

4
2rj

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MÉXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

**EXPLOTACIÓN DE LA ZONA SUR DE LA MINA
SAN ANTONIO Y AMPLIACIÓN DE LA PLANTA
DE BENEFICIO, UNIDAD SANTA EULALIA DE
INDUSTRIAL MINERA MÉXICO, S.A. de C.V.,
FRANCISCO PORTILLO, CHIHUAHUA, MÉXICO.**

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A

JORGE EDGARDO SÁNCHEZ TAPIA

DIRECTOR DE TESIS:

ING. VÍCTOR MANUEL LÓPEZ ABURTO

MÉXICO, D.F.

1998

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

RS-7569



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 está protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

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



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-I-051

SR. JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el Ing. Víctor Manuel López Aburto, y que aprobó esta Dirección, para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

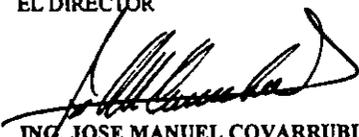
EXPLOTACION DE LA ZONA SUR DE LA MINA SAN ANTONIO Y AMPLIACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO, UNIDAD SANTA EULALIA DE INDUSTRIAL MINERA MEXICO, S.A., FRANCISCO PORTILLO, CHIHUAHUA, MEXICO

- I GENERALIDADES**
- II GEOLOGIA Y RESERVAS DE LA UNIDAD**
- III OPERACIONES ACTUALES DE LA UNIDAD**
- IV DESARROLLO DE LA ZONA SUR DE LA MINA SAN ANTONIO**
- V AMPLIACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO**
- VI ANALISIS FINANCIERO**
- VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**
- BIBLIOGRAFIA**

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

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

Atentamente
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Ciudad Universitaria, a 31 de mayo de 1995
EL DIRECTOR


ING. JOSE MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

JMCS'RILR'gtg.

*CON RESPETO Y AFECTO A MIS PADRES:
COR. CAB. JORGE ERNESTO SÁNCHEZ ZURITA
Y SRA. OLIVIA TAPIA ALVARADO,
A QUIENES DEBO TODO.*

*CON CARINO PARA MI ESPOSA GRIS
POR SU PACIENCIA Y APOYO INCONDICIONAL
DURANTE LA REALIZACIÓN DE ESTE TRABAJO*

CON AGRADECIMIENTO ESPECIAL A
GRUPO MÉXICO, INDUSTRIAL MINERA MÉXICO,
UNIDAD SANTA EULALIA POR EL APOYO BRINDADO
PARA LA REALIZACIÓN DE ESTA TESIS.

CON RESPETO Y AGRADECIMIENTO A TODOS
MIS MAESTROS POR SU PARTICIPACION
DIRECTA E INDIRECTA EN ESTA TESIS.

ÍNDICE Y CONTENIDO

página

CAPITULO I : GENERALIDADES

ALCANCES Y OBJETIVOS.....	2
ADMINISTRACIÓN DE LA UNIDAD	3
LOCALIZACIÓN.....	3
VÍAS DE ACCESO Y COMUNICACIÓN.....	4
TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA	4
HISTORIA MINERA DEL DISTRITO.....	5

CAPITULO II: GEOLOGÍA Y RESERVAS DE LA UNIDAD

GEOLOGÍA DE LA UNIDAD

ESTRATIGRAFIA.....	8
GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	13
HISTORIA GEOLÓGICA DEL DISTRITO.....	16
YACIMIENTOS MINERALES.....	17
CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.....	19
MORFOLOGÍA DE LOS CUERPOS MINERALIZADOS	20
ROCAS ASOCIADAS A LA MINERALIZACIÓN.....	22
GÉNESIS DEL YACIMIENTO.....	22

RESERVAS DE LA UNIDAD

CLASIFICACIÓN DE LAS RESERVAS DE MINERAL	24
CRITERIO PARA EL CALCULO DE RESERVAS.....	25
METODOLOGÍA GENERAL DE CALCULO DE RESERVAS	26
RESUMEN ANUAL COMPARATIVO DEL TOTAL DE RESERVAS DE MINERAL.....	29

CAPITULO III : OPERACIONES ACTUALES DE LA UNIDAD

SISTEMA ACTUAL DE MINADO	32
PREPARACIÓN DE LOS REBAJES.....	34
SECUENCIA: PREPARACIÓN - TUMBE -RELLENE.....	35
MINADO DE YACIMIENTOS MINERALES EN PRESENCIA DE AGUA.....	37
CONTROLES GEOLÓGICOS	39
IMPERMEABILIZACIÓN CON PROTECCIÓN DE BARRENACION A DIAMANTE E INYECCIÓN DE LECHADAS DE CEMENTO	
PROTECCIÓN CON BARRENACION A DIAMANTE Ó CON MAQUINA SECO.....	42
INYECCIÓN DE LECHADAS DE CEMENTO.....	44
PROTECCIÓN MINA	49

CAPITULO IV : DESARROLLO DE LA ZONA SUR DE LA MINA SAN ANTONIO

ALCANCE DEL PROYECTO	60
SISTEMA DE EXPLOTACIÓN MINA SUR LA ESPERANZA	
PREPARACIÓN GENERAL DE LOS REBAJES.....	62
SECUENCIA PREPARACION-TUMBE-RELLENO:.....	63
PROYECTO "TIRO LA ESPERANZA"	
CUELE Y DESARROLLO DEL TIRO.....	72
EQUIPAMIENTO DEL TIRO.....	76

CAPITULO V : AMPLIACIÓN DE LA PLANTA DE BENEFICIO

ALCANCE DEL PROYECTO	90
ÁREA MINERAL GRUESO:.....	90
PLANTA DE TRITURACIÓN.....	93
SILOS DE FINOS.....	96
PLANTA CONCENTRADORA.....	98
MOLIENDA.....	98
FLOTACIÓN.....	100
ALMACENAMIENTO Y PREPARACIÓN DE REACTIVOS.....	104
ESPADADORES DE CONCENTRADOS.....	105
PLANTA DE FILTROS.....	105
SISTEMA DE JALÉS.....	105
SERVICIOS GENERALES.....	105

CAPITULO VI : ANÁLISIS FINANCIERO

ALCANCES Y OBJETIVO.....	112
CONSIDERACIONES BÁSICAS.....	112
COSTOS DE OPERACIÓN.....	114
AHORRO EN COSTOS.....	115
INGRESOS.....	116
INVERSIONES Y REQUERIMIENTO DE CAPITAL.....	117
AMORTIZACIÓN DE LA INVERSIÓN Y CARGOS POR DEPRECIACIÓN.....	119
ANÁLISIS ECONÓMICO.....	120

CAPITULO VII : CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES.....	126
RECOMENDACIONES.....	129

BIBLIOGRAFÍA :	132
-----------------------------	-----

ANEXO 1: DESGLOSE DE COSTOS

ANEXO 2: BALANCES METALÚRGICOS Y LIQUIDACIONES DE FUNDICIÓN

ANEXO 3: PRESUPUESTO GENERAL DEL PROYECTO.

ÍNDICE DE FIGURAS

página

FIGURA I.1: CROQUIS DE LOCALIZACIÓN Y VÍAS DE ACCESO A UNIDAD SANTA EULALIA.....	6
FIGURA II.1 : COLUMNA ESTATIGRAFICA DEL DISTRITO.....	23
FIGURA III.1 : SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACIÓN, SECCIÓN LONGITUDINAL. ETAPA Nº 1.....	50
FIGURA III.2 : SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACIÓN, SECCIÓN LONGITUDINAL . ETAPA Nº 2.....	51
FIGURA III.3 : SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACIÓN, SECCIÓN LONGITUDINAL. ETAPA Nº 3.....	52
FIGURA III.4 : SECCIONES TÍPICAS DE ANILLADOS Y MARCOS DE MADERA PARA SISTEMAS DE DRENAJE.....	53
FIGURA III.5 : SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACIÓN, SECCIÓN LONGITUDINAL. ETAPA Nº 4.....	54
FIGURA III.6 : SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACIÓN, SECCIÓN LONGITUDINAL. ETAPA Nº 5.....	55
FIGURA III.7 : SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACIÓN, SECCIÓN LONGITUDINAL. ETAPA Nº 6.....	56
FIGURA III.8 : CROQUIS DEL SISTEMA GENERAL DE BARRENACION A DIAMANTE Ó SECO PARA PROTECCIÓN E IMPERMEABILIZACIÓN CON INYECCIÓN DE CEMENTO.....	57
FIGURA III.9: PROTECCIÓN MINA. CROQUIS ESQUEMÁTICO TANTO EN REBAJES DE CONTRACIELO COMO EN DESARROLLOS.....	58
FIGURA IV.1 : MODIFICACIONES AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN, SECCIONES Y PLANTA. ETAPA Nº 1.....	67

	página
FIGURA IV.2 : MODIFICACIONES AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN, SECCIONES Y PLANTA. ETAPA N° 2.	68
FIGURA IV.3 : MODIFICACIONES AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN, SECCIONES Y PLANTA. ETAPA N° 3.	69
FIGURA IV.4 : MODIFICACIONES AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN, SECCIONES Y PLANTA. ETAPA N° 4.	70
FIGURA IV.5 : MODIFICACIONES AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN, SECCIONES Y PLANTA. ETAPA N° 5.	71
FIGURA IV.6 : PROYECTO TIRO LA ESPERANZA, SECCIÓN GENERAL. DESARROLLO TOTAL DEL TIRO.	83
FIGURA IV.7 : PROYECTO TIRO LA ESPERANZA, SECCIÓN DE ARREGLO GENERAL, NIVELES DE PARRILLA, QUEBRADORA, BANDAS DE LLENADO, CARTUCHOS Y TOLVAS.	84
FIGURA IV.8 : PROYECTO TIRO LA ESPERANZA, SECCIÓN Y PLANTA, NIVEL DE PARRILLA.	85
FIGURA IV.9 : PROYECTO TIRO LA ESPERANZA, SECCIÓN Y PLANTA, NIVEL DE QUEBRADORA.	86
FIGURA IV.10 : PROYECTO TIRO LA ESPERANZA, SECCIÓN Y PLANTA, NIVEL DE BANDAS Y CARTUCHOS.	87
FIGURA IV.11 : PROYECTO TIRO LA ESPERANZA, PERFIL EN SUPERFICIE, ARREGLO GENERAL MALACATE Y POLEAS.	88
FIGURA V.1 : DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO, SECCIONES: MINERAL GRUESO, TRITURACIÓN , CRIBADO Y SILOS DE FINOS.	107
FIGURA V.2 : DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO, SECCIÓN DE MOLIENDA.	108
FIGURA V.3 : DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO, SECCIÓN DE FLOTACIÓN	109

FIGURA V.4:
DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO,
SECCIONES : FILTRADO Y PATIO DE CONCENTRADOS 110

FIGURA VI.1 :
DISTRIBUCIÓN GENERAL DE INVERSIONES POR ÁREA 118

FIGURA VI.2 :
COMPORTAMIENTO DE LOS FLUJOS DE CAJA E INVERSIONES
CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN..... 122

FIGURA VI.3 :
COMPORTAMIENTO DE LOS FLUJOS DE CAJA SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN..... 123

CAPITULO I

GENERALIDADES

- *ALCANCES Y OBJETIVOS*
- *ADMINISTRACIÓN DE LA UNIDAD*
- *LOCALIZACIÓN*
- *VÍAS DE ACCESO Y COMUNICACIÓN*
- *TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA*
- *HISTORIA MINERA DEL DISTRITO*

CAPITULO I

GENERALIDADES.

ALCANCES Y OBJETIVOS

El objetivo de esta tesis, es el de desarrollar de forma general y determinar la viabilidad económica financiera del proyecto de expansión de la producción en la unidad minera de Santa Eulalia, perteneciente a Industrial Minera México S.A. de C.V., filial del corporativo GRUPO MÉXICO.

En dicha unidad, como medida para hacer frente a las condiciones económicas actuales que se presentan en el país, y que en esta materia afectan directamente los costos de producción, se determinó realizar una ampliación en producción, consistiendo este proyecto de expansión en lo general de lo siguiente:

- La producción de la mina es actualmente de 250,000 toneladas anuales. Se acondicionarán las instalaciones para que se alcance una producción de 469,395 toneladas por año, lo que representará un incremento del 87 %. Considerando que la mayoría de reservas están ubicadas al sur de la mina y al sur de la falla "1945" (que es una de las principales aportadoras de agua) se hace necesario construir un tiro nuevo que permita la extracción del mineral con mas facilidad y a menor costo de acarreo. Durante el desarrollo de este trabajo, se pretende modificar el sistema actual de minado, así como a nivel criterio de diseño, especificar la construcción del nuevo tiro y su equipamiento.
- Acondicionar la planta de beneficio (que prácticamente se hará nueva) para aumentar la capacidad de beneficio del mineral de 800 a 1,500 toneladas diarias. En el capítulo correspondiente a este inciso, se describen los criterios generales de diseño de la planta de beneficio que será necesaria para el nuevo ritmo de producción.
- La información generada por el departamento de geología indica que el agua es una limitante para la exploración directa y para la explotación. Debido a que dicha agua presenta un comportamiento complejo e impredecible, es necesario realizar acciones de protección e impermeabilización con inyección de cemento en las áreas donde se requiere el cuele de obras mineras, tal y como se describe dicho proceso en el capítulo correspondiente a las operaciones actuales de la unidad.

- Actualmente los requerimientos de bombeo son de 6,000 gpm y se necesita una nueva estación de bombeo en el nivel 12 del tiro "La Esperanza" con una capacidad efectiva de 1,000 gpm, por lo que será necesario construir piletas de almacenamiento y decantación en este nivel, con capacidades netas de almacenamiento de 600,000 galones. No es objetivo de este trabajo el diseñar un sistema de bombeo para la unidad, en términos generales se señala el criterio de diseño para la nueva zona de explotación conocida como mina "La Esperanza".

ADMINISTRACIÓN DE LA UNIDAD

La unidad de Santa Eulalia es administrada actualmente por el Grupo México, de Industrial Minera México S.A. de C.V.. La operación de la unidad esta basada en la producción de concentrados de plomo para venta nacional y de concentrado de zinc para venta nacional y exportación al extranjero, a partir del beneficio de mineral de sulfuros metálicos provenientes de la mina San Antonio, la cual se compone de cuerpos de reemplazamiento divididos en tres áreas principales: Falla Poniente, Falla Oriente del Dique y Falla Poniente del Dique.

Se cuenta con una planta de beneficio para sulfuros con una capacidad de procesamiento de 800 toneladas métricas por día, donde se producen concentrados de plomo y zinc. Además se tienen talleres, instalaciones auxiliares y oficinas, así como colonia para empleados en terrenos propiedad de la compañía. Parte de la colonia de obreros se localiza en terrenos propiedad del ejido San Antonio, área por la que se paga renta.

LOCALIZACIÓN

El distrito minero *Santa Eulalia* se localiza en la parte central del Estado de Chihuahua, 25 Km. al oriente de la ciudad de Chihuahua, capital del Estado. Se ubica en los flancos de la sierra denominada "Sierra de Santa Eulalia", perteneciente al poblado de Francisco Portillo municipio de Aquiles Serdán.

La porción del distrito minero que pertenece a la compañía, forma una especie de cuadrángulo con superficie estimada de 25 km², más un proceso de trámite para la asignación de un lote minero con una superficie de 180 km². El primer denuncia que se menciona, se divide en tres campos en los cuales se encuentran ubicadas las diferentes instalaciones :

- **Campo Oriente:** De los tres campos, éste es el de mayor importancia, ya que de él se obtiene la producción actual y futura de la unidad y que además de contar con buen potencial explotable, existen áreas que según estudios de geología superficial, geofísica, geoquímica, análisis de imágenes de satélite y estudios de inclusiones fluidas realizados en la zona, son de gran importancia tanto al norte como al sur del campo, donde en sus inmediaciones se localiza la mina San Antonio. En este campo también se localiza la planta de beneficio. La ubicación de la mina

está dada por las coordenadas del centro del brocal del tiro San Antonio, las cuales son: 28° 37'42" latitud Norte y 105° 44'36" de longitud Oeste.

- **Campo Poniente:** En él se localizan las oficinas administrativas de la unidad, así como los talleres mecánico, eléctrico y almacén general. También se localiza la mina Buena Tierra, propiedad de la Compañía, que actualmente esta solamente en etapa de reexploración. Dentro de éste campo están otras minas, tales como la mina Santo Domingo e Inglaterra, de la Compañía Minerales Nacionales de México, ambas actualmente fuera de operación por problemas de carácter laboral y legal.
- **Campo Medio:** Separa los campos oriente y poniente. En éste campo no se cuenta con obras mineras de gran profundidad y no presenta manifestaciones superficiales de mineralización de interés, salvo por pequeñas catas en contactos de tobas y calizas; sin embargo con un programa de exploración superficial y barrenación a diamante se pretende ubicar reservas clasificadas como mineral de interés, las cuales se infieren a profundidad.

VÍAS DE ACCESO Y COMUNICACIÓN

La unidad está comunicada con la ciudad de Chihuahua por medio de carretera pavimentada, que une a las poblaciones de Aquiles Serdan (Santa Eulalia ó "*Chihuahua el viejo*") y Francisco Portillo, pasando en los linderos del poblado de San Guillermo. (figura No. I.1)

La comunicación entre las oficinas de la unidad y la mina San Antonio se hace por medio de un camino de terracería de aproximadamente 11 km. de longitud, que atraviesa la sierra de Santa Eulalia, dado que la mina está ubicada en el flanco oriente de dicha sierra, con una altura promedio de 1600 m snm. La unidad también se encuentra conectada a una red privada de radiocomunicación, que solamente otorga servicio a la compañía minera.

Dentro de la unidad se cuenta con comunicación directa y privada con el resto de las unidades mineras de Grupo México. Esta comunicación consiste en una red de telefonía y transferencia de datos vía satelital, lo que coloca a la unidad en materia de comunicación a la par de las más recientes tecnologías disponibles en el mercado en lo que se refiere a transferencia digital de datos y de voz.

TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA

La sierra de Santa Eulalia se encuentra comprendida en una provincia fisiográfica de cuencas y sierras, donde ésta se extiende 20 km. en dirección N-S, con un ancho aproximado de 11 km., con un promedio de altura de 2000 m snm. En su conjunto la sierra forma un domo anticlinal constituido por un núcleo de calizas con capas gruesas, cubierto por una secuencia de conglomerados continentales, tobas y corrientes volcánicas.

La topografía es suave en general, con algunas partes abiertas en barrancas de más de 150 m de profundidad en las calizas y cañadas amplias con bordes escalonados en la serie continental. La zona es drenada por arroyos intermitentes que corren hacia los valles de Dolores y Tabaloapa hasta desembocar en el río Chuviscar.

HISTORIA MINERA DEL DISTRITO

Hacia el año 1591, se descubre el Distrito por los españoles, pero fue hasta el año de 1707 cuando se advirtió por primera vez en la Sierra de Santa Eulalia la existencia de yacimientos minerales. La primera mina que se trabajó en el lugar, recibió el nombre de "Nuestra Señora de la Soledad". Los precursores de la minería en Santa Eulalia fueron Nicolás Cortés de Monroy, Juan Holguín, Juan Antonio Trasviña y Retes, Eugenio Ramírez Calderón, Pedro María Gales y Alfonso Irigoyen. En el mismo año, la mina San Antonio es denunciada por el Capitán Bartolomé Ortiz de Campos. No se sabe con exactitud cuantas de las haciendas estaban en Santa Eulalia y cuantas en la ciudad de Chihuahua, pero es indudable que fue en ésta última, donde se recibieron los mayores beneficios de la minería en el año de 1790.

En esa época el mineral que se explotaba correspondía a yacimientos oxidados y por consiguiente el tumbé resultaba económico, a pesar de que los métodos que se utilizaban eran demasiado rudimentarios, ya que el mineral se extraía de la mina en la espalda de los peones mineros. De 1790 a 1880, al terminarse casi por completo la zona explotable de óxidos y entrar en la zona mineralizada con sulfuros, la producción tuvo una completa decadencia. Los adelantos técnicos y las grandes inversiones en el desarrollo de las minas y de los procesos de beneficio, tuvieron su reflejo en el resurgimiento inusitado del distrito minero a inicios del siglo XIX.

Hasta el año de 1965 las operaciones realizadas en la Mina San Antonio y Buena Tierra eran administradas por American Smelting and Refining Company "ASARCO". En ese año en acatamiento a la Ley Minera, se realizó la mexicanización de ASARCO, con 51% de capital nacional mínimo, cambiando su nombre por el de Compañía Minera ASARCO, S.A., y partir de 1974, se cambió nuevamente la razón social al que se conserva en la actualidad: Industrial Minera México, S.A. de C.V. (IMMSA) perteneciente al corporativo GRUPO MÉXICO.

CAPITULO III

GEOLOGIA Y RESERVAS DE LA UNIDAD

GEOLOGÍA DE LA UNIDAD

- **ESTRATIGRAFIA**
- **GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**
- **HISTORIA GEOLÓGICA DEL DISTRITO**
- **YACIMIENTOS MINERALES**
- **CONTROLES DE MINERALIZACION**
- **FORMA DE LOS CUERPOS MINERALIZADOS**
- **ROCAS ASOCIADAS CON LA MINERALIZACION**
- **GÉNESIS DEL YACIMIENTO**

RESERVAS DE LA UNIDAD

- **RESUMEN CLASIFICACIÓN DE LAS RESERVAS DE MINERAL**
- **CRITERIO PARA EL CALCULO DE RESERVAS**
- **METODOLOGÍA GENERAL DE CALCULO DE RESERVAS RESUMEN ANUAL COMPARATIVO DEL TOTAL DE RESERVAS DE MINERAL**

CAPITULO II

GEOLOGÍA Y RESERVAS DE LA UNIDAD

GEOLOGÍA DE LA UNIDAD

ESTRATIGRAFIA

La columna estratigráfica que representa a la Sierra de Santa Eulalia, está compuesta por dos grandes conjuntos litológicos pertenecientes uno al Cretácico y el otro al Terciario. En el Cretácico se encuentra un paquete de sedimentos de origen lagunar y marino. El Terciario está constituido por una secuencia de conglomerados de origen continental, intercalado con polvo volcánico y tobas de composición riolítica y andesítica.

Los afloramientos de calizas de la formación Lágrima se tienen solo en ciertas zonas, de tal forma que la mayor parte de la columna ha sido reconocida mediante barrenación a diamante y secciones levantadas en los tiros de las Minas y exploración con obra directa (figura II.1).

MESOZOICO

FORMACIÓN: La unidad más antigua del distrito es una secuencia de capas delgadas de lutita que alternan con estratos de anhidrita de 0.6 a 17.0 m de espesor y, en menor cantidad con calizas fosilíferas. Los fósiles están muy mal preservados pero son identificables, la secuencia ha sido correlacionada con la formación Cuchillo por su semejanza litológica.

La ocurrencia de caliza biógena es reflejo de las transgresiones y regresiones provocadas por las fluctuaciones del nivel del mar, de manera que la salinidad convertía el agua en salobre, condiciones bajo las cuales los organismos de plataforma abierta florecían.

La formación Cuchillo, era conocida hasta el año de 1976 como formación Aurora, su diferencia se hizo por correlación estratigráfica. El contacto superior gradualmente pasa a una serie de calizas dividida en cinco miembros que representan las formaciones Glen Rose y Lágrima.

FORMACIÓN GLEN ROSE: CALIZA NEGRA. Este miembro consiste de capas delgadas de caliza bituminosa de grano fino, con alto contenido orgánico, abundante piritita y numerosos horizontes fosilíferos en los que abundan valvas de pelecípodos y braquiópodos (De la Fuente, 1969) junto con formas arracimadas que son organismos arrecifales, cuya ocurrencia es en lentes ricos en este tipo de macrofauna.

Este paquete no es conocido lo suficiente ya que sólo ha sido cortado por unos cuantos barrenos a diamante, y con algunas obras mineras únicamente en su parte superior. El espesor que se le atribuye va de 80 a 100 m, es considerada hasta la fecha como la parte basal de la formación Glen Rose dadas sus características expuestas y su cambio transicional.

MIEMBRO CALIZA AZUL. Paquete de caliza en donde se encuentran los grandes depósitos de sulfuros de las minas de la unidad Santa Eulalia, conocido ampliamente por obras directas y barrenación a diamante. Es una caliza gris oscuro a gris azulado, microgranular, de fractura concóidea, uniforme, desprovista prácticamente de fósiles, con algunas capas dolomíticas interestratificadas con contenido de manganeso del 6%. Su espesor varía de 500 a 570 m, con estratos que van de 1.0 a 4.0 m, con disminución en su potencia hacia la cima y base de la sección.

FORMACIÓN LAGRIMA: Si se toma en cuenta sus características más importantes, esta formación se ha dividido en tres miembros, que son: caliza fosilífera inferior, caliza fosilífera intermedia y caliza fosilífera superior.

CALIZA FOSILIFERA INFERIOR. Este horizonte es el más característico y persistente del distrito en comparación con los demás, ya que consiste prácticamente de un sólo estrato con espesor de 40 a 70 m. Su color es de gris claro a blanco, recristalizada, de grano medio a grueso con textura sacaróide y presenta dendritas y agregados masivos de manganeso. Los óxidos de hierro son comunes en grandes áreas. Los fósiles son abundantes, dispersos o en bancos, con la estructura generalmente borrada por la fuerte recristalización.

CALIZA FOSILIFERA INTERMEDIA. La caliza intermedia es similar a la caliza azul de la formación Glen Rose, en lo que se refiere a sus características litológicas pero contiene mayor cantidad de fósiles y de nódulos de pedernal. Está compuesta de capas de estratificación delgadas y es de color gris oscuro, de apariencia arcillosa en partes y de fractura concóidea. Algunas capas contienen pedernal en menor cantidad que la zona anterior y está casi desprovista de fauna fósil. Su espesor varía de 150 a 170 m y sus capas se les encuentra aflorando, en los cañones más profundos de la zona. Los cuerpos de mineral que atraviesan esta área tienden casi exclusivamente a una actitud vertical.

CALIZA FOSILIFERA SUPERIOR. Esta caliza es la que compone la mayor parte del afloramiento de la región y su contacto inferior se puede conocer en el fondo de las cañadas profundas al poniente. Su espesor reconocido por más de 600 m en otras partes de la meseta norte, alcanza solamente 200 m en la región, debido a la erosión. La mayoría de las capas están separadas por material arcilloso; son de color gris claro a blanco (dónde han sido recristalizadas o alteradas por factores externos), de grano fino y de dureza como la calcita. La mayoría de los estratos contienen fósiles en capas o dispersos; las bandas de pedernal, son abundantes, extensas y aparecen paralelas a la estratificación, pero sin continuidad dentro de un horizonte. Esta caliza contiene dos horizontes principales favorables a la mineralización, porque ahí se han encontrado grandes depósitos y no hay alguna diferencia en su aspecto físico con otros que son completamente estériles.

CENOZOICO

ROCAS VOLCANO-SEDIMENTARIO: El encape está constituido por nueve diferentes tipos de rocas depositadas sobre una superficie cortada por profundas barrancas durante un periodo de intenso vulcanismo y erosión. La mayor parte de la Sierra de Santa Eulalia consta de rocas volcánicas y conglomerados básales, que cubren discordantemente a la superficie antigua de erosión de las calizas.

Debido a que no se ha realizado un estudio en forma, se conoce poco sobre la variación que experimentan las rocas que lo componen, tanto vertical como lateralmente del tamaño del distrito minero, de manera que se ha agrupado localmente en dos unidades de campo que se denominan unidad oriente y unidad poniente por diferencias litológicas. El espesor máximo de la cubierta es de 250 m.

A continuación se describen los diferentes tipos de rocas que forman las unidades señaladas en la figura II.1

UNIDAD ORIENTE (SAN ANTONIO)

Polvo Volcánico (tobas): Se encuentran en contacto discordante con las calizas de la formación Lágrima, a la cuál suprayacen, ocurriendo como relleno en espesor de 15 a 20 m.

Conglomerado Basal: Es una sección formada por fragmentos redondeados a sub-redondeados de caliza y pedernal. Aparecen en menor proporción fragmentos de pórfido andesítico, que presentan pobre graduación y buena cementación con arcillas y carbonato de calcio. El espesor aproximado para este paquete, es de 115 m con la tendencia a acunarse hacia el poniente, en donde su espesor se reduce a 40 m es de origen fluvial, es decir, producto del relleno de antiguos cauces de arroyos en un relieve prominente y de rápida erosión.

Derrame Riolitico: En forma de derrame se tiene este paquete, que se depositó sobre una superficie muy erosionada, son de color blanco que varía a rojizo, debido a la oxidación de la pirita y su matriz es afanítica. Está formado por

corrientes delgadas y compactas. Sufrió una considerable erosión, previamente al depósito del siguiente miembro y la potencia medida es de 20 m.

Toba Andesítica: Sus coloraciones son verdosas que intemperizan en capas color café a amarillo. Muestra fracturamiento continuo relleno de óxidos, y como todos los miembros de la cubierta, este paquete fue erosionado durante la depositación y posteriormente a su depósito; el espesor que se le reconoce es de 150 m.

Toba Riolítica: Su contenido es de material riolítico y también de material andesítico. Generalmente es de espesor muy delgado, de aproximadamente de 40 a 50 m.

Segundo Conglomerado: Su formación es de clastos redondeados de caliza y riolita es decir, un conglomerado volcánico-calcáreo, la matriz es de material tobáceo de composición riolítica y su disposición es de relleno. El espesor de este conglomerado es 50 m en promedio.

Segunda Toba Andesítica: Es una variación del segundo conglomerado, ya que en su composición aparecen líticos calcáreos, que son excedidos en alto grado por el material tobáceo. Su potencia en espesor es de 10 m. La presencia del óxido de manganeso en el campo oriente, es menor en comparación con la que se observa en el campo poniente.

UNIDAD PONIENTE (BUENA TIERRA)

Conglomerado Basal: Es delgado con espesor de 20 m, compuesta por clastos redondeados de caliza alojados en una matriz calcáreo-arcillosa. Representa material de relleno relacionando su ocurrencia a cauces en una antigua superficie de erosión en la caliza.

Toba Riolítica: Esta toba, en superficie sin alteración es de color gris claro, con tonalidades rosadas a verdosas, que al intemperismo da colores que van del pardo al pardo rojizo; esto, por la oxidación de sulfuros contenidos en fracturas delgadas. Su espesor, varía desde unos cuantos metros hasta los 200 m en donde rellena barrancas antiguas; su textura es de grano fino y está compuesta por fragmentos angulares de roca riolítica, en matriz de vidrio, cuarzo y feldespatos.

Derrames Riolíticos: Los flujos riolíticos, llegan a medir hasta 100 m de espesor, son muy compactos, de color blanco-grisáceo, con oxidación por fierro y manganeso. Su textura es porfirítica con fenocristales de cuarzo en matriz de sanidino.

Segunda Toba Andesítica: Es de color pardo, de grano fino formada por mezcla de material piroclástico de composición riolítica y andesítica. Se le asigna un espesor de 40 m. Esta segunda toba fue erosionada durante el depósito del segundo conglomerado y posteriormente al mismo.

Segundo Conglomerado: Tiene un espesor de 50 m y está constituido por cantos de las calizas, parcialmente redondeadas, combinados con cantos y gujarros de riolita y andesita, en una matriz tobácea.

Tercer Toba Andesítica: Es toba andesítica, con escasos líticos calcáreos, tiene un espesor de 10 m.

Tercer Conglomerado: Está formado por fragmentos subredondeados de caliza y en menor proporción de tobas. Erosionado después de su depósito, quedan sólo 10 m de espesor.

Cuarta Toba Andesítica: La cuarta toba tiene espesor que va de 8 a 20 m y corresponde a una toba andesítica, de grano grueso a grano fino.

Cuarto Conglomerado: Con este conglomerado se cierra la secuencia volcano-sedimentaria de la unidad poniente. Este conglomerado sólo tiene de 4 a 5 m de espesor y aparece erosionado hacia la parte norte del campo poniente. Lo componen fragmentos de caliza.

Es poco lo que se conoce de estas unidades que se han definido muy localmente a pesar de revestir cierta importancia puesto que, han sido atravesadas por vetillas rellenas de óxido de fierro, carbonatos, sulfuros de fierro y plomo. En el contacto con la caliza se aprecian zonas mineralizadas, razón por la cuál es considerado premineral.

ROCAS INTRUSIVAS.

De acuerdo a la bibliografía consultada, la Sierra de Santa Eulalia estuvo sujeta a una actividad ígnea intrusiva, que trajo consigo primeramente el emplazamiento de sills o diquestratos de rocas holocristalinas, afaníticas, clasificadas como dioritas y diabasas. El más potente de ellos alcanza 40 m de espesor y fue cortado en el campo poniente por barrenación a diamante, sin embargo cerca del tiro Ibera de la mina San Antonio, aflora un cuerpo de riolita de forma irregular intrusionando al conglomerado basal.

Posteriormente al emplazamiento de las dioritas y diabasas, se continuó la intrusión de diques color blanco de dureza variable, que se presentan en forma irregular, con diseminación de minerales de zinc, plomo y fierro, asociados a vetillas delgadas, donde es notoria una ligera marmolización que se produce en la caliza.

Los diques riolíticos, son precontemporáneos a la mineralización, ya que algunos de ellos solo afectaron al conglomerado basal y otros alcanzaron hasta la segunda toba andesítica. Los intrusivos más jóvenes de la región son diques doleríticos que se orientan con rumbo N 50° E, así como un dique pórfido riolítico de más de un kilómetro de longitud con rumbo E-W. Estas estructuras atraviesan ordinariamente a las rocas de la cubierta.

A continuación, se hace una descripción de las estructuras de acuerdo a su antigüedad:

DIQUESTRATOS DE DIORITA: Es de coloración gris-verdosa a verde oscuro, compacto y de textura fanerítica. En lámina delgada se ha clasificado como diorita, de grano medio y textura holocristalina, atendiendo a sus minerales esenciales como son plagioclasas sódico-calcicas (andesina). Las plagioclasas están redondeadas de piroxenos del grupo de la augita y, tiene como minerales accesorios; cuarzo, magnetita e ilmenita. Su espesor varía de 30 a 40 m con tendencia a adelgazar hacia el norte, en donde se ramifica y tiende a desaparecer.

DIQUESTRATOS DE DIABASA: Se compone de varios estratos que alcanzan espesores de 1 a 8 m, la coloración de la roca va de gris-verdoso a verde claro, es de grano fino y comúnmente aparece alterada. Su composición, es más

máfica que la diorita, la diferencia puede establecerse con base a una fuerte asimilación de carbonato de calcio, fenómeno común que la petrografía confirma.

PÓRFIDOS RIOLITICOS: Son rocas de tipo félsico, de origen común a las riolitas superficiales. Aflora por el norte de los campos medio y oriente, en forma de crestón, el cual se prolonga por más de un kilómetro con rumbo este-oeste. Su espesor promedio es de 10 m y se adelgaza hacia el oriente. Aflora solamente en el lecho de una cañada profunda, cuyos márgenes acantilados son de caliza.

Estos diques, son de color blanco, compactos, de textura porfídica, con fenocristales de cuarzo dispersos en matriz afanítica. En el campo poniente, el mayor cuerpo conocido es un "stock", que en los niveles inferiores de la mina desplaza al mayor diquestrato de diabasa por 50 m, asciende hacia el norte en forma de "diquestrato" y en donde se encorva adquiere forma de dique. Los diques riolíticos están alterados cerca de la superficie donde presentan un color pardo-rojizo, producto de la oxidación de los sulfuros y por la argilización de los feldespatos.

DIQUES DOLERITICOS: Se orientan preferentemente N 50° E. Son de composición máfica, con espesores que no rebasan los 2 m y que atraviesan gran parte del encape. La coloración que denotan va desde el verde-grisáceo a verdinegro, son de grano fino y fácilmente alterables en el interior de la mina. Tienen como mineral esencial labradorita y como accesorios horblenda y olivino. Por intemperización, presentan cloritización, sericitización y son fácilmente deleznable.

GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Se dice a nivel regional, que la provincia de sierras y cuencas, se formó a partir de grandes fallas normales postorogénicas asociadas a la Revolución Larámide. En el límite norte de la sierra de Santa Eulalia, que es el Puerto de Dolores, las calizas desaparecen, ya que fueron desplazadas por fallas de magnitud desconocida. Hacia los flancos poniente y oriente de la serranía, el límite de los valles adyacentes se marca con fallas normales y al sur de la sierra, hay un cordón montañoso que representa una emisión volcánica surgida a través de fallas de rumbo N 40° W. Infinidad de estructuras en el distrito, se han reconocido tanto superficialmente como en el interior de las minas, de aquí que se hayan dividido en:

PLEGAMIENTOS:

La sierra de Santa Eulalia está constituida por un anticlinal dómico, cuyo eje tiene rumbo norte-sur y buzamiento de 5° a 8° al sur. Cerca del eje el echado de los estratos es de 10° y llega hasta 20° en los flancos. Las capas muestran ondulaciones en el flanco poniente del domo anticlinal y la inclinación de los estratos es muy constante hacia el sureste tanto que, hacia el flanco oriental, ocurren pliegues menores ocultos por el encape.

El plegamiento de las calizas, es más evidente en el campo poniente, no obstante la intensidad de los echados que es de 10° promedio, indican que la zona se mantuvo estable tectónicamente, al ser afectada por los empujes de la Orogenia Larámide.

FALLAS Y FRACTURAS:

Al sobrevenir el levantamiento de la región, las capas de rocas sedimentarias se alinearon con rumbo general de norte a sur, que conforme avanzaba el desarrollo de los distintos sistemas de fracturas o fallas, se iban acomodando en armonía con los movimientos en acción, de suerte que hubo cambios de orientación que se notan claramente al aproximarse a las fallas. Estas, en la mayoría de los casos tienen muy pequeño movimiento vertical, donde la más notable de ellas es la llamada "Dennis" cuyo desplazamiento es de 10 m. La masa no fue suficientemente fracturada para formar brechas. El fracturamiento principal fue premineral, pero hacia el norte y sur en lotes de propiedades ajenas hay fallas que probablemente fueron posteriores.

En el esquema del sistema de fallas hubo cierta predilección de los fluidos de orientarse con las norte-sur y, las soluciones oxidantes prefirieron las de orientación noreste, formando cadenas de *abras secas*¹, alcanzando profundidades mayores que el nivel freático de la región. Esto no excluye que en las primeras no se hayan encontrado *abras secas* y en las segundas importantes cursos de mineralización.

CAMPO PONIENTE

De acuerdo con su orientación hay cuatro sistemas de fallas y fracturas en el distrito.

1). SISTEMA NORTE-SUR: Dentro de este sistema, quedan agrupadas aquellas fallas y fracturas cuyos rumbos oscilan de N 15° W a N 10° E, con echados que aproximan a la vertical y se desplazan un máximo de 10 m. Estas fallas son las más antiguas que se conocen respecto al plegamiento del domo anticlinal, al cuál se consideran estar íntimamente relacionadas. Persisten notablemente tanto a rumbo como a echado. La zona de falla es angosta y son escasamente conductoras de aguas. En algunos tramos se encuentran rellenas por calcita y sulfuros. Son estructuras preminerales que controlan mantos y chimeneas, donde resultan escasos los cuerpos minerales que no son controlados por este sistema. Las fallas y fracturas principales de este sistema son: La Perú, Chorro, Potosí, J-Norte, Peñoles, Tiro Alto, La 90 y Bustillos.

2). SISTEMA N 50° E (N 40° E A N 60° E) : Son fallas normales con echados variables. Se observan pequeños desplazamientos que van de unos cuantos centímetros a más de dos metros. Un caso especial es en el cuál

¹ *abras secas* : término dado tanto a pequeñas oquedades como a cavernas de gran tamaño que no contienen mineral, lo que las convierte en recipientes para enormes volúmenes de agua.

existe el salto es de 15 m. Constituyen los planos de fallas más notorios, debido a que presentan relices y brechamientos incipientes en la caliza, con potencias de más de un metro. La mayoría de fallas de este sistema, regularmente se alojan por abajo de cuerpos oxidados producto de depositación secundaria.

La falla conocida localmente como falla Donald, es la más prominente de este sistema, se conoce como premineral y postmineral; su característica es que forma depósitos y conduce corrientes de agua.

3). SISTEMA ESTE-OESTE: Son fallas delgadas que con frecuencia presentan cavidades de disolución interconectadas, lo que las convierte en excelentes acuíferos. Presentan echados casi verticales. Una de ellas es la fractura del "yeso" que es muy conocida porque en tramos está formada por cadenas de enormes cavernas cubiertas de una gruesa costra de yeso. Al norte del distrito aflora una de estas fallas, la cuál se comporta como zona de debilidad debido a que aloja un dique de pórfido riolítico. En el campo oriente no se conoce este sistema de estructuras.

4). SISTEMA "N 30° E" : Son las más abundantes y jóvenes de este campo, ya que atraviesan a toda la columna geológica, dando los principales conductos para la oxidación y lixiviación de los depósitos minerales. Estas estructuras son postminerales y postdiques máficos. Atraviesan la mineralización, sin presentar influencia mineralógica alguna y ocasionalmente originan un ligero desplazamiento de los depósitos minerales.

CAMPO ORIENTE (MINA SAN ANTONIO)

Las estructuras conocidas más importantes son las que forman el graben San Antonio, con fallas del sistema NE y NW. También se encuentran estructuras secundarias paralelas asociadas a las fallas.

FOSA TECTÓNICA O GRABEN SAN ANTONIO : Zona donde se localiza la estructura de mayor importancia. Está representada por el graben San Antonio y es dentro de este block caído donde se encuentran la mayor parte de los valores de la Mina San Antonio. A este block lo forman fallas de gran magnitud como lo son: La falla "Poniente" que lo limita al oeste y la falla "Oriente" que lo limita al este. El rumbo general es N-NE con extensión de 2 a 3 km, con ancho promedio de 750 m y desplazamiento vertical de 140 m. Cabe destacar que la falla poniente es una de las principales aportadoras de flujos de agua provenientes del norte.

SISTEMA N 20° E : Son las estructuras de mayor importancia y sistema dominante en el campo oriente, en donde afecta la columna geológica y, además constituyen el graben San Antonio. Este sistema comprende principalmente la falla poniente y falla oriente.

FALLA PONIENTE N 20° E : Esta falla es premineral, tal y como se observa en su mineralización de superficie (siderita, hematita, limonita, etc.) e interior mina (galena, esfalerita, fierro, etc.). Es una falla de tipo normal, su inclinación es de 76° hacia el Este. En el interior de la mina se presenta muy irregular en su potencia, ya que varía

de 1.5 hasta 10 m de espesor. Conforme la profundización aumenta tiende a cerrarse y se puede observar un gran número de fracturas paralelas asociadas a ella.

FALLA ORIENTE N 20° E : Es una estructura premineral, con buzamiento hacia el Oeste, 74° de echado, desplazamiento hacia el norte. Es una falla normal, la cuál en superficie se muestra más abierta que la Poniente. Otra de sus características es que se encuentran emplazados en ella diques félsicos tipo riolítico. En el interior de la mina, esta falla no es muy conocida. Se encuentra mineralizada en superficie, con carbonatos y sulfuros parcialmente oxidados.

SISTEMA N 20° W : En este sistema se localizan fallas de menor grado, pero localizadas en el graben San Antonio, la de mayor importancia se describe a continuación. Se denomina localmente *falla Central*, corresponde a una falla normal con buzamiento hacia el Este y desplazamiento hacia el Sur, con un rumbo de N 15° W. Se considera premineral, ya que presenta mineralización en superficie. En las cercanías de la mina San Antonio, la falla Central y Oriente convergen en una especie de bisagra, pero sin llegar a unirse, aunque existe la posibilidad de que lo hagan a profundidad.

SISTEMA DE FRACTURA N 20° E Y N 20° W : En el interior de la mina, se han reconocido estos dos sistemas de fracturamiento y su ocurrencia está mineralizada con calcita y sulfuros (esfalerita, galena y pirita), en espesores que van desde dos centímetros hasta 20 centímetros o más. Se asocian a las fallas descritas anteriormente, ya que localmente controlan mantos de pocas dimensiones. Además de estas fallas y fracturas, se conocen otras en la porción central del valle, aunque de menor importancia, mismas que se encuentran rellenas de mineralización secundaria.

En sentido general, se tiene otro sistema de fracturas que en conjunto con las anteriores parecen dar un sistema radial que puede ser influencia de un intrusivo profundo. Estos sistemas se orientan al N 68° W afectando exclusivamente las rocas marinas. A nivel regional y dada la orientación que presenta la provincia de cuencas y sierras, así como algunas estructuras, N-W, se piensa que la sierra de Santa Eulalia, se originó a partir de grandes fallas post-orogénicas, producto de las últimas manifestaciones de la Orogénia Larámide.

HISTORIA GEOLÓGICA DEL DISTRITO

La historia geológica para la sierra de Santa Eulalia, marca diferentes etapas, ya que los paquetes litológicos que componen a la columna estratigráfica del distrito, muestran diferencias en la interpretación de la actividad sedimentaria e ígnea. Las rocas más antiguas que se conocen son las que constituyen la formación Cuchillo, formadas por anhidritas en intercalación con lutitas calcáreas y horizontes de caliza. Son indicativas de un depósito con facies de plataforma y litoral, ya que así lo sugiere la presencia de anhidritas, que a la vez denotan depositación en cuencas

con umbral en zonas áridas estables sin comunicación a corrientes fluviales, que compensarían el exceso de evaporación de las aguas salobres.

Hay un cambio transicional de la facies evaporítica de la formación Cuchillo a la facies eudínica de la caliza negra, que forma el miembro inferior de la formación Glen Rose y se caracteriza por su color oscuro, bituminoso, denso y compacto; es atribuible a condiciones de estancamiento de las aguas durante la depositación. La influencia de aguas dulces en mares interiores sobresaturados, ocasiona estratificación en la salinidad y una falta de circulación vertical impide la renovación de oxígeno, por lo que se presenta una asociación común de piritita y fauna generalmente escasa. Posteriormente al depósito de la caliza negra, por fluctuaciones del nivel del mar, se inicia un ciclo de transgresiones y regresiones que originan un cambio en el régimen depositacional, para pasar a un paquete eminentemente calcáreo, que es el que viene a constituir la formación Glen Rose y Lágrima.

Con el descubrimiento de una roca granodiorítica, detectada por barrenación en el nivel 21 (1060.15 m snm.) de la mina Buena Tierra, se ha intentado ligar la actividad ígnea intrusiva. Por otra parte, en el nivel 1109.8 m snm. de la mina El Potosí, existe un sill de diabasa, cuya edad por métodos radiométricos según el método potasio-argón, es de 37.03 ± 0.28 m.a.. En relación a los sills y diques de composición félsica (riolíticos), estos reportaron 26.71 ± 0.56 m.a. por medio del mismo método radiométrico. Se ha comprobado que estos sills reconocidos en las minas del distrito son preminerales, razón por la cuál se considera que los fluidos mineralizantes hayan empezado su ascenso a partir del Oligoceno Superior, es decir precontemporáneos a los intrusivos riolíticos y afectaron a sills diabásicos y a calizas que favorecieron el reemplazamiento.

YACIMIENTOS MINERALES

MINERALOGÍA

En la mina San Antonio se tiene principalmente dos tipos de mineralización, una relacionada a sulfuros normales, representada por sulfuros de plomo, zinc y fierro y la segunda que resulta en una mineralización supergénica representada por óxidos y carbonatos de plomo, zinc y fierro. En seguida se hace mención de las diferentes variedades mineralógicas que constituyen las zonas de óxidos y sulfuros. Al final de este inciso se hace una clasificación de los minerales de mena y ganga.

VARIEDADES MINERALÓGICAS

Cerusita (PbCO₃): Ocurre como producto de la oxidación de la galena (PbS), por la acción de aguas carbonatadas sobre los minerales de plomo.

Smithsonita (ZnCO₃): Se encuentra asociada con hemimorfita y algunas veces con limonita. Es de origen secundario y producto de la acción de aguas carbonatadas sobre la esfalerita (ZnS).

Hemimorfita ($H_2Zn_2SiO_3$): Generalmente se halla asociada con la smithsonita, acompañando a sulfuros de zinc, fierro y plomo, es originada a partir de la lixiviación de la esfalerita y por la acción del agua carbonatada.

Vanadinita ($PbCl$) $Pb_4(VO_4)_3$: Este mineral es poco común y se halla asociado con el plomo alterado. Probablemente se derivó de los silicatos y sulfuros primarios que lo contenían.

Casiterita (SnO_2): Ocurre libre la mayor parte de las veces; cuando sucede lo contrario, se presenta asociada principalmente con hematita y en menor proporción con cuarzo y calcita, también existen algunos gránulos asociados con magnetita.

Limonita ($2Fe_2 \cdot 3.3H_2$): Es de origen secundario a partir de pirita y pirrotita, como resultado de la oxidación de estos minerales por aire y humedad.

Malaquita $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$: Ocurre en poca proporción. Es típica de la zona de oxidación, como producto de la oxidación de minerales de cobre.

Hematita (Fe_2O_3): Es un mineral secundario originado por la oxidación de minerales con alto contenido de fierro como pirita, pirrotita, etc.

Magnetita (Fe_3O_4): Se presenta en forma de agregados radiales y finas acículas distribuidas irregularmente. Está reemplazada parcialmente por hematita.

Pirita (FeS_2): Se presenta en cristales cúbicos eudrales asociada íntimamente a marcasita, ya que la marcasita la reemplaza. También es reemplazada en mínima parte por galena.

Marcasita (FeS_2): Ocurre como agregados, reemplazando normalmente a pirrotita y pirita en sus bordes y sobre fracturas.

Esfalerita (ZnS): Está reemplazada en una mínima parte por galena y asociada íntimamente con calcopirita. Presenta exsoluciones con calcopirita y pirita en forma irregular.

Galena (PbS): Su ocurrencia es constante en forma de agregados masivos policristalinos. Reemplaza en una mínima parte a pirita, pirrotita y esfalerita. Presenta esporádicas inclusiones de argentita.

Pirrotita (FeS): Se presenta en forma de masas o agregados. Es reemplazada por galena y reemplaza a arsenopirita en partes.

Calcopirita ($CuFeS_2$): Se presenta como exsoluciones en la esfalerita, generalmente asociada íntimamente a la esfalerita pues es reemplazada por ella.

Arsenopirita ($FeAsS$): Ocurre como cristales eudrales, rómbicos, aislados pero con la tendencia hacia la asociación.

Cuarzo (SiO_2): Mineral transparente de lo más abundante, presenta considerables inclusiones fluidas microscópicas.

Calcita ($CaCO_3$): Junto con el cuarzo, constituyen los minerales transparentes más abundantes; su depositación fue después de los sulfuros.

Fluorita (CaF_2): Es de los minerales transparentes que están presentes en menor proporción y cuyo depósito fue posterior a los sulfuros.

Silicatos de Calcio, Magnesio, Fierro y Aluminio: Ocurren en proporción considerable. Fueron depositados en una etapa anterior a la de los sulfuros.

Los principales minerales de mena y ganga en los óxidos, sulfuros y silicatos son:

ZONA DE OXIDACIÓN:

Minerales de mena: cerusita, smithsonita, hemimorfita, vanadinita y casiterita.

Minerales de ganga: limonita, hematita, magnetita, cuarzo, calcita y algunos silicatos de calcio y magnesio.

MINERALES PRIMARIOS:

Minerales de mena: argentita, esfalerita, galena y calcopirita.

Minerales de ganga: cuarzo, calcita, fluorita, pirita, pirrotita y silicatos de calcio, magnesio, fierro y aluminio.

CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

Como controles de la mineralización en el depósito de la mina San Antonio, se tiene principalmente los controles estructurales y los estratigráficos, que a continuación se describen:

CONTROLES ESTRUCTURALES

En el campo Oriente del distrito, es bastante significativa la influencia que tiene el control estructural, representado normalmente por diques felsíticos y en menor proporción por sills máficos y félsicos, pero según estudios especializados de exploración como lo es la técnica de análisis de imágenes de satélite y estudios de inclusiones fluidas, determinan que la principal acumulación de mineralización pueden ser las fracturas y fallas en el distrito.

Diques Felsíticos: Son estructuras de color blanco, mineralizadas con pirita, galena y esfalerita, diseminadas en vetillas delgadas. Presentan textura afanítica y en ocasiones están completamente mineralizados. Controlan chimeneas, son verticales y se orientan con rumbo N-NE. La intrusión de éstos diques preparan a las calizas fracturándolas y generan conductos que le dieron porosidad y permeabilidad a la roca para la libre circulación de las soluciones mineralizantes.

Sills máficos: Presentan una coloración verde oscura, con textura que va de grano fino a medio. Se han clasificado como diabasas, comúnmente son estériles y normalmente controlan mantos. Son casi horizontales, con ligeras inflexiones en donde forman trampas para la mineralización.

Sills félsicos: Corresponden a una felsita de características y composición semejante a la de los diques. Sólo muy ocasionalmente, están controlando mantos. Sus espesores varían desde 2 hasta 10 m o más y son casi horizontales con ligero buzamiento hacia el SE.

Sistema de fallas N 20° E: Aunque los diques felsíticos son los que representan el mayor control estructural, los sistemas de fallas que forman el graben San Antonio también han influido como conductos para el ascenso de las soluciones hidrotermales, incluyen pequeños desprendimientos en forma de vetillas, así como mantos delgados. La falla Poniente en el interior de la mina, aparece mineralizada con óxidos y sulfuros parcialmente lixiviados en una área de influencia que va desde 3 hasta 10 m.

Sistema de fracturas: Existen dos sistemas de fracturas de orientación N 10° W a N 30° E y EW con relleno de calcita y disseminaciones de pirita, galena y esfalerita. Sus espesores que van desde unos cuantos milímetros hasta 30 cm o más. Forman zonas permeables por donde se movieron las soluciones mineralizantes y dieron lugar a bolsas muy irregulares de sulfuros masivos en los que predominan el zinc y el plomo.

CONTROL ESTRATIGRÁFICO

En la caliza azul de la formación Glen Rose, es donde se tiene la mineralización de sulfuros del campo Oriente, formando principalmente chimeneas y en poca escala, mantos. En esta roca el depósito se comporta continuo y su potencialidad decrece gradualmente en función del avance de las soluciones mineralizantes. El grado de favorabilidad de esta caliza depende en gran parte de su fracturamiento, variaciones en su composición, posición de los estratos, estructura, espesor de la secuencia, composición química, etc.

La mineralización de óxidos y carbonatos queda comprendida fundamentalmente, a los miembros de la caliza fosilífera inferior y de la caliza intermedia, en las que también se han conjugado los parámetros antes indicados que las han hecho favorables.

Se considera que la intensidad de la dolomitización de las calizas desempeña un papel importante, ya que a medida en que éstas contengan mayor cantidad de magnesio, la actividad iónica para el reemplazamiento es de más fácil realización, además de que hacen más soluble y permeable a la roca.

Respecto a la caliza negra, que es el miembro inferior de la formación Glen Rose, no se le considera favorable para la mineralización por las condiciones de su depositación y composición química, ya que es un paquete bituminoso que estuvo sujeto a efectos de oxidación-reducción. Contiene gran cantidad de materia orgánica.

MORFOLOGIA DE LOS CUERPOS MINERALIZADOS

Ordinariamente, los cuerpos del yacimiento se presentan en forma de chimeneas y mantos de naturaleza masiva, lo cual es función de los rasgos estructurales y estratigráficos que los limitan. También ocurren cuerpos en forma de vetas donde han sido controlados propiamente por una falla o fractura de fuerte echado y espesor. Las dimensiones son variables, lo mismo que la forma y magnitud.

A continuación se describen las configuraciones de los cuerpos mineralizados según predominio.

CHIMENEAS.

Están formadas por una sola chimenea de grandes dimensiones y varias más de dimensiones pequeñas. La chimenea principal corta a la estratificación con un ángulo casi vertical. Presenta grandes irregularidades en su sección transversal, pues a veces se estrangula y en otras se ensancha. El ancho promedio de este cuerpo es de 30 m con longitud definida hasta el momento en más de 1,000 m con una profundidad de 700 m. Su límite inferior esta dado por una zona de sills diabásicos y el superior por fallas y fracturas mineralizadas con óxidos.

Las chimeneas pequeñas, que a veces se desprenden de la chimenea principal o que se asocian con fallas o fracturas, se denominan localmente "tornillos"; pueden medir pocas decenas de metros en longitud, menos de 20 m de potencia y profundización de 75 m o más.

MANTOS

Los mantos son poco frecuentes en la mina San Antonio, en donde se desprenden a partir de la chimenea o cuerpo mineral principal, o bien son controlados por sills de diabasa y felsita. El eje mayor tiende a ser concordante con la estratificación, razón por la cuál se presentan horizontales o casi horizontales. El comportamiento de los mantos es bastante irregular, ya que no representan cuerpos regulares que puedan tener continuidad por grandes distancias, sino que ocurren formando bolsas que se cierran y se abren sin un patrón aparente. La potencia de los mantos varía de 2 a 5 m o más, con longitudes que varían desde 10 hasta 50 m. En ocasiones éstos mantos tienen forma en los extremos de bolsas o lentes, pero son concordantes con la estratificación en dónde hubo horizontes favorables.

RELLENO DE FALLAS Y FRACTURAS

Dentro de estas formas quedan comprendidos un grupo de cuerpos que ocurren como fallas y fracturas rellenas de óxidos y sulfuros, que tienen reemplazamiento en sus bordes y que para su formación, se conjugan características selectivas muy especiales, como son la composición del material de relleno, y propiedades físicas de la roca encajonante. Las dimensiones para estas formas son muy variadas; ya que en ocasiones se presentan con longitudes de 100 m, potencias de 2 m, profundidad de 50 m, en tanto que en otras ocurren con longitudes de 130 m, potencias de 4.6 m y profundizaciones de hasta 110 m.

Ejemplos típicos de este tipo de vetas se localizan entre los niveles 12 a 14. Consistente de una estructura mineralizada con esfalerita, galena y pirrotita, donde las dimensiones varían, pero se encuentran entre los siguientes rangos: longitud de 120 m, potencia de 4.5 m y profundidad de 130 m. Los echados con los cuales aparecen estos cuerpos, van desde 50° hasta 85° en dirección SE.

ROCAS ASOCIADAS A LA MINERALIZACIÓN

En la mina San Antonio, la mineralización está íntimamente relacionada con tactitas y skarn de variedades como: gránate, epidota, tremolita, actinolita, etc.. Ambas se encuentran tanto en la zona de óxidos como en la de sulfuros. Los principales minerales de tactitas en la mina son: gránate, hedembergita, tremolita, ilvaita, vesuvianita, axinita, epidota, talco y actinolita. Además, los cuerpos mineralizados están estrechamente relacionados con las calizas de las formaciones Glen Rose y Lágrima, que por sus características resultaron favorables al reemplazamiento.

GÉNESIS DEL YACIMIENTO

TIPO DE YACIMIENTO

Dadas las características del depósito en cuanto a la presencia de minerales de alteración hidrotermal y metasomatismo en la caliza (roca preexistente o encajonante), el yacimiento puede ser clasificado como epigenético.

La estrecha asociación de los silicatos y sulfuros sugiere un origen metasomático (Lindgren, 1933) a partir de una fuente ígnea. La mayoría de los minerales presentes se formó a temperaturas moderadas, aunque hay algunos que se formaron a altas temperaturas (1000-1890 °C) como los silicatos (grosularita, andradita, actinolita, etc.). Estos son comunes e indicativos de un yacimiento de tipo hidrotermal según la clasificación de Lidgren, en consecuencia, el depósito se considera mesotermal.

PROCESO DE FORMACIÓN

La génesis del depósito es la siguiente: La actividad tectónica o esfuerzos, actuaron de tal manera, que los estratos originales de caliza fueron intensamente fracturados y fallados; constituyen la fosa tectónica o Graben San Antonio. La perturbación por estos esfuerzos, expuso una zona de debilidad propicia para la intrusión de diques y sills de composición félsica y máfica que aprovecharon para ello zonas de debilidad como fracturas o fallas; así como los echados suaves en las calizas. Estas intrusiones, al igual que el fracturamiento y fallamiento premineral, prepararon a la caliza, haciéndola porosa y permeable para la libre circulación de las soluciones mineralizantes, originadas a partir de un intrusivo profundo de grandes dimensiones.

Respecto a la fuente que propició el origen de diques, sills y probablemente lopolitos, misma a la que se consideran asociadas las soluciones mineralizantes que formaron por reacciones químicas los cuerpos minerales del distrito, puede pensarse que corresponda a una estructura emplazada a grandes profundidades y de dimensiones regionales, lo cual puede ser apoyado por la forma general del distrito que es la de un domo anticlinal de buzamiento suave, así como por la presencia de diques y sills en todo el distrito minero. El supuesto batolito está prácticamente inexplorado, ya que lo que puede considerarse parte de esta estructura, únicamente ha sido cortada por barrenos profundos en el campo Poniente (mina Buena Tierra) y, que de acuerdo con su composición mineralógica, fue clasificada como una granodiorita.

PERIODO	EDAD	GRUPO Y FORMACION	ESPESOR metros	SECCION	DESCRIPCION
TERCIARIO	OLIGOCENO	ENCAPÉ VULCANO-SEDIMENTARIO	0 - 400		Tobas y flujos riolíticos - andesíticos ----- Conglomerado basal
CRETACICO	ALBANO	FINLAY	375		Caliza gris a gris oscuro en estratos gruesos
		LAGRIMA	510		Caliza gris claro en estratos medianos ----- Caliza gris azulosa o en estratos gruesos a masivos ----- Caliza gris en estratos delgados
		BENIGNO	105		Caliza gris a gris oscura
	APTIANO	CUCHILLO	285		Biomicrota negra con lutitas ----- Cuerpos de anhídrita y lutitas
?	?	GRANODIORITA	+200		Intrusivo de granodiorita

MINERALIZACION

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO			
FACULTAD DE INGENIERIA			
COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL DISTRITO			
TESIS PROFESIONAL			
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA			
Acotaciones: indicadas	Escala: cm.	Fecha: 1997	Figura No. II.1

RESERVAS DE LA UNIDAD

El objetivo principal de una buena estimación de reservas es el de proporcionar a la empresa en forma detallada el inventario de mineral con que se cuenta; tales estimaciones permiten estudiar posición a corto y largo plazo, en relación a los mercados nacionales e internacionales y planear la producción de concentrados de la unidad de acuerdo a las posibilidades de recuperación y procesamiento con que se cuenta. Íntimamente ligado con lo anterior están las decisiones de llevar a cabo cambios, ampliaciones y/o establecimiento de nuevas instalaciones que resultan costosas.

Obviamente es importante que las estimaciones sean correctas, ya que de lo contrario los resultados pueden ser desastrosos, es igualmente obvio que solo se pueden obtener estimaciones correctas si la información base tiene la debida confiabilidad. Las bases primordiales para la estimación de las reservas de mineral son el muestreo de la obras mineras, rebajes, barrenos de exploración y levantamiento tanto topográficos como geológicos; ya que como se mencionó las reservas de mineral constituyen el inventario del mineral conocido que se puede extraer, beneficiar de ser necesario vender o utilizar económicamente todo o en parte, tomado en consideración las cotizaciones de los metales contenidos, costos de producción, disponibilidad de tratamiento y capacidad del mismo tanto nacional como extranjero, y otras condiciones que se juzgue regirán en el periodo para el cual se elabora el calculo de reservas.

CLASIFICACIÓN DE LAS RESERVAS DE MINERAL

Dentro del Grupo México, en todas sus unidades mineras la clasificación de las reservas se divide de acuerdo a su grado de confiabilidad y disponibilidad en :

- Mineral Explotable
- Mineral de Interés
- Substancias de Interés

El MINERAL EXPLOTABLE es aquel económicamente aprovechable que por su grado de confiabilidad es utilizado para la planeación de producción a corto y largo plazo; así como en el estudio de viabilidad del nuevo proyecto de expansión de la producción. A su vez el mineral explotable se divide en *positivo, probable, Mineral quebrado y Mineral marginal*, de acuerdo con el grado de confiabilidad de su existencia en cuanto a tonelaje y leyes, así

como a la condición en que este se encuentra en los rebajes ó debido a las condiciones económicas que rigen durante el calculo o estimación de cuando es evaluado, considerando para ello costos de operación y cotización de los metales contenidos.

El MINERAL DE INTERÉS, como su nombre lo indica es aquel que sirve para mantener constancia de las áreas que requieren estudio, exploración, desarrollo o bien, que pueden pasar a la categoría de mineral explotable por un simple aumento en los precios de los metales o disminución de costos; por supuesto, en ningún caso se considera este mineral para estudios de viabilidad de nuevos proyectos o expansiones. Este mineral se divide de acuerdo a su confiabilidad en la evaluación en: *Medido, Indicado, Pilares, Inaccesible, Cuerpos angostos e Inferido*.

Las SUBSTANCIAS DE INTERÉS², son aquellas que normalmente no se están explotando pero que ocurren en *concentraciones de interés*³ mezclados en un mismo mineral con los demás valores que normalmente si se están beneficiando y que éstos por si solos permiten listar dicho mineral bajo las clasificaciones de mineral Explotable o de mineral de Interés.

Como ejemplo de esta clasificación, se tienen los cuerpos minerales con leyes económicamente explotables de sulfuros de plomo con valores de plata y sulfuros de zinc. De acuerdo a los criterios anteriormente descritos, este mineral puede ser clasificado como mineral explotable o como mineral de interés y, de acuerdo a su grado de confiabilidad, se puede subdividir en las clasificaciones anteriores. Ahora bien, si además dentro del cuerpo mineral existen algunas zonas con altas concentraciones de fluorita y cuarzo (en *concentraciones de interés*), tales que su beneficio pueda reportar alguna ganancia adicional al valor de cada tonelada de mineral por concepto de los contenidos metálicos en los sulfuros, o que dicha concentración o ley en un momento dado pueda resultar atractiva por sí sola, se clasificará como *substancia de interés*.

CRITERIO PARA EL CALCULO DE RESERVAS

El criterio general que se debe de seguir en la estimación de las reservas, es el de obtener resultados lo más reales posibles, es decir, que los tonelajes y leyes estimadas para cada bloque representen dentro de lo posible, lo que en la práctica se obtendrían al minar y beneficiar el bloque.

² se dice *substancia de interés*, aunque se trata propiamente de un mineral, el cual no se encuentra disponible para beneficio mediante algún proceso metalúrgico. Se usa la denominación de "*substancia*" para diferenciarlo de la clasificación de *mineral de interés*.

³ *concentración de interés* : se dice de concentración de interés cuando la ley de la substancia o mineral permite su aprovechamiento económico (reportando ganancia) mediante algún proceso metalúrgico de beneficio que no implique cambios significativos al proceso de beneficio original de los valores por los cuales se hace la explotación.

Es necesario considerar los siguientes factores, así como otros que puedan surgir para obtener la información deseada:

- Alteraciones, intemperizaciones y consistencia de los cuerpos minerales y roca encajonante.
- Aumento o reducción de costos por escalación de producción
- Cantidad y leyes de la roca diluyente
- Costos directos e indirectos de operación
- Cotizaciones presentes y futuras esperadas de los metales
- Densidad del mineral insitu y quebrado
- Factores de corrección de muestreo
- Fallamientos
- Morfología de los cuerpos mineralizados
- Costos generales, incluyendo amortizaciones, depreciaciones, agotamiento, regalías, etc.
- Información (anchos, leyes, factores, etc.) de los lugares circunvecinos
- Leyes de producción ajustadas a las cabezas del molino
- Mineralogía, regularidad y tendencias de la mineralización
- Pilares que se deberán dejar
- Recuperaciones y maquilas metalúrgicas (incluye fundiciones)
- Resultados de muestreos de barrenos a diamante y de obras mineras (desarrollos y rebajes)
- Subsidios, impuestos, fletes y otros cargos de carácter económico
- Trabajos de desarrollo y preparación necesarios para dar accesibilidad a los bloques

METODOLOGÍA GENERAL DE CALCULO DE RESERVAS

Debido a que son muchos los factores involucrados en el calculo de reservas y que de éstas se debe de tener el máximo grado de confiabilidad, primeramente se requiere formar un comité que lleve a cabo dicho calculo bajo las siguientes bases:

1. Se hace responsable de la confiabilidad del calculo de reservas al gerente de la unidad Minera.
2. Se nombra al Jefe del departamento de Planeación y Control o Jefe de Ingenieros (según el caso de la empresa) como cabeza del comité de estimación de reservas, quien además debe llevar a cabo dichos cálculos. Conjuntamente, un ayudante del Jefe de Planeación recopila durante todo el año, la información necesaria (leyes de muestreo, planos de muestreo, planos topográficos y geológicos, secciones topográficas y geológicas actualizadas, cotizaciones de metales promedio y esperadas, proformas y liquidaciones de fundición actuales, resumen

de costos de operación y presupuesto de costos, etc.) para dicho cálculo, el cual deberá estar actualizada a la fecha en que se pretende realizar el cálculo.

3. El jefe del departamento de geología deberá suministrar toda la información relacionada con datos de interpretación geológica y estructural que puedan modificar el cálculo de reservas, así como lo referente al muestreo.
4. El superintendente de mina, deberá intervenir en lo que respecta a la factibilidad y manera de explotar los bloques que se cuantifiquen.

Una vez definido el comité de cálculo de reservas y con la información necesaria para elaborar la estimación de las mismas, se procede con los cálculos necesarios.

La técnica empleada para la estimación de reservas es el *método convencional de secciones transversales*, el cual consiste en elaborar secciones transversales con la información geológica y las interpretaciones por parte del departamento de geología de la unidad, para conocer de la forma más cercana a la realidad, la morfología y dimensiones del cuerpo mineral. Una vez realizadas las secciones geológicas a cada 25 metros de separación, por convención en el Grupo México, se bloquea o determinan bloques de 50 metros de longitud (en sentido horizontal) y de alturas que varían de 25 a 45 m dependiendo de la diferencia de elevación de los niveles principales de las minas y de los métodos de explotación empleados, lo cual a su vez depende de las características geológicas del yacimiento.

En una hoja de cálculo se registra para cada bloque toda la información disponible, tal como las secciones y planos de muestreo con ensayos de laboratorio, los datos y la interpretación geológica derivada de la barrenación a diamante, la información generada por levantamientos topográficos y geológicos de la zona. Con todos estos datos, se procede a cubicar la cantidad de mineral contenida en cada bloque, determinando un factor de tonelaje o de volumen a cada parte del bloque. Depende de la cantidad de información que de él se tenga con leyes o ensayos, que en un momento dado pueden influir o determinar la ley total del bloque. Una vez asignadas las áreas de influencia de cada registro o interpretación geológica, se procede a calcular la ley promedio del bloque en función de los factores de peso (tonelaje) o volumen, según sea el caso.

Todas estas memorias u hojas de cálculo para cada bloque se archivan o resguardan en custodia permanente en las bóvedas del departamento de Ingeniería de la unidad. De las memorias de cálculo de reservas de cada bloque, se obtiene una tabulación de reservas de mineral, que contiene el total de información a detalle de todos los bloques, como es el tonelaje y la ley promedio del bloque por cada uno de los metales económicamente explotables. Estas tabulaciones se hacen para cada clasificación y sub-clasificación de mineral, es decir:

Mineral Explotable

- positivo
- probable
- quebrado
- marginal

Mineral de Interés

- medido
- indicado
- pilares
- inaccesible
- cuerpos angostos
- inferido

Una vez que se ha determinado el tonelaje y leyes para cada bloque, se hace la determinación de los valores o precios unitarios de los metales⁴. Para calcular los valores unitarios se consideran las cotizaciones de los metales, tonelajes de producción de concentrados, recuperaciones, leyes o grados de concentrados y relaciones de concentración⁵, calculadas con base en los pronósticos esperados en el programa general de producción y operaciones.

Con base a estos datos, se elabora una liquidación de fundición para los concentrados de plomo y cobre. Para el concentrado de zinc se hace una liquidación para cada uno de sus diferentes destinos. Para el caso de la unidad Santa Eulalia, la producción de concentrados de zinc se destina según la siguiente distribución: 60% de la producción se destina a la Planta de Refinación Electrolítica de Zinc de IMMSA en San Luis Potosí, México. El 30 % de la producción de concentrados se destina a exportación (15% para Union Miniere en Bélgica y 15% para Metallgesellschaft AG. también en Bélgica). Con estas liquidaciones se obtiene el total de ingresos y el total de costos por elemento en los concentrados de plomo y cobre. Para el concentrado de zinc, se calcula un promedio ponderado del total de ingresos y del total de costos de acuerdo a los tonelajes pronosticados de entrega para cada destino.

Se toman los ingresos totales o pagos por elemento en cada concentrado y se dividen entre la relación de concentración del concentrado correspondiente, para así obtener los valores por elemento por tonelada de mineral molido. Todos estos valores del mismo elemento se suman para obtener el total por elemento en los tres concentrados. Estos totales por elemento son divididos entre la ley de producción correspondiente, para así obtener el valor unitario de cada elemento. El valor por tonelada de un bloque de mineral se obtiene por la suma de los productos resultantes de multiplicar la ley del bloque por el valor unitario del elemento respectivo.

El punto para determinar si un bloque de mineral pasa a formar parte de las reservas, resulta de descontar al valor del bloque anteriormente calculado, los costos totales por tonelada de la unidad a la fecha del cálculo y además

⁴ *valor unitario* es el valor por gramo de plata, por porcentaje de plomo, por porcentaje de cobre y por porcentaje de zinc dentro de una tonelada de mineral. Generalmente está expresado en dólares americanos por razones de cotización internacional de los metales.

⁵ *relación de concentración* : resulta de dividir el total de toneladas de molienda, entre el total de toneladas producidas de concentrado. Para cada concentrado se obtiene una relación de concentración.

el costo total de fundición de los tres concentrados. Si el valor de un bloque de mineral supera esta cantidad, pasa a formar parte de las reservas de mineral de la unidad, de lo contrario no se considera dentro de las mismas.

Una vez elaboradas las memorias de calculo mencionadas anteriormente y descartados los bloques minerales que no alcanzan a pagar su explotación, se procede a elaborar el resumen general de cálculo de reservas. El resumen incluye solamente el total de mineral explotable y mineral de interés. También se elabora un resumen comparativo con las reservas calculadas el periodo anterior (generalmente un año), para analizar la ganancia o pérdida de reservas totales de la unidad.

RESUMEN ANUAL COMPARATIVO DEL TOTAL DE RESERVAS DE MINERAL

Las reservas de mineral explotable con que se cuenta en la unidad de Santa Eulalia, son las suficientes para justificar la operación minera por lo menos durante las siguientes dos décadas al ritmo de producción actual de 250,000 toneladas anuales. Con la expansión de la producción (parte de la cual está propuesta en este trabajo), se está garantizando una operación de al menos una década. Cabe hacer la aclaración que el proyecto general de ampliación no sólo incluye un incremento en producción, ya que está respaldado por un agresivo programa de exploración superficial e interior mina conducente a la cubicación de nuevas reservas minerales catalogadas como mineral de interés, lo cual garantizaría la operación por un periodo más de similar duración al nuevo ritmo de producción.

En los siguientes párrafos se encuentra un resumen anual del total de reservas cubicadas en la unidad, empleado para ello la técnica descrita anteriormente. El resumen está dividido en reservas de mineral explotable y mineral de interés. Se mencionó con anterioridad que solamente se consideran para los programas de producción, el mineral explotable; sin embargo, se muestra el resumen comparativo anual de reservas de mineral de interés, como referencia al programa de exploración que se realiza a la par con todas las actividades del proyecto general de ampliación de la producción. Como sólo se tiene la información generada por barrenación a diamante realizada en los puntos denominados como de *interés* determinados por métodos indirectos de exploración (técnica de interpretación de imágenes de satélite (sensores remotos), geoquímica de esquizas de roca, estudios de inclusiones fluidas y geofísica por el método de resistividad), las reservas cubicadas únicamente pueden alcanzar el grado de confiabilidad de mineral de interés, razón por la cual se muestra el cuadro comparativo anual de reservas de mineral de interés cubicadas en los años señalados.

Las siguientes tablas muestran el tonelaje de reservas de mineral explotable (reservas de mineral probado + reservas de mineral probable) y de reservas de mineral de interés (mineral inferido). También se resumen sus leyes respectivas calculadas de acuerdo a la técnica señalada.

RESUMEN COMPARATIVO ANUAL DEL TOTAL RESERVAS DE MINERAL EXPLOTABLE:

AÑO	T.M.S.	Ag gms	Pb %	Cu %	Zn %	VALOR DLLS.
1995	3,099,148	114	2.18	0.16	8.49	55.54
1994	2;833,136	127	2.15	0.16	8.07	45.43

RESUMEN COMPARATIVO ANUAL DEL TOTAL RESERVAS DE MINERAL DE INTERÉS:

AÑO	T.M.S.	Ag gms	Pb %	Cu %	Zn %	VALOR DLLS.
1995	237,000	126	2.50	0.29	8.00	56.17
1994	499,509	99	1.74	0.12	5.53	31.17

Con la cantidad de reservas cuantificadas se respaldó el nuevo ritmo de producción de 1,500 toneladas por día. Dentro del proyecto general de expansión de la ampliación en la unidad, es necesario elaborar el plan general de desarrollos para soportar el nuevo ritmo de la producción, con la finalidad de preparar los bloques cubicados de reservas para una correcta y racional explotación de los mismos. Es necesario continuar con la exploración para la cubicación de nuevas reservas minerales. La correcta estimación de reservas sirve como base para los preparativos y modificaciones que tengan lugar en la actual planta de beneficio para incrementar su capacidad de procesamiento. Sólo entonces se puede realizar el programa general de producción de concentrados, los compromisos de venta destinados tanto para el consumo nacional como para exportación.

CAPITULO III

OPERACIONES ACTUALES

DE LA UNIDAD

- *SISTEMA ACTUAL DE MINADO*
- *PREPARACIÓN DE LOS REBAJES*
- *SECUENCIA: PREPARACIÓN - TUMBE - RELLENE*
- *MINADO DE YACIMIENTOS MINERALES EN PRESENCIA DE AGUA*
- *CONTROLES GEOLÓGICOS*

**IMPERMEABILIZACIÓN CON PROTECCIÓN DE BARRENACION
A DIAMANTE E INYECCIÓN DE LECHADAS DE CEMENTO.**

- *PROTECCIÓN CON BARRENACION A DIAMANTE ó CON MAQUINA SECO*
- *INYECCIÓN DE LECHADAS DE CEMENTO*
- *PROTECCIÓN MINA*

CAPITULO III

OPERACIONES ACTUALES DE LA UNIDAD

SISTEMA ACTUAL DE MINADO

La mina San Antonio inicio la explotación de sulfuros de plomo y zinc en el año de 1942. En el periodo de 1942 a 1976 se extrajo un total de 2,450,000 toneladas de mineral "crudo" explotadas por el método de Glory Hole en su variante subterránea.

Este método se usaba para explotar la mayoría de los rebajes, pero por la serie de inconvenientes que presenta el mismo, como lo es la baja productividad, baja recuperación y altos costo de operación, se buscó un nuevo método de explotación para poder minar los cuerpos que en ese entonces figuraban dentro de las reservas probadas de la unidad; dado que dichos cuerpos se encontraban ubicados a profundidad de la mina y sólo eran conocidos por los nuevos desarrollos y exploración a diamante.

Se realizó un estudio de las características geológicas que presentaban los cuerpos, con los cuales se determinó implantar un nuevo método que fuese más adecuado a la explotación permitiendo mayor recuperación, disponibilidad y menores costos, con lo cual se justificó el abandonar con el tiempo el método de Glory Hole. El método de minado que de acuerdo a las características del cuerpo mineral y al tipo y condiciones del equipo con que contaba en ese entonces la unidad resultó ser el más adecuado, fue el de corte y relleno hidráulico mecanizado. Las características del método y las razones para emplearlo se describen en los siguientes párrafos.

Los trabajos para la implantación del método de corte y relleno se iniciaron a principios de 1976 y los factores que intervinieron en la selección del mismo, controlan la disposición de las obras subterráneas y se basan en la información proporcionada por la barrenación a diamante y la construcción de modelos y planos tridimensionales que ilustran más ampliamente el problema. Los factores de selección son:

CARACTERÍSTICAS DEL DEPOSITO MINERAL: Basados en los abanicos de barrenación a diamante el cuerpo presenta forma de chimenea alargada con rumbos preferenciales (N20°E) de forma totalmente irregular y con echado prácticamente vertical en la mayoría de sus contactos. La longitud explorada es de aproximadamente 300 m con potencia promedio de 25 m. Para formar los rebajes de explotación se planeo una altura entre niveles de 50 m.

La barrenación a diamante más alejada (hacia el norte y sur) del cuerpo registraron agua con *gasto y presión considerables*⁶. Esto obligó a delimitar la explotación de la chimenea principal no hasta sus contactos con la roca estéril, por lo que se deja una capa de mineral a manera de pilares transversales en ambos extremos, con lo que se reduce entonces la longitud del cuerpo, se considera como "zona segura" para explotación (con poco riesgo de inundación durante el minado), a un promedio de 200 metros, ya que el área comprendida dentro de los pilares se considera como relativamente seca. La explotación del resto de la chimenea al norte y al sur de los pilares será posible sólo después de hacer una inyección de lechada de cemento (impermeabilización, la cual se discutirá más adelante en el tema: "*minado de yacimientos minerales en presencia de agua*") para control masivo de la zona, la cual se llevará a partir de los futuros desarrollos que den origen a nuevos horizontes seguros para la realización de dicha operación, así como contar con sistemas con mayor capacidad de bombeo.

CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y QUÍMICAS DE LA ROCA ENCAJONANTE Y DEL DEPOSITO MINERAL: el cuerpo está formado básicamente por sulfuros primarios de plomo y zinc, y con bajos contenidos de fierro y silicatos ferrocálcicos. Tiene leyes promedio de 115 gms de plata, 1.8 % de plomo y 8.0 % de zinc.

La roca que se encuentra mineralizada es una caliza que por metamorfismo pasa a tactita. La mineralización se presenta a veces en forma masiva y en otras respeta la estratificación de la caliza. Un dique riolítico corre a través de la chimenea aproximadamente paralelo a la orientación preferencial en su parte norte-sur. El cuerpo presenta una red de fracturas que se encuentran rellenas en la mayoría de los casos por material mineralizado donde las más importantes son las que se encuentran con rumbo paralelo al rumbo del cuerpo mineral.

La roca encajonante es una caliza que presenta estratos de aproximadamente 1.50 m de espesor con alta frecuencia de fracturas cerradas comunicadas entre si y que representan los conductos por los que fluye el agua que disuelve la roca formando en algunas ocasiones cavidades o cavernas de disolución.

Tanto la estratificación como la frecuencia de fracturas forman planos de debilidad en algunas partes del cuerpo (especialmente en la sección central) donde se observa que los estratos tienen movimiento debido a que el agua hace la vez de lubricante.

Los minerales de mena que componen el cuerpo son: galena argentífera, esfalerita marmatítica y en baja cantidad calcopirita. Los minerales de ganga son pirrotita, piritita, calcita, fluorita y silicatos ferrocálcicos, donde éstos últimos son de alta abrasividad.

PRESENCIA DE AGUA SUBTERRÁNEA: El problema del agua en la mina tiene una importancia vital por lo que se debe tomar en consideración en la planeación y operación del sistema de minado, el diseño de los sistemas de bom-

⁶ se les dice *gasto y presión considerables*, a los lugares con gasto de agua cuyo aporte sea mayor al de la capacidad instalada "extra" que es de un 20% a la requerida y que no podrá ser manejada en caso de un accidente o conato de inundación. Así mismo al agua cuya presión supera los 10 kg, se le considera como un problema para el minado, dado que las labores de impermeabilización son mucho más complicadas que a presiones menores.

beo para una adecuada y segura preparación y desarrollo de las obras. Esto se hace siempre con la finalidad de salvaguardar la integridad física del personal y la seguridad de los equipos e instalaciones en general. En algunas áreas se llega a tener filtraciones por lo que es necesario tomar medidas para inyectar lechadas de cemento y controlar dichas filtraciones durante toda la explotación del cuerpo.

De acuerdo a las dimensiones y en términos generales la forma irregular del cuerpo, los planos de debilidad formados por la estratificación de la roca encajonante (condición que obliga a emplear algún método de soporte durante la explotación), recuperación del cuerpo mineral, productividad y disponibilidad del mineral tumbado, ventilación adecuada, seguridad proporcionada tanto por el método de soporte a emplear como por no haber grandes claros dentro de los rebajes, control de agua mediante la inyección e impermeabilización con lechadas de cemento, etc., y mediante asesorías externas y trabajos internos de la compañía, se determinó que el método más apropiado de minado es el de corte y relleno. lo anterior se confirmó con los estudios de mecánica de rocas y resistencia de materiales que se realizaron, con lo que se llegó a la conclusión que el método más adecuado es la variante con relleno hidráulico y en algunas ocasiones con tepetate proveniente de nuevos desarrollos.

El diseño del método de minado esta basado en las características geológicas conocidas, el cual, en términos generales se apoya en los siguientes conceptos:

PREPARACIÓN DE LOS REBAJES:

Para iniciar la preparación de los rebajes de explotación, primero se procede al cuele de una frente principal o contrañaón fuera del cuerpo mineral, con rumbo paralelo al rumbo general del cuerpo y con una longitud de 100 metros en promedio. A continuación se cuelan dos cruceros en los extremos de la frente principal de 20 metros de longitud aproximadamente y perpendiculares al cuerpo, con objeto de cortarlo transversalmente hasta alcanzar el contacto con la roca encajonante. A partir de estos cruceros se cuele una frente a dos puntas ya dentro del cuerpo, para lograr mayor avance en menor tiempo, con la finalidad de conocer en forma directa las condiciones geológicas, hidrológicas y estructurales del mismo. En los dos extremos de esta frente se cuelan contrapozos al nivel superior, proyectados con la misma finalidad, la cual es que en el futuro, ya en la etapa de producción, sirvan para establecer circuitos de ventilación y como obras de comunicación y servicio al rebaje, ya sea caminos, metaleras o tepetateras.

Para fines de explotación, desde la etapa inicial de preparación se divide el rebaje en tres secciones de área aproximadamente igual y se inicia la ampliación de la frente de exploración para formar un sill ⁷ en la primera sección.

Como el rebaje se desplantó desde el nivel inferior, los tres primeros cortes son rezagados directamente hasta las metaleras generales. Los contrapozos metaleras comenzarán a dar servicio a partir del cuarto corte. En la frente principal, se instala una puerta mampara de acero estructural con dimensiones tales que permitan el paso de un scoop-tram de 5 yd³ (2.9 m de ancho X 2.5 de altura). Esta puerta tiene el objeto de proteger el resto de la mina en operación (inclusive el tiro), en caso de una inundación procedente del rebaje o de los desarrollos.

Del extremo sur de la frente principal o contracañon hacia el nivel superior, se comienza con el cuele de una rampa con pendiente positiva al 15%, la cual estará comunicada al rebaje en los diferentes cortes y éstos a su vez contarán con comunicación a los contrapozos de servicio, con lo que se logra mayor productividad de los equipos y mejor aprovechamiento, disponibilidad y reducción de tiempo en el rezagado y etapa productiva del rebaje.

SECUENCIA: PREPARACIÓN - TUMBE - RELLENE

Como se mencionó anteriormente, el rebaje para efectos de explotación se divide en tres secciones (sección #1, sección #2 y sección #3); el objeto de hacer esta división, es el de obtener mayor flexibilidad en las operaciones de tumba y rellene, para evitar el desciclado del rebaje por problemas inherentes al sistema, sobre todo en el inicio de la explotación.

La secuencia de *preparación-tumba-rellene* se resume en diferentes etapas desde el inicio del rebaje, las cuales son:

Etapas # 1:

En ésta etapa se lleva a cabo el cuele de la frente inicial de exploración ⁸ al centro del cuerpo y de los contrapozos en los extremos del contracañon. En los extremos del rebaje se idealiza que están marcados los pilares que delimitan la explotación al norte y hacia el sur y por lo tanto están localizados los límites de la sección. (figura No. III.1)

⁷ sill es una ranura o corte horizontal a través de un cuerpo mineral, a partir del cual se desplanta en forma sistemática el minado del cuerpo, ya sea de forma ascendente o descendente. Cuando se cuele a diferente elevación que el nivel principal, se le conoce también como *sub-nivel de preparación*.

⁸ para efectos de control de costos y de desarrollos, dentro del catálogo general de centros de costos y cuentas de operación de Grupo México, se definen los tres siguientes centros de costos: 610_TUMBE, que consiste en quebrar el mineral con explosivos mediante barrenación en el rebaje. 760_PREPARACION MINA, éste centro de costos cubre los trabajos generales de desarrollos efectuados para preparar las operaciones generales de la mina (obras para ventilación por ejemplo) y para preparar el minado eficiente de los cuerpos minerales. 770_EXPLORACION, en este centro se encuentran las obras encaminadas a descubrir y aumentar las reservas minerales, así como a reconocer un cuerpo mineral en todas sus dimensiones y características.

Etapa # 2:

La frente de exploración colada en la sección #1 se empieza a ampliar hasta formar el sill y se da el primer corte de 3 m. La altura final de piso a cielo es de 6 m. (figura No. III.2)

Etapa # 3:

La sección # 1 se encuentra disponible para efectuar los *trabajos de preparación previos al relleno*. Estos trabajos se describen más adelante, y se realizan mientras se efectúa la ampliación o desborde para abrir el sill en la sección # 2 y se da el primer corte ascendente de 3 m.

Como el rebaje se desplanta a partir de la elevación del nivel inferior (misma elevación del contracañon o frente principal) sin dejar pilar de entrepiso, para que la explotación futura proveniente de algún nivel inferior a este, pueda llegar hasta este nivel con la máxima recuperación del cuerpo mineral, se hace necesario vaciar sobre el piso del rebaje una losa de concreto armado de 45 cm de espesor perimetralmente empotrada en las tablas (contactos con el tepetate) por medio de una ranura que se hace expofeso para esta actividad. La losa se cuela con una pendiente de -2% conducente a los taponos de decantación que se localizan en los accesos al sill, para hacer más efectivo el drenaje. (figura No. III.3)

Una vez colada la losa, se instala un ducto protegido con marcos de madera desde una de las comunicaciones de la frente principal al centro de la sección. En el extremo de los marcos se desplanta el anillado de decantación principal el cual se va subiendo conforme avanza el relleno. Este anillado se construye de la siguiente manera: 1)- se cuela una base de concreto armado de 7 pies de longitud de base inferior, como se observa en la figura No. III.4., de tal forma que el claro interior sea de 6 pies. 2)- una vez colada la base del anillado, se instalan las tuberías de la red general de captación, las cuales son de "stuc-pack" de 6 pulgadas de diámetro. 3)- el anillado se comienza a subir mediante la colocación de *cribes*⁹ de 6 pies de longitud. 4)- una vez que se ha construido la torre o anillado, se forra con tela de yute (fibra natural) para evitar el derrame o pérdida de jal a través del anillado. Como auxiliares a la decantación, se instalan también una serie de tuberías de 6 y 4 pulgadas de diámetro, ya sea de concreto o de "struc-pack" en diferentes direcciones a partir de la base del anillado principal. En los extremos de estas tuberías se levantan torres de decantación que también van subiendo conforme avanza el relleno. Entre las demás comunicaciones que existen entre la frente principal y el rebaje, se instalan taponos de madera para jal o en ocasiones, muros de control contruidos con block y concreto. Todas las actividades anteriores, desde el colado de la losa de concreto armado constituyen los *trabajos de preparación previos al relleno*.

⁹ *cribes*: polines de madera con cortes en los extremos para su ensamble. Los cribes se usan para la construcción de anillados o torres de decantación. La medida estándar en la unidad Santa Eulalia es de 6 pies de largo, 8 pulgadas de alto por 1 pie de ancho. El corte en los extremos es de 3.5 pulgadas de alto por 1 pie de largo a todo lo ancho del cribe.

Etapa # 4:

La preparación en la sección # 1 ha terminado y se rellena con jal clasificado proveniente de la planta de beneficio y conducido a través de barrenos, hasta que se alcance una altura entre el jal y el cielo del rebaje de 3 m. Para este entonces, se termina de abrir el sill en la sección # 2, con lo que concluye la preparación de la sección, para a continuación iniciar los trabajos de relleno al igual que se hizo en la sección anterior. Mientras, en la sección # 3 se lleva a cabo la ampliación para el sill y el primer corte de producción. (figura No. III.5)

Etapa # 5:

En esta etapa se vuelve a repetir el mismo proceso descrito, es decir, el tumbé regresa a la sección # 1 para dar el segundo corte, la sección # 2 se rellena y la sección # 3 se prepara igual que las anteriores. (figura No. III.6)

Etapa # 6:

En esta etapa se completa el ciclo. Al terminar esta etapa se tendrá el primer relleno en todo el rebaje, la preparación volverá a la sección # 1 y el tumbé estará en la sección # 2, A partir de este momento los trabajos de preparación requeridos serán mucho más simples y por lo mismo más rápidos. (figura No. III.7)

Durante la fase de ampliación de la frente inicial de exploración para abrir el sill, se dejan los pilares que se requieren para garantizar la estabilidad del rebaje, de acuerdo a los resultados de estudios de mecánica de rocas. Cabe hacer notar que una vez que el sill es abierto hasta el contacto con la roca estéril, se efectúa exploración con barrenación a diamante en las tablas, para detectar agua o posibles desprendimientos o ramales de la mineralización. Sólo hasta entonces, se deja libre la sección para realizar las preparaciones previas al relleno.

MINADO DE YACIMIENTOS MINERALES EN PRESENCIA DE AGUA

El papel de la geología de minas y de exploración en la unidad Santa Eulalia, es una parte importante en la operación del sistema de minado, ya que la planeación directa de las operaciones se basa en las características geológicas que presentan los cuerpos definidos con la información obtenida en la etapa de exploración, por lo tanto y con base en esto, el departamento de Planeación selecciona conjuntamente con la superintendencia de mina, la forma más apropiada de llevar el minado de cada rebaje y el tipo de relleno. Para el caso de la mina San Antonio y de acuerdo a la información que se tiene, el método de minado que se lleva es el de Corte y Relleno.

La presencia de agua en grandes volúmenes y elevadas presiones alojada tanto en la roca encajonantes como en el cuerpo mineralizado, ha sido motivo de preocupación por muchos años y una limitante para los programas de exploración, preparación y explotación. Por lo tanto, se tiene muy presente en la planeación de nuevos sistemas de minado o modificación de los actuales, los sistemas de bombeo requeridos, así como de las obras de desarrollo y preparación con

el fin de proteger al personal y al equipo. Para todo lo anterior, se toman medidas de protección, como lo es la barrenación a diamante y con máquina seco¹⁰ para identificar en las zonas cercanas la presencia de agua. Con esta barrenación se conoce la presión a la que se puede encontrar el agua y si este es el caso, servir como medio para realizar la inyección de lechadas de cemento para controlar las presiones y filtraciones del agua durante la explotación del cuerpo. Además de esto, se debe de realizar el programa permanente de seguridad en operación con barrenación de protección mina. Estos términos serán descritos a detalle más adelante en un inciso independiente para cada término en este capítulo.

Las calizas densas y compactas son impermeables; sin embargo al presentarse efectos secundarios como es el fracturamiento, adquieren un grado de porosidad que al conjugarse con una intercomunicación de las fracturas llegan a ser permeables; condición bajo la cual llegan a formar, verdaderos acuíferos bastante complejos en comportamiento dado los bajos coeficientes de almacenaje y alta transformabilidad o deformación bajo esfuerzos que presentan las rocas como la caliza.

Las calizas donde se localiza la mina San Antonio, han desarrollado porosidad y permeabilidad secundaria, para dar lugar a lo que se considera un acuífero regional y ambas intervienen en la formación de los "conductos" que son fenómenos físicos y químicos que han originado tanto fallas y fracturas como cavidades de disolución de la roca.

Se han señalado varias hipótesis sobre el origen del agua que está presente en las obras mineras, misma que forma el depósito de aguas subterráneas. Tales hipótesis son las siguientes:

- Teoría del depósito local
- Teoría del agua magmática
- Teoría del manantial de agua termal
- Teoría del lago subterráneo
- Teoría del depósito regional.

No es objeto de este trabajo el determinar la procedencia del agua en la mina; sin embargo si se pretende mostrar la influencia y limitantes que presentan al minado. De las teorías mencionadas la que más se apega a la realidad es la de la ocurrencia del fluido que obedece a una recarga natural, como son las aguas de reciente infiltración, dado la calidad que denotan y cuya fuente de alimentación principal se supone situada al sureste de la mina y relativamente cerca de ella. Las recargas son producidas en su mayor parte por la acción del agua de lluvia que se infiltra, así como por el flujo horizontal subterráneo. Las fallas con rumbo NE sirven como conductores principales mismas cuya formación se atribuye al tectonismo que originó la fosa tectónica o graben de San Antonio.

¹⁰ máquina seco: maquina perforadora Boart Lonyear modelo "SECO" R36, son máquinas perforadoras neumáticas para barrenaciones con diámetro de 1 7/8" y longitud equivalente a la barrenación larga (superior a 15 pies). Esto es debido a que emplea acero de extensión.

Las abras o cavernas de disolución, fallas y fracturas menores, forman en conjunto los almacenes de agua subterránea, los cuales mantienen condiciones especiales de presión y volumen, lo que representa áreas muy selectivas en las que existen almacenamientos originados por la intercomunicación de fracturas fallas-cavernas, con la subsecuente alimentación de agua que producen zonas muy locales debido a los cambios en la homogeneidad de la roca, ya que al pasar de una de estas zonas a otras, se puede localizar frentes completamente fracturadas y otras sanas, lo cual produce finalmente áreas totalmente saturadas y áreas secas.

Por su comportamiento, el acuífero se clasificó localmente como libre, al no presentar al menos en la zona de la mina un estrato o formación que lo confine, por lo que obedece a las presiones de la carga hidrostática, efecto de la columna que soportan las capas u horizontes de caliza. Sin embargo se pueden considerar muy localmente lugares confinados por escaso fracturamiento y por emplazamiento de diques ácidos que representan fuertes barreras que se oponen al paso del fluido. La temperatura del agua, es del orden de los 35°C, ya que están en función de la profundización y del gradiente geotérmico (1 °C por cada 33 m).

CONTROLES GEOLÓGICOS

Los controles geológicos, son una recopilación de los datos geológicos más precisos que se emplean en la planeación de la exploración y desarrollo de obras mineras en condiciones de agua con gasto y presiones considerablemente elevadas.

Estos controles son los siguientes:

- a) Mapeo geológico de detalle interior mina
- b) Barrenación a diamante.
- c) Coloración de la roca encajonante.
- d) Brechamiento de la roca.
- e) Incremento del fracturamiento y oxidación de disolución de la roca.
- f) Temperatura del agua.
- g) Selección o diferenciación de zonas críticas o problemas de agua.

a). *Mapeo geológico de detalle en interior mina*

Se lleva a cabo en obras de preparación, desarrollo y exploración. Proporciona alternativa para determinar situaciones geohidrológicas tanto en la roca encajonante como en el cuerpo mineralizado, con cuyos datos se hace un

análisis de las condiciones que se presentan para el desarrollo de nuevas obras y así evitar problemas de inestabilidad que se puedan presentar durante el desarrollo de las obras.

b). *Barrenación a Diamante*

Esta se lleva a cabo con la finalidad de explorar y a la vez conocer las condiciones del terreno para la preparación, desarrollo y explotación. La información que se obtiene de la barrenación a diamante está basado en la descripción minuciosa del núcleo, del cual se registran tanto las variaciones que presenta la roca encajonante como el depósito mineral. Otra de las ventajas que presenta este tipo de barrenación, es que permite conocer el registro de los gastos y presiones que soporta la masa rocosa, datos que determinan que tan crítico es el lugar y hasta que grado el problema de agua puede ser resuelto o bien representar una limitante tanto en las actividades mineras como en los programas de expansión.

c). *Coloración de la roca encajonante*

Las coloraciones que muestra la roca, son indicadores del grado de intemperismo de la misma, según se aproxime a un área en que el problema del agua se incrementa gradualmente. La experiencia de varias generaciones de geólogos y mineros en la unidad, han arrojado conocimientos empíricos acerca de las diferentes coloraciones de la roca, las cuales localmente se pueden interpretar de la siguiente manera:

Caliza de color gris a gris oscuro. Representa condiciones naturales de la roca, por lo tanto el color es característico de la *roca sana o no intemperizada*.

Caliza de color gris claro. Representa una alteración por influencia de goteo en *fracturas cerradas que resultan en vías conductoras de agua*.

Caliza color blanco rojizo. Manifestación que indica la proximidad de una *zona con circulación de agua*.

Caliza de color rojo ocre. Al tener esta coloración es una evidencia de la *cercanía o presencia de agua*, ya que la coloración refleja una fuente de oxidación siempre notoria en la zona con circulación de agua en abundancia, formando depósitos limoníticos en pequeñas abras abiertas o en fracturas delgadas.

d). *Brechamiento en la roca*

La caliza brechada es una de las características que se toman en cuenta como control geológico para detectar áreas con problema de agua, dado que su brechamiento puede indicar que la zona puede estar fracturada.

e). Incremento en el fracturamiento, oxidación y disolución de la roca

El incremento de las fracturas asociadas con la oxidación de la roca es resultado de las condiciones geohidrológicas a las cuales está sometida la roca, razón por la cual, la identificación de los controles señalados resultan ser de gran ayuda como control geológico cuando se tienen condiciones de agua a alta presión.

f). Temperatura del agua

La temperatura del agua en las obras mineras en desarrollo, ya sea dentro o fuera de los cuerpos mineralizados al ser intersectados por la barrenación, resulta una guía bastante aceptable ya que señala si el fluido está alojado en cavidades aisladas o en cavernas conectadas con fracturas alimentadas. Esta condición refleja las condiciones del flujo subterráneo propio del acuífero. Localmente y de forma empírica se considera que el agua "caliente ó tibia" refleja agua del acuífero regional y puede representar en cualquier momento un riesgo de inundación, así como la presencia de agua al tacto "fría" denota que se trata de un depósito local que generalmente se 'vaciará' en un lapso de tiempo corto y generalmente no presenta problema.

g). Selección o diferenciación de zonas críticas ó con problemas de agua.

Con lo señalado de los puntos anteriores, es posible efectuar la diferenciación de las áreas que por su comportamiento geológico ofrecen mayor peligro para el desarrollo de una obra minera, dado que las condiciones son muy variables en la roca y en el fracturamiento, ya que el fluido puede ser detectado a unos cuantos metros del cuerpo mineralizado o bien a de 50 m o más, por lo cual, las zonas críticas estarán definidas en función del grado de confinamiento, porosidad y permeabilidad que guarda la roca, los conductos alimentadores y las cavernas receptoras según la acción ejercida por los efectos físicos y químicos en el área, de tal forma que en base a la información de gastos y presiones en barrenos, fracturamiento en algunas áreas de la mina, incremento en la oxidación de la roca y fracturamiento, se pueden separar lugares que por estar sujetos a elevados gastos y presiones, representan las áreas que mayor dificultad ofrecen a la actividad minera.

En la mina San Antonio, las áreas con gasto y presiones elevadas se extienden hacia el oriente y poniente del cuerpo principal. Las distancias hasta el momento se desconocen, ya que de las áreas que se consideran críticas, únicamente se conocen en la actualidad aproximadamente 200 m hacia ambos lados, es decir, hacia el oriente y poniente.

IMPERMEABILIZACIÓN CON PROTECCIÓN DE BARRENACION A

DIAMANTE E INYECCIÓN DE LECHADAS DE CEMENTO.

PROTECCIÓN CON BARRENACION A DIAMANTE ó CON MAQUINA SECO.-

Con los controles geológicos ya mencionados, identificados y registradas las condiciones geológico-estructurales de la zona en que se realizaron, se procede con una serie de actividades cuya finalidad es proteger las zonas o áreas donde se requiere hacer una determinada obra minera. Proteger de una posible inundación, mediante un sistema de barrenación. Esta barrenación a la vez permite la búsqueda en la zona o en sus inmediaciones de fracturas o cavidades con agua a presión que un momento dado, también puedan representar riesgo alguno de inundación.

La perforación para los barrenos de protección e inyección se hacen con maquinas prospectadoras para barrenación a diamante de diferentes modelos y marcas. Actualmente la unidad cuenta con el siguiente equipo: Una máquina Diamec modelo 250 y una máquina Diamec modelo 252, una máquina prospectadora marca LongYear modelo 38, tres máquinas Chicago Pneumatic modelo CP65 y recientemente con dos perforadoras Seco modelo R36. Todas ellas permiten barrenación en áreas con presiones muy altas a diámetros AQ (1-3/4" ó 44.45 mm), BQ (2-3/16" ó 55.56 mm), NQ (2-3/4" ó 69.85 mm) y TT45 (45 mm), y 1-7/8" (47.62 mm) en el caso de la máquina SECO sin recuperación de núcleo de barrenación. Con los barrenos de protección en el caso de barrenación a diamante, se hace una descripción a detalle del núcleo para definir con cierto grado de confiabilidad el espesor de los conductos, grado de lixiviación, abundancia de cavidades, incremento en gasto y presión del agua.

Para las labores de protección-impermeabilización las plantillas de barrenación no siguen un sólo sistema sino que se planean en diferentes formas, tomando en cuenta si se va avanzar una frente, si se requiere impermeabilizar una tabla o si se necesita un capullo envolvente para proteger un rebaje o permitir la recuperación del mineral o en algunos casos permitir el paso seguro a través del cruce con alguna falla; es decir, el diseño de la plantilla de barrenación para protección deberá estar en función directa al tipo de obra y objetivo de la misma, así como de la situación geohidrológica en la que se encuentra el área. Más adelante se ejemplificará una plantilla de barrenación de protección.

La inclinación que llevan los barrenos dependerá del tipo de obra y de la inclinación de la misma. La barrenación siempre es de forma progresiva; es decir, si se corta agua antes de la longitud programada, se suspende la perforación y se introducen lechadas a través del barreno y se continúa, una vez controlada el agua, con la perforación. Generalmente, las protecciones en frente se hacen en dos etapas como mínimo y si estas dos etapas no dan buenos resultados, se procederá con otra siguiente etapa hasta conseguir el objetivo deseado.

En la protección de las tablas de un rebaje, no se cubre de forma sistemática con los barrenos, ya que se dan únicamente en aquellas áreas donde la exploración previa o la interpretación geológica indican agua a presión, ya sea en la cercanía o inclusive en la mineralización misma o en la roca encajonante.

El programa de protección, para controlar la presencia de agua con características que pueden representar peligro alrededor de cuerpos mineralizados que se desean explotar, consiste en la elaboración de una pantalla de barrenos que cubran en su totalidad los cuerpos que se quieren minar, es decir, las actividades de barrenación-impermeabilización con inyección de lechada de cemento tiene como finalidad proteger aquella área dentro de la cual se requiere determinada operación minera como el cuele de alguna obra o el minado de un cuerpo mineral, que permite a la vez la búsqueda de fracturas y cavidades con agua a presión, que pudieran encontrarse en el perímetro de la zona de minado y que en un momento dado pueden representar un riesgo de inundación.

Como ejemplo del diseño de una plantilla de barrenación se puede citar el caso de una rampa con pendiente negativa de 10%. El diseño de la plantilla de barrenación se realiza tomando en cuenta los siguientes criterios: Finalidad de la obra, volumen a proteger, presencia de agua conociendo gasto, presión y si es posible, el volumen, etc., ya que cualquier obra de preparación o exploración que se planea, requiere de una investigación previa, antes de decidir el programa de protección que se empleará

La barrenación puede realizarse en tal forma que su profundidad exceda los 10 ó 30 metros por delante de la obra proyectada, según lo permita el comportamiento geohidrológico. Esta barrenación se lleva de forma progresiva, es decir, si antes de perforar la longitud programada se corta agua, se suspende la perforación, inyectando entonces lechadas de cemento por los barrenos y se continuará una vez controlada el agua con la inyección.

Para el ejemplo de protección en el cuele de la rampa con pendiente de -10%, los barrenos de protección que cubren toda el área de avance, son barrenos que en sección transversal (figura No. III.8) guardan las siguientes inclinaciones: 0° (horizontal); -6° y -12° respectivamente de superior a inferior.

Con la barrenación horizontal, se consigue proteger a la cabeza de la rampa; con la de -6° se protege el avance de la obra ya que es paralela a la inclinación de la obra; y con la de -12° da protección a la base o pata de la obra. Visto en planta las barrenaciones se diseñan para proteger hasta 5 m alrededor de la obra, dichas líneas de barrenación (A, B y C) siguen un patrón de abanico. La longitud de las mismas es variada, dependiendo de la cantidad de fracturas existentes en la roca, longitud de la obra, etc. La protección actual en frentes, rampas y rebajes con barrenación con máquina "seco" y a diamante, equivale al 60% de la barrenación total que se efectúa en la mina.

INYECCIÓN DE LECHADAS DE CEMENTO.

La inyección se lleva a cabo cuando en la fase de barrenación de protección se ha encontrado agua y en la cual ya se han detectado fallas, fracturas y conductos cársticos con volúmenes importantes de agua y con presiones hidrostáticas que varían desde unos cuantos kg/cm^2 hasta 25 ó 30 kg/cm^2 , lo que refleja un funcionamiento hidráulico muy complejo.

Con la inyección de lechadas de cemento es posible lograr el obturamiento parcial o total de los conductos de agua, con lo que se garantiza el avance de cualquier obra de exploración, explotación, preparación y servicios, principalmente cuando se desarrollan en roca estéril, en donde las condiciones del agua a presión es tan variable que pueden localizarse fracturas o cavernas parcialmente llenas de agua.

La inyección consiste en introducir a través de barrenos, lechada de cemento que al cabo de cierto tiempo fragua y se solidifica, con lo que se modifican las características resistentes de deformabilidad y de permeabilidad de la roca inyectada. Las lechadas de cemento varían en concentración (proporción agua-cemento) y grado de fluidez en función de las condiciones geológicas e hidrológicas del área a inyectar y de la finalidad perseguida con el tratamiento. Es decir, si la finalidad de la inyección es alejar el agua para poder minar un rebaje de poca extensión se utilizará una cierta concentración, pero si la finalidad es la de sellar por completo toda estructura existente que pueda aportar agua al área por donde se proyecta colar un nivel principal o acceso a alguna obra minera, entonces se empleará otro tipo de concentración con otras características finales al fraguado.

Los problemas son más difíciles de resolver cuando existe agua en circulación y a presión o hay que tratar rocas con grandes huecos (rocas cársticas) y fracturas bastante abiertas. Para tener confianza en el avance de obras donde previamente se corto agua con gasto y presión, es necesario que los *inyectables*¹¹ reúnan ciertas características de fluidez, sólidos finales, resistencia a la compresión simple, agua libre, etc. Estas propiedades se determinan en base a estudios de laboratorio y prácticas de campo, para poder calcular la mezcla (lechada de cemento) más apropiada a las diferentes condiciones que se encuentran en la mina. Los inyectables a utilizar pueden ser muy diversos, en función de las condiciones geológicas e hidrológicas del medio a tratar y de la finalidad perseguida con el tratamiento. Los más importantes son las inyecciones de agua-cemento-acelerante y agua-cemento-arcilla.

Las altas presiones de inyección se logran con bombas marca Peroni serie Sempioni de fabricación Italiana. Dichas bombas son neumáticas de tipo horizontal, con una presión mínima de trabajo de 30 kg/cm² y una máxima de 100 kg/cm². Las bombas tienen la capacidad de operar en las peores condiciones (presión de aire desde 5 kg, poca ventilación, altas temperaturas ambientales e inclusive lugares inundados), operación ruda y con un costo operacional bajo.

Durante la inyección, cuando las lechadas de cemento se introducen en las fracturas, se va formando una capa filtro sobre la que se van depositando capas sucesivas de cemento y así el agua en exceso es expulsada a través del filtro de cemento formado en la periferia de las fracturas o cavidades.

A medida que se va inyectando mayor cantidad de lechada, la presión se incrementa gradualmente, esto se debe a que el agua se va expulsando a través de un espesor creciente de cemento que al terminar, llena el conducto totalmente, condición que deja al cemento con la cantidad de agua que requiere para solidificar.

TIPOS DE LECHADAS DE CEMENTO.

Los diferentes tipos de lechadas que se emplean en la inyección, fueron analizadas en laboratorio de acuerdo a las diferentes condiciones de fracturamiento y disoluciones que predominan en la mina, tomando en cuenta las condiciones reológicas de la lechada como la sedimentación, densidad, fluidez, resistencia a la compresión (de modo particular al *exprimido*¹²) esto con el fin de darle una manejo más adecuado al momento de inyectarse en la roca.

¹¹ La inyección del cemento o mezcla de cemento, es adicionada con varias sustancias, tales como acelerantes, y aditivos aglomerantes como lo es: papel, aserrín, bentonita y arcillas que localmente se les denomina *inyectables*.

¹² *exprimido*: término con el que se explica la capacidad de una mezcla de desalojar el agua que tiene en solución sin la adición de deshidratantes.

Es necesario que antes de iniciar la inyección se debe tomar en cuenta la presencia de agua y que si se tiene una zona de agua de alto gasto y presión se hace necesario usar mezclas (hasta donde sea posible), sin generar contaminación al acuífero al entrar en contacto con la lechada de cemento, así como no diluir ni desperdiciarla en el caso de alcanzar alguna zona de almacenamiento natural como puede ser una caverna o abra.

Para iniciar un proceso de inyección se deben de tomar en cuenta las condiciones geohidrológicas del área de la mina, para que los inyectables reúnan las siguientes condiciones de acuerdo al área de inyección:

- Tiempo mínimo de exprimido
- Durante el fraguado el porcentaje final de sólidos (partículas de cemento e inyectables) en la lechada no debe de ser menor de 70%
- Las lechadas con alta fluidez se utilizan para la obturación de fracturas o fallas abiertas y las de fluidez media se emplean cuando los conductos son muy estrechos y que por lo tanto se requiere una buena penetración.
- Una lechada ligera, es aquella en dilución 1:1 (agua - cemento/acelerante) donde se considera la presión de contrainyectado nula ¹³ (inyecciones a la altura del nivel freático), abertura de las fracturas menores a 2 cm y gasto al rededor de 500 gal/min.
- La resistencia a la compresión simple del material final de la lechada, deberá ser mayor de 20 kg/cm².

En los casos en que se están protegiendo contrapozos o tiros ya colados y dichas obras atraviesan fracturas con aporte de agua, se emplea una mezcla en dilución 1:1:1 (yeso - cemento - acelerante) que tapa temporalmente la fractura con aporte de agua, denominándose a esta operación "calafateo". Debido a condiciones de humedad y presión, ésta mezcla no soporta mucho tiempo (una semana a lo más), pero si es necesario para realizar en ese período la inyección de protección y el fraguado de la lechada inyectada, dando lugar a que cuando la mezcla del calafateo falle, la mezcla inyectada ya esté solidificada.

¹³ presión de contrainyectado : se define como la resistencia al inyectado que ofrece el agua que se encuentra a cierta presión. En el nivel freático, el agua no registra presión alguna, por esa razón se considera nula.

Los lineamientos a los que se deben sujetar la actividad de inyección, toma en cuenta los criterios de tipo geológico, hidráulico, reológico, etc. Es importante aclarar que no se debe seguir una metodología determinada una vez definidos estos criterios, ya que el comportamiento geohidrológico se diferencia notablemente de un área a otra, de manera que los lineamientos a tomar en cuenta se pueden definir de la siguiente manera:

- De acuerdo al desarrollo de la obra minera, se diseña la plantilla que cubra con las necesidades de protección e impermeabilización en caso necesario.
- Se deberá colocar casquillo en la boca de cada barreno de protección. Para esto, es necesario colar por aproximadamente un metro el barreno y retirar la maquina exploradora, para entonces colocar el casquillo, el cual consiste de un tubo de 2.5 pulgadas de diámetro por 1.2 m de largo, con cuerda en un extremo. Este casquillo se mete a presión en el barreno (aproximadamente un metro) y se le coloca una válvula de compuerta en el extremo roscado, para posteriormente iniciar la perforación, la cual se realiza al introducir la sarta de perforación dentro del tubo, ya que el diámetro del barreno es menor. Al cortar agua, se saca la tubería con auxilio de la presión hidráulica generada por la propia agua y se cierra la válvula, con lo cual se controla el flujo, ya que el casquillo además de entrar a presión, se fija a la roca sana con "grapas" o sujetadores metálicos por medio de varillas ancladas y cementadas.

Con la colocación de los casquillos, el área perforada con presencia de agua a presión esta en posibilidad de ser inyectada al conectar directamente a la válvula la manguera de inyección proveniente de la bomba, previa determinación de los volúmenes de agua que consuman durante un lapso de 10 minutos. Para determinar el probable tamaño de los conductos y así seleccionar el tipo de lechada a emplear, se hace uso de una tabulación empírica que se aproxima a las condiciones generales para determinar el tipo de inyectado:

CONSUMO DE AGUA EN 10 MINUTOS	VOLUMEN DE CONSUMO EN 10 MINUTOS	CARACTERÍSTICA DE MEZCLA A EMPLEAR
Bajo	0 a 50 lts	fluida
Medio	50 a 100 lts	intermedia
Alto	más de 100 lts	pesada

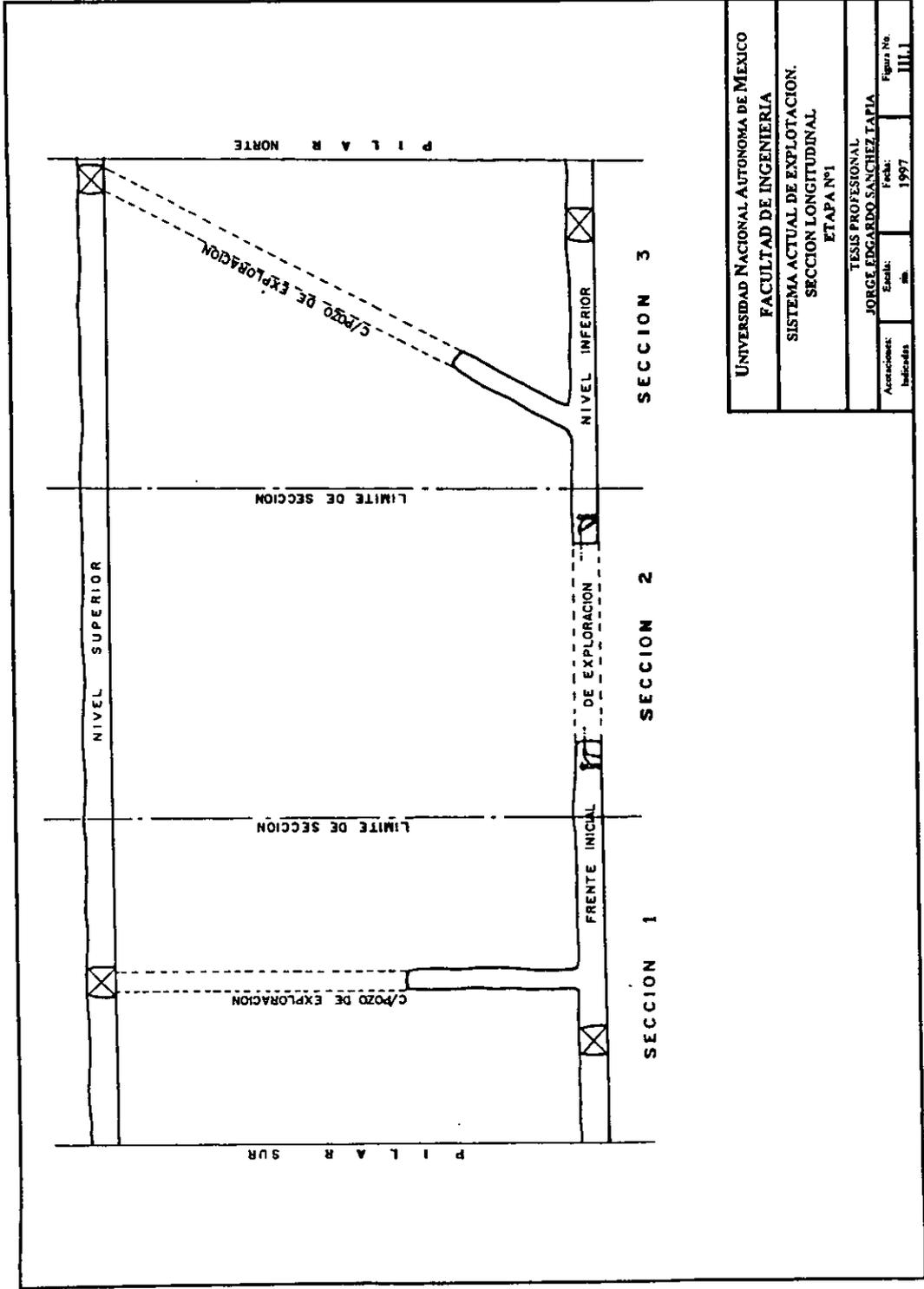
- De acuerdo a los puntos anteriores se inyectan las mezclas fluidas o espesas, estables volumétricamente y que son aceptadas por los diferentes conductos del agua, hasta lograr una obturación completa en el área protegida. Para el caso de las inyecciones o impermeabilizaciones por etapas (inyección progresiva), la experiencia ha demostrado que cada etapa deberá ser igual por lo menos a cuatro veces el avance esperado por pegada en la barrenación de mina.
- En las plantillas de barrenación del ciclo barrenación-inyección-impermeabilización, en frentes que presentan mayores problemas, se realiza como mínimo en dos etapas. En el caso que estas no sean suficientes para disminuir la presión del agua, se procede con etapas subsecuentes, dando barrenos de comprobación, cuya función será la de definir las condiciones finales del terreno y la extensión de la zona impermeabilizada.

PROTECCIÓN MINA.

Como se mencionó con anterioridad, el departamento de Geología en conjunto con el de Planeación, son los encargados de diseñar las plantillas de barrenación de protección general para cada caso en particular. Así mismo, el departamento de Mina es el encargado de hacer cumplir que la barrenación de protección sea efectuada de acuerdo al patrón diseñado. La protección conocida como protección de mina no requiere de un patrón especialmente diseñado para cada caso, dado que la misma consiste en lo siguiente:

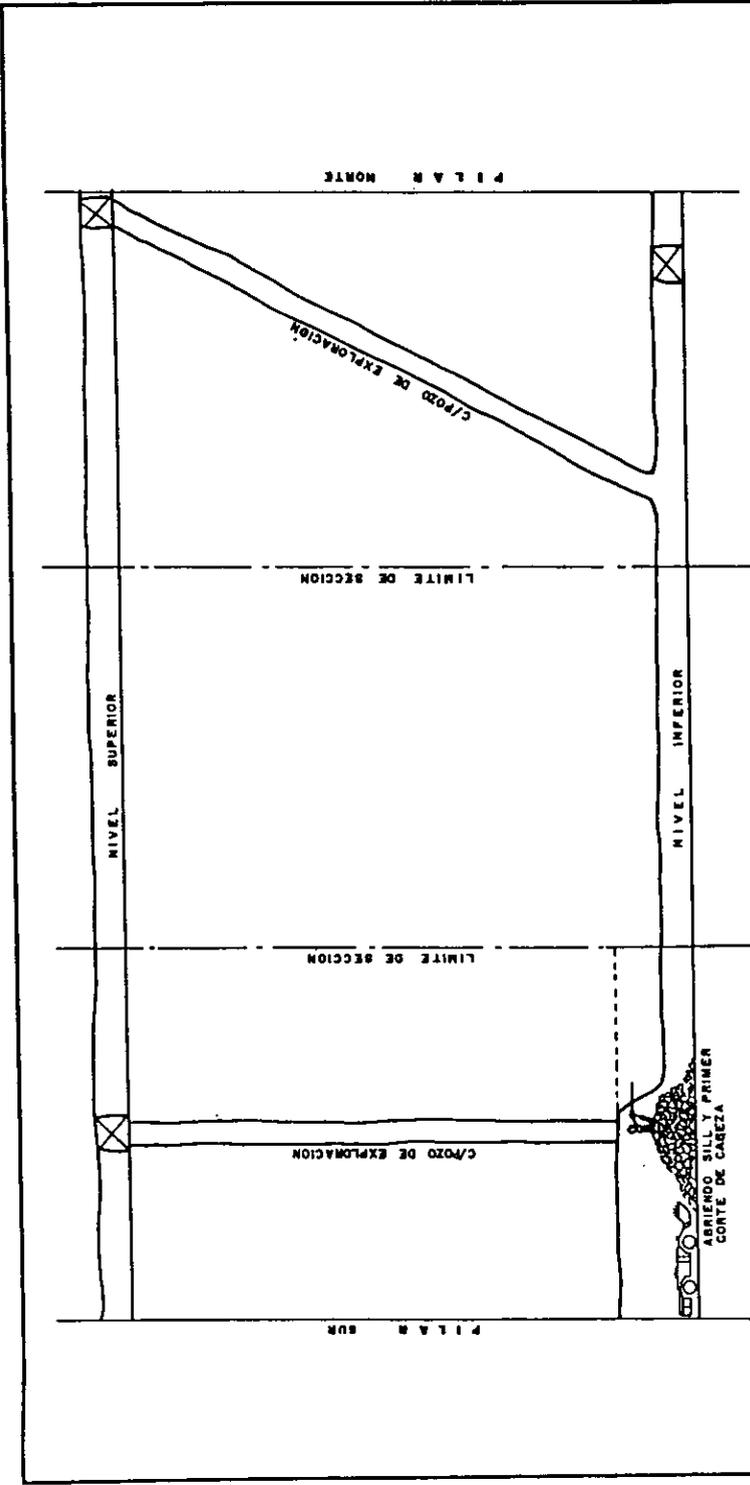
Para los desarrollos (frentes, cruceros, rampas, etc.) que es únicamente donde se lleva acabo este tipo de protección, ésta consiste en colar 5 barrenos en el tope de la frente con barra de 11 pies, dado que el resto de la barrenación se hace con barra de 6 o en ocasiones de 8 pies. Esta barrenación se deberá hacer antes que los barrenos de la plantilla. En ningún caso la longitud de los barrenos deberá ser de menos de 2 pies que la longitud máxima de barrenación en la plantilla. Estos cinco barrenos tiene como finalidad "explorar" de forma muy local el avance que se planea dar con esta pegada. La conformación de dichos barrenos es la siguiente: se cuela un barreno en cada esquina del tope de la obra con tal inclinación y rumbo que abarque una especie de cono sobre el rumbo general de la obra a colar. Además de estos cuatro barrenos es necesario el colar otro barreno al centro de la obra con el rumbo e inclinación de la misma. El reglamento indica que si alguno de los 5 barrenos "de protección" llegase a cortar agua, de inmediato se suspenderá la barrenación y por ningún motivo se seguirá barrenando hasta que el departamento de geología determine la posibilidad de continuar con el avance o la necesidad de impermeabilizar y proteger la zona con barrenación de protección e inyección de lechada de cemento. Los supervisores de mina serán responsables de dar su aprobación para hacer el disparo, una vez que hayan comprobado que los barrenos de protección se hicieron correctamente, indicándolo en el informe de la pegada, el cual se hace para cada uno de los disparos que se efectúen en zonas protegidas.

Como ejemplo de protección, se anexa en la figura No. III.9 un croquis esquemático de ejemplos típicos de protección mina tanto para el tumbé de rebajes de contracielo, como de desarrollos.

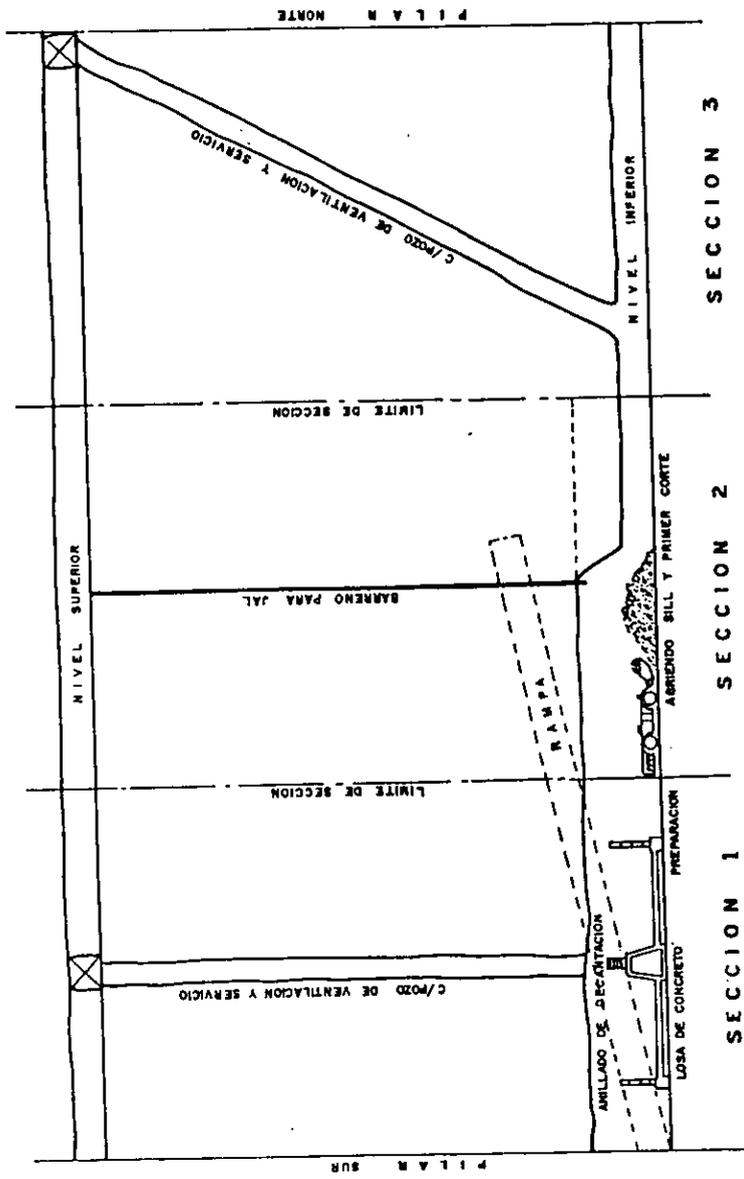


UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA
 SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.
 SECCION LONGITUDINAL
 ETAPA N°1

TESIS PROFESIONAL		Figura No.	
JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA		III.1	
Acreditacion:	Escala:	Fecha:	
Indicada:	m.	1997	



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.	
SECCION LONGITUDINAL	
ETAPA N°2	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA	
Acronimicadas	Figura No
Indicadas	III, 2
Ensayo:	Fecha:
mm.	1997

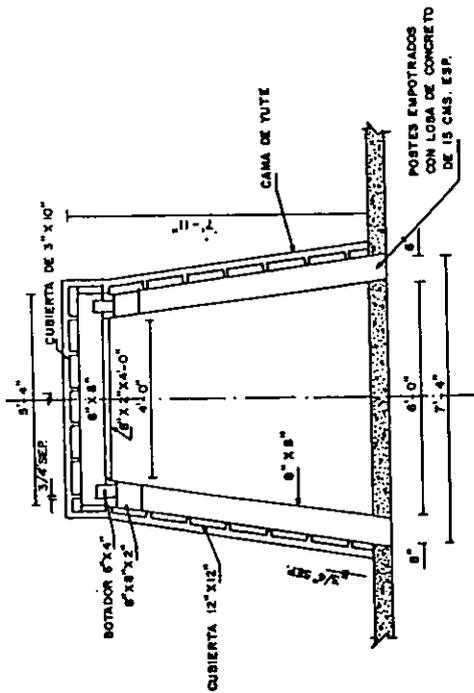


SECCION 3

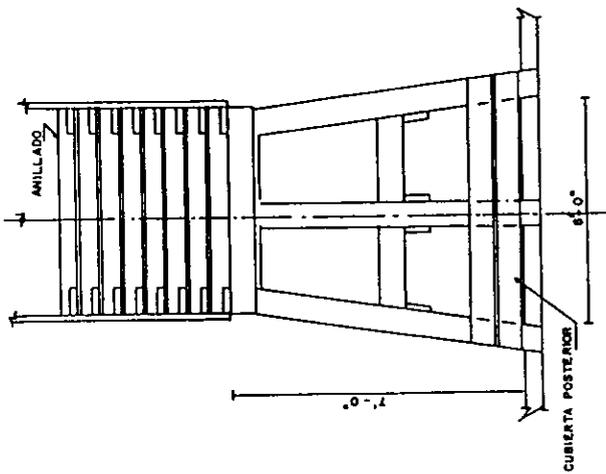
SECCION 2

SECCION 1

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		Figura No.	
FACULTAD DE INGENIERIA		III.3	
SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.			
SECCION LONGITUDINAL			
ETAPA N°3			
TESIS PROFESIONAL-			
JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA			
Autores:	Fecha:	Figura No.	
Indicadas	1997	III.3	

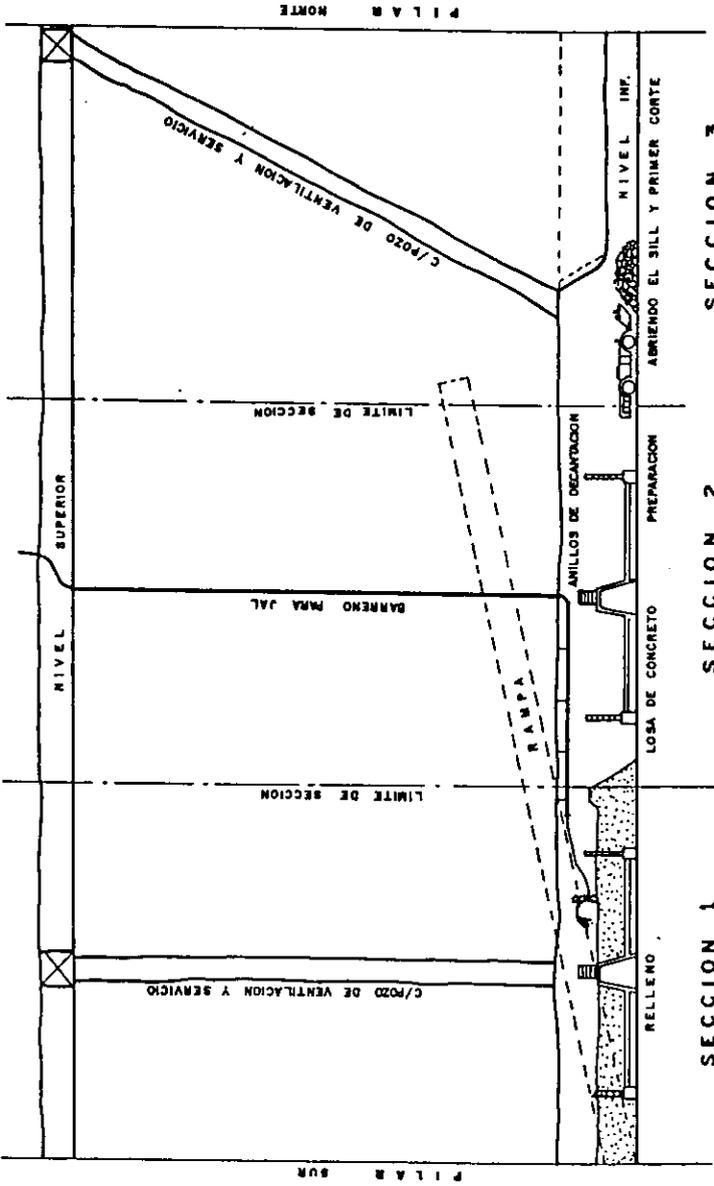


SECCION TIPICA DE MARCOS DE MADERA

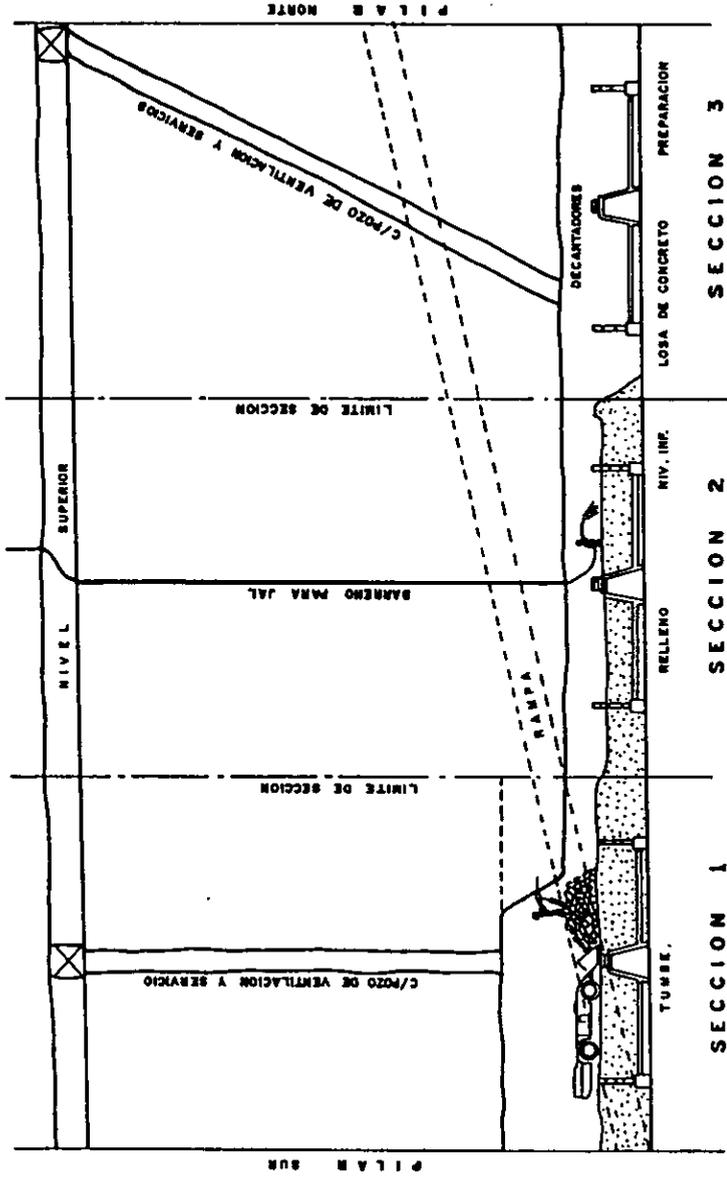


DESPLANTE DE ANILLADO

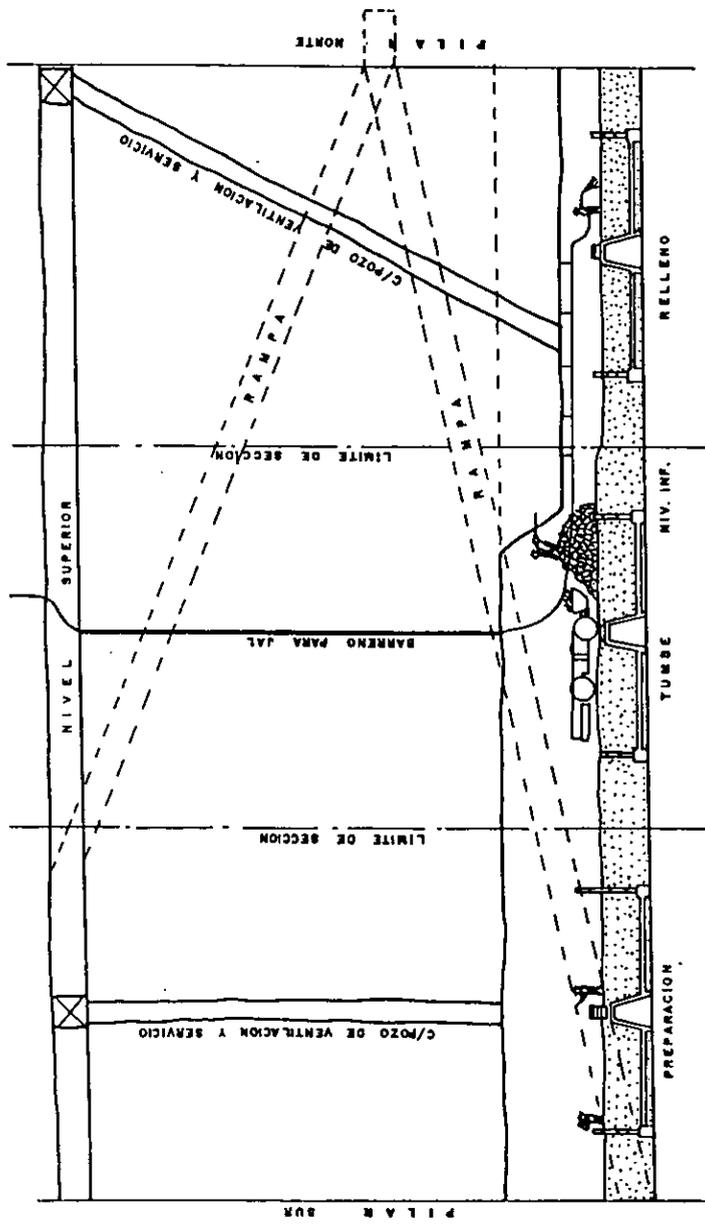
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SECCIONES TIPICAS DE ANILLADOS Y MARCOS DE MADERA PARA SISTEMAS DE DRENAJE	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA	
Asesorante:	Fecha: 1997
Indicada:	Figura No. III.4



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA			
SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION. SECCION LONGITUDINAL ETAPA N°4			
TESIS PROFESIONAL JORGE EDGARDO SANCHEZ-TAPIA			
Autoridad Indicador	Escala:	Fecha:	Figura No.
		1997	III.5

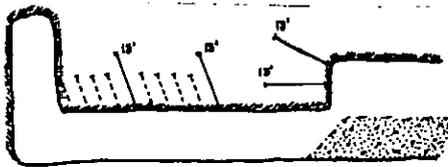


UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.	
SECCION LONGITUDINAL	
ETAPA N°5	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA	
Asesorado:	Figura No.
Elaboro:	Fecha:
Revisado:	1997
	III.6

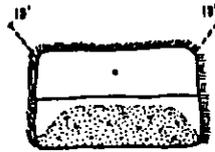


SECCION 1 SECCION 2 SECCION 3

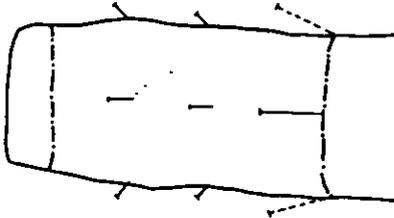
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.	
SECCION LONGITUDINAL	
ETAPA N°6	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA	
Acotaciones:	Figura No
Indicadas	III, 7
Escala:	Fecha:
1:1	1997



SECCION LONGITUDINAL

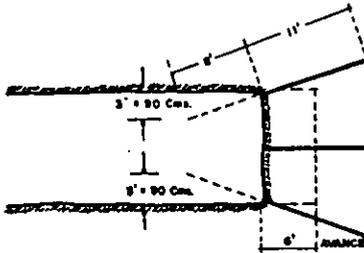


SECCION TRANSVERSAL



PLANTA

DISEÑO DE PROTECCION
MINA PARA TUMBE
DE CONTRACIELO



SECCION LONGITUDINAL

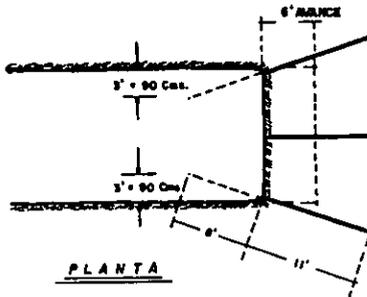
BARRENOS DE ARRIBA
(1 Y 2)

BARRENO AL CENTRO
HOR. 11' (3)

BARRENOS DE ABAJO
(4 Y 5)



SECCION DEL TOPE



PLANTA

BARRENOS LATERALES
IZQUIERDOS (1 Y 4)

BARRENO AL CENTRO
HOR. 11' (3)

BARRENOS LATERALES
DERECHOS (2 Y 5)

DISEÑO DE PROTECCION MINA
PARA DESARROLLOS

PARA PROTECCION DE RAMPAS
CAMBIAR EL BARRENO DEL CENTRO (3)
A LA INCLINACION DE LA RAMPA.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

PROTECCION MINA
CROQUIS ESQUEMATICO TANTO EN REBAJES DE
CONTRACIELO COMO EN DESARROLLOS

TESIS PROFESIONAL
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA

Acootaciones:
Indicadas

Escala:
sin.

Fecha:
1997

Figura No.
111.9

CAPITULO IV

DESARROLLO DE LA ZONA SUR

DE LA MINA SAN ANTONIO

- *ALCANCE DEL PROYECTO*

SISTEMA DE EXPLOTACION MINA SUR LA ESPERANZA

- *PREPARACION GENERAL DE LOS REBAJES*
- *SECUENCIA: PREPARACION - TUMBE - RELLENO*

PROYECTO TIRO LA ESPERANZA

- *CUELE Y DESARROLLO DEL TIRO*
- *EQUIPAMIENTO DEL TIRO*

CAPITULO IV

DESARROLLO DE LA ZONA SUR DE LA MINA SAN ANTONIO

ALCANCE DEL PROYECTO

El método de minado denominado de "corte y relleno" es hoy en día empleado en muchas de las minas mexicanas. En algunas de ellas, casi el 100% de volumen extraído es reemplazado por algún tipo de relleno, por lo general las colas finales del proceso de beneficio, las cuales no contienen valores económicamente recuperables (jales). Dadas las características del depósito mineral, de las características geológico-estructurales de la roca encajonante y del mismo cuerpo mineralizado y sobre todo por la presencia de agua, el método que se practica actualmente en la mina San Antonio es el de corte y relleno, en la variante de relleno con jal (relleno hidráulico). Este sistema se emplea donde el hueco que se deja a consecuencia del mineral extraído y que de acuerdo a las condiciones de estabilidad, no puede permanecer mucho tiempo sin ser llenado. Con el jal como relleno se consigue la estabilidad requerida para continuar las operaciones, además de que el método de minado ofrece una buena recuperación del cuerpo mineral y disponibilidad del mismo de forma casi inmediata.

Mucho se ha escrito sobre el método subterráneo de explotación por corte y relleno, ya que como se mencionó líneas atrás, es ampliamente usado en las operaciones mineras del país, incluyendo la mina San Antonio. A grandes rasgos se utilizan los mismos principios generales y se realizan preparaciones semejantes, con la diferencia de que en la mina San Antonio la presencia de agua lo hace particular, dado la forma de solucionar los problemas que el agua a alta presión y volumen representan durante el proceso mismo de explotación.

El alcance de este trabajo es el de proponer las modificaciones o cambios que harán más eficientes las operaciones sin restar estabilidad de los rebajes, sin alterar las condiciones de ventilación, sin modificar la disponibilidad de carga (mineral tumbado) y que a la vez proporcione la posibilidad de un minado simultáneo de los cuerpos minerales. Esto se logra al dividir en unidades de minado independientes el rebaje, el cual se prepara con menor cantidad de obras de desarrollo y por lo tanto se aprovechan más eficientemente los equipos de rezagado. Estas modificaciones, de llevarse a cabo, podrán en gran medida reportar una reducción de costos.

Como se mencionó en el capítulo I de ésta tesis (Generalidades), para realizar el proyecto de expansión en producción, además de acondicionar las operaciones de minado, será necesario construir un tiro nuevo por donde se podrá extraer el incremento de la producción actual de la mina San Antonio. En el diseño del nuevo tiro se deberá tomar en cuenta que por este tiro se mantendrá toda la producción en las futuras operaciones de la unidad. El alcance del proyecto (denominado tiro "La Esperanza") es a nivel de diseño general, con equipamiento conceptual en el malacate y accesorios más importantes.

SISTEMA DE EXPLOTACIÓN MINA SUR LA ESPERANZA

Los factores que intervienen para proponer la modificación a la forma de preparación y forma general de operación y minado del método de corte y relleno que hasta ahora es practicado en la unidad, controlan en la mayoría de los casos, la disposición de obras permanentes y auxiliares. Dichos factores son:

- a) Características geométricas del cuerpo mineralizado: potencia, echado, ancho, longitud y en general la morfología del depósito.
- b) Características físicas de la roca mineralizada y de la roca encajonante: dureza, consistencia, estratificación, tipo de mineral y contenido del mismo.
- c) Seguridad proporcionada por el relleno en el método de minado de corte y relleno.
- d) Productividad
- e) Posibilidad de mecanización y disponibilidad del equipo
- f) Costos de operación.

De la correcta valoración de los incisos anteriores, depende la eficiencia total de las modificaciones propuestas al sistema, con las cuales se presentarán las siguientes ventajas generales:

- Mayor seguridad en todas las etapas de operación
- Menor dilución del mineral en comparación con las operaciones actuales
- Recuperación entre el 80 y 85 %
- Método selectivo, lo que permite su empleo en áreas de mineralización irregular, ya que cualquier "caballo" de tepetate se podrá en un momento dado, dejar como relleno y proseguir con el minado del rebaje.
- Se puede establecer un mejor circuito de ventilación, empleando las múltiples comunicaciones al rebaje.

Las modificaciones al sistema de minado que se proponen son las siguientes:

PREPARACIÓN GENERAL DE LOS REBAJES.-

La etapa de preparación-exploración del cuerpo mineral, sólo se modificará en la ubicación de las obras, ya que en términos generales se requerirá de la misma cantidad de obras empleadas hasta ahora. Esta etapa consiste en colar una frente principal dentro del cuerpo mineralizado (en uno de los contactos. La diferencia es que anteriormente se hacía fuera del cuerpo mineralizado), también se cuelan los dos cruceros en los extremos de la frente con objeto de cortar transversalmente un dique intermedio y conocer el contacto opuesto del dique que ocasionalmente se encuentra mineralizado. A partir de estos cruceros se cuele otra frente a dos puntas paralela al contacto, tanto para explorar el área como para conocer en forma directa las condiciones hidrológicas y estructurales cercanas al cuerpo mineralizado mediante la barrenación de protección. Una vez descartada la presencia de agua en ambos extremos de la frente principal, se cuelan contrapozos al nivel superior (50 metros arriba de esta elevación), los cuales se proyectan de tal forma que en el futuro, en la etapa de producción, sirvan para establecer circuitos de ventilación y de caminos para el rebaje, como metaleras ó tepetateras. De igual forma, las dos frentes coladas en el cuerpo mineral (por los contactos) se desbordarán a todo lo ancho de la mineralización para formar un sill en cada contacto, donde los dos rebajes estarán separados por el dique que servirá de pilar. Es común que por seguridad sólo sea explotado un contacto del dique a la vez, para evitar que éste se intemperice y pueda ocasionar algún accidente por la mala estabilidad antes del relleno, al haber minado los dos contactos mineralizados.

Para efectos de explotación, desde esta etapa, la modificación principal consiste en dividir el rebaje en solamente dos secciones de área semejante, que para estandarizar la producción diaria por rebaje y contar siempre con mineral tumbado disponible. En función de la capacidad de rezagado de los equipos que se tienen (scoop-tram de 3.5, 5 y 6 yd³) se proponen secciones de 50 metros de longitud. Como el rebaje se desplanta desde el nivel inferior, los tres primeros cortes son rezagados directamente hasta las metaleras generales. Los contrapozos que se cuelean para metaleras en los extremos, comenzarán a dar servicio a partir del cuarto corte. En la primera fase de preparación, los contrapozos sólo servirán para establecer el circuito de ventilación para los desarrollos de preparación necesarios, como lo es una rampa con pendiente positiva para preparar los subsecuentes cortes. (figura No.IV.1.)

Donde comienza el cuele de la frente principal para el rebaje, se inicia también el cuele de la rampa con pendiente positiva al 12% (no al 15% como se hacía anteriormente, ya que estas pendientes perjudican considerablemente al equipo de rezagado cuando circulan cargados en contra de la pendiente) hacia el nivel superior. La rampa vista en planta tendrá la forma de "ochos" ó "moños" con el centro del moño en la división del rebaje. Esta rampa tendrá comunicación al rebaje en el centro del moño y en los extremos de las curvas. Todas las comunicaciones se hacen mediante un crucero colado sobre tepetate en cada comunicación, colado con pendientes de -15% el cual se aprovecha para minar un corte inmediatamente arriba del último corte de cabeza minado desde la frente principal. Posteriormente se desborda este crucero de cabeza de tal forma que el producto se quede como relleno ahí mismo y

se tenga un acceso al cuerpo mineralizado con pendiente horizontal (0.0%) para con esto poder minar un segundo corte y después de minar este segundo corte se repita la operación de desborde de cabeza del crucero hasta conseguir un acceso sobre relleno con pendiente positiva de +15%. Localmente a este tipo de accesos con un sólo crucero se les denomina "pivotes", los cuales dan origen a los diferentes cortes que serán minados. Cada corte contará con comunicación a los contrapozos de servicio y/o metaleras, con lo que se consigue mayor productividad de los equipos, mejor aprovechamiento y reducción de tiempo en el rezagado, mayor disponibilidad de carga , menor tiempo de relleno (como se verá más adelante en la etapa productiva del rebaje) y sobre todo, menor desarrollo, lo que se traduce en ahorro en costos. Este tipo de preparación con rampas en moños puede en un momento dado servir para comenzar otras obras de preparación para cortes a la misma elevación en rebajes vecinos o adyacentes al que se está minando, con el consecuente ahorro del cuele de otra rampa de preparación para el siguiente rebaje, como se hace actualmente.

En la etapa inicial de preparación del rebaje (o rebajes), se hace necesario además de los desarrollos mencionados (frentes, rampa, cruceros, contrapozos), el colar un contracañon paralelo al sill. Esta obra es necesaria para poder delimitar el cuerpo en rebajes de longitud estándar de 100 metros y poder continuar con la exploración con obra directa, de nuevos cuerpos minerales o explorar la continuidad de los mismos y en su caso, como preparación para los rebajes adjuntos. En los niveles inferiores, este contracañon constituirá una futura vía de acceso, ventilación, servicios, desagüe y bombeo para nuevos desarrollos. También podrá formar parte del sistema general de acarreo en las diferentes etapas productivas del área en operación.

SECUENCIA PREPARACION-TUMBE-RELLENO:

Como se mencionó anteriormente, para efectos de explotación el rebaje solamente se divide en dos secciones. El objeto de hacer esta división es el de obtener flexibilidad en la operación relleno-tumbe, así como la de evitar en lo más posible el colar más desarrollos (frentes y rampas) durante la etapa de preparación, siempre y cuando no se pierda el ciclo de tumbe-rezagado-relleno en la operación.

Al igual que en la forma actual de minado, la secuencia de *preparación-tumbe-relleno* se resume en diferentes etapas desde el inicio del rebaje hasta la etapa productiva, las cuales son:

Etapas # 1:

Cuele de la frente inicial de exploración en uno de los contactos del cuerpo y de los contrapozos de servicios. En los extremos están localizados los pilares que delimitan la explotación, los cuales por razones de seguridad, se mencionó con anterioridad que son parte del mismo cuerpo mineral que no se recupera y mediante los cuales se delimitan bloques minables de 100 metros de longitud, que de acuerdo a estudios de mecánica de rocas es la longitud óptima para las condiciones del yacimiento y sobre todo de la roca encajonante e intermedia, ya que hay que recordar que el pilar intermedio es el dique.

Etapa # 2:

La frente de exploración se desborda en la primera sección y se realiza el primer corte de cabeza de 3 m de altura, para ser la altura final de piso a cielo de 6 m. (figura No. IV.2.). Así mismo se inicia el cuele de la rampa ascendente para los cortes posteriores.

Etapa # 3:

La primera sección se encuentra disponible para efectuar los trabajos de preparación previos al relleno que se describirán a continuación, dichos trabajos se realizarán mientras se efectúa el desborde y el primer corte de cabeza en la segunda sección ó "levante" como localmente se denomina. (figura No. IV.3)

Como el rebaje se desplantó propiamente a partir del sill formado por el desborde de la frente de exploración, se deja un pilar de entrepiso ya que se considera que en las condiciones actuales de inflación y el encarecimiento de los insumos, el valor neto por tonelada de mineral insitu ha disminuido con el paso del tiempo, en comparación con el incremento de los costos de operación. Por lo anterior y desde un punto de vista puramente económico, el dejar como pilar de piso-cabeza un bloque de mineral con espesor promedio de 3 metros, el cual ya no podrá por ahora ser recuperado y que para efectos de cuantificación de mineral se clasifica como mineral de interés (pilares y mineral inaccesible), resulta más conveniente que el colar la losa de concreto armado con un costo mucho mayor que el del mineral dejado como pilar. Esta losa en el futuro hará las veces de pilar para el caso del método actual sin modificación, pero al no ser necesario el preparar el área para el empotramiento de la losa ni el cuele de la misma el ahorro en tiempo también es un factor importante que redundará en una disponibilidad del mineral tumbado más rápida y el esperar menor tiempo para introducir el relleno al rebaje.

Sobre el bloque que se deja como pilar se hacen todas las obras necesarias para la preparación de sistemas de drenaje que conducirán el agua a los tapones generales de captación de agua, para lo cual se instalará un ducto protegido con marcos de madera desde el centro de la sección. En el extremo de los marcos se desplanta el anillado de decantación principal el cual se irá subiendo conforme avanza el relleno y que en esta modificación a la forma actual de operaciones de preparación y explotación de los rebajes, queda ubicado al centro del block a minar. También se instalan como auxiliares a la decantación, una serie de tuberías de struc-pack de 6" en diferentes direcciones a partir de la base del anillado principal. En los extremos de estas tuberías se levantan torres de decantación que van subiendo conforme avanza el relleno. En las demás comunicaciones que existen entre la frente principal y el rebaje, se instalan tapones de madera para jal (que permitan en lo posible la evacuación de agua) o en ocasiones muros de control contruados a base de block y concreto, como es en el caso de las comunicaciones inferiores del rebaje con la rampa general o con el contracañón.

Etapa # 4:

Cuando la preparación en la primera sección termina, se rellena hasta que se la altura entre el jal y el cielo del rebaje sea del orden de 3 m. Para este entonces, ya se abrió el sill en la segunda sección y se realizó el primer corte de cabeza, el cual se debe encontrar en la labor de rezagado. Una vez que finalice el rezagado, esta parte del rebaje se encontrará disponible para realizar los mismos trabajos preparación previos al relleno que en la sección anterior, con lo cual se cierra el ciclo de *preparación-tumbe-relleno* de la primera fase de preparación general. A partir de este momento los trabajos de preparación requeridos durante la operación son mucho más simples y por lo mismo más rápidos y económicos. (figura No. IV.4.)

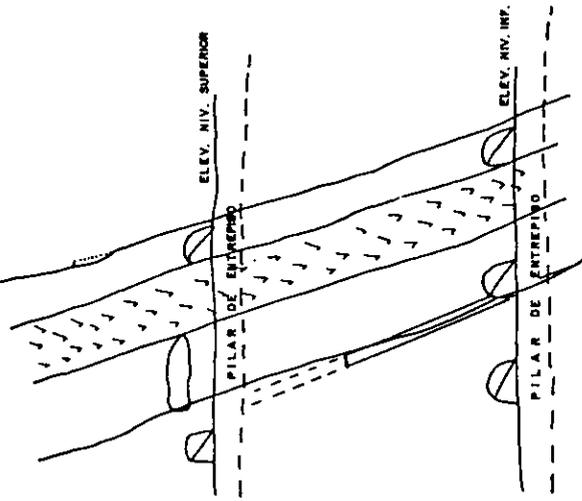
El pilar que se deja entre rebajes (pilar norte y pilar sur de cada rebaje) a lo largo del eje mayor del cuerpo mineralizado (a rumbo de mineralización) es del orden de 3 metros, con lo cual se consigue garantizar estabilidad del relleno en el rebaje adyacente. Dicho pilar fue calculado con asesoría del departamento de consultores de mecánica de rocas del Grupo México.

En la etapa operativa del rebaje el ciclo de operación se establece de la siguiente forma:

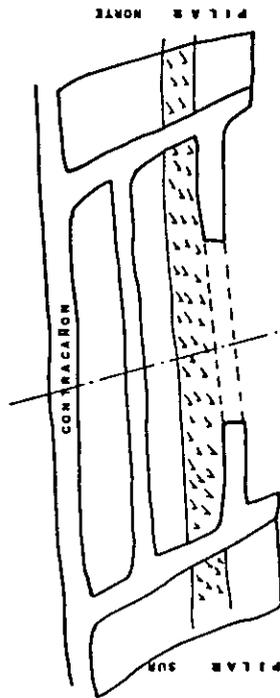
- Se inicia con un corte de cabeza de 3 metros en la primera sección o sección #1 (ya que será la primera en entrar en esta etapa) hasta completar 3 cortes, mientras en la otra se lleva a cabo el rezagado y se continúa relleno con jal fresco y *retenidas*¹⁴ de jal seco ó de tepetate para evitar que los lodos del relleno invadan la operación en la otra sección. Conjuntamente, también se procede a levantar los anillados de las torres de decantación. (figura No. IV.5.)
- Los tres cortes de cabeza que se mencionan en el párrafo anterior, se logran mediante el desborde de los cruceros de acceso o pivotes que se desarrollan a partir de la rampa principal de preparación. Con esta acción se consigue obtener cortes de 3 metros en promedio cada uno. La experiencia en operación muestra que lo óptimo para establecer un buen ciclo de producción y relleno lo constituye el dar dos cortes al rebaje, rezagar y relleno la sección. Lo anterior se debe a que por el factor de abundamiento del mineral tumbado, se obtiene una mejor ventilación con sólo dos cortes en lugar de tres. Cabe hacer mención en este punto que el equipo de barrenación empleado para el minado, son máquinas de pierna neumática, por lo que la introducción de servicios (colocación de tuberías de aire y agua) es más fácil para dos cortes (partiendo de las comunicaciones con los contrapozos con manguera de hule) que "arrimar" tuberías dentro del rebaje para lograr otro corte y posteriormente retirarlas para introducir el relleno como se hacía de la forma anterior o tradicional en la unidad.

¹⁴ *retenida*: es el nombre local que se da a los "muros" empleados para retener o contener dentro de los rebajes el relleno. El relleno (hidráulico) está construido por las colas del proceso de beneficio (jal en pulpa). Las "retenidas" se hacen con jal seco o con tepetate (roca estéril).

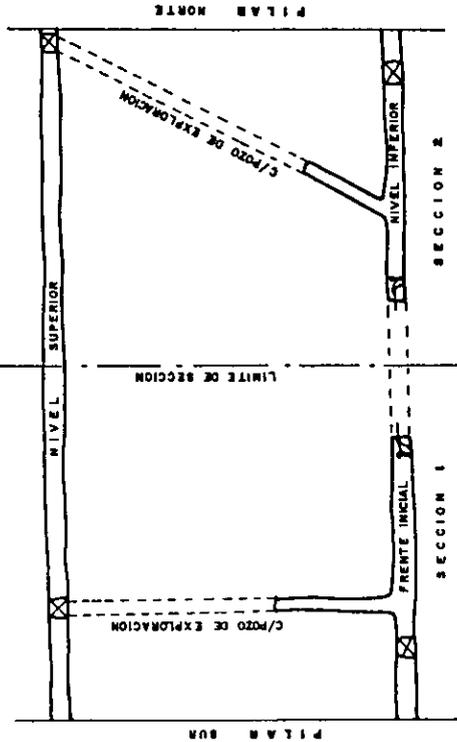
- Una vez que se ha minado dos cortes en el rebaje, se procede a rezagar con equipo diesel y conforme avanza el rezagado, se retiran los servicios que se emplearon para el tumbe, para comenzar con la preparación de la nueva etapa de relleno, la cual consiste a grandes rasgos en dos actividades principales: 1). colocar tapones de control y retenidas de tepetate o jal seco para control del relleno y 2). conectar desde el barreno de jal más cercano, la línea que conducirá el material de relleno hasta los puntos de distribución dentro del rebaje, para después simplemente esparcirlo de manera uniforme hasta rellenar completamente el área minada.



SECCION TRANSVERSAL

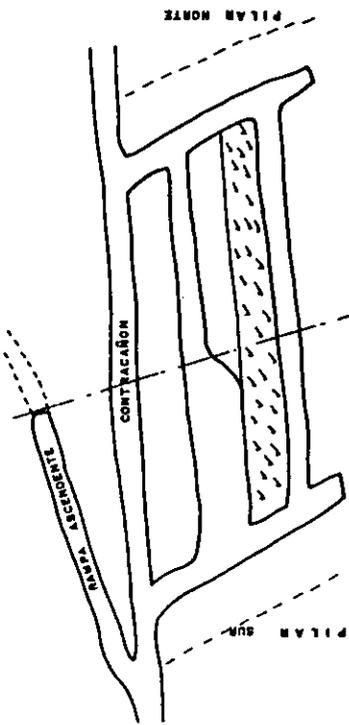


PLANTA

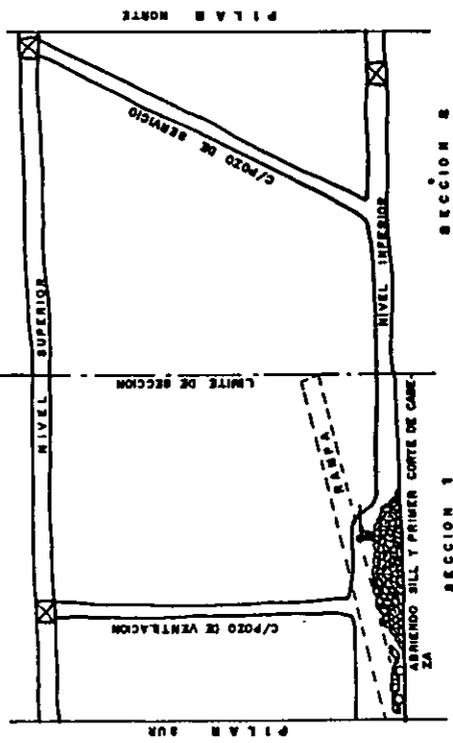


SECCION LONGITUDINAL

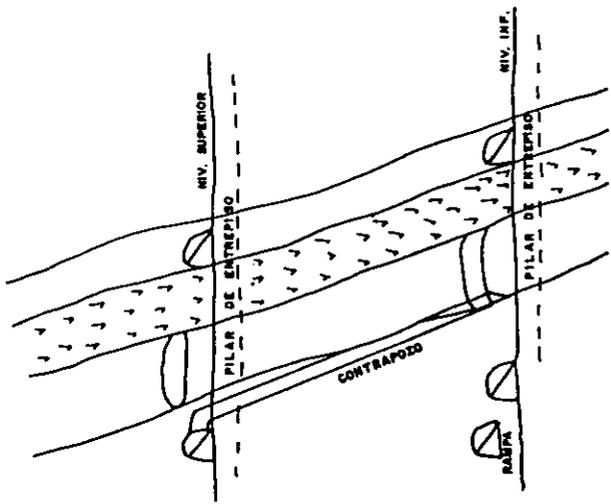
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
MODIFICACION AL SISTEMA DE EXPLOTACION	
SECCIONES Y PLANTA	
ETAPA N° 1	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA	
Acreditada:	Fecha:
Indicada:	1997
Figura No.	IV.1



PLANTA



SECCION LONGITUDINAL



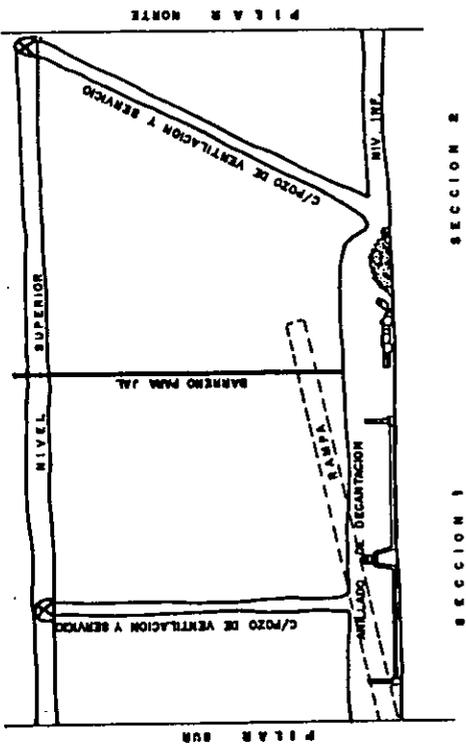
SECCION TRANSVERSAL

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA
 MODIFICACION AL SISTEMA DE EXPLOTACION
 SECCIONES Y PLANTA.
 ETAPA N° 2

MINERAL
 DIQUE

TESIS PROFESIONAL
 JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA

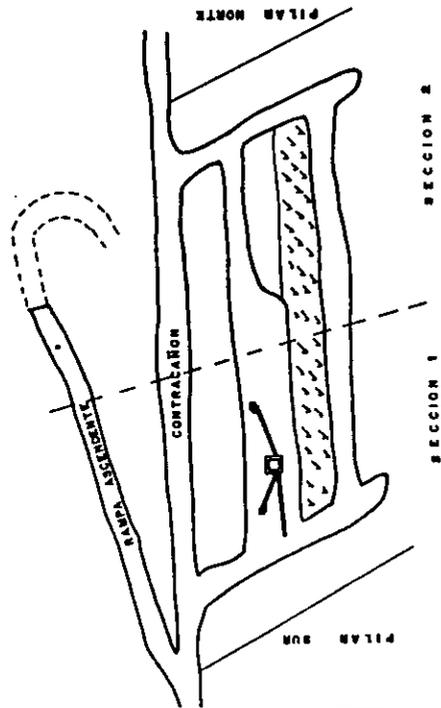
Asesorador:	Fecha:	Figura No.
Indicador:	1997	IV.2



SECCION 1

SECCION 2

SECCION LONGITUDINAL



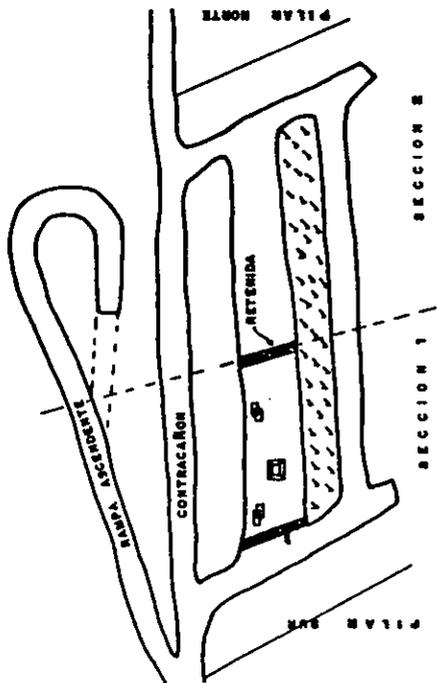
SECCION 1

SECCION 2

PLANTA

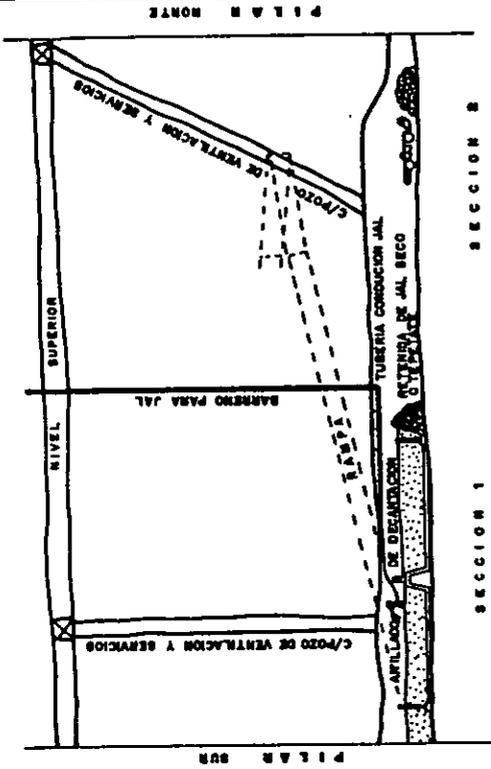
-  MIRRAL
-  DIQUE
-  TUBERIA DE DESAGUE

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
MODIFICACION AL SISTEMA DE EXPLOTACION	
SECCIONES Y PLANTA	
ETAPA N° 3	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDGARDO SANCHEZ TAPIA	
Asesoramiento	Fecha: 1997
Indicador	Figura No. IV.3



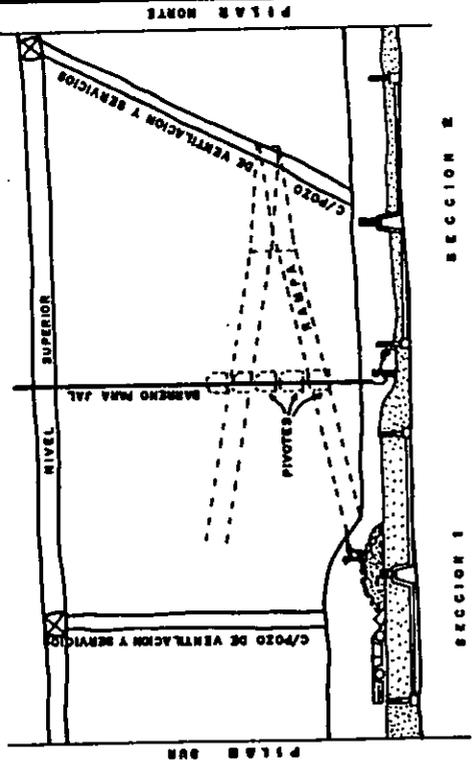
PLANTA

- MINERAL
- SIGUE

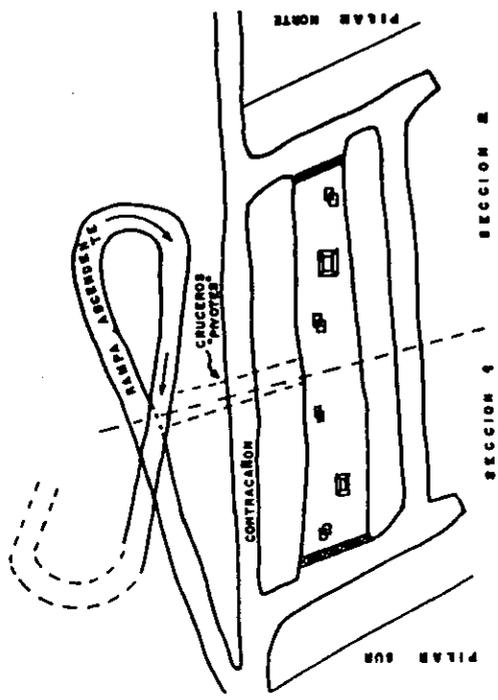


SECCION LONGITUDINAL

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
MODIFICACION AL SISTEMA DE EXPLORACION SECCIONES Y PLANTA. ETAPA N° 4	
TESIS PROFESIONAL JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA	
Asesorado: Indicadas	Fecha: 1997
Figura No.	IV.4



SECCION LONGITUDINAL



PLANTA

- MINERAL
- DIGUE

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
MODIFICACION AL SISTEMA DE EXPLOTACION	
SECCIONES Y PLANTA.	
ETAPA Nº 5	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA	
Asociación:	Figura No. IV.5
Estado:	
Fecha:	1997
Indicadas:	

PROYECTO "TIRO LA ESPERANZA"

Al inicio de éste capítulo se menciona la necesidad de construir un tiro nuevo dentro de los alcances del proyecto de expansión de la producción, el cual se denomina tiro "La Esperanza". Este tiro toma su nombre del lote minero donde se ubica el lugar idóneo para su cuele.

CUELE Y DESARROLLO DEL TIRO

La ubicación del tiro "La Esperanza" se determinó tomando en cuenta las reservas disponibles, la localización de los cuerpos minerales y el potencial geológico de la región. En el área donde se encuentra ubicado el tiro, el *potencial geológico*¹⁵ se incrementará a medida de que las obras de preparación general se estén desarrollando y se lleve a cabo un programa extensivo y ambicioso de barrenación a diamante con fines de exploración.

La ubicación que se determinó adecuada para colar el tiro la Esperanza obedece, como se indicó anteriormente, a las necesidades de una explotación racional y a bajos costos de operación, además de aprovechar al máximo la topografía de la zona. La zona seleccionada resultó la más adecuada desde el punto de vista estructural para el cuele de un tiro, tanto por las condiciones reológicas imperantes en el área (mismas que resultan conocidas a diferentes elevaciones desde el interior de la mina), como por la cercanía de los principales cuerpos minerales. También se podrá aprovechar la topografía y utilizar el macizo rocoso para soportar las poleas del malacate y los esfuerzos que se generarán por la actividad de extracción de mineral (manteo), ya que no se tendrá la necesidad de construir un castillo para liberar esfuerzos y soportar tensiones ejercidas por el malacate que se instalará.

Una vez determinada la ubicación definitiva del tiro, se determinó el cuele de un socavón con una longitud total de 287 m, el cual resulta ser una obra necesaria y primordial para el proyecto ya que, además de servir inicialmente como acceso para el desarrollo de un contrapozo tipo Robbins que dará origen a una parte del tiro, ahí quedará ubicada la tolva de mineral manteado y la banda transportadora que conducirá el producto hasta la planta de beneficio.

El cuele de este socavón se desarrolló de forma convencional con sección estándar de 4.0 x 4.0 metros y pendiente horizontal. Posteriormente se determinó que debería ser ampliado para conseguir una sección uniforme de 6.0 x 4.0 metros, dado que además alojar a la estructura de la banda transportadora de mineral, deberá permitir el acceso de un vehículo sobre neumáticos para labores de mantenimiento, transporte de materiales y acceso eficiente y

¹⁵ *potencial geológico*: término empleado para indicar la posibilidad o probabilidad de existencia de cuerpos minerales que pueden representar reservas minerales potenciales.

seguro para el cambio de botes de manteo o reparaciones mayores al malacate. Así mismo, a partir del fondo del socavón se tuvo la necesidad de colar una rampa con pendiente positiva al 12%, y sección estándar de 4.0 x 4.0 metros que comunica este socavón hasta el otro lado del cerro donde quedará ubicado el malacate del tiro La Esperanza. Dicha rampa servirá para tener acceso para desbordar las laderas del cerro que darán origen a la terraza donde quedará instalado este malacate y la subestación de energía eléctrica de la mina sur "La Esperanza".

De forma general el desarrollo del tiro lo constituye el desborde de un contrapozo Robbins de 7 pies de diámetro, el cual fue colado y rimado en tres secciones desde superficie hasta la elevación del nivel 10 de la mina San Antonio (480 metros), y de ahí se desarrollará de forma convencional en ahonde (tiro ciego) por 180 m más hasta el fondo del tiro. El desarrollo del que se habla tendrá las siguientes etapas generales. (figura No. IV.6).

1a. ETAPA (cuele del contrapozo Robbins y desarrollos en la mina San Antonio):

Para esta etapa fue necesario colar tres obras que permitieron el acceso de una máquina Robbins modelo IR73. Primero fue necesario abrir un camino en superficie en forma conjunta al cuele del socavón la Esperanza, para formar la base de concreto de la máquina en superficie, misma que posteriormente serviría para colar el contrapozo con longitud de 47 metros.

Para desarrollar la segunda sección del contrapozo Robbins con una longitud de 358 metros, se coló conjuntamente al socavón la Esperanza, un crucero con sección estándar de 4.0 x 3.5 metros de sección y longitud de 23 metros, a la altura del nivel 8 de la mina San Antonio. Este crucero se inició en la rampa general a superficie. Con la longitud marcada fue suficiente para interceptar la traza de llegada del barreno piloto para el contrapozo Robbins a esta elevación. El contrapozo Robbins se dividió en tres secciones para evitar a lo máximo posibles desviaciones en rumbo e inclinación al momento de dar el barreno piloto. Posteriormente al final del crucero, se tuvo la necesidad de desbordar a sección de 4 x 8 x 8 metros de ancho, largo y altura respectivamente, para contar con una plaza que serviría para el cuele de la tercera sección del contrapozo Robbins hasta la elevación del nivel 10 de la mina San Antonio.

Para el cuele de la tercera sección de contrapozo Robbins fue necesario colar una frente 12 metros arriba de la elevación del nivel 10 de San Antonio, la cual se inicia en el rebaje denominado 1011566, que a la fecha era el rebaje que se encuentra a mayor profundidad por el lado sur de la mina. Esta frente posteriormente se convertirá en el nivel 10 de la mina la Esperanza y a partir de aquí, se harán todas las instalaciones necesarias para continuar con la profundización del tiro. La frente se aprovecha para dos finalidades: contar con el acceso más profundo que permitiera desarrollar el tiro a partir del desborde del contrapozo Robbins y contar con horizontes de exploración para barrenación a diamante que pudiesen dar una mejor posición para la cubicación de las reservas de la zona sur. Hasta

este nivel se coló la tercera sección del contrapozo Robbins con longitud de 62 metros y a partir de este punto, se hará todo lo que se requiera para desarrollar las obras necesarias para la profundización en tiro ciego hasta el fondo a la elevación del nivel 13 de la mina San Antonio.

Resumiendo: la primera etapa de desarrollo del tiro la Esperanza lo constituye el cuele del contrapozo Robbins (barreno piloto y rimado del mismo hasta alcanzar una sección circular de 7 pies de diámetro) en tres secciones:

- 1.- Una etapa de 47 m desde superficie hasta el socavón (primera sección).
- 2.- Una etapa de 358 m del socavón al nivel 8 (segunda sección).
- 3.- Y otra etapa de 62 m del nivel 8 al nivel 10 (tercera sección).

2a. ETAPA (desborde del contrapozo Robbins a sección estándar del tiro):

Para el desborde de la primera sección del contrapozo Robbins (desde superficie hasta el socavón) para dar la sección final del tiro (2 x 4 metros), es necesario fondear el contrapozo Robbins en el socavón para evitar que la rezaga caiga por el mismo en la segunda sección y poder rezagarlo por el socavón. En esta fase la sección final del tiro será de 2.0 metros de ancho por 6 metros de largo (dos metros más de largo que la sección estándar de 2 x 4 metros del resto del tiro) dado que en esta etapa se requiere esta sección para alojar dos claros para bote de manteo y un claro para camino el cual dará servicio de mantenimiento al tiro y a la estación de maromas. También en esta sección del tiro se hace necesario desbordar la sección de 2 x 6 metros por una distancia de 10 metros para dar origen al área de maromas. Se hace notar que el nivel donde quedará instalado el malacate, prácticamente será el mismo que el nivel donde están localizadas las maromas para los botes de manteo. Las poleas quedarán instaladas en el brocal de superficie, es decir, no habrá necesidad de construir ninguna estructura para un castillo, por lo que la estación de maromas de volteo y la tolva para el mineral mantedado estarán dentro del propio macizo rocoso.

Para la construcción de la tolva de mineral mantedado, se colarán primeramente dos contrapozos convencionales, mismos que posteriormente se desbordarán para dar origen a una tolva de configuración tipo bolsa, con una capacidad efectiva de almacenamiento de 1,000 toneladas. Esta tolva estará equipada con dos bocas de descarga (chutes) con compuertas de diseño convencional operada por medio de un pistón hidráulico. Cada compuerta descargará en un alimentador para banda plana de velocidad variable, que hará la transferencia al transportador de banda en el socavón hasta la tolva de la planta de beneficio.

En la segunda sección del Robbins (del socavón al nivel 8), la cual se desbordará hasta una sección estándar de 2.0 X 4.0 m. el producto del desborde caerá hasta la elevación del nivel 10 de la mina San Antonio, donde posteriormente será rezagado con equipo diesel.

Para realizar los desbordes de la 2a sección del contrapozo Robbins (7 pies de diámetro) que se harán de forma descendente desde el socavón hasta el nivel 8 para tener la sección estándar del tiro (2 x 4 metros), se empleará un malacate de 8,000 lbs instalado en el socavón, al cual se le equipará con una canastilla ó plataforma sobre la cual se realizarán estas labores. Será necesario habilitar el brocal del tiro con refuerzos de acero (viguetas) y tela ciclónica para protección del personal durante el desarrollo de estas actividades. Para la instalación del malacate en el socavón es necesaria una pequeña excavación para cimentario, así como el colocar una estructura de soporte (castillo temporal) para una polea.

Para el desborde de la tercera sección del Robbins a la sección estándar del tiro (2 x 4 metros) desde el nivel 8 hasta la altura del nivel 10 de la mina San Antonio, es necesario fondear el contrapozo Robbins 25 metros arriba del cielo del nivel 10 y colar un contrapozo convencional para desviar la rezaga del desborde. Antes de colar el contrapozo convencional que desviará la rezaga proveniente del desborde, se colará un crucero de 10 metros, a partir del cual será colado el contrapozo convencional con longitud total de 30 metros hasta la comunicación con el contrapozo Robbins. Posteriormente cuando se lleve a cabo el desborde de esta tercera sección del contrapozo Robbins, el producto caerá por este contrapozo convencional hasta el crucero, donde será rezagado por medio de equipo diesel (scoop-tram).

El cuele del crucero y el contrapozo se considera necesario para el proyecto general de construcción del tiro, ya que para llevar en forma simultánea el desborde del contrapozo Robbins hasta la sección estándar del tiro y realizar la profundización en tiro ciego, se requieren estas obras que permitan una operación segura y eficiente de ambas actividades. Cabe hacer mención que por el tipo de roca que se presenta en el área del tiro (desde superficie hasta aproximadamente 85 metros abajo del socavón) es un encape volcanosedimentario, por lo que resulta que la estabilidad de la misma no es la deseada, debido a esto, se requerirá seguir un patrón de anclaje sistemático y recubrir el área con una capa de concreto lanzado de 2 pulgadas de espesor con refuerzo de grapa metálica para concreto lanzado.

3a ETAPA (ahonde convencional):

Para esta etapa se tiene considerado ahondar 180m de tiro por medio del método convencional (barrenación y voladura con explosivos en forma descendente). Para lograrlo se utilizará un malacate de 12,000 lbs de capacidad instalado a la altura del nivel 10 de la mina San Antonio, destinado para el manto de la rezaga producida. También se utilizará un malacate más pequeño para mover (subir y bajar) una plataforma de perforación, donde se encontrará instalada una retroexcavadora de 0.5 yd³ adaptada para el llenado de las tinas de manto cuya capacidad es de 1.5m³.

En este ahonde se abrirá una ventanilla en el nivel 12 (100 metros abajo del brocal del nivel 10) que será el nivel general de acarreo de la mina La Esperanza. En este nivel quedará localizada la parrilla que regulará la entrada de mineral a la tolva de mineral grueso proveniente de los rebajes y metaleras, para su posterior quebrado primario. Desde este nivel se hará todo lo necesario: profundizar el tiro para abrir la ventanilla de la quebradora, así como para complementar el sistema de llenado de cartuchos y botes. A partir de estas ventanillas (quebradora y cartuchos) se colarán contrapozos convencionales que darán origen, al ser desbordados, a la tolva de mineral grueso y a la tolva de mineral quebrado, las cuales tendrán capacidades de 1,000 y 1,500 toneladas respectivamente. En total se abrirán tres ventanillas que son: nivel 12 "parrilla", nivel 12 "quebradora" y nivel 12 "estación de bandas y cartuchos". (figura No. IV.7). Como se indicó, se abrirá ventanilla en el nivel 12 "parrilla" y nivel 12 "quebradora" a partir del tiro, pero el desborde de las estaciones de parrilla y quebradora se realizará desde otra obra, ya que para ese entonces se contará con una comunicación a esa elevación en el nivel 12 de la mina San Antonio. Vale la pena aclarar que la comunicación a este nivel por la mina San Antonio, no se tenía disponible ni contemplada en el proyecto original, razón por la cual se tendrá la necesidad de realizar el ahonde del tiro en forma convencional desde el nivel 10 hasta el nivel 12.

La construcción del área de llenado de botes se hará a partir del desborde, después de haber colado un crucero de 15 m sobre la protección con inyección de cemento, hasta conseguir el área necesaria para la instalación del sistema de llenado de cartuchos y la colocación de las bandas transportadoras.

Para el área de quebradoras será necesario desbordar un crucero de 25 m para formar la ventanilla y espacio para la quebradora. En el lugar será instalada una quebradora de quijada de 24 X 36 pulgadas marca Keū-Ken la cual estará acoplada a una criba vibratoria de 11 pies a una abertura de 5 pulgadas que hará las veces de alimentador. La criba eliminará los finos restando carga a la quebradora. También será necesario realizar excavaciones propias para la colocación de la parrilla y cimentación de un martillo hidráulico a la entrada de la tolva de gruesos. (figuras No. IV.8 y IV.9).

EQUIPAMIENTO DEL TIRO

PLACAS DE VOLTEO (maromas) PARA BOTES DE MANTEO TIPO "JETO" DE 5 TON (3.0 m³)

El diseño, materiales de construcción y la construcción misma de las placas de volteo deberán cumplir con todos los requisitos necesarios para asegurar la descarga controlada del mineral triturado del bote de manteo a la tolva de superficie, en la capacidad y condiciones que se indicarán a continuación, así como estar de acuerdo con la práctica común y las recomendaciones del proveedor para la aplicación específica.

Las placas de volteo se componen de tres partes principales: a) Las placas de soporte con refuerzos de ángulo para su conexión a la estructura de soporte, b) Las guías fijas (de placa soldada a la placa de soporte) con la geometría apropiada para asegurar el cambio de trayectoria del bote por medio de un rodillo de volteo, el cual permite la abertura de la puerta de descarga y c) Las guías reemplazables (placas de rodamiento con desgaste) en la sección de la trayectoria de las guías que hacen contacto con el rodillo de volteo, fabricadas en secciones y conectadas con tornillos de cabeza embutida en las guías rígidas.

a) Placas de soporte: La placa de soporte constituye el cuerpo principal del sistema de volteo. Su diseño debe ser tal que asegure la rigidez del conjunto. Deberá contar con elementos estructurales de refuerzo en su parte posterior para conseguir la rigidez necesaria. El diseño de las conexiones a la estructura de soporte deberá ser tal que permita la posición adecuada y el alineamiento de las placas de volteo en la trayectoria de los botes.

b) Guías fijas de las placas de volteo: El diseño mecánico de las guías fijas soldadas al cuerpo de la placa de soporte (espesores de placa, cantidad, tamaño de refuerzos, etc.) será parte del suministro del proveedor. Deberá asegurarse la rigidez de las mismas de manera que se pueda conseguir la trayectoria adecuada del bote de manto para que pueda descargar. Se busca optimizar el diseño del sistema para las condiciones de servicio especificadas.

c) Guías reemplazables: Las guías reemplazables constituyen el área de rodamiento entre las guías rígidas y el rodillo de volteo para conseguir el cambio en la trayectoria del bote de manto. Están sujetas a desgaste y por lo tanto deberán diseñarse de manera que puedan reemplazarse periódicamente. Deberán fabricarse en secciones e ir conectadas a las guías fijas por medio de tornillos de cabeza embutida, con tolerancias de fabricación y montaje que permitan una superficie libre para el movimiento del rodillo de volteo.

BOTE DE MANTEO TIPO "JETO" DE 5 TON (3.3 m³).

El diseño del bote de manto así como los materiales de construcción y la construcción misma debe cumplir con lo necesario para el manto a superficie (extracción) del mineral triturado interior mina, tanto en la capacidad del bote como en las condiciones requeridas para el incremento de la producción en la primera fase del proyecto y la producción total a futuro en una fase posterior. Se debe sujetar el diseño y la construcción del equipo a la práctica común y a las recomendaciones del proveedor.

El bote de manteo esta compuesto de: a) Marco de soporte con cabezales inferior y superior, b) cuerpo articulado con la capacidad especificada y c) compuerta articulada de descarga.

a) Marco de soporte: El diseño mecánico del marco de soporte incluyendo largueros y cabezales (perfiles estructurales, espesor de la placa, cantidad y tamaño de refuerzos, etc.) corresponde al suministro del proveedor, es parte de la unidad el aprobar y aceptar el trabajo realizado por el mismo. En particular se debe considerar para las condiciones de servicio, un factor de seguridad amplio para la placa de soporte de los pernos para los sujetadores del cable en el marco superior.

b) Cuerpo: El diseño mecánico del cuerpo del bote (espesores de placa, tamaño y cantidad de refuerzos, etc.) corresponde al proveedor, dentro de lo cual se debe ajustar a la capacidad diseñada de 5 toneladas de carga útil y sin exceder las dimensiones de los claros del tiro.

c) Compuerta de descarga: El diseño mecánico de la compuerta de descarga y accesorios, incluyendo bielas y rodamientos deben ser dimensionadas apropiadamente para las condiciones de servicio especificado.

d) Placas de desgaste: Todas las partes internas del bote de manteo y compuerta de descarga están sujetas a desgaste, por lo que deberán ser recubiertas con placas de acero resistente a la abrasión (se recomienda placa Astaloy), reemplazables y conectadas al cuerpo del bote mediante tornillos de cabeza ahogada, de diseño estándar. Las dimensiones máximas de las placas de desgaste serán de 300 x 300 mm para facilitar su reemplazo.

Como nota adicional, el número de sub-ensambles deberá mantenerse al mínimo y el proveedor deberá indicar en sus planos de taller el número de sub-ensambles con los que el equipo será embarcado.

SISTEMA DE PESAJE AUTOMÁTICO

El sistema incluye una estación de pesaje automático de la cantidad de mineral de alimentación a los cartuchos, para transferencia del mineral triturado alimentado por transportadores de banda al cartucho y de este al bote de manteo. El sistema de transferencia de mineral está constituido por dos transportadores de banda que reciben el mineral de la tolva y lo descargan en sus respectivos cartuchos. La capacidad de carga útil en el cartucho medidor es de 5 ton. (11,000 lbs) cada uno.

El sistema de pesaje automático debe incluir el control del malacate, de los alimentadores de banda, de los cartuchos y de las compuertas de descarga de la tolva, todos ellos en función del tonelaje fijado para control de la

LIBRERIA
DE
MATEMATICA
FISICA
QUIMICA
BIOLOGIA
HISTORIA
GEOGRAFIA
PSICOLOGIA
EDUCACION
ARTES
MUSICA
DEPORTE
CIENCIAS SOCIALES
LINGUA EXTRANJERA
DISEÑO
COMPUTACIONAL

carga, mediante interfase de control de cartucho y malacate. La secuencia de operación alternará el cargado de los cartuchos y entregará a cada uno, el tonelaje especificado medido por las celdas de carga. Se debe establecer un enlace entre el control del cartucho y el del malacate para cuando se presenten condiciones de alto ó bajo nivel en la tolva ó esté colocado el selector en operación manual, así como en la señalización de falla para el caso en que los alimentadores de banda y la compuerta no operen cuando reciban la señal de arranque o paro.

En el alcance del suministro eléctrico-electrónico del sistema, se debe incluir la elaboración de la interfase de control y comunicación, la selección de todos los elementos, dispositivos y características técnicas requeridos por la lógica de control del sistema.

A reserva de la propuesta que haga el proveedor, se considera que el sistema de pesaje automático deberá contar con los siguientes accesorios:

- a) Gabinete del controlador de carga del cartucho. Construido de lámina de acero para montaje en piso, con puerta frontal de acceso y placa terminal para cable de aterrizamiento.
- b) Alimentación eléctrica de fuerza y control. La alimentación deberá ser 460 VCA, 3 fases, 60 Hz. El control será a 115 VCA con la protección de interruptores en cada circuito. Se proveerá un transformador de voltaje constante para alimentación del controlador programable, los amplificadores de la celda de carga y detector de nivel de la tolva.
- c) Electrónica del controlador de carga del cartucho. Constituido por un procesador lógico programable, con capacidad adecuada, indicadores de condición del sistema, alimentación eléctrica, respaldo de memoria con batería, comunicación al control del malacate para señalización y entrelaces, teclado para programación, operar con alimentación de 115 VCA.
- d) Dispositivos montados en la puerta del gabinete para indicación y control:
 - Selector auto/manual
 - Luz indicadora de operación manual
 - Luz indicadora de falla
 - Botón de paro de emergencia cableado al control del malacate
 - Luces indicadoras de nivel alto/bajo en la tolva
 - Luz indicadora de falla en el PLC
 - Luces indicadoras de falla en las celdas de carga
 - Estación de botones arranque/paro con botones iluminables
 - Estación de botones abierto/cerrado con botones iluminables

- e) Arrancadores tipo Nema 2 para los motores de los alimentadores de banda.
- f) Detector de nivel en la tolva de mineral quebrado mediante sistema ultrasónico.
- g) El control manual será establecido con el selector auto/manual. En esta posición los alimentadores y compuertas serán controlados mediante los dispositivos localizados en el gabinete de control, así como por las estaciones de control locales del operador.
- h) Celdas de carga tipo modulares colocadas en una placa base adecuada para montarse en las provisiones para el efecto en el marco inferior de soporte del cartucho, estas celdas deberán tener las características adecuadas de precisión y funcionalidad para el sistema de pesaje automático.

ESPECIFICACIÓN DE CARTUCHOS DE 5.0 TON/ 3.0 m³.

Estas especificaciones cubren el suministro de los cartuchos para bote de manto del tipo "JETO" de 5.0 ton de capacidad de carga útil para el tiro La Esperanza. Las dimensiones generales del equipo se deben apegar a los planos de arreglo general. (figura No. IV.10)

El diseño, materiales de construcción y la construcción misma de los cartuchos deben cumplir con todos los requerimientos necesarios para asegurar la transferencia controlada del mineral triturado almacenado en tolvas, alimentado por transportadores de banda al cartucho, al bote de manto y a superficie, en la capacidad y condiciones requeridas por el proyecto de ampliación de la unidad.

El cartucho se compone de cuatro partes principales: a) Marco de soporte construido a base de estructura de acero apoyado en el terreno natural, b) Cuerpo fijo (tolva) de recibo de mineral alimentado, con geometría apropiada para la capacidad especificada, c) Compuerta articulada de descarga con mecanismo de tres articulaciones operado con pistón hidráulico y d) Sistema de pesado para control de la cantidad de mineral de alimentación al bote de manto. El sistema de pesado deberá ser suministrado por otros proveedores y en el diseño del marco de soporte se debe dejar las provisiones para su montaje.

- a) Marco estructural de soporte: El diseño debe tener la suficiente rigidez para asegurar la alineación del cartucho en las condiciones de operación especificadas y se deberá tener en cuenta las dimensiones de la estación de cartuchos, dado que el aprovechamiento máximo del lugar desde la etapa de diseño permite el colar sobre el macizo rocoso y en profundización de tiro menor cantidad de obra.

- b) Cuerpo (tolva): Dentro del diseño mecánico del cuerpo del cartucho (espesores de placa, cantidad y tamaño de refuerzos, etc.) se debe buscar la mejor conformación del mismo, para optimizar el diseño dadas las condiciones de servicio especificadas, así mismo se debe contemplar que las placas de desgaste sean de las dimensiones similares a las del cuerpo del bote de manteo para facilitar su reemplazo.
- c) Compuerta : El diseño mecánico de la compuerta triplemente articulada de descarga y accesorios, incluyendo bielas, rodamientos y pistones de accionamiento, deberán sujetarse a los requerimientos de espacio. Garantizando con ello una eficiente operación de acuerdo a las condiciones de servicio especificadas.
- d) sistema de pesado : El sistema o celda de pesado deberá estar construido a prueba de agua y con refuerzos en sus partes móviles, dado que estará sujeto a condiciones ambientales severas de humedad y por la naturaleza del trabajo estará expuesta a posibles golpes por el derrame de mineral del cartucho.

MALACATE:

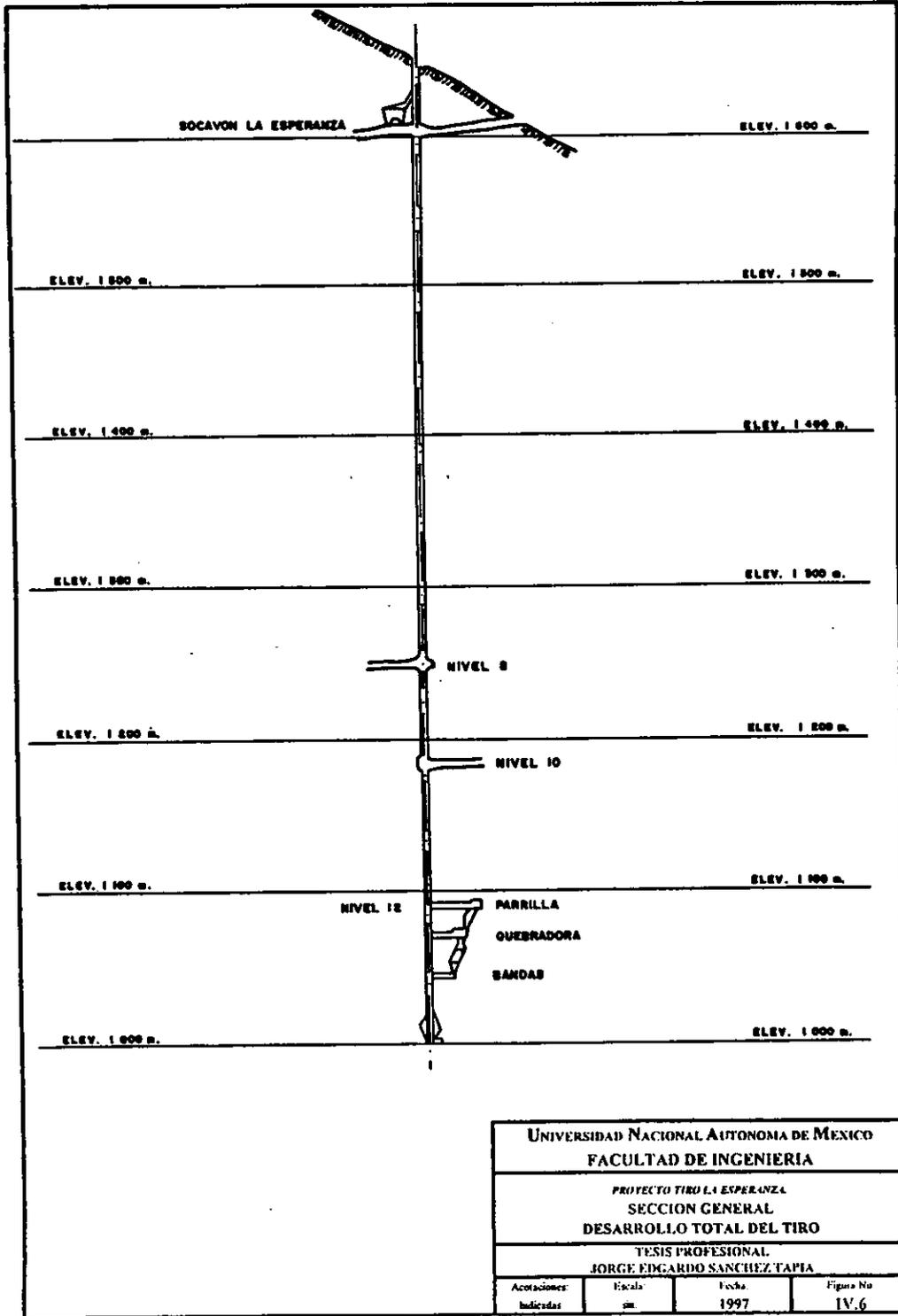
El malacate principal para la extracción del mineral que estará instalado en superficie, es un malacate convencional de dos tambores de enrollamiento con capacidad de 25,000 lbs. (figura No. IV.11). La extracción consistirá en un sistema automático de pesaje y llenado de los botes, los cuales serán tipo Jeto de diseño convencional con capacidad efectiva de carga de 5 ton que correrán a través de guías de cable. Con la capacidad del malacate, se asegura una producción a futuro de 1,500 tpd de extracción por el tiro La Esperanza.

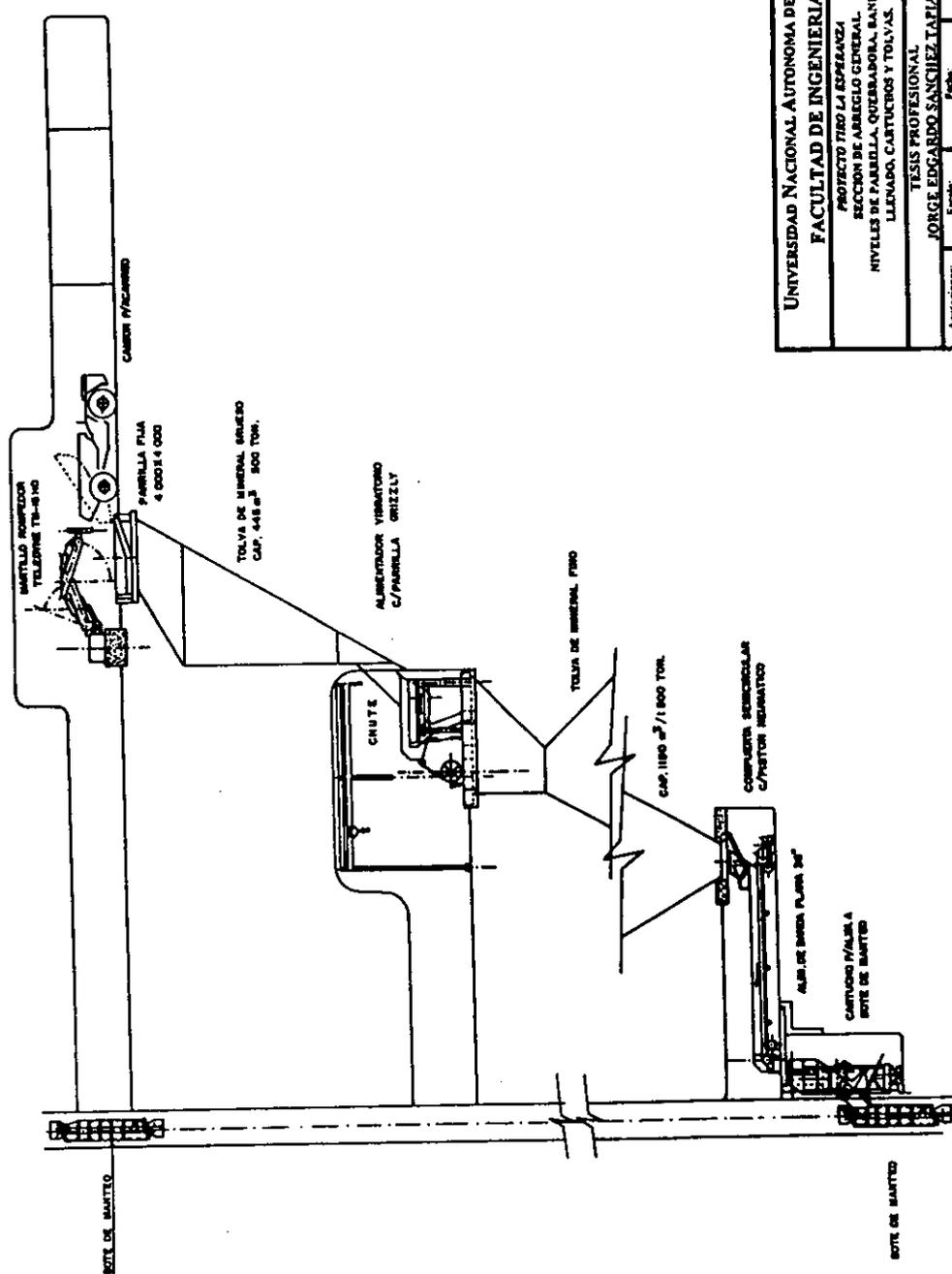
El equipo mecánico para el manteo es un malacate Hepburn propiedad de la compañía en otra unidad del Grupo México, dicho malacate se encuentra en buenas condiciones de operación, sólo se incluirá el costo de los controles y arrancador del motor, así como el valor en libros de activo para efectos de presupuesto.

Conjuntamente al suministro del malacate se debe contemplar la adquisición de los cables para los botes, los cuales serán de 1-½ pulgadas de diámetro, tipo lang derecho, con alma de fibra y tipo inyectado PFV, dado que este tipo de cables ha demostrado buena duración y resistencia a la corrosión bajo las condiciones imperantes de humedad y temperatura en la mina, con lo que se incrementa el factor de seguridad de los mismos. El mismo tipo de cables, pero de 1 pulgada de diámetro, constituirán los cables guías de los botes, los cuales estarán en arreglo lineal de cuatro cables por bote. También se recomienda que el sistema de tensión no sea el tradicional de "quesos-contrapesos", sino que se emplee un sistema mecánico de grapas tensoras, localizadas en la parte superior de la estructura de maromas, facilitando de esta manera su mantenimiento y posibles problemas de pérdida de tensión por "aterramiento" accidental del fondo del tiro.

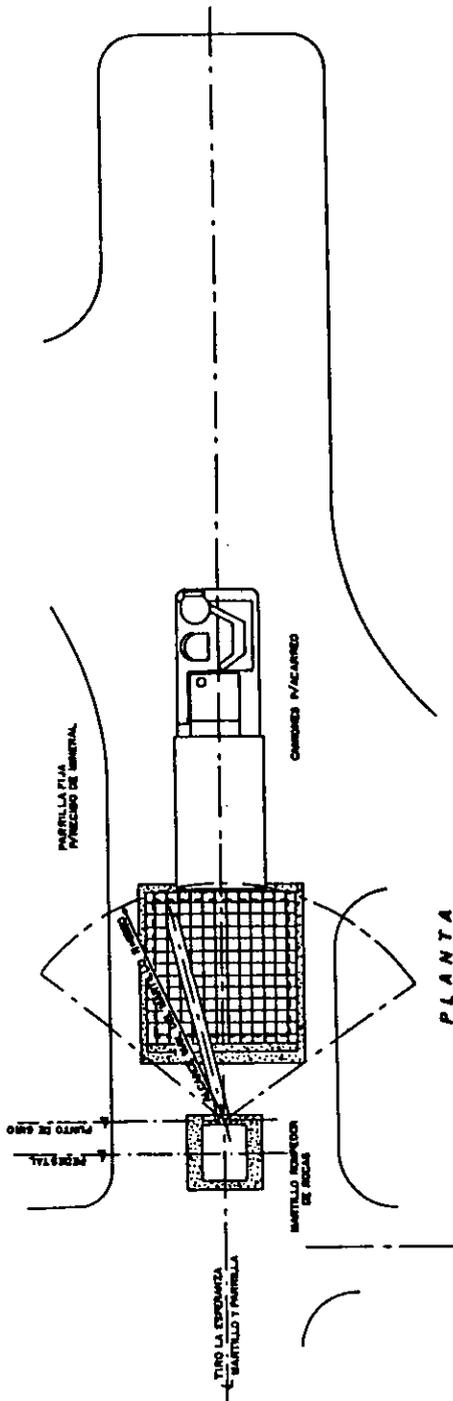
Dentro del diseño conceptual del tiro se tiene contemplado el cuele y equipamiento de la tolva de derrames o demasías, la cual estará localizada 20 metros abajo de la estación de cartuchos. Dicha tolva se estima debe tener capacidad de almacenamiento de derrames para 25 toneladas como máximo, forzando así a corregir una posible "fuga" de mineral en el cargado de los botes, pero al mismo tiempo debe permitir la operación aún después de haber sufrido el poco probable "vaciado" de un bote por algún problema fuera de control.

Por motivos de falta de recursos humanos propios para el desarrollo de estas obras y por convenir a los intereses de Industrial Minera México S.A. de C.V., la dirección corporativa de Grupo México, determinó dar a contrato la realización de las obras, participando para ello varias compañías constructoras de prestigio en el país. Después de un análisis detallado se determinó que la empresa más apropiada, por su soporte técnico y reconocido desempeño en el campo de la minería, fue la compañía *Tiros y Desarrollos para Minas, S.A.* la cual se declaró ganadora del concurso convocado.

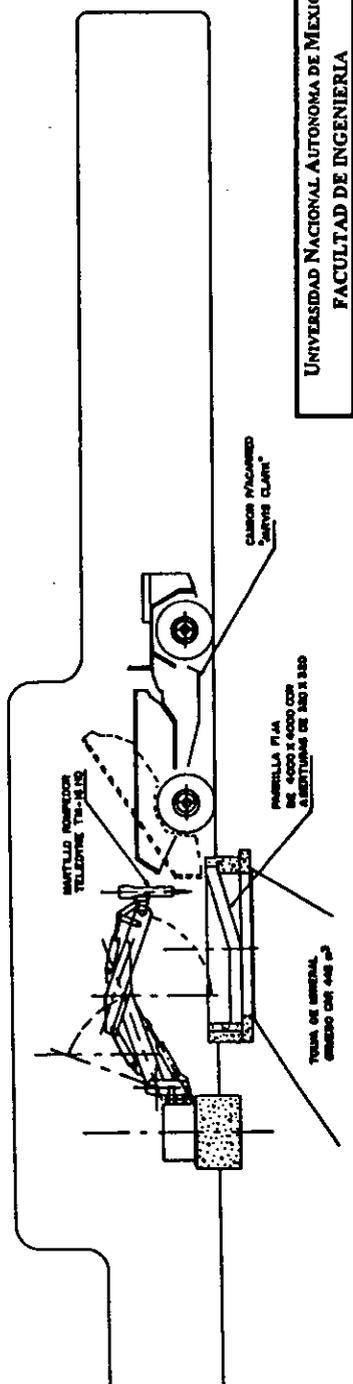




UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		Folio No.	
FACULTAD DE INGENIERIA		IV.7	
PROYECTO TIRIO LA ESPERANZA			
SECCION DE ABRIGLO GENERAL			
NIVELES DE PAJARRILLA, QUERABOIRA, BANDAS DE LLENADO, CARTUCHOS Y TOLVAS.			
TESIS PROFESIONAL			
JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA			
Acreditacion:	Fecha:	Folio No.	
Indicadores:	1987	IV.7	

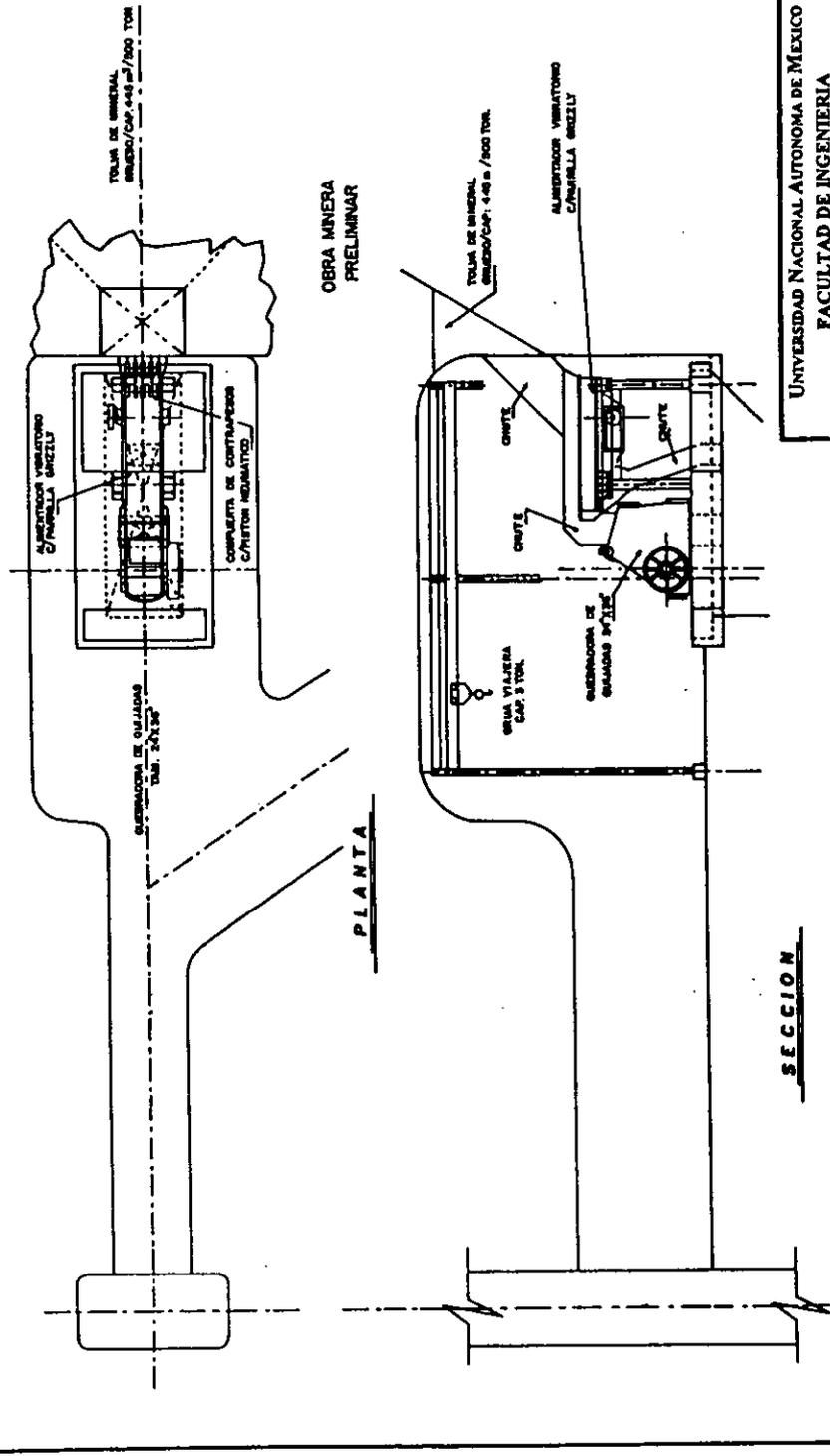


PLANTA



SECCION

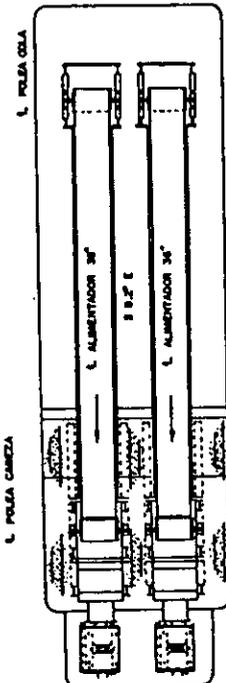
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA		PROYECTO TIRO LA ESPERANZA SECCION Y PLANTA.	
TESIS PROFESIONAL		NIVEL DE PARRILLA	
Autor: SORGE ESGARDO SANCHEZ TAPIA		Fecha: 1997	
Asesorado: _____		Escala: _____	
Indicaciones: _____		Figura No. IV.8	



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA
 PROYECTO TIPO LA ESPERANZA
 SECCION Y PLANTA
 NIVEL DE QUEBRADORA

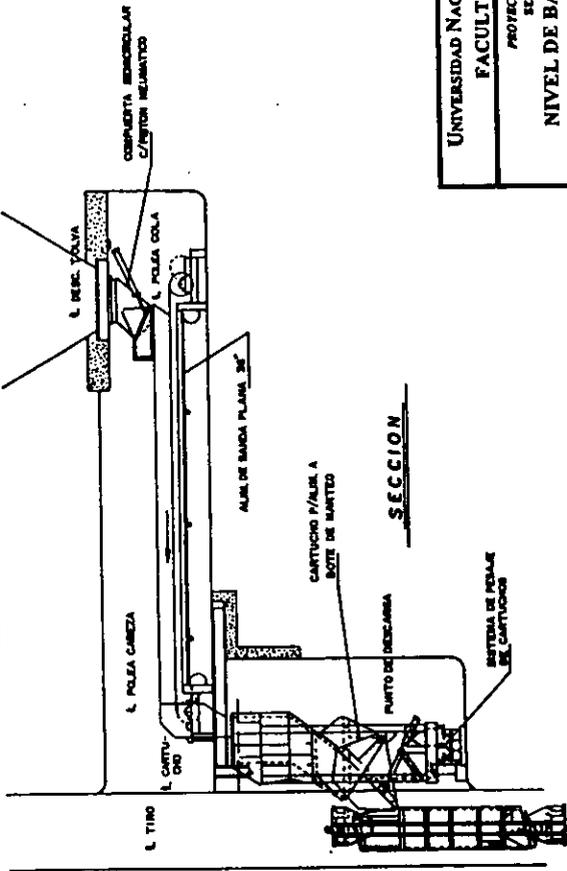
TESIS PROFESIONAL
 AUTOR: JORGE EDGARDO SANCHEZ TATA
 Aprobación: _____ Fecha: _____
 Indicada: _____

Figura No. IV.9



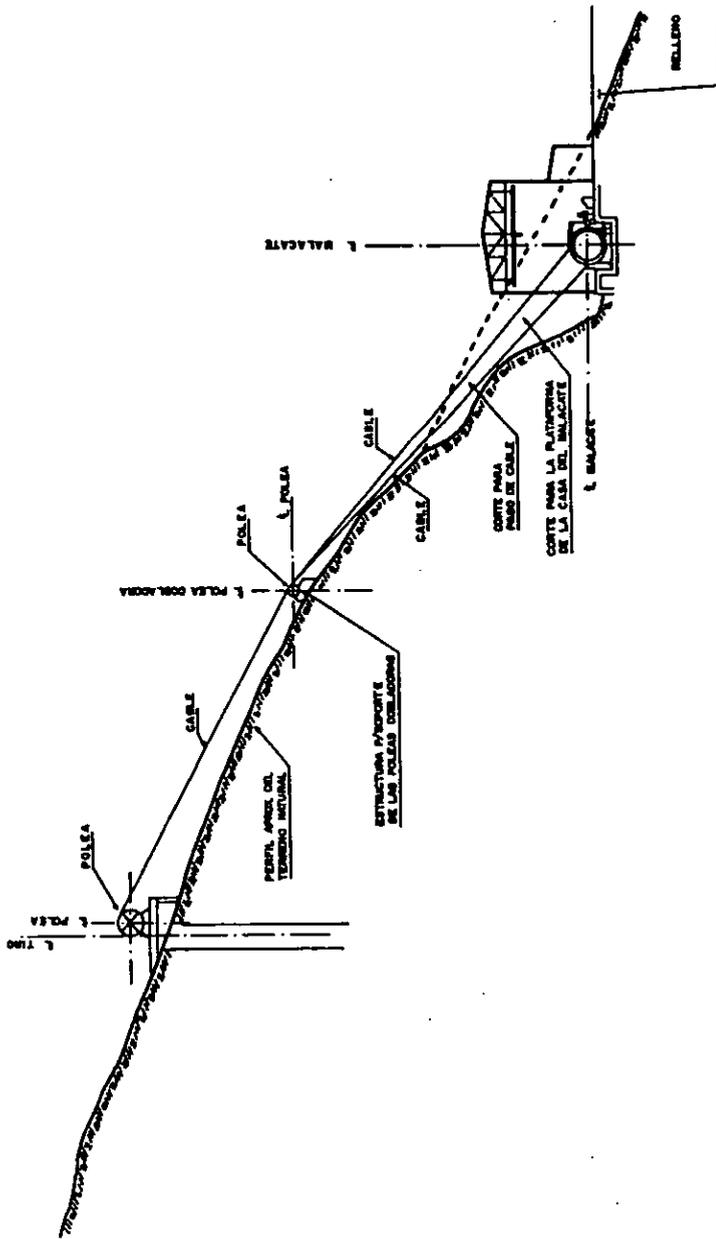
L. TIRO LA ESPERANZA

PLANTA



SECCION

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PROYECTO TIRO LA ESPERANZA	
SECCION Y PLANTA	
NIVEL DE BANDAS Y CARTUCHOS	
TESIS PROFESIONAL	
JORGE EDUARDO SANCHEZATARRIA	
Asesoramiento:	Fecha: 1997
Indicados:	Figura No. IV.10



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		Figura No.	
FACULTAD DE INGENIERIA		IV.11	
PROYECTO TITULO LA ESPERANZA			
PERFIL EN SUPERFICIE			
ARREGLO GENERAL MALACATE Y POLEAS			
TESIS PROFESIONAL			
JORGE EDUARDO SANCHEZ TAPIA			
Asesoramiento:	Estado:	Fecha:	
Indicaciones:	de:	1997	

CAPITULO V

AMPLIACION DE LA PLANTA

DE BENEFICIO

- *ALCANCE DEL PROYECTO*
- *ÁREA MINERAL GRUESO*
- *PLANTA DE TRITURACIÓN*
- *SILOS DE FINOS*
- *PLANTA CONCENTRADORA*
- *MOLIENDA*
- *FLOTACIÓN*
- *ALMACENAMIENTO Y PREPARACIÓN DE REACTIVOS*
- *ESPESADOR DE CONCENTRADOS*
- *PLANTA DE FILTROS*
- *SISTEMA DE JALES*
- *SERVICIOS GENERALES*

CAPITULO V

AMPLIACIÓN DE LA PLANTA DE BENEFICIO

ALCANCE DEL PROYECTO

El proyecto denominado "AMPLIACIÓN PLANTA DE BENEFICIO" incluye en su alcance, las modificaciones de las instalaciones de la planta de concentración de minerales para incrementar la capacidad de tratamiento de la unidad Santa Eulalia de 800 TMPD a 1,500 TMPD. Las modificaciones propuestas se describirán en este capítulo. Para efectos de control en el proyecto, las instalaciones de la planta de beneficio se han subdividido en áreas. El alcance específico y criterio de diseño de cada una de estas áreas se describe a continuación.

ÁREA MINERAL GRUESO:

El área de mineral grueso incluye desde la tolva de almacenamiento del mineral en superficie para el tiro San Antonio y la tolva de mineral en el socavón del nuevo tiro La Esperanza (en proyecto), hasta la alimentación por medio de transportadores de banda a la tolva de mineral grueso en superficie del tiro San Antonio.

El mineral de ambos tiros recibirá la trituración primaria en el interior de la mina en instalaciones independientes para cada uno de ellos y será mantedado a superficie por el tiro San Antonio y hasta la tolva de almacenamiento en el socavón del nuevo tiro La Esperanza. El mineral de alimentación a la planta de trituración secundaria de la nueva planta de beneficio tendrá el tamaño de 100% a -6", ya que provendrá de una quebradora de quijadas 24"X 36" en circuito abierto ajustada a una abertura de 6" en la descarga.

La capacidad de diseño del sistema de bandas transportadoras, tanto para alimentar el mineral grueso desde el tiro La Esperanza a la tolva en superficie del tiro San Antonio, como para la alimentación a la planta de trituración fina del proyecto será de 150 toneladas métricas por hora (tmph). La capacidad ha sido determinada para una planta de beneficio de 1,500 tmpd operando siete días por semana y una planta de trituración operando dos turnos por día seis días a la semana con una disponibilidad de 85 %.

Para alimentar la tolva de mineral grueso en superficie del tiro San Antonio desde la tolva de mineral grueso del socavón del tiro La Esperanza, se requerirán dos transportadores de banda. El primero se instalará en el socavón con una longitud aproximada de 290 m y el segundo se moverá en la superficie del terreno natural con una longitud aproximada de 142 m. El sistema estará soportado en una estructura metálica para dar la pendiente necesaria hasta llegar a la tolva de mineral grueso. El transportador del socavón será del tipo montado en cable, con excepción de las secciones de cabeza y cola que será del tipo de bastidor. El transportador en superficie será de tipo bastidor. La alimentación de la tolva de mineral del socavón a los transportadores, será por medio de un alimentador de banda plana de 42" de ancho de velocidad variable.

En la tolva de mineral grueso en superficie se requieren dos transportadores para alimentar a la planta de trituración de mineral fino. Se propone que para evitar las interferencias durante la construcción de la ampliación con la instalación existente en operación y conseguir la capacidad de diseño y las elevaciones de alimentación a la planta de trituración en proyecto, se lleve a cabo la instalación de transportadores paralelos a los existentes según la siguiente configuración: El primero de estos transportadores será ascendente paralelo al transportador de mineral grueso que actualmente alimenta al transportador #2. El segundo, también de configuración ascendente, será paralelo al transportador #2 pero con la inclinación necesaria (35° aproximadamente) para conseguir la elevación de alimentación a la nueva planta de trituración.

En el segundo transportador se instalará un electroimán y detector de metales para protección de los equipos. También se instalará un pesador de banda de tipo electrónico con indicación de flujo instantáneo y totalizador para tener control del tonelaje de alimentación de la mina a la planta de beneficio. Todos los transportadores en superficie serán del tipo bastidor con pasillo lateral de supervisión de un sólo lado y con cubierta semicircular fija de lámina sobre la banda. Los transportadores para manejo de mineral grueso tendrán un ancho mínimo de 30" (762 mm) que es el recomendable para la granulometría del material a manejar (100% a -6"). La velocidad de las bandas transportadoras no deberá ser mayor de 400 pies por minuto (121.9 m / min.).

Los equipos e instalaciones principales del proyecto en general y sus características se describen a continuación. (ver diagrama de flujo al final de este capítulo, figuras No. V.1 , V.2, V.3 y V.4)

Tolva tiro La Esperanza: El tiro la Esperanza contará con una tolva de almacenamiento de mineral grueso de 800 ton de capacidad total. La tolva será excavada en la roca con configuración tipo bolsa y contará con dos bocas de descarga hacia el socavón a superficie. El sistema de recuperación del mineral almacenado será por medio de chutes con compuerta de diseño convencional, con una puerta de diseño semicircular operada con un pistón neumático. Cada puerta descargará a un alimentador de banda plana de velocidad variable, que hará la transferencia al transportador de banda del socavón.

Tolva tiro San Antonio: El tiro San Antonio cuenta con una tolva de mineral en forma cilíndrica con cuerpo de acero con fondo plano de concreto, soportado en columnas de acero. Recibe actualmente la descarga de manto del tiro San Antonio y a futuro recibirá el mineral del tiro La Esperanza. Esta tolva mide 6.6 m de diámetro por 9.1 m de altura con una capacidad total de almacenamiento de 320 ton. Es prácticamente una tolva de paso que recibirá, por medio de un transportador de banda, el mineral del tiro La Esperanza para transferirlo a la planta de trituración fina. Con la capacidad tan limitada de la tolva, la transferencia a la planta de trituración deberá ser casi inmediata. Será necesario el construir un cobertizo en la parte superior de la tolva para alojar la polea de cabeza y el mando del transportador del tiro La Esperanza.

Transportadores de Banda:

a) Transportador del socavón La Esperanza. Se necesitará un transportador de banda a lo largo del socavón a superficie, el cual tendrá una longitud aproximada de 290 m, de configuración horizontal en el interior del socavón y con una curva cóncava vertical con pendiente ascendente de 16 grados en su sección de cabeza, para conseguir altura para la transferencia al siguiente transportador. Este transportador será del tipo montado en cable, con excepción de las secciones de cabeza y cola que serán del tipo bastidor con las siguientes características principales:

Capacidad:	150 TMPH
Velocidad operación:	150 FPM (45.72 m/min)
longitud:	286 m
Ancho banda:	30 pulgadas (76.20 cm)
Inclinación rodillos:	35 grados
Configuración:	horizontal

b) Transportador de la entrada del socavón a la Tolva San Antonio: Este transportador tendrá una longitud aproximada de 140 metros, configuración ascendente con varias inclinaciones para salvar las interferencias con la circulación en el patio de talleres y edificios auxiliares, en su recorrido para conseguir la elevación de descarga a la tolva de superficie del tiro San Antonio. Este transportador será del tipo montado en bastidor, con armaduras de acero estructural elevadas con soportes al piso. La localización de los soportes estará condicionada a manera de resolver las interferencias con las áreas de operación y accidentes del terreno en su recorrido. Las siguientes son sus características principales:

Capacidad:	150 TMPH
Velocidad operación:	150 FPM (45.72 m/min.).
longitud:	141 m
Ancho banda:	30 pulgadas (76.20 cm)
Inclinación rodillos:	35 grados
configuración:	Ascendente con varias inclinaciones

Inmediatamente después de la transferencia del transportador del socavón al transportador de la tolva al tiro San Antonio, se instalará un electroimán autolimpiable que estará soportado en un carro montado en una viga monorriel de operación manual.

PLANTA DE TRITURACIÓN.

El alcance de esta área para fines de control de costos del proyecto, incluye desde el chute de alimentación de mineral grueso a la planta de trituración hasta el chute de descarga de mineral triturado a los silos de finos.

Para conseguir la capacidad de diseño del proyecto y evitar en lo posible las interferencias durante la construcción con la instalación existente así como ante la imposibilidad de acomodar de una manera funcional los equipos requeridos por la instalación ampliada, se propone para el proyecto la construcción de una nueva instalación para la planta de trituración.

Descrita brevemente la instalación consistirá de un circuito convencional, semejante al que se emplea en diferentes instalaciones de este tipo del Grupo México. La trituración se realiza en dos etapas usando como quebradora secundaria una máquina Nordberg de cono de 4 pies de diámetro con cabeza estándar y como quebradora terciaria, una Symons de cono de 5.5 pies de diámetro con cabeza corta. El producto triturado de ambas quebradoras estará en circuito cerrado con una criba vibratoria para obtener producto final de $\frac{1}{2}$ " (13 mm). El manejo de materiales del circuito cerrado se hará por medio de dos transportadores de banda, con trayectoria ascendente hacia una torre de transferencia y de ésta a la criba de producto final. En la alimentación a la quebradora secundaria de cabeza estándar se instalará una criba vibratoria para separar el producto fino de $\frac{1}{2}$ " (13 mm) de la carga proveniente de la mina.

El producto final de la planta de trituración será transferido a los silos de finos por medio de transportadores de banda. Para conseguir la capacidad de almacenamiento de mineral fino para el proyecto, se requerirá de un nuevo silo de finos, lo cual implica que el transportador existente para el manejo de finos, tenga que ser substituido por otro con otra inclinación para alcanzar la altura del nuevo silo. El transportador para distribuir la carga a los tres silos existentes será modificado para la nueva capacidad de diseño. Según la propuesta, se requerirán cuatro transportadores de banda para llevar el mineral fino de la planta de trituración a los cuatro silos de almacenamiento, de éstos, tres serán nuevos y uno existente modificado.

Las quebradora de cono y las cribas vibratorias de la instalación en proyecto quedaran confinadas en un edificio de tipo industrial de acero estructural con techumbre y cubierta lateral de lámina y varios niveles con plataformas de operación y mantenimiento, con piso de placa antiderrapante, excepto la losa a nivel de piso que será de concreto reforzado, lo mismo que la plataforma de operación para la quebradora. El edificio contará con escaleras de acceso a todos los niveles de operación desde el nivel del terreno.

Para el mantenimiento a los equipos se instalará un grúa viajera de tipo colgante con capacidad y altura de levante de 30 toneladas y 18 metros respectivamente, suficientes para manejar las piezas de los equipo hasta el nivel del terreno. El interior del edificio y las áreas exteriores de acceso contarán con iluminación apropiada para la operación nocturna de la planta.

En la transferencia del mineral del transportador del circuito cerrado al de mineral grueso, se contará con una torre de transferencia para soportar y confinar la operación y el mando del transportador del circuito cerrado. El edificio de la torre de transferencia será del mismo tipo de construcción descrito para el de la planta de trituración. A conveniencia de la operación se considerará la instalación de escaleras de acceso desde el nivel del terreno.

Los transportadores de banda del circuito de trituración serán del tipo de bastidor con pasillo de supervisión lateral por un solo lado y contarán con cubierta semicircular fija de lámina en todas las partes que no queden dentro de los edificios. Los bastidores de los transportadores serán soportados al piso o estarán soportados en armaduras de acero estructural con soportes estructurales al piso según se requiera. Los transportadores de banda contarán con accesorios para asegurar su buen funcionamiento como los interruptores de paro de emergencia, de velocidad cero, limpiadores de banda, etc.

El circuito de trituración incluyendo el transportador del circuito cerrado en su transferencia al transportador de mineral grueso, contará con un sistema de colección de polvos diseñado para cumplir con el control de emisiones según la reglamentación vigente. Quedarán excluidos del sistema de colección de polvos las transferencias de material del transportador de finos a los silos de finos.

El programa de operación del sistema considera los siguientes parámetros:

Días de operación anual	312 días
Días de operación por semana	6 días
Turnos de operación por día	2 turnos
Horas de operación por día	16 hrs

Dado que la capacidad nominal diaria de la planta de beneficio es de 1,500 TMPD, la capacidad de diseño del sistema será de 150 TMPH, lo que corresponde a un 85% de disponibilidad. Los equipos e instalaciones principales del proyecto en general y sus características, se describen a continuación:

Criba secundaria: En la alimentación a la quebradora secundaria de cabeza estándar se instalará una criba vibratoria marca Universal Petibbone para separar el producto fino de $\frac{1}{2}$ " de la carga de mineral grueso. La criba será de diseño pesado apropiada para el servicio y granulometría del mineral de alimentación (100% a -6 "). El producto será descargado por medio de un chute al transportador colector de finos. La fracción gruesa (mayor de $\frac{1}{2}$ ") del cribado secundario será la alimentación de la quebradora secundaria.

Quebradora secundaria: La primera etapa de reducción de mineral grueso será en una quebradora de cono de cabeza estándar de 4 pies Nordberg modelo Omnicone. La granulometría del producto de alimentación contendrá alrededor de 60% de tamaño mayor a 2". Esta quebradora deberá triturar el mineral alimentado para obtener un producto final de 76% menor de $1 \frac{1}{2}$ " ajustada a una abertura de $1 \frac{1}{4}$ ". Este producto será descargado por medio de un chute al transportador de mineral intermedio del circuito cerrado de trituración.

Quebradora terciaria: La segunda etapa de reducción de mineral será por medio de una quebradora de cono de cabeza corta de 5.5 pies Nordberg tipo Symons. La alimentación será la fracción gruesa (tamaño mayor a $\frac{1}{2}$ ") de la criba terciaria. La granulometría de la alimentación contendrá alrededor del 62% de tamaño mayor a 1". Esta quebradora deberá triturar el mineral alimentado para obtener producto final de 86-84% menor de $\frac{1}{2}$ " , ajustada a una abertura de $\frac{3}{8}$ ". El producto será descargado por medio de un chute al transportador de mineral intermedio del circuito cerrado de trituración.

Criba terciaria: En la alimentación a la quebradora terciaria se instalará una criba vibratoria para separar el producto final menor a $\frac{1}{2}$ " de la carga de mineral recirculante del circuito cerrado de trituración. La criba será de diseño pesado apropiada para el servicio y granulometría del mineral de alimentación. El producto final será descargado por medio de un chute al transportador colector de finos.

Transportadores del circuito cerrado de trituración: El manejo de materiales del circuito cerrado de trituración se hará por medio de tres transportadores de banda de 30" de ancho. El primero de ellos colectará las descargas de las quebradoras secundaria y terciaria y lo transportará hasta la torre de transferencia, desde la cual los restantes dos transportadores regresarán la carga a la planta de trituración para alimentar a la criba terciaria para su clasificación final. El producto final de la planta de trituración será transferido a los silos de finos por medio de transportadores de banda de 24" con rodillos a 35 grados y velocidades no mayores a 400 pies por minuto.

Edificio Planta trituración: Las quebradoras de cono y las cribas vibratorias de la instalación en proyecto quedaran confinadas en un edificio tipo industrial de acero estructural y cubierta lateral de lámina y varios niveles con plataformas de operación y mantenimiento. Para el mantenimiento a los equipos de la instalación se montará una grúa viajera para servicio ligero, de tipo colgante con capacidad de 10 ton y levante suficientes para manejar las piezas de los equipos hasta el nivel del terreno.

Edificio Torre de Transferencia: En la transferencia del mineral del circuito cerrado se contará con una torre de transferencia para soportar y confinar la operación y mando de los transportadores. El edificio será del mismo tipo que el de la instalación de trituración. El diseño debe considerar la circulación de vehículos en su extremo sur, estructurando convenientemente el edificio para resolver su interferencia con el camino.

Edificio Colección de Polvos: El circuito de trituración incluyendo el transportador del circuito cerrado en su transferencia al transportador de mineral grueso, contará con un sistema de colección de polvos diseñado para cumplir con el control de emisiones según la reglamentación vigente. Quedarán excluidos del sistema colector de polvos las transferencias de material del transportador de finos a los silos de finos.

El colector será del tipo lavador de gases (scrubber) sin espreas y de baja caída de presión. La pulpa del colector será enviada al molino para su proceso.

SILOS DE FINOS.

El alcance del proyecto para esta área incluye desde el chute del transportador de alimentación a los silos, hasta los transportadores de recuperación del mineral almacenado para su alimentación al molino. La función de los silos de finos en la instalación es la de proveer un almacenamiento de mineral para compensar la diferencia de duración de la operación entre la planta de trituración y la molienda. Normalmente la planta concentradora tiene una operación continua de 24 horas diarias, siete días por semana y la planta de trituración de solo dos turnos durante seis

días por semana. Por lo anterior la capacidad mínima de almacenamiento de los silos de finos deberá ser de la capacidad nominal diaria de la planta como capacidad viva almacenada.

Para la localización del nuevo silo de finos se propone el patio norte de los silos actuales. El tamaño del silo que se requiere según cálculos del departamento de Investigaciones y Procesos Metalúrgicos de Grupo México, es de 9 metros de diámetro por 11 m de altura para una capacidad total de almacenamiento de 1,000 ton. Esta capacidad sumada a la de los dos silos existentes de 6.1 y 6.7 m de diámetros por 7.6 m de altura, resulta en una capacidad de almacenamiento de 1,800 ton. La localización propuesta ha sido seleccionada para conseguir la máxima capacidad de almacenamiento con las limitaciones del área y altura de alimentación disponibles y buscando minimizar la excavación en el talud del cerro. La localización propuesta requiere de un alimentador para recuperación del material almacenado adicional a los requeridos si esta quedara alineada con los silos existentes. La capacidad de almacenamiento gobernará la localización.

El alcance del proyecto incluye la modificación del transportador de distribución de carga a los silos y la reconstrucción del transportador de recuperación de los mismos. Los equipos serán adaptados a la nueva capacidad de diseño del proyecto. Las bocas de descarga de los silos tendrán chutes de diseño telescópico tipo sombrero para poder ajustar el flujo de descarga de cada silo a los transportadores de recuperación. Se buscará que la configuración y localización de las bocas de descarga minimice la carga muerta en los silos y se consiga un buen flujo de material.

A continuación se hace en resumen, una descripción de los equipos principales para esta área:

Transportador de alimentación a los silos existentes: La alimentación de los silos de finos existentes se efectúa por medio de un transportador reversible instalado en una plataforma con cobertizo en la parte superior de los silos, el cual es alimentado por el transportador proveniente de la planta de trituración existente.

La alimentación de los silos intermedios se hará por medio de un desviador de carga sobre el transportador de alimentación a los silos. El transportador de alimentación existente será modificado para que pueda ser alimentado por el nuevo transportador de la nueva planta de trituración en proyecto. El proyecto incluye la extensión del transportador existente hacia el lado oriente para conseguir la alimentación del nuevo transportador. Además, este transportador será rediseñado para el nuevo tonelaje a manejar. Para fines de la ingeniería del proyecto y presupuesto, se ha considerado que este transportador será prácticamente nuevo.

Silo de Finos: El nuevo silo de finos tendrá cuerpo de acero estructural y fondo de losa de concreto reforzado soportada en traveses y columnas del mismo material. El fondo quedará elevado del nivel del piso para acomodar al transportador de recuperación de material. La parte superior del silo tendrá tapa de placa de acero estructural y contará con cobertizo para alojar la sección de cabeza y mando del transportador de alimentación con plataforma para operación y mantenimiento. Las bocas de descarga tendrán chutes de diseño telescópico tipo sombrero para poder

ajustar el flujo de descarga del silo al transportador. Se buscará que la configuración y localización de las bocas de descarga minimice la carga muerta en los silos y se consiga un buen flujo de material.

Transportadores para la recuperación de mineral: Para alimentar al nuevo molino se requiere de cuatro transportadores de banda. Para recuperar la carga del nuevo silo, se requiere de un transportador de banda que a su vez la transfiera al transportador de banda debajo de los silos existentes que será reconstruido y modificado de manera de recibir la carga de este transportador y a su vez transferirla a otro pequeño transportador que finalmente la transfiere al transportador de alimentación al molino. Durante la etapa de arranque y pruebas del nuevo molino, se deberá poder alimentar a los transportadores de los molinos existentes por medio de desviadores de carga sobre la banda del transportador de recuperación modificado.

PLANTA CONCENTRADORA.

El alcance del proyecto para la planta concentradora incluye desde el cálculo del transportador de alimentación al molino hasta el manejo de los concentrados y colas finales a los espesadores correspondientes. La molienda comprenderá un molino de bolas que deberá ser calculado y que operará en circuito cerrado con un clasificador hidráulico. También se contará con tanques para el acondicionamiento de las pulpas y circuitos de flotación, con celdas primarias agotativas y celdas limpiadoras para concentrados de plomo y zinc.

El mineral a procesar tendrá las siguientes leyes promedio:

Plata:	101	g/ton
Plomo:	2.07	%
Cobre:	0.1	%
Zinc:	7.43	%

MOLIENDA

Para la capacidad de diseño de la instalación en proyecto y para obtener producto de alimentación a la flotación de 192 micrometros { *mm* } (que es el tamaño de partícula a la cual se encuentran liberados los valores económicamente explotables y resulta económica su conminución), se estima que la potencia del molino deberá ser de 950 HP. Los tamaños posibles de los molinos primarios de 10.5 pies de diámetro por 14 pies de longitud o bien de

11.5 pies de diámetro por 11.0 pies de longitud con motor de 1500 HP resultan adecuados para este propósito. Con la idea de utilizar equipos disponibles en las diferentes propiedades del Grupo México, la Dirección de Minas de Industrial Minera México, ha seleccionado para esta aplicación un molino de bolas Marcy de 11.0 de diámetro por 15.0 pies de longitud disponible en Mexicana de Cananea. El equipo seleccionado tiene una capacidad que excede la requerida por el proyecto; sin embargo, se considera una buena opción para reducir la inversión inicial del proyecto. El equipo disponible se encuentra en buen estado y para fines de presupuesto se considerará la adquisición de un motor eléctrico de 1500 HP, el embrague neumático y el arrancador.

El molino operará en circuito cerrado con un clasificador hidráulico (ciclón) y la carga circulante para el sistema de manejo de pulpas y clasificador se considerará del 250 % de la carga nueva alimentada al molino. Las bombas para el manejo de pulpa recubiertas de hule con transmisión de poleas y bandas. Se instalarán dos bombas y se contará con una adicional para asegurar la continuidad de la operación en caso de averías.

El transportador de alimentación al molino contará con un pesador de banda de tipo electrónico con indicación de flujo instantáneo y totalizador con indicaciones locales y remotas para el control del tonelaje procesado por la instalación. Por limitaciones de espacio en las instalaciones existentes el molino quedará localizado en un edificio independiente al norte de los silos de finos. Su ubicación quedó determinada por la longitud y pendiente de los transportadores de banda que darán la elevación de alimentación al molino. El edificio para alojar el nuevo molino será una construcción industrial de acero estructural con techumbre y cubierta lateral de lámina y plataformas de operación y mantenimiento de rejilla. Para el mantenimiento de los equipos, el edificio contará con una grúa viajera para servicio ligero del tipo colgante con alcance y capacidad de 20 metros y 5 toneladas respectivamente. El molino estará soportado en una cimentación masiva de concreto reforzado con pedestales para apoyo de los muñones y transmisión.

A nivel del terreno el edificio tendrá losa de piso de concreto reforzado con pendientes que permitan el flujo de derrames de pulpa hacia un cárcamo colector. En el cárcamo colector de derrames se instalará una bomba vertical de piso para la recolección de la pulpa hacia la caja de descarga del molino. El arrancador eléctrico del molino quedará ubicado en la plataforma de operación del molino para una supervisión directa del operador durante el arranque. Este arrancador será de estado sólido con microprocesador para el ajuste y control de variables de la operación. El edificio del molino contará con iluminación apropiada para la operación y mantenimiento nocturno de los equipos del proceso. Además contará con escaleras del nivel de piso a las plataformas de operación. Las escaleras tendrán alfardas de acero estructural y escalones de rejilla. Para facilitar la comunicación entre el edificio del molino y el de flotación se tendrá un pasillo tipo puente entre ambos edificios.

Los ciclones para la clasificación de la pulpa a la flotación quedarán en una plataforma elevada para conseguir flujo por gravedad a la flotación. La pulpa que se enviará a la flotación será muestreada para control de granu-

lometría y composición (leyes del mineral). El o los muestreadores deberán ser automáticos con control de su operación por medio de tiempo.

FLOTACIÓN

La concentración del mineral será por un proceso de flotación diferencial en dos circuitos separados para plomo y zinc. El circuito de plomo estará constituido por un banco de flotación primario agotativo compuesto de siete (7) celdas tipo DR de 300 pies cúbicos constituidas en arreglo de cuatro celdas tipo CA, tres celdas tipo CI, y una celda tipo CD, de derrame sencillo. Los equipos considerados, existen en Mexicana de Cobre y al igual que para el molino se determino por la Dirección de Operaciones de Unidades Mineras de Grupo México, emplearlos en esta proyecto. Se considerará para fines de presupuesto que los tanques de las celdas serán nuevos y que los mecanismos serán reconstruidos.

La flotación limpiadora de plomo consistirá de un banco de seis (6) celdas Denver tipo sub-A #30 de 100 pies cúbicos en arreglo 3-2-1 (celdas tipo ó modelo CA, CI y CD respectivamente, clasificación del fabricante) para las tres etapas de limpieza. Los volúmenes de flotación requeridos para el circuito de plomo han sido calculados a partir de la operación actual de la planta de 750 TMPD.

Para el circuito de zinc se requieren los siguientes equipos de flotación:

- Flotación primaria-agotativa: doce (12) celdas Denver tipo DR de 300 pies cúbicos. Por limitaciones de espacio en la plataforma de flotación se propone un arreglo de dos bancos en paralelo de siete (7) celdas cada uno en arreglo cuatro celdas CA, dos celdas CI y dos celdas tipo CD, con derrame sencillo. La pulpa será alimentada a ambos bancos por medio de un distribuidor de pulpa de tipo rotatorio autopulsado para conseguir una distribución uniforme a ambos bancos.
- Flotación limpiadora: trece (13) celdas Denver Sub-A #30 de 100 pies cúbicos. También por limitaciones de espacio en la plataforma el total de las celdas limpiadoras se dividirá en dos bancos, uno de siete (7) celdas para la primera limpiadora y otro de seis (6) celdas para la segunda y tercera limpiadoras.

Las celdas limpiadoras de ambos circuitos estarán en contraflujo. Los "medios" de la flotación limpiadora de ambos circuitos se recircularán a las "cabezas" de la flotación primaria de sus correspondientes circuitos. En ambos circuitos se instalarán previos a la flotación primaria, acondicionadores de pulpa de 10 pies de diámetro por 10 pies de altura. Como alternativa para los circuitos de limpieza de plomo y zinc, en la unidad Santa Eulalia se esta considerando la posibilidad de substituir los bancos de celdas por columnas de flotación. Para fines presupuestales del proyecto, esta alternativa no se considerará ya que no se dispone de información para la selección de los equipos.

Se tienen programadas pruebas en un próximo futuro para evaluar la conveniencia de su instalación. El alcance del proyecto incluye los sopladores para aire de flotación tanto para las celdas DR-300 como para las Sub-A #30 que requieren aire a distinta presión. Se incluirán equipos de repuesto para asegurar la continuidad de la operación.

Las bombas para transferencia de pulpa serán del tipo horizontal o vertical según convenga para la naturaleza del flujo a manejar, con el impulsor y partes internas sujetas a desgaste con recubrimiento de hule, con transmisión de poleas y bandas para poder ajustar la velocidad de la bomba a los requerimientos reales de la operación. Para la selección del tamaño de las bombas se usaron factores de sobre diseño para tener en cuenta las características espumosas de la pulpa. Para fines de presupuesto las bombas para transferencia de pulpas se considerarán nuevas y serán seleccionadas para las características de flujo resultantes conforme al balance de agua y pulpa del proyecto.

El concentrado final producto de la flotación limpiadora de ambos circuitos así como las colas finales de la flotación serán muestreados antes de ser enviados a los espesadores de concentrados y presa de jales respectivamente. Los equipos de muestreo serán de diseño convencional para el muestreo de pulpas con operación periódica por medio de un secuenciador de tiempo.

Durante la construcción deberá darse especial importancia a la programación de la sustitución de los bancos de flotación de cada uno de los circuitos de manera de que no se tengan interrupciones en la operación de la planta para la capacidad actualmente instalada. Según el arreglo propuesto de los bancos de flotación la sustitución de las celdas en cada uno de los circuitos podrá efectuarse con una programación apropiada de la secuencia constructiva. Se requerirá de algunas instalaciones temporales de tuberías para el manejo de los flujos de los equipos en operación.

Para los requerimientos de espacio de los nuevos bancos de flotación del proyecto se requerirá de la ampliación de la plataforma de flotación hacia el lado norte de la actual para acomodar el circuito de plomo en el área actualmente ocupada por los molinos primarios de bolas, los cuales serán sustituidos por el nuevo molino de 11.0 por 15 , que estará localizado en el edificio anexo.

La plataforma de flotación existente será reestructurada y reforzada para soportar las cargas de los nuevos tamaños de celdas que serán instalados. La altura de operación de las celdas implica que se adicionarán pasillos de operación para alcanzar el nivel de operación de los derrames de las celdas. No se prevén problemas de alcance y capacidad de la grúa viajera existente en el edificio y quizá se requiera solo de alguna reparación menor al equipo existente.

La losa de piso existente en el nivel de bombas será modificada para zonificar las áreas de derrames de cada uno de los circuitos de manera de evitar la contaminación de la pulpa y poderlos recoger para reprocesarlos. Las ba-

ses de las bombas existentes también serán modificadas y relocalizadas para que queden en las zonificación de derrames de cada circuito y reducir el recorrido de las líneas de pulpa. Las tuberías de pulpa serán de polietileno de alta densidad y preferiblemente se buscaran flujos por gravedad dando pendientes a las líneas, de manera de conseguir la velocidad de transporte de la pulpa y para conseguir que las líneas se descarguen cuando se suspenda la operación. Lo anterior es aplicable también a las tuberías de flujos bombeados.

Se revisará el nivel de iluminación actual del edificio y se rediseñará el alumbrado de manera de conseguir un nivel de iluminación aceptable para el mantenimiento y operación nocturna de la flotación. La instalación eléctrica de fuerza de la concentradora será completamente rediseñada substituyendo la subestación eléctrica existente al nivel del piso de bombas por otra de capacidad adecuada a los requerimientos del proyecto y en una localización más accesible para el mantenimiento y mejor protegida contra derrames de pulpa. El centro de control de motores existente también será substituido por uno apropiado a los requerimientos del proyecto y se buscará una ubicación conveniente en la planta concentradora.

A continuación se hace un resumen de los equipos principales para esta área:

Transportador de alimentación al molino: El transportador de alimentación al molino contará con un pesador de banda de tipo electrónico con indicación de flujo instantáneo y totalizador con indicaciones locales y remotas para el control del tonelaje procesado por la instalación; el transportador tendrá las siguientes características principales:

Capacidad:	70 TMPH
Velocidad operación:	150 FPM (45.72 m/min.)
longitud:	32.0 m
Ancho banda:	24 pulgadas (60.96 cm)
Inclinación rodillos:	35 grados
Configuración:	Ascendente con inclinación de 16 grados.

Molino : El molino será alimentado por medio de un chute por el transportador de alimentación desde los silos de finos, la alimentación será de tipo tambor. Con la granulometría de alimentación mencionada, se espera que el producto final de alimentación a flotación será de 80% menor de 150 micrometros (65 mallas).

Para la capacidad nominal de diseño de la ampliación se instalará este molino de 11.5 x 15 pies con una potencia estimada de 950 HP para lo cual será instalado un motor de 1500 HP, 4160 Volts, 3 fases, 60 ciclos; el cual

ira acoplado al piñón del molino por medio de un embrague neumático Fawick. La corona y piñón del molino contarán con sistema de lubricación automático Farval o similar de anillo de goteo integral.

El molino descargará en una caja colectora de pulpa de donde ésta será transferida por medio de bombas a los ciclones primarios. El molino operará en circuito cerrado con un clasificador hidráulico (ciclón) y la carga circulante para el sistema de manejo de pulpas y clasificador se considera 250% de la carga nueva alimentada al molino.

Ciclones para molienda: El clasificador hidráulico será seleccionado por el proveedor del equipo para las condiciones de flujo y porcentaje de sólidos resultantes del balance de materiales, para conseguir la granulometría y porcentaje de sólidos para la alimentación a la flotación. Las características para especificar los ciclones serán:

Tipo de circuito : cerrado de molienda y clasificación.

Características de la pulpa:

Material: Pulpa de mineral de plomo-zinc
 Gravedad Específica: sólidos = 3.2 Pulpa = 2.5
 Líquido en la pulpa: Agua
 Temperatura: Ambiente
 Medio de alimentación: bombas
 Flujo: 715 gpm
 Tonelaje: 313 TMPH

Granulometría de alimentación:

MALLA (Tylor)	% PESO	% PESO ACUM.
35	4.5	4.5
48	6.4	10.9
65	8.2	19.1
100	10.4	29.5
150	9.2	38.7
200	9.1	47.8
-200	52.2	100.0

Derrame del ciclón (fracción gruesa):

Separación requerida: + 65 mallas (150 micrometros)

Porcentaje mínimo de sólidos: 15 - 18 %

Descarga del ciclón (fracción fina):

Porcentaje esperado de sólidos: 75%

Bombas para molienda: Las bombas para el manejo de pulpa serán del tipo recubiertas de hule con transmisión de poleas y bandas, las características serán las siguientes:

Flujo: 715 GPM (2,702.7 lts/min.)

Cabeza dinámica
de trabajo: 50 pies (15.25 metros)

Tamaño: DENVER SRL-C 10 x 8 pulgadas o similar

Potencia: 50 HP

R.P.M./VP: 1500 R.P.M./4000 FPM (1219.2 m/min.)

Muestreador de pulpa para la cabeza de flotación: La pulpa que se enviará a la flotación será muestreada para control de granulometría y composición (leyes de mineral). El o los muestreadores serán de operación automática con control de su operación por medio de tiempo.

Subestación eléctrica principal: En una área próxima al edificio de la molienda se localizará la subestación principal para el proyecto. La capacidad para esta subestación reductora será de 5,000 KVA. Será alimentada a 23,000 V desde la acometida de la Comisión Federal de Electricidad y contará con un tablero de distribución de media tensión a 4,160 V con cuatro alimentadores principales: uno para el molino, dos para las subestaciones secundarias de la planta concentradora y planta de trituración y el secundario del transformador de 5,000 KVA.

ALMACENAMIENTO Y PREPARACIÓN DE REACTIVOS.

El alcance del proyecto en lo que se refiere a Ingeniería, incluye la revisión y en su caso la modificación de las instalaciones existentes para el almacenamiento y preparación de reactivos incluyendo los dosificadores para la nueva capacidad de la instalación en proyecto.

ESPEADORES DE CONCENTRADOS.

Según una estimación preliminar, la capacidad disponible en los equipos existentes es apropiada para la nueva producción de concentrados de la instalación en proyecto. La unidad cuenta con un espesador de 50 pies de diámetro para concentrado de zinc y un espesador de 26 pies de diámetro para concentrado de plomo.

Se incluirán como equipos nuevos para la instalación las bombas y tuberías para el manejo de los concentrados de la planta de flotación hasta los espesadores y la bombas y tuberías para la alimentación a los filtros. Dichos equipos están en el área de la planta concentradora.

PLANTA DE FILTROS.

En la unidad se cuenta con dos filtros de tambor de 8 pies de diámetro por 10 pies de longitud para el concentrado de zinc y un filtro Denver de 4 discos de 6 pies de diámetro para el concentrado de plomo. Conforme una estimación preliminar de la comité de Estudios e Investigaciones Metalúrgicas de Grupo México, la capacidad disponible es suficiente para la nueva capacidad de la planta. Para proporcionar el vacío para los filtros se cuenta con tres bombas de vacío Nash modelo CL-2002 que resultar suficientes para la operación de los filtros mencionados. El alcance del proyecto no considera ninguna modificación o ampliación a la plataforma de operación de los filtros ni al área de almacenamiento y embarque de concentrados.

SISTEMA DE JALES.

Actualmente los jales completos se envían a la presa de jales sin espesamiento previo y ocasionalmente se usan arenas para el relleno de mina las cuales se separan en clasificador hidráulico localizado en un barrenado cercano al tiro San Antonio. El flujo hacia la presa es por gravedad y se requiere bombeo para la operación del ciclón de relleno de mina. Para fines de presupuesto de la instalación en proyecto, se considerará que las líneas a la presa de 4" de diámetro, serán substituidas por otras de mayor diámetro (6") apropiadas para el nuevo flujo. Solo se considerará la adición de una sola línea nueva usando las líneas existentes como líneas de reserva para el manejo de jales a la presa. La longitud de las líneas de jales a la presa es de aproximadamente 1,500 m con un desnivel de 150 m. Se considerarán bombas nuevas para manejar los jales completos al ciclón del relleno de mina. El presupuesto no contempla ninguna instalación adicional o ampliación de la presa de jales existente.

SERVICIOS GENERALES.

Esta área incluye el sistema de agua cruda, recuperada del proceso y agua potable. El sistema eléctrico principal de la planta incluyendo las líneas de alimentación en alta tensión, subestación principal y tablero de distribución. Caminos de acceso y patios. Sistema contra incendio. La descripción detallada del alcance de cada una de estas subareas se describe a continuación.

SISTEMA DE AGUA: El proyecto incluye la modificación del sistema de agua recuperada de la presa incluyendo la instalación de bombas nuevas y tuberías para el manejo del agua recuperada de la presa a la planta de beneficio. Para efectos de presupuesto, esto fue incluido en el área de sistema de jales. No se está considerando en el proyecto ninguna instalación adicional para los sistemas de agua cruda y potable.

SISTEMA ELÉCTRICO PRINCIPAL: Incluye la instalación de una nueva subestación principal con capacidad apropiada para las nuevas instalaciones en proyecto. La unidad Santa Eulalia está considerando la posibilidad de usar equipo recuperado de la planta de Chihuahua. No se incluye ninguna ampliación en la capacidad de las líneas de suministro de energía eléctrica por parte de la Comisión Federal de Electricidad a la planta de beneficio.

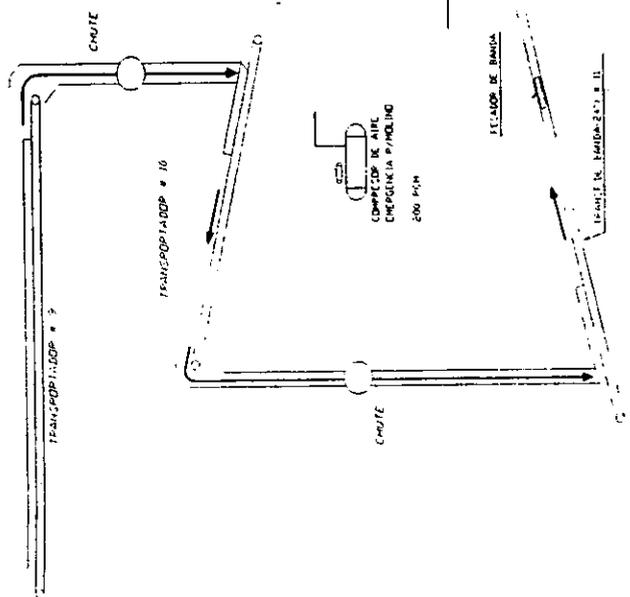
Para efectos presupuestales, esto fue considerado en el área de la planta concentradora. El alcance del proyecto incluye la sustitución de los alimentadores principales desde el tablero de distribución de la subestación principal hasta las subestaciones secundarias de la planta de beneficio.

CAMINOS Y PATIOS: La instalación en proyecto no requiere de nuevos caminos de acceso y patios de operación con excepción de algunas mejoras al camino principal de acceso a la planta que será parcialmente invadido por el nuevo edificio del molino así como también el camino principal en el interior de la planta que también será parcialmente invadido por el edificio de la nueva planta de trituración. En general serán modificaciones menores que podrán ser efectuadas con equipo y personal de la mina

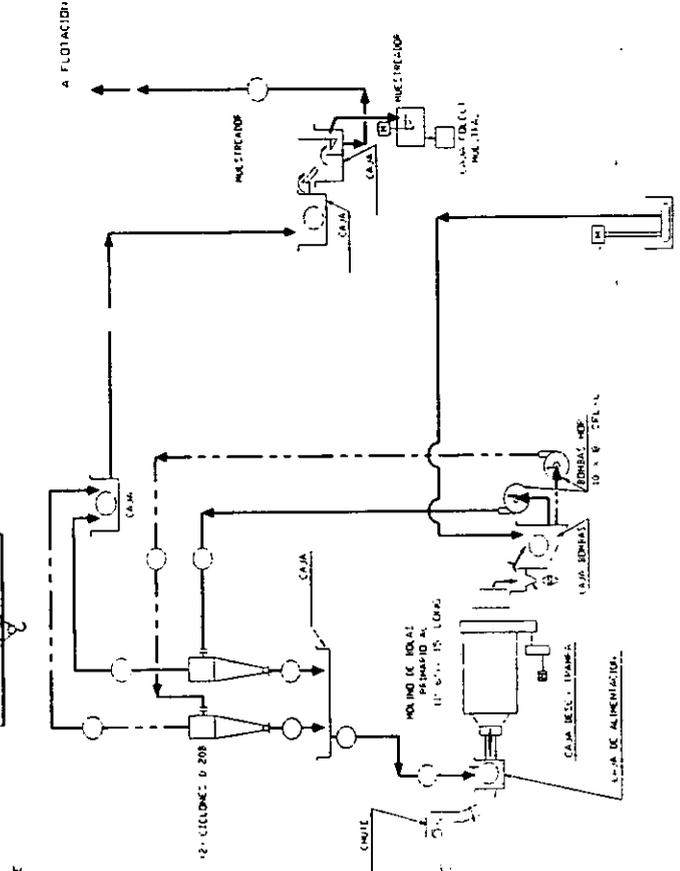
SISTEMA CONTRA INCENDIO: Incluye la revisión del sistema contra incendio existente para garantizar que se cumpla con los requerimientos de la compañía de seguros.

DESMANTELAMIENTOS: Se ha incluido dentro de esta subarea un importe para desmantelamientos de las instalaciones que dejen de operar con el fin de hacer más accesibles las instalaciones que queden y con esto eficientar su operación. Así mismo se ha considerado una partida para la rehabilitación de la nave de flotación.

TIPO DE FUND:



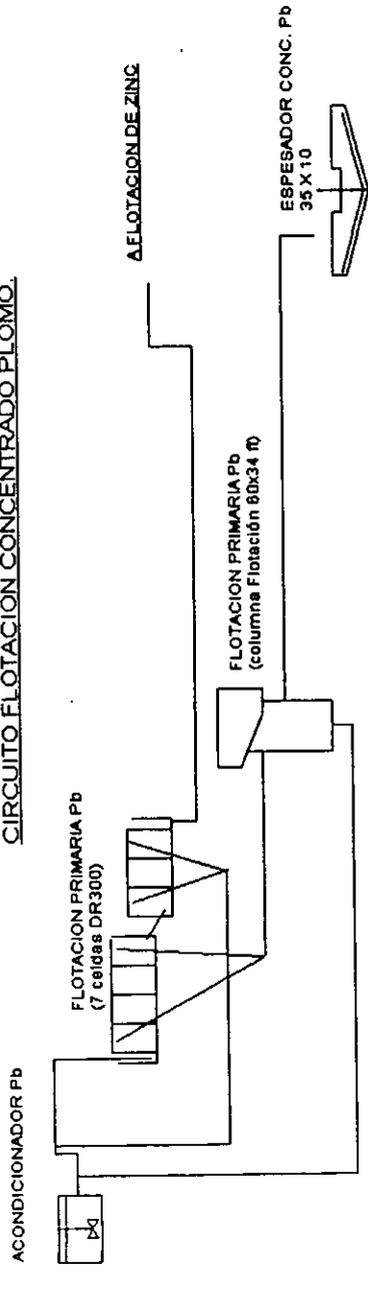
AGUA VIAJERA 75 L/DN
EN MOLIENDA



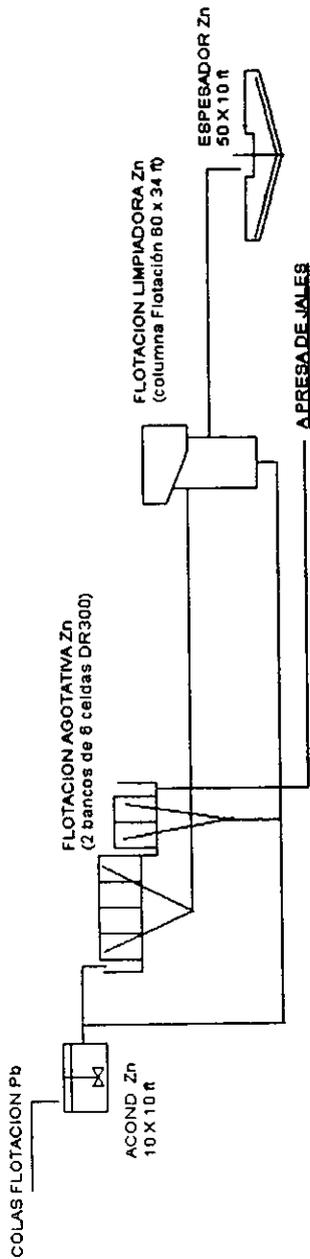
TIPO DE FUND: 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26 27 28 29 30 31 32 33 34 35 36 37 38 39 40 41 42 43 44 45 46 47 48 49 50 51 52 53 54 55 56 57 58 59 60 61 62 63 64 65 66 67 68 69 70 71 72 73 74 75 76 77 78 79 80 81 82 83 84 85 86 87 88 89 90 91 92 93 94 95 96 97 98 99 100

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO SECCION DE MOLIENDA.	
TESIS PROFESIONAL	
Alumno:	Fecha:
Indicadas:	1997
Figura No. V.2	

CIRCUITO FLOTACION CONCENTRADO PLOMO.



CIRCUITO FLOTACION CONCENTRADO ZINC.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO
SECCION DE FLOTACION.

TESIS PROFESIONAL

JORGE ESCARDO SANCHEZ-TAPIA

Figura No.
V.3

Fecha:

1997

Escrito:

1997

Actualizaciones:

Indicadas

CAPITULO VI

ANALISIS FINANCIERO

- *ALCANCES Y OBJETIVO*
- *CONSIDERACIONES BÁSICAS*
- *COSTOS DE OPERACIÓN*
- *AHORRO EN COSTOS*
- *INGRESOS*
- *INVERSIONES Y REQUERIMIENTO DE CAPITAL*
- *AMORTIZACIÓN DE LA INVERSIÓN Y CARGOS POR DEPRECIACIÓN*
- *ANÁLISIS ECONÓMICO*

CAPITULO VI

ANÁLISIS FINANCIERO

ALCANCES Y OBJETIVO

En el presente capítulo se elaborará un análisis financiero para demostrar la viabilidad económica del proyecto de expansión de la producción en la unidad minera de Santa Eulalia. El presente análisis compara tanto el incremento en producción como el caso de no llevar a cabo y incremento alguno y su reflejo ó impacto directo en los costos de producción.

CONSIDERACIONES BÁSICAS

MANO DE OBRA

Los costos unitarios de mano de obra fueron tomados de los precios analizados por la Dirección de Ingeniería y Construcción del corporativo Grupo México y/o de los costos acumulados reales de operación de la unidad; escalados al 1 de abril de 1995 con los porcentajes aprobados para el incremento al salario mínimo de la fecha y dolarizados con la paridad vigente de tipo de cambio.

Para poder cumplir con el incremento en la producción, que implica desarrollos y preparaciones adicionales, se requerirá de la contratación adicional del siguiente personal obrero:

3	Malacateros
7	Perforistas
7	Ayudantes de perforista
9	Operadores de Scoop-tram
9	Manteros, quebrador y jaleros
2	Tubero y Ayudante
2	Operadores equipo inyección
4	Operador máquina SECO
2	peones
TOTAL = 45 PERSONAS	

MATERIALES

Los precios de materiales se tomaron de cotizaciones o del último pedido existente de cada uno de ellos, escalándolos de acuerdo al índice nacional de precios al consumidor (índice general), publicados por el Banco de México para el mes de marzo de 1995.

SUMINISTRO DE EQUIPO

Los importes de equipo nacional se tomaron de cotizaciones de los equipos actualizados al 1° de abril de 1995, de acuerdo al índice mencionado en el punto anterior y para los equipos en moneda extranjera se tomo la paridad de 1 USD = N\$ 6.00.

VOLÚMENES DE OBRA

Los volúmenes de obra utilizados en el presupuesto fueron estimados con los planos de INGENIERÍA PRELIMINAR, por lo que las cifras obtenidas sólo son de ORDEN DE MAGNITUD, razón por la cual el presupuesto puede variar en $\pm 25\%$.

SUPERVISIÓN CONSTRUCCIÓN Y ADMINISTRACIÓN DEL PROYECTO

En el presupuesto se incluye 28,000 horas-hombre para la elaboración de la ingeniería, así como 5% del total presupuestado para la supervisión de obra y también un 2% del total presupuestado para la administración del importe total de construcción del proyecto.

IMPREVISTOS

En el presupuesto se contempla 25 % del importe total de construcción como imprevistos, en virtud de que los volúmenes de obra fueron estimados con base en una ingeniería preliminar y/o de instalaciones existentes similares en otras unidades mineras.

COSTOS DE OPERACIÓN

Para la determinación de los costos de operación, se tomaron como referencia los costos de operación reales correspondientes al año de 1994, se escalaron al año de 1995 con una inflación del 55.00% y considerando el tipo de cambio a N\$ 6.00 por dólar americano. El desglose general de costos por centro de costos y por cuenta de operación, y a su vez en costos fijos y variables se puede observar en el anexo *desglose de costos*, al final de este trabajo.

El comportamiento de los costos fijos y variables se espera de la siguiente manera:

Año	Producción (tons)	Costo Fijo (Dls/ton)	Costo Variable (Dls/ton)	Costo Total de Operación (Dls/ton)
1995	250,000	12.06	12.86	24.92
1996	250,000	12.06	12.86	24.92
1997	342,375	10.10	12.56	22.66
1998	469,395	7.43	12.14	19.57
1999	469,395	7.43	12.14	19.57
2000	469,395	7.43	12.14	19.57
2001	469,395	7.43	12.14	19.57

El desglose esperado por área es:

Año	Producción (tons)	Mina (Dls/ton)	Molino (Dls/ton)	Indirectos (Dls/ton)	Costo Total de Operación (Dls/ton)
1995	250,000	11.96	4.35	8.61	24.92
1996	250,000	11.96	4.35	8.61	24.92
1997	342,375	10.87	3.96	7.83	22.66
1998	469,395	9.39	3.42	6.76	19.57
1999	469,395	9.39	3.42	6.76	19.57
2000	469,395	9.39	3.42	6.76	19.57
2001	469,395	9.39	3.42	6.76	19.57

Y desglosados por concepto de gasto, se espera el comportamiento siguiente:

Año	Producción (tons)	Mano de Obra (Dlrs/ton)	Materiales (Dlrs/ton)	Indirectos (Dlrs/ton)	Costo Total de Operación (Dlrs/ton)
1995	250,000	9.37	6.78	8.77	24.92
1996	250,000	9.37	6.78	8.77	24.92
1997	342,375	7.92	6.44	8.30	22.66
1998	469,395	5.95	5.96	7.66	19.57
1999	469,395	5.95	5.96	7.66	19.57
2000	469,395	5.95	5.96	7.66	19.57
2001	469,395	5.95	5.96	7.66	19.57

AHORRO EN COSTOS

Con base en los costos reales de operación de 1994, escalados como se indicó anteriormente y a la paridad mencionada se obtiene un costo de 24.92 dólares por tonelada sin efectuar la expansión de la producción propuesta. Al llevar a cabo la expansión se obtendrá una reducción en costo unitario como se indica a continuación, lo cual representa un ahorro en costo de:

Costo sin expansión	(250,000 ton/año)	\$24.92 USD/Ton
Costo con expansión	(469,395 ton/año)	\$19.57 USD/Ton
Ahorro en costo unitario de operación		\$ 5.35 USD/Ton
Ahorro anual	250,000 X 5.35 =	\$1,337,500 USD

INGRESOS

El importe por concepto de ingresos calculados se desglosan en el anexo *Balances Metalúrgicos y Liquidaciones*, a continuación solamente se presenta el resumen general de ingresos esperados.

Para la elaboración de este análisis se consideró las siguientes cotizaciones de los metales, proporcionadas por la Dirección de Operaciones de Unidades Mineras, en marzo de 1995:

Plata (dls./oz.)	\$5.50
Plomo (dls./oz.)	\$0.30
Cobre (dls./lb.)	\$1.00
Zinc (dls./lb.)	\$0.50

La producción programada con la expansión de la producción para los próximos años es la siguiente:

Año	Toneladas	Ag	Pb	Cu	Zn
1995	250,000	100	1.73	0.20	8.06
1996	250,000	98	1.79	0.24	8.54
1997	342,375	109	1.98	0.26	7.59
1998	469,395	107	2.05	0.22	7.26
1999	469,395	105	2.07	0.12	7.26
2000	469,395	103	2.27	0.14	7.39
2001	469,395	87	2.27	0.11	6.75

La producción de concentrados programada es la siguiente:

Toneladas / Año	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
Conc. Plomo	6,127	6,340	9,604	13,632	13,765	15,095	15,095
Conc. Zinc	32,342	34,268	41,709	54,697	54,697	55,677	50,855

El valor de los concentrados (dólares) esperado es:

Dólares / Año	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
Conc. Plomo	4,234,891	4,248,882	6,454,547	8,780,672	8,564,612	8,750,126	7,848,878
Conc. Zinc	7,474,786	7,974,060	9,567,208	12,472,128	12,472,128	12,726,015	11,476,111
TOTAL	11,709,677	12,222,942	16,021,754	21,252,800	21,036,740	21,476,141	19,324,990

INVERSIONES Y REQUERIMIENTO DE CAPITAL

El importe por concepto de inversión y requerimiento de capital se desglosan en el anexo *Presupuesto General del Proyecto*, a continuación solamente se presenta el resumen general de inversión requerida y programa de inversión.

En términos generales el gran total de inversión requerida para expansión de la producción en la unidad Santa Eulalia presentada en Total Mina - Total Planta de Beneficio, es la siguiente:

AREA	Dólares Americanos
Total Mina	\$ 5,931,679
Total Planta de Beneficio	\$ 8,162,180
GRAN TOTAL	\$ 14,093,859



FIGURA NO. VI.1 : DISTRIBUCIÓN GENERAL DE INVERSIONES POR AREA

El desglose de las inversiones por áreas es como sigue:

MINA

DESCRIPCIÓN	IMPORTE
Nuevos Tiros y Extensiones	2,628,247
Preparación general Mina	1,538,596
Ventilación	111,172
Aire comprimido	24,298
Desagüe y Bombeo	550,595
Quebradora Mina	305,074
Imprevistos	773,697
GRAN TOTAL	5,931,679

PLANTA DE BENEFICIO

DESCRIPCIÓN	IMPORTE
Mineral Grueso	470,999
Planta de Trituración	1,596,011
Silos de Finos	228,568
Planta Concentradora	2,970,585
Sistema de Jales	397,813
Servicios Generales	495,832
Ingeniería y supervisión	718,800
Imprevistos	1,283,572
GRAN TOTAL	8,162,180

El resumen del calendario de inversiones es:

CONCEPTO	1995	1996	1997	TOTAL
	(Inversiones en Dólares Americanos)			
Mina	1,073,291	2,853,543	2,004,845	5,931,679
Planta de Beneficio	2,554,965	5,109,949	497,266	8,162,180
GRAN TOTAL	3,628,256	7,963,492	2,502,111	14,093,859

AMORTIZACIÓN DE LA INVERSIÓN Y CARGOS POR DEPRECIACIÓN

El total de la inversión (\$14,093,859.00 USD) será amortizada totalmente durante los primeros cuatro años de puesta en marcha del proyecto de expansión, dado que cabe recordar que no es un proyecto nuevo ó puesta en marcha de una mina nueva, sino que es complemento para expansión de las operaciones actuales con ganancias tales que permiten realizar esta amortización para efectos fiscales válido en el país. Los cargos por depreciación de los equipos fueron calculados mediante el método de línea recta con los periodos de depreciación siguientes:

- Equipo rodante : 5 años
- Equipo no rodante : 10 años
- Obras Mineras y activos fijos : 25 años

Los cargos por depreciación se comenzarán en el año de 1998, que es el año donde ya no hay inversión y termina el periodo de construcción o pre-operación.

ANÁLISIS ECONÓMICO

Con los datos anteriores de ingresos, costos de operación, inversiones y las consideraciones básicas del comienzo de este capítulo, se realizó el análisis económico-financiero del proyecto de expansión de la producción de la unidad Santa Eulalia; se obtiene a continuación las proformas de análisis económico para la nueva producción propuesta y para la producción sin expansión; el periodo de análisis es como sigue:

- 7 años de operación, para el caso de operación con expansión de la producción, dado que las reservas de mineral explotable al 1° de enero de 1995 son en total de 2,737,172 ton.
- 7 años de operación, para el caso de operación sin expansión de la producción, dado que para efectos de análisis de ingresos y valor del dinero en el tiempo es más representativo a periodos iguales de tiempo, aún que al ritmo actual de producción (250,000 ton/año) se puede asegurar una operación segura para 10 años con la cantidad de reservas cubicadas.

A continuación se muestran dichas proformas de análisis económico, mostrando en cada caso la tasa interna de retorno (TIR) y el valor presente neto de los flujos de caja (VPN) en donde se ha trabajado con la tasa de interés del 9% (tasa de promedio de financiamiento de capital en el Grupo México a la fecha de la inversión); obteniendo los siguientes resultados:

PROFORMA DE ANÁLISIS ECONÓMICO CON EXPANSIÓN (Dólares)

	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
PRODUCCIÓN:	250,000	250,000	342,375	469,395	469,395	469,395	469,395
INGRESOS:	11,709,677	12,222,942	16,021,754	21,252,800	21,036,740	21,476,141	19,324,990
COSTOS OPERACIÓN:	6,230,000	6,230,000	7,758,218	9,186,060	9,186,060	9,186,060	9,186,060
AHORRO EN COSTOS:	0	0	565,000	1,337,500	1,337,500	1,337,500	1,337,500
UTILIDAD BRUTA DE OPERACIÓN:	5,479,677	5,992,942	8,828,537	13,404,240	13,188,180	13,627,581	11,476,430
INTERESES SOBRE CRÉDITO:	163,272	786,626	774,969	401,686	0	0	0
DEPRECIACIÓN:	0	0	0	1,218,037	1,369,272	1,369,272	1,369,272
UTILIDAD ANTES IMPUESTOS:	5,316,406	5,206,316	8,053,568	11,784,517	11,818,908	12,258,309	10,107,158
IMPUESTOS Y RUT (45%):	2,392,383	2,342,842	3,624,106	5,303,033	5,318,509	5,516,239	4,548,221
IMPAC (2%):	72,565	231,835	281,877				
UTILIDAD NETA:	2,851,458	2,631,639	4,147,585	6,481,484	6,500,400	6,742,070	5,558,937
DEPRECIACIÓN:	0	0	0	1,218,037	1,369,272	1,369,272	1,369,272
FLUJO DE CAJA:	2,851,458	2,631,639	4,147,585	7,699,521	7,869,672	8,111,342	6,928,209
INVERSIONES:	3,628,256	7,963,492	2,502,111				
FLUJO DE CAJA NETO:	-776,798	-5,331,853	1,645,474	7,699,521	7,869,672	8,111,342	6,928,209
FLUJO DE CAJA ACUMULADO:	-776,798	-6,108,651	-4,463,177	3,236,344	11,106,016	19,217,358	26,145,567
TASA INTERNA DE RETORNO:	73.4%						
VALOR PRESENTE NETO:	16,672,715						
FLUJOS CAJA NETO (i = 9%)							

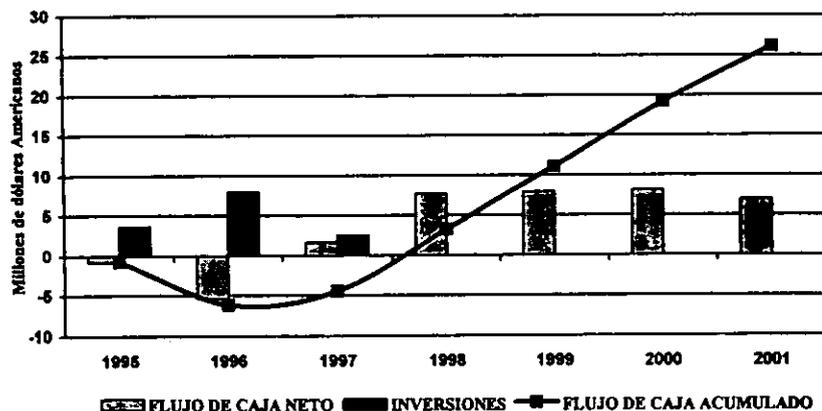


FIGURA VI.2 : COMPORTAMIENTO DE LOS FLUJOS DE CAJA E INVERSIONES CON EXPANSION DE LA PRODUCCION.

PROFORMA DE ANÁLISIS ECONÓMICO SIN EXPANSIÓN (Dólares)

	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
PRODUCCIÓN:	250,000	250,000	250,000	250,000	250,000	250,000	250,000
INGRESOS:	11,709,677	12,222,942	11,698,981	11,319,252	11,204,178	11,438,203	10,292,499
COSTOS OPERACIÓN:	6,230,000	6,230,000	6,230,000	6,230,000	6,230,000	6,230,000	6,230,000
AHORRO EN COSTOS:	0	0	0	0	0	0	0
UTILIDAD BRUTA DE OPERACIÓN:	5,479,677	5,992,942	5,468,981	5,089,252	4,974,178	5,208,203	4,062,499
INTERESES SOBRE CRÉDITO:	0	0	0	0	0	0	0
DEPRECIACIÓN	0	0	0	0	0	0	0
UTILIDAD ANTES IMPUESTOS:	5,479,677	5,992,942	5,468,981	5,089,252	4,974,178	5,208,203	4,062,499
IMPUESTOS Y RUT (45%):	2,465,855	2,696,824	2,461,041	2,290,163	2,238,380	2,343,691	1,828,124
IMPAC (2%):	0	0	0	0	0	0	0
UTILIDAD NETA:	3,013,822	3,296,118	3,007,940	2,799,088	2,735,798	2,864,512	2,234,374
DEPRECIACIÓN:	0	0	0	0	0	0	0
FLUJO DE CAJA:	3,013,822	3,296,118	3,007,940	2,799,088	2,735,798	2,864,512	2,234,374
INVERSIONES:	0	0	0	0	0	0	0
FLUJO DE CAJA NETO:	3,013,822	3,296,118	3,007,940	2,799,088	2,735,798	2,864,512	2,234,374
FLUJO DE CAJA ACUMULADO:	3,013,822	6,309,940	9,317,880	12,116,968	14,852,766	17,717,278	19,951,652
VALOR PRESENTE NETO FLUJOS CAJA NETO (i = 9%)	15,735,940						

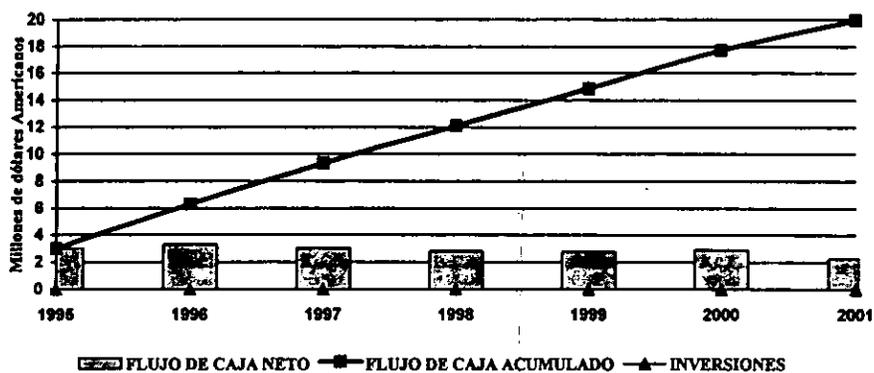


FIGURA NO. VI.3 : COMPORTAMIENTO DE LOS FLUJOS DE CAJA SIN EXPANSION DE LA PRODUCCION.

FLUJO DE RECURSOS CON RECUPERACIÓN DE CAPITAL Y RENTABILIDAD CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN (Dólares)

	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
PRODUCCIÓN:	250,000	250,000	342,375	469,395	469,395	469,395	469,395
INVERSIÓN POR REDIMIR:	3,628,256	8,740,290	8,610,762	4,463,177	0	0	0
COSTO DEL INTERÉS:	163,272	786,626	774,969	401,686	0	0	0
TOTAL POR REDIMIR:	3,791,528	9,526,916	9,385,731	4,864,863	0	0	0
INTERESES RECUPERADOS:	163,272	786,626	774,969	401,686	0	0	0
DEPRECIACIÓN:	0	0	0	1,218,037	1,369,272	1,369,272	1,369,272
UTILIDAD NETA:	2,851,458	2,631,639	4,147,585	6,481,484	6,500,400	6,742,070	5,558,937
TOTAL RECURSOS GENERADOS:	3,014,730	3,418,265	4,922,554	8,101,207	7,869,672	8,111,342	6,928,209
RECUPERACIÓN DE CAPITAL:	3,014,730	3,418,265	4,922,554	4,864,863	0	0	0
INVERSIÓN NO REDIMIDA:	776,798	6,108,651	4,463,177	0	0	0	0
REMANENTE EMPRESA:	0	0	0	3,236,344	7,869,672	8,111,342	6,928,209
REMANENTE ACUMULADO:	0	0	0	3,236,344	11,106,016	19,217,358	26,145,567

FLUJO DE RECURSOS CON RECUPERACIÓN DE CAPITAL Y RENTABILIDAD SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN (Dólares)

	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001
PRODUCCIÓN:	250,000	250,000	250,000	250,000	250,000	250,000	250,000
INVERSIÓN POR REDIMIR:	0	0	0	0	0	0	0
COSTO DEL INTERÉS:	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL POR REDIMIR:	0	0	0	0	0	0	0
INTERESES RECUPERADOS:	0	0	0	0	0	0	0
DEPRECIACIÓN:	0	0	0	0	0	0	0
UTILIDAD NETA:	3,013,822	3,296,118	3,007,940	2,799,088	2,735,798	2,864,512	2,234,374
TOTAL RECURSOS GENERADOS:	3,013,822	3,296,118	3,007,940	2,799,088	2,735,798	2,864,512	2,234,374
RECUPERACIÓN DE CAPITAL:	0	0	0	0	0	0	0
INVERSIÓN NO REDIMIDA:	0	0	0	0	0	0	0
REMANENTE EMPRESA:	3,013,822	3,296,118	3,007,940	2,799,088	2,735,798	2,864,512	2,234,374
REMANENTE ACUMULADO:	3,013,822	6,309,940	9,317,880	12,116,968	14,852,766	17,717,278	19,951,652

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y

RECOMENDACIONES

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De la recopilación de datos obtenida, análisis de estudios realizados por terceros, análisis propios de este trabajo, así como de las experiencias profesionales en la unidad Santa Eulalia, de Industrial Minera México, S.A. de C.V., con la elaboración del presente trabajo se llega a las siguientes conclusiones y recomendaciones:

CONCLUSIONES

- Las modificaciones al sistema de minado propuestas, están encaminadas a reducir tanto los requerimientos de obra minera para la preparación de la explotación de los rebajes, como a obtener un mejor ciclo de trabajo en la etapa operativa de los mismos.
- Conjunto a la reducción de requerimientos de obra, va implícito una reducción de costos por diferentes conceptos los cuales se pueden apreciar directamente con los siguientes ejemplos:
 1. *Por concepto de mano de obra.* Al reducir la cantidad de obra minera necesaria para la preparación de la explotación de un bloque mineral, se notará un disminución del costo de mano de obra en operación (perforistas y ayudantes de perforista), mano de obra en operación geología (operadores de equipo de barrenación, operadores de equipo de inyección), mano de obra en operación de servicios (tuberos y peones mina), mano de obra en operación mina-acarreo (operadores de equipo de rezagado y acarreo), mano de obra en mantenimiento mecánico (menor requerimiento de bombeo, aire comprimido y reparaciones de equipos de perforación), mano de obra de supervisión, pagos por obras a destajo (bonos), etc.
 2. *Por concepto de materiales de operación.* Reducción de costo por concepto de acero para barrenar y explosivos al reducir la cantidad de desarrollos, así como la reducción en el consumo de materiales varios para barrenación (aceites y lubricantes, mangueras, tuberías, conexiones y refacciones de equipos varios), etc.

3. *Por concepto de indirectas.* Se reflejará una disminución en el consumo de energía eléctrica, la cual estará dada por la disminución de aire comprimido generado, menor gasto de agua para el bombeo, menor cantidad requerida de aire fresco para ventilación. Así mismo se observará que las cuentas con cargo a operación de mantenimiento pagado a terceros (reparaciones de equipo) disminuirá en proporción al incremento de los índices de rendimiento de los equipos y mejor aprovechamiento de los recursos.

- La información generada en los estudios realizados por el departamento de geología de la unidad, indica que el agua es una limitante para la explotación, y que presenta un comportamiento complejo e impredecible. Es necesario realizar labores de protección con barrenación e impermeabilización con inyección de lechadas de cemento en las áreas donde se requieren obras mineras.
- Las reservas calculadas para 1995 garantizan la operación al ritmo actual de operación por lo menos para 10 años. Así mismo, estas reservas garantizan la operación al nuevo ritmo de producción de 1,500 ton. por día, al menos de 7 años.
- Será necesario el construir un tiro nuevo que permita extraer (mantear) el incremento en producción, además de permitir en un futuro no muy lejano extraer la totalidad de la producción de la unidad por este tiro. Dado que la mayor cantidad de reservas se encuentra al sur de la mina, es donde se determinó colar el tiro nuevo denominado tiro "La Esperanza".
- Prácticamente será necesario hacer nueva la planta de beneficio para adecuarla al incremento en capacidad del procesamiento de mineral, lo cual se debe hacer de manera tal que no se interrumpan las actividades actuales de producción. A este respecto resulta factible realizar de forma paralela a la operación normal, la construcción de la nueva planta e ir reemplazando por áreas las instalaciones actuales.
- Se analizó a detalle el actual sistema de minado, con lo que se confirma que el sistema es el de explotación de *corte y relleno*, en su variante de relleno hidráulico, dadas las características geológicas y reológicas de la mina San Antonio.
- Será necesario modificar las operaciones actuales de minado para eficientar en lo posible todas y cada una de las actividades, teniendo en cuenta que no solamente se incrementarán las "cuotas" diarias de producción por rebaje, sino que se incrementarán también el número de rebajes.
- Como se tiene la necesidad de una mayor disponibilidad del mineral tumbado, las primeras recomendaciones deberán ser las de llevar a cabo las modificaciones propuestas en este trabajo al sistema de explotación.

De acuerdo con los resultados obtenidos del análisis financiero realizado para determinar la viabilidad económica del incremento en producción de la unidad Santa Eulalia, se concluye lo siguiente:

- Como medida para hacer frente a las condiciones económicas que imperan en el país (devaluaciones, encarecimiento de insumos, e inflación en general), y que en esta materia afectan directamente los costos, un incremento en la producción minera resulta un camino viable para reducir tales costos y reportar, a corto plazo, un margen de utilidad superior al que se obtendría de no llevar a cabo dicha expansión.
- La reducción de costos unitarios se debe en gran medida, a que en la actualidad los costos fijos de operación representan un 48.39% del costo unitario total. Al realizar el incremento en producción, el concepto de costos fijos solamente representará el 37.97% del total del costo unitario de la unidad.
- Dado que los precios de venta de los metales contenidos en los concentrados se cotizan en el extranjero y en dólares americanos, los ingresos pronosticados por concepto de ventas se consideran estables e inclusive con tendencia a la alza, por lo que no representa riesgo dentro del análisis económico.
- La inversión que se deberá hacer para incrementar la producción actual de la unidad Santa Eulalia a 1,500 toneladas por día, será del orden de \$14,093,859.00 dólares. De acuerdo al presupuesto calendarizado del proyecto, se propone se haga de la siguiente forma: 25.75% el primer año, 56.50% el segundo y 17.75% al tercer año de iniciado el proyecto.
- La inversión, por estar constituida en un gran porcentaje en equipos, podrá ser depreciada y amortizada en los primeros años de operación, por lo que al término del tercer año del proyecto, se recuperará totalmente el capital.
- Del análisis se obtiene una tasa interna de retorno de los flujos de caja del proyecto de expansión igual a 73.4%. Así mismo, se obtuvo para ambos casos (con expansión de la producción y sin expansión de la producción) el valor presente neto de los flujos de caja para el mismo periodo de análisis (7 años de operación), que corresponden a los siguientes resultados: VPN con expansión de la producción = \$16,672,715.00 dólares. VPN sin expansión de la producción = \$15,735,940.00 dólares.

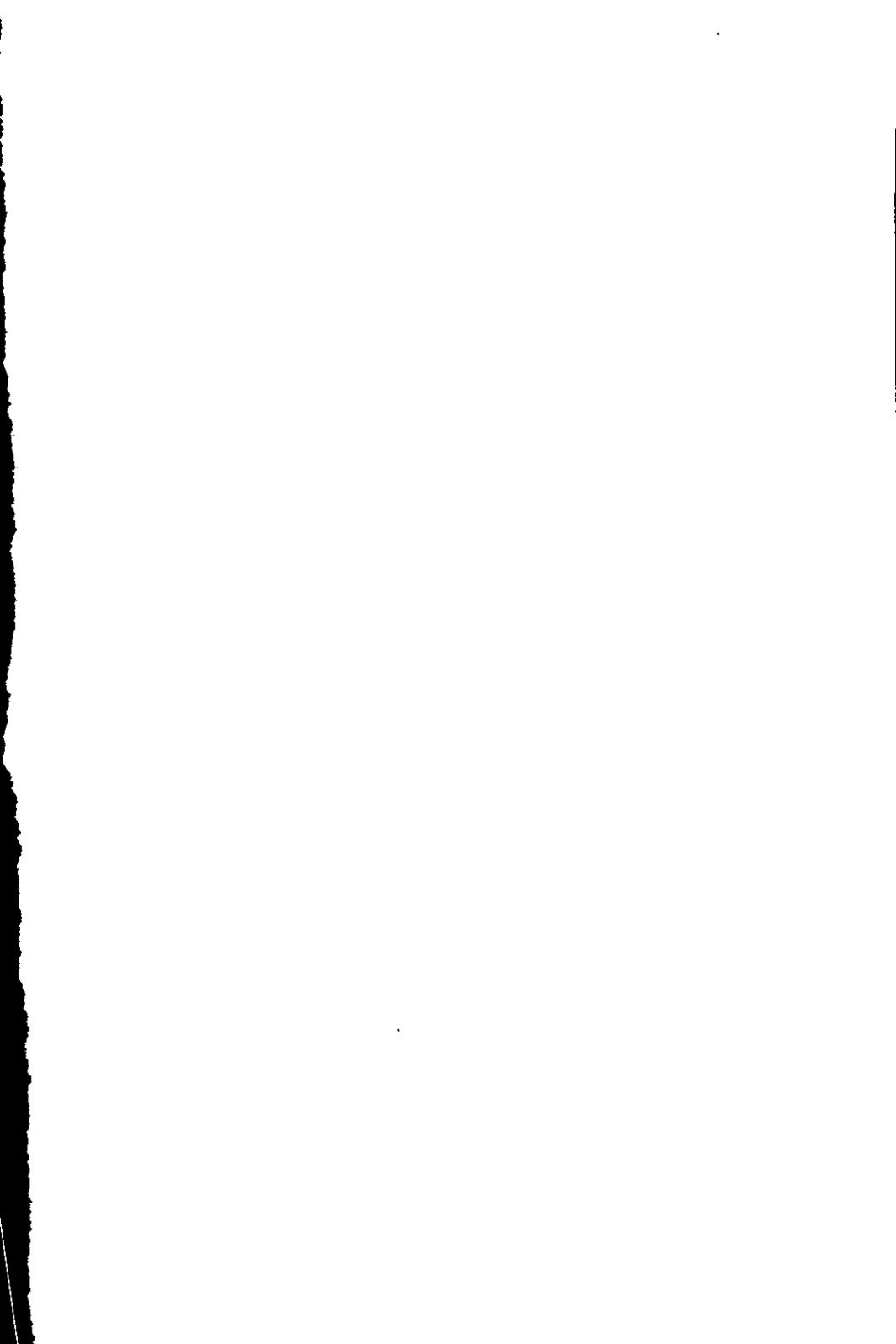
De acuerdo a las conclusiones anteriores, se hacen las siguientes:

RECOMENDACIONES

- a) Es recomendable el llevar a cabo las modificaciones propuestas, dado que no solamente aportará un reducción en costos de operación mina, si no que además se podrá obtener un mejor control de la operación y se podrá contar con mayor disponibilidad de mineral tumbado que con el método actual de operaciones.
- b) Se recomienda ampliamente como desarrollo de un proyecto integral modificar los sistemas actuales de bombeo para incrementar su capacidad instalada y prevenir alguna inundación a futuro que pueda entorpecer o inclusive detener por completo las operaciones de la unidad. Como se mencionó en su momento durante el desarrollo de este trabajo, la mayor cantidad de reservas explotables cubicadas a la fecha se encuentran en zonas localmente clasificadas como de "alto riesgo", y aunque a la fecha ha funcionado de manera eficiente el sistema general de protección e impermeabilización con lechadas de cemento, no deja de existir día a día el peligro de inundación al realizar el minado en presencia de agua.
- c) Adicionalmente se recomienda analizar a detalle, las actuales alternativas de nuevos métodos de relleno en minas, tal como es el caso del relleno de alta densidad y/o relleno con pasta. El relleno con pasta es usado en la actualidad en operaciones mineras subterráneas en Canadá y consiste en realizar mezclas en diferentes proporciones de jal con cemento, la cual después de un periodo corto de tiempo (dependiendo de la proporción contenida de cemento y aditivos acelerantes varía de 1 a 2 turnos para permitir la ciculación de vehiculos por encima de el) , proporciona rigidez al relleno así como un "sello" a pequeñas fracturas en los respaldos o tablas de los rebajes donde se encuentra, con lo que se previenen y evitan en gran medida posibles infiltraciones a rebajes adyacentes. En el caso particular de la mina San Antonio, podría ayudar a reducir los requerimientos de bombeo, ya que no se estaría introduciendo agua a la mina (en la pulpa de jal), la cual después de decantada deberá ser bombeada de la mina. El agua contenida en la pulpa sera empleada para conseguir la rigidez del cemento (fraguado de la mezcla jal-cemento) sin ser requerido sistemas de drenaje, decantación y captación para el agua como en el caso del relleno hidraulico.
- d) Como medida para hacer frente a la situación económica actual del país, es recomendable realizar un incremento de producción en la unidad Santa Eulalia, dado que incrementará las utilidades de operación a corto plazo y reducirá los costos unitarios de operación, tal y como lo refleja el análisis financiero realizado.
- e) El alcance del diseño de la construcción y equipamiento del nuevo tiro La Esperanza, se realizó tomando en cuenta la tecnología más avanzada disponible en el mercado, aplicable al empleo de un malacate convencional de

doble tambor de enrollamiento de cable, el cual existe en otra unidad de la compañía. Se recomienda que se analice a detalle la posibilidad de modificar hasta donde sea posible la estructura del tiro actual San Antonio, para realizar en él, modificaciones que permitan incrementar su capacidad de manteo, tales como: 1)- Automatizar las operaciones de llenado de cartuchos y botes. 2)- Evaluar económicamente la viabilidad de reemplazar las guías actuales de madera del tiro San Antonio y sustituirlas por guías de cable, como las que se instalarán en el nuevo tiro La Esperanza. 3)- Modificar el diseño del bote actual de manteo tanto en geometría como en materiales empleados para su construcción, para incrementar hasta donde sea posible su capacidad efectiva de carga.

- f) Con la entrada en operación de la parte sur de la mina San Antonio (localmente denominada mina La Esperanza) se dispondrá de mayor tiempo para realizar de forma continua mantenimiento a todas las instalaciones de la unidad. Si se toma en cuenta que las instalaciones del nuevo tiro La Esperanza y la Planta de Beneficio son prácticamente nuevas, es el momento para realizar un programa efectivo de conservación y mantenimiento de todos y cada uno de los componentes instalados.



BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA

Clendenin P. Thomas

Report on Geologic-Study of West Camp. Santa Eulalia Unit. Tesis Profesional, The Colorado University, Colorado, 1933, United States of North-America.

Higuera Gil Sergio

Resultado del estudio de laboratorio para la selección de lechadas a inyectarse en la roca de la mina San Antonio, Chih., Informe Técnico, Industrial Minera México, S.A. de C.V., 1977, México.

Iris James Robert

Estudio Geohidrológico Preliminar de la mina San Antonio, Chih. Informe Técnico, Industrial Minera México, S.A. de C.V., 1976, México.

Maldonado E. Dionisio

Enfoque al problema del agua en la mina San Antonio, Chih., Artículo Técnico por el Geólogo Residente, unidad Santa Eulalia, Industrial Minera México, S.A. de C.V., Chihuahua, 1987, México.

Muñoz C. Florentino

Estudio Petrográfico y Minerográfico de las minas San Antonio y Buena Tierra, Santa Eulalia, Chih., Informe Técnico de Consultoría, 1978, Chihuahua, México.

Orozco José Vicente

Control de las filtraciones en las nuevas labores de la mina San Antonio, Unidad Santa Eulalia, Chih., Informe Especial a Industrial Minera México, S.A. de C.V., Ingeniero Civil Consultor, 1976, Chihuahua, México.

Silva M. Roberto

Reconocimiento Geofísico del Campo Oriente Zona Norte. Informe Final, Brigada de Geofísica, Sub-Dirección de Exploraciones, Industrial Minera México S.A. de C.V., 1988, Chihuahua, México.

Mendez Basilio

Controles de Flujos de Agua en la mina San Antonio en Santa Eulalia, Chihuahua. Tesis Profesional, Universidad Autónoma de San Luis Potosí, Chihuahua, 1993, México.

Araujo Moncada Juan Jose

Curso Básico de Diseño de Instalaciones Mineras, primera edición, Departamento de Minas, Escuela de Ingeniería, Universidad de Sonora, 1987, México.

Ponentes Varios

Memorias Técnicas, Primer Simposium de Minería, Marzo 16-19 de 1977, Chihuahua, Chih. México. Ponencias: "Explotación por el método de corte y relleno hidráulico en sustitución del Glory Hole en la mina San Antonio de la unidad Santa Eulalia," por Ing. Rafael Rodallegas. "Inyectado de rocas calizas con presencia de agua a alta presión" por Ing. Sergio Higuera Gil.

Sánchez Tapia Jorge Edgardo

Experiencia Profesional, desempeñando puesto de Jefe de Mina y Jefe Depto. Planeación y Control en unidad Santa Eulalia, Industrial Minera México, S.A. de C.V., 1994-1996, México.

Autores Varios

Archivos de Circulares, Informes de Visitas, Manuales e Información General de la unidad Santa Eulalia, Industrial Minera México, S.A. de C.V., Chihuahua, 1930-1996, México.

ANEXO 1

DESGLOSE DE COSTOS

DESGLOSE GENERAL DE COSTOS POR CENTRO DE COSTO

Centro Costo	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
610	1,173,253	1.32		
620	952	0.00		
621	77,210	0.09		
624	2,404,423	2.69		
640	1,093,853	1.23		
650	540,635	0.61		
660	36,567	0.04		
670	988,905	1.11		
680	127,475	0.14		
690	1,730	0.00		
700	68,060	0.08		
710	214,681	0.24		
740	44,543	0.05		
760	327,447	0.37		
761	210,079	0.24		
770	383,450	0.43		
780	410,293	0.46		
786	3,644,735	4.09		
787	257,865	0.29		
790	844,567	0.95		
SUB-TOTAL MINA	12,850,723	14.40		
811	152,587	0.17		
814	427,369	0.48		
817	82,938	0.09		
821	609,901	0.68		
824	1,136,119	1.27		
827	162,993	0.18		
829	162	0.00		
831	156,551	0.18		
832	120,407	0.13		
834	92,536	0.10		
890	1,743,091	1.95		
SUB-TOTAL MOLINO	4,684,654	5.25		
			SUB-TOTAL INDIRECTOS	9,249,008
			TOTAL UNIDAD	26,784,385
				30.02

DESGLOSE GENERAL DE COSTOS POR CUENTA DE OPERACIÓN

Cuenta	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
101	1,285,823	1.44		
102	287,327	0.32		
103	675,151	0.76		
104	205,128	0.23		
106	67,472	0.08		
107	17,173	0.02		
108	110,122	0.12		
110	4,729	0.01		
111	700,764	0.79		
112	5,701	0.01		
121	20,984	0.02		
122	124,261	0.14		
123	46,556	0.05		
129	55	0.00		
140	31	0.00		
141	113,237	0.13		
142	439,547	0.49		
143	155,926	0.17		
145	50,657	0.06		
149	8,270	0.01		
170	141,463	0.16		
171	2,181,435	2.45		
172	185	0.00		
178	40,880	0.05		
179	464,359	0.52		
182	305,872	0.34		
183	(4)	(0.00)		
184	164,325	0.18		
185	38,793	0.04		
186	80,989	0.09		
191	1,790,457	2.01		
192	230,051	0.26		
193	330,086	0.37		
194	(24,779)	(0.03)		
195	979	0.00		
196	30,978	0.03		
SUB-TOTAL MANO OBRA	10,094,983	11.31		
200	668,503	0.75		
201	41	0.00		
205	90,323	0.10		
212	4,709	0.01		
216	127	0.00		
220	547	0.00		
221	11,623	0.01		
222	14,348	0.02		
226	92	0.00		
232	1,870	0.00		

Cuenta	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
236	12,300	0.01		
241	521,234	0.58		
242	1,590,447	1.78		
243	440,458	0.49		
244	4	0.00		
245	28,005	0.03		
246	1,919	0.00		
247	214	0.00		
249	63,008	0.07		
250	136	0.00		
252	770,556	0.86		
253	50,528	0.06		
254	184,845	0.21		
255	125,506	0.14		
257	109,554	0.12		
258	182,968	0.21		
261	124,256	0.14		
262	502,404	0.56		
263	490,326	0.55		
264	6,103	0.01		
265	127	0.00		
266	414,240	0.46		
267	161,822	0.18		
287	1,494	0.00		
291	89,860	0.10		
292	195,179	0.22		
293	434,962	0.49		
294	34,657	0.04		
295	738	0.00		
296	56,773	0.06		
299	6,442	0.01		
300	(2,670)	(0.00)		
390	(80,648)	(0.09)		
SUB-TOTAL MATERIALES	7,309,930	8.19		
401	5,065,510	5.68		
413	35,460	0.04		
414	61,179	0.07		
430	1,645,212	1.84		
434	2,848	0.00		
438	26,857	0.03		
439	304	0.00		
440	266,148	0.30		
442	(1,835)	(0.00)		
443	14,763	0.02		
444	16,224	0.02		
445	37,420	0.04		
448	21,282	0.02		

Cuentas	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
453	33,258	0.04		
454	193	0.00		
457	8,462	0.01		
458	15,143	0.02		
459	169,338	0.19		
462	16,143	0.02		
467	1,009	0.00		
468	91	0.00		
471	69,072	0.08		
472	54,785	0.06		
475	(1,296)	(0.00)		
476	683	0.00		
481	3,340	0.00		
485	1,302	0.00		
489	51,009	0.06		
490	108,985	0.12		
491	480	0.00		
492	1,487	0.00		
493	60	0.00		
494	600	0.00		
495	23,918	0.03		
499	1,008	0.00		
513	9,204	0.01		
514	8,495	0.01		
515	28,226	0.03		
			SUB-TOTAL INDIRECTOS	
			TOTAL UNIDAD	

Cuenta	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
517	147,756	0.17		
521	(1,317)	(0.00)		
522	8,450	0.01		
525	1,761	0.00		
526	215,796	0.24		
534	458	0.00		
536	374	0.00		
537	34,176	0.04		
539	12,386	0.01		
541	149,039	0.17		
544	20,854	0.02		
545	169,908	0.19		
546	18,672	0.02		
548	4,268	0.00		
550	(721)	(0.00)		
551	28,691	0.03		
552	27,036	0.03		
553	7,767	0.01		
561	82,957	0.09		
563	321,153	0.36		
591	335,564	0.38		
598	408	0.00		
599	(2,331)	(0.00)		
			SUB-TOTAL INDIRECTOS	
			TOTAL UNIDAD	

DESGLOSE GENERAL DE COSTOS EN FIJOS Y VARIABLES POR CUENTA DE OPERACIÓN

Cuenta	PESOS		DÓLARES		
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario	
101	1,285,823		1.44		
106	67,472		0.08		
107	17,173		0.02		
110	4,729		0.01		
112	5,701		0.01		
121	20,984		0.02		
122	124,261		0.14		
123	46,556		0.05		
129	55		0.00		
140	31		0.00		
141	113,237		0.13		
142	439,547		0.49		
143	155,926		0.17		
145	50,657		0.06		
149	8,270		0.01		
170	141,463		0.16		
171	2,181,435		2.45		
172	185		0.00		
179	464,359		0.52		
182	305,872		0.34		
184	164,325		0.18		
186	80,989		0.09		
191	1,790,457		2.01		
192	230,051		0.26		
193	330,086		0.37		
194	(24,779)		(0.03)		
195	979		0.00		
196	30,978		0.03		
222	14,348		0.02		
246	1,919		0.00		
247	214		0.00		
250	136		0.00		
292	195,179		0.22		
294	34,657		0.04		
295	738		0.00		
296	56,773		0.06		
299	6,442		0.01		
300	(2,670)		(0.00)		
390	(80,648)		(0.09)		
413	35,460		0.04		
414	61,179		0.07		
434	2,848		0.00		
438	26,857		0.03		
440	266,148		0.30		
442	(1,835)		(0.00)		
443	14,763		0.02		
SUB-TOTAL FIJOS				10,674,482	11.96

Cuenta	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
444	16,224		0.02	
445	37,420		0.04	
448	21,282		0.02	
453	33,258		0.04	
454	193		0.00	
457	8,462		0.01	
458	15,143		0.02	
459	169,338		0.19	
468	91		0.00	
471	69,072		0.08	
472	54,785		0.06	
475	(1,296)		(0.00)	
476	683		0.00	
481	3,340		0.00	
485	1,302		0.00	
489	51,009		0.06	
490	108,985		0.12	
491	480		0.00	
492	1,487		0.00	
493	60		0.00	
499	1,008		0.00	
513	9,204		0.01	
514	8,495		0.01	
515	28,226		0.03	
517	147,756		0.17	
521	(1,317)		(0.00)	
522	8,450		0.01	
525	1,761		0.00	
534	458		0.00	
536	374		0.00	
537	34,176		0.04	
539	12,386		0.01	
541	149,039		0.17	
544	20,854		0.02	
545	169,908		0.19	
546	18,672		0.02	
548	4,268		0.00	
550	(721)		(0.00)	
551	28,691		0.03	
552	27,036		0.03	
553	7,767		0.01	
561	82,957		0.09	
563	321,153		0.36	
591	335,564		0.38	
599	(2,331)		(0.00)	

Cuenta	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
102	287,327	0.32		
103	675,151	0.76		
104	205,128	0.23		
108	110,122	0.12		
111	700,764	0.79		
178	40,880	0.05		
183	(4)	(0.00)		
185	38,793	0.04		
200	668,503	0.75		
201	41	0.00		
205	90,323	0.10		
212	4,709	0.01		
216	127	0.00		
220	547	0.00		
221	11,623	0.01		
226	92	0.00		
232	1,870	0.00		
236	12,300	0.01		
241	521,234	0.58		
242	1,590,447	1.78		
243	440,458	0.49		
244	4	0.00		
245	28,005	0.03		
249	63,008	0.07		
252	770,556	0.86		
253	50,528	0.06		
			SUB-TOTAL VARIABLES	16,109,903
			TOTAL UNIDAD	26,784,385
				30.02

Cuenta	PESOS		DÓLARES	
	Valor Total	Costo Unitario	Valor Total	Costo Unitario
254	184,845	0.21		
255	125,506	0.14		
257	109,554	0.12		
258	182,968	0.21		
261	124,256	0.14		
262	502,404	0.56		
263	490,326	0.55		
264	6,103	0.01		
265	127	0.00		
266	414,240	0.46		
267	161,822	0.18		
287	1,494	0.00		
291	89,860	0.10		
293	434,962	0.49		
401	5,065,510	5.68		
430	1,645,212	1.84		
439	304	0.00		
462	16,143	0.02		
467	1,009	0.00		
494	600	0.00		
495	23,918	0.03		
526	215,796	0.24		
598	408	0.00		

ANEXO 2

BALANCES METALURGICOS Y
LIQUIDACIONES DE FUNDICION

**BALANCE METALÚRGICO.
PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PARA EL AÑO 1995 CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN**

	LEYES					CONTENIDOS					RECUPERACIONES				
	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
TONELADAS SECAS	100	1.73	0.20	8.06	10.63	25,000	4,325	500	20,150	26,575	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
CABEZA	250,000														
PLOMO	6,127	2,856	3.59	5.89	6.51	17,500	3,676	220	361	399	70.00	85.00	43.96	1.79	1.50
ZINC	32,342	82	0.62	51.40	9.37	2,663	202	135	16,624	3,030	10.65	4.66	26.93	82.50	11.40
COLAS	211,531	23	0.21	1.50	10.94	4,838	447	146	3,166	23,147	19.35	10.34	29.11	15.71	87.10

**BALANCE METALÚRGICO.
PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PARA EL AÑO 1996 CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN**

	LEYES					CONTENIDOS					RECUPERACIONES				
	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
TONELADAS SECAS	98	1.79	0.24	8.54	10.63	24,500	4,475	600	21,350	26,575	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
CABEZA	250,000														
PLOMO	6,340	2,705	4.16	6.03	6.29	17,150	3,804	264	382	399	70.00	85.00	43.96	1.79	1.50
ZINC	34,268	76	0.61	51.40	8.84	2,609	209	162	17,614	3,030	10.65	4.66	26.93	82.50	11.40
COLAS	209,392	23	0.22	1.60	11.05	4,741	463	175	3,354	23,147	19.35	10.34	29.11	15.71	87.10

**BALANCE METALÚRGICO.
PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PARA EL AÑO 1997 CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN**

	LEYES					CONTENIDOS					RECUPERACIONES				
	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
TONELADAS SECAS	109	1.98	0.26	7.59	10.63	37,319	6,779	890	25,986	36,394	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
CABEZA	342,375														
PLOMO	9,604	2,720	60.00	4.07	4.84	26,123	5,762	391	465	546	70.00	85.00	43.96	1.79	1.50
ZINC	41,709	95	0.76	51.40	9.95	3,974	316	240	21,439	4,149	10.65	4.66	26.93	82.50	11.40
COLAS	291,062	25	0.24	1.40	10.89	7,221	701	259	4,082	31,700	19.35	10.34	29.11	15.71	87.10

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1995.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑÓLES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.		
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.		
	Ag	5.5000	S/Oz.		Zn	0.5000	S/Lb.
	Pb	0.3000	S/Lb.				
	Cu	1.0000	S/Lb.				
	Ag			Pb			
ENSAYES	2,856	60.00	3.59	Bi	0.34		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00	0.30			
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		Zn	Fe	
Ag	2.7134	176.8291	479.80	ENSAYES	51.40	9.37	
Pb	570.0000	0.6614	376.99	DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
Cu	25.8735	2.2046	57.04	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
	VALOR POR TONELADA:		913.83	Zn	436.9000	1.0472	457.52
	DEDUCCIONES			VALOR POR TONELADA:			457.52
	BENEFICIO L.A.B.		157.26	DEDUCCIONES			
	REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA		12.18	BENEFICIO L.A.B.			170.00
	REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE		40.10	REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69
	BISMUTO		0.36	FIERRO			5.60
	TOTAL DEDUCCIONES:			TOTAL DEDUCCIONES:			206.29
	FLETE:			FLETE:			20.11
	VALOR NETO POR TONELADA:			VALOR NETO POR TONELADA:			231.12
	VALOR TOTAL (Dólares):			VALOR TOTAL (Dólares):			7,474,785.69
				DÓLARES			
				VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:			691.18
				VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			231.12
				VALOR POR TONELADA MOLIDA:			46.84
				VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:			4,234,891
				VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			7,474,786

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1996.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑÓLES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.		
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.		
	Ag	5.5000	S/Oz.		Zn	0.5000	S/Lb.
	Pb	0.3000	S/Lb.				
	Cu	1.0000	S/Lb.				
	Ag			Pb			
ENSAYES	2,705	60.00	4.16	Bi	0.34		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00				
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		Zn	Fe	
Ag	2.5700	176.8291	454.44	ENSAYES	51.40	8.84	
Pb	570.0000	0.6614	376.99	DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
Cu	31.6053	2.2046	69.68	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
	VALOR POR TONELADA:		901.11	Zn	436.9000	1.0472	457.52
	DEDUCCIONES			VALOR POR TONELADA:			457.52
	BENEFICIO L.A.B.		157.26	DEDUCCIONES			
	REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA		11.54	BENEFICIO L.A.B.			170.00
	REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE		48.99	REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69
	BISMUTO		0.36	FIERRO			4.02
	TOTAL DEDUCCIONES:			TOTAL DEDUCCIONES:			204.71
	FLETE:			FLETE:			20.11
	VALOR NETO POR TONELADA:			VALOR NETO POR TONELADA:			232.70
	VALOR TOTAL (Dólares):			VALOR TOTAL (Dólares):			7,974,060.18
				DÓLARES			
				VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:			670.21
				VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			232.70
				VALOR POR TONELADA MOLIDA:			48.89
				VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:			4,248,882
				VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			7,974,060

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1997.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑALES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.			
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.			
	Ag	5.5000	\$/Oz.		Zn	0.5000	\$/Lb.	
	Pb	0.3000	\$/Lb.					
	Cu	1.0000	\$/Lb.					
	Ag			Pb		Cu	Bi	
ENSAYES	2.720	60.00	4.07	0.34	Zn	Fe		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00	0.30	ENSAYES	51.40	9.95	
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
Ag	2.5841	176.8291	456.95		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
Pb	570.0000	0.6614	376.99		Zn	436.9000	1.0472	457.52
Cu	30.7472	2.2046	67.79					
VALOR POR TONELADA:				901.73	VALOR POR TONELADA:			457.52
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.			
BENEFICIO L.A.B.				157.26	BENEFICIO L.A.B.			170.00
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA				11.60	REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE				47.66	FIERRO			7.34
BISMUTO				0.36	TOTAL DEDUCCIONES:			208.03
TOTAL DEDUCCIONES:				216.88	FLETE:			20.11
FLETE:				12.75	VALOR NETO POR TONELADA:			229.38
VALOR NETO POR TONELADA:				672.10	VALOR TOTAL (Dólares):			9,567,207.53
VALOR TOTAL (Dólares):				6,454,546.84				
					DÓLARES			
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:	672.10		
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:	229.38		
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:	46.80		
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:	6,454,547		
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:	9,567,208		

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1998.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑALES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.			
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.			
	Ag	5.5000	\$/Oz.		Zn	0.5000	\$/Lb.	
	Pb	0.3000	\$/Lb.					
	Cu	1.0000	\$/Lb.					
	Ag			Pb		Cu	Bi	
ENSAYES	2.579	60.00	3.33	0.34	Zn	Fe		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00	0.30	ENSAYES	51.40	10.40	
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
Ag	2.4501	176.8291	433.25		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
Pb	570.0000	0.6614	376.99		Zn	436.9000	1.0472	457.52
Cu	23.3011	2.2046	51.37					
VALOR POR TONELADA:				861.61	VALOR POR TONELADA:			457.52
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.			
BENEFICIO L.A.B.				157.26	BENEFICIO L.A.B.			170.00
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA				11.00	REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE				36.12	FIERRO			8.70
BISMUTO				0.36	TOTAL DEDUCCIONES:			209.39
TOTAL DEDUCCIONES:				204.74	FLETE:			20.11
FLETE:				12.75	VALOR NETO POR TONELADA:			228.02
VALOR NETO POR TONELADA:				644.12	VALOR TOTAL (Dólares):			12,472,128.48
VALOR TOTAL (Dólares):				8,780,671.76				
					DÓLARES			
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:	644.12		
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:	228.02		
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:	45.28		
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:	8,780,672		
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:	12,472,128		

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1999.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑÓLES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.			
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.			
	Ag	5.5000	\$Oz.		Zn	0.5000	\$Lb.	
	Pb	0.3000	\$Lb.					
	Cu	1.0000	\$Lb.					
	Ag	Pb	Cu	Bi		Zn	Fe	
ENSAYES	2.506	60.00	1.80	0.34	ENSAYES	51.40	10.40	
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00	0.30	DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
Ag	2.3811	176.8291	421.04		Zn	436.9000	1.0472	457.52
Pb	570.0000	0.6614	376.99					
Cu	7.9887	2.2046	17.61					
VALOR POR TONELADA:			815.65		VALOR POR TONELADA:			457.52
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.			
	BENEFICIO L.A.B.		157.26		BENEFICIO L.A.B.		170.00	
	REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA		10.69		REFINACIÓN Y ENTREGA		30.69	
	REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE		12.38		FIERRO		8.70	
	BISMUTO		0.36					
	TOTAL DEDUCCIONES:		180.69		TOTAL DEDUCCIONES:		209.39	
	FLETE:		12.75		FLETE:		20.11	
VALOR NETO POR TONELADA:			622.20		VALOR NETO POR TONELADA:			228.02
VALOR TOTAL (Dólares):			8,564,611.90		VALOR TOTAL (Dólares):			12,472,128.48
					DÓLARES			
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:			
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:			
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:			
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 2000.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑÓLES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.			
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.			
	Ag	5.5000	\$Oz.		Zn	0.5000	\$Lb.	
	Pb	0.3000	\$Lb.					
	Cu	1.0000	\$Lb.					
	Ag	Pb	Cu	Bi		Zn	Fe	
ENSAYES	2.242	60.00	1.91	0.34	ENSAYES	51.40	10.22	
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00	0.30	DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
Ag	2.1299	176.8291	376.63		Zn	436.9000	1.0472	457.52
Pb	570.0000	0.6614	376.99					
Cu	9.1378	2.2046	20.15					
VALOR POR TONELADA:			773.77		VALOR POR TONELADA:			457.52
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.			
	BENEFICIO L.A.B.		157.26		BENEFICIO L.A.B.		170.00	
	REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA		9.56		REFINACIÓN Y ENTREGA		30.69	
	REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE		14.16		FIERRO		8.15	
	BISMUTO		0.36					
	TOTAL DEDUCCIONES:		181.35		TOTAL DEDUCCIONES:		208.84	
	FLETE:		12.75		FLETE:		20.11	
VALOR NETO POR TONELADA:			579.67		VALOR NETO POR TONELADA:			228.57
VALOR TOTAL (Dólares):			8,750,125.75		VALOR TOTAL (Dólares):			12,726,015.18
					DÓLARES			
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:			
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:			
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:			
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS CON EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 2001.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑONES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.		
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.		
Ag	5.5000	\$/Oz.			Zn	0.5000	\$/Lb.
Pb	0.3000	\$/Lb.					
Cu	1.0000	\$/Lb.					
Ag	Pb	Cu	Bi		Zn	Fe	
ENSAYES	1.894	60.00	1.50	0.34	ENSAYES	51.40	11.19
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00	0.30	DEDUCCIÓN	85.00%	7.50
	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE
Ag	1.7991	176.8291	318.13		Zn	436.9000	1.0472 457.52
Pb	570.0000	0.6614	376.99				
Cu	5.0368	2.2046	11.10				
VALOR POR TONELADA:			706.22		VALOR POR TONELADA:		457.52
DEDUCCIONES					DEDUCCIONES		
BENEFICIO L.A.B.			157.26		BENEFICIO L.A.B.		170.00
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA			8.08		REFINACIÓN Y ENTREGA		30.69
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE			7.81		FIERRO		11.06
BISMUTO			0.36		TOTAL DEDUCCIONES:		
TOTAL DEDUCCIONES:			173.50		FLETE:		
FLETE:			12.75		VALOR NETO POR TONELADA:		
VALOR NETO POR TONELADA:			519.97		VALOR NETO POR TONELADA:		
VALOR TOTAL (Dólares):			7,848,878.44		VALOR TOTAL (Dólares):		
					DÓLARES		
VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:			519.97		VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:		
VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			225.66		VALOR POR TONELADA MOLIDA:		
VALOR POR TONELADA MOLIDA:			41.17		VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:		
VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:			7,848,878		VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:		
VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			11,476,111				

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1997.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑONES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.				
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.				
	Ag	5.5000	S/Oz.		Zn	0.5000	S/Lb.		
	Pb	0.3000	S/Lb.						
	Cu	1.0000	S/Lb.						
	Ag	Pb	Cu	Bi	Zn	Fe			
ENSAYES	2,720	60.00	4.07	0.34	ENSAYES	51.40	9.95		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00		DEDUCCIÓN	85.00%	7.50		
o	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		
Ag	2.5841	176.8291	456.95		Zn	436.9000	1.0472	457.52	
Pb	570.0000	0.6614	376.99						
Cu	30.7472	2.2046	67.79						
VALOR POR TONELADA:			901.73		VALOR POR TONELADA:			457.52	
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.				
BENEFICIO L.A.B.			157.26		BENEFICIO L.A.B.			170.00	
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA			11.60		REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69	
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE			47.66		FIERRO			7.34	
BISMUTO			0.36		o			0	
TOTAL DEDUCCIONES:			216.88		TOTAL DEDUCCIONES:			208.03	
FLETE:			12.75		FLETE:			20.11	
VALOR NETO POR TONELADA:			672.10		VALOR NETO POR TONELADA:			229.38	
VALOR TOTAL (Dólares):			4,713,068.15		VALOR TOTAL (Dólares):			6,985,912.76	
					DÓLARES				
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:				672.10
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:				229.38
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:				46.80
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:				4,713,068
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:				6,985,913

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1998.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑONES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.				
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.				
	Ag	5.5000	S/Oz.		Zn	0.5000	S/Lb.		
	Pb	0.3000	S/Lb.						
	Cu	1.0000	S/Lb.						
	Ag	Pb	Cu	Bi	Zn	Fe			
ENSAYES	2,579	60.00	3.33	0.34	ENSAYES	51.40	10.40		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00		DEDUCCIÓN	85.00%	7.50		
o	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		
Ag	2.4501	176.8291	433.25		Zn	436.9000	1.0472	457.52	
Pb	570.0000	0.6614	376.99						
Cu	23.3011	2.2046	51.37						
VALOR POR TONELADA:			861.61		VALOR POR TONELADA:			457.52	
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.				
BENEFICIO L.A.B.			157.26		BENEFICIO L.A.B.			170.00	
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA			11.00		REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69	
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE			36.12		FIERRO			8.70	
BISMUTO			0.36		o			0	
TOTAL DEDUCCIONES:			204.74		TOTAL DEDUCCIONES:			209.39	
FLETE:			12.75		FLETE:			20.11	
VALOR NETO POR TONELADA:			644.12		VALOR NETO POR TONELADA:			228.02	
VALOR TOTAL (Dólares):			4,676,589.95		VALOR TOTAL (Dólares):			6,642,661.56	
					DÓLARES				
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:				644.12
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:				228.02
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:				45.28
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:				4,676,590
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:				6,642,662

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 1999.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑALES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.			
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.			
	Ag	5.5000	S/Oz.		Zn	0.5000	S/Lb.	
	Pb	0.3000	S/Lb.					
	Cu	1.0000	S/Lb.					
	Ag	Pb	Cu	Bi	Zn	Fe		
ENSAYES	2.506	60.00	1.80	0.34	ENSAYES	51.40	10.40	
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00		DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
o	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
Ag	2.3811	176.8291	421.04		Zn	436.9000	1.0472 457.52	
Pb	570.0000	0.6614	376.99					
Cu	7.9887	2.2046	17.61					
VALOR POR TONELADA:				815.65	VALOR POR TONELADA:			457.52
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.			
BENEFICIO L.A.B.				157.26	BENEFICIO L.A.B.			170.00
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA				10.69	REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE				12.38	FIERRO			8.70
BISMUTO				0.36				0
TOTAL DEDUCCIONES:				180.69	TOTAL DEDUCCIONES:			209.39
FLETE:				12.75	FLETE:			20.11
VALOR NETO POR TONELADA:				622.20	VALOR NETO POR TONELADA:			228.02
VALOR TOTAL (Dólares):				4,561,516.37	VALOR TOTAL (Dólares):			6,642,661.56
					DÓLARES			
VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:				622.20	VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			228.02
VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Cu:				17.61	VALOR POR TONELADA MOLIDA:			44.82
VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:				4,561,516	VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			6,642,662

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 2000.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑALES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.			
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.			
	Ag	5.5000	S/Oz.		Zn	0.5000	S/Lb.	
	Pb	0.3000	S/Lb.					
	Cu	1.0000	S/Lb.					
	Ag	Pb	Cu	Bi	Zn	Fe		
ENSAYES	2.242	60.00	1.91	0.34	ENSAYES	51.40	10.22	
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00		DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
o	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE		CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
Ag	2.1299	176.8291	376.63		Zn	436.9000	1.0472 457.52	
Pb	570.0000	0.6614	376.99					
Cu	9.1378	2.2046	20.15					
VALOR POR TONELADA:				773.77	VALOR POR TONELADA:			457.52
DEDUCCIONES.					DEDUCCIONES.			
BENEFICIO L.A.B.				157.26	BENEFICIO L.A.B.			170.00
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA				9.56	REFINACIÓN Y ENTREGA			30.69
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE				14.16	FIERRO			8.15
BISMUTO				0.36				0
TOTAL DEDUCCIONES:				181.35	TOTAL DEDUCCIONES:			208.84
FLETE:				12.75	FLETE:			20.11
VALOR NETO POR TONELADA:				579.67	VALOR NETO POR TONELADA:			228.57
VALOR TOTAL (Dólares):				4,660,321.13	VALOR TOTAL (Dólares):			6,777,881.73
					DÓLARES			
VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:				579.67	VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:			228.57
VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Cu:				20.15	VALOR POR TONELADA MOLIDA:			45.75
VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:				4,660,321	VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:			6,777,882

LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS SIN EXPANSIÓN DE LA PRODUCCIÓN, AÑO 2001.

CONCENTRADO DE PLOMO PLANTA PEÑÓLES, TORREÓN.					CONCENTRADO DE ZINC PLANTA ELECTROLITICA.					
COTIZACIÓN DE LOS METALES.					COTIZACIÓN DE LOS METALES.					
	Ag	5.5000	SiO ₂		Zn	0.5000	SLb.			
	Pb	0.3000	SLb.							
	Cu	1.0000	SLb.							
	Ag		Pb				Zn	Fe		
ENSAYES	1.894	60.00	1.50	0.34			51.40	11.19		
DEDUCCIÓN	95.00%	95.00%	1.00				DEDUCCIÓN	85.00%	7.50	
o	CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE				CONTENIDO	CUOTA	IMPORTE	
	Ag	1.7991	176.8291	318.13			Zn	436.9000	1.0472	457.52
	Pb	570.0000	0.6614	376.99						
	Cu	5.0368	2.2046	11.10						
VALOR POR TONELADA:				706.22	VALOR POR TONELADA:				457.52	
DEDUCCIONES					DEDUCCIONES.					
BENEFICIO L.A.B.				157.26	BENEFICIO L.A.B.				170.00	
REFINACIÓN Y ENTREGA PLATA				8.08	REFINACIÓN Y ENTREGA				30.69	
REFINACIÓN Y ENTREGA COBRE				7.81	FIERRO				11.06	
BISMUTO				0.36					0	
TOTAL DEDUCCIONES:				173.50	TOTAL DEDUCCIONES:				211.75	
FLETE:				12.75	FLETE:				20.11	
VALOR NETO POR TONELADA:				519.97	VALOR NETO POR TONELADA:				225.66	
VALOR TOTAL (Dólares):				4,180,316.38	VALOR TOTAL (Dólares):				6,112,182.42	
					DÓLARES					
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Pb:					519.97
					VALOR POR TONELADA CONCENTRADO Zn:					225.66
					VALOR POR TONELADA MOLIDA:					41.17
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE PLOMO:					4,180,316
					VALOR TOTAL CONCENTRADO DE ZINC:					6,112,182

ANEXO 3

PRESUPUESTO GENERAL

DEL PROYECTO

PRESUPUESTO ACONDICIONAMIENTO DE MINA

AREA	SUB-AREA	ACTIVIDAD	CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD	DÓLARES
AA			OBRA CIVIL ESTRUCTURAL			
AA-01			CUELE DEL SOCAVÓN PARA TIRO NUEVO	ML	280	56,000.00
AA-02			CAMINO PARA PLAZA ROBBINS Y MALACATE	ML	1,000	15,000.00
AA-03			FORMACIÓN EXPLANADA MÁQ. ROBBINS	M2	144	1,440.00
AA-04			INTRODUCCIÓN CORRIENTE Y AGUA PARA ROBBINS	LOTE	1	9,058.00
AA-05			BARRENO PILOTO Y RIMA DE SUP. A SOCAVÓN	ML	48	10,080.00
AA-06			FONDEO DEL CONTRAPOZO EN SOCAVÓN	PZA	1	344.00
AA-07			CRUCERO PARA PLAZA ROBBINS EN N-8	ML	35	7,000.03
AA-08			CRUCERO PARA PLAZA ROBBINS EN N-8	M3	1,000	13,899.16
AA-09			BARRENO PILOTO Y RIMA DE SOCAVÓN A N-8	ML	362	76,020.00
AA-10			CUELE FRENTE 1011566	ML	100	40,000.00
AA-11			BARRENACIÓN E INV. DE CEMENTO. 1011566	ML	360	10,080.00
AA-12			BARRENO PILOTO Y RIMADO DEL N-8 A 1011566	ML	33	6,930.00
AA-13			FONDEO C/POZO ROBBINS EN SOCAVÓN	PZA	1	344.00
AA-14			EXCAVACIÓN PARA ENCAPILLE EN SUPERFICIE	M3	40	1,342.00
AA-15			SUM. HABILIT. Y COLOCACIÓN VIGA I EN SUPERF.	KG	300	702.00
AA-16			HABILITACIÓN Y COLOC. ACERO TIRO EN SUP.	KG	1,800	1,854.00
AA-17			HABILITACIÓN Y COLOC. DE CMBRA EN BROCAL TIRO	M2	42	1,212.96
AA-18			COLOCACIÓN DE CONCRETO EN EL BROCAL	M3	9	1,162.98
AA-19			SUM. HABILIT. Y MONTAJE DE ESTRUCTURA SOPORTE DE VIGAS	KG	3,600	8,460.00
AA-20			SUM. FAB. Y MONTAJE DE ESTRUCT. PROTEC. BROCAL	KG	1,300	3,055.00
AA-21			SUM. Y COLOC. TELA CICLÓNICA EN EL BROCAL	M2	58	730.22
AA-22			DESBORDE DE ROBBINS PARA SECCIÓN 2 X 4 SUP. A SOCV.	M3	376	16,371.04
AA-23			RETIRO DEL FONDEO EN EL SOCAVÓN	LOTE	1	184.00
AA-24			CRUCERO N-8 PARA CONTRAPOZO PARA DESV. REZAGA	ML	10	5,000.00
AA-25			CUELE DE CONTRAPOZO EN N-8 PARA REZAGA	ML	30	9,999.90
AA-26			HABILITADO Y COLOCACIÓN DE FONDO EN N-8	PZA	1	416.00
AA-27			DESBORDE ROBBINS P/SECCIÓN 2 X 4 SOCAVÓN N-8	M3	2,850	97,755.00
AA-28			DESBORDE ROBBINS P/SECCIÓN 2 X 4 M. N-8 /FTE. 101566	M3	400	21,300.00
AA-29			SUM. Y COLOC. DE VIGA I DE 10 PULGADAS EN EL SOCAVÓN	KG	300	705.00
AA-30			HAB. Y COLOC. ACERO DE REFUERZO EN EL TIRO EN EL SOCAVÓN	KG	1,800	1,854.00
AA-31			HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE CMBRA EN SOCAVÓN	M2	42	1,262.10
AA-32			HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE CONCRETO EN SOCAVÓN	M3	9	1,209.96
AA-33			SUM Y MONT ESTRUCT MET ACCESO BROCAL TIRO EN SOCAVÓN	KG	1,200	1,464.00
AA-34			SUM Y COLOCACIÓN DE MALLA CICLÓNICA EN SOCAVÓN.	M3	32	426.88
AA-35			CUELE CONTRAPOZO PARA MALACATE N-8	ML	30	6,804.90
AA-36			CUELE CONTRAPOZO PARA DESVIAR REZAGA EN N-8	ML	20	4,488.00
AA-37			EXCAVACIÓN PARA CIMENTACIÓN MALACATE N-8	M2	15	897.00
AA-38			HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE ACERO MALACATE N-8	KG	2,500	2,700.00
AA-39			COLOCACIÓN ANCLAS PARA CIMENTACIÓN MALACATE	PZA	30	500.10
AA-40			COLOCACIÓN DE CMBRA PARA BASE MALACATE	M2	30	612.00
AA-41			COLOCACIÓN DE CONCRETO PARA BASE MALACATE	M3	28	3,799.88
AA-42			CIMENTACIÓN WICHE P/AGUÍAS CABLE P/TINA DE REZAGADO	PZA	1	640.00
AA-43			CÁRCELES PARA GUÍAS MADRINAS, PORTAPOLEAS N-8	PZA	8	884.00
AA-44			DISEÑO, SUM. Y COLOCACIÓN DE VIGAS MADRINA N-8	KG	1,100	2,761.00
AA-45			BARREN. E INV/EEC. CEMENTO TIRO CIEGO DE N-10 A N-12	ML	1,620	45,360.00
AA-46			EXCAVACIÓN EN ENCAPILLE TIRO CIEGO N-10	M2	96	10,414.08
AA-47			SUMINISTRO Y COLOCACIÓN VIGA 1" EN N-8	KG	300	741.00
AA-48			HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE ACERO DE REFUERZO EN N-8	KG	900	972.00
AA-49			HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE CMBRA EN N-8	M2	42	1,275.96
AA-50			COLOCACIÓN DE CONCRETO EN VENT. N-8	M3	12	1,631.04
AA-51			SUM Y MONT ESTRUCTURA PROTECCIÓN VENTANILLA N8	KG	750	1,852.50
AA-52			SUMINISTRO Y COLOCACIÓN DE VIGA 1" EN VENT. N-10	KG	300	753.00
AA-53			HABILIT. Y COLOC. DE ACERO DE REFUERZO EN VENT. N-10	KG	900	1,035.00
AA-54			HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE CMBRA VENT. N-10	M2	42	1,354.08
AA-55			COLOCACIÓN CONCRETO VENT. N-10	M3	42	1,661.94
AA-56			SUM Y MONT PLATAFORMA DE OPERACION AHONDE DE TIRO	M3	364	14,530.88
AA-57			SUM Y MONT ESTRUCT METÁLICAS P/ACCESO A VENT. N-10	KG	750	1,882.50
AA-58			EXCAVACIÓN TIRO CIEGO DE FRENTE 1011566 A N-11	M3	240	43,351.20
AA-59			DESBORDE PARA ENCAPILLE DE VENT. N-11	M3	160	3,337.60
AA-60			EXCAVACIÓN DE TIRO CIEGO DE N-11 A N-12	M3	400	30,916.00
AA-61			DESBORDE PARA VENTANILLA N-12	M3	210	6,957.30
AA-62			EXCAVACIÓN TIRO CIEGO DE N-12 A QUEBRADORA	M3	120	24,864.00

AREA	SUB-AREA	ACTIVIDAD	CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD	DÓLARES
		AA-63	EXCAV TIRO CIEGO NIVEL QUEBRADORA A NIVEL BANDAS	ML	19	38,534.09
		AA-64	BARREN EN INYEC. CEMENTO XC DE QUEBR. A CARTUCHOS	ML	270	7,560.00
		AA-65	EXCAV DE XC PARA BANDAS DE LLENADO EN CARTUCHOS	ML	15	13,999.95
		AA-66	DESBORDE PARA ESTACIÓN DE CARTUCHOS Y BANDA	M3	375	15,116.25
		AA-67	EXCAVACIÓN TIRO CIEGO NIV. BANDAS /TOLVA DE DERRAMES	M3	200	32,288.00
		AA-68	BARR. E INYEC. CEMENTO PARA CRUCERO N-13 FONDO TIRO	ML	135	3,780.00
		AA-69	CUELE DE CRUCERO EN FONDO TIRO N-13	ML	15	15,562.05
		AA-70	SUM Y MONTAJE DE ESTRUCTURA P/TOLVAS DE DEMASÍAS	KG	1,800	5,238.00
		AA-71	RETIRO PLATAFORMA, TINA, WINCHE Y VIGUETAS EN N-8	LOTE	1	4,223.00
		AA-72	RETIRO MAMPARA Y CANALÓN N-8	LOTE	1	502.00
		AA-73	COLOCACIÓN DE FONDEO EN CONTRAPOZO N-8	LOTE	1	474.00
		AA-74	RETIRO DEL FONDEO DEL CONTRAPOZO ROBBINS N-8	LOTE	1	113.00
		AA-75	RETIRO FONDEO DEL TIRO EN N-8	LOTE	1	35.00
		AA-76	COLOC ESTRUCTURAS P/CAMINO DE EMERGENCIA TIRO	KG	5,000	9,300.00
		AA-77	COLOCACIÓN DE ESCALERAS P/CAMINOS EMERGENCIA	KG	5,000	9,300.00
		AA-78	MADERA	M2	200	1,000.00
		AA-79	CEMENTO, GRAVA Y ARENA	LOTE	1	20,000.00
		AA-80	EXCAVACIÓN MALACATE EN SUPERFICIE	M3	240	3,124.80
		AA-81	HABILITACIÓN Y COLOCACIÓN DE CIMBRA P/MALACATE	M2	50	1,015.50
		AA-82	COLOCACIÓN DE ANCLAS PARA BASE MALACATE	PZA	30	570.00
		AA-83	COLOCACIÓN DE ACERO DE REFUERZO EN MALACATE	KG	3,600	3,708.00
		AA-84	COLOCACIÓN DE CONCRETO PARA CIM. MALACATE	M3	165	15,064.50
		AA-85	CONSTRUCCIÓN CASA MALACATE Y GRÚA	M2	150	42,799.50
		AA-86	EXC CÁRCELES VIGA MADRINA GUÍAS RÍGIDAS MAROMA	PZA	24	2,629.92
		AA-87	SUM Y COLOC VIGAS MADRINAS Y ESTRUCT MAROMAS	KG	5,930	17,256.30
		AA-88	CIMBRADO PARA CONCRETO EN CÁRCELES	PZA	24	817.92
		AA-89	FAB. Y COLOCACIÓN DE CONCRETO EN CÁRCELES	PZA	24	917.04
		AA-90	ACERO (VARILLA, PLACA, VIGUETAS) PARA MAROMAS	TON	20	30,000.00
		AA-91	EXCAVACIÓN Y CIMENTACIÓN DE BANDA LLENADO	M3	12	483.00
		AA-92	COLOC ACERO DE REFUERZO PARA CIMENT DE BANDAS	KG	800	1,016.00
		AA-93	COLOC DE CIMBRA PARA CIMENTACIÓN DE BANDA	M2	18	644.94
		AA-94	COLOC DE CONCRETO PARA CIMENTACIÓN EN BANDAS	M3	8	1,283.04
		AA-95	SUMINISTRO Y MONTAJE DE ESTRUCTURAS EN BANDAS	KG	4,500	13,095.00
		AA-96	SUMINISTRO Y MONTAJE DE ESTRUCTURAS PARA CARTUCHOS	KG	3,000	8,730.00
		AA-97	CUELE CPOZO METALERA EN SOCAVÓN	ML	30	8,529.90
		AA-98	DESBORDE DE CONTRAPOZO PARA MET. EN SOC.	M3	350	4,336.50
		AA-99	DESBORDE PARA TOLVA DE DERRAMES	M3	60	2,418.00
			SUB-TOTAL SUB-AREA AA			975,104.39

AB	OBRA MECANICA Y PAILERIA				
	AB-01	HERRAMIENTAS PARA MONTAJE DE EQUIPO.	LOTE	1	6,320.00
	AB-02	BASE TRASLADO Y MONTAJE DE ROBBINS EN SOC.	LOTE	1	2,000.00
	AB-03	BASE TRASLADO Y MONTAJE ROBBINS EN N-8	LOTE	1	2,000.00
	AB-04	MONTAJE DE MALACATE N-8	PZA	1	12,338.00
	AB-05	TRASLADO Y MONTAJE DE WINCHE PARA GUÍAS TINA	LOTE	1	1,594.00
	AB-06	MONTAJE DE POLEAS PARA PLATAFORMA, TINA Y GUÍAS	KG	1,600	1,952.00
	AB-07	DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN MAMPARA N-8 P/VOLTEO DE TINA	LOTE	1	1,361.00
	AB-08	SUM. FAB. Y MONTAJE DE CANASTILLA	KG	700	1,932.00
	AB-09	DISEÑO Y MONT DE TINA Y CANALÓN PARA AHONDE TIRO	KG	500	1,255.00
	AB-10	DISEÑO, SUMINISTRO Y MONT DEFLECTOR EN TOLVA DEMASÍAS	KG	3,200	9,312.00
	AB-11	BOTES DE MANTEO	PZA	2	43,200.00
	AB-12	INSTALACIÓN MECÁNICA Y ELÉCTRICA DEL MALACATE	LOTE	1	100,000.00
	AB-13	TRASLADO DE MALACATE DE PARRAL A SAN ANTONIO	LOTE	1	1,200.00
	AB-14	CARTUCHOS	PZA	2	28,400.00
	AB-15	SUMINISTRO Y MONTAJE DE COMPUERTAS	KG	2,200	5,940.00
	AB-16	ADQ. ACERO (CANALONES, CHUTES Y CARTUCHOS)	KG	4,000	8,640.00
	AB-17	SUM. FABRICACIÓN Y MONTAJE DE CHUTE	PZA	1	750.00
	AB-18	MONTAJE GATO TOLVA DE GRUESOS EN SOC.	PZA	1	205.00
	AB-19	SUM Y MONTAJE PLACA ASTRALLOY P/DESGASTE PARRILLAS	KG	1,680	9,996.00
		SUB-TOTAL SUB-AREA AB			238,395.00

AE	SUMINISTRO DE EQUIPOS				
	AE-01	MÁQUINA DE SOLDAR.	PZA	1	13,820.00
	AE-02	MALACATE HEPBURN DE 25'000 LBS	PZA	1	1,100,000.00
	AE-03	MALACATE HEPBURN 25'000 LBS	PZA	1	170,000.00
	AE-04	MALACATE DE AGUILERENA 25'000 LBS	PZA	1	20,000.00
	AE-05	CABLES ACERO 1" ¼ P/MALACATE HEPBURN	ML	1,600	20,102.00

AREA	SUB-AREA	ACTIVIDAD	CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD	DÓLARES
	AE-06		CABLES ACERO 1" PAJULAS DE BOTES	ML	2,400	17,305.00
	AE-07		QUESOS PARA CONTRAPESOS PCABLES GUIAS.	LOTE	1	25,250.00
	AE-08		EQUIPO BÁSCULA Y BANDAS PARA LLENADO	JGO	1	35,650.00
	AE-09		GATO PARA MOV. CHUTE	PZA	1	12,650.00
			SUB-TOTAL SUB-AREA AE			1,414,777.00

A TOTAL NUEVOS TIROS Y EXTENSIONES 2,628,276.39

CA	OBRA CIVIL-ESTRUCTURAL			
CA-01	CUELE CRUCERO EN N-11 PARA VENTANILLA	ML	25	20,926.00
CA-02	CUELE DE CRUCERO EN NIVEL 12 PARA VENTANILLA	ML	30	23,601.10
CA-03	EXCAVACIÓN CONTRAPOZO PARA TOLVA DE GRUESOS	ML	20	9,925.00
CA-04	DESBORDE CONTRAPOZO PARA TOLVA DE GRUESOS	M3	190	7,658.90
CA-05	EXCAVACIÓN CONTRAPOZO PARA TOLVA DE FINOS	ML	23	11,413.75
CA-06	DESBORDE CONTRAPOZO PARA TOLVA DE FINOS	M3	190	7,658.90
CA-07	BARREN E INYECC CEMENTO PCRUCERO AL MINERAL N-11	ML	810	22,680.00
CA-08	CUELE DE CRUCERO PARA LLEGAR AL MINERAL NIVEL 11	ML	80	101,232.00
CA-09	EXCAVACIÓN PARA TRANSFORMADORES Y COMEDOR NIVEL 11	M2	240	8,800.80
CA-10	EXCAVACIÓN PARA TRANSFORMADOR Y COMEDOR EN NIVEL 12	M3	240	5,505.60
CA-11	CUELE DE CRUCERO PARA LLEGAR AL MINERAL NIVEL 12.	ML	80	101,232.00
	SUB-TOTAL SUB-AREA CA			322,634.05

CB	OBRA MECANICA Y PAILERIA			
CB-01	DESARMAR Y BAJAR POR TIRO Y ARMAR SCOOP-TRAM A N-12	TON	60	22,200.00
	SUB-TOTAL SUB-AREA CB			22,200.00

CC	OBRA TUBERIAS Y ACCESORIOS			
CC-01	COLOC TUBERIA DE 4" Y 2" SUSPENDIDA EN ANCLAS	ML	600	7,002.00
	SUB-TOTAL SUB-AREA CC			7,002.00

CE	SUMINISTRO DE EQUIPOS			
CE-01	PERFORADORA SECO	PZA	1	47,295.00
CE-02	SCOOP-TRAM DE 5 YD3	PZA	2	821,280.00
CE-03	PUERTAS MAMPARA	PZA	3	49,100.00
CE-04	MÁQUINAS PERFORADORAS F-83-S	PZA	20	92,040.00
CE-05	LOCOMOTORA GOODMAN	PZA	1	106,900.00
CE-06	CARROS GRAMBY	PZA	5	70,149.97
	SUB-TOTAL SUB-AREA CE			1,186,764.97

C TOTAL PREPARACION GENERAL DE MINA 1,538,601.02

EE	SUMINISTRO DE EQUIPOS			
EE-01	VENTILADOR BUFFALO DE 130,000 PIES 3	PZA	1	70,000.00
EE-02	VENTILADORES AXIAL DE 30,000 PIES 3	PZA	3	41,172.00
	SUB-TOTAL SUB-AREA EE			111,172.00

E TOTAL VENTILACION 111,172.00

FB	OBRA MECANICA Y PAILERIA			
FB-01	INSTALACIÓN DEL COMPRESOR	LOTE	1	20,000.00
	SUB-TOTAL SUB-AREA FB			20,000.00

FE	SUMINISTRO DE EQUIPOS			
FE-01	COMPRESOR	PZA	1	3,838.00
FE-02	TRANSFORMADORES	PZA	3	460.00
	SUB-TOTAL SUB-AREA FE			4,298.00

F TOTAL AIRE COMPRIMIDO MINAS 24,298.00

LA	OBRA CIVIL-ESTRUCTURAL			
LA-01	EXCAVACIÓN PARA PILETA DE BOMBEO N-11	M3	467	15,000.04
LA-02	EXCAVACIÓN PARA PILETA DE BOMBEO N-12	M3	467	15,000.04
	SUB-TOTAL SUB-AREA LA			30,000.08

LC	OBRA TUBERIAS Y ACCESORIOS			
LC-01	COMPRA DE TUBERIA STRUK PACK DE 4"	ML	800	4,000.00

ÁREA	SUB-ÁREA	ACTIVIDAD	CONCEPTO	UNIDAD	CANTIDAD	DÓLARES
		LC-02	TUBERÍA PARA BOMBEO DE 8" DE DIÁMETRO	ML	540	16,500.00
		LC-03	VÁLVULA DE COMPUERTA DE 8"	PZA	6	14,300.00
		LC-04	VÁLVULA CHECK DE 8" DE DIÁMETRO	PZA	6	11,600.00
		SUB-TOTAL SUB-ÁREA LC				46,400.00
	LD	OBRA ELECTRICA E INSTRUMENTACION				
		LD-01	CABLE ELÉCT SUBMARINO (P/NIVELES 10,11,12,13)	MTS	1,000	305,245.00
		SUB-TOTAL SUB-ÁREA LD				305,245.00
	LE	SUMINISTRO DE EQUIPOS				
		LE-01	BOMBAS DE 500 G.P.M.	PZA	6	135,350.00
		LE-02	BOMBAS FLYGHT	PZA	1	20,000.00
		LE-03	BOMBAS WILDEN M-15	PZA	2	13,600.00
		SUB-TOTAL SUB-ÁREA LE				168,950.00
L	TOTAL DESAGUE Y BOMBEO					550,595.08
	MA	OBRA CIVIL-ESTRUCTURAL				
		MA-01	EXCAVACIÓN PARA QUEBRADORA 24 X 36"	ML	15	10,015.03
		MA-02	DESBORDE PARA VENTANILLA DE QUEBRADORA NIVEL 12	M3	210	6,799.80
		MA-03	DESBORDE PARA QUEBRADORA 24 X 36 N-12	M3	768	30,958.08
		MA-04	EXCAVACIÓN, PARA PARRILLA DE QUEBRADORA EN NIVEL 12	M3	48	1,934.88
		MA-05	COLOC ACERO DE REFUERZO CIMENTACIÓN PARRILLA	KG	1,600	2,032.00
		MA-06	CIMBRA PARA CIMENTACIÓN DE PARRILLA	M2	76	2,725.36
		MA-07	COLOCACIÓN DE CONCRETO EN PARRILLA DE QUEBRADORA	M3	69	4,168.98
		MA-08	EXCAVACIÓN PARA CIMENTACIÓN QUEBRADORA 24 X 36	M3	32	1,289.92
		MA-09	COLOCACIÓN DE FIERRO DE REFUERZO PARA QUEBRADORA	KG	1,900	2,413.00
		MA-10	COLOCACIÓN DE CIMBRA PARA CIMENTACIÓN QUEBRADORA	M2	40	1,433.20
		MA-11	COLOCACIÓN DE CONCRETO EN BASE QUEBRADORA	M3	18	2,887.02
		SUB-TOTAL SUB-ÁREA MA				66,657.29
	MB	OBRA MECANICA Y PAILERIA				
		MB-01	SUMINISTRO Y COLOCACIÓN DE PARRILLA EN QUEBRADORA	KG	16,000	42,240.00
		MB-02	TRASLADO, MONTAJE Y NIVELACIÓN QUEBRADORA	KG	18,000	27,900.00
		SUB-TOTAL SUB-ÁREA MB				70,140.00
	ME	SUMINISTRO DE EQUIPOS				
		ME-01	QUEBRADORA DE QUIJADA 24" X 36"	PZA	1	168,160.00
		SUB-TOTAL SUB-ÁREA ME				168,160.00
M	TOTAL QUEBRADORA MINA					304,957.29
	UF	INGENIERIA				
		UF-01	INGENIERIA	LOTE	1	515,789.46
U	TOTAL INGENIERIA					515,789.46
	YI	IMPREVISTOS				
		YI-01	IMPREVISTOS	LOTE	1	257,994.54
Y	TOTAL IMPREVISTOS					257,994.54
GRAN TOTAL PROYECTO ACONDICIONAMIENTO DE MINA						5,931,683.78

PRESUPUESTO AMPLIACION PLANTA DE BENEFICIO

ÁREA	SUB-AREA	DESCRIPCIÓN	DÓLARES
EA		ALIMENTADOR DE BANDA No. A DE 42" Y COMPUERTA	29213
EB		TRANSPORTADOR DE BANDA No. 0 DE 30"	119408
EC		TRANSPORTADOR DE BANDA No. 0A DE 30"	123336
ED		ALIMENTADOR DE BANDA No. 1 DE 30"	36193
EF		TRANSPORTADOR DE BANDA No. 2 DE 30" Y PESOMETRO	87313
EG		ELECTROMAN DE 96" X 64" X 30" Y DETECTOR DE METALES	56312
EH		SISTEMA DE FUERZA INSTRUM. Y ALUMBRADO	19224

E	MINERAL GRUESO	470999
----------	-----------------------	---------------

FA	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 3 DE 30"	69730
FB	TORRE DE TRANSFERENCIA	52820
FC	EDIFICIO DE PLANTA DE TRITURACION	120429
FD	SISTEMA DE COLECCION DE POLVOS	130936
FE	DUCTOS PARA EL SISTEMA DE COLECCION DEL POLVOS	33007
FF	CRIBA VIBRATORIA DE 2 CAMAS DE 5' X 12	29121
FG	CRIBA VIBRATORIA DE 2 CAMAS DE 5' X 12	34373
FH	QUEBRADORA DE 4' DE DIAMETRO ESTANDAR	400787
FI	QUEBRADORA DE 3/4 DE DIAMETRO SHORT HEAD	145978
FJ	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 4 DE 30"	63396
FK	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 5 DE 24"	28163
FL	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 5A DE 24"	30840
FM	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 6 DE 24"	89224
FN	CENTRO DE CONTROL DE MOTORES Y CUARTO	285274
FO	SISTEMA DE FUERZA INSTRUM. Y ALUMBRADO	81933

F	PLANTA DE TRITURACION	1596011
----------	------------------------------	----------------

GA	SILO DE FINOS DE 9 MTS. DE DIAM. X 11 MTS. DE ALTURA	105660
GB	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 7 DE 24"	34746
GC	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 8 DE 24"	28880
GD	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 9 DE 24"	30365
GE	SISTEMA DE FUERZA INSTRUM. Y ALUMBRADO	28917

G	SILO DE FINOS	228568
----------	----------------------	---------------

JA	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 10 DE 24"	19771
JB	TRANSPORTADOR DE BANDA No. 11 DE 24"	25134
JC	AMPLIACION EDIFICIO PLANTA CONCENTRADORA	327659
JD	MOLINO DE BOLAS 11' X 15	301548
JE	TORRE DE CICLONES	28125
JF	BOMBAS Y CAJAS COLECTORAS DE MOLIENDA	83210
JG	ACONDICIONADOR 10' X 10' Pb-Cu	20737
JH	BANCO DE 7 CELDAS DR-300 PRIMARIA Pb-Cu	109211
JI	BANCO DE 7 CELDAS SUB A No. 30 LIMPIADORA Pb-Cu	78965
JJ	ACONDICIONADOR 10' X 10' Zn	20737
JK	DISTRIBUIDOR DE PULPA	13904

ÁREA	SUB-AREA	DESCRIPCIÓN	DÓLARES
	JL	BANCO DE 7 CELDAS DR-300 PRIMARIA Zn	153879
	JM	BANCO DE 7 CELDAS SUB A No. 30 1a. LIMPIADORA Zn	77038
	JN	BANCO DE 6 CELDAS SUB A No. 30 2a. LIMPIADORA Zn	95026
	JO	BOMBAS Y CAJAS COLECTORAS AREA DE FLOTACION	423752
	JP	COMPRESOR DE 222 PCM	36857
	JQ	CUARTO DE SOPLADORES	15965
	JR	SOPLADORES	121259
	JS	SISTEMA DE TUBERIAS Y ACCESORIOS	186730
	JT	CENTRO DE CONTROL DE MOTORES Y CUARTO	405989
	JU	SUBESTACION ELECTRICA	265084
	JV	SISTEMA DE FUERZA INSTRUM. Y ALUMBRADO	160005

J	PLANTA CONCENTRADORA	2970585
----------	-----------------------------	----------------

NA	BOMBAS Y CAJAS COLECTORAS MANEJO DE JALES	112742
NB	LINEA DE CONDUCCION DE JALES	271416
NC	SISTEMA DE FUERZA INSTRUM. Y ALUMBRADO	13655

N	SISTEMA DE JALES	397813
----------	-------------------------	---------------

PF	DESMANTELAMIENTOS Y REHABILITACIONES	495832
----	--------------------------------------	--------

P	SERVICIOS GENERALES	495832
----------	----------------------------	---------------

UA	INGENIERIA	359400
UB	SUPERVISION	256714
UC	ADMINISTRACION	102686

U	INGENIERIA, SUPERVISION Y ADMON.	718800
----------	---	---------------

YA	IMPREVISTOS	1283572
----	-------------	---------

Y	IMPREVISTOS	1283572
----------	--------------------	----------------

GRAN TOTAL PROYECTO DE AMPLIACION PLANTA DE BENEFICIO		8162180
--	--	----------------