

# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA



UNIDAD MINERA EL MONTE, ZIMAPAN, HGO.  
SITUACION ACTUAL Y PERSPECTIVAS FUTURAS

T E S I S  
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:  
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA  
P R E S E N T A  
JOSE RODOLFO CRESPO CRUZ  
MEXICO, D. F. 1981



Universidad Nacional  
Autónoma de México



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

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

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

# TESIS CON FALLA DE ORIGEN

# I N D I C E

## INFORMACION GENERAL

	PAGINA
CAPITULO I. INTRODUCCION	
1.1 Localización del Distrito	1
1.2 Vías de Comunicación	1
1.3 Servicios	3
1.4 Actividades Socioeconómicas	3
1.5 Historia Minera del Distrito	4
1.6 Clima	6
1.7 Vegetación	7
1.8 Topografía	8
CAPITULO II. INFORMACION GEOLOGICA	
2.1 Fisiografía	10
2.2 Hidrografía	10
2.3 Estratigrafía	11
2.4 Geología Histórica	18
2.5 Geología Estructural	20

	PAGINA.
2.6 Génesis de los Yacimientos	22
2.7 Reservas	25
CAPITULO III. OPERACION MINERA ACTUAL	
3.1 Generalidades	30
3.2 Zona Concordia	32
3.3 Método de Explotación	34
3.4 Sistema de Acarreo	34
CAPITULO IV. PROYECTO DE AVANCE DE CONTRA POZOS DE 6' DE DIAMETRO CON LA MAQUINA ROBBINS 63-RM	
4.1 Introducción	37
4.2 Descripción del Método	39
4.3 Ubicación y Objetivo del Cuele de los Contra-pozos	42
4.4 Programación por Ruta Crítica y Dia- grama de Barras	49
4.5 Estimación de Costos	52

PAGINA.

CAPITULO V.	PROGRAMA PARA LA EXPLOTACION DEL CUERPO CONCORDIA NW, COM PRENDIDO ENTRE LOS NIVELES -229 Y -333	
5.1	Localización, Definición y Cubicación de Reservas del Cuerpo Concordia NW	55
5.2	Sistema de Explotación	59
5.3	Estimación de Costos de Preparación y Tumbe del Cuerpo Concordia NW	66
CAPITULO VI.	DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO	
6.1	Descripción y Operación Actual	118
CAPITULO VII.	PROYECTO TECNICO-ECONOMICO DE UNA PLANTA DE 1,000 TON./ DIA PARA RECUPERAR EL TUNGS TENOS DE LOS JALES	
7.1	Introducción	125
7.2	Mineralización	127
7.2.1	Mineralogía del Tungsteno	129
7.3	Investigación Metalúrgica	131
7.3.1	Concentración Gravimétrica	133

	PAGINA.	
7.3.2	Clasificación con Agua	134
7.3.3	Mesas Concentradoras	135
7.3.4	Conos Reichert	136
7.4	Descripción del Proceso de Recu <u>p</u> eración de la Scheelita	138
7.5	Criterios de Diseño y Funcionamiento Metalúrgico	142
7.5.1	Tamaño del Material	143
7.5.2	Operación	144
7.5.3	Control de Flujo	146
7.6	Viabilidad Económica del Proyecto	148
CAPITULO VIII.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	166
	BIBLIOGRAFIA	171

P R O L O G O

Es característica humana cuidar al máximo todo -  
aquello que tenemos la certeza de que no podrá volver a ser creado  
por nuestros medios.

Es por eso que el Ingeniero de minas y metalurgista  
es el responsable de llevar a efecto esta misión, en el apro-  
vechamiento de los minerales, a sabiendas que cualquier porción  
pérdida de ellos no podrá ser nunca recuperada.

En el presente trabajo se muestran las operaciones  
mineras y metalúrgicas de la Unidad "El Monte" de Compañía -  
Fresnillo, S.A. de C.V., y a su vez se recomiendan ciertos cambi  
os para mejorar las condiciones de operación y servicio existentes  
por lo que pido no se juzgue tan estrictamente el presente -  
trabajo.

I. INTRODUCCION.

### 1.1 Localización.

El distrito minero de Zimapán se encuentra ubicado en la zona occidental del Estado de Hidalgo y al Sureste de la parte central de México.

Este distrito se divide en dos áreas principales, - las cuales son:

Area de "Lomo de Toro - El Carrizal".

Area de "El Monte".

La mina "El Monte se localiza como a 10 km. al N de la Ciudad de Zimapán, Hgo., en línea recta, siéndo su posición geográfica:

Latitud Norte	20° 45'
Longitud Oeste	99° 23'
Altitud	1,810 m. s.n.m.

### 1.2 Vías de Comunicación.

Zimapán se encuentra comunicado por medio de la antigua carretera México-Laredo a una distancia de 208 km. de la Ciudad de México, y sobre esta misma carretera asfaltada se encuentra la desviación hasta la Ciudad de Zimapán con 6 km. de

longitud.

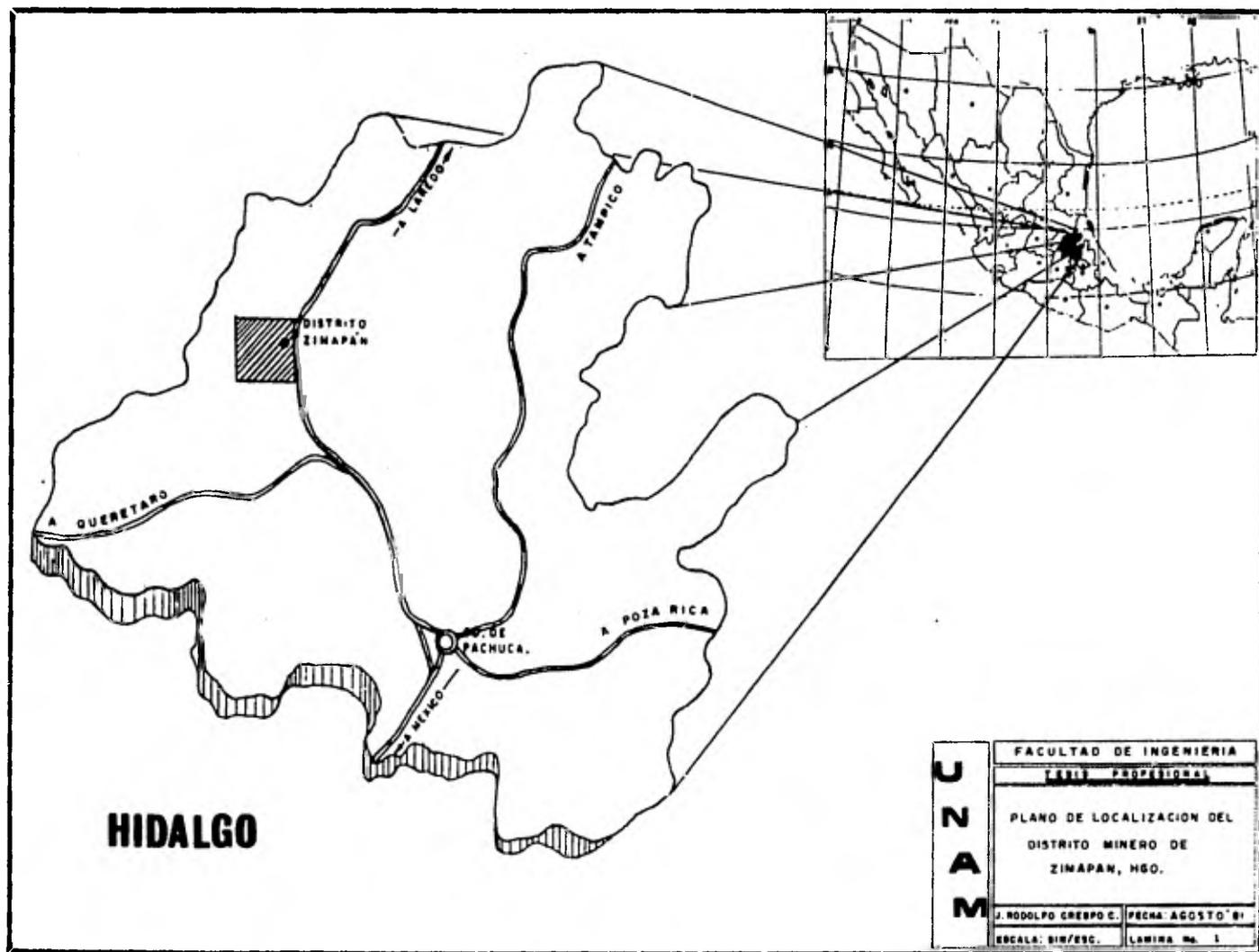
Por esta misma carretera a unos 10 km. de longitud más adelante, se toma una desviación de terracería a la izquierda, y después de recorrer 20 km. se encuentra la mina de "El Monte".

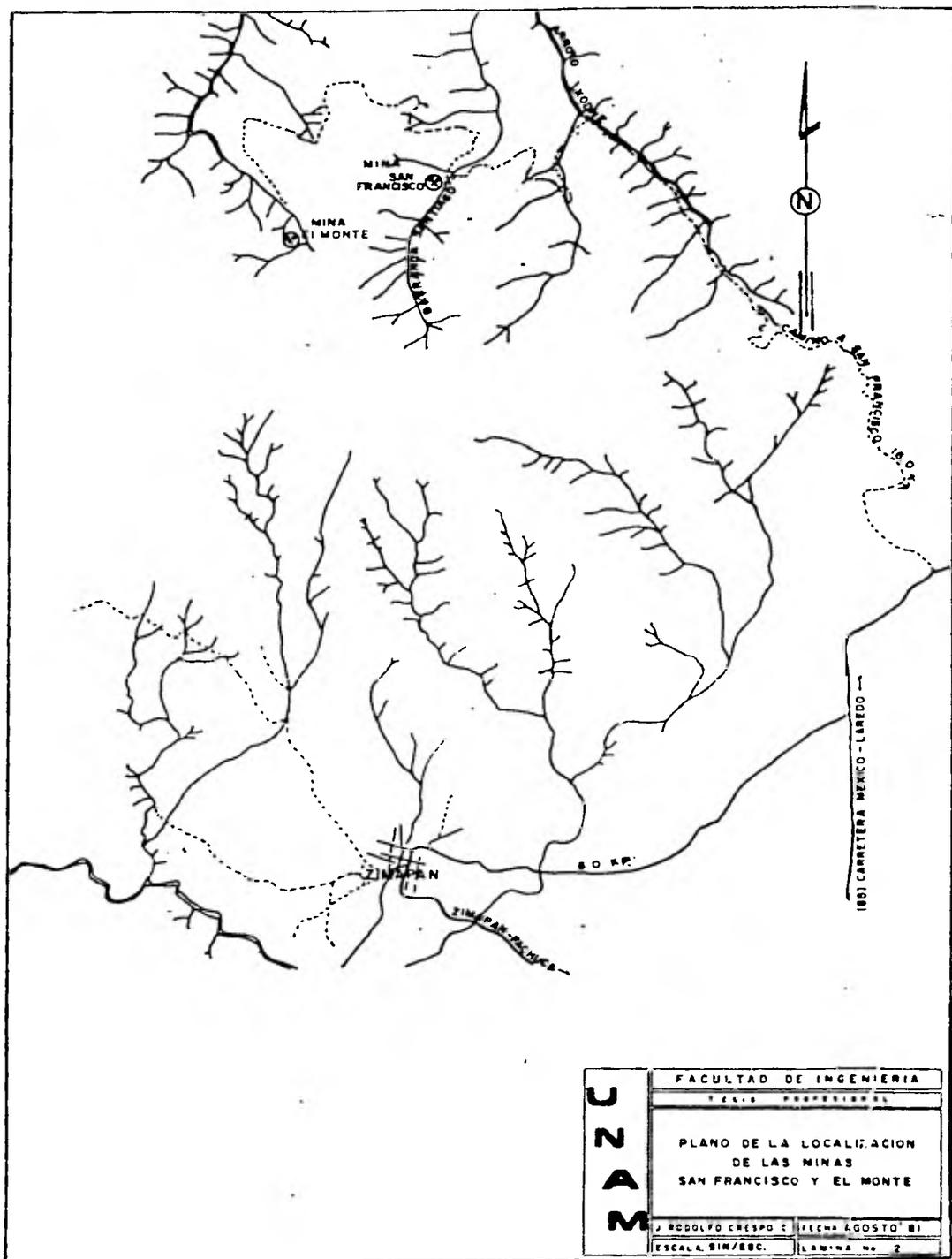
Aproximadamente 7 km. antes de llegar a la mina "El Monte", se localiza el Túnel "San Francisco", que es el nivel principal de acarreo y corresponde al nivel -229 de la mina, y ahí mismo en el exterior se encuentra la Planta de Beneficio y las oficinas generales de la Unidad.

Las instalaciones principales de la Mina se encuentran a la entrada del Túnel "Miguel Hidalgo", que corresponde al nivel 0.

De Zimapán al NW por terracería se llega al área de "Lomo de Toro - El Carrizal", (15 km. aproximadamente).

Además de la vía terrestre antes citada, se cuenta con una pista de aterrizaje con una longitud de 1,000 metros, la cual es de terracería.





C A Z C	FACULTAD DE INGENIERIA	
	T.C.I.B. PROFESIONAL	
	PLANO DE LA LOCALIZACION DE LAS MINAS SAN FRANCISCO Y EL MONTE	
	J. RODOLFO CRESPO C.	FECHA: AGOSTO '81
ESCALA: SIN/ESC.		LAMINA no. 2

La Estación de Ferrocarril más cercana es la de Huichapán, Hgo., a 90 km. al SW sobre la carretera de "Palmillas" a Pachuca, y que es el principal punto de embarque de los diferentes concentrados, hasta la Ciudad de Torreón, Coah.

### 1.3 Servicios.

La Ciudad de Zimapán cuenta con una población de 15,000 habitantes, siendo el centro de las actividades mineras.

Para albergar a las familias de los empleados de la Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., ésta construyó una colonia llamada "Ex-Hacienda La Llave", en esta misma se encuentran además diversiones e instalaciones deportivas para el esparcimiento de los empleados y sus familias.

La Ciudad cuenta además con un servicio postal, teléfono y telégrafo, escuelas primaria, secundaria y preparatoria, así como una sala de espectáculos y parque deportivo.

### 1.4 Actividades Socioeconómicas.

Las principales fuentes de ingresos regionales son la minería y el comercio, así como la agricultura y la ganadería

a baja escala. La primera debido principalmente a las características de la región, y la segunda se practica a escala doméstica.

Por lo que respecta a la minería, puede decirse - que un gran número de familias dependen de ella directamente, - ya que por la región se localizan otras Compañías que explotan - minerales de fósforo y canteras de mármol.

### 1.5 Reseña Histórica.

Es difícil precisar una fecha exacta de la iniciación de los trabajos mineros en el área de Zimapán, Hgo.; parece ser que ésta coincide con el descubrimiento de la Mina "Lomo de Toro" por Lorenzo Labra en el año de 1632, la cual se encuentra - actualmente en operación, y habiendo sido la más importante.

Los principales minerales que buscaban eran Plata y Plomo.

A excepción de los períodos de la Guerra de Independencia y Revolución, el Distrito Minero de Zimapán se ha man-tenido con una producción récord a la fecha que sobrepasa los - 2'000,000 de toneladas extraídas sin poder determinar con exactitud

el dato.

The Fresnillo Company, que al mexicanizarse se - convirtió en Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., inició trabajos de exploración y producción en el Distrito en el año de 1949. Los trabajos se han llevado a cabo directamente por la Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., y los del área de Lomo de Toro, Mina El Carrizal, por su subsidiaria, Zimapán, S.A. de C.V.

Los cuerpos de mineral, al tomar la Compañía Fresnillo, S.A. de C.V. los fundos del área de "El Monte" en contrato de explotación, aun cuando de muy buenas leyes, no contaban con un tonelaje suficiente para justificar una producción en gran escala. Pero por los estudios geológicos llevados a cabo, las posibilidades para la existencia de otros cuerpos de mayores magnitudes eran considerables; por lo que, la Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., inició un extenso programa de exploraciones, minando al mismo tiempo el mineral de los cuerpos de Tecomates, Miguel Hidalgo, La Escondida y otros menores, tratando de cubrir con el producto del minado los costos de la exploración.

El mineral extraído se había estado enviando a las plantas instaladas en Zimapán; el mineral del área Carrizal era maquilado por "Beneficiadora de Zimapán, S.A.", y el mineral del

área de "El Monte" era maquilado por "Beneficiadora San Antonio".

Con las exploraciones llevadas a cabo, fue posible desarrollar una reserva de mineral suficiente para justificar una operación a mayor escala; por lo que se adquirieron los fondos que se tenían en contrato de explotación.

Debido a que Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., ya no podía adquirir de acuerdo con la ley más superficie, Zimapán, S.A. de C.V., su empresa filial, adquirió los fondos en el área Lomo de Toro e inició las exploraciones, localizando un tonelaje modesto pero de muy buenas leyes, con lo que se formuló un programa combinado de exploración para otros cuerpos y minado de los localizados, tratando de cubrir los gastos de las exploraciones.

#### 1.6 Clima.

En general, el clima de Zimapán, Hgo., es seco y templado, pero en la ladera N de la Sierra de "El Monte" se registran temperaturas más bajas y lluvias abundantes que en el resto de la región, lo cual se debe probablemente a que ahí chocan -

los vientos húmedos procedentes de la llanura costera que se mueve hacia el SW.

La temperatura media para el Distrito es de  $19^{\circ}\text{C}$ , con variaciones extremas de  $39.2^{\circ}\text{C}$  en verano y  $0.1^{\circ}\text{C}$  en invierno.

La precipitación pluvial media es de 347 mm anuales provenientes de la Sierra de "El Monte" y comprendida entre los meses de Mayo y Octubre; así como también se tiene un promedio de siete heladas por año.

El Río Tolimán es el único que mantiene por tramos algo de caudal en temporada de secas.

El agua potable que abastece a Zimapán es de pozo situado en la parte extrema y más alta de la Ciudad.

### 1.7 Vegetación.

Debido al clima seco, el Distrito de Zimapán es árido con vegetación escasa y desértica, compuesta principalmente por mezquite, maguey, biznaga y lechugilla.

Sin embargo, en el área de "El Monte" se encuentra el pino, piñón, ocote, roble, encino y cedro, por ser de las partes más altas.

La agricultura es escasa, debido a la dependencia de solamente la temporada de lluvias.

Maíz y frijos son los productos agrícolas de los lomeríos y de pequeñas mesetas del área de "El Monte".

### 1.8 Topografía.

La mina se encuentra situada en la ladera N de la Sierra de "El Monte", a una elevación de 2,100 m. s.n.m.. La topografía general de la Sierra es muy accidentada, debido principalmente a la erosión, encontrándose laderas con ángulos de inclinación superiores a los 45° y en algunos lugares acantilados - casi verticales.

Las partes más bajas se encuentran en las barrancas del Rfo Tolimán, las cuales llegan hasta los 1,160 m. s.n.m. Este no desagua el valle, naciendo el mismo a 11 km. al S de la Ciudad de Zimapán, Hgo., en el "Puerto de Xitha", tomando un curso Norte-Noroeste y uniéndose a 15 km. de su nacimiento al

Río Moctezuma.

La parte más elevada de la región es el cerro de "San Nicolás" con una elevación de 2,684 m. s.n.m.

## II. INFORMACION GEOLOGICA.

## 2.1 Fisiografía.

El Distrito Minero Zimapán se encuentra ubicado - en una porción geográfica comprendida por:

- a) Los límites orientales de la Provincia Fisiográfica denominada "Mesa Central".
- b) Las estribaciones occidentales de la Provincia - Fisiográfica denominada "Sierra Madre Oriental".

El área de estudio está enclavada en un rasgo fisiográfico de segundo orden, abarca aproximadamente 1,200 km cuadrados. Dentro de esta porción geográfica se localizan rasgos sobresalientes de tercer orden, tales como: El Río Moctezuma, Río Tolimán, Abanico Aluvial de Zimapán, Sierra de El Monte, etc.

De menor importancia tenemos localmente rasgos fisiográficos de cuarto orden, tales como: El Poljé de El Monte, - Las terrazas y los Conos aluviales, los depósitos de talud, los Conos volcánicos, los Flujos de lava, etc.

## 2.2. Hidrografía.

Las principales corrientes son porciones de la cuenta

ca del Río Pánuco, y éstas son el Río Moctezuma y el Río Tolimán. Ambas tienen una orientación NE-SW. Estos dos Ríos corren sobre lineamientos de fallas regionales.

El drenaje principal del Distrito Minero es de tipo Trellis. Los Ríos Moctezuma y Tolimán dentro del área de estudio carecen de competencia (con excepción de las épocas de lluvias), es por esto que los sedimentos gruesos que transportan son depositados en el cauce. Por esta razón encontramos patrones constructivos, generalmente de tipo entrelazado, dentro de los canales principales.

El control de las corrientes está dado por las condiciones tectónicas que principalmente prevalecen en el área. En menor grado de importancia se encuentra un control del drenaje por las características litológicas. De éstos últimos patrones de drenaje encontramos los patrones paralelos.

### 2.3 Estratigrafía.

#### a) Rocas Sedimentarias

Las rocas del Distrito Minero Zimapán, varían en edad desde el Kimmeridgiano (fines del Jurásico) al reciente. 'So-

lamente en las capas mesozoicas se encontraron fósiles, por el cuál las edades de las formaciones superiores fueron deducidas indirectamente.

Las rocas estratificadas existentes se encuentran representadas por lutitas, calizas, calizas lutíticas, fangolitas y areniscas del Mesozoico, fanglomerado y, encima de éste, rocas volcánicas basálticas y andesíticas del terciario, fanglomerado del pleistoceno, depósitos de terraza y aluvión del reciente. Los espesores de las rocas terciarias son conocidos con relativa exactitud, pero los de las rocas jurásicas y cretácicas son inciertos, y han sido estimados solamente en forma burda.

#### Sistema Jurásico Superior

Son las rocas más antiguas del Distrito, están constituidas por capas muy delgadas de lutita filítica pura, de color gris negro y caliza interestratificada con algunas capas delgadas de caliza relativamente pura. Esta formación descansa en concordia debajo de la caliza del Cretácico Inferior, y contiene algunos fósiles entre ellos amonitas mezapilletes.

### Sistema Cretácico Inferior

Estas calizas son las segundas en antigüedad de las Unidades litológicas planificadas, y a su vez constituyen casi la totalidad de la Sierra de "El Monte", ocupando toda la mitad NW del área planificada, y se extienden sin interrupción desde un punto intermedio entre "San Pedro y Los Remedios", hacia el NW, a una distancia de 17 km. hasta el cerro de "Los Lirios".

El complejo plegamiento de las calizas del Cretácico Inferior y la aparente falta de horizontes, índices reconocibles, impiden cualquier estimación digna de confianza de su espesor.

La caliza es muy resistente a la erosión llegando a formar pendientes pronunciadas y acantilados en las partes más elevadas de la Sierra. El espesor máximo expuesto es aproximadamente de 1,170 metros. Las calizas del Cretácico Inferior están constituidas por calizas de color gris y gris oscuro, calizas con pedernal, capas subordinadas de caliza lutítica de color rojizo y muy poca caliza arenosa de color rojizo grisáceo.

### Sistema Cretácico Superior

Las calizas y lutitas del Cretácico Superior descansan concordantemente sobre las calizas del Cretácico Inferior, y son las más recientes de las rocas preterciarias en el Distrito - Zimapán.

Están formadas por calizas casi puras, con pequeños nódulos de pedernal (muy escasos), se erosionan dando pendientes suaves y formas redondeadas.

Estas rocas afloran en 2 franjas con rumbo NW, - una está representada por una faja relativamente angosta que se extiende por unos 7 km. Fósiles: amonitas del género texamites.

### Sistema Terciario

Oligoceno. - Representado por el fanglomerado "El Morro", aflora en una faja como de 11 km. de largo y con dirección NW. Esta formación está muy bien consolidada y es muy resistente a la erosión, motivo por los cuales forma laderas de fuerte pendiente y numerosos cantiles, tiene también lentes de rocas volcánicas y bien cementado.

Mioceno. - Comprende las rocas volcánicas "Las Espinas", las cuales descansan en concordancia sobre el fanglomerado "El Morro", en las cercanías del Cerro "Las Espinas", y al NW de Zimapán hasta el Cerro del Potrero.

Las rocas volcánicas "Las Espinas" varían en composición desde latita cuarcífera a andesita de piroxena, y de andesita de olivino a basaltos de olivino con hiperstena; aunque las andesitas constituyen la mayor parte del conjunto, tobas y aglomerados subordinados son sobre todo abundantes cerca de la base de la sección volcánica.

#### Sistema Cuaternario

El Sistema cuaternario está representado en esta región por diferentes depósitos de terraza y aluvión, dentro de los cuales se encuentra fanglomerado "Zimapán", fanglomerado "Daxi" y otros fanglomerados cementados por caliche.

#### b) Rocas Igneas

Las rocas ígneas están representadas por diques de riolita, latita cuarcífera, dacita, traquita, andesita y algunas variedades de basalto, cuerpos pequeños e irregulares de pórfido riolítico, pórfido de latita cuarcífera y un cuerpo grande y algu--

nos pequeños de monzonita. Siguiendo los contactos de los cuerpos monzoníticos se ha formado una gran variedad de rocas metamórficas, tales como: varias clases de Hornfelses, tactitas, granate y diopsida.

Riolita. - Aflora en todo el Distrito sin importancia cuantitativa. En la zona de "El Monte" se encuentra un dique riolítico de color verde-gris claro con cristales de feldespato en abundancia de color verde (Plagioclasa), con forma ligeramente redondeada y una longitud de hasta 8 mm. y con granos redondeados de cuarzo de hasta 4 mm. de diámetro. La matriz es de grano muy fino, consistente casi de ortoclasa y cuarzo.

Apatita en abundancia y titanita con zircón y epidota son los minerales accesorios.

Monzonita. - El afloramiento principal de la monzonita tiene la forma general de un dique bastante ancho e irregular, que se encuentra orientado en paralelo al rumbo general de las rocas sedimentarias que intrusióna (NE). Con un ancho promedio de 300 a 350 metros, y alcanzando hasta 1,000 metros, forma un afloramiento continuo de 6 km. de longitud e incluye algunos afloramientos aislados que en total suman 9 km.

La monzonita se encuentra también en 2 localidades del área de "El Carrizal", y en una localidad del área de "El Monte". Todas las formaciones del Cretácico y del Terciario del Distrito están intrusionadas por la monzonita, pero el cuerpo intrusivo principal está incluido en las rocas del Cretácico Superior.

Monzonita del Area Minera "El Monte". - Forma un dique lenticular que se orienta al NE, alcanzando una longitud de 350 metros y 70 metros de anchura máxima.

Es un pórfido que varía de gris azulado claro a gris claro, y contiene cristales redondeados de cuarzo, así como cristales de feldespatos en una matriz de grano fino. La cantidad de feldespatos potásicos, relativamente pequeño en la matriz, así como la abundancia de cristales de cuarzo, suponen que la roca es una facies grano diorítica de la monzonita.

Tactita. - Se encuentra en todos los contactos de la monzonita con la caliza, como resultado del metasomatismo de contacto ocurrido entre ambas rocas durante la intrusión, varía de gris verdoso a verde. Las minerales más comunes son: granate, andraditas y calcita residual. Tanto la monzonita como la tactita están vetadas y reemplazadas por bolsones irregulares de sulfuros.

#### 2.4 Geología Histórica.

La historia geológica del Distrito principia al final del Jurásico, con el depósito de lutitas y calizas seguidas en concordancia de las calizas densas y calizas arrecifales del Cretácico Inferior, y por las calizas y lutitas calcáreas del Cretácico - Superior.

En alguna época cerca del final del Cretácico, el área fue elevada por encima del nivel del mar, y las rocas fueron plegadas como resultado de las fuerzas de compresión que actuaron en una dirección SW-NE; localmente se fueron formando - pliegues abiertos, pero más comunmente las rocas fueron plegadas isoclinalmente con la formación de pliegues invertidos y aún recumbentes. Los fallamientos de empuje parecen haber sido de poca importancia, ya que solamente una de estas fallas fue reconocida.

El notable desarrollo de plegamientos recumbentes sugiere que los fallamientos de empuje pudieron ser mucho más importantes de lo que parece, junto con el fallamiento se desarrolló localmente un crucero de fracturas en las rocas del Cretácico Superior, y en menor escala en las capas de pedernal de la cali-

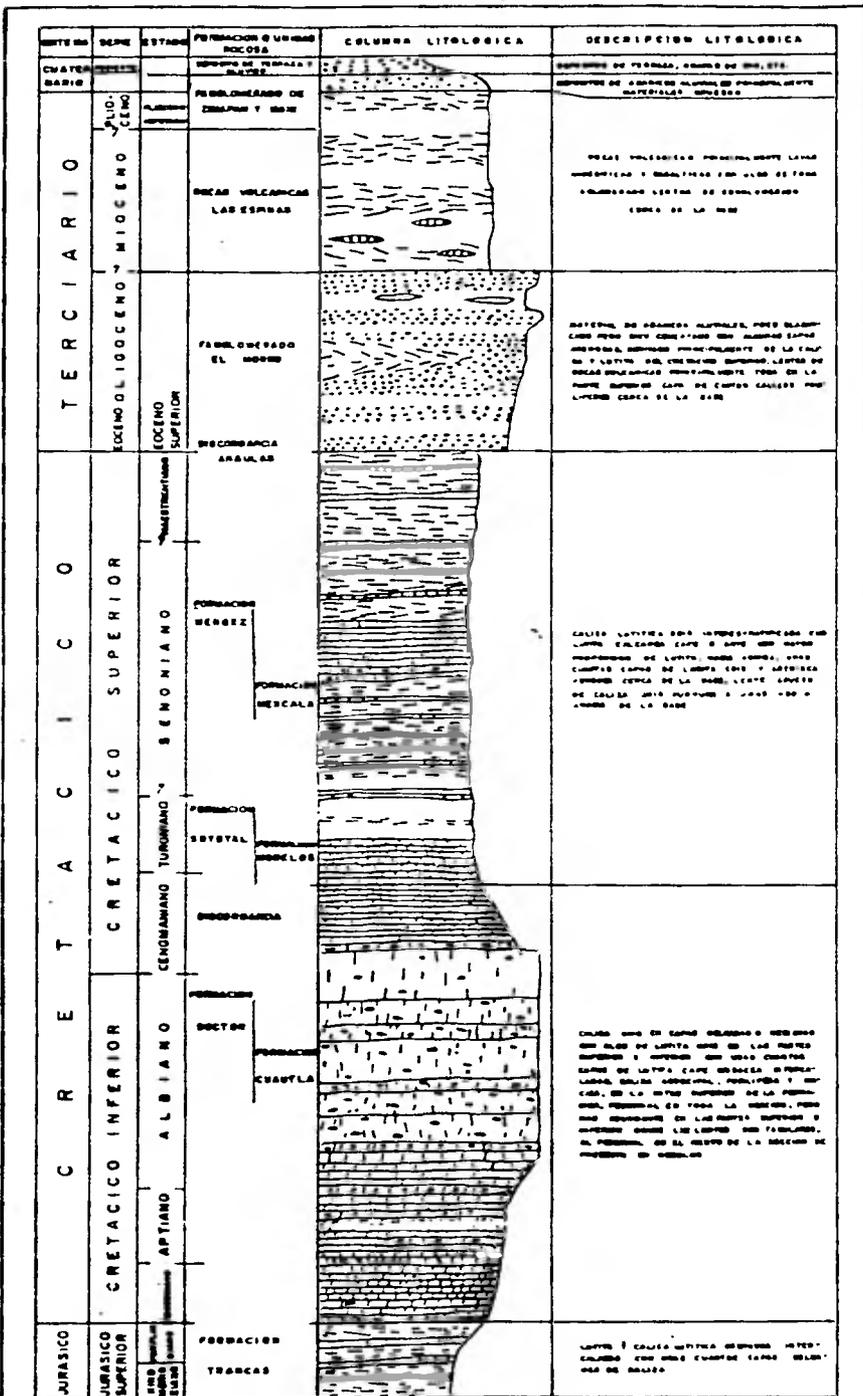
za del Cretácico Inferior.

En los lugares en que la monzonita intrusionó a la caliza del Cretácico Inferior, emanaciones provenientes del magma que estaba enfriándose, impregnaron las paredes y formaron una aureola de tactita, así como numerosos diques de mineralogía similar.

El último acontecimiento en la intrusión de la monzonita fue la formación de los yacimientos minerales de sulfuros del distrito; los minerales fueron formados por reemplazamiento de tactita y relleno de fractura.

El intenso plegamiento de las rocas del Cretácico - fue seguido por una erosión prolongada que descubrió rocas del Cretácico Inferior, en la parte central de los anticlinales; probablemente a fines del Eoceno o principios del Oligoceno, el fanglomerado El Morro fue depositado en los terrenos bajos o en las cuencas, desarrollado por la erosión o por movimientos tectónicos.

La fuente del fanglomerado fue probablemente un terreno alto al SW formado por rocas del Cretácico Superior. El clima prevaleciente era probablemente húmedo en las zonas más altas y seco en las tierras bajas, lo cual se está sugiriendo por



**FACULTAD DE INGENIERIA**

**COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL DISTRITO MINERO DE ZIMAPAN**

J. ROBERTO CRESCO C.      FECHA: AGOSTO '81

ESCALA GRAFICA      LAMINA No 3

el color rojo del fanglomerado, ya muy avanzado el depósito del mismo. Tal vez durante el Oligoceno el vulcanismo principió en el área.

Por algún tiempo el fanglomerado y las rocas volcánicas fueron depositadas contemporáneamente, después de lo cual el vulcanismo se impuso como el agente principal proveedor de materiales para el depósito.

## 2.5 Geología Estructural.

Las calizas se encuentran plegadas alrededor de ejes paralelos Norte-Poniente (eje del Intrusivo Concordia) formando anticlinales y sinclinales. Hay una gran cantidad de fracturas transversales con un rumbo Norte-Oriente buzando al Oriente, algunas de ellas están mineralizadas.

La falla más notable es la "Concordia", que corta al Intrusivo y hasta ahora ha sido reconocida hasta el Nivel -333.

El cuerpo Concordia (base de este estudio) guarda cierto paralelismo con la estructura general regional constituyendo una monzonita o cuarzomonzonita de textura porfídica y forma

lenticular de 300 metros de longitud, aproximadamente. En la sección transversal anexa a este estudio, (Fig. 12), se puede apre--ciar la forma de cuña aumentando a profundidad su espesor, ésto hace suponer que las intrusiones son apófisis de un batolito que se encuentra a mayor profundidad.

Se han reconocido 4 fallas de gran importancia: Guadalupe, Concordia, Miguel Hidalgo y Dolores. El fallamiento es posterior al emplazamiento de las intrusiones y de la mineralización.

Los diques al intrusonar las calizas generalmente son verticales, con excepción de los lugares en donde se desvían a lo largo de la estructura fluidal o fracturas de buzamiento menor, o donde entran en forma de mantos entre los estratos de menor inclinación.

#### a) Fracturamiento

Las fracturas se encuentran localmente relacionadas con los intrusivos existentes en la zona y se han reconocido 3 sistemas de fracturamientos; el primero es sensiblemente paralelo a los "trends", siendo más abundantes en las zonas cercanas a los contactos de las intrusiones con las rocas encajonantes. En el se

gundo es completamente transversal a los "trends", con abundantes hilos de calcita, pirita y arsenopirita, con echado vertical, - éste fracturamiento también ha servido como canal para la deposición de los fluidos mineralizantes en forma de vetas angostas e irregulares. El tercer sistema de fracturas presenta rellenamiento de calcita, cruzando todo el fracturamiento y la mineralización.

## 2.6 Génesis de los Yacimientos.

La mineralización en la zona tuvo lugar después de la deformación de las rocas cretácicas, ya que los cuerpos mineralizados no muestran ninguna evidencia de haber participado en las mismas. Se puede decir que la mineralización fue posterior a la formación del fanglomerado El Morro, las rocas volcánicas y Las Espinas, lo que se demuestra con la existencia de vetas encajonadas en ambas formaciones. Siendo el fanglomerado El Morro de edad Oligoceno, y las rocas volcánicas del Mioceno, la edad de la mineralización es probablemente de finales de Mioceno Superior y de principios del Plioceno.

a) Paragénesis

El primer mineral en formarse fue la diopsida, - después la vesuvianita, granate y wollastonita. Le sigue a los si licatos los sulfuros (la pirita y galena, posiblemente fueron depo- sitados antes que la esfalerita). Los últimos en formarse fueron el cuarzo y los carbonatos.

b) Yacimientos Minerales

Todos los yacimientos del Distrito de Zimapán guar- dan una estrecha relación con los cuerpos intrusivos de monzonita y cuarzomonzonita, pudiéndose agrupar en dos tipos estructurales generales.

- 1) Yacimientos de reemplazamiento en caliza.
- 2) Yacimientos en forma de veta.

Yacimientos de reemplazamiento en caliza. - La - gran mayoría de la producción del Distrito ha venido de los yaci- mientos de reemplazamiento en calizas del Cretácico Inferior.

En este tipo de yacimientos los sulfuros compren- den: esfalerita, pirita, galena, arsenopirita, pirrotita, calcopiri-

ta y jamesonita. En la ganga predominan los silicatos, entre los cuáles los más comunes son la hedembergita, granate, cuarzo y wollastonita, siendo los sulfuros posteriores a los silicatos.

Yacimientos en Forma de Veta.- Los yacimientos en forma de veta, encajonan en el fanglomerado El Morro, en las rocas volcánicas, en las calizas y en la mozonita. La mineralogía de las vetas es simple y la galena y la esfalerita son los únicos sulfuros abundantes, la pirita es escasa y la calcopirita y arsenopirita muy raras, la calcita es el único mineral de ganga, exceptuando en pequeñas cantidades de cuarzo que ocurre en cavidades.

#### c) Oxidación

La profundidad de oxidación guarda muy poca relación con la topografía, pues las menas de la Mina Lomo de Toro han sido oxidadas hasta 200 metros de profundidad, mientras que a la Mina adyacente, Los Balcones, los sulfuros minerales se presentan a pocos metros de la superficie, debido a que no existe un nivel freático bien definido, lo cual es de esperarse en una zona de gran relieve y de roca impermeables. Evidentemente, la oxidación se llevó a cabo con más facilidad donde las soluciones

oxidantes circularon siguiendo la estratificación que donde tuvieron que cortar los estratos. Los principales minerales de Plomo en el mineral oxidado son, en orden de importancia: la plumbojarosita, cerusita y anglesita, la plata está probablemente como argentojarosita.

## 2.7 Reservas.

Actualmente se cuenta con reservas por 661,420 toneladas entre mineral probado, probable y posible, con las siguientes leyes promedio:

<u>Au-gr/ton.</u>	<u>Ag-gr/ton</u>	<u>Pb%</u>	<u>Zn%</u>	<u>Cu%</u>
0.08	152	1.21	2.97	0.57

Por otra parte, se hizo prospección superficial mediante la cual se descubrieron varios afloramientos de importancia, y actualmente se están dando barrenos de diamante para localizar las proyecciones de estos cuerpos a profundidad.

Para el cálculo de estas reservas se utilizaron los siguientes métodos:

Los bloques de mineral se dividieron en 3 grupos:

a) Mineral Quebrado:

Con esta categoría se consideró el mineral quebrado que se tiene almacenado en los rebajes.

b) Bloques

Se consideraron los cuerpos mineralizados desarrollados con Frentes, Cruceros y Contra-Pozos, así como el cielo y piso de los rebajes que actualmente resultan costeables para su explotación.

c) Pilares

Son los pilares de ley económicamente explotable que pueden ser recuperables.

LIMITES DE COSTEABILIDAD

a) Mineral Costeable A

Es el mineral que paga todos sus gastos de operación, incluyendo la depreciación, amortización y la utilidad presupuesta.

b) Mineral Costeable B

Es aquel que cubre todos los gastos de operación, y además la depreciación y amortización (sin incluir la utilidad).

c) Mineral Marginal

Es el mineral que únicamente paga sus gastos de operación.

NOMENCLATURA DE LOS BLOQUES

a) Mineral Probado y Accesible

Es el bloque de mineral que tiene suficiente información a intervalos cortos, y para el cual el carácter geológico está tan bien definido, que el tamaño, forma y contenido del bloque se estima con una certeza de 85%. Los bloques que caen en esta categoría se encuentran preparados para explotarse.

b) Mineral Probado no Accesible

Es aquel que se infiere 10 metros abajo de los bloques de mineral Probado y Accesible.

c) Mineral Probable no Accesible

Es el mineral que se tiene indicado por barrenos de

diamante o por proyecciones a distancias razonables con base en evidencias geológicas.

Más adelante se hará el cálculo de un bloque de mineral para cubicar sus reservas.

### CONCLUSIONES

Por lo que se puede observar, los indicadores geológicos así como las reservas ofrecen buenas posibilidades, debido a que el cuerpo Concordia pueda seguir profundizándose, así como el que los valores aumenten, por lo cual se recomienda continuar explorando para interceptar el cuerpo y comprobar su continuidad.

Otro aspecto importante es el que, aparte del cuerpo Concordia, es recomendable seguir explorando ya sea con obras directas, barrenos de diamante, métodos geofísicos y geoquímicos, para comprobar otros cuerpos mineralizados como son Tecomates, Escondida, Dolores, Guadalupe y Chiquihuites; ya que a pesar de ser cuerpos pequeños tienen buenos valores.

Las perspectivas en la Unidad son buenas si se continúa con una exploración más intensiva para encontrar nuevos

cuerpos y a su vez se aplican métodos de explotación más productivos, seguros y eficaces para su total aprovechamiento.

### III. OPERACION MINERA ACTUAL.

### 3.1 Generalidades.

La Mina "El Monte" ha sido trabajada por la Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., desde hace 28 años, cuenta con varias zonas mineralizadas, algunas ya explotadas, unas se están explotando actualmente, y otras se encuentran en desarrollo y preparación. Se tiene una producción mensual de 12,000 toneladas, distribuidas de la siguiente manera:

El 75% se obtiene del Cuerpo Concordia NW, mismo que se está tumbando actualmente entre los Niveles -125 y -229 por el Método de Sub-Niveles con Barrenación Larga.

Un 20% proviene del Cuerpo Concordia SE entre los Niveles -89 y 229, el tumbado en este lugar se lleva a cabo por el Sistema de Bancos Descendentes.

Y el 5% restante se obtiene de los desarrollos y preparaciones que se tienen actualmente en los Niveles 00, +50 y +100 de la Mina "El Monte" principalmente.

Antes de la llegada de la Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., a esta zona, la explotación de las minas se hacía en pequeña escala, siendo por lo general mineral de alta ley (oxidado),

los trabajos de explotación consistían principalmente en cueles de Frente y Cruceros de pequeña sección, lo mismo que de tumba de algunas zonas de alta ley.

Las zonas en las que se está operando actualmente son Tecomate y La Escondida, donde se están dando los barrenos de diamante para cortar las proyecciones de los afloramientos mencionados, en los Niveles 00, +50 y +100 de la Mina "El Monte". Se están desarrollando por obra directa una serie de intrusivos localizados ultimamente en el Nivel Cero. Estas zonas de la Mina "El Monte" se han trabajado únicamente del Nivel Cero hacia arriba (más o menos 150 metros hasta la superficie).

La otra zona es "Concordia", la cual comprende un dique monzonítico que ha sido dividido por la falla normal Concordia, que desplazó lateralmente 40 metros las partes afectadas, las cuales se conocen como Concordia SE al alto de la falla y Concordia NW al bajo de la misma.

Los Niveles principales de la Mina son: El Nivel Cero (Túnel Miguel Hidalgo) y el Nivel -229 (Túnel San Francisco), el cuál es el Nivel principal de arrastre, y además, el Nivel Inferior de la Mina, otros Niveles de importancia son: -57, -

-89, -125 y -175, los cuáles están comunicados con el Tiro Miguel Hidalgo (Tiro de servicio).

Se cuenta también con otros 2 Tiros interiores: el Tiro Zimapán en el Nivel -229 y el Pozo 11-110 entre los Niveles -125 y -229; el primero se utiliza como Tiro de servicio y de extracción entre los Niveles -229 y -333, y el segundo se utiliza como camino de acceso a los Sub-Niveles y para ventilación.

### 3.2 Zona Concordia.

La mineralización de esta zona se encuentra en el contacto del cuerpo intrusivo monzonítico de "El Monte" con la caliza; el intrusivo tiene un rumbo NW 45° 55' SE y un echado de 72°, buzando hacia el SW. Los cuerpos de mineral se presentan como chimeneas, mantos a lo largo de los diques, y como relleno de fracturas.

Los diques fueron emplazados en dos sistemas principales de fracturas, uno con rumbo entre 20° y 40° al NW y otro transversal con rumbo entre 40° y 75° al NE. El intrusivo Concordia de forma lenticular es el intrusivo de mayor tamaño conocido actualmente en el área, tiene un ancho entre 20 y 45 me

tros, y una longitud de 200 metros.

Se han encontrado 4 fallas de considerable importancia, dos de las cuales cortan el intrusivo Concordia con desplazamiento horizontal entre 30 y 40 metros.

El metamorfismo de contacto se encuentra ampliamente distribuido en toda el área. La caliza se presenta recristalizada y la tactita se presenta irregularmente alrededor del intrusivo Concordia, a lo largo de los contactos de otros diques.

El cuerpo Concordia a lo largo del contacto del alto del intrusivo de Concordia es indudablemente el cuerpo de mayor volúmen conocido en la zona.

En el Nivel -229 se tiene un área horizontal de alrededor de 900 metros cuadrados y ha sido explorada sobre todo su echado de más de 300 metros. La mineralización en Concordia NW ocurre al alto del cuerpo en la zona de tactita, además de fracturillas irregulares mineralizadas, así como sulfuros diseminados dentro de la monzonita.

El cuerpo Concordia SE presenta la mineralización en fracturas normales al Intrusivo con una ley más alta que la -

del cuerpo Concordia NW, pero con mucho menos tonelaje de mi  
neral.

### 3.3 Métodos de Explotación.

En la actualidad los trabajos en el cuerpo Concor-  
dia NW, consisten en el minado por el método de Sub-Niveles, -  
usando equipo de barrenación larga.

Por lo que se refiere al cuerpo Concordia SE, los  
trabajos en la actualidad consisten en la explotación de las fractura  
ras mineralizadas por el método de Bancos Descendentes, ya que  
se requiere un minado más selectivo en este tipo de estructuras.

También en pequeños cuerpos como ocurre en La -  
Escondida; Chiquihuites y Dolores se han minado por otros méto-  
dos.

### 3.4 Sistema de Acarreo.

El acarreo de mineral se hace por medio de carros  
Granby de 3 toneladas, accionados por locomotoras diesel Clayton  
de 7 toneladas; y se extrae por el túnel San Francisco; posterior-  
mente es vaciado a las tolvas que lo harán llegar al Molino.

Además de los trabajos antes anotados, se están realizando trabajos de exploración, los cuáles consisten en barrenación de diamante desde el interior de la mina, levantamientos geológicos de superficie y un estudio geofísico por el método de Magnetometría que nos permitan localizar nuevos cuerpos mineralizados, con lo cual se incrementarán las reservas.

### CONCLUSIONES

En la operación actual de la Mina "El Monte" se cuenta con experiencia en la aplicación del método de explotación por subniveles con barrenación larga, por lo cual de acuerdo a las condiciones de operación existentes y de necesidad de mineral se concluye que es el más adecuado.

En cuerpos pequeños como se menciona se han aplicado otros métodos de minado como son bancos descendentes y tumbe sobre carga, los cuales pueden seguirse utilizando de acuerdo a las condiciones existentes, en la mina.

Por lo que se refiere al sistema de acarreo se concluye, que de acuerdo a las necesidades futuras sería recomendable aumentar el equipo de acarreo, ya que será insuficiente para

el sistema de explotación utilizado, sino se incorpora equipo de mayor capacidad y versatilidad.

IV. PROYECTO DE AVANCE DE CONTRA-  
POZOS DE 6' DE DIAMETRO CON LA  
MAQUINA ROBBINS 63-RM.

#### 4.1 Introducción.

De acuerdo a las condiciones actuales de operación de la Mina "El Monte" de Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., se hace necesario activar algunos desarrollos en los Niveles más importantes, que tienen como objetivo intersectar la proyección de - cuerpos mineralizados que se tienen conocidos en los Niveles superiores: y en aquellos que se encuentran ya en etapa de preparación, agilizar las obras que para el efecto se están dando con la finalidad de iniciar en éstos el tumbé, y de esta manera tratar - de cumplir con la producción.

Para el cuele de obras a Nivel o con rampa, se hace necesario disponer en algunos lugares de obras auxiliares, - (chorreaderos) con el objeto de reducir las distancias de acarreo, y de esta manera tratar de lograr una mejor efectividad en los - avances, y al mismo tiempo reducir costos, además de que algunas de estas obras podrán ser utilizadas posteriormente durante - la etapa de producción, bien sea como chorreaderos o como ranuras para salida de barrenación de banco. Ahora bien, en el cuele de estos Contra-Pozos se podría utilizar el sistema tradicional de paradas y con tarango que, además de ser bastante inseguro, en

desarrollos largos es de muy baja productividad. De ahí que se vea la necesidad de dar estar obras con el equipo adecuado para contar con éstas en el menor tiempo posible, dado que las condiciones actuales de operación así lo requieren: por lo cual se propone se den los Contra-Pozos que a continuación se mencionan con la Máquina Robbins, Modelo 63-RM.

Para los cálculos del cuele de estos Contra-Pozos, existe la posibilidad de utilizar esta nueva Máquina en la Unidad, por lo cual se utilizaron datos de tiempos y movimientos del Departamento de Ingeniería para el presente estudio.

A su vez, para la nomenclatura de los Contra-Pozos y su conocimiento se numerarán del 2 al 5, y para evitar confusión, debido a que ya existe el Contra-Pozo No. 1, el cual se coló del Nivel 00 al Nivel -229 hace algunos años, para usarse en la ventilación de la Mina.

El último Barreno Robbins, el No. 6 lo consideraremos como un barreno, ya que se dará el barreno piloto de 12" de diámetro sin el rimado.

#### 4.2 Descripción del Método.

Antes de colocarse la Máquina 63-RM, se excava y vacía una base de concreto en el lugar donde se colocará el Contra-Pozo; generalmente es un Crucero de 10 metros de largo por 6 metros de ancho y 6.50 metros de altura, alineada con el rumbo que llevará el Contra-Pozo. Posteriormente se construye o vacía una losa de concreto, teniendo como centro el mismo del Contra-Pozo por perforarse. Este vaciado debe ser siempre completamente horizontal, y sobre éste se colocan dos viguetas, una de 12" y de 13' de largo, colocada igualmente con el rumbo del Contra-Pozo. Se anclan al piso con tornillos (anclas) de 7/8", cuando se trata de perforaciones verticales, y de 1 1/4" para inclinadas.

Para sentar la Máquina sobre las viguetas, se utiliza un tractor equipado con un par de pistones controlados por el sistema hidráulico. Después de sentarse la Máquina, se ajusta el ángulo de inclinación que tendrá el Contra-Pozo, por medio de dos tornillos ajustados a la armadura base de la Máquina. El tractor después de hacer esta operación puede cambiarse a otro lugar, con objeto de lograr mayor espacio en el área de operación de la máquina.

Los gabinetes hidráulicos y eléctricos pueden colocarse convenientemente en un radio de 10 metros alrededor de la Máquina, lo mismo puede hacerse con el gabinete de controles de operación.

Al principio, el barreno piloto se hace con una broca tricónica de 12" de diámetro, que va acoplada a una barra rimadora que lleva en su interior una válvula check con objeto de evitar el retroceso o inversión de agua y lodos hacia arriba de la broca. La barra rimadora lleva 3 cortadores de rodillo en tres puntos equidistantes para asegurar el diámetro del barreno para el estabilizador, cuadrado o hexagonal, y reducir la fricción en el caso de barrenos con inclinación.

Se acopla un estabilizador cuadrado o hexagonal arriba de la rimadora, obteniendo así una viga rígida entre la barra rimadora y el estabilizador circular liso, el cual es la tercera parte que se instala encima de la broca.

La tubería o barras tienen 10" de diámetro exterior, hechas de una aleación de acero, con extremos o espigas reemplazables. Estas espigas son en sí un rescatador-sub, que puede ser removido de la parte superior del tubo y reinstalado en el extremo inferior. Todas las barras tienen un área mínima libre de -

16.5 in<sup>2</sup> en su interior, el área del anillo máximo se localiza -  
cerca de la broca y es de 20.5 in<sup>2</sup>. Esta área permite un cam-  
bio de velocidad mínima del aire o agua, y facilita un eficiente -  
desalojamiento de los lodos de la perforación del barreno piloto.

Los estabilizadores, que son colocados arriba de -  
la broca piloto, tienen el objeto de un control direccional del ba-  
rreno.

#### VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL METODO

##### A) VENTAJAS:

a) El corte de la superficie de los Contra-Pozos co-  
lados con la Máquina es casi lisa, eliminando así prácticamente  
la fricción al paso del aire.

b) Los Contra-Pozos requieren menos soporte o ade-  
me que aquellos colados por métodos convencionales.

c) Con el uso de la Máquina se disminuye conside-  
rablemente la mano de obra.

d) La Máquina puede operar en terrenos en donde -  
es imposible o impráctico el cuele de Contra-Pozo por métodos -  
convencionales.

e) Alto promedio de avance.

B) DESVENTAJAS:

a) Costo inicial muy alto.

b) Diámetro de perforaciones limitadas.

c) El tamaño, peso y la falta de movilidad en el interior de la Mina, son serias desventajas para su utilización económica.

d) El manejo de tepetate o carga es a menudo un problema, ya que implica el uso de equipo adecuado para su acarreo inmediato.

e) Pérdidas de tiempo debido a que las refacciones son traídas del extranjero.

#### 4.3 Ubicación y Objetivo del Cuele de los Contra-Pozos.

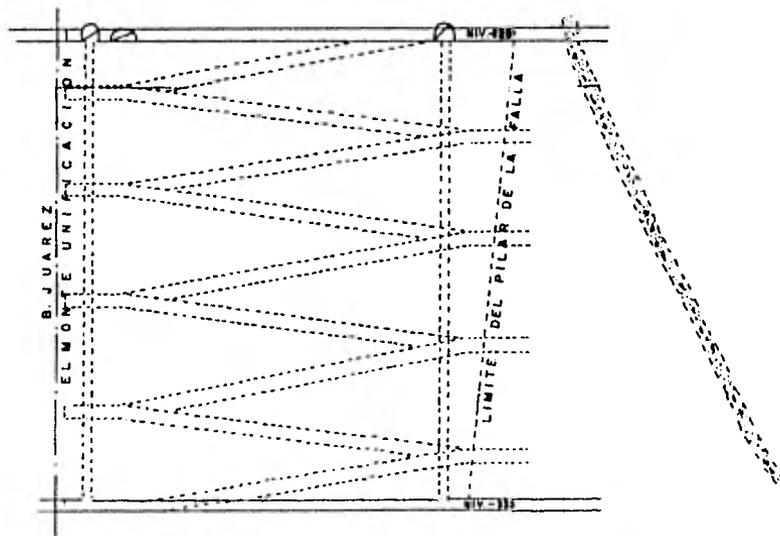
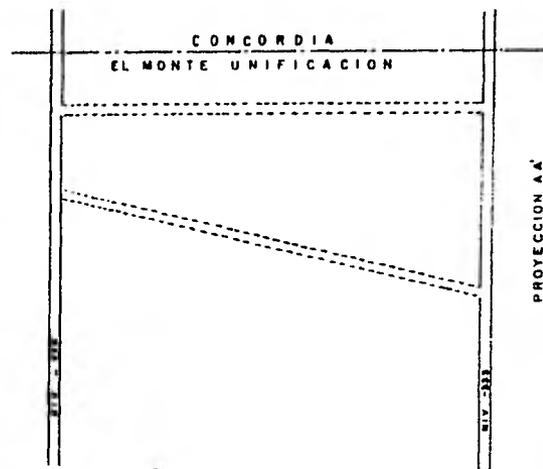
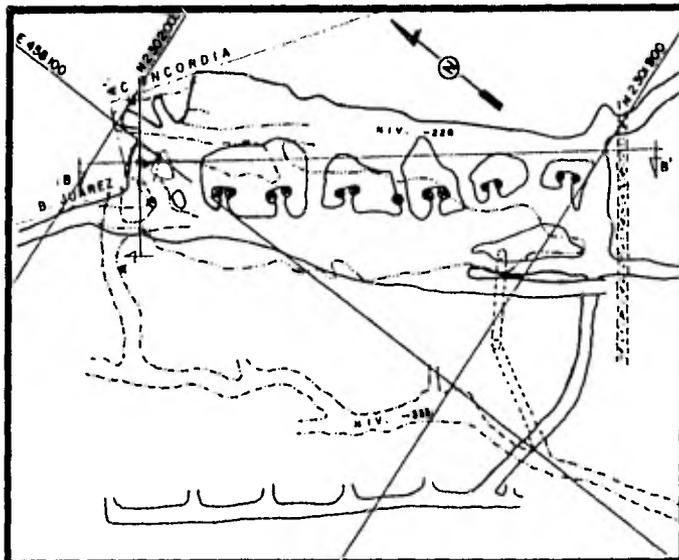
##### CONTRA-POZOS Nos. 2 Y 3

El bloque correspondiente al extremo del cuerpo Concordia entre los Niveles -229 y -333, se explotará con el sistema de Sub-Niveles con Barrenación Larga, preparando bloques de 10

metros de espesor cada uno.

Como parte de las obras de preparación para este sistema, se requiere contar cuando menos con un Contra-Pozo en un extremo del cuerpo, que será utilizado durante la preparación del Sub-Nivel como chorreadero para agilizar el desarrollo de la Rampa, y más adelante durante el tumbe para abrir una ranura y dar salida a la barrenación de banco. Debido a la preparación del bloque y al tiempo que se llevaría dar estas obras con el sistema tradicional de tarangos (4 1/2 meses considerando un avance promedio mensual de 25 metros), se hace necesario dar este cuerpo con la Máquina Contra-Pocera Robbins, ya que además de acelerar el desarrollo y preparación de los Sub-Niveles entre los Niveles -229 y -276, se contaría con las obras necesarias para iniciar el tumbe de banco en el Nivel -333, tan pronto como se fueran desarrollando y preparando los Sub-Niveles arriba de este nivel.

De acuerdo a las características estructurales que ha presentado este cuerpo en los Niveles en los cuales ya se ha tumbado, se ha tenido cierta irregularidad en cuanto a los valores, ya que no únicamente el contacto del alto ha sido la zona más favorable y de hecho la más importante para la mineraliza--



PROYECCION BB'

MANZUC	FACULTAD DE INGENIERIA	
	<b>DEPARTAMENTO DE INGENIERIA CIVIL</b>	
	ANTE PROYECTO DE LOS CONTRA-POZOS ROBBINS PARA DANURAS EN EL CUERPO CONCORDIA	
	ALFONSO GONZALEZ	FECHA: AGOSTO '61
ESCALA: 1:1000	LAFINA No. 4	

ción, sino que también, y debido más que nada al fracturamiento transversal y longitudinal a lo ancho y largo del cuerpo, se han tenido mejores valores en el extremo SE cercano a la falla, debido a lo cual se tiene proyectado un Contra-Pozo en cada extremo del cuerpo, con la finalidad de llevar a cabo el tumbe de banco a partir de ambas ranuras, en forma simultánea, para efecto de dosificar la carga, además de la fragilidad que se tendría en el rezagado durante el desarrollo y la preparación.

### C A R A C T E R I S T I C A S

#### CONTRA-POZOS No. 2

Material	:	Dique monzonítico
Longitud	:	100 metros
Inclinación	:	90°

No. 3

Material	:	Dique monzonítico
Longitud	:	102.6 metros
Inclinación	:	77°

CONTRA-POZO No. 4

Considerando que del total de reservas con que cuenta actualmente la Mina "El Monte", un 70% corresponden al cuerpo Concordia entre los Niveles -229 y -333, y de acuerdo al sistema de explotación por barrenación larga que se utilizará para tumbar este bloque, se producirá material que hará necesario pasarlo por Quebradora; de ahí que se tenga el proyecto de instalar una quebradora en el Nivel -333. Ahora bien, de acuerdo al proyecto que se tiene para desarrollar un nivel intermedio a la elevación -276, se hace necesario dar un Contra-Pozo en la zona más favorable cercana al área del Tiro Zimapán para acarrear y chorrear a la Quebradora por medio de éste todo el mineral tumbado en esta elevación, evitando la salida de carga gruesa, con lo cual se eliminaría el problema actual de los parrilleros en las tolvas de gruesos de la Planta de Beneficio, lo cual origina un costo muy alto por este concepto, no únicamente en mano de obra, sino inclusive en mantenimiento del equipo.

Esta misma obra se utilizaría más adelante para chorrear directamente a la Quebradora todo el mineral que se obtuviera de los desarrollos, preparación y tumbe de las estructu--

ras, cuyas proyecciones se tienen detectadas en el Nivel -229, - por medio de Barrenos de Diamante y que corresponden a las que se tienen conocidas en el Nivel Cero en las Zonas La Escondida - y Dolores-Chiquihuites.

### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Caliza
Longitud	:	105 metros
Inclinación	:	85°

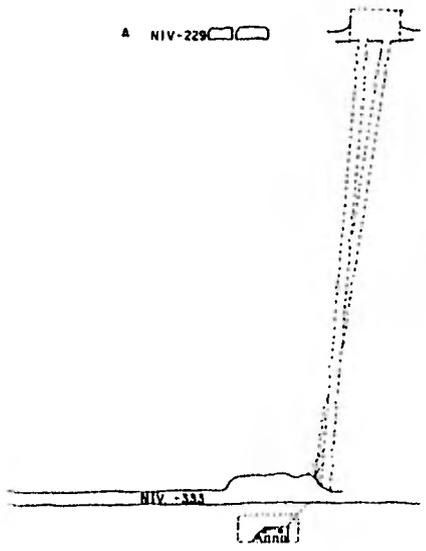
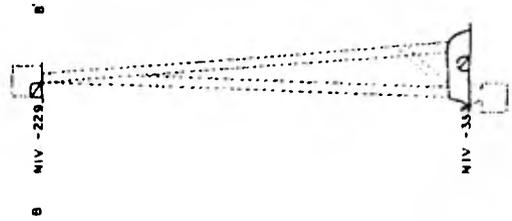
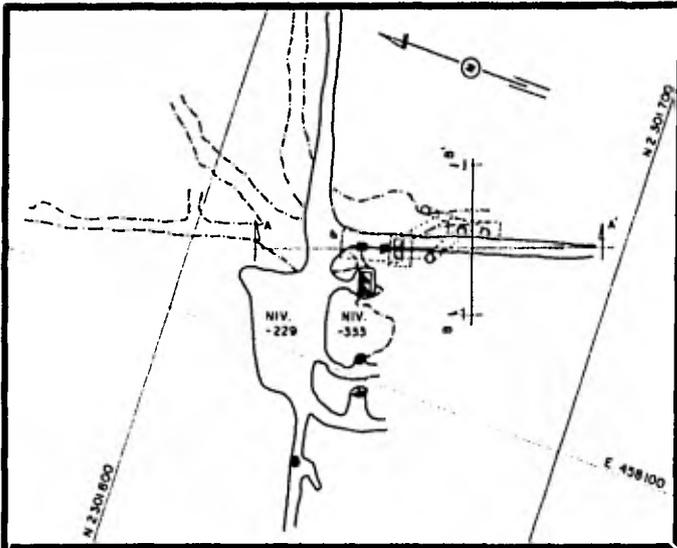
### CONTRA-POZO No. 5

Esta obra se proyecta sobre el Crucero SE 1769 en el Nivel -229 en el área cercana al Tiro Zimapán, para efecto de ser utilizada para chorreadero del tepetate que saldrá de las obras de desarrollo y preparación del Nivel -276. No se cuenta actualmente con ninguna obra y, por tal motivo, no se puede agilizar este desarrollo, el cual dada su importancia requiere que se dé en el menor tiempo posible, ya que además de activarse con éste la preparación del bloque Concordia, en sus dos extremos NW y SE, entre los Niveles -229 y -333, tendríamos una información más rápida en cuanto a los valores que presente este cuerpo en esta ele

vación, quedando además en condiciones de poder llevar a cabo - con este Nivel intermedio una dosificación de carga, en el supuesto caso de que los valores del cuerpo disminuyeran a medida que este profundice.

Esta obra nos ayudaría además a bajar los costos - del desarrollo si, posteriormente, una vez que se cuente con la - información necesaria en cuanto a los valores de las zonas intermedias entre los contactos del alto y bajo, se decidiera trabajar el bloque de Concordia en su extremo SE con el sistema de corte y relleno con tepetate con lo cual todo el material proveniente - de los desarrollos sería chorreado por esta obra para su quebrado, de manera que nos quedará de un tamaño manejable para depositarlo en el Rebaje.

Se solucionaría con esto el problema del tepetate a superficie, que implica actualmente un gran problema, ya que además de no contar con el equipo necesario (carros y locomotoras), se necesita de obras auxiliares (Tiro para manto de tepetate, Socavón paralelo al Túnel San Francisco) para poder dar salida a - todo el tepetate de los desarrollos que se tienen proyectados en el Nivel -229, pues dadas las características del Socavón San Francisco que es Nivel de acarreo, se hace bastante difícil en las condi-



<b>C A N</b>	FACULTAD DE INGENIERIA	
	CARRERA DE INGENIERIA EN ELECTRICIDAD	
	ANTE PROYECTO	
	CONTRAPUESTO ROBBINS	
		TIPO ZIMAPAN
J. ROBBINS GRESPE S		FECHA AGOSTO DE 1956
ESCALA 1:1000		LAMINAR 1

ciones actuales el acarreo de este material, con el consiguiente - retraso de las obras de exploración proyectadas.

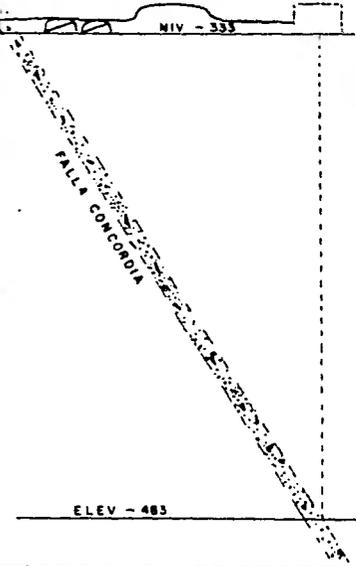
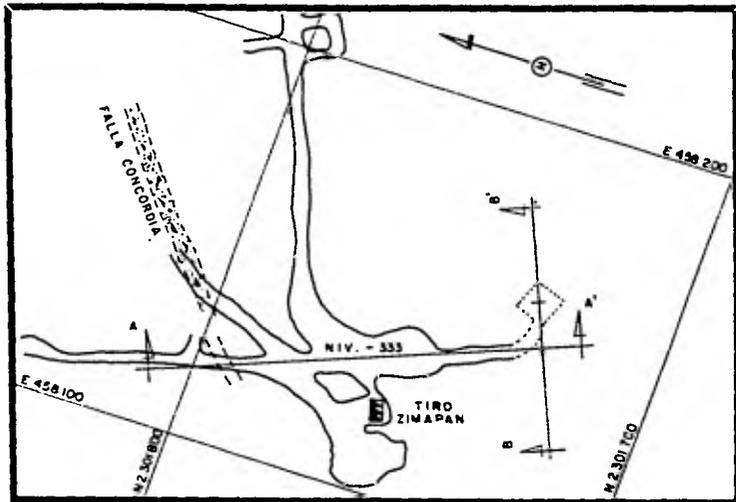
### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Caliza
Longitud	:	105 metros
Inclinación	:	86°

### BARRENO No. 6

La planta de Beneficio en la Mina "San Francisco" - requiere para su operación normal de un consumo de agua de 400 galones/minuto, gasto que se obtiene de los barrenos que se han dado en el Nivel -333, así como de los diferentes escurrimientos que se tienen en la Mina.

Durante los meses de Enero-Mayo se han tenido problemas durante los últimos años con la alimentación del agua a la Planta, debido a que los escurrimientos disminuyen y el Nivel Freático en el Nivel inferior baja, disminuyendo por lo consiguiente la cantidad de agua que sale de la mina hasta en un 50%. Ahora bien, esto aunado al hecho de que se han llegado a tener años malos en



UNZC	FACULTAD DE INGENIERIA	
	PERIÓDICO PROFESIONAL	
	ANTE PROYECTO	
	SABRENO POBINS POZO PROFUNDO DEL NIV. - 333 A LA ELEV. - 483	
J. DOMÍNGUEZ GONZÁLEZ	F. GARCÍA	M. J. GARCÍA
ESCALA GRÁFICA	LÁMINA No. 5	

cuanto a la precipitación pluvial en la zona, haciendo con esto - más crítica la operación de la Planta, y pensando en solucionar este problema, se tiene proyectado dar un barreno piloto, el cual será utilizado como pozo profundo, con la Máquina Contra-Pocera en la zona más favorable en el Nivel -333, la cuál fue previamente definida por medio de Barrenos de Diamante.

Este Barreno Piloto se dará vertical con una longitud aproximada de 150 metros, con lo cual se tratará de intersectar las zonas de fracturamiento más favorables para el objetivo buscado.

#### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Caliza
Longitud	:	150 metros
Inclinación	:	90°

#### 4.4 Programación por Ruta Crítica y Diagrama de Barras.

En la ejecución de un proyecto para afrontar con éxito los problemas que se presentan, es siempre imprescindible elaborar planes o programas, para lo cual existen ciertas reglas básicas o fundamentales, a fin de ejecutar una buena programación.

De entre ellas se pueden mencionar:

1. - Dividir el proyecto en las operaciones necesarias para lograr nuestro objetivo.

2. - Obtener las relaciones existentes entre cada operación y el orden que sea preciso seguir.

3. - Determinar quién es el responsable de realizar cada una de ellas.

4. - Estimar qué medios y recursos son necesarios para cada operación.

5. - Precisar cuál es el tiempo requerido para cada operación.

Dicha división del proyecto es útil para planear, organizar, ejecutar y controlar con más facilidad y con una perspectiva más amplia. Así mismo, es necesario tener en cuenta que - unas partes del programa dependen de otras, y que hay que ejercer la vigilancia estricta de tales vínculos para evitar ineficiencias. Por lo mismo, hay que saber quien habrá de ser encargado de cada operación, pues quizá sea necesario formar un "equipo" -

para la realización del proyecto.

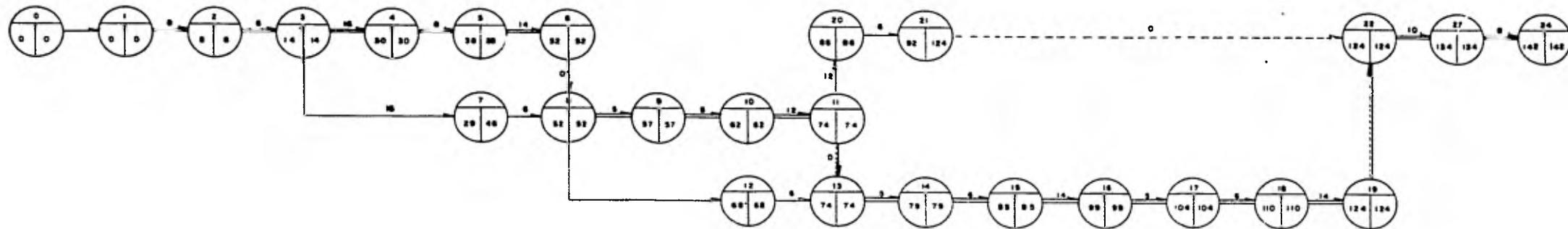
También es preciso valorar los recursos disponibles, tanto materiales como humanos, y estimar los tiempo a invertir en cada fase (tiempos productivos, improductivos, de espera, etc.).

Resumiendo lo anterior, se puede decir que todo programa que esté bien elaborado, abarca todas las actividades necesarias para llevar a cabo una misión y debe mostrar qué hacer, - quién debe hacerla y cuando y con qué hacerla.

El Método de la Ruta Crítica representa una herra--mienta muy útil, pues permite estudiar las cuestiones descritas - con anterioridad a fin de obtener los óptimos en tiempo y costo.

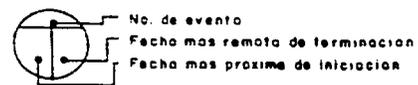
El Método del Camino Crítico es una técnica administrativa adaptada a la planeación, análisis, ejecución y control de - proyectos de Ingeniería, Diseño, Construcción y Mantenimiento.

En este caso, necesitamos programar nuestras actividades para utilizar con eficiencia esta Máquina Contra-Pocera, y - evitar precisamente esos tiempos improductivos, desarrollando además un trabajo de equipo. (Lámina No. 7).



BARRENOS ROBBINS EN LA MINA  
EL MONTE

BARRENO No.	ACTIVIDAD INICIA	UBICACION
2	1 - 2	CONCORDIA NW
3	3 - 7	CONCORDIA NW
4	8 - 12	TIRD ZIMAPAN
5	16 - 17	TIRD ZIMAPAN
6	11 - 20	POZO PROFUNDO



142 dias habiles sin incluir  
Domingos y dias festivos = 5.6 meses

222	FACULTAD DE INGENIERIA
	TERCER SEMESTRE
	SECUENCIA DE ACTIVIDADES Y RUTA CRITICA DE LA CONTRAPOCERA ROBBINS
	J. RODOLFO CRISPOL / FECHA: AGOSTO 81 ESCUELA SIV/SEC / ALUMNO: 157

El diagrama de barras o de Gantt consiste en mostrar en el eje horizontal de una gráfica los logros obtenidos contra los planeados. (Lámina No. 8).

#### 4.5 Estimación de Costos.

La mayoría de los datos requeridos para el cálculo de los costos, no fueron accesibles, por lo cuál el Departamento de Ingeniería me suministró un costo estimado en base a experiencias en otras Unidades, además de tratarse de un nuevo modelo - experimental de Máquina Robbins.

Este costo resulta muy alto debido a la depreciación de la Máquina y a su alto valor.

Costo por metro de cuele de Contra-Pozo Robbins:

\$8,000.00/m.

Costo total de Contra-Pozos No. 2 y 3:

Longitud Total 206.6 m.

Costo Total  $206.6 \times 8,000 = \$1'620,800.00$



Costo Total de Contra-Pozos No. 4 y 5:

Longitud Total: 210 m.

Costo Total : 210 x 8,000 = \$1'680,000.00

El costo para el Barreno No. 6 es menor debido a que será dado el puro barreno piloto sin rimado, siendo su costo el siguiente:

Costo de Barreno Piloto por metro:

\$ 1,696.00/m.

Longitud Total: 150 m.

Costo Total : 150 x 1,696 = \$ 254,000.00

Costo total de Contra-Pozos y Barreno Piloto:

1'620,800.00 + 1'680,000.00 + 254,400.00 = \$ 3'555,200.00

### CONCLUSIONES

Analizando el costo global de estos Contra-Pozos y Barreno Piloto, vemos que se tiene un alto costo por metro; pero sí se hace un análisis más exhaustivo, se verían las ventajas y - facilidades ya mencionadas, así como la rapidez en el cuele, que

V. PROGRAMA PARA LA EXPLOTACION  
DEL CUERPO CONCORDIA NW,  
ENTRE LOS NIVELES -229 Y -333.

sería un factor decisivo en la elección de este método para el -  
cuelo de estos tipos de Contra-Pozos y Tiros que abren nuevos -  
horizontes a la minería mexicana.

5.1 Localización, Definición y Cubicación de Reservas del Cuerpo Concordia NW.

Debido a las características generales del cuerpo Concordia en los Niveles Superiores, y pensando en la continuidad del cuerpo a profundidad en el Nivel -333, se proyectó un programa de Exploración a Diamante, consistiendo éste en la instalación de una estación de exploración en el Nivel -229, a partir de la cual se dieron una serie de barrenos inclinados a una profundidad de 100 metros por abajo del Nivel -229.

Esto ha permitido estimar un bloque de mineral con las siguientes dimensiones promedio:

Longitud	:	120 metros
Anchura	:	20 "
Altura	:	104 "

Posteriormente, todos estos datos serán comprobados por obra directa, además de que una vez que se llegue con el desarrollo al cuerpo, se darán otra serie de barrenos con el propósito de definir la zona de ampliación económicamente costeable, ya que con la serie de barrenos dados en el Nivel -229 se consideró única

mente un espesor de 20 metros, correspondiente a la zona de sulfuros formada entre el contacto de caliza y el intrusivo. La anchura máxima del cuerpo Concordia es de 50 metros.

### Cubicación de Reservas

Para tal cálculo se consideraron 2 tipos de reservas, positivas y probables, siendo las reservas positivas el mineral bloqueado y, como reservas probables, el mineral que se encuentra - abajo del Nivel -239.

Para el cálculo del volumen de los diferentes bloques, se planimetrearón las áreas de mineral expuestas en los Niveles y se aplicó la fórmula de la pirámide truncada.

$$V = \frac{h}{3} (A + B + \sqrt{A \times B})$$

donde:

A = Area conocida en el Nivel Superior

B = Area conocida en el Nivel Inferior

C = Diferencia de elevación entre las áreas conocidas

El peso específico utilizado fue de 2.8 ton/m<sup>3</sup> para -

el cálculo del volumen total.

Para el cálculo de la ley del mineral probado se utilizó el sistema del promedio aritmético de 5 muestras que indica McKinstry.

La ley del mineral probable se calculó por promedios de zonas de mineral intersectadas por barrenos de diamante, aplicándose una dilución de 20% para el mineral probable y de 10% para el mineral probado.

Cálculo del bloque comprendido entre las elevaciones -234 y -333.

Volúmen entre las elevaciones -234 y -333.

$$V = (A + B + \sqrt{A \times B}) \frac{h}{3}$$

$$A = 3,036 \text{ m}^2$$

$$B = 2,198 \text{ m}^2$$

$$C = 99 \text{ m}$$

$$V = (3,036 + 2,198 + \sqrt{3,036 \times 2,198}) \frac{99}{3} = 257,968.91 \text{ m}^3$$

Volumen total del bloque:

$$257,968.91 \times 2.8 = 722,313 \text{ ton.}$$

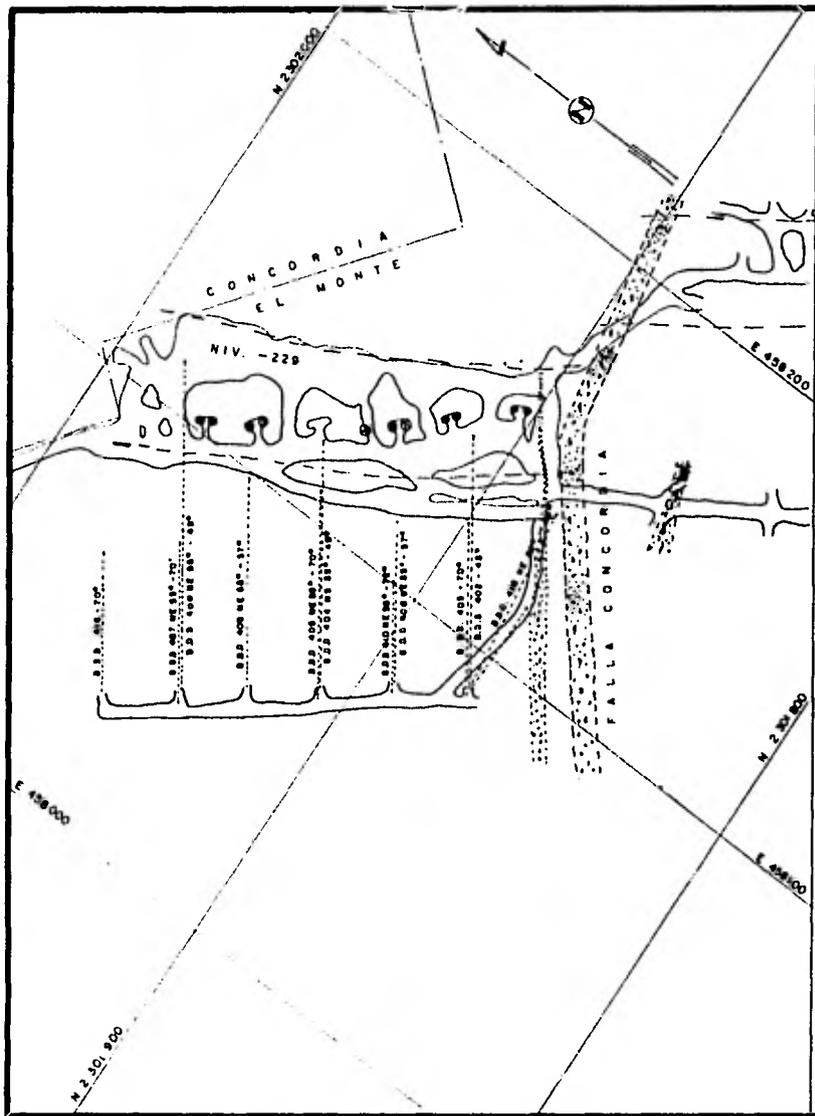
Para el cálculo del volumen total se consideró que se deja un pilar de protección de 5 metros al Nivel -229, por lo que la altura considerada para el cálculo estimativo fue de 99 metros.

Aunque la potencia del cuerpo llega en unas partes a ser cerca de 30 - 40 metros, debido a las leyes dadas a conocer por los barrenos de diamante, solo consideraré como zona económicamente costeable, 20 metros a partir del contacto del alto hacia el bajo, pudiéndose explotar posteriormente la zona incosteable dependiendo de los precios de los metales a futuro.

#### Exploración con Barrenos de Diamante

Con el objeto de poder definir la zona económicamente costeable se proyectaron barrenos de exploración a diamante, tanto en el Nivel -229 como en el Nivel -333.

A continuación se muestra la ley promedio del bloque en base a las leyes promedio de los barrenos de exploración -



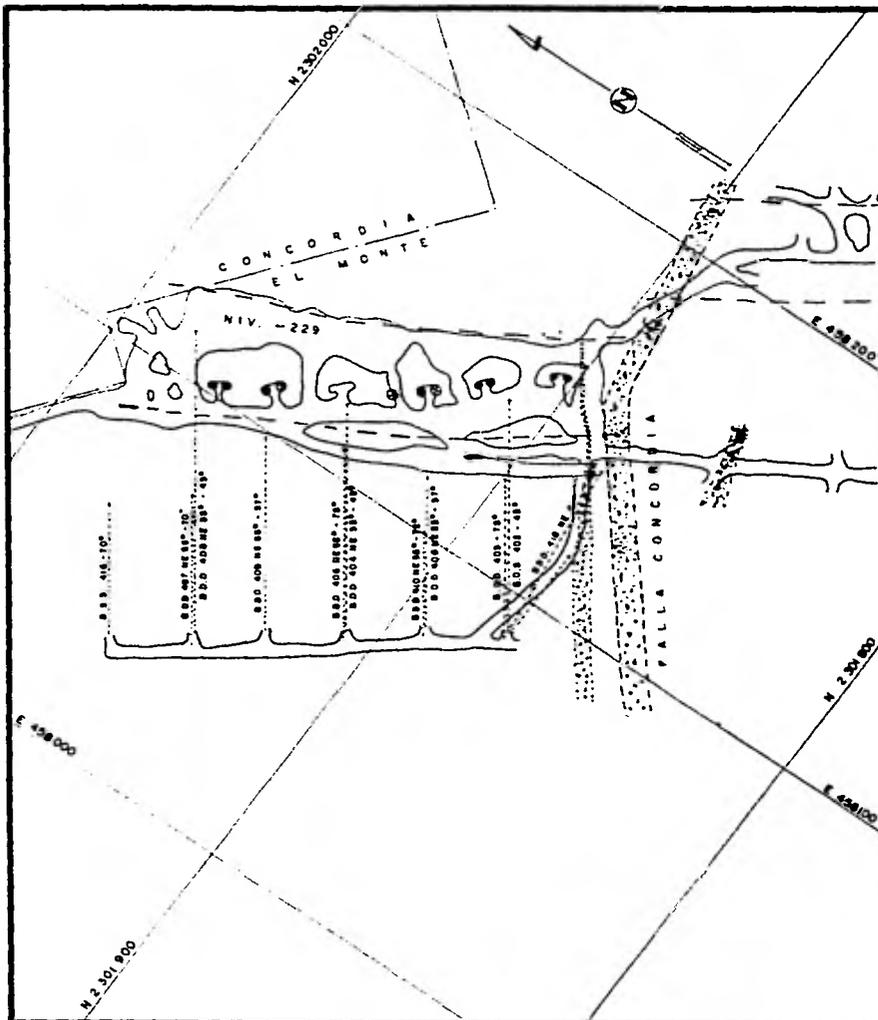
Nº BOD	RUMBO	INCLINACION	LONGITUD
402	NE 55°	(-) 45°	100 Mts
403	NE 55°	(-) 72°	100 Mts
404	NE 55°	(-) 45°	100 Mts.
405	NE 55°	(-) 70°	100 Mts
406	NE 55°	(-) 45°	100 Mts
407	NE 55°	(-) 70°	100 Mts
408	NE 55°	(-) 45°	100 Mts
409	NE 55°	(-) 70°	100 Mts.
410	NE 55°	(-) 70°	100 Mts
418	NE 55°	(-) 70°	100 Mts
418	NE 82°	(-) 45°	100 Mts

B.O.O. No.	ANCHO INCLINADO	ANCHO HORIZONTAL	E M Ag-8m	S A Pb %	Y F Zn %	S Cu %
418	915	543	373	0.87	1.08	0.55
406	11.28	10.11	248	2.68	3.31	0.56
407	4.57	2.71	192	2.70	3.34	1.80
408	4.57	3.52	275	0.96	1.09	0.49
404	5.18	4.64	235	1.70	4.20	0.40
405	8.08	4.80	240	3.49	5.07	0.33
408	8.10	4.69	129	1.01	4.18	0.65
410	7.93	4.47	141	0.65	1.88	0.65
402	11.92	8.73	158	1.00	2.00	0.82
403	6.10	3.35	385	1.70	2.30	0.80
418	13.71	10.60	225	2.97	6.97	0.31
LEY PROMEDIO			231	1.81	3.54	0.57

FACULTAD DE INGENIERIA  
CARRERA DE INGENIERIA EN MINERIA

PLAN DE INVESTIGACION  
MOSTRANDO LA SERIE DE BARREROS  
DE BISMUTO SACROS  
EN EL DIV. - 225

JOSUE PROVEDORA PEÑA AGOSTO S.  
ETCALA 1988 LARIQUAN 3



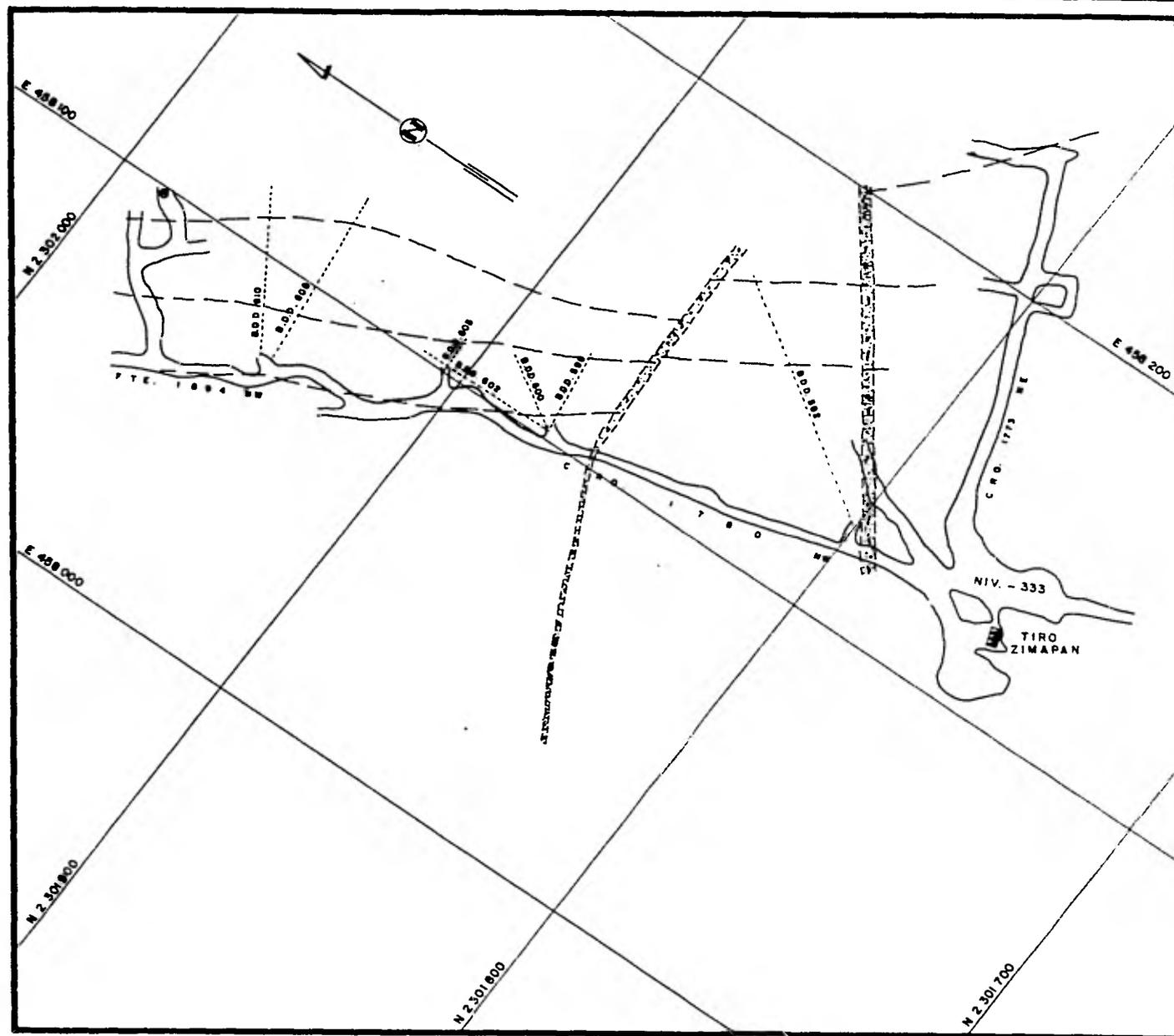
No BDD	RUMBO	INCLINACION	LONGITUD
402	NE 55°	(-) 45°	100 Mts.
403	NE 55°	(-) 72°	100 Mts.
404	NE 55°	(-) 45°	100 Mts.
405	NE 55°	(-) 70°	100 Mts.
406	NE 55°	(-) 45°	100 Mts.
407	NE 55°	(-) 70°	100 Mts.
408	NE 55°	(-) 45°	100 Mts.
409	NE 55°	(-) 70°	100 Mts.
410	NE 55°	(-) 70°	100 Mts.
416	NE 55°	(-) 70°	100 Mts.
418	NE 82°	(-) 45°	100 Mts.

B.D.D. No.	ANCHO INCLINADO	ANCHO HORIZONTAL	E N Mts.	S A PS %	Y E Za %	S	Cu %
416	915	543	373	0.87	1.08		0.55
406	11.28	10.11	248	2.68	3.31		0.36
407	4.57	2.71	182	0.70	3.34		1.80
409	4.57	3.52	278	0.96	1.09		0.49
404	5.18	4.84	235	1.70	4.20		0.40
405	8.06	4.80	240	3.49	5.07		0.33
408	6.10	4.69	129	1.01	4.18		0.65
410	7.93	4.47	141	0.65	1.88		0.65
402	11.92	8.73	158	1.00	2.01		0.82
403	6.10	3.35	385	1.70	2.30		0.80
418	13.71	10.60	225	2.97	6.97		0.31
LEY PROMEDIO:			231	1.81	3.54		0.57

**FACULTAD DE INGENIERIA**  
**CARRERA PROFESIONAL**

PLAN GEOLOGICO  
MOSTRANDO LA SERIE DE BARRENOS  
DE DIAMANTE SABOS  
EN EL NIV. -229

BOGOTÁ COLOMBIA, 10 DE AGOSTO DE 1966  
ESCALA 1:1000 LADINAR, S



<u>No. B.D.D.</u>	<u>RUMBO</u>	<u>LONGITUD</u>
582	N 54° E	77.11 Mts.
598	S 81° E	32.0 Mts.
600	N 32° 24' E	21.03 Mts.
602	N 9° 34' W	36.57 Mts.
605	N 86° 26' E	11.28 Mts.
608	N 83° 20' E	49.07 Mts.
610	N 48° E	44.20 Mts.

NOTA: TODOS LOS BARRENOS SON HORIZONTALES.

<u>No. B.D.D.</u>	<u>ANCHO HORIZONTAL</u>	<u>E N S A Y E S</u>	<u>Ag-Gms.</u>	<u>Pb %</u>	<u>Zn %</u>	<u>Cu %</u>
610	39.29	108	0.85	1.37	0.29	
582	21.55	280	1.30	1.13	0.69	
598	25.63	109	0.49	1.80	0.59	
600	14.79	144	0.69	1.86	0.95	
602	31.19	175	0.89	1.57	0.61	
605	10.67	162	0.66	1.23	0.75	
608	43.43	119	0.86	1.50	0.34	
LEY PROMEDIO:		148	0.83	1.49	0.52	

**M A Z C**

FACULTAD DE INGENIERIA	
LEYES PROGRESIVAS	
PLANO GEOLOGICO	
MOSTRANDO LA SERIE DE BARRENOS	
DE DIAMANTE DADOS	
EN EL NIV. - 333	
J. RODOLFO CRESPO C.	FECHA: ABRIL 20 1950
ESCALA: 1:1000	L. QUIRARE, IO

dados en los Niveles -229 y -333, mostrados en las láminas respectivas.

Ley promedio del bloque:

<u>Ag-gr/ton</u>	<u>Pb%</u>	<u>Zn%</u>	<u>Cu%</u>
169	1.08	2.00	0.53

Según se aprecia, la ley promedio en el Nivel -333 es más baja que el Nivel -229, por lo cuál se hizo la consideración de la zona económica a explotar en este estudio.

## 5.2 Sistema de Explotación.

Las características estructurales que presenta el cuerpo Concordia, mismas que se han podido observar en los Niveles Superiores, son:

Dimensiones. - El cuerpo tiene un ancho y una longitud promedio de 20 y 120 metros, respectivamente.

Posición. - Rumbo NW 45° - 55' SE y un echado de 72°.

Distribución de Valores. - La mineralización en el -

dados en los Niveles -229 y -333, mostrados en las láminas respectivas.

Ley promedio del bloque:

<u>Ag-gr/ton</u>	<u>Pb%</u>	<u>Zn%</u>	<u>Cu%</u>
169	1.08	2.00	0.53

Según se aprecia, la ley promedio en el Nivel -333 es más baja que el Nivel -229, por lo cuál se hizo la consideración de la zona económica a explotar en este estudio.

## 5.2 Sistema de Explotación.

Las características estructurales que presenta el cuerpo Concordia, mismas que se han podido observar en los Niveles Superiores, son:

Dimensiones. - El cuerpo tiene un ancho y una longitud promedio de 20 y 120 metros, respectivamente.

Posición. - Rumbo NW 45° - 55' SE y un echado de 72°.

Distribución de Valores. - La mineralización en el -

cuerpo no es uniforme, pues se cuenta con zonas de buenos valores en los contactos del Intrusivo, (el contacto es muy irregular) con la caliza, así como en las zonas de fracturación dentro del cuerpo; contándose también con zonas de baja ley principalmente en su parte media.

De acuerdo con las características estructurales que presenta el cuerpo, podemos utilizar para su explotación cualquiera de los siguientes sistemas:

- a) Tumba Sobre Carga.
- b) Sub-Niveles con Barrenación Larga.

a) Tumba Sobre Carga

#### Aplicabilidad

Para vetas o cuerpos con inclinaciones mayores de 50°, potencias variables de 1 a 20 metros.

La mineralización debe ser suficientemente consistente para autosoportarse, los respaldos deben ser medianamente firmes por cuestiones de seguridad, y no debe haber dilución cuando se esté vaciando el rebaje.

Ventajas. - Este sistema requiere de pocas obras de desarrollo, caben de 4 a 5 paradas de barrenación sin que trabajen amontonados. No hay necesidad de mover el mineral tumbado. Es un sistema fácil de ventilar, barato y con una recuperación -- aceptable del 90%.

Desventajas. - Se obtiene de inmediato sólo 1/3 de lo tumbado, los 2/3 restantes se quedan en el Rebaje hasta que éste se termine; por lo tanto, se queda dinero inactivo y sujeto a las variaciones del mercado. Se empobrece la carga si las tablas son flojas, al caerse éstas y mezclarse con la carga. Si el lugar es húmedo, el mineral se oxida y se hace rebelde a la flotación.

#### b) Sub-Niveles y Barrenación Larga

##### Aplicabilidad

El método de Tumbado por Sub-Niveles es aplicable a criaderos consistentes, siempre y cuando sean grandes y con inclinaciones mayores de 50°, y es recomendable para altos ritmos de producción.

Ventajas. - Se barrena sobre piso firme y seguro. - Buena ventilación, Mayor productividad por Hombre/Turno, debido

a que se tienen muchos lugares de ataque simultáneamente; el tumbe se hace más rápido, y el material quebrado se puede extraer - si es necesario, con lo cual se elimina el dinero inactivo por mineral quebrado dentro del Rebaje.

Desventajas. - Altos costos de preparación. Trabajos de preparación complicados. Regular coeficiente de recuperación. No es posible la selección del mineral.

Comparando los 2 sistemas y analizando las condiciones actuales de operación de la Mina, así como la urgente necesidad de suministrar la producción a la Planta de Beneficio, que es de aproximadamente 950 ton/día, se concluye que nos inclinaríamos por utilizar el Sistema de Tumbe por Sub-Niveles, ya que el Sistema de Tumbe Sobre Carga, que es de regular ritmo de producción, se podría utilizar, pero como las necesidades futuras aumentarán, es conveniente la aplicación del Sistema de Sub-Niveles con Barrenación Larga.

Los costos de este sistema aumentarán en las obras de preparación, debido principalmente a lo complicado de ellas, pero se reducirán en el tumbe, al obtenerse una mayor productividad por Hombre-Turno.

De acuerdo con las características estructurales que presenta el cuerpo, y habiéndolo comparado los dos sistemas de explotación anteriores, podemos inclinarnos a utilizar el sistema de Sub-Niveles con Barrenación Larga.

En la Mina "San Francisco", que es la principal de la Unidad, se obtienen actualmente un promedio de 10,000 toneladas mensuales, que vienen siendo un 70% con que opera la Unidad.

El Sistema de Tumbe que se tiene en la actualidad - en esta Mina, es el de Sub-Niveles con Barrenación Larga, contándose por lo tanto con algunas experiencias sobre el mismo.

Para la preparación del cuerpo por este sistema en el Nivel -333, partiremos de las preparaciones necesarias para el sistema actual, con algunas variantes necesarias.

Las modificaciones que se proponen tienen como finalidad la de resolver el problema de la producción, principalmente.

A continuación se enumeran las modificaciones que se realizarán:

## OBRAS DE PREPARACION

Frente de Acarreo. - (Contrafrente). Se dará al alto del cuerpo en tepetate, dejando un pilar de 9 m; se comunicará - con los Cruceros de extracción y pasará a ser la obra principal por donde se realizará el acarreo; además, de esta Frente se dará otra al bajo del cuerpo dejando un pilar de 5 m con el fin de poder realizar el rezagado por dos Frentes de ataque (al alto y al bajo).

Crucero de Extracción. - Estos tendrán una longitud promedio de 9 m los del alto y de 25 m los del bajo, así como - una separación de 20 m entre sí, en caliza y dique monzonítico - respectivamente, distribuidos a todo lo largo del Nivel por donde se extraerá la carga.

Chorros de Extracción. - No se utilizarán éstos, ya que el tumbé del bloque se iniciará a partir del Nivel -333.

Contra-Pozos de Preparación. - Se darán los dos Contra-Pozos Robbins anteriormente mencionados, uno de los cuales - servirá como chorreadero y ventilación; y el otro, para abrir ranura, será dado en el extremo del cuerpo; los dos estarán dentro

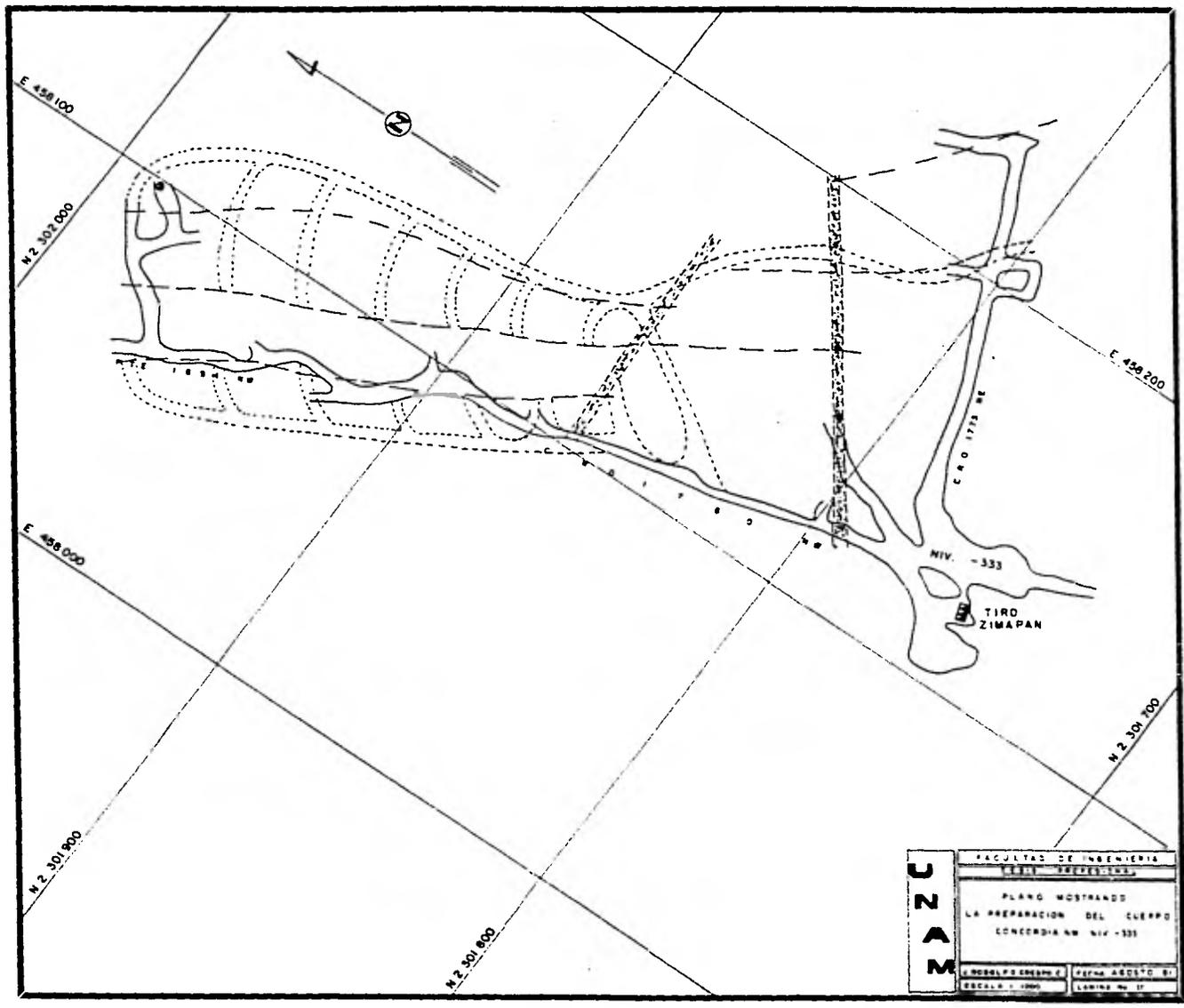
del cuerpo.

Rampa de Acceso. - Se iniciará desde el Nivel -229 hacia abajo, separada 5 metros del contacto del bajo como pilar de protección. Podemos en este caso llevar también la Rampa ascendente desde el Nivel -333, y unir las en menor tiempo. Además, en cada Switch-Back se comunicará con el Contra-Pozo Robbins No. 2.

Cruceros de Acceso a los Sub-Niveles. - Se darán desde la Rampa hacia el alto del cuerpo hasta el contacto, tendrán una longitud promedio de 35 metros (30 en dique y 5 en caliza).

Ampliación Sub-Niveles. - Se darán un total de 7 Sub-Niveles con una altura de 3.5 metros y un promedio de 20 metros de ancho, con un bloque de entrepiso de 10 metros. Los Sub-Niveles se desarrollarán a partir del Crucero de acceso de la Rampa, utilizando este mismo medio como extracción de la carga, con Cargador Frontal Scoop-Tram ST-5B, el cual descargará en el Contra-Pozo Robbins No. 2.

Contra-Pozos de Ventilación. Estos se darán en cada Sub-Nivel a partir del Crucero de acceso y sobre el alto del cuer-



UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA	
	CARRERA DE INGENIERIA EN	
	PLANO MOSTRANDO	
	LA PREPARACION DEL CUERPO	
		CONCORDIA NW NIV - 533
DISEÑADO POR		FECHA ACERDADO EN
ESCALA 1:1000		LAMINA NO 17

po, comunicando al Sub-Nivel Superior, con el fin de tener mayor flujo de ventilación, mientras se amplía el Sub-Nivel; tendrán una longitud promedio de 12 metros.

En este caso se dejará un pilar de 5 metros de protección para el Nivel -229, ya que es el Nivel general de acarreo y comunica a otras obras.

En este estudio se considerará conveniente utilizar el costo estándar por metro de avance estimado, así como un incremento en los precios de los materiales y en explosivos de 17% y 17.5%, respectivamente.

### 5.3 Estimación de Costos de Preparación y Tumbes.

#### COSTOS DE PREPARACION

Frente de Acarreo (Rezagado con Auto-Cargador).

#### CARACTERISTICAS

Material	:	Caliza
Sección	:	3.5 x 3.7 m.
Longitud Total (Alto y Bajo)	:	385 m.
Tons. Tumbadas	:	13,462 ton.

Se toman en cuenta las siguientes consideraciones:

a) El ciclo completo de barrenar, disparar y rezagar se lleva a efecto en el turno.

b) La cuadrilla en cada turno está integrada por 2 Perforistas y 1 Ayudante.

c) Cada 6 metros de avance se instalará un tramo de tubería de agua y aire, durante el turno correspondiente.

d) Para barrenar se utilizará acero integral de 7/8" y 6' de largo con avance efectivo de 1.50 metros.

e) El rezagado se efectuará por el operador del Auto-Cargador, calculando su costo por el tiempo de servicio.

f) La plantilla de barrenación es de 42 barrenos dados y 39 disparados.

LABOR

a) Amacizar, Barrenar y Disparar.

SALARIOS

2 Perforistas	\$ 365.82
1 Ayudante	<u>179.92</u>
Total	\$ 545.74

b) Rezagado. - Se lleva a efecto en un promedio de 1 hora de las 6 horas efectivas de trabajo.

1 Operador de Auto-Cargador	\$ 182.91
Bonificación promedio de un Locomotorista + 20%	<u>216.00</u>
Total	\$ 398.91

Costo total de Labor por Rezagada	$\frac{\$ 398.91}{6} =$	\$ 66.48/Hr.
-----------------------------------	-------------------------	--------------

c) Bonificación. - Se dá a razón de \$800.00/m lineal de avance, repartido en partes iguales.

Labor Barrenación	\$ 545.74
Bonificación	<u>1,200.00</u>
Total	\$ 1,745.74

Labor Rezagado	\$ 66.48
Labor Barrenación	<u>1,745.74</u>
Total	\$ 1,812.22

Costo por metro de Avance	$\frac{\$ 1,812.22}{1.5} =$	\$ 1,208.15
---------------------------	-----------------------------	-------------

<u>EXPLOSIVOS</u>	<u>COSTO UNITARIO</u>	<u>COSTO POR BARRENO</u>	<u>COSTO POR 39 BARRENOS</u>
1 Bombillo Tovex de 90 gr.	\$ 4.30	\$ 4.30	\$ 167.70
1 kg. de S. Mexamón	10.63	11.27	439.44
1 m. de Cañuela	3.39	8.14	317.46
1 Cápsul No. 6	2.34	2.34	91.26
1 Conector	2.11	2.11	82.29
1 m. de Thermalita	6.71	4.03	157.17
Totales		\$ 32.19	\$ 1,255.32
Costo por metro		$\frac{\$ 1,255.32}{1.5}$	= \$ 836.88 =====

Acero para Barrenar

Se usan 4 barrenas de 6' de largo y 7/8" de diámetro para cada barrenación, con vida promedio de 170 metros c/u.

Precio de Barrena de 6'	\$ 2,182.50	
Costo por metro barrenado	$\frac{\$ 2,182.50}{170}$	= \$ 12.84
Metros por barrenación	42 Bnos. x 1.70 m.	= 71.40 m.
Costo por barrenación	71.40 x \$12.84	= \$ 916.78
Costo por metro de avance	$\frac{916.78}{1.5}$	= \$ 611.18/m.

Total Costo Unitario

Labor	\$ 1,208.15
Explosivos	836.88
Acero para Barrenar	611.18
Total	<u>\$ 2,656.21</u>

COSTO POR METRO DE AVANCE DE OTROS MATERIALES

<u>Cant.</u>	<u>Materiales</u>	<u>Duración Estimada</u>	<u>Costo Unitario</u>	<u>Metros Barrenados</u>	<u>Costo/ Metro</u>
2	Manguera de 1"	3 meses	\$3,574.00	351.00	\$20.36
2	Manguera de 1/2"	3 "	1,632.19	351.00	9.30
4	Spood de 1"	3 "	313.50	351.00	3.57
2	Válvula de 3/8"	2 "	277.00	234.00	2.36
1	Cargados de S/Mex.	4 "	897.00	468.00	1.91
2	m. de Poliducto 3/4"	1 mes	17.00	117.00	0.29
2	Morrales	4 meses	55.00	468.00	0.23
2	Lubricadores	18 "	3,000.00	2,106.00	2.84
1	lt. de aceite	1 turno	25.00	1.50	16.67
2	Palas de punta	1 mes	304.00	117.00	5.19
1	Zapapico	2 meses	236.55	234.00	1.01
	Total				<u>\$63.73</u>

TUBERIAS PARA AGUA Y AIRE

	<u>C. UNITARIO</u>	<u>C. TOTAL</u>
1 Tramo de 6 m. Tubería Vitaulic de 4"	\$ 2,646.78	\$ 441.13
1 Tramo de 6 m. Tubería de 1"	585.06	97.51
1 Pza. Cople de 1"	30.50	5.08
1 Pza. Cople Vitaulic de 4"	295.00	41.17
Total		\$ 584.89

Considerando un incremento en el precio de 17% en los Materiales y un 17.5% en los Explosivos, tendremos un total - de:

RESUMEN DE COSTOS

Labor	\$ 1,208.15
Explosivos $836.88 \times 1.75$	983.33
Acero	611.18
O. Materiales $63.73 \times 1.17$	74.56
Tuberías para Agua y Aire	584.89
Total	\$ 3,462.11

Tons. tumbadas:  $3.5 \times 3.7 \times 385 \times 2.7 = 13,462$  ton.

Costo Total Frentes de Acarreo:  $385 \times 3,462.11 = \underline{\underline{\$1'332,912.35}}$

CRUCEROS DE EXTRACCION

CARACTERISTICAS

Material	:	Dique Monzonítico
Sección	:	3.5 x 3.7 ton.
Longitud Total (Alto y Bajo)	:	213 m.
Peso Específico	:	2.8
Tons. Tumbadas	:	7,723
En este caso serán	:	7 Cros. al alto de 9 m.
de longitud promedio y de 25 m. de longitud promedio	:	6 Cros. al bajo del cuerpo

En este caso las consideraciones que se harán serán las siguientes:

Se tomará el costo de la Frente de desarrollo estándar, ya que la sección será la misma, por lo cuál tendremos lo siguiente:

Tons. Tumbadas:  $3.5 \times 3.7 \times 213 \times 2.8 = 7,723$  ton.

Costo Total Cruceros de Extracción:  $213 \times 3,462.11 = \$737,429.43$

=====

Contra-Pozos de Preparación (Robbins)

Como en el capítulo anterior se mencionó, éstos serán dados con la Máquina Contra-Pocera Robbins en los extremos del bloque o cercanos a éste, con el fin de utilizarlos en la preparación del bloque y poder chorrear la carga de la Rampa, y - más adelante para abrir una ranura y dar salida a la barrenación de banco.

C A R A C T E R I S T I C A S

CONTRA-POZOS No. 2

Material	:	Dique Monzonítico
Longitud	:	100 metros
Diámetro	:	6'
Inclinación	:	90°
Metros cúbicos tum_bados	:	262.6

No. 3

Material	:	Dique Monzonítico
Longitud	:	102.6 metros
Diámetro	:	6'
Inclinación	:	77°
Metros cúbicos tum_bados	:	269.5



Descripción del Proyecto

Teniendo en cuenta un Contra-Pozo Robbins en el extremo Norte del cuerpo el acarreo por la Rampa no será mayor - 100 metros, ya que estarán comunicados por medio de Cruceros y enviando así la caliza hasta el Nivel -333.

En esta forma la pendiente de la Rampa podrá ser - hasta el 14% proyectándose en este caso al 12% con un cuele total de 870 metros aproximadamente.

El cuele de esta Rampa sería en caliza al bajo del cuerpo, con el fin de evitar los pilares en mineral y dejando un - pilar de 5 metros sobre la caliza. El contacto se podrá ir determinando por medio de barrenos de extensión a cada 5 metros de avance.

CALCULO PARA EL DESARROLLO DE RAMPA (REZAGADO CON  
AUTOCARGADOR)

Para éste cálculo se tomarán las siguientes consideraciones:

a) Las secciones de la Rampa serán de: 3.5 x 3.7 metros.

b) La cuadrilla para este tipo de obra está integrada por 2 Perforistas y 1 Ayudante, y se llevará en dos turnos - completos en barrenar, disparar, amacizar y rezagar.

c) Para consumo de explosivos sufre modificación - por los 5 barrenos de pata cargados exclusivamente con bombillos (15 por c/u).

d) La sección será de 3.5 x 3.70 metros, utilizando la misma plantilla de barrenación que para la Frente de acarreo.

e) Para barrenar se utilizará acaro integral de 7/8" y 6' de largo, con avance afectivo de 1.50 metros.

f) Cada 6 metros se instalará un tramo de tubería - de agua y aire, durante el turno correspondientes.

g) El rezagado se efectuará por el operador del Auto-Cargador, calculando su costo por el tiempo de servicio.

C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Caliza
Sección	:	3.5 x 3.7 m.
Longitud barrenada	:	6'
Avance efectivo	:	1.50 m.
Peso específico	:	2.7
Longitud total Ram pa	:	870 m.
Total metros cúbi- cos tumbados	:	11,266.5
Total Toneladas tumbadas	:	30,420

LABOR

2 Perforistas	\$ 182.91 x 4 =	\$ 731.64
1 Ayudante	\$ 179.92 x 2 =	<u>\$ 359.84</u>
Total		\$ 1,091.48
Costo por Metro =	<u>\$1,091.48</u> =	\$ 545.74

BONIFICACION

La bonificación de acuerdo a la tabla de incentivos -  
es de: \$ 800.00.

Costo de Labor por concepto de barrenar y disparar:

$$\text{\$ } 545.74 \times \text{\$ } 800.00 = \text{\$ } 1,345.74$$

REZAGADO

El rezagado se hará con Scoop-Tram ST-5B marca -  
Wagner, operación que se llevará a cabo en 2 horas de las 7 que  
se consideran como hábiles para el turno.

Costo de Labor por concepto de rezagado, incluyendo  
el incentivo:  $\frac{\text{\$ } 182.91}{7} \times 2 + \text{\$ } 50.00 = \text{\$ } 102.26$

Costo por metro de avance:  $\frac{\text{\$ } 102.26}{1.5} = \text{\$ } 68.17$

Costo total de labor por metro de avance:

Barrenar y disparar	:	\$ 1,345.74
Rezagado	:	<u>68.17</u>
Total	:	\$ 1,413.91

<u>EXPLOSIVOS</u>	<u>COSTO UNITARIO</u>	<u>COSTO POR BARRENO</u>	<u>COSTO POR 39 BARRENOS</u>
Bombillo Tovex	\$ 4.30	\$ 16.12	\$ 467.62
Kg. de S/Mexamón	10.63	11.27 x 34	383.18
Cañuela (2.40 m.)	3.39	8.14	317.46
Cápsul No. 6 (Pza.)	2.34	2.34	91.26
Conector (Pza.)	2.11	2.11	82.29
Thermalita (0.60 m.)	6.71	4.03	157.17
Total		\$ 44.01	\$ 1,498.98
Costo por metro de avance:		$\frac{1,498.98}{1.5}$	= \$ 999.32 =====

ACERO

Para barrenar se utiliza acero integral de 7/8" de diámetro y 6' de largo, al cual se le tiene estimado un promedio de vida de 170 metros.

Precio de una barrena de 6' : \$ 2,182.50

Costo por metro barrenado :  $\frac{2,182.50}{170}$  = \$ 12.84

Metros por barrenación: 42 Bnos. x 1.70 m. = 71.40 m.

Costo por barrenación: 71.40 x \$ 12.84 = \$ 916.78

Costo por metro de avance:  $\frac{916.78}{1.5}$  = \$ 611.18

OTROS MATERIALES

Cant.	Material	Tpo. Est. Duración	Metros Avanzados	C o s t o	Costo P/ Metro
2	Mangueras de 1"	3 meses	168	\$7,148.00	\$ 42.54
2	Mangueras de 1/2"	3 "	168	3,264.38	19.43
6	Spoods de 1"	3 "	168	1,881.00	11.19
2	Válvulas de 3/8"	2 "	112	554.00	4.94
1	Cargador S/Mexamón	4 "	224	897.00	4.00
2	m. Poliducto 3/4"	1 mes	56	34.00	0.60
2	Morrales	4 meses	224	110.00	0.49
1	Zapapico	2 "	112	236.55	2.11
2	Lubricadores	18 "	1,008	6,000.00	5.95
2	Palas de punta	1 mes	56	304.00	5.42
40	lts. de aceite	1 "	56	1,000.00	17.85
4	Tablones de 2" x 12" x 16"	3 meses	168	1,689.60	10.05
Costo Total por metro:					<u>\$ 124.57</u> =====

TUBERIAS PARA AGUA Y AIRE

	<u>C. UNITARIO</u>	<u>COSTO/METRO</u>
1 Tramo 6 m. Tubería Vitaulic 4"	\$ 2,646.78	\$ 441.13
1 Tramo 6 m. Tubería 1"	585.06	97.51
1 Pza. Cople de 4"	295.00	41.17
1 Pza. Cople de 1"	30.50	<u>5.01</u>
 Total		 \$ 584.89 =====

RESUMEN DE COSTOS POR METRO LINEAL DE AVANCE

Labor	:	\$ 1,413.91
Explosivos 999.32 x 1.175	:	1,174.20
Acero	:	611.18
O. Materiales 124.57 x 1.17	:	145.74
Tuberías de Agua y Aire	:	<u>584.89</u>
 Total	 3,	 \$ 3,929.92 =====

Costo por metro de avance: \$ 3,929.92

Costo total de la rampa de acceso (sin Switch - Back).

870 x \$ 3,929.92 = \$ 3'419,030.4

### Rampa Switch-Back

Serán los regresos o retornos de la Rampa, ya que ésta no tendrá curva descendente, sino el switch-back propiamente dicho, los cuales serán horizontales. La sección será igual a la Rampa de acceso y de 15 metros de longitud.

La finalidad de usar este tipo de Rampa es con el objeto de no alejarnos del cuerpo intrusivo mineralizado y tener acceso inmediato a los Sub-Niveles.

Entre el cambio de sentido de la Rampa se dejará un pilar de 2 metros con lo cual la sección total del switch-back será de 10 x 3.5 metros.

### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Caliza
Sección	:	3.5 x 10.0 metros
Longitud	:	15 metros
Barrenos dados	:	42
Barrenos disparados	:	39
Longitud barrenada	:	6'
Avance efectivo	:	1.50 metros
Peso específico	:	2.7
Longitud total de los ocho switch-back	:	8 x 15 = 120 metros
Total metros <sup>3</sup> tum- bados	:	120 x 10 x 3.5 = 4,200
Total toneladas tum- badas	:	11,340

En este caso consideraremos la mitad de esa sección, o sea, 3.5 x 4.0 metros como cuele de Frente de desarrollo en base al estándar anteriormente calculado, y la otra parte será calculada como tumbe de tabla (ampliación) Tonelaje:

Costo Estándar de Frente de Preparación (Rampa)

Tonelaje : 1,680 x 2.7 = 4,536 Toneladas

RESUMEN DE COSTOS/METRO

Tenemos \$ 3,462.11/m. en Frente, por lo que:

Costo Total Frente Preparación (Rampa):

3,462.11 x 120 = \$415,453.2

Costo Estándar de Tumbe de Tabla (Ampliación)

LABOR

Para el cálculo de Labor se tomará como base que una cuadrilla compuesta de 2 Perforistas y 1 Ayudante nos dan un promedio de 50 barrenos con barra de 6' y avance efectivo de 5' (1.50 metros), incluyendo barrenar y dispararlos por turno.

Plantilla de Barrenación	:	0.60 m. entre barreno y ba rreno y entre hileras de ba rrenos.
m <sup>3</sup> por m. barrenado	:	0.36
Densidad del mineral	:	2.8
Longitud de barrenación	:	1.70
Tons. tumbadas por m. barrenado	:	1
Longitud total de los ocho switch-back en tum be de ampliación	:	120 metros

Cálculo Costo Estándar Tumbe de Tabla (Ampliación)

LABOR

La cuadrilla de barrenación está compuesta por 3 -  
Hombre/Turno, distribuida de la siguiente manera:

2 Perforistas	182.91 x 2	\$ 365.82
1 Ayudante		<u>\$ 179.92</u>
Total		\$ 545.74

Una cuadrilla de barrenación dá 50 barrenos y los -  
dispara por turno.

BONIFICACION

Según la tabla de incentivos, la percepción es la siguiente:

<u>Por 50 Barrenos</u>	<u>Perforistas</u>	<u>Ayudante</u>	<u>Percepción Total</u>
Dados	\$ 163.50	\$ 123.20	\$ 286.70
Disparados	58.25	58.25	<u>116.50</u>
Total			\$ 403.20
Total Labor			\$ 948.94

Toneladas tumbadas =  $1.5 \times 50 = 75$  ton.

Costo Unitario por Labor =  $\frac{948.94}{75} = \$ 12.65/\text{ton}$

ACERO

Para barrenar se utiliza acero integral de 7/8" y 6' de largo, el cual tiene una vida estimada de 170 metros barrenados.

Costo de una barra de 6'	=	\$ 2,182.50
Costo por metro barrenado	=	$\frac{\$ 2,182.50}{170} = \$ 12.84$
Costo por barreno	=	\$ 12.84 x 1.70
Cada barreno tumba	=	1.5 ton.
Costo de acero por ton.	=	$\frac{21.83}{1.5} = \$ 14.55$
Costo de acero por ton.	=	\$ 14.55

<u>EXPLOSIVOS</u>	<u>C. UNITARIO</u>	<u>COSTO POR BARRENO</u>
Bombillo Tovex	\$ 4.30	\$ 4.30
Kg. Mexamón	10.63	11.27
Mt. Cañuela	3.39	8.14
Cápsul No. 6	2.34	2.34
Conector	2.11	2.11
Thermalite	6.71	4.03
Total		<u>\$ 32.19</u>

$$\text{Costo Unitario de Explosivos} = \frac{32.19}{1.5} = 21.46/\text{ton}$$

OTROS MATERIALES

<u>Material</u>	<u>Tpo. Est. de Cambio</u>	<u>Tons. Tumbadas</u>	<u>Costo de Material</u>	<u>Costo P/ Tonelada</u>
2 Mangueras de 1"	3 meses	13,500	\$7,148.00	\$ 0.53
2 Mangueras de 1/2"	3 "	13,500	3,264.38	0.24
1 Cargador S/Me zamón	4 "	18,000	897.00	0.05
1 Llave Stillson #18	4 "	18,000	972.00	0.05
1 Zapapico	2 "	9,000	236.55	0.03
2 Palas de punta	1 mes	4,500	304.00	0.07
75 lt. de aceite	1 "	4,500	1,875.00	0.42
6 Spoods de 1"	3 meses	13,500	1,881.60	0.14
2 Válvulas de 3/8"	1 mes	4,500	554.00	0.12
2 m. Poliducto de 3/4"	1 "	4,500	34.00	0.01
2 Morrales	4 meses	18,000	110.00	0.01
2 Lubricadores	18 "	81,000	6,000.00	<u>0.07</u>
Total				\$ 1.74

Costo Total para el Tumble de Ampliación:

<u>Concepto</u>	<u>Costo/Ton.</u>
Labor	\$ 12.65
Explosivos 21.46 x 1.175	\$ 25.21
Acero	\$ 14.55
O. Materiales 1.74 x 1.17	\$ 2.03
Total	\$ 54.44
Costo Total	\$ 54.44/ton.

Costo Total Tumble Ampliación Switch-Back:

Sección	: 6 x 3.50
Volúmen	: 21 x 120 = 2,520 m <sup>3</sup>
Tonelaje	: 2,520 x 2.7 = 6,804 ton.

Costo Total Ampliación Switch-Back:

$$6,804 \times \$ 54.44 = \$ 370,409.7$$

Costo Total 8 Switch-Back (Fte. y Ampl.):

$$\$ 415,453.2 ) \quad \$ 370,409.7 = \underline{\underline{\$ 785,862.9}}$$

Costo Total de la Rampa y los Switch-Back:

$$\$ 3'419,030.0 + \$ 785,862.9 = \$ 4'204,893.3$$

=====

### CRUCEROS DE ACCESO A LOS SUB-NIVELES

Estos se colarán del bajo del cuerpo intrusivo hacia el alto, abarcando toda la potencia del cuerpo para después ampliarnos hacia los extremos.

Serán 7 en total con una longitud promedio de 35 metros (30 de dique y 5 en caliza).

### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Dique - Caliza
Sección	:	3.5 x 3.7 m.
Longitud barrenada	:	6'
Avance efectivo	:	1.50 metros
Longitud total (7 Cru ceros)	:	245 metros
Total metros cúbicos tumbados (caliza)	:	453.25
Total metros cúbicos tumbados (metal)	:	2,719.5
Toneladas caliza	:	1,224
Toneladas metal	:	7,615

En este caso las consideraciones que se tomarán serán las mismas que para las Frentes de Acarreo y Cruceros, ya anteriormente calculados; por lo que la labor, acero y explosivos mantienen el mismo costo.

Otra consideración a notar es que estos Cruceros se colocarán a partir de la Rampa de acceso que irá al bajo del cuerpo, cuando nos encontremos a la elevación adecuada, para poder ampliar los 7 Sub-Niveles y empezar la explotación del block.

#### RESUMEN DE COSTOS

Labor	:	\$ 1,208.15
Explosivos 836.77 x 1.175	:	983.33
Acero	:	611.18
Otros Materiales		74.56
Tuberías para agua y aire	:	584.89
		<hr style="width: 100%;"/>
Total		\$ 3,462.11

Costo Total de los Cruceros de Acceso a los Sub-Niveles:

$$245 \times \$ 3,462.11 = \underline{\underline{\$ 848,216.05}}$$

## CONTRA-POZOS DE VENTILACION

Debido a que necesitaremos ventilar los Sub-Niveles al ampliarlos, es conveniente el cule de Contra-Pozos de ventilación, los cuales serían de 12 metros de longitud promedio y estarían al alto del cuerpo cerca del contacto, éstos nos servirían también como camino y acceso, así también por donde se podría meter la tubería del aire y agua en caso de no poder hacerlo por los Cruceiros de acceso a los Sub-Niveles.

### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Dique
Sección	:	1.7 x 1.8 metros
Avance efectivo	:	1.5 m.
Longitud total (8 C/P)	:	96 metros
Tons. tumbadas	:	823

Para determinar el costo estándar se tomarán las siguientes consideraciones:

- a) Para barrenar se usa acero integral de 7/8" de 6' y 3' de largo.

b) La cuadrilla para este tipo de obra se integra por un Perforista y un Ayudante, y se dá un ciclo completo de barrenar, disparar, amacizar y otros en 2 turnos.

c) El costo unitario estándar incluye: Labor, explosivos y acero para barrenar. Además se calcula el costo unitario estándar de otros materiales directos. El costo de tuberías y otros se calcula en servicio generales.

#### LABOR

	<u>SALARIOS</u>
2 Perforistas	\$ 365.82
2 Ayudantes	<u>\$ 359.84</u>
Total	\$ 725.66

#### BONIFICACION

La bonificación se dá en base a la tabla de incentivos aceptada en el Contrato Colectivo de Trabajo. Esta bonificación es de \$ 428.79/m. de avance (del promedio de la tabla), y se distribuye de la siguiente manera:

55% Perforistas

45% Ayudantes

Salarios \$ 725.66

Bonificación 428.79

Total \$ 1,154.45

Costo por Metro Lineal de Avance  $\frac{1,154.45}{1.50} = \$ 769.63$

EXPLOSIVOS

La cantidad y costo de explosivos por barreno y dis-  
parada es la siguiente:

	<u>COSTO UNITARIO</u>	<u>COSTO TOTAL</u>	<u>COSTO POR 19 BARRENOS</u>
1 Bombillo Tovex de 90 gr.	\$ 4.30	\$ 4.30	\$ 81.70
1 Cápsul No. 6	2.34	2.34	44.46
1 Kg. de S. Mexamón	10.63	11.26	213.94
2.4 m. de Cañuela	3.39	8.13	154.47
1 Conector	2.11	2.11	40.09
1 m. de Thermalita	6.71	<u>4.02</u>	<u>76.38</u>
Total		\$ 32.16	\$ 611.04

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{611.04}{1.5} = \$ 407.36$$

### ACERO PARA BARRENAR

El acero integral de 7/8" de 3' y 6' de largo, tiene un promedio de vida de 170 metros cada uno.

$$\text{Costo/m. de barrena de 3'} = \frac{1,949.70}{170} = \$ 11.47$$

$$\text{Costo/m. de barrena de 6'} = \frac{2,182.50}{170} = \$ 12.84$$

Por cada barreno de 1.70 metros, 0.70 metros, serán con rompedor, y 1.0 metro será con barrena segunda; por lo que:

$$\$ 11.47 \times 0.70 \times 22 = \$ 176.66$$

$$12.84 \times 1.00 \times 22 = \underline{\$ 282.48}$$

$$\text{Total} \qquad \qquad \qquad \$ 459.14$$

$$\text{Total Costo por metro de avance} = \underline{\$ 459.14}$$

OTROS MATERIALES DIRECTOS

Para el cálculo del estándar de Otros Materiales, se elabora la siguiente tabla:

<u>M a t e r i a l</u>	<u>Tpo. Est. de Cambio</u>	<u>C. Unitario</u>	<u>Mts. Bnds.</u>	<u>C/Metro</u>
Manguera de 1" (15 m.)	3 meses	\$3,574.00	168	\$ 21.27
Manguera de 1/2" (15 m.)	3 "	1,632.19	168	9.71
Cargador S. Mexamón	4 "	897.00	225	3.98
Llave Stilson No.18	4 "	972.00	225	4.32
Cable manila de 1"	1 mes	17.20	56	17.20
1/2 Pza. tablón de 2"	3 meses	211.20	168	1.25
Spood de 1" (2)	3 "	313.50	168	3.73
Válvula de 3/8"	1 mes	277.00	19	14.57
Poliducto de 3/4"	1 "	17.24	19	1.81
Varilla de 1"	1 "	122.31	56	4.36
Morrales (2 Pzas.)	4 meses	55.00	225	0.48
Aceite p/Perf.	2 turnos	25.00	1.50	16.66
Lubricador	18 meses	3,000.00	1,112.5	2.69
Total				\$ 102.03

Se considera un incremento del 17% en el costo, por concepto de Otros Materiales, y de 17.5% en explosivos.

RESUMEN DE COSTOS

Labor	:	\$	.769.63
Explosivos 407.36 x 1.175	:		478.65
Acero	:		459.14
O. Materiales 102.03 x 1.17	:		119.37
Total		\$	1,826.79

Costo Total 8 Contra-Pozos, Vent. (12 m. promedio)

$$8 \times 12 \times 1,826.79 = \$ 175,371.84$$

=====

AMPLIACION DE LOS SUB-NIVELES

Se darán un total de 7 Sub-Niveles con una altura de 3.5 m. y un promedio de 20 metros de ancho. En el primer Sub-Nivel se rezagará con el Schopf L-92, este Aparato se utilizará - más tarde para rezagar de los Cruceros durante la preparación de los siguientes Sub-Niveles y después durante el Tumbé.

Los Sub-Niveles se ampliarán a partir de los Cru-  
ceros de acceso dados desde la Rampa hasta abarcar la zona cos-  
teable, se utilizarán Máquinas Tipo Puma BBC-16, Atlas Copco con  
pierna neumática.

### C A R A C T E R I S T I C A S

Material	:	Dique monzonítico minera- lizado
Sección	:	3.5 x 20.0 m.
Longitud total de los 7 Sub-Niveles	:	814.10 m.
Peso Específico	:	2.8
Metros cúbicos tum- bados	:	56,987
Total toneladas tum- badas	:	159,564

Para obtener el costo total de la ampliación de los  
Sub-Niveles, haré las mismas consideraciones que para el cálculo  
de tumbe de ampliación ya calculado anteriormente, por lo cuál ten-  
dremos lo siguiente:

Costo por Tonelada de Tumba de Ampliación:

Labor	:	\$ 12.65
Explosivos	:	\$ 25.21
Acero	:	\$ 14.55
Otros Materiales	:	\$ 2.03
Total		\$ 54.44
Costo Total	:	\$ 54.44/ton.

Total toneladas tumbadas en la ampliación Sub-Niveles:

Toneladas ampl. = 159,564

Costo Total Ampliación 7 Sub-Niveles:

159,564 x \$ 54.44 = \$ 8'686,664.10  
=====

ACARREO Y MANTEO

Para determinar el costo estándar en el Nivel -333, se consideran como base los datos estadísticos que se han obtenido en este renglón en el Primer Semestre del año en curso en la Unidad, que es de \$ 6.32/ton. y \$13.47/ton. el Manteo y Acarreo

en el Nivel -229.

Por lo cuál tenemos lo siguiente:

Tonelaje en caliza	56,446 Toneladas
Tonelaje en metal	177,215 "
	<hr/>
Tons. Totales	233,661 Toneladas

Costo Unitario y Acarreo y Manteo:

$$\$ 6.32 + \$ 13.47 = \$ 19.79$$

Costo Total Acarreo y Manteo:

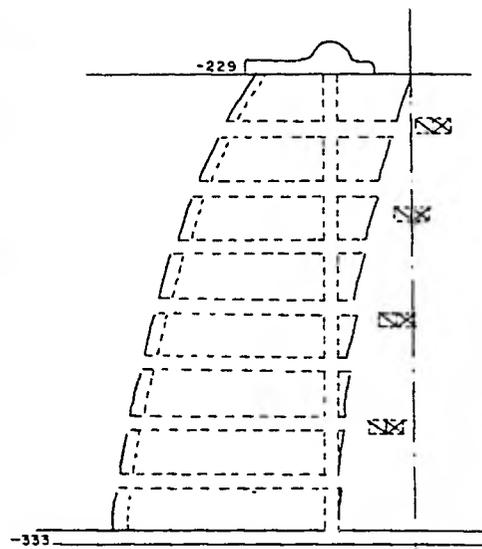
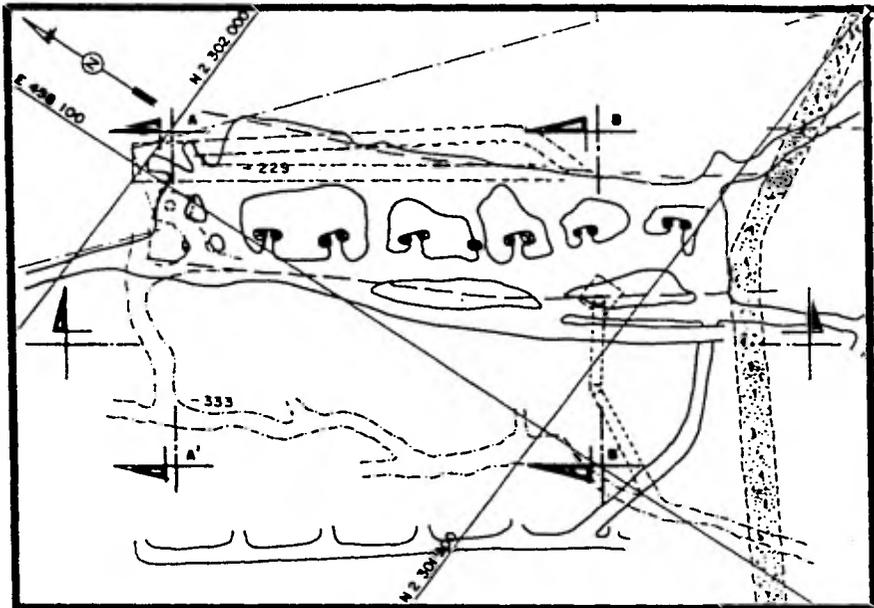
$$233,661 \times 19.79 = \$ 4'624.151.10$$

=====

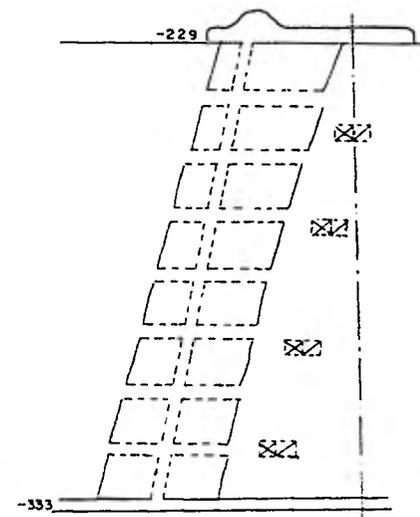
Costo Total para la Preparación:

RESUMEN DE COSTOS DE PREPARACION

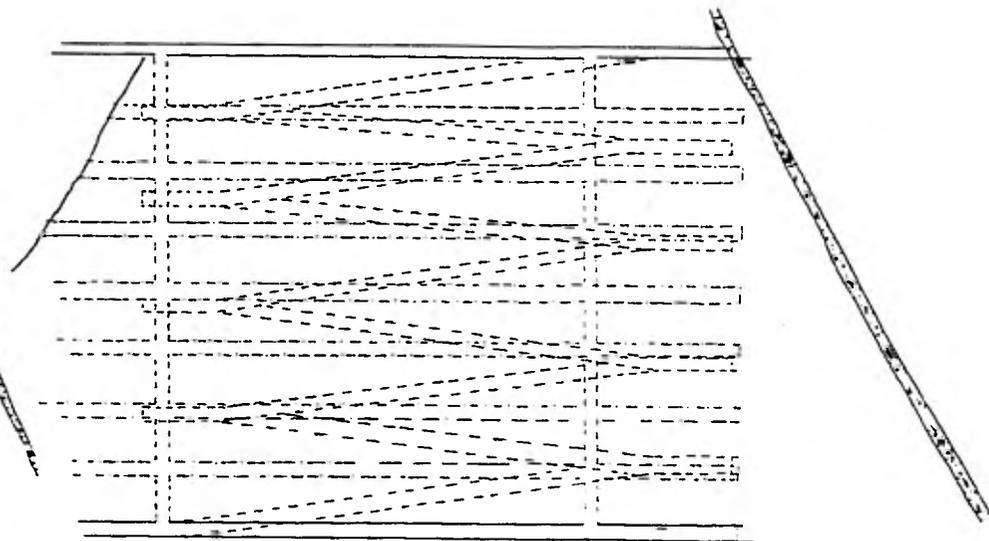
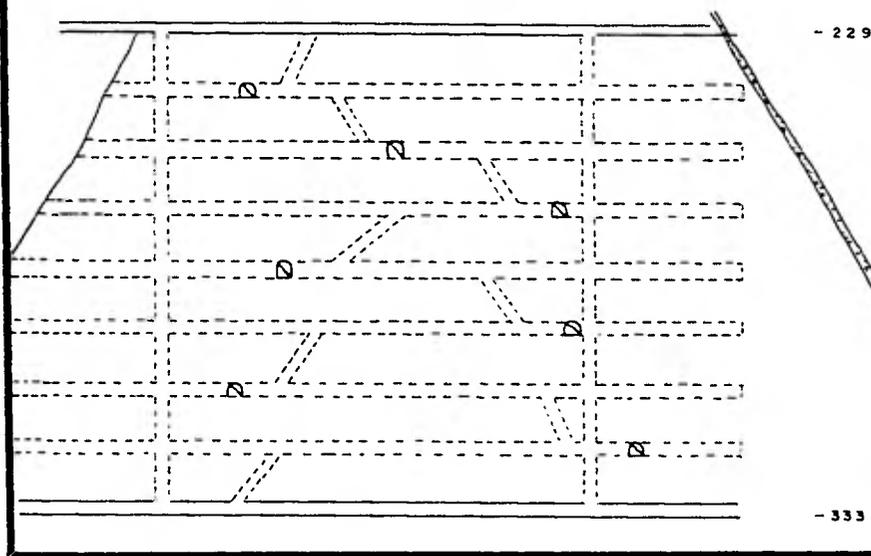
Frente de Acarreo	\$ 1'332,912.35
Cruceros de extracción	737,429.43
Contra-Pozos Robbins	1'620,800.00
Contra-Pozos de ventilación	175,371.84
Rampa	4'204,893.30
Cruceros de acceso a Sub-Niveles	848,216.95
Ampliación de Sub-Niveles	8'686,664.10
Acarreo y Manteo	4'624,151.10
	<hr/>
Total	\$ 22'230,439.07
	=====



SECCION A-A'



SECCION B-B'



FACULTAD DE INGENIERIA  
 (E.S.) PROFESIONAL  
 PLANTA Y SECCIONES  
 LONGITUDINAL Y TRANSVERSAL  
 MOSTRANDO PREPARACION DEL  
 CUERPO CONCORDIA NW.  
 J. RODOLFO CRESPO C. FECHA: ABO 2010  
 ESCALA: 1/500 ESC. LAMINA No. 12

Costo Total Preparación : \$ 22'230, 439.07  
 =====

Tonelaje Total por Tumbar : 722, 313

Costo de Preparación por Tonelada:  $\frac{22,230,439.07}{722,313} = \$ 30.77$

### COSTOS DE TUMBE

Explotación del Cuerpo Concordia, comprendido entre los Niveles -229 y -333, usando el Método de Sub-Niveles y Barrenación Larga.

Esta fase de explotación consistirá en el Tumbado del Cuerpo mineralizado, para una mayor comprensión de este Método, se hará una breve descripción de él y sus consideraciones.

Se utilizarán 3 Wagon-Drill, Atlas Copco, Modelo - BVB-14, equipados con carro alimentador de 10' y máquinas perforadoras BBC-120, utilizando barras seccionales de 4' de longitud.

Para dar un barreno se utilizan barras seccionales de acero de 1 1/4", con una longitud de 4', para unir las barras se utilizan coples. Los barrenos son de 10 metros de largo, y la

broca de 1 7/8" con insertos de carburo de tungsteno de 4 filos - en ángulo recto, para el rompimiento de los barrenos se utilizan brocas de 3" con características semejantes a la anterior, además en el rompimiento del barreno se coloca un pedazo de poliducto de 3" x 10" para evitar que las arenas de la barrenación regresen al fondo del barreno y atoren la broca, barras y coples, teniendo por consiguiente la pérdida de tiempo y esfuerzo para su recuperación.

Respecto a la barrenación, se cuenta con un patrón que puede aplicarse generalmente en todos los casos y en el nuestro es el siguiente:

Distancias entre barrenos	:	1.20 metros
Espaciamiento entre hileras	:	1.00 metro
Diámetro del barreno	:	1 7/8"
Altura de la cara	:	10.00 metros
Angulo de barrenación	:	90°
Distribución de barrenación	:	A tres bolillo

El producto que requiere de una fragmentación secundaria, por medio de moneo y plasteo, es de un 20%, y la mayor parte de éste proviene de los desprendimientos que se tienen en las tablas del Rebaje, principalmente de la parte cercana a la Falla Concordia.

En lo que se refiere a las voladuras, el explosivo que se usará es "Super-Mexamón D" de la Dupont, y como espoleta un bombillo de 1 1/8" de Gelamex 75% que se conectará a un estopín de la serie milisegundo, el cuál se utiliza como iniciador de la explosión.

El cálculo se hace en base a la barrenación y voladura de un corte de 8 hiladas transversales al rumbo del cuerpo, de un promedio de 15 barrenos cada una. El arreglo comunmente usado en el disparo de varias hileras, es disparar todos los barrenos de cada hilera con el mismo período ms. En este caso los retardos se seleccionan para proporcionar un disparo con secuencia entre hileras procediendo desde el frente hasta atrás.

El ciclo de trabajo comienza nuevamente, primero amacizando bien el Sub-Nivel y comprobando que no haya quedado algún barreno sin explotar; cuando se llegan a encontrar estos ba-

rrenos se procede a detonarlos al final del 2do. turno.

La barrenación de banco en los Sub-Niveles se llevará a cabo alternativamente abriendo ranura en los 2 extremos del Sub-Nivel en los 2 Contra-Pozos Robbins ya colados, y barrenando la zona mineralizada a todo lo ancho para que la ley del mineral sea lo más uniforme posible.

La disolución de la carga por desprendimiento de la caliza de las tablas, se espera que no sea mayor de un 5%, ésto se logrará teniendo mucho cuidado al dar los barrenos de tabla, - sobre todo del lado del alto, que es donde se encuentran los mejores valores en el contacto de la caliza con el intrusivo.

La cuadrilla por turno está integrada por 1 Perforista y 1 Ayudante por Máquina (Wagon-Drill).

Después de estas consideraciones, se sugiere que - con este equipo, trabajando durante 2 turnos, es más que suficiente para dar el tonelaje propuesto, que será de 15,000 toneladas - mensuales.

Factor de tonelaje:

$$\begin{array}{llll}
 A = 1.00 & V = 1 \times 1.20 \times 1 & = & 1.20 \text{ metros}^3 \\
 B = 1.20 & \text{Peso específico} & = & 2.8 \\
 C = 1.00 & \text{Factor } 1.20 \times 2.8 & = & 3.36 \text{ ton./metro}
 \end{array}$$

Producción estimada por semana:

$$\begin{array}{ll}
 \text{Metros barrenados por turno con Wagon-Drill} & = 40 \text{ m.} \\
 \text{Trabajando a 3 turnos} & = 120 \text{ m/día} \\
 \text{Con 2 máquinas} & = 240 \text{ m.} \\
 \text{En 5 días, 1,200 metros} & = 120 \text{ bnos.} \\
 \text{Toneladas por 1,200 m} = 1,200 \times 3.36 & = 4,032 \text{ ton.}
 \end{array}$$

LABOR

	<u>SUELDO</u>
2 Perforistas \$182.91 x 2 x 15	= \$ 5,487.30
2 Ayudantes 179.92 x 2 x 15	= <u>5,397.60</u>
Total	\$ 10,884.90

BONIFICACION

La bonificación de acuerdo a la tabla de incentivos, es la siguiente:

	<u>Perforista</u>	<u>Ayudante</u>
De 31 a 40 metros	\$ 4.00	\$ 2.70

Por lo tanto. la bonificación por este concepto será:

Perforista	40 x 4.00 x 3 x 5 =	\$ 2,400.00
Ayudante	40 x 2.70 x 3 x 5 =	<u>1,620.00</u>
Total		\$ 4,020.00

Movimiento de materiales, taponear, cargar y disparar.

Este trabajo se llevará a cabo en 2 turnos, y se hará con 2 Perforistas, 2 Ayudantes y 2 Peones.

			<u>SUELDO</u>
2 Perforistas	\$ 182.91 x 2 = 365.82 x 2 =		\$ 731.64
2 Ayudantes	179.92 x 2 = 359.84 x 2 =		719.68
2 Peones	176.16 x 2 = 352.32 x 2 =		<u>704.96</u>
Total			\$ 2,155.96

BONIFICACION

La bonificación de acuerdo a la tabla de incentivos, se pagará lo equivalente a 22 metros de barrenación:

	<u>Perforista</u>	<u>Ayudante</u>
De 16 a 22 metros	\$ 1.75	\$ 1.15

Por lo tanto, la bonificación por este concepto será:

Perforista	22 x 1.75 x 2 x 2 =	\$ 154.00
Ayudante	22 x 1.15 x 4 x 2 =	<u>202.40</u>
Total		\$ 356.40

TOTAL LABOR:

BARRENAR:

Sueldo	:	\$ 10,884.90
Bonificación	:	<u>\$ 4,020.00</u>
Total		\$ 14,904.90

## DISPARAR:

Sueldo	:	\$ 2,155.96
Bonificación	:	<u>\$ 356.40</u>
Total		\$ 2,512.36
Total Labor	:	\$ 14,904.90
		<u>2,512.36</u>
		\$ 17,412.26

Costo por Tonelada en Labor (Tumbe)  $\frac{\$ 17,412.26}{4.032} = \$ 4.32$  =====

PLASTEIO

Se tendrá una parada de plasteros:

$$176.16 \times 2 \times 6 = 2,113.92$$

Costo por Tonelada en Labor (Plasteo) :

$$\frac{2,113.92}{4,032} = 0.52$$

4,032

Total Labor: \$ 4.32 + 0.52 = \$ 4.84 =====

EXPLOSIVOS

La cantidad de explosivos utilizados en un barreno -  
de 10 metros, es la siguiente:

	<u>C. Unitario</u>	<u>Costo por Barreno</u>
12 Bombillos Tovex	\$ 4.30	\$ 51.60
12 Kg. de S/Mexamón	10.63	127.56
11.4 m. de Primacord	6.72	76.61
1/5 Pza. Estopñ M.S.	36.90	7.38
Total		<u>\$ 263.15</u>

Costo por Tonelada:  $\frac{\$ 263.15}{10 \times 3.36} = 7.83/\text{ton.}$

PLASTEO INTERIOR

Se tiene estimado un promedio de 100 plastas por -  
día, de donde el costo es el siguiente:

<u>Material</u>	<u>Cantidad</u>	<u>C. Unitario</u>	<u>Costo Total</u>
Primacord	40 m.	\$ 6.72	\$ 268.80
Cañuela	8 "	3.39	27.12
Capsules	4 Pzs.	2.34	9.36
Mexamón	50 kg.	10.63	531.50
Dinamita	5 "	47.77	238.85
Total			<u>\$ 1,075.63</u>

$$\$ 1,075.63 \times 6 = \$ 6,453.78$$

$$\frac{6,453.78}{4,032} = \$ 1.6$$

Costo total por concepto de explosivos:  $\$ 7.83 + 1.60 = \$ 9.43$

### ACERO

#### Brocas

Se tiene estimado que la vida promedio de una broca es de 200 metros, de donde tendremos:

Precio por broca	:	\$ 2,575.00
Costo por tonelada	:	$\frac{\$ 2,575.00}{200 \times 3.36} = \$ 3.83$

Barras cuarta corrida de 1 1/4" y 1.20 metros de longitud. Estas soportan un promedio de 400 metros.

Costo por barra	:	\$ 2,258.78	
Costo por tonelada	:	$\frac{\$ 2,258.78}{400 \times 3.36}$	= \$ 1.68

Coples de 1 1/4", se les tiene estimado un promedio de vida de 150 metros antes de ser desechados, de donde tendremos:

Costo por cople	:	808.91	
Costo por tonelada	:	$\frac{808.91}{150 \times 3.36}$	= \$ 1.60

Zanco.- Al zanco se le estima un promedio de vida de 1,200 metros.

Costo por zanco	:	2,403.00	
Costo por tonelada	:	$\frac{2,403.00}{1,200 \times 3.36}$	= \$ 0.60

Broca escoriadora.- Esta tiene un promedio de vida de 7,000 metros.

Costo por pieza : 7,718.00  
 Costo por tonelada :  $\frac{7,718.00}{7,000 \times 3.36} = \$ 0.33$

Costo Total de Acero para Barrenar = \$ 8.04

### OTROS MATERIALES

<u>Concepto</u>	<u>C. Unitario</u>	<u>Vida Est. en Tons.</u>	<u>C. Total</u>	<u>Costo/ Ton.</u>
Metro de Poliducto	\$ 43.20	67	\$ 26.00	\$ 0.39
2 Tramo manguera de 1 1/2"	3,757.25	40,320	7,514.50	0.19
2 Tramos manguera de 1"	2,808.68	40,320	5,617.36	0.14
1 Tramo manguera de 1"	4,937.15	40,320	4,937.15	0.12
2 juegos conexiones de 1 1/2"	6,000.00	120,000	12,000.00	0.10
2 juegos conexiones de 2"	8,000.00	120,000	16,000.00	0.13
4 Spoods de 1"	313.50	40,320	1,254.00	0.03
20 Litros de aceite	25.00	4,032	500.00	0.12
100 m. cable Duplex Cal. # 20	411.00	4,032	411.00	0.10
100 m. cable uso rudo Cal. # 10	25.00	120,000	2,532.00	0.02
50 m. cable manila 1/2 (50 mts)	33.81	4,032	338.10	0.08
10 kg. grasa grat. o amarilla	50.00	4,032	500.00	0.12
				<u>\$ 1.54</u>

Costo por tonelada : \$ 1.54

Costo Total para el Tumble de Banco en Sub-Niveles:

<u>Concepto</u>	<u>Costo/ton</u>
Labor	\$ 4.84
Explosivos 9.43 x 1.175	11.08
Acero	8.04
Otros Materiales 1.54 x 1.17	1.80
Total	<u>\$ 25.76/ton.</u>
<u>Costo Tumble</u> :	<u>\$ 25.76/ton</u>

El sistema de barrenación larga se aplicará del Sub-Nivel -242 hacia abajo, mientras que el primer bloque será explotado empleando el tumble sobre carga y de éste se dejará un pilar de entrepiso de 5.0 metros para tener accesible el Nivel -229.

Se tendrán 10 metros de altura entre Sub-Nivel y - Sub-Nivel. El sistema de explotación será ascendente y teniendo como ranuras los Contra-Pozos Robbins colados anteriormente.

La potencia del cuerpo que se tomará para el cálculo del mineral a tumbar será de 20 metros y la longitud del bloque será de 120 metros.

En total tendremos 7 bloques a tumbar entre Sub-Nivel y Sub-Nivel, con las siguientes dimensiones:

Tonelaje Total a Tumar:

Longitud	:	120 metros
Altura	:	10 "
Ancho	:	20 "
Peso específico	:	2.8
Mts. cúbicos tumbados	:	24,000
Tons. tumbadas	:	67,200

Total Toneladas del bloque:

$$67,200 \times 7 = \underline{\underline{470,000}} \text{ ton}$$

Costo total de tumbe por Barrenación Larga:

$$470,400 \times \$ 25.76 = \$ 12'117,504.00$$

### TUMBE SOBRE CARGA

Como se mencionó anteriormente, este sistema puede aplicarse para el tumbe de mineral del primer Sub-Nivel hacia

arriba, dejando un pilar de cabeza de 5 metros como piso del Nivel -229.

Para este estudio utilizaré el costo/tonelada estándar estimado en base a experiencias en la Unidad que es de --- \$63.28/ton., el cuál es aplicable en este cálculo. Hago notar que todos los costos calculados y utilizados en el presente trabajo se apegan lo más verazmente a la actualidad.

Area a tumbar	:	2,400 m <sup>2</sup>
Altura	:	5 m
Toneladas	:	2,400x5x2.8 = 33,600
Costo Unitario	:	\$ 63.28/ton.

Costo Total Tumba Sobre Carga:

$$33,600 \times 63.28 = \$ 2'126,208.00$$

### ACARREO Y MANTEO

Utilizaremos el costo estándar estimado en la Unidad para el acarreo en el Nivel -333 y -229, así como el costo para el manto que son los siguientes:

Costo Acarreo Nivel -333	:	\$ 6.32
Costo Acarreo y Manteo Nivel -229	:	\$ 13.47
Costo Unitario Total Acarreo y Manteo	:	\$ 19.79
		<u>=====</u>

Total Toneladas Tumbe:

$$470,400 + 33,600 = 504,000 \text{ ton.}$$

=====

Costo Total Acarreo y Manteo:

$$19.79 \times 504,000 = \$ 9'974,160.00$$

=====

Costo Total para Tumbe:

RESUMEN DE COSTOS DE TUMBE

Tumbe por Sub-Niveles	:	\$ 12'117,504.00
Tumbe Sobre Carga	:	2'126,208.00
Acarreo y Manteo	:	9'974,160.00
Total		<u>\$ 24'217,872.00</u>
Costo Total Tumbe	=	<u>\$ 24'217,872.00</u>
		<u>=====</u>

Tonelaje Total por Tumar	=	722,313	
Costo de Tumba por Tonelada	=	$\frac{24'217,872}{722,313}$	= \$33.52 =====

#### RESUMEN DE COSTOS POR TONELADA

Preparación	:	\$ 30.77
Tumba	:	<u>\$ 33.52</u>
Total		<u>\$ 64.29</u> =====

Costo Global por Tonelada explotando el cuerpo por el Sistema de Sub-Niveles y Barrenación Larga:

\$ 64.29  
=====

#### CONCLUSIONES

A pesar de tener un costo/tonelada en Sub-Niveles - con Barrenación Larga ligeramente más alto que en el Sistema de Tumba Sobre Carga, el cual se utilizó para tumbar parte del Primer Sub-Nivel para dejar el pilar de piso; y viendo que nuestras

necesidades futuras aumentan, así como la mano de obra sería in suficiente, por tal motivo, nos inclinamos por utilizar el Sistema de Tumbe por Sub-Niveles.

Los costos de este sistema aumentarán en las obras de preparación, debido principalmente a lo complicado de ellas, pero se reducirán en el tumbado al obtenerse una mayor productividad por hombre-turno.

Los costos que se consideraron en el presente trabajo son estándar, por lo cual no se incluyen los costos indirectos, ni tampoco depreciación de equipo a fin de tener una visión objetiva de la explotación del bloque.

VI. DESCRIPCION DE LA PLANTA  
DE BENEFICIO.

## 6.1 Descripción y Operación Actual.

### TOLVAS DE GRUESOS, TRITURACION Y TOLVAS DE FINOS

El mineral de las dos Minas, "El Monte" y "El Carrizal", es recibido en tolvas para gruesos; el de "El Monte", de locomotoras, el cuál representa el mayor volumen, puesto que es el 70% de la capacidad de la Planta en cuestión; el 30% complementario corresponde a "El Carrizal", y es recibido de camiones tipo volteo con capacidad para 10 toneladas.

Las tolvas para mineral grueso son tres en total, - de las cuáles, una con capacidad para 250 toneladas recibe exclusivamente mineral de "El Carrizal". Las otras dos que suman - una capacidad para 600 toneladas reciben el mineral producto de - la mina "El Monte". Sobre estas tolvas está instalada una parri-lla de rieles con una abertura de 10" x 18" y, el material que no pasa por ésta, es reducido con marro hasta pasar la totalidad de la carga.

Estas tolvas descargan por medio de unas compuertas de abanico accionadas por un pistón neumático sobre un alimentador de banda de velocidad variable; el cuál descarga sobre

la banda que alimenta la Quebradora Primaria de Quijada Tipo Rogers de 24" x 36", con una abertura de descarga de 3"; este material es llevado por medio de bandas transportadoras a una criba vibratoria tipo Allis Chalmers de 5'0" x 12'0", con una tela de 1/2" x 2".

Los gruesos del cribado alimentan la Quebradora Secundaria de Cono Marca SYMONS de 4 1/4', cabeza corta, que trabaja en circuito cerrado con el producto del quebrado primario y la criba vibratoria.

Los finos producto del cribado son transportados por medio de bandas a la sección de Almacén de Finos; pero antes de ser depositado en los silos, este material es muestreado para su análisis posteriormente.

La sección de finos consta de cuatro tolvas con capacidad de 250 toneladas cada una, de las cuales una corresponde al mineral de "El Carrizal" y las tres restantes al mineral de "El Monte".

## MOLIENDA Y CLASIFICACION

A lo largo de las tolvas de finos está instalada la banda que alimenta al Molino; la alimentación a esta banda se controla por medio de alimentadores de banda de velocidad variable instalados en la parte inferior de cada tolva.

La alimentación la recibe el Molino en forma de un combinado, siendo el 70% mineral de la mina "El Monte" y el 30% complementario de la mina "El Carrizal".

La molienda se efectúa en un Molino de bolas MARCY de 10'8" Diám. x 11'0" Largo, con capacidad nominal de 750 toneladas por día. Este recibe la alimentación a -3/4" y su descarga es entre un 40% a +65 mallas y 30% a -200 mallas. El resto está formado por los productos intermedios. El Molino está cargado un 40% del volúmen total con bola de 3 1/2" de diámetro.

El Molino forma juego con un hidrociclón Krebbs de 20" Ø, los cuáles trabajan en circuito cerrado, siendo éste ciclón alimentado por la descarga del Molino, y su flujo superior constituido por partículas pequeñas pasará posteriormente a formar la cabeza de flotación; el flujo bajero del ciclón formado por arenas

retorna al Molino como carga circulante para ser molido nuevamente; la carga circulante constituye un 200% de la alimentación al Molino.

Los resultados de la clasificación son:

Producto	% Sólido	M	A	L	L	A	S
		% +65	% +100	% +200	% +325	% -325	
Alim. Ciclón	65	40.3	15.0	14.0	10.0	20.7	
Derrame Ciclón	45	15.0	15.0	18.0	13.0	39.0	
Arenas Ciclón	85	55.0	17.0	15.0	6.4	6.6	

### F L O T A C I O N

Esta sección está formada por una totalidad de 40 - celdas de flotación y dos tanques acondicionadores de diferentes capacidades, las cuáles se describirán conforme se avance en este tema.

El primer paso en esta parte del proceso es la flotación de Sulfuros de Plomo, llevando también los valores de Plata y Cobre; este paso está a cargo de seis celdas Denver D.R. No. 30 con capacidad de 100 Ft.3 cada una, y cuatro celdas Agitair No.

48 de 50 Ft.3 cada una, que trabajan como agotativas.

El producto así obtenido es lavado 2 veces en cuatro celdas Denver Sub A No. 24, con capacidad de 50 Ft.3 cada una, llegando así a un concentrado de Plomo, Cobre y Plata.

Este concentrado Plomo-Cobre es mandado a un tan que acondicionador de 4'6" x 5'0" con el fin de oxidar los valores de Plomo Sulfuro, para posteriormente realizar la flotación de los valores de Cobre, la cuál se hace en cuatro celdas Denver Sub A No. 24 de 50 Ft.3 cada una, siendo el rebalse final concentrado de Cobre, y el flujo bajero concentrado de Plomo, el cuál es tratado de nuevo en un banco de cuatro celdas Agitair No. 48 de 50 Ft.3 cada una, las cuáles trabajan como agotativas con el objeto de recuperar al máximo los valores de Cobre; el derrame de estas celdas es recirculado al acondicionador, y el flujo bajo es el concentrado final de Plomo, el cuál se manda directamente al tan que espesador.

Los valores de Plata se distribuyen indistintamente a los dos concentrados, teniendo una ligera afinidad por el concentrado de Cobre.

El flujo bajo del banco de celdas flotadoras primarias de Plomo, conteniendo aún los valores de Zinc, es mandado al tanque acondicionador de 12' x 12' para activación de los sulfuros de Zinc que fueron deprimidos en la flotación de Plomo. Una vez activados estos sulfuros, pasan a un banco de 10 celdas Denver D. R. No. 30 de 100 Ft.<sup>3</sup> cada una, y una celda Agitair 120 con un volúmen de 300 Ft.<sup>3</sup> que trabaja como agotativa.

Este concentrado primario de Zinc sucio de Fe., es lavado tres veces en un banco de siete celdas Denver Sub A No. 24 con capacidad de 50 Ft.<sup>3</sup> cada una, dándole una cuarta limpia en un par de celdas Agitair No. 48 de 50 Ft.<sup>3</sup> de volúmen cada una, llegando así a un concentrado final de 50% de Zinc que es llevado al tanque espesador.

Las colas de flotación de sulfuros de Ag., Pb., Zn. y Cu., conteniendo aún los valores de tungsteno, serán tratadas para la obtención de WO<sub>3</sub> por Gravimetría, la cuál se describe en capítulos posteriores.

Los concentrados finales en forma de pulpa son espesados para su posterior filtración, las dimensiones de estos tanques son como sigue:

Espesador para concentrado de Pb.	30'0"	diám.	x	10'0"	altura
Espesador para concentrado de Cu.	20'0"	"	x	10'0"	"
Espesador para concentrado de Zn.	26'0"	"	x	10'0"	"

El filtrado del concentrado de Plomo y del concentrado de Cobre están a cargo de un filtro de discos EIMCO de 5'D x 4'L, el cuál está seccionado para filtrar los dos productos.

El filtrado de Zinc se efectúa en un filtro de discos Denver de 6'D x 4'L.

Estos concentrados son embarcados por trailer o ferrrocarril; sólo que en este caso son llevados en camiones de volteo de 10 toneladas cada uno a la estación más cercana que está en Huichapán, Hgo., a una distancia de 110 km. de la Planta de Beneficio, para de ahí transportarlos a la Fundición en Torreón, Coah.

El concentrado de Cobre es transportado directamente de la Planta en camiones de 20 toneladas a la Fundición de San Luis Potosf.

A PARTIR DE  
ESTA PAGINA

FALLA DE  
ORIGEN.



VII. PROYECTO TECNICO-ECONOMICO  
DE UNA PLANTA DE 1,000  
TON/DIA PARA RECUPERAR EL  
TUNGSTENO DE LOS JALES.

### 7.1 Introducción.

La Unidad "El Monte" de Compañía Fresnillo, S.A. de C.V., cuenta con una Planta de Beneficio para Plomo y Zinc, con una capacidad instalada de 950 toneladas métricas por 24 horas. El proceso por el cuál se obtienen concentrados de Plomo-Cobre y Zinc es por flotación selectiva.

Esta Planta recibe carga de las minas "El Monte" y "El Carrizal", pertenecientes a COFRESACV y Zimapán, S.A. de C.V., respectivamente, con una producción de:

TABLA No. 1

PRODUCCION MENSUAL

<u>MINA</u>	<u>TON METRICAS</u>
El Monte	15,000
El Carrizal	5,554

La combinación de estos tonelajes nos porporcionan las siguientes leyes en cabezas, concentrados y colas:

TABLA No. 2LEYES Y PRODUCCION

<u>PRODUCTO</u>	<u>Ton.</u> <u>POR MES</u>	<u>Gr./Ton.</u>		<u>Por Ciento</u>		
		<u>Au</u>	<u>Ag</u>	<u>Pb</u>	<u>Zn</u>	<u>Cu</u>
Cabezas	20,554	0.09	180	1.77	3.07	0.61
Conc. Pb	747	1.31	3184	34.00	6.84	9.24
Conc. Zn	1,029	0.24	151	0.78	50.84	1.02
Cola	18,778	0.02	36	0.30	1.05	0.11

Las colas finales de la Planta de Sulfuros representan 894 toneladas métricas por 24 horas, con la siguiente ley:

TABLA No. 3LEY COLAS FINALES

<u>Gr/Ton</u>		<u>P o r c i e n t o</u>				
<u>Au.</u>	<u>Ag.</u>	<u>Pb.</u>	<u>Zn.</u>	<u>Cu.</u>	<u>Fe.</u>	<u>WO<sub>3</sub></u>
0.02	36	0.30	1.05	0.11	10.6	0.16

La Planta de Beneficio ha estado depositando estas colas en tres presas de jales desde el inicio de sus operaciones,

por lo que es de suponerse que se han estado acumulando tanto los valores de tungsteno como de sulfuros contenidos en los jales, por lo que se realizó un muestreo por barrenos determinando leyes y tonelajes representativos de la presa, cuyos resultados hicieron pensar en la factibilidad de su reprocesamiento recuperando los valores de minerales contenidos en ésta, combinándolo simultáneamente con las colas finales de la Planta de Beneficio de la producción diaria.

## 7.2 Mineralización.

La Mina de El Monte y El Carrizal, así como las presas de jales, revelan especímenes tales como: Galena, esfalerita, pirrotita, arsenopirita, calcopirita, marmatita, pirita y scheelita (considerando como ganga), granate, wollastonita, cuarzo, fluorita y calcita.

Las reservas probadas para el área Monte y Carrizal son de 1'284,200 toneladas métricas con las siguientes leyes:

TABLA No. 4

<u>Gr./Ton.</u>		<u>P o r c i e n t o</u>			
<u>Au.</u>	<u>Ag.</u>	<u>Pb.</u>	<u>Zn.</u>	<u>Cu.</u>	<u>WO<sub>3</sub></u>
0.10	181	1.94	3.80	0.62	0.16

En las presas de jales se cuenta con 1'000,000 de -  
toneladas métricas aproximadamente, y presentan las siguientes -  
Leyes:

TABLA No. 5E N S A Y E S

<u>Gr/Ton</u>	<u>P o r c i e n t o</u>				
<u>Ag.</u>	<u>Pb.</u>	<u>Zn.</u>	<u>Cu.</u>	<u>Fe.</u>	<u>WO<sub>3</sub></u>
35	0.30	0.85	0.20	7.5	0.14

En resumen. Las Reservas Probadas hacen un total de -  
2'284,200 toneladas métricas, con una ley promedio de tungsteno  
de 0.15%, como WO<sub>3</sub>.

### 7.2.1 Mineralogía del Tungsteno

Los minerales de Tungsteno están divididos en dos grupos:

(1) Grupo Uno :	Wolframita	Ferberita	-	Fe WO
		Wolframita	-	(Fe Mn <sup>4</sup> ) WO <sub>4</sub>
		Hubernita	-	Mn WO <sub>4</sub>
(2) Grupo Dos :	Scheelita	<u>Scheelita</u>	-	Ca WO <sub>4</sub>

En el presente estudio nada más se mencionarán las variedades de los minerales del tungsteno, y se enfocará a un estudio más detallado de la Scheelita, ya que éste es el mineral más común que se encuentra en la mineralización de esta área y en particular en la Unidad.

Primeramente se hará una descripción del mineral que nos ocupa en este estudio.

#### SCHEELITA (WO<sub>4</sub> Ca)

La fórmula de los pocos minerales que están incluidos en esta clase contienen el radical WO<sub>4</sub>, como lo es el mineral que nos ocupa, en este caso WO<sub>4</sub> Ca.

Composición:	$\text{WO}_4 \text{ Ca}$	$\text{CaO}$	=	19.4%
		$\text{WO}_3$	=	$\frac{80.6\%}{100.0\%}$

La Scheelita es muy fácil de reconocer si se cuenta con luz ultravioleta, ya que este espécimen tiene la propiedad característica de presentar una coloración blanco-amarillento y blanco-azulado, al incidir esta luz sobre el mineral fluorescente.

La presencia de Scheelita ya se comprobó, pero cabe mencionar que hace falta un estudio de reconocimiento mineralógico para determinar qué otras variedades de tungsteno existen en las minas donde se ha detectado.

#### PROPIEDADES FISICAS Y QUIMICAS DE LA SCHEELITA

Composición (Pura)	:	$\text{Ca WO}_4$
Color	:	Blanco Amarillo Pálido
Lustre	:	Vítreo
Raya	:	Blanca
Grado de transp.	:	Transparente a translúcido
Tenacidad	:	Quebradizo
Dureza promedio	:	4.5
Peso específico promedio	:	6.0
W%	:	W = 63.9

PROPIEDADES FISICAS DEL TUNGSTENO

Símbolo	:	W
Nº atómico	:	74
Peso atómico	:	183.92
Color	:	Gris acero, blanco y fuerte lustre metálico
Gravedad esp.	:	19.35
Densidad	:	19.3 Gr/Cm <sup>3</sup> a 20°C
Dureza	:	6.5 - 7.5

7.3 Investigación Metalúrgica.

Dada la semejanza existente entre las leyes de colas finales con las de jales, y siendo la Scheelita el objeto del estudio, se inició la investigación con una muestra de jales considerada como representativa.

En el tratamiento de minerales existen factores determinantes al separar el mineral valioso de la ganga, siendo éstas las características físicas y químicas del mineral.

Los minerales de tungsteno son muy friables, razón por la cual la molienda debe ser extremadamente controlada, recuperando este mineral tan pronto y se libere, evitando así la producción de lamas.

Debido al peso específico de la Scheelita, la concentración gravimétrica nos proporciona un medio de beneficio para és

ta bastante satisfactorio.

Este medio de concentración se haya limitado en su eficiencia por la dificultad que presentan las partículas finas, las cuáles se pierden en forma de lamas; esta dificultad se elimina al concentrar por otros medios estos finos.

La granulometría de la presa de jales revela lo siguiente:

TABLA No. 6  
GRANULOMETRIA PRESA JALES

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>% WO<sub>3</sub></u>
- 28 + 30	2.65	0.11
- 30 + 35	4.40	0.10
- 35 + 40	0.35	0.09
- 40 + 48	7.15	0.12
- 48 + 65	10.50	0.14
- 65 + 100	9.90	0.13
- 100 + 150	9.95	0.16
- 150 + 200	7.80	0.16
- 200 + 325	10.00	0.16

En esta tabla se observa que los valores de Scheelita se incrementan conforme la finura aumenta.

Con anterioridad se mencionó la concentración gravimétrica, ya que está limitada en cuánto a partículas finas; por lo que se deduce la conveniencia de clasificar, enviando a concentración gravimétrica las partículas comprendidas en la fracción +200;

y el tamaño -200, recuperarlo por flotación u otro medio.

El concentrar gravimétricamente la fracción +200, - implica concentrar minerales de peso específico similar o cercano al de la Scheelita, tales como galena, óxidos de Plomo y arsenopirita, entre los primeros; pirita, marmatita y calcopirita entre los segundos: ambos deberán eliminarse en una etapa posterior del proceso.

### 7.3.1 Concentración Gravimétrica

Principios:

La concentración gravimétrica es la forma o el método de separación de partículas de mineral de diferente peso específico (o gravedad específica), por medio del movimiento, como respuesta a la acción simultánea de la gravedad y una o más fuerzas.

Las propiedades físicas del fluido a utilizar son la densidad y viscosidad, siendo éstas las fuerzas que impulsarán a las partículas obligándolas a separarse.

En todos los procesos gravimétricos es de vital im

portancia el elemento tamaño de la partícula. Esto no se diferencia de la gravedad específica que causa el desplazamiento de las partículas, pero sí se diferencia en peso, de aquí que una partícula con una gravedad específica alta y de pequeño tamaño tendrá un movimiento igual en un medio como otras de bajo peso específico pero de gran tamaño.

### 7.3.2 Clasificación con Agua

#### Principios:

Generalmente, la clasificación es una operación en la cuál una masa de granos, de tamaños mixtos y de diferente gravedad específica, es permitida o forzada a través de un fluido, el cuál puede estar en movimiento o parcialmente estático.

Distribución es otro nombre que recibe la operación. El fluido generalmente empleado es agua, pero se pueden usar otros líquidos o gases.

La clasificación húmeda es usada principalmente en el desbastamiento de minerales y en la hidrometalurgia.

### 7.3.3 Mesas Concentradoras

Las mesas concentradoras consisten principalmente en superficies planas, con o sin inclinaciones ligeras con respecto al plano horizontal; el movimiento de sacudida es en dirección a lo largo del eje, y el lavado es perpendicular al ángulo de la dirección de la corriente del agua.

La función principal de la mesa, dando la dirección e inclinación, será que el material pesado (peso específico) se mantenga por encima del flujo de la pulpa. La acción de separación es por el lado inclinado de la mesa.

La acción de separación empieza por la alimentación que entra por encima de la mesa, que es transversal al flujo de la mesa inclinada: el flujo es detenido o parado por los estriados que serán paralelos y en serie, y que cortarán total o parcialmente toda la longitud de la mesa.

El sacudimiento de la cama o capa de arenas, hará que se formen pequeños remolinos que ayudarán a la separación, clasificación, y por lo tanto se efectuará una estratificación de capas de acuerdo a la gravedad específica de los componentes del -

mineral tratado. De este modo el sacudimiento de la mesa es esencialmente un movimiento mecánico de separación.

#### 7.3.4 Conos Reichert

El sistema de concentradores de cono Reichert es un sistema de concentración por gravedad, en húmedo, de alta capacidad y bajo costo. El sistema exhibe una característica de costo-capacidad-rendimiento que aumenta notablemente en el área de aplicación de la separación por gravedad específica.

El sistema que utiliza el principio de concentración de una capa fluyente se concibió originalmente como un preconcentrador para arenas de playa portadoras de mineral pesado.

#### CARACTERISTICAS PRINCIPALES

I. - Alta Capacidad. - Normalmente oscila entre 65 y 90 tph, pero en casos excepcionales puede oscilar entre 40 y 100 tph.

II. - Bajo Costo de Instalación. - El concentrador opera con 55 a 70% de sólidos por peso en la lechada. De esta manera se reduce notablemente el volúmen de la lechada por tonelada -

de material, en relación con sistemas de baja densidad.

La capacidad de la unidad es alta, lo que permite - una Planta físicamente pequeña, con sistemas muy sencillos de distribución y lavado. Se minimizan los tamaños de la bomba, cañería y motor. Por consiguiente, se obtienen los siguientes ahorros en el costo de instalación.

III.- Bajo Costo de Operación. - La alta densidad de la lechada y las cortas distancias de bombeo, debidas al uso de - plantas compactas, minimizan el consumo de energía. Debido a la alta capacidad por concentrador y a la ausencia de partes móviles, la supervisión del operador por capacidad de la unidad resulta extremadamente baja.

IV.- Superior Rendimiento Metalúrgico. - Los últimos perfeccionamientos del diseño aseguran altas recuperaciones de valiosos minerales, junto con un alto régimen de repulsión de la ganga hacia los residuos. El concentrador de cono posee la habilidad - de poder tratar tamaños más finos que otros concentradores por - gravedad de alta capacidad, pudiendo así suplementar o complementar unidades de servicio actual.

### 7.3.5 Criterio de Diseño

Para la recuperación de los valores de tungsteno - contenidos en los jales y en las colas de flotación, se sugiere la construcción de una Planta de Separación Gravimétrica a base de Conos Reichert, mesas concentradoras, y un banco de celdas de flotación complementario para desulfurar el concentrado primario de  $WO_3$ , producto de los conos.

### 7.4 Descripción del Proceso de Recuperación de la Scheelita.

Repulpado el jal, hay que concentrarlo gravimétrica<sub>mente</sub> por medio de los conos Reichert, obteniendo un concentrado primario y una cola.

Este concentrado llevarlo a flotación, en la que se recuperan los valores de Plomo y Zinc contenidos en éste; además, hay que flotar agotativamente los óxidos de Plomo y las Piritas. La cola de esta flotación hacerla pasar por un separador magnético, - eliminando así la pirrotita.

La cola de la separación magnética se hará llegar a dos pasos de limpia (primera y segunda) por medio de mesas con-

centradoras, obteniendo en la limpia final un concentrado de Scheelita con ley comercial.

Los balances metalúrgicos para cada una de estas etapas son:

TABLA No. 7

CONCENTRACION GRAVIMETRICA PRIMARIA

PRODUCTO	E N S A Y E S							R E C U P E R A C I O N					
	TON	Gr/Ton	P o r c i e n t o					%					
	POR DIA	Ag.	Pb.	Zn.	Cu.	Fe.	WO <sub>3</sub>	Ag.	Pb.	Zn.	Cu.	Fe.	WO <sub>3</sub>
Cabezas	1,000.0	55	0.42	1.30	0.23	8.7	0.14						
Conc.	281.9	108	0.73	3.18	0.47	23.8	0.21	55.4	49.0	69.0	57.8	77.1	42.1
Cola	718.1	34	0.30	0.56	0.14	2.8	0.11	44.6	51.0	31.0	42.2	22.9	57.9

FLOTACION DIFERENCIAL

Cabezas	281.9	108	0.73	3.18	0.47	23.8	0.21						
Conc. Pb.	0.7	2288	10.01	4.50	11.20	23.2	0.11	5.3	3.4	0.4	5.9	0.2	0.1
Conc. Zn.	21.4	225	0.94	33.00	1.07	17.3	0.11	15.8	9.8	78.8	17.2	5.5	4.0
Conc. Fe.	130.5	163	1.16	1.10	0.76	43.3	0.08	69.9	73.6	16.0	74.9	84.2	17.8
Conc. Mag.	0.4	82	0.59	0.71	0.16	34.3	0.12	0.1	0.1	0.0	0.1	0.2	0.1
Colas	128.9	21	0.21	0.33	0.02	5.1	0.35	8.9	13.1	4.8	1.9	9.8	78.0

PRIMERA LIMPIA CONCENTRACION GRAVIMETRICA

<u>Producto</u>	<u>Ton</u> <u>Por Día</u>	E N S A Y E S					RECUP.
		P o r c i e n t o					%
		<u>Pb.</u>	<u>Zn.</u>	<u>Cu.</u>	<u>Fe.</u>	<u>WO<sub>3</sub></u>	<u>WO<sub>3</sub></u>
Cabeza	128.9	0.21	0.33	0.02	51.0	0.35	100.0
Conc.	24.0	0.20	0.56	0.03	10.4	1.25	65.7
Cola	104.9	0.20	0.28	0.02	3.9	0.15	34.3

El balance metalúrgico general de esta investigación es:

BALANCE GENERAL DEL PROCESO

<u>Producto</u>	<u>Ton</u> <u>Por Día</u>	<u>Gr/ton</u> <u>Ag.</u>	E N S A Y E S					RECUP.
			P o r c i e n t o					%
			<u>Pb.</u>	<u>Zn.</u>	<u>Cu.</u>	<u>Fe.</u>	<u>WO<sub>3</sub></u>	<u>WO<sub>3</sub></u>
Cabeza	1,000.0	55	0.42	1.3	0.23	8.7	0.14	100.0
Conc.	0.6	40	0.53	0.8	0.02	3.9	68.20	29.2
Cola	999.4	50	0.40	0.6	0.20	8.5	0.10	70.8

Tal y como observamos, la recuperación es bastante satisfactoria para el tratamiento de la fracción +200 por concentrare

ción gravimétrica, cuya secuencia la podemos seguir con detalle - en el diagrama de flujo balanceado adjunto.

### 7.5 Criterios de Diseño y Funcionamiento Metalúrgico.

Para la recuperación de los valores de tungsteno contenidos en la cola de flotación y en la presa de jales, se sugiere - la construcción de una Planta de Separación Gravimétrica a base de Conos Reichert y mesas concentradoras, y de un banco de celdas - de flotación complementario para desulfurar el concentrado prima--rio de  $WO_3$ , producto de los conos.

Por lo que concierne a la recuperación de Scheelita - en la fracción -200, actualmente existe un estudio para su recupe-ración, igualmente por gravimetría, el cuál trabaja con partículas menores de 100 micrones, los resultados confirman la posibilidad de su tratamiento.

Ahora bien, existe la posibilidad de recuperar estos finos por medio de flotación, lo 'que implica eliminar el Plomo y - Zinc contenidos en esta fracción con la consecuente flotación de pi-ritas, más no completamente agotativa y, posteriormente, flotar - Scheelita con el proceso sosa ( o cal) silicato de sodio en el que -

también flotarán piritas, llevándose a dos etapas de limpia por medio de flotación, secar el concentrado final y tratarlo por separación electrostática que nos permitiría obtener un concentrado del orden 30-35% de  $WO_3$ , que puede venderse en el mercado.

### CONOS REICHERT

#### 7.5.1 Tamaño del Material

La máquina aceptará partículas de alimentación de hasta 3 mm., si bien los tamaños más gruesos de partículas que se pueden concentrar de una manera eficiente son de aproximadamente 0.5 - 0.6 mm., y los tamaños más finos son normalmente de 0.04 - 0.05 mm. En casos excepcionales, sin embargo, se puede conseguir una concentración eficiente con 0.02mm.

Como regla empírica, la proporción de "finos" muy menudos en el material de alimentación, especialmente los de naturaleza arcillosa, se deberá mantener por debajo del 5% del peso de los sólidos en el material de alimentación, ya que la presencia de finos aumenta la viscosidad de la película de pulpa, lo cuál retarda la separación y reduce la eficiencia de la concentración.

El costo y la dificultad de clasificar hidráulicamente el material granular antes de un sistema concentrador, compensa cualquier perfeccionamiento que se puede conseguir en la eficiencia metalúrgica.

Al tratar harinas del bocarte, una etapa de deshidratación/deslamación hidrociclónica con anterioridad al concentrador de cono resulta normalmente eficiente.

Puesto que no tiene partes activas, el concentrador de cono no puede aceptar residuo muy ordinario + 3mm., y deberá ser protegido contra materiales fibrosos lo mejor que sea posible. Estos problemas han sido minimizados mediante el desarrollo de la inserción de nariz corta, que posee una gran habilidad para rechazar el material fibroso. Las técnicas que hay actualmente disponibles para la preparación del material de alimentación puede superar la mayor parte de los problemas que se pudiesen encontrar, sin costos innecesarios.

### 7.5.2 Operación

El concentrador de cono, como máquina de configuración fija que es, producirá el resultado especificado, mientras no

se altere el tonelaje, densidad y carácter del material de alimentación. El tonelaje del material se puede controlar dentro de reducidos límites mediante el uso de capacidad de sobrecarga entre el circuito del concentrador de cono y las etapas precedentes al proceso. Se pueden diseñar sistemas concentradores de cono y unidades individuales para responder a las fluctuaciones de tonelaje, aunque estas unidades son menos capaces de dar óptimos resultados - que las que operan bajo condiciones de carga constante.

La densidad del material con respecto al concentrador de cono es esencial para una operación eficiente. Sin embargo, sencillas técnicas de control actualmente en uso pueden regular las densidades de la pulpa de alimentación a  $\pm 1\%$  de los sólidos al peso. La densidad normal de la alimentación a los sistemas de concentradores de cono, es entre 58% y 65% de sólidos; sin embargo, en casos anormales, se pueden usar densidades de material de alimentación entre 50% y 75%; el uso de densidades más bajas de pulpa está indicado cuando la distribución del tamaño del mineral pesado no es más fino que el de la ganga.

Las densidades bajas de la pulpa mejoran la calidad del concentrado a costa de la recuperación, produciendo un índice más alto de desgaste en el equipo. Las densidades más altas de la

pulpa son beneficiosas para la recuperación y reducen los costos de operación, al reducir el volúmen bombeado.

Muchas veces no es posible controlar el carácter - del material de alimentación (la distribución del tamaño y el contenido del mineral pesado). Sin embargo, dentro de un circuito - de concentrador de cono, es posible diseñar dispositivos que respondan a las variaciones que se pudieran producir.

### 7.5.3 Control de Flujo

Hay disponibles técnicas para el control en flujo del tonelaje del concentrado desde puntos críticos del circuito. Esto - hace posible mantener la calidad y recuperación del concentrado - mediante el ajuste automático o manual de un inserto continuamente variable, accionado por potencia manual o automática (Motor - de aire).

Dado el volúmen que se maneja en esta Planta, se - recomienda la instalación de una torre de ocho conos Reichert, de los cuáles, cuatro serían desbastadores y cuatro limpiadores intercalados de uno en uno.

Es importante mencionar, que estos aparatos en la mayoría de los casos no producen concentrados finales de ley comercial, sino que simplemente son preconcentradores que hacen un producto de mucho mayor ley que las cabezas a una relación de concentración en el rango de 10:1, siendo necesaria una concentración subsecuente por otro proceso metalúrgico.

Obtenido el concentrado primario, de los conos, es necesaria una etapa de flotación, para eliminar todos aquellos elementos previamente acondicionados que pudiesen concentrarse (sulfuros) conjuntamente con la Scheelita debido a su alto peso específico. En esta etapa se necesita un banco de flotación con un volumen útil de 200 Ft<sup>3</sup> que es el requerido según la experimentación realizada para darle un tiempo de retención de 15' que es el tiempo necesario para eliminar la gran cantidad de sulfuros (en su mayoría fierro); existentes en el concentrado primario.

En un paso posterior se procura obtener una cola libre de fierro y así poder facilitar la producción de un concentrado de WO<sub>3</sub> de grado comercial. Es conveniente el uso de un separador magnético.

Como paso seguido, ésta cola rica en valores de tungst

teno será enviada a una etapa final de concentración gravimétrica, a partir de mesas concentradoras, las cuáles si están capacitadas para producir un concentrado de grado comercial.

### 7.6 Viabilidad Económica del Proyecto.

Las cotizaciones del mercado establecen para concentrados de Scheelita grado estándar, con 65% de  $WO_3$ , lo siguiente:

<u>UNIDAD</u>	<u>DOLARES U.S.</u>
Ton. Métrica	14,800

Ahora bien, de acuerdo al tonelaje a tratar que es - de 1,000 Ton/Día (de gruesos), tendremos:

<u>PRODUCCION Y METALURGIA <math>WO_3</math></u>			
	<u>PRODUCCION TON/DIA</u>	<u>ENSAYE <math>WO_3\%</math></u>	<u>CONTENIDO TON</u>
Ensaye Cabezas	1,000.0	0.14	1.4
Cabeza Calculada	1,000.0	0.14	1.4
Conc. Scheelita	0.6	68.2	0.4092
Cola Final	999.4	0.10	0.9994

PORCIENTO DE RECUPERACION BASADA EN CABEZAS  
ENSAYADA Y CALCULADA

---

<u>PRODUCTO</u>	<u>WO<sub>3</sub></u>
Conc. Scheelita	29.2
Vendible	29.2

ECONOMICO

<u>PRODUCTO</u>	<u>VALOR POR TONELADA U.S. BRUTO</u>	<u>NETO</u>
Ensaye Cabeza	14.8	10.4

EQUIPO REQUERIDO Y SU COSTO

ALIMENTACION AL CICLON

100% Wt	=	1,000 Ton/24 Hrs. - 41.6 Ton/Hra.
% Sólidos	=	25 - 35
Repulpador	=	8' Ø x 8' h
Costo	=	\$550,000.00 M.N.
Bomba	=	SRL - C 5" x 5" DENVER
Costo	=	\$75,000.00 M.N.

Motor	=	20 H.P.
Costo	=	\$70,000.00 M.N.

### CLASIFICACION

Hidrociclón Krebs		de 5" $\varnothing$
Costo	=	\$500,000.00 M.N.

### PRECONCENTRACION

Alimentación 720 Ton/Día	=	30 Ton/Hra.
Juego de ocho Co nos Reichert		
Conos dobles	=	Cuatro
Conos sencillos	=	Cuatro
$\varnothing$	=	2.061 m.
h	=	7.39 m.
Tipo	=	4 DSV
Costo	=	\$2,250,000.00 M.N.

### ALIMENTACION AL ACONDICIONADOR

246.87 Ton/Día	=	10.29 Ton/Hra.
% Sólidos	=	40

Tiempo de acondicionamiento	=	10 Minutos
Dimensiones	=	6' $\varnothing$ x 6' h
Costo	=	\$500,000.00 M.N.
Bomba	=	4" x 3" SRL-C DENVER
Costo	=	\$60,000.00 M.N.
Motor	=	10 H.P.
Costo	=	\$35,000.00 M.N.

#### FLOTACION DE SULFUROS

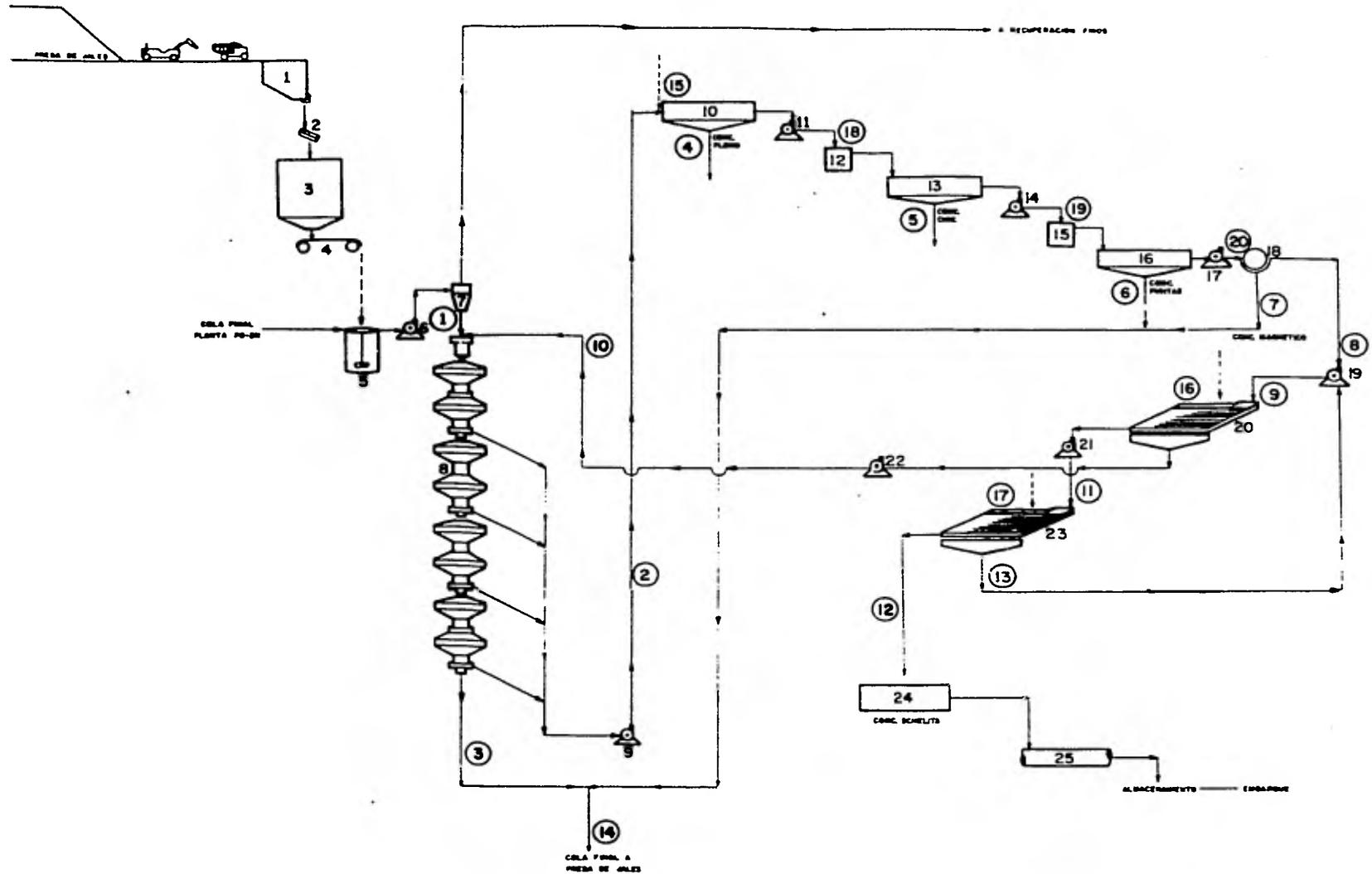
Alimentación	=	246.87 Ton/Día
Tiempo de flotación	=	15 Minutos
Celdas	=	9 Agitair No. 48
Costo Total	=	\$1,800,000.00 M.N.
Bomba	=	4" x 3" SRL-C DENVER
Costo	=	\$60,000.00 M.N.
Motor	=	7.5 H.P.
Costo	=	\$75,000.00 M.N.

SEPARACION MAGNETICA

Alimentación	=	166.465 Ton/Día	6.936 Ton/Hra.
Tipo	=	Roxon 5,000 Gaus	
Capacidad	=	12 - 20 Ton/Hra.	
Costo	=	\$186,000.00 M.N.	
Bomba	=	3" x 3" SRL-C DENVER	
Costo	=	\$45,000.00 M.N.	
Motor	=	7.5 H.P.	
Costo	=	\$75,000.00 M.N.	

PRIMERA LIMPIA

Alimentación	=	163.975 Ton/Día	6.832 Ton/Día
Mesas	=	2	
Marca	=	DISTER (Triple - Deck 999)	
Capacidad	=	200 Ton/Día	
Costo	=	\$2,331,220.00 M.N.	
Agua G.P.M.	=	60 - 120 (% Sólido = 30)	
Velocidad	=	240 - 300	
Bomba	=	3" x 3" SRL-C DENVER	
Costo	=	\$45,000.00 M.N.	
Motor	=	7.5 H.P.	
Costo	=	\$75,000.00 M.N.	



Nº	DESCRIPCION EQUIPO
1	TOLVA RECEPCION
2	DISINTEGRADOR
3	TOLVA FINOS
4	BANDA CONVEYOR 36"
5	REPULPADOR 8' 6" X 8' 6" H
6	BOMBA 5' X 5'
7	CICLON 5' 6"
8	COMOS REICHERT 4 DSV
9	BOMBA 4' X 3'
10	2 CELDAS AGITAR N° 48
11	BOMBA 4' X 3'
12	ACONDICIONADOR 6' 6" X 6" H
13	3 CELDAS N° 48
14	BOMBA 4' X 3'
15	ACONDICIONADOR 6' 6" X 6" H
16	4 CELDAS AGITAR N° 48
17	BOMBA 5' X 3'
18	SEPARADOR MAGNETICO SOBO BAUS
19	BOMBA 5' X 3'
20	2 MESAS TRIPLE - DECK 999
21	BOMBA 2 1/2' X 2'
22	BOMBA 3' X 3'
23	MESA TRIPLE - DECK 999
24	PILA ASENTAMIENTO
25	SECADOR ROTATORIO

DESCRIPCION	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
GRAVEDAD ESPECIFICA SOLIDOS	2.90	3.65	2.71	4.4	4.5	4.97	4.5	2.81	3.02	2.98	3.8	3.4	3.8	2.87				3.64	3.59	2.81
PORCIENTO DE SOLIDOS	60	48	60.2	25	30	40	20	43	30	28	30	30	28	56				40	41	42
GRAVEDAD ESPECIFICA PULPA	1.846	1.409	1.68	1.234	1.308	1.488	1.08	1.378	1.234	1.205	1.284	1.37	1.237	1.377				1.409	1.422	1.373
T MPH DE SOLIDOS	47.287	62.88	38.074	0.029	0.288	3.863	0.07	3.592	7.760	3.567	2.95	0.023	2.88	40.794				12.84	8.272	3.609
T MPH DE AGUA	3.38	18.290	23.221	0.087	2.084	8.498	0.068	7.590	18.107	16.107	5.111	0.058	6.170	31.784	10.000	3.111	1.117	18.203	16.122	7.627
T MPH DE PULPA	78.778	81.170	61.295	0.86	2.873	14.186	0.089	13.151	25.867	21.674	7.304	0.083	8.338	72.538				30.367	27.394	13.234
M PH DE SOLIDOS	8.299	3.341	12.988	0.007	0.198	1.139	0.004	1.933	2.564	1.888	0.578	0.008	0.371	14.220				3.334	3.136	1.997
M PH DE AGUA	31.58	18.290	23.221	0.087	2.088	8.493	0.068	7.590	18.107	16.107	5.111	0.058	6.170	31.784	10.000	3.111	1.117	18.203	16.122	7.627
M PH DE PULPA	47.810	81.630	61.779	0.094	2.278	9.634	0.072	8.528	20.671	17.978	8.887	0.083	8.741	48.004				21.537	19.258	9.824
G PM DE SOLIDOS	71.770	14.712	87.098	0.031	0.872	3.018	0.018	8.778	11.290	8.230	2.334	0.022	2.841	82.848				14.681	13.808	8.793
G PM DE AGUA	138.734	68.889	102.280	0.283	8.183	37.408	0.288	33.284	78.791	70.892	22.808	0.288	27.189	138.888	44.033	13.688	4.918	80.154	70.991	33.984
G PM DE PULPA	210.524	83.271	159.308	0.414	10.038	42.421	0.317	42.068	81.021	79.155	23.042	0.277	28.843	202.372				94.835	84.800	42.377

FACULTAD DE INGENIERIA  
UNAM

DIAGRAMA DE FLUJO  
PARA RECUPERACION  
DE SCHEELITA CAP 1000 TONS

J. RODOLFO CREMPO C.      FECHA: AGOSTO 81  
ESCALA: SIN/ESC      LAMINA NO. 14

LIMPIA FINAL

Alimentación	=	17.582 Ton/Día	0.733 Ton/Hra.
Mesa	=	1	
Marca	=	WILFLEY	
Capacidad	=	5 - 20 Ton/Día	
Costo	=	\$174,385.00 M.N.	
Agua G.P.M.	=	5	
Velocidad	=	260 - 300	
Motor	=	1.0 H.P.	
Costo	=	\$15,000.00 M.N.	

MEDIOS QUE RETORNAN A LA CABEZA

163.500 Ton/Día	=	6.813 Ton/Hra.
Bomba	=	3" x 3" SRL-C DENVER
Costo	=	\$45,000.00 M.N.
Motor	=	7.5 H.P.
Costo	=	\$75,000.00

SECADOR ROTATORIC

Alimentación	=	5 Ton/Día	0.20 Ton/Día
--------------	---	-----------	--------------

Capacidad	=	5 - 10 Ton/Día
Costo	=	\$150,000.00 M.N.
Bomba	=	3" x 3" SRL-C DENVER
Costo	=	\$45,000.00 M.N.
Motor	=	1.0 H.P.
Costo	=	\$15,000.00 M.N.

RESUMEN DE MONTO INVERSION TOTAL

Equipo	\$	9,251,605.00 M.N.
Construcción Obra Civil	\$	3,750,000.00
Imprevistos 30%	\$	2,775,481.00
		<hr/>
Total	\$	15,777,086.00 M.N.
 Total Inversión Inicial	 \$	 16,000,000.00 M.N. aprox. =====

COSTO DE OPERACION

AMORTIZACION

Monto total inversión inicial	:	\$16'000,000.00 M.N. (\$640,000 Dhrs. M.A. U.S. Cy.
Tons. secas procesadas por mes	:	21,000
Conc. Scheelita 65% WO <sub>3</sub>	:	14,800 DLLS/TON.M.
Depreciación por Unidad de Producción, Amortización/Ton procesada, (según datos contables de la empresa).	:	\$ 3.60 M.N.

COSTO DE REACTIVOS

<u>REACTIVO</u>	<u>KG.CONSUM./TON</u>	<u>COSTO/KGO.</u>	<u>COSTO/TON. MINERAL</u>
Cu. SO <sub>4</sub>	0.555	39.00	\$ 21.64
Xantato 350	0.208	41.00	8.52
Espumante	0.011	39.00	0.42
Total			\$ 30.58 M.N.

COSTOS DE OPERACION

\$ M.N./TON. MINERAL

Mano de obra	:	\$ 3.00
Rep. Mant. y Mate riales	:	0.25
Reactivos	:	30.58
Fuerza eléctrica	:	1.25
Amortización	:	3.60
		<hr style="width: 100%;"/>
Total		\$ 38.68/TON. M.N.

En el presente estudio no se dá un precio real para el concentrado de Scheelita, puesto que no se cuenta con una proforma de liquidación de éste para conocer exactamente las deducciones por tratamiento, castigos, impuestos de producción y exportación, gastos de representación, tercerías, fletes y subsidios, lo que nos revelaría un valor bruto y neto por tonelada respectivamente.

Ahora bien, suponiendo 30% como deducible a partir del valor original, tendremos:

Conc. de Ca WO<sub>4</sub>

Valor/Ton. Métrica : \$ 14,800.00 DLLS.

## Menos deducciones

30% del valor/Ton.  
Métrica : 4,440.00

Más costos de opera-  
ción : 1.55

---

Total deducciones \$ 4,441.55 DLLS.

De donde obtendremos:

Valor bruto/Ton. Mé-  
trica de Ca WO<sub>4</sub> : \$ 14,800.00 DLLS.

Menos total deduccio-  
nes : 4,441.55

---

Valor neto/Ton Métri-  
ca de Ca WO<sub>4</sub> : \$ 10,358.45 DLLS.

---

De acuerdo con la producción a tratar, 1,000 tonela-  
das (de gruesos), nuestra producción de concentrado por día será:

0.6 Ton/Día Conc. Scheelita

Trabajando 300 días al año, tendremos en total:

$$300 \times 0.6 = 180 \text{ Ton Conc./Año}$$

MOVIMIENTO DE CAJA DESCONTADO (MCD)

El movimiento de caja o generación de fondos es - la utilidad de la Compañía más el cargo de depreciación después de descontar el costo total de su operación.

En el presente trabajo se harán las siguientes con sideraciones:

DATOS BASICOS

Prospecto de  $WO_3$  con 2,284,200 toneladas métricas con posibilidades de aumentar por inferencia de datos de barrenación.

RESERVAS

Jales	:	1'000,000
Mina "El Monte" y "El Carrizal"	:	<u>1'284,200</u>
Total		2'284,200 Ton
Ley Promedio	:	0.15 % $WO_3$
Mineral	:	Scheelita ( $Ca WO_4$ )
Beneficio	:	Concentración Gravimétrica

Se han fijado los siguientes objetivos:

1. - Tasa de oportunidad 12% anual
2. - Un flujo de caja mínimo anual de \$1,500,000.00  
D.L.S. U.S.
3. - Precio probable del  $WO_3$ . - \$14.8 D.L.S. US/KG  
Bruto
4. - Vida mínima de la Planta, 8 años, porque requiere casas y otras obras sociales.

Todo el equipo nuevo : \$ 20,000.00 U.S./Ton

Ritmo de beneficio basado en 300 días por año : 1,000 Ton/Día

### CALCULO DE LA RENTABILIDAD DEL PROYECTO

En este inciso se calcularán varios índices, cada uno de los cuales podrá considerarse como rentabilidad del proyecto, dependiendo de los datos utilizados para dicho cálculo.

1. - Cálculo de la rentabilidad considerando una tasa de oportunidad del 12% (Método Realista).



AÑO	INGRESOS NETOS (DLLS. U.S.)	INGRESOS NETOS A VALOR ACTUAL (DLLS. U.S.)
1		
2	1'609, 103.00	1'609, 103.00
3	2'018, 458.00	1'609, 103.00
4	2'260, 674.00	1'609, 103.00
5	2'531, 955.00	1'609, 103.00
6	2'835, 789.00	1, 609, 103.00
7	3'176, 084.00	1'609, 103.00
8	3'557, 214.00	1, 609, 103.00
9	3'984, 080.00	1'609, 103.00
	<u>21'973, 357.00</u>	<u>12'872, 824.00</u>

$$R = \sqrt[n]{\frac{\sum_{K=1}^n I_k (1+i)^{n-k}}{\text{Inversión}}} - 1$$

$$1'609, 103 (2.2107) + 2'018, 458 (1.9738) + 2'260, 674 (1.7623) + \\ + 2'531, 955 (1.5735) + 2'835, 789 (1.4049) + 3'176, 084 (1.2544) + \\ + 3'557, 214 (1.12) + 3'984, 080 = 31'445, 532$$

$$R = \sqrt[9]{\frac{31'445, 532}{640, 000}} - 1 ; R = 0.541$$

$$R = \underline{\underline{54.1\%}} \text{ Rentabilidad Anual (Método Realista)}$$

## 2. - Tasa de recuperación de la inversión (promedio)

(Tasa de utilidad)

$$\text{T.R.I.} = \frac{\text{UT. NETA PROM}}{\text{INVERSION}} \times 100$$

$$\text{T.R.I.} = \frac{2'746,670}{640,000} \times 100$$

$$\text{T.R.I.} = 429\%$$

## 3. - Ganancia.

Es la diferencia obtenida entre la suma de los ingresos netos reducidos a valor actual y la inversión inicial.

$$G = \sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{n-k} - C \text{ (inversión)}$$

$$G = 12'872,824 - 640,000 = 12'232,824$$

$$G = \underline{\underline{\$ 12'232,824.00 \text{ (U.S.)}}}}$$

$$G = \underline{\underline{\$305'820,000.00 \text{ M.N.}}}}$$

4. - Período de cancelación.

Es el año en que el movimiento de caja suma cero algebraicamente.

$P_c = 6$  meses 23 días.

Ver apéndice 2

MOVIMIENTO DE CAJA DESCONTADO VALOR ACTUAL						
	A	B	C	D = B+C-A	E	F = D x E
	Inversión	Utilidad Anual Neta	Depreciación Anual	Mov. de Caja	Valor Pres.	Mov. de caja descontada
AÑOS	M i l e s   D e   D ó l a r e s				12%	Miles de Dólares
0	640.0			- 640.0	1.0	- 640
* 1	3.2	1'206.8	71.875	1'275.4	0.893	<del>1'138.9</del>
2	3.2	1'609.1	71.875	1'677.7	0.797	1'337.1
3	3.2	1'609.1	71.875	1'677.7	0.711	1'192.8
4	3.2	1'609.1	71.875	1'677.7	0.635	1'065.3
⊙ 5	5.1	1'609.1	71.875	1'675.8	0.567	950.1
6	3.2	1'730.2	71.875	1'798.8	0.506	910.1
+ 7		1'730.2	71.875	1'802.0	0.452	814.5
8		1'730.2	71.875	1'802.0	0.403	726.2

$$P_C = \frac{640}{1138.9} = 0.56 \text{ años}$$

Utilidad a favor = 7,495

Factor =  $\frac{1}{(1+i)}$

Valor actual =  $\frac{\text{Suma Futura}}{(1+i)^n}$

- \* 75% de la producción
- ⊙ Termina periodo de exención de imp.
- + Termina el tiempo considerado para amort.
-  Año en que mov. de caja suman cero algebraicamente.

VIII. CONCLUSIONES Y  
RECOMENDACIONES.

## A) Conclusiones

En el capítulo II se observa que la Geología General del distrito minero de Zimapán ofrece buenas perspectivas a futuro en la localización de yacimientos minerales, y que ha sido una zona importante en el progreso de la región en el rubro minero desde la época colonial, importancia que puede continuarse actualmente.

En el capítulo III concluimos que se cuenta con experiencia en la Unidad en la operación actual de minado, y que a su vez las reservas que se tienen se pueden incrementar, ya que es probable que el cuerpo Concordia continúe a profundidad.

Las reservas cubicadas ofrecen una vida aceptable para la Unidad al ritmo actual de explotación, ya que lo más conveniente es incrementar la exploración en los niveles inferiores, y así aumentar la vida de la Mina.

Otro punto importante es la planificación del sistema de acarreo, ya que según se vaya aumentando el tonelaje a tumbar, resultará insuficiente para los requerimientos deseados.

Como se puede apreciar en el Capítulo IV, el cuele de Contra-Pozos con la máquina Robbins hace atractivo el proyecto,

debido a la rapidez de avance, así como al alto grado de seguridad, a pesar de su alto costo.

Como pudimos observar en el Capítulo V, son bastante promisorios los resultados obtenidos, ya que el costo por tonelada aplicando el método de subniveles con barrenación larga hace actualmente eficiente y segura la explotación: en efecto, a pesar de tener un alto costo en la preparación del bloque, obtenemos un costo más bajo en el tumbé, por lo cual se compensa lo complicado de la preparación con lo altamente productivo y seguro del método reco-mendado. Además, en este caso se cuenta con experiencia en la -aplicación de este método en la Unidad, por lo que sería provecho-sa su aplicación.

En el Capítulo VI podemos concluir lo siguiente: La operación actual de la Planta de Beneficio ofrece aspectos importan-tes como son: la obtención de concentrados con las más altas recu-peraciones.

El Sistema de Beneficio utilizado, que es el de flota-ción selectiva, es el más indicado de acuerdo al tipo de minerales explotados, por lo cuál es el sistema más eficiente aplicado en la Unidad.

Otro factor importante en el Capítulo VII, es que la investigación metalúrgica nos indica que la recuperación de Scheelita en la Unidad "El Monte" es económicamente atractiva, además en el diagrama de flujo se muestra la obtención de subproductos tales como concentrados de Plomo y Zinc, que harían más redituable la inversión en este proyecto.

Hoy en día, la Planta de Recuperación de Scheelita - debe convertirse en una realidad, esperando producir un poco más de media tonelada seca de concentrado por día de ley comercial, y de esta manera no solo se cumple con lo proyectado, sino además con la política gubernamental en la creación de fuentes de trabajo, bienestar de la comunidad y progreso del Estado de Hidalgo.

#### B) Recomendaciones.

En el Capítulo II, es recomendable intensificar la explotación en el Distrito. Esto puede llevarse a cabo de la siguiente manera:

Realizar levantamientos geológicos, en detalle, prospectar, muestrear y realizar geoquímica de zonas cercanas al Dis

trito, que aumentarían las posibilidades de localizar yacimientos - económicamente explotables.

En el Capítulo III, sería bueno recomendar una exploración más intensiva del Cuerpo Concordia, tanto al NW como al SE con barrenos de diamante, así como realizar geofísica en - - áreas cercanas al mismo para su comprobación.

Como anteriormente se mencionó, es probable que el Cuerpo Concordia continúe a profundidad, lo cual aumentaría la vida de la mina.

Además, convendría realizar estudios para mejorar el acarreo existente, el cuál posteriormente sería insuficiente, ade más de inadecuado.

Para hacer más atractivo y realizable el proyecto en lo que respecta al Capítulo IV, se recomienda dar más Contra-Pozos Robbins, además de los propuestos, para que al traer la máquina, aprovecharla al máximo y a su vez programar el cuele de los mismos según lo requiera la operación de la mina.

En el Capítulo V, se recomienda la aplicación del - método descrito, ya que de acuerdo a las necesidades actuales de

operación de la planta, y a la urgencia de tonelaje para su operación, este sistema de explotación se acopla a nuestras necesidades de alta producción y a las condiciones del yacimiento. Además, el cuele de la rampa al bajo del cuerpo hace más eficiente su aplicación, por dar la facilidad de meter equipo de alta producción y a su vez facilitar su acceso y ventilación.

En el Capítulo VI, sería recomendable analizar la posibilidad de una futura ampliación de la Planta de Beneficio, dependiendo en gran parte de la localización de mayores reservas, ya que como podemos observar, la vida de la planta aumentaría de llevarse a efecto el proyecto de la Recuperación de Scheelita.

Por último, en el Capítulo VII, se recomienda la inversión para la construcción de la Planta de Recuperación de Scheelita, tal como lo demuestra el análisis económico.

Además, la demanda en el mercado para concentrados de tungsteno, asegura la recuperación de la inversión a muy corto plazo, (menos de un año).

BIBLIOGRAFIA

- Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico  
Allan M. Bateman.  
Tercera Edición. 1974
- Geología y Yacimientos Minerales del Distrito Minero de Zimapán, Hgo.  
Frank S. Simons y Eduardo Mapes V.  
Consejo de Recursos Minerales. 1957
- Villalba Ogas Margarito y Villalobos Amador René.  
Desarrollo de Tiros y Contrapozos con máquina Robbins en Naica, Chih.  
Memoria de la IX Convención Nacional de la AIMMGM, pág. 109-122.  
Hermosillo, Son. Méx. 1971
- Manual de Operación Máquina Robbins 63-RM.
- Elements of Mining  
Lewis an Clark  
3a. Edición. 1964
- Handbook of Mining Engineers  
Cummins and Giben  
AIME. 1973

- Trituración y Concentración de Minerales  
Comisión de Fomento Minero. 1968
  
- Handbook of Mineral Dressing  
Arthur F. Taggart  
Wiley Handbook Series. 1945
  
- Manual de Mineralogía  
Dana Hurlbut
  
- Concentradores de Cono  
Mineral Deposits Limited
  
- Mesas Concentradoras  
Denver Equipment
  
- Manual del Ing. Químico  
John P. Perry
  
- Propiedades del Tungsteno  
Ore Dressing and Metalurgy  
Chemistry Applications  
Chung YU Hang

- Morales Domínguez, Arturo M.  
El Método de movimiento de caja descontado, valor actual  
y su aplicación en valorizaciones mineras  
IX Convención Nacional de la AlMMGM, pág. 191-201  
Hermosillo, Son. Méx. 1971
  
- Apuntes varios