervalo de confiabilidad que permitan soportar las diferentes condiciones naturales que se pueden presentar, en la tabla No. 6 se presenta el programa por año y leyes de los próximos 10 años (2001 – 2010) manejados por el departamento de planeación de la unidad Taxco.

6.2 CÁLCULO Y GENERACIÓN DE RESULTADOS

Hacer un balance metalúrgico de las reservas de mineral, es uno de los primeros pasos que se deben seguir para la obtención de los datos, ya que basándose en los resultados de éste, se partirá para los cálculos del valor por tonelada del concentrado de Plomo y Zinc.

En la tabla No. 7 se muestran las leyes, recuperaciones y tonelajes proyectados para el concentrado de Zinc en los próximos 10 años.

Tabla No 6

**TONELAJES A MOLER Y CABEZAS PROYECTADAS EN LOS PRÓXIMOS
10 AÑOS (2001 - 2010).**

ENSAYES						
AÑO	TONELAJE	Au	Ag	Pb	Cu	Zn
2001	572,184	0.17	125	1.02	0.07	3.93
2002	575,716	0.17	91	1.20	0.07	4.49
2003	825,758	0.17	46	0.88	0.07	4.65
2004	1,079,100	0.17	51	0.92	0.07	4.71
2005	1,075,800	0.17	71	0.83	0.07	5.07
2006	1,072,500	0.17	72	0.95	0.07	4.47
2007	1,075,800	0.17	83	0.96	0.07	3.92
2008	1,079,100	0.17	127	1.09	0.07	4.20
2009	1,075,800	0.17	113	1.09	0.07	4.53
2010	1,075,800	0.17	113	1.09	0.07	4.53

Tabla No 7

LEYES Y TONELAJES DE CONCENTRADO DE ZINC PROYECTADOS

EN LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS.

AÑO	TONELAJE	ENSAYES					RECUPERACIÓN	
		Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Zn
2001	32,897	0.25	217	0.67	0.61	54	10	79
2002	37,817	0.22	139	60.69	0.53	54	10	79
2003	56,174	0.21	68	0.49	0.51	54	10	79
2004	74,356	0.21	74	0.511	0.51	54	10	79
2005	79,794	0.19	96	0.43	0.47	54	10	79
2006	70,136	0.22	110	0.55	0.54	54	10	79
2007	61,695	0.25	145	0.64	0.61	54	10	79
2008	66,305	0.23	207	0.67	0.57	54	10	79
2009	71,296	0.22	171	0.62	0.53	54	10	79
2010	71,296	0.22	171	0.62	0.53	54	10	79

En la tabla No. 8 se muestran leyes, recuperaciones y toneladas proyectados en los próximos 10 años utilizando celdas convencionales para el concentrado de Plomo. Tanto las leyes y recuperaciones manejadas en la tabla No. 7 y No. 8 son las que tiene programadas el departamento de planeación durante los próximos 10 años en la unidad Taxco.

En la tabla No. 9 se aprecian las leyes, recuperaciones y toneladas proyectados en los próximos 10 años utilizando la columna de flotación. Las leyes que aquí se presentan son las obtenidas en las pruebas a nivel laboratorio con la columna de flotación al igual que las recuperaciones solamente que estas últimas son recuperaciones totales es decir la suma de los subproductos de las pruebas. Cabe mencionar que para la comparación de celda convencional contra la columna en la etapa experimental solo se tomaron las recuperaciones en el concentrado de plomo. Esto se puede apreciar en la prueba No. 0 y No. 3 del anexo 1.

INGRESO. – Es el valor por tonelada de concentrado, y la utilidad es el ingreso que se obtiene de dicho producto después de haber deducido la extracción, el tratamiento metalúrgico y flete del mineral.

En la tabla No. 10 se puede observar el valor de la tonelada de concentrado de Plomo y Zinc en los próximos 10 años, para el concentrado de Plomo se pondrá el valor de los dos casos en estudio.

PROGRAMA DE INVERSIÓN Y DEPRECIACIÓN. – Una de las prioridades en el análisis es el programa de inversiones del equipo y su depreciación, ya que la inversión es el parámetro de comparación en la mayoría de los métodos de evaluación, además de que es necesario introducir la depreciación en el flujo de efectivo para recuperar dicha inversión.

En la tabla No. 11 se presentan las inversiones y depreciaciones en los próximos 10 años proyectadas por la compañía.

Tabla No.11 inversiones y depreciaciones expresadas en miles de dólares.

Año	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Depreciación	1848	3569	4687	4927	5154	4877	4401	4163	4039	3931
Inversiones	2552	1413.5	1046.5	1515	1571	631	731	353	371	390

Para la depreciación de la columna se utiliza el método de línea recta que consiste en dividir el total de la inversión entre los años de vida útil que se le asigna a los equipos siendo de 10 años para la columna debido a que es el tiempo en el cual se cuenta con reservas en la unidad.

En la tabla No. 12 se muestra la inversión y depreciación en los próximos 10 años incluyendo la propuesta de la columna la cual tiene un costo de 200, 000 dólares.

Tabla No. 12 inversiones y depreciaciones expresadas en miles de dólares.

Año	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
Depreciación	1868	3589	4707	4947	5174	4897	4421	4183	4059	3951
Inversión	2752	1413.5	1046.5	1515	1571	631	731	353	371	390

COSTOS. - Los costos de operación que se manejarán son de 19 dólares por tonelada debido a que son los costos máximos que espera tener la unidad Taxco en los próximos 10 años.

Tabla No 8

**LEYES Y TONELAJE DE CONCENTRADO DE Pb PROYECTADOS
EN LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS CON CELDAS.**

AÑO	TONELAJE	ENSAYES					RECUPERACIÓN	
		Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb
2001	8,727	3.21	5,491	53.5	1.61	4.9	67	80
2002	10,331	2.72	3,398	53.5	1.67	4.75	67	80
2003	10,866	3.72	2,342	53.5	1.86	6.71	67	80
2004	14,845	3.55	2,484	53.5	1.78	6.51	67	80
2005	13,352	3.94	3,833	53.5	1.97	7.76	67	80
2006	15,236	3.44	3,393	53.5	1.72	5.98	67	80
2007	15,443	3.41	3,874	53.5	1.71	5.19	67	80
2008	17,588	3.0	5,221	53.5	1.50	4.9	67	80
2009	17,535	3.0	4,645	53.5	1.50	5.28	67	80
2010	17,535	3.0	4,645	53.5	1.50	5.28	67	80

Tabla No 9

LEYES Y TONELAJES DE CONCENTRADO DE PLOMO PROYECTADOS

EN LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS CON COLUMNA.

AÑO	TONELAJE	ENSAYES					RECUPERACIÓN	
		Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb
2001	8,560	3.21	6,433	60	1.61	4.9	77	88
2002	10,133	2.72	3,981	60	1.37	4.75	77	88
2003	10,657	3.72	2,745	60	1.86	6.71	77	88
2004	14,560	3.55	2,910	60	1.78	6.51	77	88
2005	13,096	3.94	4,491	60	1.97	7.76	77	88
2006	14,943	3.44	3,979	60	1.72	5.98	77	88
2007	15,147	3.41	4,539	60	1.71	5.19	77	88
2008	17,251	3.0	6,117	60	1.50	4.9	77	88
2009	17,198	3.0	5,443	60	1.50	5.28	77	88
2010	17,198	3.0	5,443	60	1.50	5.28	77	88

Tabla No. 10.

**COSTO DE LA TONELADA DE CONCENTRADO EN DOLARES TANTO DE ZINC COMO DE
PLOMO EN LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS.**

AÑO	Con Pb con columna	Con Pb con celda	Con Zinc
2001	885.70	732.65	237.38
2002	547.57	460.71	231.38
2003	418.80	334.66	225.38
2004	438.38	351.30	225.88
2005	643.97	527.23	227.74
2006	574.04	466.89	228.93
2007	645.37	527.73	231.89
2008	843.41	696.24	237.14
2009	757.25	622.61	234.09
2010	757.25	622.61	234.09

FLUJO NETO DE EFCTIVO. – Se entiende por flujo neto de efectivo el camino que recorren los recursos monetarios de una empresa, hasta llegar a un valor que define claramente el comportamiento de los recursos monetarios a lo largo de la vida de la empresa. Los elementos del flujo neto son:

INGRESOS. – Son los derivados por la venta de concentrado.

EGRESOS. – (Costos) Son aquellos provenientes de la operación y administración de la mina.

UTILIDAD DE OPERACIÓN. – Es la utilidad obtenida de la diferencia entre los ingresos y los egresos.

DEPRECIACIÓN. – Significa distribuir el costo de un activo adecuadamente en los períodos contables de una empresa en los que el activo será utilizado por la empresa, es importante confirmar que la depreciación no es un costo real sino virtual y es considerado como costo solamente para propósitos de determinar impuestos a pagar, cuando las deducciones por depreciación son significativas el ingreso gravable disminuye, entonces también se disminuyen los impuestos a pagar. Otra de las finalidades de la depreciación es recuperar la inversión realizada.

UTILIDAD BRUTA. – Es aquella que resulta de restar la depreciación a la utilidad de operación.

IMPUESTO. – En el flujo de efectivo se incluye el impuesto sobre la renta (ISR), que es el impuesto que se paga al gobierno por tener operando la empresa, en la unidad Taxco se aplica el 34 %.

PTU. – Es la participación de utilidades para los trabajadores que corresponde a un 10 % de la utilidad bruta.

UTILIDAD NETA. – Resulta de restar a la utilidad bruta la participación de utilidades y de impuesto.

FLUJO DE EFECTIVO. – Es aquel flujo resultante de sumar el costo por depreciación a la utilidad neta.

FLUJO NETO DE EFECTIVO. – Es el flujo final en cada año de la vida estimada de la mina en el que se incluye la inversión.

En las tablas No. 13 y No. 14 se observan los resultados de los flujos de efectivo generados en los próximos 10 años, dichos resultados muestran claramente la diferencia entre los dos casos, (con celda convencional y con columna de flotación). En donde el primero presenta una TIR del 9 % y el segundo de 17 %. El resultado más convincente es el segundo caso ya que la TIR (tasa interna de retorno) es mayor al promedio de los CETES y la TIIE las cuales son de 10.79 mientras que en el primer caso es menor y por lo tanto los inversionistas no realizarían la inversión.

Tabla No. 13

FLUJO DE EFECTIVO EN LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS UTILIZANDO CELDAS.

	CONCEPTO	OPERACIÓN	INV	TOTAL	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	
A	TONELAJE DE MINERAL				572184	575716	825758	1079100	1075800	1072500	1075800	1079100	1075800	1075800	
B	TON CONCENTRADO Pb				8727	10331	10868	14845	13352	15236	15443	17588	17535	17535	
C	VALOR / TON Pb				732.65	460.11	334.66	351.3	527.23	466.89	527.23	696.24	622.61	622.91	
D	INGRESO POR Pb	B*C			6393837	4753396	3637085	5215049	7039575	7113536	8142913	12245469	10917488	10922727	
E	TON CONCENTRADO Zn				32897	37817	56174	74356	79794	70136	61695	69305	71296	71296	
F	VALOR / TON Zn				237.99	231.39	225.38	225.89	227.75	228.93	231.9	237.14	234.09	234.09	
G	INGRESO POR Zn	E*F			7829157	8750476	12660496	16796277	18173084	16056234	14307071	15723568	16689681	16689681	
H	INGRESOS MICELANEOS				3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	
I	INGRESO TOTAL	D+G+H			14225994	13508872	16300581	22014325	25215858	23172771	22452083	27972037	27610147	27615407	
J	COSTO OPER / TON.				19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	
K	COSTO DE OPERACIÓN	J*A			10871496	10938604	15689402	20502900	20440200	20377500	20440200	20502900	20440200	20440200	
L	UTILIDAD DE OPERACIÓN	I-K			3354498	2568288	611179	1511425	4775458	2795271	2011883	7469137	7169947	7175207	
LL	EXPLORACIÓN				105000	152000	232000	259000	283000	303000	320000	335000	348000	359000	
M	DEPRECIACIÓN				1848000	3569000	4687000	4927000	5154000	4877000	4401000	4163000	4039000	3931000	
N	GASTOS ADMINISTRACIÓN				155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	
Ñ	UTILIDAD BRUTA	L-(LL+M+N)			1246498	-1307732	-4462821	-3829575	-816542	-2539729	-2864117	2816137	2627847	2730207	
O	EFFECTO FISCAL 44%	Ñ*.44			548458.935	0	0	0	0	0	0	1239100	1156297	1201291	
P	UTILIDAD NETA	Ñ-O			698039	-1307732	-4462821	-3829575	-816542	-2539729	-2864117	1577037	1471850	1528916	
Q	INVERSIONES				2552000	1413500	1045600	1515000	1571000	631000	731000	353000	371000	380000	
R	FLUJO NETO DE EFECTIVO	P-Q+M			-10573100	-5961.3552	847788	-821421	-417575	2766458	1706271	805883	5387037	5139650	5069916

TC=9.6105
 Au=262.692
 Ag=4.325
 Pb=2277
 Cu=788

TIR= 9%
 VFN= -\$4,514,798.75

Tabla No. 14

FLUJO DE EFECTIVO EN LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS UTILIZANDO COLUMNA

	CONCEPTO	OPERACIÓN.	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
A	TONELAJE DE MINERAL		572184	575716	825758	1079100	1075800	1072500	1075800	1079100	1075800	1075800
B	TON CONCENTRADO Pb		8560	10133	10657	14560	13096	14943	15147	17251	17198	17188
C	VALOR / TON Pb		885.7	567.87	418.8	438.38	643.97	574.04	645.37	843.41	757.25	757.25
D	INGRESO POR Pb	B*C	7581582	5754227	4483152	6382813	8433431	8577880	9775419	14549666	13023188	13023188
E	TON CONCENTRADO Zn		32897	37817	58174	74356	79794	70136	61695	66305	71296	71296
F	VALOR / TON Zn		237.89	231.39	225.38	225.89	227.75	228.93	231.9	237.14	234.09	234.09
G	INGRESO POR Zn	E*F	7829157	8750478	12660498	16796277	18173084	18056234	14307071	15723568	16689681	16689681
H	INGRESOS MICELANEOS		3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000
I	INGRESO TOTAL	D+G+H	15413748	14507702	17126848	23182090	26809515	24637114	24085490	30278234	29715866	29715866
J	COSTO OPER / TON.		19	19	19	19	19	19	19	19	19	19
K	COSTO DE OPERACIÓN.	J*A	10871496	10938604	15689402	20502900	20440200	20377500	20440200	20502900	20440200	20440200
L	UTILIDAD DE OPERACIÓN	I-K	4542253	3569098	1437246	2679190	6169315	4259814	3845290	9773334	9275668	9275668
LL	EXPLORACIÓN		105000	152000	232000	259000	283000	303000	320000	335000	348000	359000
M	DEPRECIACIÓN		1868000	3589000	4707000	4947000	5174000	4897000	4421000	4183000	4059000	3951000
N	GASTOS ADMINISTRACIÓN		155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000
Ñ	UTILIDAD BRUTA	L-(LL+M+N)	2414253	-328902	-3658754	-2681810	557315	-1095388	-1250710	5100334	4713668	4810668
O	EFFECTO FISCAL 44%	Ñ*.44	1062271.33	0	0	0	245218	0	0	2244147	2074013	2116693
P	UTILIDAD NETA	Ñ-O	1351982	-306902	-3636754	-2661810	312096	-1075386	-1230710	2856187	2639653	2693973
Q	INVERSIONES		2752000	1413500	1045600	1515000	1571000	631000	731000	353000	371000	390000
R	FLUJO NETO DE EFECTIVO	P-Q+M	-10773100	467981.697	1888598	24646	770190	3915096	3190614	2459290	6686187	6327853

TIR= 17%
 VPNI= -5912,918.31

TC= 9.8105
 Au=262.692
 Ag=4.325
 Pb= 2277
 Cu=0.788
 Zn= 458

6.3 APLICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE EVALUACIÓN

Los flujos de efectivo generados se analizarán con los métodos del valor presente neto (VPN), tasa interna de retorno (TIR) y periodo de recuperación del capital.

La evaluación financiera es el acercamiento más razonable hacia el reconocimiento de la potencialidad de un depósito mineral desde el punto de vista técnico – económico.

El análisis financiero es esencial para tomar decisiones adecuadas en diferentes etapas de la explotación de un depósito mineral y está relacionado con los costos y utilidades potenciales en las diferentes etapas del proyecto o vida de la mina.

TASA DE RENDIMIENTO MÍNIMA ATRACTIVA (TREMA)

La tasa de rendimiento mínima atractiva es aquella que establecen los inversionistas o dueños de una empresa para aplicarla en el análisis de viabilidad para asegurar que el proyecto de inversión que se realizará será rentable.

Generalmente esta tasa se basa en el costo de oportunidad del capital que es el promedio de la proporción de las fuentes de deuda y capital propio para estimar la tasa de interés real proyectada por las inversiones del capital cuando el financiamiento es propio, una de las bases para establecer el TREMA son los indicadores bancarios como CETES (Certificados de la Tesorería de la Federación), o la TIIE (Tasa de interés Interbancaria de Equilibrio), pues son las tasas de oportunidad alternativas para comparar la decisión de invertir en el proyecto.

Forma de establecer el TREMA para la inversión en la unidad Taxco, considerando que se utilizan recursos propios.

CETES. – 10.86 % promedio al primer semestre del 2001.

TIIE. – 10.72 % promedio al primer semestre del 2001.

Promedio. – 10.79 % considerando un financiamiento propio, un 10 % adicional por riesgos de inversión (son llamados así los factores que pueden afectar la rentabilidad del proyecto: Variación de las leyes, cambio de la cotización del dólar, o bajo precio de los metales) por lo tanto TREMA = 20.79 %.

MÉTODO DEL VALOR PRESENTE NETO

El método del valor presente neto es un criterio financiero utilizado en la evaluación de proyectos de inversión. Consiste en determinar la equivalencia en el tiempo cero de los flujos de efectivo futuros que genera un proyecto, descontados con la TREMA, y comparar esta equivalencia con la inversión. Cuando el resultado es positivo cubre las expectativas financieras de los inversionistas.

En otras palabras el Valor Presente Neto es el valor efectivo hoy en día de los fondos disponibles para ser distribuidos a los dueños de la propiedad, a lo largo de la vida de una operación minera. Estos fondos, después de la deducción de todos los impuestos y otros cargos de la operación, se descuentan a una tasa de interés aceptable (TREMA) para los periodos entre fechas de distribución y el presente, si este VPN no iguala o excede la inversión requerida para tener la propiedad en producción muchas compañías no considerarían la operación lo suficientemente atractiva como para garantizar los riesgos de inversión y operación involucrados. Cuando el VPN es mayor o igual a cero la inversión resulta atractiva, cuando el valor es negativo existe riesgo en la operación.

Fórmula para determinar el Valor Presente Neto:

$$VPN = -So + \sum_{t=1}^n \frac{St}{(1+i)^t}$$

So. - Inversión inicial

St. - Flujo neto de efectivo en el período t

t.- número de periodos de la vida del proyecto.

i. - TREMA

VPN para el análisis con celda convencional = - 4 514 798

VPN para el análisis con columna de flotación = -912 918

Como se puede observar en los casos en estudio la inversión resulta muy riesgosa, corriendo el menor riesgo como lo indica el VPN; en el caso de la columna de flotación.

TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

Es la tasa de descuento en la cual la suma algebraica de los egresos y los flujos netos de efectivo (ingresos) llevados al VPN es igual a cero. En términos económicos es la tasa de interés ganada sobre el saldo no recuperado de una inversión de tal forma que el pago o ingreso final lleva el saldo a cero, esta tasa se considera como un porcentaje siempre positivo y se representa por la siguiente ecuación:

$TIR = i$ tal que $-So + \sum_{t=1}^n \frac{St}{(1+i)^t} = 0$ Donde

So = Inversión inicial.

St = Flujo neto de efectivo del periodo t.

n= años de vida del proyecto.

i= TREMA.

Si la tasa de interés calculada (TIR) es mayor que la tasa de interés para financiamiento propio del proyecto entonces el proyecto es rentable.

TIR para el caso con celda convencional = 9 %.

TIR para el caso con columna de flotación = 17 %

En los dos casos anteriores la TIR es menor a la TREMA lo que significa que en ambos casos la inversión corre un considerable riesgo siendo este mayor para el caso de la celda convencional.

PERÍODO DE RECUPERACIÓN DEL CAPITAL.

El periodo de recuperación del capital se define como la cantidad de años requerida para que el capital invertido sea recuperado. Se considera más atractiva la inversión cuando se recupera más rápido.

Para el caso con celda: 8.1 años.

Para el caso con columna: 6.1 años.

Esto significa que en el caso de la columna la inversión es más atractiva debido a que su periodo de recuperación es menor.

6.4 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.

El análisis de sensibilidad es un procedimiento que sirve para analizar los factores de riesgo que intervienen como datos en los modelos económicos, los factores que van cambiando para determinar su impacto en la rentabilidad del proyecto. El método proporciona una variedad de resultados bajo condiciones preestablecidas que permiten identificar los elementos sensibles, es decir, aquellos que implican mayor impacto para la rentabilidad del proyecto y sobre las cuales se debe enfocar lo anterior y el esfuerzo para mejorar. Una de las variables que más afecta a los flujos de efectivo son los egresos (costo por tonelada de mineral), esta variable puede ser afectada ya sea por el alza en el precio de los insumos, un consumo excesivo de los mismos o por la inflación del país. Otra de las variables que pueden impactar la rentabilidad es la cotización de los metales, esta variable ha hecho que muchas empresas mineras tengan que cerrar sus operaciones debido a un inesperado cambio a la baja en la cotización de los metales, por ello es necesario tomarla en cuenta para el análisis de viabilidad. Las inversiones que se realizan o se pretenden realizar en un proyecto es otra variable importante para analizar esta se puede ver afectada por el tipo de cambio del dólar, o por una alza repentina del valor de los equipos.

Debido a lo que anteriormente se describió, se realizó un análisis de sensibilidad de las tres variables (costos, cotizaciones, inversión) con un rango de variación de - 10 a +10%.

En la tabla No. 15 se presenta el caso con celda de flotación, se observa de entrada que tiene una TIR de 9% que es menor a la TREMA, es indudable que la inversión es muy riesgosa, observándose más claramente en el análisis donde se puede apreciar que solo aumentando las cotizaciones la inversión resultaría atractiva.

En la tabla No. 16 se muestra el análisis para el caso de la columna de flotación, en el cual se puede apreciar la TIR de un 17% que continua siendo menor que la TREMA pero mayor que la TIR del caso anterior y mayor que el promedio de los CEYTES y la THIE, y se puede observar que disminuyendo costos e inversiones o que aumenten las cotizaciones cada una en forma independiente, la TIR es mayor a la TREMA y por lo tanto la inversión se vuelve atractiva

Tabla No. 16

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD PARA LA INVERSIÓN CON COLUMNA

	CONCEPTO	OPERACIÓN.	INV TOTAL	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	
A	TONELAJE DE MINERAL			572184	575716	825758	1079100	1075800	1072500	1075800	1079100	1075800	1075800	
B	TON CONCENTRADO Pb			8560	10133	10657	14560	13096	14943	15147	17251	17198	17198	
C	VALOR / TON Pb			885.7	567.87	418.8	438.38	643.97	574.04	645.37	843.41	757.25	757.25	
D	INGRESO POR Pb	B*C		7581592	5754227	4463152	6382813	8433431	8577880	9775419	14549688	13023188	13023188	
E	TON CONCENTRADO Zn			32897	37817	56174	74358	79794	70136	61895	68305	71296	71296	
F	VALOR / TON Zn			237.99	231.39	225.38	225.89	227.75	228.93	231.9	237.14	234.09	234.09	
G	INGRESO POR Zn	E*F		7829157	8750476	12660496	18798277	18173084	16056234	14307071	15723588	16689681	16689681	
H	INGRESOS MICELANEO			3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	
I	INGRESO TOTAL	D+G+H		15413749	14507702	17126648	23182090	26609515	24837114	24085490	30278234	29715886	29715886	
J	COSTO OPER / TON.			19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	
K	COSTO DE OPERACIÓN.	J*A		10871498	10938604	15689402	20502900	20440200	20377500	20440200	20502900	20440200	20440200	
L	UTILIDAD DE OPERACIÓN	I-K		4542253	3569098	1437248	2879190	6168315	4259614	3645290	9773334	9275686	9275686	
LL	EXPLORACIÓN			105000	152000	232000	259000	283000	303000	320000	335000	348000	359000	
M	DEPRECIACIÓN			1868000	3589000	4707000	4947000	5174000	4897000	4421000	4183000	4059000	3951000	
N	GASTOS ADMINISTRACIÓN			155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	155000	
P	UTILIDAD BRUTA	L-(LL+M+N)		24144253	-328902	-3658754	-2681810	557315	-1095388	-1250710	5100334	4713868	4810688	
O	EFFECTO FISCAL 44%	Ñ*.44		1082271.33	0	0	0	245218	0	0	2244147	2074013	2116693	
P	UTILIDAD NETA	Ñ-O		1351982	-306902	-3638754	-2681810	312096	-1075388	-1230710	2858187	2639553	2693973	
Q	INVERSIONES			2552000	1413500	1045600	1515000	1571000	631000	731000	353000	371000	390000	
R	FLUJO NETO DE EFECTIVO.	P-Q+M		-10773100	687981.697	1868598	24648	770190	3915098	3198614	2459290	6888187	6327853	6254973
	VARIANDO COSTOS	10%	-10773100	155304.833	927453	-1316567	-976370	2439035	1454814	718010	5719313	5363738	5291056	8%
		-10%	-10773100	1276785.47	2604996.89	1573586	2800480	5059747	4793723.95	4134253.54	7834349	7472304	7399824	27%
	VARIANDO COTIZACIONES	10%	-10773100	-194854.448	398060	-1707831	-1587677	1500416	708875	30995	4991237	4863741	4591061	10%
		-10%	-10773100	1531002.08	2804736.6	1717123	3088202	5405308	5031943.05	4338247.22	8381330	7991469	7918789	20%
	VARIANDO INVERSIONES	10%	-11850410	192781.697	1727248	-79914	618690	3757996	3127514	2386190	6650887	6290553	6215973	14%
		-10%	-9695700	743181.697	2009948	129208	921690	4072196	3253714	2532390	6721487	6364753	6293973	20%

TIR
17%

7. - CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

7.1 CONCLUSIONES

En las condiciones actuales que labora la unidad Taxco se calculó una TIR de 9 % que es menor a la tasa de interés promedio de los CETES y la TIIE. En el análisis de sensibilidad se puede observar que las variables que más alteran el comportamiento de dicho análisis, son los costos de operación en donde la Unidad tiene una injerencia directa para disminuir dichos costos y aumentar la TIR, la otra variable son las cotizaciones de los metales en donde la Unidad no puede hacer nada para que estas aumenten.

En el análisis de sensibilidad se muestra que disminuyendo los costos de operación un 10% o aumentando las cotizaciones en el mismo porcentaje se logra alcanzar una TIR de 20% lo cual se aproxima considerablemente a la TREMA que es de 20.79. Pero aumentando los costos o disminuyendo las cotizaciones la unidad pasaría por graves problemas económicos.

En caso que la compañía invirtiera en la columna de flotación, se obtendría una TIR de 17% que continua siendo menor a la TREMA pero con la salvedad que esta TIR ya es mayor a la tasa de interés promedio de los CETES y la TIIE.

En el análisis de sensibilidad se observa que disminuyendo los costos de operación y las inversiones en un 10% o aumentando las cotizaciones un 10% la TIR en cualquiera de los casos resulta ser mayor que la TREMA (27% , 29% y 20%) en el caso que las variables cambiaran en sentido contrario a lo anterior la TIR obtenida resulta mayor que para el caso de celda convencional (8%, 10%, y 14%).

Por lo escrito anteriormente es indudable que desde el punto de vista económico se obtienen mejores resultados para el caso de la columna de flotación.

Desde el punto de vista técnico la columna de flotación nos ofrece una mayor recuperación de plata 10% en concentrado de Plomo (67 % Vs 77 % .), de Plomo 8% en concentrado de Plomo (80 % Vs 88%) que las celdas de flotación, lo mismo ocurre con la ley del concentrado 6.5% de Plomo (53.5 % Vs 60 %).

La columna de flotación a mediano y largo plazo nos representaría un ahorro en el consumo de energía eléctrica así como en los insumos (motores, bandas, materiales necesarios para dar mantenimiento a las celdas convencionales) aproximadamente de un 40%.

La industria minera pasa por una grave crisis debido a la baja cotización de los metales es por ello que la columna propuesta anteriormente no se adquirió como inicialmente estaba planeado, para ponerse en operación en el segundo semestre del año 2002 posponiéndose su compra hasta que las cotizaciones no repunten y el inversionista tenga la seguridad de recuperar su capital.

ESTA TESIS NO SALE
DE LA BIBLIOTECA

7.2 RECOMENDACIONES

- Adquirir y poner en operación la columna de flotación ya que con ello se obtendría un mayor ingreso por la venta de concentrados.
- Disminuir el consumo de energía eléctrica en la hora pico, hora en la cual la energía tiene un costo mayor que en cualquier otra hora del día. Para lo cual se propone:

No triturar en la hora pico siempre y cuando haya suficiente mineral en las tolvas de finos.

No operar el filtro Larox en el turno de segunda.

Que el departamento de mina no mantee en la hora pico.

Cabe mencionar que la hora pico es un intervalo el cual es definido o proporcionado por la Comisión Federal de Electricidad y el cual puede variar de 6 a 10 de la noche y generalmente cambia cada mes.

- Dar una mayor capacitación técnica tanto al personal sindicalizado como a los empleados, lo cual se verá reflejado en un mejor aprovechamiento de los materiales y a mediano y largo plazo el que se trabaje con una mayor calidad.

BIBLIOGRAFÍA

- Ing José de Jesús Huezco C. Innovación en el diseño de columnas de flotación.
- Ing José de Jesús Huezco c. Concentración de óxidos de hierro por flotación en columna y celda convencional a partir de un preconcentrado magnético. Tesis de Licenciatura agosto (1992).
- Baca Urbina Gabriel. Evaluación de Proyectos de Inversión, Editorial Mac Graw Hill. México D.F 1996.
- Grupo México Informe Anual de Operaciones 2001 Unidad Taxco. Taxco, Guerrero. México 2001.
- Grupo México Manual para el cálculo de reservas de mineral. Unidad Taxco. Taxco, Guerrero. México 2001
- Industrial Minera México. Análisis de Métodos de Minado. Editó: Gerencia de Planeación y Control, México 1986.
- Unidad Taxco. Programa de Operaciones 2001. Unidad Taxco. Taxco, Guerrero, México 2001.
- Unidad Taxco. Programa de inversión y depreciación de equipo en la Unidad Taxco, Guerrero, México 2001.
- Randy Ynchausty Expert Supervisory Control of Flotation Columns. Conferencias EIMCO 1996.
- Clayton Walker Wenscos New Smartcell Flotation Whit an Atlituda Conferencias EIMCO 1996.
- Clayton Walker Experiences in Column Flotation Deslgn. Conferencias EIMCO 1996.
- Cyanamid Manual de Productos Químicos para Minería. American Cyanamid Company 1986.

ANEXO NÚMERO UNO

CÁLCULO PARA DETERMINACIÓN DE POLVO Y PLOMO

HOJA DE CAMPO PARA DETERMINACIÓN DE POLVO

MUESTRA	TIPO DE MUESTREO	ÁREA DE TRABAJO	A TIEMPO MIN.	B FLUJO LPM
1	PERSONAL	NIVEL 9	463	1.859
2	"	NIVEL 9	446	1.828
3	"	NIVEL 9	443	1.911
4	"	NIVEL 9	446	1.756
5	"	NIVEL 7	469	1.863
6	"	NIVEL 5	451	1.825
7	"	NIVEL5	467	1.761
8	"	TIRO SOLAR	433	1.915
9	"	NIVEL7	447	1.851
10	"	NIVEL 7	446	1.833
11	"	NIVEL 7	407	1.918
12	"	GALERA CONC.	400	1.916
13	"	TRITURACIÓN	430	1.760
14	"	TRITURACIÓN	415	1.910
15	"	MOLINOS	425	1.917

REPORTE DE LABORATORIO.

MUESTRA No	PESO INICIAL DEL FILTRO EN mg (C)	PESO FINAL DEL FILTRO EN mg (D)	MUESTRA EN mg E=D-C
1	15.70	17.11	1.41
2	15.60	17.15	1.55
3	13.41	15.01	1.60
4	13.44	15.15	1.71
5	15.78	17.04	1.26
6	16.75	17.52	0.77
7	17.31	19.01	1.70
8	16.66	18.37	1.71
9	15.68	17.11	1.43
10	15.49	17.14	1.65
11	16.32	16.96	0.64
12	15.06	15.55	0.49
13	15.34	16.92	1.58
14	17.531	19.34	1.81
15	15.21	16.06	0.85

HÓJA DE CÁLCULO

MUESTRA No	VOLUMEN m3 F=A*B/1000	POLVO mg/m3 E/F
1	0.861	1.638
2	0.815	1.901
3	0.847	1.890
4	0.783	2.183
5	0.874	1.442
6	0.823	0.936
7	0.822	2.067
8	0.829	2.062
9	0.827	1.728
10	0.818	2.018
11	0.718	0.820
12	0.766	0.639
13	0.757	2.088
14	0.793	2.283
15	0.815	1.043

HOJA DE CAMPO PARA DETERMINACIÓN DE PLOMO.

MUESTRA	TIPO DE MUESTREO	ÁREA DE TRABAJO	A TIEMPO MIN.	B FLUJO LPM
1	PERSONAL	NIVEL 9	463	1.859
2	"	NIVEL 9	446	1.828
3	"	NIVEL 9	443	1.911
4	"	NIVEL 9	446	1.756
5	"	NIVEL 7	469	1.863
6	"	NIVEL 5	451	1.825
7	"	NIVEL5	467	1.761
8	"	TIRO SOLAR	433	1.915
9	"	NIVEL7	447	1.851
10	"	NIVEL 7	446	1.833
11	"	NIVEL 7	407	1.918
12	"	GALERA CONC.	400	1.916
13	"	TRITURACIÓN	430	1.760
14	"	TRITURACIÓN	415	1.910
15	"	MOLINOS	425	1.917

REPORTE DE LABORATORIO

MUESTRA No	PLOMO mg (C)
1	0.00429
2	0.01084
3	0.010304
4	0.01524
5	0
6	0
7	0
8	0.00314
9	0
10	0
11	0
12	0.02845
13	0.00314
14	0.00534
15	0

HOJA DE CÁLCULO

MUESTRA No	VOLUMEN m3 D=A*B/1000	PLOMO mg/m3 C/D
1	0.861	0.005
2	0.815	0.013
3	0.847	0.015
4	0.783	0.019
5	0.874	0.000
6	0.823	0.000
7	0.822	0.000
8	0.829	0.004
9	0.827	0.000
10	0.818	0.000
11	0.781	0.000
12	0.766	0.037
13	0.757	0.004
14	0.793	0.007
15	0.815	0.000

ANEXO NÚMERO DOS

BALANCES METALÚRGICOS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

A NIVEL LABORATORIO.

Prueba Agua.M.

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	953.7	55	0.16	0.03	3.67	12.6	52.32	0.15	0.03	3.5	12.0	32.24	24.19	62.5	91.10	97.57
Medios 1ra	19.5	783	1.94	0.13	6.5	9.10	15.26	0.03	0.002	0.12	0.17	9.45	4.84	4.17	3.13	1.38
Medios 2da	8.2	1515	5.12	0.37	10.77	8.5	12.42	0.04	0.003	0.09	0.07	7.69	6.45	6.25	2.34	0.57
Conc Agot	10.6	887	3.38	0.25	7.2	9.8	9.4	0.04	0.003	0.07	0.01	5.82	6.45	6.25	1.82	0.08
Conc Plomo	8.0	9012	46.1	1.99	7.44	6.6	72.09	0.36	0.01	0.06	0.05	44.64	58.07	20.83	1.61	0.41
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							161.5	0.62	0.048	3.84	12.3					
Cabeza ensay.							146	0.62	0.040	3.82	13.5					

69

Prueba Agua.T.

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	944.5	59	0.12	0.02	3.43	12.2	55.78	0.11	0.02	3.24	11.52	34.45	18.33	58.82	83.5	95.36
Medios 1ra	28.4	568	2.99	0.31	13.5	10.8	16.13	0.10	0.001	0.38	0.30	9.96	16.7	2.94	9.8	2.48
Medios 2da	4.9	3012	14.2	0.99	15.8	9.9	14.75	0.10	0.001	0.07	0.10	9.11	16.7	2.94	1.8	0.83
Conc Agot	16.4	636	1.84	0.15	9.18	10.10	10.43	0.03	0.002	0.015	0.12	6.44	5	5.88	3.86	0.99
Conc Plomo	5.8	11172	45.0	1.40	7.17	7.9	64.80	0.26	0.01	0.04	0.04	40.04	56.73	29.42	1.04	0.34
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							161.89	0.60	0.034	3.88	12.08					
Cabeza ensay.							146	0.62	0.04	3.82	13.5					

69

Prueba celda No 1

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	944.5	39	0.26	0.32	3.26	21.1	37	0.25	0.018	3.07	20.02	35.46	23.76	60	86.46	97.51
Medios 1ra	21.7	128	5.53	0.08	8.7	9.3	2.78	0.12	0.02	0.19	0.2	2.67	10.18	6.6	5.35	0.97
Medios 2da	10.1	1420	18.1	0.07	7.6	7.1	14.34	0.19	0.002	0.07	0.07	13.74	17.58	6.8	2.08	0.35
Conc Agot	15.5	682	6.6	0.44	10.95	12.9	10.57	0.1	0.006	0.17	0.2	10.15	9.03	20	4.7	0.48
Conc Plomo	8.2	4836	52.9	0.53	6.77	5.0	39.65	0.43	0.002	0.05	0.041	37.98	39.45	6.6	1.4	0.19
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza Calc.							104.34	1.09	0.03	3.55	20.53					
Cabeza ensay.							90	1.06	0.02	3.52	20.5					

70

Prueba No 1.

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	944.5	28	0.16	0.02	3.26	21.2	26.58	0.15	0.018	3.07	20.02	23.77	14.15	60	85.04	97.65
Medios	33.69	1116	10.1	0.59	9.68	7.1	41.18	0.37	0.007	0.35	0.26	36.82	34.9	23.3	9.7	1.27
Conc Agot	15.5	682	6.6	0.44	10.95	12.9	10.57	0.10	0.006	0.17	0.20	9.41	9.45	10.1	4.71	0.97
Conc Plomo	6.31	5310	69.1	0.36	3.43	3.2	33.5	0.44	0.002	1.022	0.022	30.0	41.5	6.6	0.55	0.11
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							111.83	1.06	0.03	3.61	20.5					
Cabeza ensay.							90	1.06	0.02	3.52	20.5					

Altura alimentación 60cm.

Altura columna 115cm.

Altura de pulpa 85cm.

Tiempo alimentación 6 minutos.

Tiempo flotación 10 minutos.

Presión de aire 2.05 l / min.

Sin adición extra de espumante.

Prueba No 2

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	944.5	28	0.16	0.02	3.26	21.2	26.58	0.15	0.018	3.07	20.02	24.18	13.5	60	85.51	97.75
Medios	31.13	916	8.2	0.17	10.37	7.8	28.51	0.25	0.015	0.32	0.24	25.94	22.52	16.6	8.9	1.17
Conc Agot	15.5	682	6.6	0.44	10.95	12.9	10.57	0.10	0.006	0.17	0.2	9.61	9.03	20	4.7	0.98
Conc Plomo	8.87	4990	69.2	0.33	3.05	2.3	44.26	0.61	0.003	0.027	0.02	40.27	54.95	3.4	0.89	0.1
Acumulado	1000										100	100	100	100	100	100
Cabeza calc.							109.91	1.11	0.03	3.59						
Cabeza ensay.							90	1.06	0.02	3.52						

72

Altura alimentación 60cm.

Altura columna 115cm.

Altura de pulpa 85cm.

Tiempo alimentación 6 minutos

Tiempo flotación 10 minutos.

Presión de aire 2.05 l / min.

adicional 10% de espumante.

PRUEBA No 3

Producto	Peso	Sw	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
			Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	944.5	94.45	28	.16	.02	3.26	21.2	26.58	.15	.018	307	2002	24.18	13.5	60	8551	97.25
Medios	27.6	2.76	715	66	.15	10.87	8.5	19.73	.18	.004	.30	.23	17.24	4.81	13.3	8.37	1.12
Concentrado Agot	15.5	1.55	682	66	.44	10.95	12.9	10.57	.10	.006	.17	.20	9.61	9.03	20	4.7	.98
Conc. de Pb	11.4	1.14	4790	636	.46	4.36	3.30	54.6	.72	.005	.49	.037	48.97	62.6	6.7	1.42	.15
Acumulado	1000	100											100	100	100	100	100
Cabeza calculada								111.48	1.15	.003	3.58	20.48					
Cabeza ensayada								90	1.06	.02	3.52	20.5					

73

- Altura alimentación 60 cm.
- Altura columna 115 cm.
- Altura H₂O 85 cm.
- Tiempo alimentación 6 min
- Tiempo flotación 10 min
- Presión aire 2.05 l/min.
- 20% adicional espumante.

Prueba celda No 2

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	946.6	43.3	0.30	0.03	3.44	18.7	40.89	0.28	0.028	3.25	17.7	32.69	20	24.77	84.85	96.19
Medios 1ra	22.32	397.5	9	1.25	13.21	15.27	8.34	0.20	0.03	0.29	0.34	6.67	14.28	26.54	7.57	1.84
Medios 2da	9.11	2235	36.4	1.06	11.36	11.84	20.36	0.33	0.001	0.10	0.11	16.27	35.57	0.92	2.61	0.59
Conc Agot	13.4	1355	8.6	1.06	12.0	13.6	18.5	0.11	0.014	.016	0.19	5.8	7.87	12.38	4.17	1.03
Conc Plomo	8.57	4318	55.6	4.8	3.32	7.6	37	0.48	0.04	0.03	0.06	39.57	34.28	35.39	0.08	0.35
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							125.11	1.4	0.113	3.83	18.4					
Cabeza ensay.							124	1.39	0.10	3.82	19.4					

hZ

Prueba No 0.

Producto	Peso	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza de Zn	946.6	30	.15	.03	3.44	18.7	28.39	0.14	0.028	3.25	17.7	22.46	10.07	28	85.3	96.19
Medios	27.4	653	12.48	.86	10.82	14.86	17.84	0.34	0.02	0.35	0.41	14.11	24.11	20	9.18	2.6
Conc Agot	13.4	1355	8.6	1.07	12.0	13.6	18.5	0.11	0.014	0.16	0.19	14.68	7.9	12	4.2	1.03
Concentrado Pb	1.26	4890	63.4	3.28	3.92	6.0	61.61	0.80	0.04	0.05	0.08	48.75	57.92	40	1.32	.18
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							126.3	1.39	0.10	3.81	18.4					
Cabeza ensay.							124	1.39	0.10	3.82	19.4					

Altura alimentación 60cm.

Altura columna 115cm

Altura de pulpa 85cm.

Tiempo alimentación 6 minutos.

Tiempo de flotación 10 minutos.

Presión de aire 2.05 l / min

Prueba No 1 a.

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	946.6	30	0.15	0.03	3.44	18.7	28.39	0.14	0.028	3.25	17.7	21.06	9.86	23.33	84.19	96.14
Medios	21.69	1057	13.6	0.91	15.4	15.4	22.92	0.29	0.019	0.33	0.33	17	20.42	15.83	8.55	1.79
Conc Agot	13.4	1355	8.6	1.07	12.0	13.6	18.15	0.11	0.014	0.16	0.19	13.48	7.75	6.68	4.14	1.04
Conc Plomo	18.31	3568	48.4	3.6	7.03	10.03	65.33	0.88	0.065	0.12	0.19	48.46	61.97	54.16	3.12	1.03
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							134.79	1.42	0.12	3.86	18.41					
Cabeza ensay.							124	1.39	0.10	3.82	19.4					

94

Altura alimentación 60cm.

Altura columna 115cm.

Altura pulpa 95cm.

Tiempo alimentación 6 minutos

Tiempo flotación 10 minutos.

Presión de aire 2.05 l/min

Prueba No 2a.

Producto	ENSAYES							CONTENIDOS					RECUPERACIONES				
	Peso	Sw	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	946.6	94.66	30	.15	.03	3.44	18.7	28.39	.14	.028	3.25	17.7	22.36	10	25.45	84.19	96.19
Medios	31.8	3.18	1452	18.7	1.21	13.7	15.1	46.17	.59	.038	.43	.48	36.37	42.14	34.54	11.13	2.60
Concentrado Agot	13.4	1.34	1355	8.6	1.07	12.0	13.6	18.5	.11	.014	.16	.19	14.58	7.86	13.74	4.14	1.03
Concentrado de Pb	8.2	.82	4130	68.6	378	3.58	3.2	33.86	.56	.03	.02	.03	26.69	40	27.27	.54	.18
Acumulado	1000	100											100	100	100	100	100
Cabeza calculada								126.92	1.4	.11	3.86	18.4					
Cabeza ensayada								124	1.39	.10	3.82	19.4					

Altura alimentación 60 cm.

Altura columna 115 cm.

Altura H₂O 75 cm.

Tiempo alimentación 6 min.

Tiempo flotación 10 min.

Presión de aire 2.05 l / min.

Prueba No 3 a.

Producto	Peso	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
		Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	946.6	30	0.15	0.03	3.44	18.7	28.39	0.14	0.028	3.25	17.7	21.36	9.79	21.53	84.19	96.03
Medios	20.23	1033	11.2	1.11	16.7	17.1	20.89	0.22	0.022	0.33	0.35	15.72	15.38	8.55	8.55	1.9
Conc Agot.	13.4	1355	8.6	1.07	12.0	13.6	18.5	0.11	0.014	0.16	0.19	13.93	7.7	4.14	4.14	1.03
Conc Plomo	19.77	3293	48.8	3.4	6.25	9.8	65.1	0.96	0.067	0.12	0.19	48.99	67.13	3.12	3.12	1.04
Acumulado	1000											100	100	100	100	100
Cabeza calc.							132.88	1.43	0.13	3.86	18.43					
Cabeza ensay.							124	1.39	0.10	3.82	19.4					

Altura alimentación 60cm.

Altura columna 115cm.

Altura de pulpa 85cm.

Tiempo Alimentación 6min

Tiempo flotación 10 min

Presión de aire 3.42 l / min.

PRUEBA No 4a.

Producto	peso	Sw	Ensayes					Contenidos					Recuperaciones				
			Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Zn	946.6	94.66	30	.15	.03	3.44	18.7	28.39	.14	.028	3.25	17.7	22.42	10.14	28	84.85	96.19
Medios	32.2	3.22	1398	18.4	.99	12.34	14.93	45.01	.59	.03	.43	.48	36.37	42.14	34.54	11.13	2.60
Concentrado Ag	13.4	1.34	1355	8.6	1.07	12.0	13.6	18.5	.11	.014	.16	.19	14.58	7.86	13.74	4.14	1.03
Concentrado Pb	7.8	.78	4450	68.9	3.82	3.61	3.3	34.71	.54	.03	.02	.03	26.69	40	27.27	.54	.18
Acumulado	1000	100											100	100	100	100	100
Cabeza colas								126.61	1.38	.10	3.86	18.4					
Cabeza ensayada								124	1.39	.10	3.82	19.9					

Altura de alimentación 60cm.
 Altura de columna 115 cm.
 Altura H₂O 85 cm.
 Tiempo de alimentación 6 min.
 Tiempo flotación 10 min.
 Presión aire 0.855 l / min.

ANEXO NÚMERO TRES

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADO DE PLOMO Y ZINC

DURANTE LOS PRÓXIMOS 10 AÑOS

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2001

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.25	217	0.67	0.61	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.217	0.080405
ZINC	540.00	459

A PAGAR
10.4618242
440.2875271
<u>450.7493513</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON 251.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
PLATA	4.260	130.1140998
ZINC	45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 237.982718

M.N. 2287.13291

R.C. 17.35

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 131.82

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2002

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.22	139	0.69	0.53	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.139	0.029705
ZINC	540.00	459

A PAGAR
3.865039335
440.2875271
<u>444.1525665</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON	251.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
PLATA	4.260
ZINC	45.80
	130.1140998
	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 231.385933

M.N. 2223.73451

R.C. 15.22

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 146.11

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2003

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.21	68	0.49	0.51	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.068	-0.016445
ZINC	540.00	459

A PAGAR
-2.13972637
440.2875271
<u>438.1478007</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON	251.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
PLATA	4.260	130.1140998
ZINC	45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 225.381167

M.N. 2166.02571

R.C. 14.7

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 147.35

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2004

MINERAL TOTAL

Au (Gr) 0.21	Ag (Gr) 74	Pb (%) 0.51	Cu (%) 0.51	Zn (%) 54
-----------------	---------------	----------------	----------------	--------------

Hum. (%) 9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.074	-0.012545
ZINC	540.00	459

A PAGAR
-1.63228138
440.2875271
<u>438.6552457</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON 251.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
PLATA	4.260	130.1140998
ZINC	45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 225.888612

M.N. 2170.90251

R.C. 14.51

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 149.61

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2005

MINERAL TOTAL

Au (Gr) 0.19	Ag (Gr) 96	Pb (%) 0.43	Cu (%) 0.47	Zn (%) 54
-----------------	---------------	----------------	----------------	--------------

Hum. (%) 9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.096	0.001755
ZINC	540.00	459

A PAGAR
0.228350245
440.2875271
<u>440.5158774</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON 251.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
PLATA	4.260	130.1140998
ZINC	45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 227.749244

M.N. 2188.78411

R.C. 13.48

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 162.37

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2006

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.22	110	0.55	0.54	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.11	0.010855
ZINC	540.00	459

A PAGAR
1.412388553
440.2875271
<u>441.6999157</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON 251.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
PLATA 4.260	130.1140998
ZINC 45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 228.933282

M.N. 2200.16331

R.C. 15.29

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 143.90

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2007

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.25	145	0.64	0.61	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.145	0.033605
ZINC	540.00	459

A PAGAR
4.372484324
440.2875271
<u>444.6600114</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON	251.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
PLATA	4.260	130.1140998
ZINC	45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 231.893378

M.N. 2228.61131

R.C. 17.43

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 127.86

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2008

MINERAL TOTAL

Au (Gr) 0.23	Ag (Gr) 207	Pb (%) 0.67	Cu (%) 0.57	Zn (%) 54
-----------------	----------------	----------------	----------------	--------------

Hum. (%) 9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.207	0.073905
ZINC	540.00	459

A PAGAR
9.616082546
440.2875271
<u>449.9036097</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON 251.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
PLATA 4.260	130.1140998
ZINC 45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 237.136976

M.N. 2279.00491

R.C. 16.27

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 140.07

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2009

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.22	171	0.62	0.53	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION
PLATA	0.171	0.050505
ZINC	540.00	459

A PAGAR
6.571412611
440.2875271
<u>446.8589397</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTA/TON 251.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
PLATA 4.260	130.1140998
ZINC 45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 234.092306

M.N. 2249.74411

R.C. 15.08

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 149.19

LIQUIDACION DE CONCENTRADO DE ZINC

UNIDAD TAXCO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2010

MINERAL TOTAL

Au (Gr)	Ag (Gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
0.22	171	0.62	0.53	54

Hum. (%)
9.93

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
PLATA	0.171	0.050505	6.571412611
ZINC	540.00	459	440.2875271
			<u>446.8589397</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	183.77
FLETE:	28.99663325

TOTAL DEDUCCIONES 212.7666333

CUOTATON	251.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
PLATA	4.260	130.1140998
ZINC	45.80	0.959232085

VALOR NETO/TON. DE CONCENTRADO

DOLARES 234.092306

M.N. 2249.74411

R.C. 15.08

VALOR NETO/TON. DE MINERAL:

M.N. 149.19

**LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO
UNIDAD TAXCO**

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2001

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.21	5491	53.50	1.61	4.96

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.21	3.0495	25.75530171
PLATA	5.491	5.21645	725.357854
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	16.1	6.10	10.59717932
			<u>1015.216567</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	23.42
R. Y E. Cu.	9.46
FLETE	48.69357456
	<u>282.5704351</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	732.65
M.N.	7041.10
R.C.	65.5600

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	107.40
-------------	--------

**LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO
UNIDAD TAXCO**

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2001

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.21	6433	60.00	1.61	4.90

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.21	3.0495	25.75530171
PLATA	6.433	6.11135	849.7954971
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	16.1	6.10	10.59717932
			<u>1172.283725</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	27.44
R. Y E. Cu.	9.455
FLETE	48.69357456
	<u>286.5885361</u>

CUOTA/TON 431.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
ORO:	262.692 8.445745764
PLATA	4.325 139.0520093
PLOMO	22.770 0.501992538
COBRE	78.800 1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS. 885.70
M.N. 8511.97
R.C. 66.8500

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N. 127.33

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2002

<i>Au (GR)</i>	<i>Ag(GR)</i>	<i>Pb (%)</i>	<i>Cu(%)</i>	<i>Zn (%)</i>
2.72	3398	53.50	1.37	4.75

<i>HUM.(%)</i>
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	2.72	2.584	21.82380705
PLATA	3.398	3.2281	448.8737913
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	13.7	3.70	6.427797291
			<u>730.6316272</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	14.49
R. Y E. Cu.	5.74
FLETE	48.69357456
	<u>269.9227436</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	460.71
M.N.	4427.64
R.C.	65.5600

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	67.54
-------------	-------

**LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO
UNIDAD TAXCO**

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2002

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
2.72	3981	60.00	1.37	4.75

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	2.72	2.584	21.82380705
PLATA	3.981	3.78195	525.8877466
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	13.7	3.70	6.427797291
			<u>840.2750975</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	16.98
R. Y E. Cu.	5.735
FLETE	48.69357456
	<u>272.4095301</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
ORO:	262.692
PLATA	4.325
PLOMO	22.770
COBRE	78.800
	8.445745764
	139.0520093
	0.501992538
	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	567.87
M.N.	5457.47
R.C.	56.8100

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	96.07
-------------	-------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2003

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.72	2342	53.50	1.86	6.10

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.72	3.534	29.84726553
PLATA	2.342	2.2249	309.3768155
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	18.6	8.60	14.9402856
			<u>607.6705982</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	9.99
R. Y E. Cu.	13.33
FLETE	48.69357456
	<u>273.0133756</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	334.66
M.N.	3216.22
R.C.	75.9900

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	42.32
------	-------

UNIDAD TAXCO**MINERAL TOTAL****PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2003**

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.72	2745	60.00	1.86	4.75

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.72	3.534	29.84726553
PLATA	2.745	2.60775	362.6128773
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	18.6	8.60	14.9402856
			<u>693.5361749</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	11.71
R. Y E. Cu.	13.33
FLETE	48.69357456
	<u>274.7323721</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:		VALOR
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	418.80
M.N.	4024.91
R.C.	77.4800

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	51.95
-------------	-------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2004

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.55	2484	53.50	1.78	6.51

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.55	3.3725	28.48327759
PLATA	2.484	2.3598	328.1349316
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	17.8	7.80	13.55049159
			<u>623.6749323</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y.E. Ag.	10.60
R. Y.E. Cu.	12.09
FLETE	48.69357456
	<u>272.3790766</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	351.30
M.N.	3376.13
R.C.	72.6900

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	46.45
-------------	-------

UNIDAD TAXCO

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2004

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.55	2910	60.00	1.78	4.75

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.55	3.3725	28.48327759
PLATA	2.91	2.7645	384.4092797
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	17.8	7.80	13.55049159
			<u>712.5787955</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	12.41
R. Y E. Cu.	12.09
FLETE	48.69357456
	<u>274.1961796</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	438.38
M.N.	4213.08
R.C.	74.1100

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	56.85
------	-------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2005

Au (GR)	Ag (GR)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
3.94	3833	53.50	1.97	7.76

HUM. (%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.94	3.743	31.61242639
PLATA	3.833	3.64135	506.3370341
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	19.7	9.70	16.85125236
			<u>808.3069444</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	16.35
R. Y E. Cu.	15.04
FLETE	48.69357456
	<u>281.0782361</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	527.23
M.N.	5066.93
R.C.	80.5700

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	62.89
-------------	-------

UNIDAD TAXCO**MINERAL TOTAL****PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2005**

<i>Au (GR)</i>	<i>Ag(GR)</i>	<i>Pb (%)</i>	<i>Cu(%)</i>	<i>Zn (%)</i>
3.94	4491	60.00	1.97	7.76

<i>HUM.(%)</i>
7.90

<i>PAGOS</i>	<i>CONTRATO</i>	<i>FUNDICION</i>	<i>A PAGAR</i>
<i>ORO</i>	3.94	3.743	31.61242639
<i>PLATA</i>	4.491	4.26645	593.2584451
<i>PLOMO</i>	600	570	286.1357465
<i>COBRE</i>	19.7	9.70	16.85125236

927.8578704**DEDUCCIONES**

<i>BENEFICIO:</i>	201.00
<i>R. Y E. Ag.</i>	19.16
<i>R. Y E. Cu.</i>	15.035
<i>FLETE</i>	48.69357456
	<u>283.8849351</u>

<i>CUOTA/TON</i>	431.00
<i>T.C.</i>	9.6105

<i>COTIZACIONES:</i>	<i>VALOR</i>	
<i>ORO:</i>	262.692	8.445745764
<i>PLATA</i>	4.325	139.0520093
<i>PLOMO</i>	22.770	0.501992538
<i>COBRE</i>	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

<i>DLLS.</i>	643.97
<i>M.N.</i>	6188.90
<i>R.C.</i>	82.1500

VALOR NETO/TON. MINERAL

<i>M.N.</i>	75.34
-------------	-------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2006

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.44	3396	53.50	1.72	5.98

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.44	3.268	27.60069716
PLATA	3.396	3.2262	448.6095924
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	17.2	7.20	12.50814608
			<u>742.2246673</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	14.49
R. Y E. Cu.	11.16
FLETE	48.69357456
	<u>275.3392126</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

D.L.S.	466.89
M.N.	4487.00
R.C.	70.4000

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	63.74
------	-------

UNIDAD TAXCO

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2006

Au (GR) 3.44	Ag(GR) 3979	Pb (%) 60.00	Cu(%) 1.72	Zn (%) 5.98
------------------------	-----------------------	------------------------	----------------------	-----------------------

HUM.(%) 7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.44	3.268	27.60069716
PLATA	3.979	3.78005	525.6235478
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	17.2	7.20	12.50814608
			<u>851.8681376</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	16.97
R. Y E. Cu.	11.16
FLETE	48.69357456
	<u>277.825991</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	574.04
M.N.	5516.83
R.C.	71.7200

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	76.92
-------------	-------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2007

<i>Au (GR)</i>	<i>Ag (GR)</i>	<i>Pb (%)</i>	<i>Cu (%)</i>	<i>Zn (%)</i>
3.41	3874	53.50	1.71	5.98

<i>HUM. (%)</i>
7.90

<i>PAGOS</i>	<i>CONTRATO</i>	<i>FUNDICION</i>	<i>A PAGAR</i>
<i>ORO</i>	3.41	3.2395	27.3599934
<i>PLATA</i>	3.874	3.6803	511.7531099
<i>PLOMO</i>	535	505	253.5062316
<i>COBRE</i>	17.1	7.10	12.33442183
			<u>804.9537567</u>

DEDUCCIONES

<i>BENEFICIO:</i>	201.00
<i>R. Y E. Ag.</i>	16.52
<i>R. Y E. Cu.</i>	11.01
<i>FLETE</i>	48.69357456
	<u>277.2231216</u>

<i>CUOTA/TON</i>	431.00
<i>T.C.</i>	9.6105

<i>COTIZACIONES:</i>	<i>VALOR</i>	
<i>ORO:</i>	262.692	8.445745764
<i>PLATA</i>	4.3250	139.0520093
<i>PLOMO</i>	22.770	0.501992538
<i>COBRE</i>	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

<i>DLLS.</i>	527.73
<i>M.N.</i>	5071.76
<i>R.C.</i>	69.6600

VALOR NETO/TON. MINERAL

<i>M.N.</i>	72.81
-------------	-------

UNIDAD TAXCO

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2007

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3.41	4539	60.00	1.71	5.10

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3.41	3.2395	27.3599934
PLATA	4.539	4.31205	599.5992167
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	17.1	7.10	12.33442183
			<u>925.4293785</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	19.36
R. Y E. Cu.	11.005
FLETE	48.69357456
	<u>280.0596791</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	645.37
M.N.	6202.33
R.C.	71.0200

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	87.33
------	-------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2008

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3	5221	53.50	1.5	4.90

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3	2.85	24.07037543
PLATA	5.221	4.95995	689.6910136
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	15	5.00	8.686212556
			<u>975.9538331</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	22.27
R. Y E. Cu.	7.75
FLETE	48.69357456
	<u>279.7137501</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	696.24
M.N.	6691.22
R.C.	61.3500

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	109.07
-------------	--------

UNIDAD TAXCO

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2008

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3	6117	60.00	1.5	4.90

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3	2.85	24.07037543
PLATA	6.117	5.81115	808.0520839
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	15	5.00	8.686212556
			<u>1126.944418</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	26.09
R. Y E. Cu.	7.75
FLETE	48.69357456
	<u>283.5356381</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	843.41
M.N.	8105.58
R.C.	62.5600

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	129.56
------	--------

LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO UNIDAD TAXCO

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2009

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3	4645	53.50	1.5	5.20

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3	2.85	24.07037543
PLATA	4.645	4.41275	613.6017541
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	15	5.00	8.686212556
			<u>899.8645736</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	19.81
R. Y E. Cu.	7.75
FLETE	48.69357456
	<u>277.2568221</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.3250	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	622.61
M.N.	5983.57
R.C.	61.3500

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	97.53
------	-------

UNIDAD TAXCO

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2009

Au (GR)	Ag(GR)	Pb (%)	Cu(%)	Zn (%)
3	5443	60.00	1.5	4.90

HUM.(%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3	2.85	24.07037543
PLATA	5.443	5.17085	719.0170823
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	15	5.00	8.686212556
			<u>1037.909417</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	23.22
R. Y E. Cu.	7.75
FLETE	48.69357456
	<u>280.6606911</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	757.25
M.N.	7277.54
R.C.	62.5600

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	116.33
------	--------

**LIQUIDACION CONCENTRADO DE PLOMO
UNIDAD TAXCO**

PRONOSTICO

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2010

Au (GR)	Ag (GR)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
3	4645	53.50	1.5	5.20

HUM. (%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3	2.85	24.07037543
PLATA	4.645	4.41275	613.6017541
PLOMO	535	505	253.5062316
COBRE	15	5.00	8.686212556
			<u>899.8645736</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	19.81
R. Y E. Cu.	7.75
FLETE	48.69357456
	<u>277.2568221</u>

CUOTA/TON 431.00
T.C. 9.6105

COTIZACIONES:	VALOR
ORO:	262.692 8.445745764
PLATA	4.3250 139.0520093
PLOMO	22.770 0.501992538
COBRE	78.800 1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS. 622.61
M.N. 5983.57

R.C. 61.3500

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N. 97.53

UNIDAD TAXCO

MINERAL TOTAL

PERIODO DE PRUEBA: AÑO 2010

Au (GR)	Ag (GR)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
3	5443	60.00	1.5	4.90

HUM. (%)
7.90

PAGOS	CONTRATO	FUNDICION	A PAGAR
ORO	3	2.85	24.07037543
PLATA	5.443	5.17085	719.0170823
PLOMO	600	570	286.1357465
COBRE	15	5.00	8.686212556
			<u>1037.909417</u>

DEDUCCIONES

BENEFICIO:	201.00
R. Y E. Ag.	23.22
R. Y E. Cu.	7.75
FLETE	48.69357456
	<u>280.6606911</u>

CUOTA/TON	431.00
T.C.	9.6105

COTIZACIONES:	VALOR	
ORO:	262.692	8.445745764
PLATA	4.325	139.0520093
PLOMO	22.770	0.501992538
COBRE	78.800	1.737242511

VALOR NETO/TON. CONC.

DLLS.	757.25
M.N.	7277.54
R.C.	62.5600

VALOR NETO/TON. MINERAL

M.N.	116.33
------	--------