

4

J efm



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

OPTIMACION EN LA MECANIZACION DE LA MINA LOMO DE TORO, ZIMAPAN, HIDALGO

TESIS PROFESIONAL

Que para obtener el Título de INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA p r e s e n t a

MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA



FALLA DE ORIGEN

MEXICO, D. F.

1990



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

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

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

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

# I N D I C E

	PAGINA
PROLOGO	i
I.- GENERALIDADES.	1
I.1 LOCALIZACION Y ACCESO.	1
I.2 SERVICIOS COMUNITARIOS Y ACTIVIDADES ECONOMICAS.	1
I.3 GEOGRAFIA.	2
I.4 SERVICIOS OPERACIONALES.	2
I.5 ANTECEDENTES HISTORICOS.	3
II.- INFORMACION GEOLOGICA.	5
II.1 GEOLOGIA REGIONAL.	5
II.1.a Estratigrafia	
II.1.b Geologia estructural	
II.1.c Metalogenia	
II.2 GEOLOGIA GENERAL DE LA ZONA EN ESTUDIO.	7
II.2.a Geologia estructural	
II.2.b Geologia del depósito	
III.- SISTEMA ACTUAL DE EXPLOTACION.	12
III.1 INTRODUCCION.	12
III.2 DESCRIPCION DE LAS OBRAS PRINCIPALES.	13
III.3 SISTEMA DE EXPLOTACION.	15
III.4 SERVICIOS.	19
IV.- OPTIMACION EN LA MECANIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS.	22
IV.1 INTRODUCCION.	22
IV.2 SELECCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION.	23
IV.3 DESCRIPCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION PROPUESTO.	25
IV.4 COMPARACION DE LOS SISTEMAS DE EXPLOTACION ACTUAL Y PROPUESTO.	29
IV.4.A Análisis técnico-económico del sistema de explotación actual.	30
a) Diseño de los pilares	
b) Preparación	
c) Explotación	
d) Análisis de costos	
IV.4.B Análisis técnico-económico del sistema de explotación propuesto.	43
a) Diseño de los pilares	
b) Preparación	
c) Explotación	
d) Programación del rebaje por Ruta Crítica.	
e) Análisis de costos	

IV.4.C	Comparación del sistema de explotación "Cuartos y Pilares. Sistema escalonado" en relación con el de "Cuartos y Pilares inclinados".	63
	a) Cuadro comparativo	
	b) Ventajas y desventajas	
V.-	SISTEMA ACTUAL DE BENEFICIO.	66
V.1	INTRODUCCION	66
V.2	ACARREO DEL MINERAL MINA-PLANTA.	66
V.3	TRITURACION.	67
V.4	MOLIENDA.	67
V.5	CONCENTRACION.	68
V.6	ESPESAMIENTO Y FILTRADO.	71
V.7	PRESA DE JALES.	71
V.8	SERVICIOS.	71
V.9	PRODUCCION Y DESTINO DE CONCENTRADOS.	72
VI.-	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	74

ANEXOS.

REFERENCIAS Y BIBLIOGRAFIA.

## PROLOGO

El incremento generalizado de costos y los grandes avances tecnológicos desarrollados en el área de extracción de minerales, han originado que las empresas minero-metalúrgicas busquen cambios que hagan a los procesos más productivos, mediante los cuales logren abatir costos, lo que ha ido en forma paralela con la búsqueda y selección de sistemas de explotación aplicando equipos más adecuados, así como técnicas más avanzadas para el control de las operaciones.

El principal objetivo de este trabajo es presentar una base comparativa entre el sistema de explotación actual y el sistema de explotación propuesto "Cuartos y pilares. Sistema escalonado", donde se espera optimar la mecanización en las fases de barrenado, rezagado y acarreo, en zonas que inicien operaciones de desarrollo, preparación y explotación.

No se pretende fijar estándares de operación para todas las zonas de la mina, ya que esto no sería posible debido a las condiciones operativas actuales de la mina y a las irregularidades en el comportamiento de las estructuras mineralizadas.

En la primera parte del trabajo se da un panorama general de la zona en estudio, abarcando la situación geográfica y social, características geológicas y condiciones actuales de operación en la mina. La información se obtuvo de los estudios socio-económicos, geológicos y mineros elaborados en fechas anteriores, siendo actualizada a la fecha.

La segunda parte del estudio consiste propiamente del proyecto minero, incluyendo la selección del sistema de explotación que reunió las características técnicas y económicas más favorables para lograr el objetivo planteado, el análisis técnico-económico de los dos sistemas de explotación involucrados y el análisis comparativo de ambos sistemas.

La tercera parte esta constituida por una descripción general de la planta de beneficio, en la cual se maquila el mineral procedente de la mina.

Finalmente, en la cuarta y última parte del trabajo, se presentan las conclusiones obtenidas durante el estudio, así como las recomendaciones necesarias para lograr el objetivo deseado.

OPTIMACION EN LA MECANIZACION DE LA MINA LOMO DE TORO,  
ZIMAPAN, HIDALGO.

C A P I T U L O I

GENERALIDADES

I.1) Localización y acceso.

El Distrito minero de Zimapán, Hgo. se encuentra ubicado en la porción noroccidental del estado de Hidalgo en el municipio de Zimapán, comunicado por la carretera Federal 85 México-Nuevo Laredo aproximadamente en el kilómetro 207.

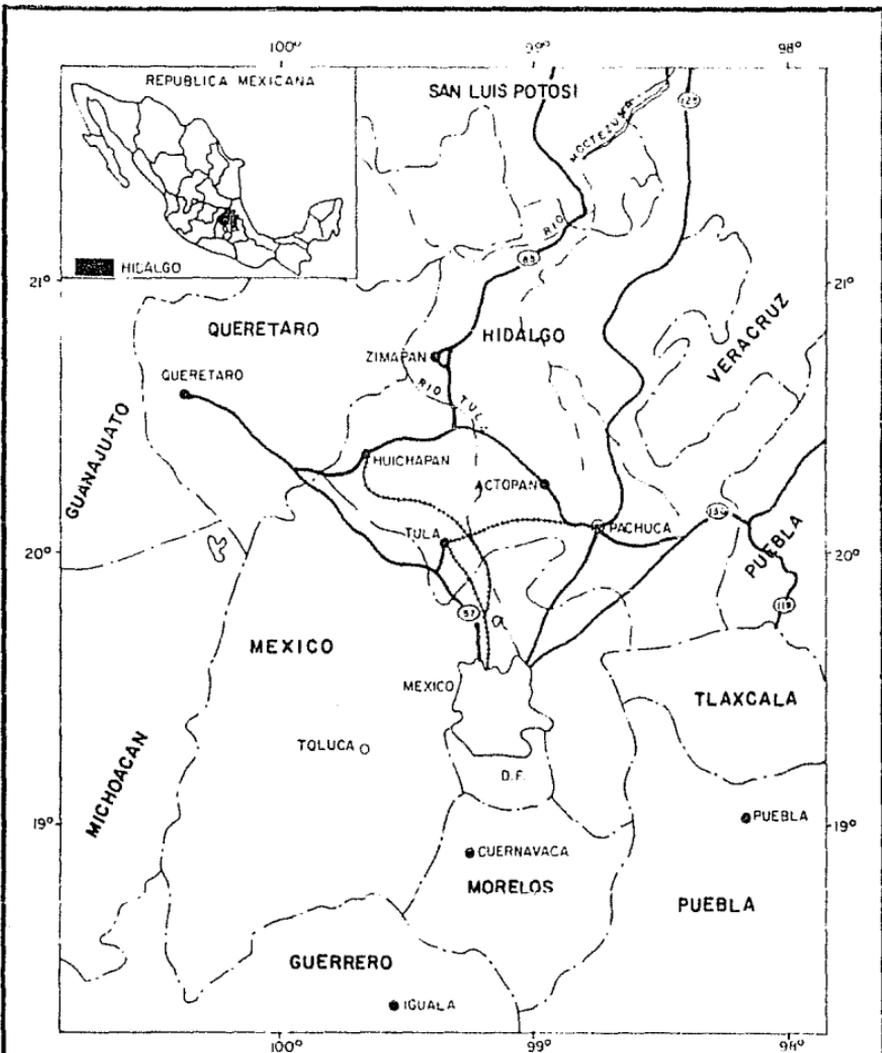
Geográficamente el área se localiza a 20° 45' latitud norte y 99° 23' longitud oeste del meridiano de Greenwich, a una elevación de 1770 msnm.

La Mina Lomo de Toro se encuentra aproximadamente a 15 kilómetros al noroeste del poblado de Zimapán, Hgo. en la zona minera El Carrizal, comunicada por un camino de terracería transitable todo el año (planos N° 1 y 2).

I.2) Servicios comunitarios y actividades económicas.

Zimapán, Hgo. tiene una población aproximada de 40,000 habitantes contando con los siguientes servicios: Teléfono, telégrafo y correo; energía eléctrica, agua potable y drenaje; escuelas primarias, secundarias y de nivel medio superior; así como, servicios médicos, bancarios, comerciales, industriales y agrícolas.

La población del municipio basa su economía principalmente en la industria minero-metalúrgica, cría de ganado menor -ovejas y cabras-, y en menor escala en la agricultura, dadas las condiciones climatológicas e hidrológicas de la zona. Existe una alta tendencia de emigración a los Estados Unidos de Norteamérica, originando que una gran parte de la mano de obra con preparación práctica en el ramo minero-metalúrgico abandone el trabajo con la ilusión de internarse en dicho país, arriesgando sus ahorros y su propia seguridad.



**U  
N  
A  
M**

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

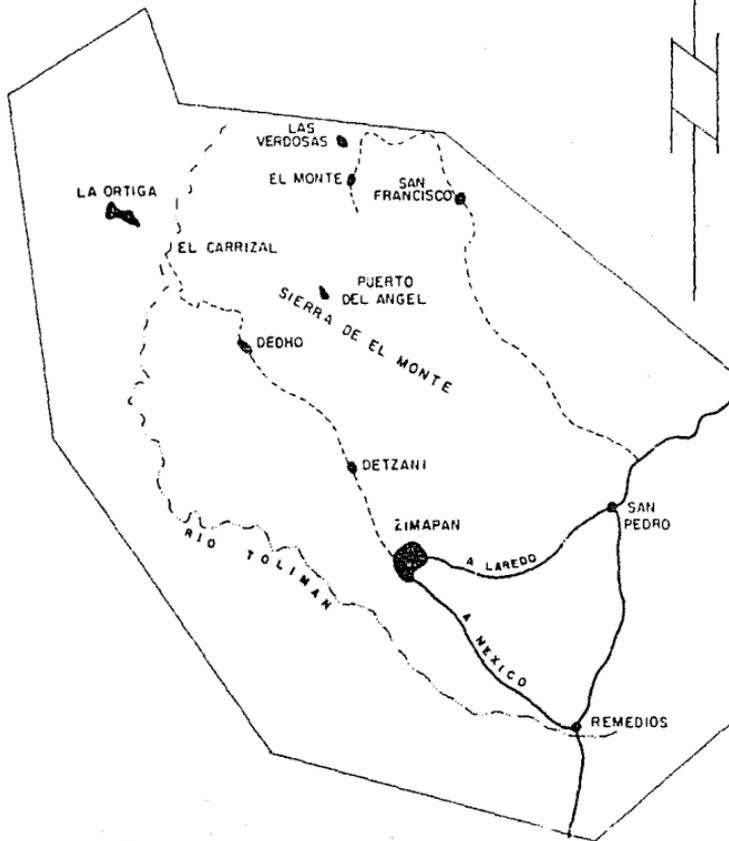
PLANO DE LOCALIZACION

MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA

ESC. 1:2'000,000

AGOSTO 1990

PLANO No. 1



<b>U</b> <b>N</b> <b>A</b> <b>M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	PLANO DE LOCALIZACION EN EL DISTRITO MINERO DE ZIMAPAN, HGO.	
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA	
CROQUIS	AGOSTO 1990	PLANO No. 2

### I.3) Geografía.

Fisiográficamente, el distrito minero de Zimapán se encuentra en la provincia de la Sierra Madre Oriental, en el borde occidental llamado subprovincia de Sierras Altas, con relieve montañoso extremadamente accidentado. Geomorfológicamente la provincia corresponde al tipo de montañas plegadas en una etapa del ciclo erosivo parecida a la madurez, existiendo remanentes de superficie erosional cubierta con aluvión.

El Valle de Zimapán drena hacia el río Tolimán, que nace aproximadamente a 11 kilómetros al sur del poblado en dirección norte-noroeste. El río Tolimán, afluente del río Moctezuma, corre en un amplio valle, pero, más al norte ha erosionado y formado una enorme barranca hasta su confluencia con el río Moctezuma, que marca el límite con el estado de Querétaro.

El clima que predomina en la región es seco-estepario muy similar al de la mayor parte de la Meseta Central Mexicana. La temperatura media anual es de 19° C, con días calientes y noches frescas en verano. La estación de lluvias es durante los meses de mayo a octubre, cayendo en dicha temporada casi el 90% de la precipitación anual.

La vegetación varía con la elevación, predominando el pino, madroño, tilo americano, cerezo silvestre, enredaderas y helechos en las partes altas. En las depresiones o partes bajas predomina una flora desértica típica, como el mezquite, nopal, biznaga, organo, ocotillo, lechuguilla y gatuños.

### I.4) Servicios operacionales.

La mano de obra no calificada sin ser abundante es suficiente para las necesidades del distrito, siendo bastante escasa la mano de obra calificada.

El suministro de agua para las operaciones particulares de la mina Lomo de Toro proviene de las filtraciones que se tienen en el interior de la mina, siendo hasta el momento suficiente para las necesidades actuales.

El suministro de energía eléctrica es realizado por la Comisión Federal de Electricidad, partiendo del poblado de Zimapán, Hgo. el tendido de las líneas hasta la zona minera El Carrizal.

El abastecimiento de materiales, refacciones, combustibles, lubricantes y demás insumos requeridos para las operaciones se obtienen tanto localmente como de los centros distribuidores de la ciudad de México, D.F., Querétaro, Oro., Pachuca, Hgo., Torreón, Coah., etc...

#### I.5) Antecedentes históricos.

Intentar delinear la historia de la minería en el distrito es un tanto imposible, debido a la falta de información básica y a la generalización de la información disponible, originada principalmente por la escasez y/o destrucción de las estadísticas durante algunas épocas de inestabilidad política del país. Existen únicamente algunos registros de producción de unos cuantos periodos, muy separados entre sí y sólo para algunas de las bonanzas del distrito, no existiendo registros de la producción total del mismo o de alguna mina en particular.

Los trabajos mineros en el distrito han sido más o menos continuos hasta nuestros días, con excepción de algunas interrupciones en las épocas de inestabilidad política del país durante los años 1840 a 1878 y 1910 a 1921.

El descubrimiento de la mina Lomo de Toro por Lorenzo de Sabra (en 1632), inició la minería en el distrito y prácticamente la historia de esta mina es la historia minera de la región, ya que fue la mina de mayor importancia durante más de tres siglos.

Algunas de las principales empresas mineras que operaron en el distrito fueron: Compañía Real del Monte y Pachuca que trabajó la mina Lomo de Toro (1825-1828); La "Hidalgo Copper Mining and Smelting Company" llevó a cabo obras mineras en pequeña escala en la mina Concordia (1913-?), Nevada y Purísima (1921-?) y algunas otras minas de la zona El Monte (1913-?); Compañía Fundidora y Minera de Zimapán operando en las minas de Rosario, Santa Gorgonia, La Candelaria, San Gerónimo, Poder de Dios y Las Animas (1921-?). En 1929 muchas compañías estaban operando en el Distrito, siendo las principales: Compañía Minera Mexicana en las minas de San Pascual y La Cruz y, La Negociación Minera La Aurora en los yacimientos de Preciosa Sangre y San José Maravillas.

El descubrimiento de los grandes cuerpos de mineral oxidado de la Mina Lomo de Toro en 1945 y la construcción de la carretera de terracería, transitable todo el año, a la zona minera El Carrizal en 1946-47, estimuló la producción en mayor escala principalmente en las minas Lomo de Toro y Los Balcones.

Actualmente en el distrito existen varias empresas mineras, dentro de las cuales -por mencionar algunas- se tienen: Lomo de Toro, S.A. de C.V. y La Primera, S.A. de C.V. operando en la mina Lomo de Toro; Industrias Peñoles, S.A. de C.V. en las minas El Monte y El Carrizal; Cia. Minera Metalúrgica San Miguel en las minas Purísima y San Miguel; Cia. Minera El Carrizal en las minas El Vaquero y Las Estacas; Cia. Minera El Espiritu en la mina El Espiritu; Cia. Preisser y Martínez en la mina Los Balcones.

## C A P I T U L O    I I

### INFORMACION    GEOLOGICA

#### II.1) GEOLOGIA REGIONAL.

##### II.1.a) Estratigrafía.

Las rocas que afloran en la región pertenecen a la secuencia sedimentaria Mesozoica que constituye la formación geológica denominada Plataforma del Doctor y están representadas por lutitas, calizas, calizas lutíticas, fangolitas, areniscas, fanglomerados, rocas volcánicas basálticas y andesíticas, depósitos de terrazas y depósitos de aluvión, cuya secuencia geológica se resume en los siguientes eventos: (cuadro N° 1).

- Deposición de calizas, arrecifes calcáreos y lutitas durante el Periodo Cretácico superyacentes en discordancia con las calizas, areniscas y lutitas del Jurásico Superior;
- Plegamiento y erosión prolongada a principios del Terciario originando: Pliegues recostados o isoclinales recumbentes, pliegues abiertos, fallas de empuje de poca magnitud y reducción de la superficie, posterior al plegamiento;
- Deposición del fanglomerado El Morro y de las rocas volcánicas Las Espinas a mediados del Terciario;
- Intrusión de los cuerpos ígneos monzoníticos y sus diques asociados, originando metamorfismo dinámico e ígneo de la caliza del Cretácico Inferior a táctita y la del Cretácico Superior y el fanglomerado El Morro a hornfels;
- Formación de los yacimientos a fines del Terciario, en fases subsecuentes, por los procesos de reemplazamiento y relleno de fracturas, seguido, de las etapas de erosión y oxidación de los yacimientos;
- Finalmente y en épocas recientes del Periodo Cuaternario, ocurre la deposición de los fanglomerados Zimapan y Daxi seguida de erosión, originando los depósitos aluviales y la formación de caliche.

PERIODO	SERIE	FORMACION	DESCRIPCION LITOLOGICA
CUATERNARIO	RECIENTE	ALUVION ( 12 METROS )	DEPOSITOS DE TERRAZAS.
	PLEISTOCENO	FANGLOMERADO DAXI ( 10 METROS )	DEPOSITOS DE ABANICOS ALUVALES Y MATERIAL GRUESO.
TERCIARIO	PLIOCENO	FANGLOMERADO ZIMAPAN ( 15 METROS )	DEPOSITOS DE ABANICOS ALUVALES Y MATERIAL GRUESO.
	MIOCENO	LAS ESPINAS ( 375 METROS )	INTRUSION DE LOS CUERPOS MONZO- NICOS Y SUS DIQUES ASOCIADOS. LAVAS, TOBAS Y AGLOMERADOS DE ANDESITA Y BASALTO.
	OLIGOCENO	FANGLOMERADO EL MORRO ( 400 METROS )	ABANICOS ALUVALES CON CLASTOS DE CALIZA Y MATERIAL VOLCANICO.
	EOCENO		
CRETACICO	CRETACICO SUPERIOR	DISCORDANCIA ANGULAR 40° SOYATAL ( 1000 METROS )	MARGAS Y LUTITAS CALCAREAS.
	CRETACICO INFERIOR	DOCTOR ( 800 METROS )	CALIZA CON BANDAS DE PEDERNAL, CALIZA CON MODULOS DE PEDERNAL, CALIZA DE ASPECTO BRECHADO Y LODOS CALCAREOS.
	JURASICO SUPERIOR	LAS TRANCAS ( 200 METROS )	CALIZAS Y LUTITAS, GRAFVACAS INTERSTRATIFICADAS CON LUTITAS, DRAWVACAS, ARCOSAS.

CUADRO N° 1.- CUADRO LITOLOGICO DEL DISTRITO MINERO  
DE ZIMAPAN, HGO. ( 1 ).

( 1 ) SIMONS, Frank S. y Mapes.  
pags. 28 y 130.

## II.1.b) Geología Estructural.

Regionalmente los yacimientos del distrito se encuentran localizados en los flancos del Anticlinal El Piñón que se extiende hacia Zimapán por el SW y hacia Santo Entierro por el NW. Este plegamiento es correspondido por un sinclinal que se extiende hacia el valle de Maconí, Gro., formando ambos el Anticlinorio El Piñón (plano N° 3).

Las estructuras geológicas presentes en el distrito se agrupan en dos grupos principales:

**Estructuras en rocas cretácicas.**- Se caracterizan por pliegues abiertos o isoclinales recumbentes de magnitud variable, generalmente asimétricos o recostados, con echado de sus planos axiales usualmente hacia el suroeste. Los fallamientos de empuje parecen haber sido de menor importancia y no se conocen fallas normales de magnitud apreciable. Las estructuras de mayor importancia en este grupo son los anticlinales de Puerto Angel y El Piñón.

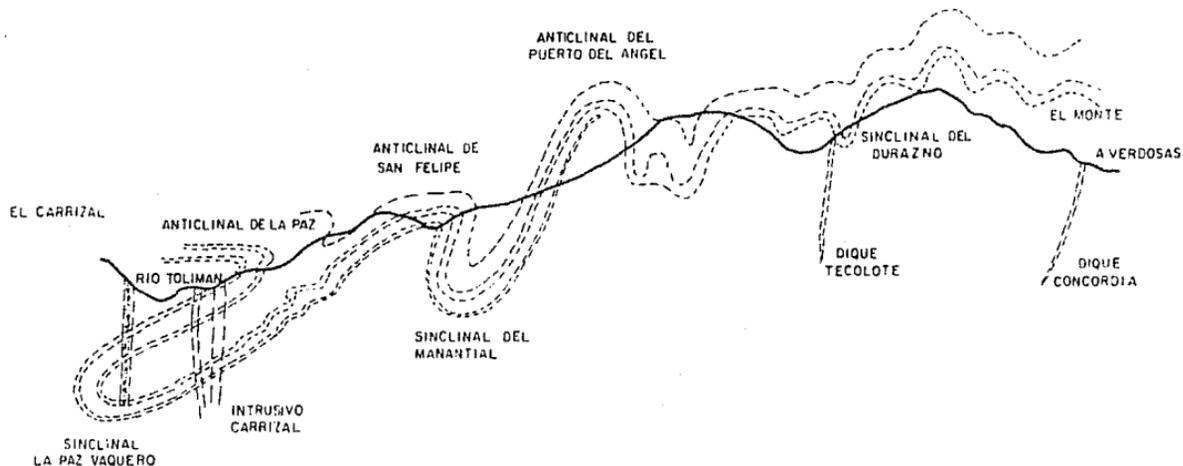
**Estructuras en rocas post-cretácicas.**- Son representadas por las estructuras correspondientes a rocas del Terciario y consisten en plegamientos ligeros, levantamientos y fallamiento. El fallamiento es la característica más prominente de estas estructuras, generalmente tienen una orientación al noroeste y están representadas principalmente por las siguientes fallas: El Malacate, San Pedro, La Estancia y El Mui. El único pliegue conocido en las estructuras de este grupo, es un pequeño sinclinal en el fanlomerado El Morro, al suroeste del Cerro del Potrero.

## II.1.c) Metalogenia.

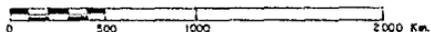
Los yacimientos minerales del distrito guardan una relación genética muy íntima con el intrusivo monzonítico y sus diques asociados, correspondiendo genéricamente a dos tipos de mineralización:

**Yacimientos de reemplazamiento en caliza y caliza lutítica.**- Son los de mayor importancia y están representados por yacimientos pirometasomáticos, hipotermiales y mesotermiales, siendo estos últimos los de mayor interés económico. Los dos primeros, presentan grandes dificultades para diferenciarlos debido a que un grupo bastante grande de minerales incluyendo tanto silicatos como sulfuros es común en ambos tipos de yacimientos.

Los yacimientos pirometasomáticos están constituidos principalmente por silicatos y menos abundantemente por carbonatos y fluorita como minerales de ganga y como minerales de mena se encuentran: Esfalerita, pirita, galena,



ESCALA GRAFICA



**U  
N  
A  
M**

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

ANTICLINORIO DEL PIRSH  
SECCION N 73°E VISTA AL NW

MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA

CROQUIS

AGOSTO 1990

PLANO No. 3

arsenopirita, pirrotita, calcopirita y jamesonita, en contacto con caliza sin alterar en la mayoría de los casos.

Los yacimientos mesotermales se caracterizan por tener alteración de la roca encajonante muy ligera o ausente, conteniendo como únicos sulfuros abundantes: Esfalerita, pirita y galena, con ganga constituida principalmente por calcita y fluorita, con dolomita en algunos lugares.

Estos yacimientos son del tipo chimenea-manto y están interconectados en las partes superiores; y por su forma, se relacionan con los yacimientos tipo chimenea-manto del norte de México.

**Yacimientos minerales en forma de vetas.**- Estos yacimientos muestran características genéticas tanto epitermal como mesotermal, caracterizándose por su ganga de calcita o de cuarzo.

Las vetas con ganga de calcita son las más abundantes y se localizan principalmente a lo largo de fallas de poco desplazamiento. Su contenido mineral es muy errático y su mineralogía muy simple, la galena y la esfalerita son los únicos sulfuros abundantes, con escasa pirita.

Las vetas con ganga de cuarzo se formaron a poca profundidad (zona epitermal) siendo poco comunes, contienen galena, pirita y arsenopirita como únicos sulfuros reconocidos.

Las vetas en rocas ígneas intrusivas se caracterizan principalmente por la piritización de la roca encajonante y por su contenido de plomo, plata y cobre como principales metales de valor económico.

## II.2) GEOLOGIA GENERAL DE LA ZONA EN ESTUDIO.

La zona en estudio se localiza en la margen derecha de la barranca El Carrizal, en el flanco poniente del anticlinal del Angel.

Las rocas presentes con respecto a su origen son:  
a) Calizas del Cretácico Inferior formadas por una alternancia concordante de cuerpos de caliza estratificada y caliza masiva recristalizada. Los primeros presentan paquetes de caliza con estratos delgados intercalados con pedernal y numerosas vetillas de calcita relleno de algunas de las fracturas presentes; la caliza masiva es de aspecto dolomítico con espesor variable, presentando bastante cristalización, muy relacionada favorablemente con el reemplazamiento de la caliza por las soluciones mineralizadas que originaron los yacimientos presentes; y, b) Rocas ígneas del Terciario, representadas por un potente cuerpo cuarzomonzonítico y una serie de diques que

intrusionan a las calizas y convergen hacia el cuerpo de cuarzo-monzonita, variando su composición mineralógica de andesita, latita y riolita.

En varios lugares puede apreciarse una zona de transición en los contactos de las dos fases de calizas, presentando fracturamiento debido posiblemente a la diferente competencia de la roca.

## II.2.a) Geología Estructural.

El yacimiento de Lomo de Toro se encuentra localizado en el flanco poniente del Anticlinal del Angel, existiendo una serie de pliegues isoclinales recostados locales, observándose horizontes de caliza masiva recristalizada concordantes y dentro de paquetes de caliza con estratos delgados con poca o nula cristalización.

Las estructuras de las calizas son bastante complejas, ya que han estado sujetas a numerosos esfuerzos regionales de compresión y tensión, originando fallamiento y numerosos plegamientos locales. Se han localizado numerosas fallas o fracturas de tipo normal, de las cuales algunas no tuvieron continuación a profundidad o se perdieron al entrar en las calizas de estratos delgados.

Las fallas de mayor importancia por su relación con el yacimiento son: falla del Tiro, falla de La Brecha, falla del Sur y falla del Dique del Año Nuevo, las cuales cortaron y desplazaron levemente a las zonas mineralizadas y al mismo tiempo corresponden a zonas estériles.

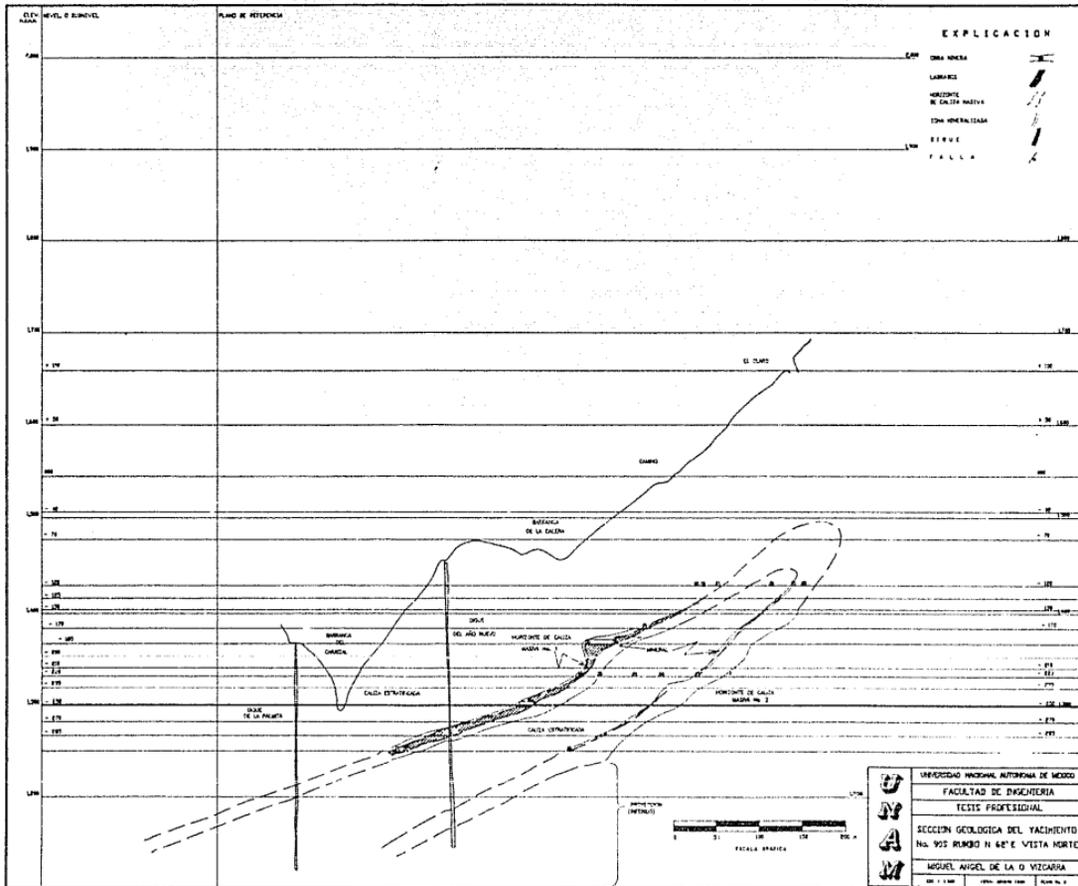
En términos generales el yacimiento está formado por una serie de chimeneas y mantos interconectados, estrechamente relacionados con el rumbo y buzamiento de los cuerpos de caliza masiva recristalizada (Planos N° 4,5 y 6).

## II.2.b) Geología del depósito.

Los yacimientos minerales en el área de Lomo de Toro pertenecen al tipo conocido como Mesothermal de reemplazamiento en caliza y relleno de cavidades, y por su forma se relacionan con los tipo chimenea-manto del Norte de México. Se trata de varias chimeneas con inclinación variable de 70 a 80° presentando formas irregulares.

Las dimensiones de las chimeneas varían desde menos de 80 m. hasta casi 170 m. en la vertical, con secciones en planta que llegan a ser hasta de 70 m. x 30 m. variando a otras más pequeñas. El único afloramiento conocido es en el nivel +100 correspondiendo a la chimenea El Claro. Los principales cuerpos







en forma de chimenea fueron: Santa Luisa, El Ave Maria y El Claro, los cuales se desprenden de algunos cuerpos tipo chimenea-manto de alcance local y de importancia secundaria, por sus dimensiones pequeñas. Estos cuerpos han sido casi completamente explotados a la fecha y corresponden a las antiguas bonanzas de la mina Lomo de Toro.

Las dimensiones e inclinación de los mantos principales asociados a los horizontes de caliza masiva N° 1 y 2 son muy variables; estos mantos han sido reconocidos y semidesarrollados desde el nivel -120 al nivel -300 de la mina Lomo de Toro, con dimensiones longitudinales, observadas por obra directa en los diferentes niveles, que varían desde 25 m. hasta 550 m., inclinación de 14° a 80° y espesor de 0.10 m. hasta 12.0 m., con un promedio de 2.5 metros.

Generalmente los mantos se ubican en el contacto del alto de la caliza masiva y la caliza de estratos delgados, así como en algunas zonas dentro del cuerpo de caliza masiva recristalizada.

**Paragenesis.-** La mineralización consiste en sulfuros masivos cuya secuencia paragenética es: Pirita como primer mineral depositado, blenda con calcopirita y por último la galena de grano medio. La plata está contenida en la galena en forma de argentita y en casos muy aislados está asociada a la calcopirita, principalmente en la zona noroeste próxima al dique de La Palmita. La ganga está formada principalmente por calcita.

La esfalerita es más abundante a profundidad, incrementándose al sureste del yacimiento; la pirita y la calcopirita hacia el noroeste; la galena y en consecuencia la plata se incrementan a profundidad y en dirección al intrusivo monzonítico.

**Guías de la mineralización.-** Para la prospección y exploración del yacimiento se tomaron en cuenta las siguientes guías:

#### **Estructurales.**

- Las fracturas con rumbo aproximado N 40° W;
- Las fracturas transversales;
- El contacto entre las calizas masivas y las de estratos delgados;
- Las inflexiones en el rumbo y buzamiento del contacto entre las dos fases de caliza.

#### **Litológicas.**

- La caliza masiva recristalizada;
- Los intrusivos.

## **Mineralógicas.**

-Las fracturas e intrusivos con pirita.

## **Químicas.**

-La caliza masiva recristalizada con abundante dolomita.

**Reservas de mineral.**- Existen actualmente dos cuerpos con mineralización importante, relativamente cercanos uno del otro, encontrándose ambos en diferentes fases de desarrollo: El manto asociado al Horizonte N° 1 se encuentra actualmente en explotación con rebajes en producción entre los niveles -170 y -220, obras de exploración (frentes) en el subnivel -185 y en el nivel -300 respectivamente; el manto asociado al Horizonte N° 2 está en su fase de desarrollo en el nivel -250 con el desborde de sus frentes, y en sus fases de exploración y preparación entre los niveles -170 y -220 en la zona sureste, con el cuele de frentes, contrapozos y barrenos a diamante.

La estimación de reservas en esta mina es bastante compleja, debido a la gran variación en el rumbo, echado y espesor de los mantos, estando estimadas muy conservadoramente, habiendo bastantes posibilidades para aumentar en volumen y contenidos, de acuerdo con las experiencias tenidas a la fecha. Se ha optado por dividir las reservas de acuerdo a la siguiente clasificación:

**Reservas positivas.**- Son las comprendidas en las zonas donde es posible observar directamente el mineral, tanto en los niveles superior e inferior, como en los contrapozos que comunican ambos niveles.

**Reservas probadas.**- Se denominan a las comprendidas entre dos niveles, en los cuales es posible observar y medir el cuerpo mineral, y que de acuerdo con las evidencias geológicas es posible asegurar su continuidad de un nivel hacia el otro.

**Reservas probables.**- El cálculo de estas reservas se efectúa a partir de medidas específicas del mineral y proyecciones razonables, de acuerdo con las evidencias que se tienen del comportamiento del yacimiento.

**Reservas Inferidas.**- En estas, el cálculo se basa en estimaciones de acuerdo con el conocimiento geológico del yacimiento, así como algunas medidas específicas tomadas en consideración. De acuerdo con esta clasificación, las reservas de mineral actuales a enero de 1990, son del orden de:

RESERVAS	HORIZONTE N° 1 Tons.	HORIZONTE N° 2 Tons.	TOTAL tons.
Positivas	128,026	-	128,026
Probadas	188,576	169,700	249,276
Probables	-	204,600	204,600
Posibles	-	85,200	85,200

## C A P I T U L O   I I I

### SISTEMA   ACTUAL   DE   EXPLOTACION

#### III.1) Introducción.

La Mina Lomo de Toro es trabajada actualmente por las empresas Lomo de Toro, S.A. de C.V. y La Primera, S.A. de C.V., las cuales están separadas por los límites de sus fundos. Las obras mineras están interconectadas y los accesos sirven para ambas empresas, e inclusive los yacimientos presentes se prolongan en dichos límites.

Los cuerpos mineralizados con forma de chimeneas y las zonas arriba del nivel -170 correspondientes a los mantos han sido casi completamente explotadas a la fecha, quedando pendientes la exploración y búsqueda de los canales de mineralización de algunas de las chimeneas, así como la exploración de la continuidad longitudinal al norponiente y suroriente de los mantos.

Las zonas de trabajo en el manto asociado al horizonte N° 1 se concentran entre los niveles -170 y -300, con rebajes en producción entre los niveles -170 y -220 y una frente de exploración en el nivel -300; en el manto asociado al horizonte N° 2, se concentran entre los niveles -170 y -250, principalmente en las siguientes obras de preparación y desarrollo: Una frente de preparación en el subnivel -210 en la zona suroriente de la mina, ampliaciones de las frentes norponiente y suroriente de una sección de 2.2 m. x 2.0 m. a otra de 3.0 m. x 3.5 m. en el nivel -250. Estando actualmente en proyecto la profundización de la rampa de servicio hasta el nivel -300.

En la actualidad la exploración por barrenación a diamante está dirigida principalmente hacia el horizonte N° 3 en los niveles 00 y -220 con dos máquinas exploradoras con diámetro de tubería "AQ" y recuperación de núcleo: Una Long Year 34 con capacidad de barrenación de 450 m. en el nivel 00 y una JKS-300 con capacidad para 250 m. en el nivel -220. Adicionalmente se cuenta con dos máquinas exploradoras JKS-25 con capacidad de barrenación de 60 m. y tubería nucleadora con diámetro "IEW" utilizadas para la exploración y reconocimiento de la continuidad vertical y longitudinal de los cuerpos minerales conocidos en parte.

### III.2) Descripción de las obras principales.

Entre las principales obras que forman la infraestructura de la mina, se encuentran las siguientes:

a) **Socavón San Guillermo.** - Se trata de una obra minera de 185.0 m. de longitud, con sección de 5.0 m. x 4.5 m., siendo el principal acceso a la mina, contrato San Guillermo, camino de emergencia y a los "labrados antiguos" de las chimeneas Santa Luisa, Ave María y El Claro.

En esta obra se inicia el acarreo del mineral a la planta de beneficio, por medio de camiones de volteo de 10 toneladas de capacidad cada uno, los cuales son cargados en el interior de la mina en la tolva receptora del nivel 00 del contrato San Guillermo.

b) **Socavón Dolores.** - Es una obra minera ubicada en el nivel -220 que esta comunicada a superficie aproximadamente a 40.0 m. sobre el cauce de la barranca El Carrizal. Tiene un desarrollo total de 780.0 m. y una sección de 3.0 m. x 3.5 m., siendo el acceso principal de vehículos al interior de la mina.

Por esta obra se efectúa el acarreo de tepehate al exterior, por una comunicación adicional a la barranca El Carrizal.

c) **Contratiro San Guillermo.** - Es una obra vertical de servicio y manto, con sección rectangular de 1.7 m. x 4.0 m. y un desarrollo total de 280.0 m., está dividida en dos secciones por guías de cable de acero de 7/8" de diámetro: una sección para la calesa, la cual tiene capacidad para transportar un máximo de 6 personas, y la otra para el bote de manto con capacidad de 1.250 toneladas métricas.

Está equipado con un malacate de doble tambor, marca Ingersoll Rand con motor de 75 HP y sistema de embrague; opera bajo el principio de contrapeso con bote y calesa balanceados y utiliza cable de acero 7 x 19 con alma de fibra de vidrio, tipo cobra de 7/8" de diámetro.

Por esta obra se efectúa la transportación de personal, materiales y mineral, dando servicio entre los niveles 00 y -220, con ventanillas en cada uno de los niveles principales: niveles 00, -40, -70, -120, -170 y -220.

**d) Contratiro Dolores.-** Es un contratiro vertical de servicio y manto entre los niveles -220 y -300, con un desarrollo total de 125.0 m. y sección rectangular de 1.7 m. x 3.0 m.. Dicha obra está dividida en dos compartimientos: uno para camino y servicios y el otro para calesa y bote de manto; y cuenta con guías de madera, escalariado y ductos para aire comprimido, agua y energía eléctrica.

Está equipado con un malacate (sin marca) de un sólo tambor, con motor de 40 HP y utiliza cable de acero de 5/8" de diámetro.

Por esta obra actualmente se efectúa la transportación de personal, materiales, mineral y tepetate provenientes de los niveles -250 y -300.

**e) Niveles principales.-** La mina cuenta con seis niveles principales interconectados: niveles 00, -120, -170, -220, -250 y -300, así como los niveles actualmente fuera de servicio: San Damián, La Bota, +100, +50, -40 y -70

El nivel 00 es el de mayor desarrollo con tres comunicaciones a superficie en los socavones San Guillermo y Año Nuevo, comunicando a los labrados de los cuerpos Santa Luisa, Ave María y El Claro, a la zona del Año Nuevo y al camino de emergencia; el nivel -120 comunica del contratiro San Guillermo a la parte inferior de los labrados de las chimeneas, parte superior de los mantos de mineral asociados a los horizontes N° 1 y 2 y al camino de emergencia, así mismo, cuenta con una comunicación a la barranca El Carrizal por el socavón del Barreno; los niveles -170 y -220 comunican del contratiro San Guillermo a los cuerpos de mineral, a la rampa de servicio, camino de emergencia y a los "chorreaderos" generales actualmente en uso; los niveles -250 y -300 comunican del contratiro Dolores a los cuerpos de mineral asociados a los horizontes N° 1 y 2, a la rampa de servicio (nivel -250) y al camino de emergencia; el nivel -300 es actualmente el más profundo de la mina.

En el nivel -220 se concentra todo el mineral y tepetate procedente de las obras actuales de producción, preparación, exploración y desarrollo para su extracción a superficie. En este nivel se tienen los dos únicos accesos al horizonte de caliza masiva N° 3 -actualmente en la etapa de prospección y exploración-, y varias comunicaciones a la barranca El Carrizal por los socavones Dolores y La Palmita, así como por cinco tepetateras.

f) **Subniveles.**- Son las frentes y cruces que sirven de acceso y para la exploración y preparación de los cuerpos minerales. Los accesos generalmente parten de las rampas y contrapozos de preparación, con una distribución vertical variable según el comportamiento estructural de los cuerpos minerales. Los subniveles principales son: -135, -150, -185, -200, -235, -270 y -285.

g) **Rampas.**- Existe un sistema de rampas interior con sección de 2.2 m. x 2.5 m. entre el nivel -220 y subnivel -150 y sección de 3.0 m. x 3.5 m. entre los niveles -250 y -220, con pendientes de 20% a 25%. Se utilizan para dar acceso al personal y equipo móvil a los subniveles y niveles comprendidos entre el subnivel -150 y el nivel -250.

h) **Chorroaderos generales.**- La mina cuenta actualmente con dos chorroaderos o metaleras generales que van del nivel -220 hasta el nivel -170. En la actualidad todo el mineral y parte del tepetate extraído entre estos dos niveles se canaliza por estas obras hasta el nivel -220.

i) **Camino de emergencia.**- Está formado por una serie de contrapozos y partes de los niveles principales desde el nivel 00 hasta el nivel -300. Está equipado con escaleras y en algunas partes con cable de manila, así como con ductos para aire comprimido y para agua.

### III.3) Sistema de explotación.

Los rebajes en producción son minados actualmente por el sistema de explotación "rebajes abiertos" en su variante "cuartos y pilares inclinados" con una disposición irregular de los pilares, de acuerdo con la distribución de los valores en el depósito y la seguridad del personal y equipo.

Es un sistema aplicable a la explotación de depósitos minerales con forma tabular e inclinada, con mineral competente y respaldos bastante firmes. Es muy versátil y adaptable a situaciones cambiantes de la operación, originadas por el comportamiento estructural y mineralógico del depósito. Las zonas locales de terreno flojo o fallado pueden ser soportadas adicionalmente en forma artificial, o en su defecto podrán ser minadas sin soporte natural o artificial.

Normalmente en la aplicación de este sistema de minado se requieren niveles a intervalos verticales que sirvan para el acceso, exploración y posterior acarreo del mineral quebrado o material estéril procedente de las obras mineras desarrolladas en las etapas de preparación y explotación de los rebajes.

Las dimensiones de los rebajes son variables debido al tipo de yacimiento mineral -reemplazamiento de la caliza masiva-, y a las condiciones operativas actuales, las cuales limitan la longitud de los rebajes en un rango de 30 m. a 100 m.; la altura de 30 m. a 50 m. -separación entre niveles- y, el ancho de obra de acuerdo con el espesor del cuerpo mineral y al equipo utilizado en la explotación. A continuación se hace una descripción general de la aplicación de este sistema de minado, basándose en las condiciones de operación imperantes en los rebajes actualmente en explotación.

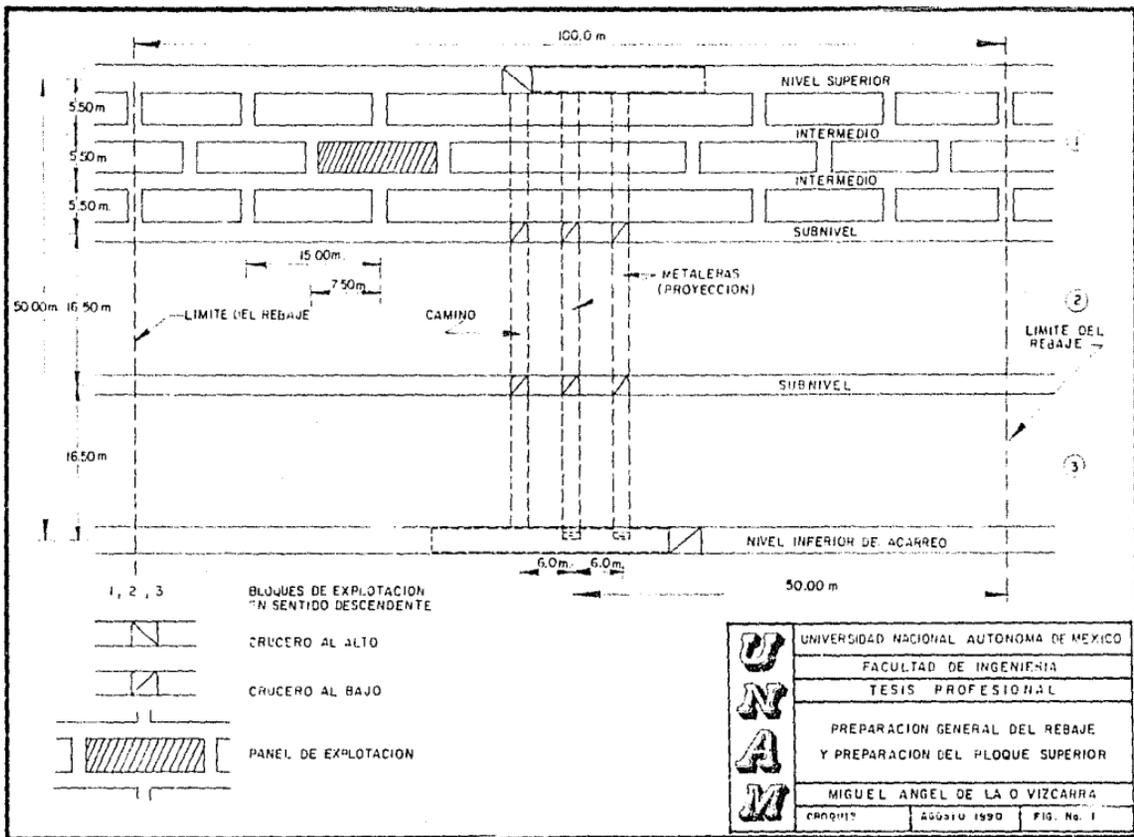
a) **Preparación.**- Después de haber delimitado vertical y horizontalmente el rebaje y reconocido el comportamiento estructural del cuerpo mineral en la zona con barrenación a diamante y con obras directas de exploración, que por lo general sirven también de acceso, se procede a su preparación para el minado, de acuerdo al proyecto de ingeniería.

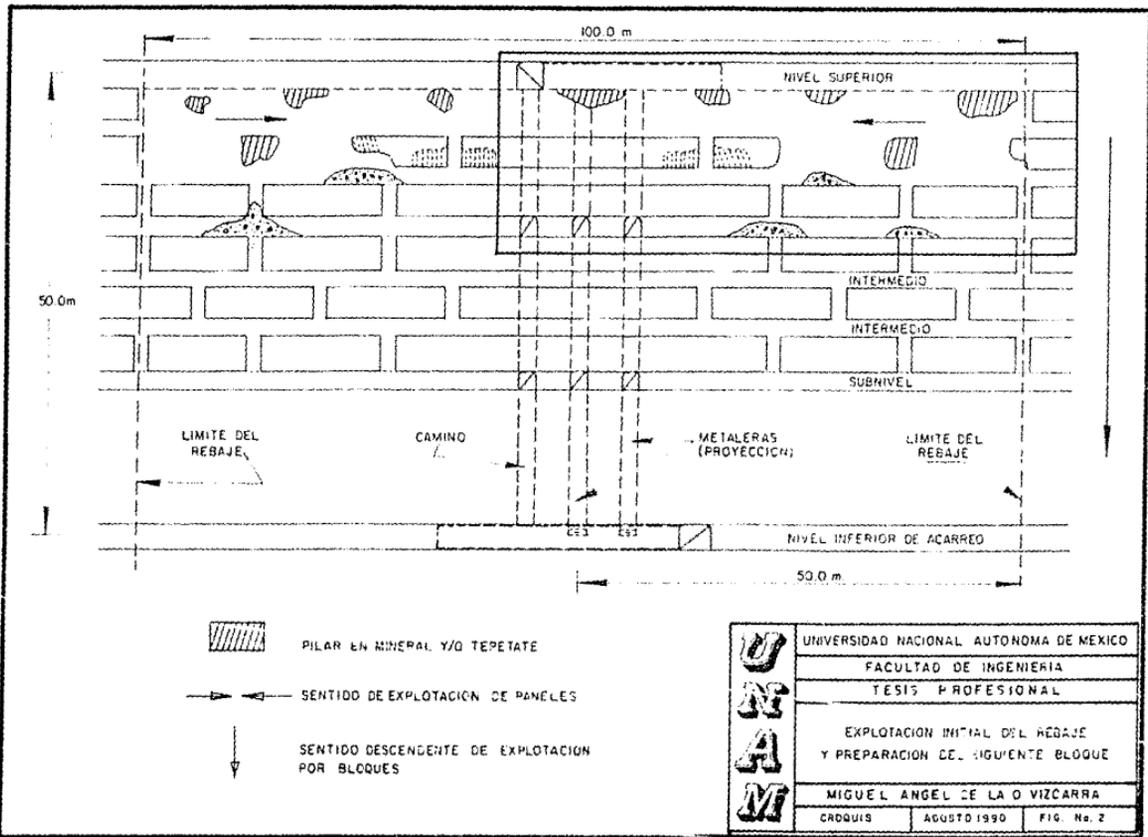
La preparación se inicia en el nivel inferior de acarreo con el cual se tres contrapozos centrales de exploración y acceso, con inclinación de 60° y sección de 1.40 m. x 1.60 m., acondicionando uno de ellos para servicios y los otros dos sirven posteriormente como "chorreaderos" o metaleras; los contrapozos no siempre son dados sobre mineral debido a la variación en el echado del cuerpo. Una vez reconocido el comportamiento vertical del cuerpo mineral en el bloque, se inicia la apertura de uno o dos subniveles -limitados por la dimensión vertical del rebaje- a partir de la rampa de servicio y acceso, separados verticalmente 16.5 m. de centro a centro y con sección de 2.0 m. x 2.2 m..

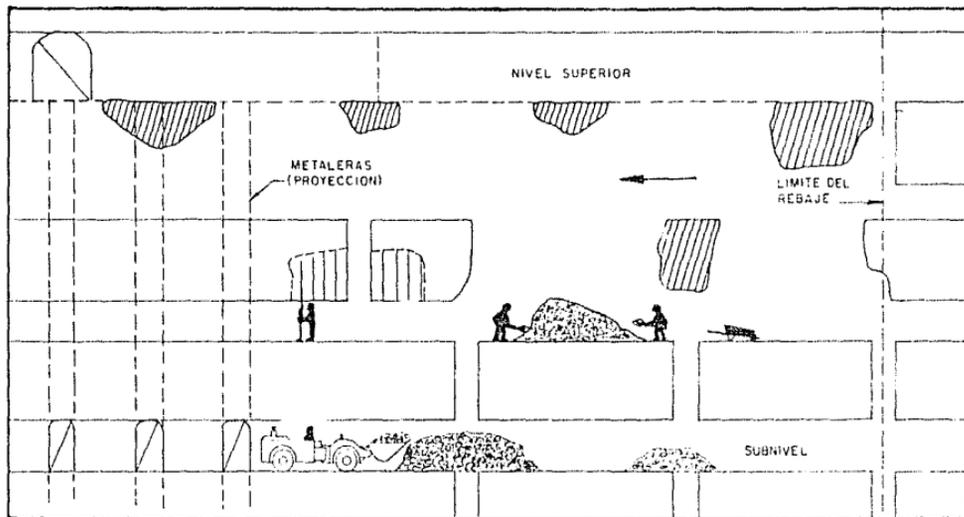
A partir de los subniveles se procede a formar los paneles o bloques de tumbe, delimitados por una serie de pequeños contrapozos con separaciones de 15.0 m. y dos obras horizontales intermedias, con intervalos verticales de 5.5 m. de centro a centro. (figura N° 1).

b) **Tumbe.**- La explotación del rebaje se inicia con el minado de los paneles superiores a partir de los contrapozos "cuña", hasta delimitar los pilares, teniendo varias frentes de ataque y ampliando el rebaje en retirada hacia el acceso, hasta terminar en la o las entradas del primer banco. Se continúa con el banco inferior de la misma manera, formando finalmente una cámara con pilares irregularmente distribuidos. (figuras N° 2 y 3).

c) **Barrenación y cargado.**- La barrenación se da en forma horizontal o inclinada ascendente y las plantillas y parámetros de barrenación varían para cada etapa del sistema de explotación, debido a los cambios de sección y a los tipos de







PILAR EN MINERAL Y/O TEPALCATE



COCTES BARRENADOS



SENTIDO DE EXPLOTACION DE PANELES



SENTIDO DESCENDENTE DE EXPLOTACION  
POR SLOQUES

<b>U</b> <b>N</b> <b>A</b> <b>M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	DETALLE DE LA EXPLOTACION EN UN REBAJE	
MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA		
CROQUIS	AGOSTO 1990	FIG. No. 3

obras mineras, así como al equipo utilizado para cada caso en particular. Los diagramas y datos se muestran en forma resumida en las figuras N° 4, 5, 6, 7 y 8.

Los explosivos comúnmente utilizados son los siguientes, empleando el método de iniciación con fulminante y mecha.

Thermalita Ignitacord lenta tipo "B",  
Conectores Ignitacord,  
Fulminantes regulares del N° 6,  
Cañuela plástica blanca,  
Tovex 100 de 1" x 8",  
Supermexamón "D".

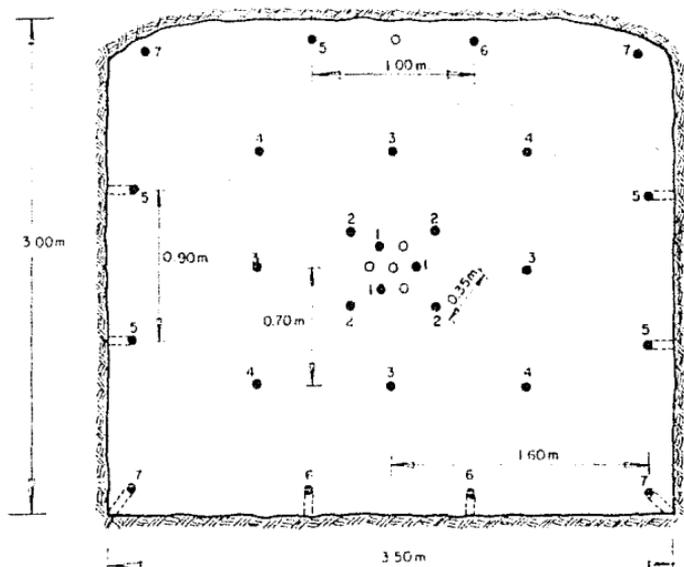
d) Rezagado y acarreo.- El rezagado dentro de los rebajes se efectúa a pala de mano, empleando carretillas para el acarreo en distancias cortas -primer movimiento del mineral-; posteriormente en los subniveles se acarrea hasta los chorreaderos generales con cargadores mineros de 1 yarda cúbica de capacidad conduciéndose el mineral al nivel principal de acarreo -actualmente nivel -220-. El acarreo general se efectúa en este nivel hasta las tolvas del contratiro San Guillermo, con camiones mineros de bajo perfil con capacidad de 5 toneladas.

El rezagado y acarreo en las obras de desarrollo se hace combinando cargadores frontales de 2.5 yardas cúbicas de capacidad (con expulsor en el cucharón) y camiones mineros de bajo perfil con capacidad de 5 toneladas; la excepción son las obras en desarrollo en el nivel -300, en las cuales se emplean palas neumáticas rezagadoras de 0.15 metros cúbicos de capacidad y una locomotora de baterías con capacidad de 5 toneladas con carros mineros de 1 tonelada.

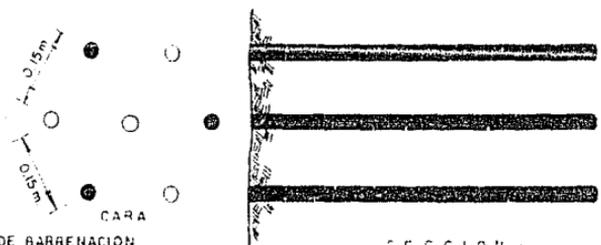
En los cuadros N° 2 y 3 se describen a detalle los equipos utilizados en las diferentes etapas y fases de operación en el desarrollo, preparación y explotación de un rebaje, así como las distancias promedio de acarreo para cada caso y equipo en particular.

e) Manteo.- La extracción del mineral se efectúa por el contratiro San Guillermo, equipado con un malacate de doble tambor con puntas balanceadas (bote-calesa), y capacidad de manteo de 1.250 toneladas métricas por viaje. En el nivel 00 son cargados los camiones de volteo, con capacidad de 10 toneladas, para transportar el mineral a la planta de beneficio, ubicada aproximadamente a 15 kilómetros de la mina.

- BARRENOS DE ALIVIO SIN CARGA
- BARRENOS CON CARGA



CUÑA QUEMADA



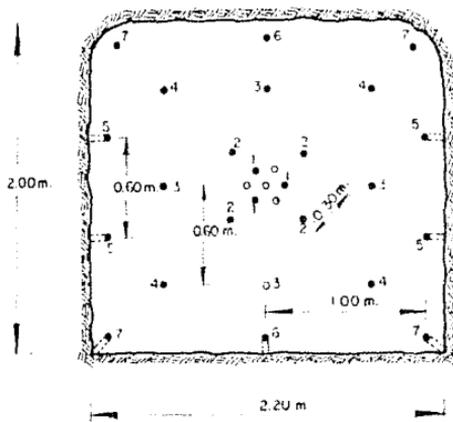
DATOS DE BARRENACION

- JUMBO NEUMATICO ALIMAK**
- No. DE BARRENOS: 31
  - DIAMETRO: 1 1/2"
  - PROFUNDIDAD: 2.2 m
- JUMBO ELECTROHIDRAULICO**  
EIMCO-CECOMA MERCURY 14:
- No. DE BARRENOS: 30
  - DIAMETRO: 1 1/2"
  - PROFUNDIDAD: 3.2 m.

— SECCION —

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	PLANTILLA DE BARRENACION EN OBRAS DE DESARROLLO DE 3.0 x 3.5 m.		
MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA			
CROQUIS	AGOSTO 1990	F10 No. 4	

- BARRENOS DE ALIVIO, SIN CARGA
- BARRENOS CON CARGA



CUÑA QUEMADA



CARA

SECCION

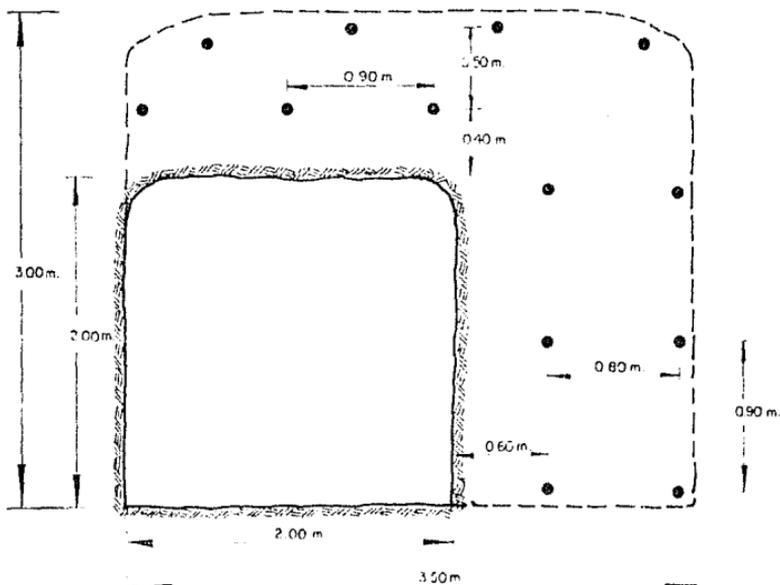
DATOS DE BARRENACION

PERFORADORA NEUMATICA DE  
PIERNA RETRACTIL, 88061W  
ATLAS COPCO

No. DE BARRENOS 29  
DIAMETRO  $1\frac{1}{2}$ "  
PROFUNDIDAD 2.2 m

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	PLANTILLA DE BARRENACION EN OBRAS DE PREPARACION DE 2.0 x 2.2 m.		
MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA			
ESBOZOS	AGOSTO 1990	FIG. No. 5	

● BARRENOS CON CARGA



DATOS DE ENTRENACION

JUMBO PNEUMATICO ALIMAK  
 No. DE BARRENOS 13  
 DIAMETRO 1 1/2"  
 PROFUNDIDAD 2.2 m.

JUMBO ELECTROHIDRAULICO  
 EIMCO-SFCOMA MERCURY 14  
 No. DE BARRENOS 13  
 DIAMETRO 1 1/2"  
 PROFUNDIDAD 2.2 m.

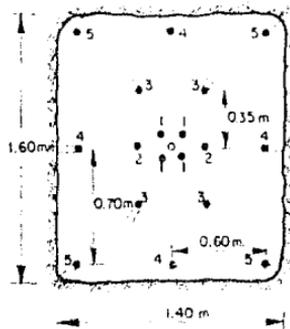
	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	PLANTILLA DE ENTRENACION UTILIZADA EN AMPLIFICACIONES DE OBRAS DE DESARROLLO
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA
CRONIS	AGOSTO 1990 FIG. No. A

- CARA -

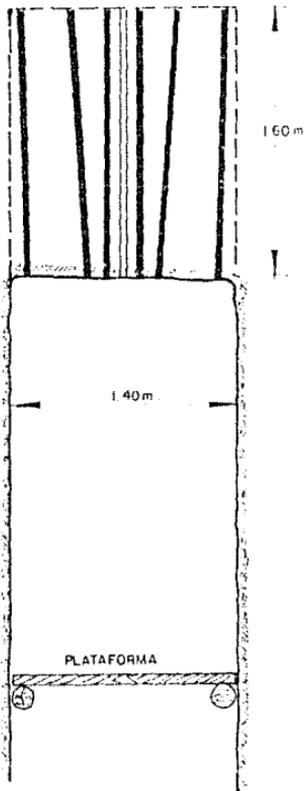
- SECCION -

○ BARRENO DE ALIVIO, SIN CARGA

■ BARRENOS CON CARGA



CUÑA QUEMADA

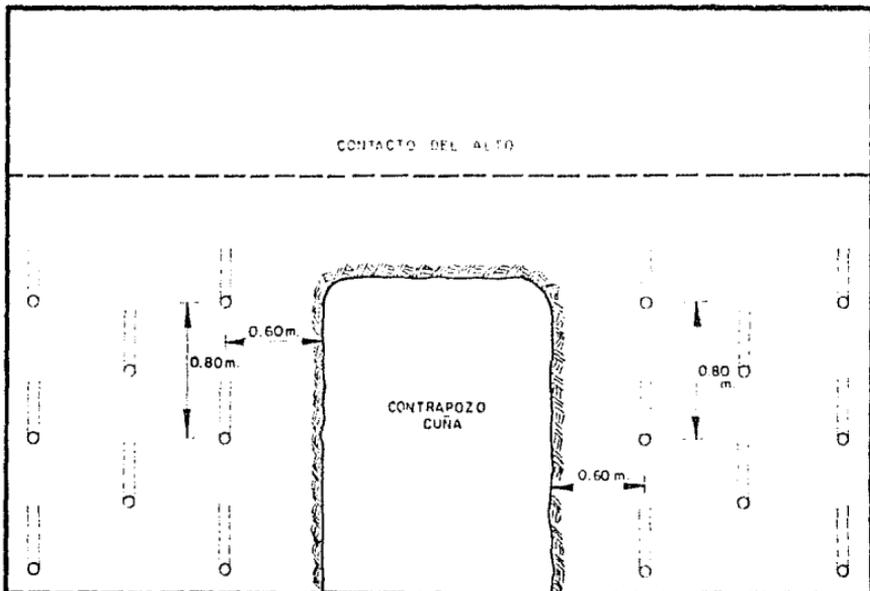


DATOS DE BARRENACION

PERFORADORA NEUMATICA DE  
PIERNA RETRACTIL BBC16 W  
ATLAS COPCO

No. DE BARRENGS 15  
DIAMETRO 1 1/2"  
PROFUNDIDAD 1.40 m.

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	PLANTILLA DE BARRENACION UTILIZADA EN CONTRAPOZOS		
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA		
CROQUIS	AGOSTO 1990	FIG. No. 7	



CORTE

CONTACTO DEL BAJO

CORTE

PLANTILLA DE BARRENACION A TRES BOLLILLO 0.60m x 0.80m.

DATOS DE BARRENACION

PERFORADORA NEUMATICA DE  
PIERNA RETRACTIL, BCCIGW  
ATLAS COPCO

No. DE BARRENOS            16  
DIAMETRO                    1 1/8"  
PROFUNDIDAD                2.00m.  
INCLINACION                VARIABLE

	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	PLANTILLA DE BARRENACION UTILIZADA EN TUMBE. SISTEMA ACTUAL	
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA	
CROQUIS	AGOSTO 1990.	FIG. No 8

EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD	ENERGIA	CANTIDAD DISPONIBLE ( EN OPERACION )
JUMBO NEUMATICO DE UNA PLUMA	ALIMAK	ALJMATIC L 231 M	30 M/H	AIRE COMPRIMIDO DIESEL	1 ( 1 )
JUMBO ELECTROHIDRAULICO DE UNA PLUMA	EIMCO-SECOMA	MERCURY 14 HYD. 300	70 M/H	ELECTRICIDAD DIESEL	1 ( 1 )
PERFORADORA NEUMATICA DE PIERNA RETRACTIL	ATLAS COPCO	PERFORADORA PUMA BBC 16WTH PIERNA BMT 51	15 M/H	AIRE COMPRIMIDO	20 ( 11 )
CARGADOR FRONTAL	SCHOPF	L-62	1 YARDA CUBICA	DIESEL	2 ( 2 )
	EIMCO-JARVIS CLARK	922 LHD	2.5 YARDAS CUBICAS	DIESEL	2 ( 2 )
PALAS REZAGADORAS NEUMATICAS	EIMCO	12 B	0.10 M. CUBICOS	AIRE COMPRIMIDO	2 ( 1 )
	ATLAS COPCO	LM 36 E	0.14 M. CUBICOS	AIRE COMPRIMIDO	
CAMION MINERO DE BAJO PERFIL	EIMCO-JARVIS CLARK	975 T 5	5 TONS.	DIESEL	2 ( 2 )
	EIMCO-JARVIS CLARK	JDT-415	15 TONS.	DIESEL	1 ( - )
LOCOMOTORA DE BATERIAS	ATLAS TIPO MANCHA	51 492 A	5 TONS.	ELECTRICIDAD	1 ( 1 )

CUADRO N° 2.- CARACTERISTICAS GENERALES DEL EQUIPO DISPONIBLE PARA LAS OPERACIONES DE BARRENACION, REZAGADO Y ACARREO.

ETAPAS Y OBRAS	FASES DE OPERACION				
	BARRENACION		REZAGADO	ACARREO	
	EQUIPO	ACERO		EQUIPO	DISTANCIAS
DESARROLLO ( CUELES Y DESBORDES )	JUNBO ELECTROHIDRAULICO DE UNA PLUMA	BARRERAS DE 3.30 M. $\times$ 1 1/8" CON ROSCA, BROCAS EN CRUZ DE 1 7/8" DE $\phi$ .	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS.	HASTA 250 M.
NIVELES ( FRENTES Y CRUCEROS ) RAMPAS DE SERVICIO	JUNBO NEUMATICO DE UNA PLUMA	INTEGRAL CON PUNTA DE CANCEL LARGO 2.40 M. DIAMETRO 1 1/2".		CARRON MIERO DE BAJO PERFIL DE 5 TONS. DE CAPACIDAD.	HASTA 1000 M.
	PERFORADORA NEUMATICA CON PIERNAS RETRACTIL	BARRERAS DE 2.40 M. CON 4 BROCAS CONICAS EN CRUZ, DE 3/8" $\times$ 11" CON $\phi$ EXTERIOR DE 1 1/2"		PALAS REZAGADORAS NEUMATICAS DE 0.10 M. CUBICOS Y 0.14 M. CUBICOS	LLOCOMOTORA DE BATERIAS, DE 5 TONS. DE CAPACIDAD.
PREPARACION	PERFORADORA NEUMATICA CON PIERNAS RETRACTIL	BARRERAS DE 1.20 M., 1.80 M. Y 2.40 M. CON BROCAS CONICAS EN CRUZ, DE 7/8" $\times$ 11" CON $\phi$ DE CORONA DE 1 1/2".	CARGADOR FRONTAL DE 1 YARDA CUBICA	CARGADOR FRONTAL DE 1 YARDA CUBICA	HASTA 150 M.
RAMPAS SUBNIVELES ( FRENTES Y CRUCEROS )			CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS.	HASTA 250 M.
INTERMEDIOS ( FRENTES ) CONTRAPOZOS			PALA DE MANO	CARRIETA	5-25 M.
TUMBE	PERFORADORA NEUMATICA CON PIERNAS RETRACTIL	ACERO INTEGRAL CON PUNTA DE CANCEL DE 3.30 M. $\times$ 1 1/2" DE $\phi$ . BARRERAS DE 1.20 M., 1.80 M. Y 2.40 M. CON BROCAS CONICAS 7/8" $\times$ 11" CON $\phi$ DE 1 1/2".	PALA DE MANO ( * )	CARRIETA ( * )	5-25 M.
MINADO			CARGADOR FRONTAL DE 1 YARDA CUBICA ( ** )	CARGADOR FRONTAL DE 1 YARDA CUBICA ( ** )	HASTA 150 M.
			CARRON MIERO DE BAJO PERFIL DE 5 TONS. DE CAP. ( *** )	CARRON MIERO DE BAJO PERFIL DE 5 TONS. DE CAP. ( *** )	HASTA 1000 M.

\* REZAGADO Y ACARREO DENTRO DEL REBAJE EN LAS OBRAS HORIZONTALES INTERMEDIAS.  
 \*\* REZAGADO Y ACARREO EN LOS SUBNIVELES DEL REBAJE.  
 \*\*\* ACARREO GENERAL EN EL NIVEL PRINCIPAL DE ACARREO.

CUADRO N° 3.- DISTRIBUCION DEL EQUIPO EN LAS OPERACIONES CON EL SISTEMA DE EXPLOTACION ACTUAL.

f) **Producción.**- La extracción promedio mensual de mineral es de 3,500 toneladas métricas secas y un promedio de 2,000 toneladas métricas húmedas de tepetate. Las leyes promedio de los años 1980 a 1989 han sido: 192 gr./ton. Ag, 7.0% Pb y 9.6% Zn.

Actualmente se considera una producción diaria de mineral de 150 toneladas métricas secas, trabajando dos turnos por día y seis días por semana, con un total de 70 obreros en la mina.

g) **Productividad.**- El sistema de explotación actual no permite operar con gran mecanización, lo cual se refleja en una baja productividad por hombre-turno, debido principalmente a la gran cantidad de mano de obra y a la baja utilización del equipo disponible. En la tabla N° 1, se muestra como se ha incrementado la productividad en la mina y en la unidad; mientras que la producción promedio actual (a mayo de 1990) considerando sólo las operaciones de barrenación, rezagado y acarreo del mineral proveniente de los rebajes en producción, es de 7.800 tons. por hombre turno.

Debido a la gran cantidad de obras de preparación, hechas con anterioridad a la adquisición del equipo actual, el proceso de mecanización ha tenido que ser implantado paulatinamente, efectuando trabajos de adaptación en las obras de producción (ampliaciones, rellenos con tepetate, instalación de tuberías y líneas eléctricas, etc...).

**TABLA N° 1.- PRODUCTIVIDAD OBTENIDA EN LA UNIDAD EN LOS ULTIMOS 5 AÑOS. (base: 25 días laborados por mes).**

CONCEPTO	84-85	85-86	86-87	87-88	88-89
Producción (ton)	35,640	37,560	39,050	36,570	42,010
Personal mina:					
empleados	31	35	35	41	41
obreros	127	114	115	97	90
Personal planta:					
empleados	19	19	19	20	22
obreros	18	20	18	22	21
Productividad (tons./hombre-turno):					
Mina	0.751	0.840	0.868	0.883	1.069
Unidad	0.609	0.666	0.696	0.677	0.805

### III.4) Servicios.

a) **Energía eléctrica.**- La mina recibe la energía eléctrica de Comisión Federal de Electricidad, a una tensión de 23,200 volts que llegan a una subestación de 500 KVA, localizada en el exterior de la mina en el nivel 00, donde se reducen a 440, 220 y 110 volts.

Actualmente, está en proceso la instalación de otra subestación de 500 KVA en el exterior del socavón de La Palmita en el nivel -220. Los objetivos de esta subestación son evitar las pérdidas de potencia originadas por las distancias excesivas entre la subestación actual y algunos de los lugares de trabajo del equipo eléctrico, así como proporcionar la capacidad requerida en las condiciones actuales, razón por la cual se hará una división de acuerdo a las distancias y caídas de voltaje respecto a la ubicación de ambas subestaciones eléctricas.

b) **Aire comprimido.**- La mina cuenta con dos compresores de pistones marca Joy con motor de 100 HP y capacidad nominal de 600 PCM cada uno, que dan una eficiencia real total de 900 PCM a 6 Kg./cm. cuadrado y 1550 mcnm. Dicha estación de compresores se encuentra ubicada en el exterior en el nivel 0. La distribución del aire comprimido se efectúa por tubería de acero con diámetros de 6", 5", 4", 3", 2" y 1" hasta los lugares de trabajo.

Actualmente se tiene en proyecto la instalación de un compresor de tornillo Gardner Denver de 600 PCM de capacidad nominal, el cual se ubicará en el interior de la mina en el nivel -220, a una elevación de 1,350 mcnm. Con este compresor adicional se espera dar la capacidad requerida de aire comprimido para los equipos y servicios y permitirá efectuar el mantenimiento de los compresores sin afectar la continuidad de las operaciones por falta del aire comprimido.

Los requerimiento actuales de aire comprimido se muestran en la tabla N° 2.

TABLA N° 2.- REQUERIMIENTOS ACTUALES DE AIRE COMPRIMIDO.

EQUIPO	CONSUMO PCM	CANTIDAD DISPONIBLE	CANTIDAD OPE- RANDO SIMULTA- NEAMENTE.	CONSUMO TOT. PCM
Perforadora BBC 16WTH de pierna retrac- til.	134	11	4	536
Jumbo Alimak	468	1	1	468
Perforadoras de barrena- ción a diamante JKS-25.	220	2	1	220
Pala rezaga- dora Atlas Cop co LM 37.	210	1	1	210
			Subtotal	1434
			+ pérdidas	72
			Total	1506

c) Agua.- El suministro de agua para las operaciones particulares de la mina Lomo de Toro proviene de las filtraciones que se tienen en el interior de la misma, siendo hasta el momento suficiente para las necesidades actuales.

En el nivel -300 se tiene instalada una bomba sumergible de 40 HP, que bombea el agua 85 m. de cabeza dinámica hasta el nivel -220 por medio de tubería de 3", donde una parte es bombeada hasta una pileta con capacidad de almacenamiento de 18,500 litros ubicada en el exterior en el nivel 0, empleando una bomba de pistones marca BEAN modelo W112BCD, con línea de descarga de 1" de diámetro. Esta agua es utilizada para el sistema de enfriamiento de los compresores y para servicios. Se tiene instalada otra bomba sumergible de 25 HP en el nivel -250, la cual bombea el agua por tubería de 2" hasta una pileta con capacidad para 28,000 litros ubicada en el nivel -170, de donde se distribuye a los lugares de trabajo por tubería de 2", 1" y 1".

d) **Ventilación.**- Actualmente no se tiene bien definido un circuito específico de ventilación, siendo esta natural, con entradas de aire fresco y salidas de aire viciado en los niveles 0, -120 y -220 por comunicaciones a la barranca El Carrizal. No se tienen problemas de ventilación, ya que los caudales de aire fresco fluyen por las diferentes obras de la mina, diluyendo satisfactoriamente los gases, polvos y humos originados durante las operaciones hasta concentraciones bastante aceptables, teniendo en todos los lugares de trabajo una atmósfera libre de contaminantes y a una temperatura ambiente entre 15 y 25 grados centígrados.

Se observa en el interior de la mina un fenómeno termodinámico que origina que el flujo del aire fresco y el del viciado cambien de dirección durante el día debido a los cambios de temperatura y presión en el cajón de la barranca, ya que generalmente en las mañanas el flujo del aire fresco es ascendente y por las tardes es descendente, lo cual a la fecha no ha originado problemas de ventilación, ni aún en los niveles más profundos de la mina.

En la actualidad se tienen instalados tres ventiladores-extractores marca ARME, con motor de 3 HP y capacidad para 3,000 PCM cada uno, conectados en serie a una distancia máxima entre sí de 80 m., utilizando tubería galvanizada y de lona, con un diámetro de 0.38 m., los cuales son empleados para la ventilación del crucero E 70 N que da acceso al horizonte de caliza masiva N° 3, crucero que tiene las siguientes dimensiones: 3.0 m. x 3.5 m. x 430.0 m.

Las necesidades reales para la ventilación de dicha obra, en la que se emplea equipo móvil diesel para el rezagado y acarreo son de 21,621 PCM, de acuerdo con el cálculo mostrado en el anexo N° 1.

e) **Talleres de mantenimiento.**- La mina cuenta con un taller de mantenimiento mecánico y eléctrico, localizado en el socavón de Dolores en el interior de la mina, próximo al contratiro San Guillermo y aproximadamente a 50 m. del cañón general de acarreo en el nivel -220. Allí se efectúa el mantenimiento mecánico, eléctrico y soldadura a los jumbos, cargadores frontales y camiones de bajo perfil actualmente en operación.

Adicionalmente se tiene acondicionada como taller una contrafrente en el nivel -300 para efectuar el mantenimiento mecánico y eléctrico de la locomotora de baterías y palas neumáticas rezagadoras que operan en ese nivel, evitando con ello hacer maniobras en el contratiro Dolores para su transporte al taller general del nivel -220.

## C A P I T U L O   I V

### OPTIMACION EN LA MECANIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS

#### IV.1) Introducción.

Los principales objetivos y prioridades del proyecto, están basados en los requerimientos actuales y futuros de las operaciones de la mina Lomo de Toro, así como en la utilización del equipo disponible al máximo, lo cual contribuirá a elevar la productividad y a bajar los costos de producción. Una manera de alcanzar este fin, es avanzar más con la mecanización de las operaciones. Esto se espera que resulte en una mejor utilización de los recursos existentes y en un mejor control de las diferentes etapas del proceso productivo.

Cuando se discute la mecanización en minería, es de relevante importancia que sea tomado en cuenta el proceso productivo completo. Dos alternativas principales son concebibles para la mecanización en minas:

- a) Desarrollo y adquisición de equipo mecanizado que se acomode a las diferentes etapas del sistema de explotación existente.
- b) El desarrollo de nuevos sistemas de explotación de forma tal que se reduzcan los obstáculos a la mecanización.

De la experiencia que se tiene en la mina Lomo de Toro, la baja utilización del equipo mecanizado se debe sobre todo a la situación operativa, ya que el sistema de explotación existente sólo permite la mecanización de algunas de sus etapas y no de todo el proceso productivo.

Para alcanzar un mayor nivel productivo, es necesario lograr un alto grado de utilización de los recursos. Así, aparte de la confiabilidad y disponibilidad del equipo, se necesita desarrollar otro sistema de minado, con el propósito de disminuir al mínimo las barreras a la mecanización.

Generalmente no es tarea fácil escoger la mejor alternativa para adaptar una mina, ya que el proceso productivo tiene que ser analizado y evaluado en cada etapa.

En esta sección la cual se considera la parte medular del proyecto, se hace la selección de un sistema de explotación con base en las características geológicas del depósito y operativas de la mina, sistema que reduzca los obstáculos a la

mecanización y favorezca la adaptación de la mina a los equipos actuales. Asimismo, se hace un análisis técnico-económico del sistema seleccionado, a fin de tener una base de comparación respecto del sistema de explotación actualmente utilizado.

#### IV.2) Selección del sistema de explotación.

En la selección de un sistema de explotación siempre se deben considerar varios factores de importancia, recomendándose no buscar semejanzas con otra operación minera para seleccionarlo, ya que dichos factores varían generalmente de una mina a otra.

Los factores de mayor influencia en el diseño y selección del sistema de minado se pueden agrupar en varias categorías, que incluyen los principios básicos de la ingeniería de minas, economía y seguridad.

- a) Factores geométricos y espaciales del depósito mineral, tales como: forma, tamaño, posición y profundidad;
- b) Propiedades físicas (o mecánicas) y químicas del mineral y de la roca encajonante;
- c) Distribución de los valores en el depósito (contenidos de los minerales de interés).
- d) Factores económicos, incluyendo el valor absoluto del depósito, costos comparativos de minado y rangos de producción deseados;
- e) Factores económicos de la empresa;
- f) Seguridad en las operaciones y factores ambientales, tales como la conservación de la superficie de la mina y prevención de contaminaciones ambientales y,
- g) Su influencia en las instalaciones de operaciones auxiliares presentes y futuras de la mina.

Los primeros tres grupos son intrínsecos al depósito y su efecto es determinante en la selección de los sistemas que pueden ser empleados para el minado del depósito, por lo cual sirven como criterios iniciales para eliminar aquellos métodos no aplicables al caso específico en estudio.

El método o sistema de explotación seleccionado deberá combinar las siguientes características:

- Alta recuperación del depósito mineral con un producto de buena calidad,
- Adaptabilidad a las condiciones actuales y futuras de la mina,
- Máxima producción por hombre y por equipo,
- Mínimo costo por tonelada de mineral producida, y
- Óptima seguridad e higiene para el personal y equipo.

Considerando los factores de mayor influencia para efectuar conceptualmente una selección inicial de un método de explotación y las características que dicho método debe combinar, se seleccionó el método de explotación "Cuartos y pilares. Sistema escalonado", por ser el que mejor se adaptó a las condiciones actuales de la mina como son:

- Características estructurales del depósito mineral, tales como: rumbo, inclinación, espesor y profundidad.
- Desprendimientos y reemplazamientos de las estructuras principales tanto al bajo como al alto.
- Distribución de los valores en el depósito.
- Disponibilidad de rampas para accesos y servicios a las zonas de producción.
- Ciclar las operaciones de tumba, rezagado y acarreo dentro de los rebajes.
- Eliminación paulatina del uso de equipo manual, tales como palas de mano y carretillas.
- Disponibilidad del equipo mecanizado para su utilización en el proceso directo de producción en las fases de barrenación, rezagado y acarreo.
- Concentración del manejo de la producción en un solo nivel.
- Necesidad de asegurar una producción continua.
- Conservación de las condiciones ambientales de trabajo.

-Máximo aprovechamiento de las instalaciones auxiliares tales como: Taller de mantenimiento mecánico y eléctrico, malacate San Guillermo, compresores, subestaciones eléctricas, etc.

#### IV.3) Descripción del Sistema de Explotación propuesto.

Con el sistema de explotación de cuartos y pilares, el cuerpo mineral es excavado tanto como sea posible, dejando pilares para soportar el techo.

Las dimensiones de los rebajes y pilares dependen de la competencia de la roca encajonante y del mismo mineral, teniendo también influencia el espesor del cuerpo a explotar. Los pilares son normalmente distribuidos según un modelo regular y su forma puede ser circular, cuadrada, ovoide y/o rectangular. El mineral remanente en los pilares puede ser extraído por "desborde" como una operación final, pero generalmente no es recuperable, siendo esta condición la que predominará para el análisis del sistema de explotación propuesto.

El sistema de explotación que se propone comparativamente es de reciente concepción y se aplica preferentemente a depósitos minerales que presentan inclinaciones menores al ángulo de reposo del mineral, así como espesores variables, requiriendo secciones de obra acordes con las dimensiones de los equipos a utilizar.

La variante "escalonada" del sistema de "cuartos y pilares" es aplicada, en su forma mecanizada, a la explotación de yacimientos con forma tabular, donde el echado del mineral es menor al ángulo de reposo, con mineral competente y respaldos bastante firmes.

El sistema de explotación se basa en un uso extensivo de equipo, preferentemente sobre neumáticos, que pueda transitar tanto en obras inclinadas (rampas) como en obras horizontales (niveles y subniveles). Las rampas y subniveles se ubican de acuerdo a la distribución y diseño de los pilares.

a) Dimensiones requeridas en las obras mineras involucradas en el Sistema de Explotación propuesto.- La determinación de las dimensiones de las obras mineras involucradas en el diseño del sistema de explotación, se basa principalmente en aquellas requeridas por los equipos a utilizar en las diferentes fases del sistema, para así seleccionar el equipo adecuado para cada fase, tomando en cuenta las características estructurales del yacimiento en las zonas de rebajes.

La Tabla N° 3 muestra las dimensiones de los diferentes equipos y las dimensiones requeridas de las obras.

TABLA N° 3.- DIMENSIONES DE LOS EQUIPOS Y DE LAS OBRAS.

EQUIPO	DIMENSIONES (m)			SECCION REQUERIDA DE LAS OBRAS (H x A)
	L	A	H	
Jumbo Alimatic L231M.	6.40	1.50	1.67	2.0 m. x 2.5 m.
Jumbo Mercury 14.	10.12	1.50	2.06	2.5 m. x 2.5 m.
Cargador frontal L 62.	5.44	1.42	1.78	2.0 m. x 2.2 m.
Cargador frontal 922.	6.50	1.52	1.50	2.0 m. x 2.5 m.
Camion Minero 975.	5.32	1.96	1.68	2.5 m. x 3.0 m.
Camion Minero 415DT.	6.93	2.54	2.08	2.5 m. x 3.5 m.

La sección de las obras se determina dejando un margen para efectuar maniobras y aprovechar la velocidad óptima de desplazamiento, sin dañar el equipo. Asimismo, sólo se involucró al equipo mecanizado que requiere secciones de obra diferentes a las actuales en las zonas directas de explotación.

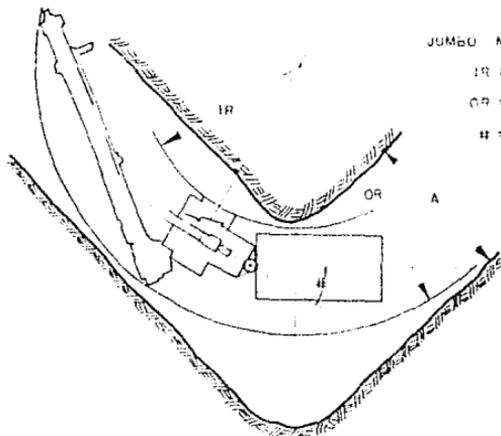
Además de la sección de las obras de tránsito recto, es necesario determinar el ancho mínimo y recomendado de las obras en las intersecciones de las mismas para giros de 90°, ya que varían de acuerdo con el radio y ángulo de giro de cada equipo.

Aplicando las siguientes relaciones (3) y tomando como base de cálculo los datos de especificaciones de los equipos proporcionados por los fabricantes, se obtuvieron los resultados que se muestran en la tabla N° 4.

$$HR = ( IR + OR ) / 2$$

$$A = OR - [(IR) (COS \#)] \quad (\text{Ver esquemas de las figuras N° 9, 10 y 11})$$

(3) W.A. Hustrulid. Cap. 5.2, pág. 1192.



JUMBO MERCURY 14

IR = 3.600 m

OR = 5.650 m

# = 30°

$$HR = (IR + OR) / 2 = (3.600 \text{ m} + 5.650 \text{ m}) / 2 = 4.625 \text{ m} \text{ (RADIO MINIMO)}$$

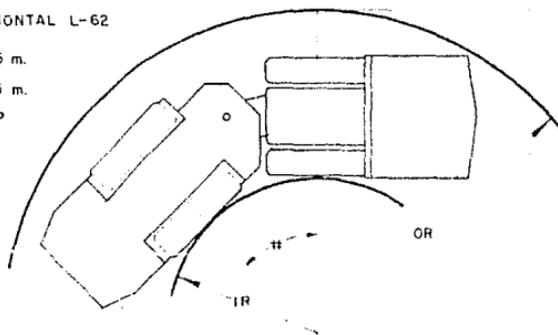
$$A = OR - [(IR) (\cos \#)] = 5.650 \text{ m} - [(3.600 \text{ m}) (\cos 30^\circ)] = 2.532 \text{ m} \text{ (ANCHO MINIMO)}$$

CARGADOR FRONTAL L-62

IR = 1.905 m.

OR = 3.785 m.

# = 40°



$$HR = (IR + OR) / 2$$

$$HR = (1.905 + 3.785 \text{ m}) / 2$$

$$HR = 2.845 \text{ m} \text{ (RADIO MINIMO)}$$

$$A = OR - [(IR) (\cos \#)]$$

$$A = 3.785 \text{ m} - [(1.905 \text{ m}) (\cos 40^\circ)]$$

$$A = 1.326 \text{ m} \text{ (ANCHO MINIMO)}$$

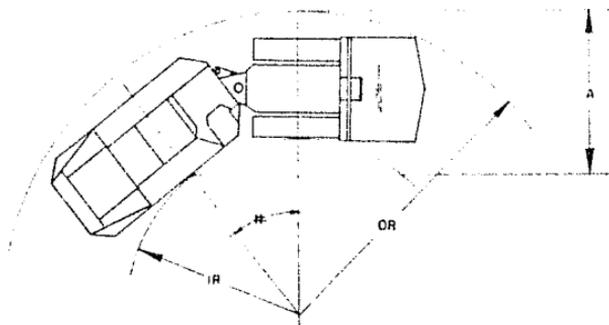
<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	RADIOS DE GIRO DEL EQUIPO MOVIL DIESEL		
MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA			
CROQUIS	AGOSTO 1990	FIGURA No 4	

CARGADOR FRONTAL 922

IR = 2.591 m.

CR = 4.521 m.

$\theta = 38^\circ$



$$HR = (IR + OR) / 2 = (2.591 \text{ m} + 4.521 \text{ m}) / 2 = 3.556 \text{ m} \text{ (RADIO MINIMO)}$$

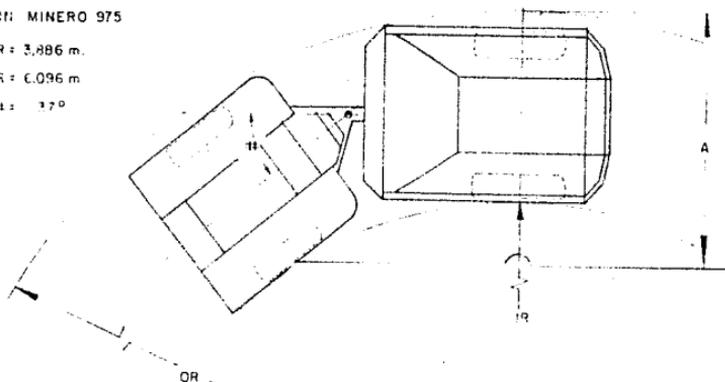
$$A = OR - ((IR)(\cos \theta)) = 4.521 \text{ m} - ((2.591 \text{ m})(\cos 38^\circ)) = 2.479 \text{ m. (ANCHO MINIMO)}$$

CAMION: MINERO 975

IR = 3.886 m.

OR = 6.096 m.

$\theta = 37^\circ$



$$HR = (IR + OR) / 2$$

$$HR = (3.886 \text{ m} + 6.096 \text{ m}) / 2$$

$$HR = 4.991 \text{ m (RADIO MINIMO)}$$

$$A = OR - ((IR)(\cos \theta))$$

$$A = 6.096 \text{ m} - ((3.886 \text{ m})(\cos 37^\circ))$$

$$A = 2.993 \text{ m (ANCHO MINIMO)}$$

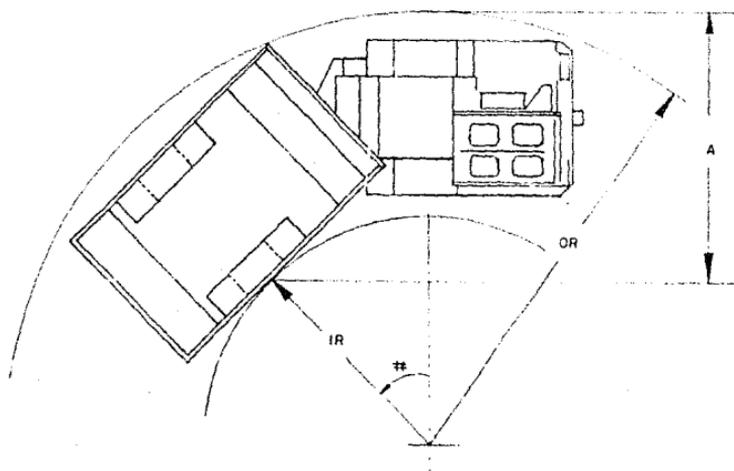
	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	RADIOS DE GIRO DEL EQUIPO MOVIL DIESEL	
LIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA		
CROQUIS	AGOSTO 1990	FIG No. 10

CAMION MINERO JDT 415

IR = 2.900 m

OR = 5.690 m.

$\#$  =  $45^\circ$



$$HR = (IR + OR) / 2 = (2.900 \text{ m} + 5.690 \text{ m}) / 2 = 4.295 \text{ m. (RADIO MINIMO)}$$

$$A = OR - (IR)(\cos \#) = 5.690 \text{ m} - (2.900 \text{ m})(\cos 45^\circ) = 3.635 \text{ m. (ANCHO MINIMO)}$$

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	RADIOS DE GIRO DEL EQUIPO MOVIL DIESEL	
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA	
CROQUIS	AGOSTO 1990	FIGURA No II

Donde:

- IR = Radio de giro interior del equipo.  
OR = Radio de giro exterior del equipo.  
# = Angulo de giro (articulación) del equipo.  
HR = Radio mínimo de curva (Radio de giro).  
A = Ancho mínimo de obra en las intersecciones para giros de 90°.  
ARO = Ancho de obra recomendado en las intersecciones para giros de 90°.

TABLA N° 4.- RESULTADOS DEL CALCULO DEL ANCHO MINIMO DE LAS OBRAS MINERAS EN SUS INTERSECCIONES PARA GIRO DE 90°.

EQUIPO	IR	OR	#	HR	A	ARO
Jumbo Mercury 14 Cargador frontal	3.500	5.650	30°	4.625	2.532	3.000
L-62. Cargador frontal	1.905	3.785	40°	2.845	2.326	3.000
922. Camión minero	2.591	4.521	38°	3.556	2.479	3.000
975. Camión minero	3.886	6.096	37°	4.991	2.993	3.500
415.	2.900	5.690	45°	4.295	3.639	4.000

b) **Preparación.**- Para establecer un ciclo efectivo en los rebajes y obras de preparación sobre los cuerpos minerales, dadas las condiciones estructurales y dimensionales de estos, el tamaño de los bloques se limita en un rango de 30 m. a 50 m. en sentido vertical y de 100 m. en sentido longitudinal.

La preparación de dichos bloques consiste en el desarrollo de las siguientes obras:

- Un sistema de rampas dentro del cuerpo mineral, con pendientes de 17% siguiendo el contacto del alto. Estas obras servirán de acceso y exploración, partiendo del nivel inferior al nivel superior del rebaje, con una sección de 2.5 m. x 3.0 m. (H x A).

-Frentes al alto y dentro del cuerpo mineral sobre toda la longitud del bloque, una en cada subnivel, llevadas a partir de las obras de acceso (rampas), teniendo una sección de 2.5 m. x 2.5 m. y una separación vertical acorde con la distribución de los pilares previamente diseñados (\*).

c) **Tumbe.**- La explotación del rebaje se inicia desde el cuele de las obras de acceso y preparación (rampas y frentes), las cuales se desarrollarán sobre mineral.

La explotación del rebaje es en sentido descendente, por medio de cortes horizontales, adyacentes y paralelos a las frentes, las cuales estarán interconectadas al sistema de rampas, permitiendo el acceso del equipo móvil mecanizado para la barrenación, rezagado y acarreo.

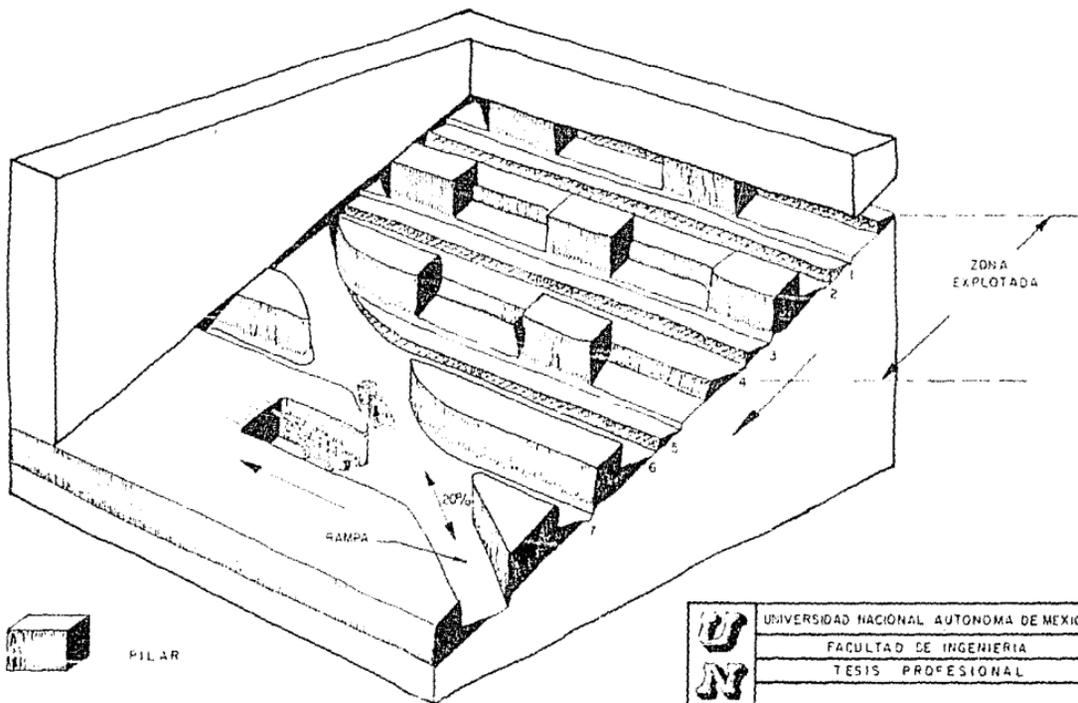
En cada subnivel se efectuarán los cortes necesarios en toda la longitud del rebaje, respetando los paneles donde se distribuirán posteriormente los pilares de soporte. Además, en dichos paneles se colarán una serie de contrapozos cuña que finalmente permitirán efectuar los cortes necesarios para delimitar los pilares previamente diseñados. (figura N° 12).

d) **Barrenación.**- La barrenación en producción, se llevará a cabo esencialmente por medio de barrenos horizontales, con una separación de 0.80 m. entre barrenos y 0.60 m. de bordo, sirviendo como salida (cara libre) el claro de la frente de preparación adyacente y paralela, así como los contrapozos cuña para la delimitación de los pilares. (figura N° 13).

La barrenación en las obras de desarrollo y preparación, sigue los lineamientos establecidos por el sistema de explotación actual, variando esencialmente en el equipo empleado. Las plantillas y los parámetros se muestran en las figuras N° 4 a N° 7, relacionando los mismos con la distribución de los equipos mostrada en el cuadro N° 4.

La disparada se efectuará por el método de iniciación convencional, usando mecha para minas con conector y fulminante, tovox 100 como cabo, y superhexamón "D" como carga de columna.

(\*) Ver cálculo de pilares en el tema "Comparación de los sistemas de explotación actual y propuesto".



PILAR



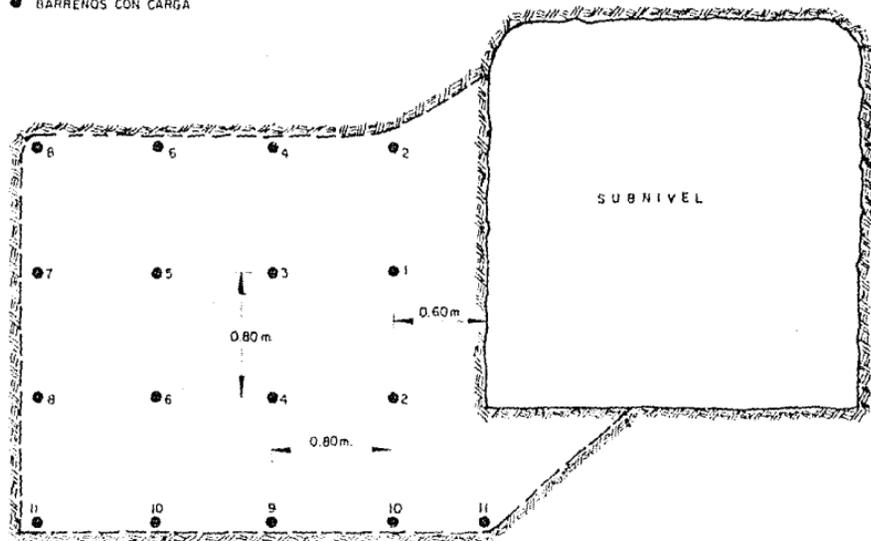
DIRECCION DE LA EXPLOTACION

1, 2, 3, ...

SECUENCIA DE LA EXPLOTACION

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	METODO DE EXPLOTACION PROPUESTO "CUARTOS Y PILARES. SISTEMA ESCALONADO"	
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA	
CROQUIS	AGOSTO 1990	FIG. No. 12

● BARRENOS CON CARGA



LÍMITE DE LA OBRA DESPUES DE LA VOLADURA

1, 2, 3, ... SECUENCIA DE DISPARO EN LOS BARRENOS

DATOS DE BARRENACION

EQUIPO: JUMBO NEUMATICO ALIMAK

No. DE BARRENOS VARIABLE

DIAMETRO 1 1/2"

PROFUNDIDAD 2 20 m.

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	PLASTILLA DE BARRENACION UTILIZADA EN TUMBE (SISTEMA PROPUESTO)		
MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA			
DIBUJOS	AGOSTO 1990		FIG. No. 13

ETAPAS Y OBRAS	FASES DE OPERACION				
	BARRENACION		REZAGADO	ACARREO	
	EQUIPO	ACERO		EQUIPO	DISTANCIAS
DESARROLLO (CUELES Y DESBORDES)	JUMBO ELECTROHIDRAULICO DE UNA PLUMA	BARRAS DE 3.5 M. x 1 1/8" Y BROCAS EN CRUZ Y DE BOTONES CON ROSCA DE 1 7/8" DE Ø.	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS DE CAPACIDAD	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS DE CAPACIDAD	HASTA 250 M.
HIELES (FRENTEROS Y CRUCEROS)  RAMPAS DE SERVICIO				CAMION DE BAJO PERFIL DE 15 TONS. DE CAPACIDAD.	MAS DE 250 M.
PREPARACION	JUMBO NEUMATICO DE UNA PLUMA	INTEGRAL CON PUNTA DE CHISL DE 2.40 M. Y 3.30 M. DE 1 1/2" DE Ø.	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS DE CAPACIDAD	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS DE CAPACIDAD.	HASTA 250 M.
RAMPAS DE ACCESO FRENTEROS CRUCEROS				CAMION DE BAJO PERFIL DE 5 TONS. DE CAPACIDAD.	MAS DE 250 M.
CONTRAPOZOS	PERFORADORA NEUMATICA CON PIERNA RETRACTIL	BARRAS CONICAS DE 1.30 M. Y 1.80 M., CON BROCAS CONICAS EN CRUZ DE 7/8" x 1 1/2".			
TUNBE	JUMBO NEUMATICO DE UNA PLUMA	INTEGRAL CON PUNTA DE CHISL DE 2.40 M. Y 3.30 M. DE 1 1/2" DE Ø.	CARGADOR FRONTAL DE 2.5 YARDAS CUBICAS DE CAPACIDAD	CARGADOR FRONTAL DE 1 YARDA CUBICA DE CAPACIDAD.	HASTA 150 M.
MINADO				PERFORADORA NEUMATICA CON PIERNA RETRACTIL	BARRAS CONICAS DE 1.20 M., 1.80 M. Y 2.40 M., CON BROCAS CONICAS EN CRUZ DE 7/8" x 1 1/2".
			CARGADOR FRONTAL DE 1 YARDA CUBICA DE CAPACIDAD	CAMION DE BAJO PERFIL DE 5 TONS. DE CAPACIDAD.	MAS DE 250 M.

CUADRO N° 4.- DISTRIBUCION DEL EQUIPO EN LAS OPERACIONES CON EL SISTEMA DE EXPLOTACION PROPUESTO.

e) **Rezagado y acarreo.** - El método para el movimiento del mineral en las obras de preparación y producción, es similar al sistema aplicable a depósitos horizontales. Esto es, el mineral es rezagado por medio del equipo móvil diesel LHD directamente en las caras de corte o frentes de ataque, para posteriormente ser transportado a las estaciones de cargado (de preferencia cerca de las intersecciones de los subniveles y las rampas), donde serán cargados los camiones de bajo perfil con capacidad de 5 toneladas, que transportarán finalmente el mineral a las tolvas del tiro de manto o a otro punto de transferencia, si así se requiere.

En el cuadro N° 4 se muestra la distribución de los equipos de barrenación, rezagado y acarreo de acuerdo a su aplicación en el sistema de explotación propuesto. En dicho cuadro puede observarse la completa eliminación de los equipos y herramientas manuales empleados en el sistema actual de explotación, de poca capacidad en comparación con los equipos involucrados en el sistema propuesto.

#### IV.4.- Comparación de los sistemas de explotación actual y propuesto.

"En general, hay una tendencia en el campo de la minería hacia una mejor tecnología y maquinaria, mejorar la eficiencia de la energía y aumentar la productividad"(4). No obstante, es importante considerar la posible aplicación de ciertos equipos o maquinaria para que ello redunde en el logro de los objetivos buscados, ya que no siempre es factible mecanizar igualmente todas las operaciones. Esto debe ser considerado de gran importancia al hacer la planeación de los cambios necesarios en el sistema de explotación, razón por la cual en esta sección se profundiza un poco más en los aspectos técnicos y económicos de los sistemas de explotación actual y propuesto.

Para efectos de comparación de ambos sistemas de explotación se considera una extracción mensual promedio de 3,500 toneladas métricas, tomando como base los siguientes parámetros en los rebajes de producción.

Dimensión longitudinal del bloque	100 m.
Dimensión vertical del bloque	50 m.
Espesor promedio del cuerpo mineral	2.5 m.
Echado promedio del cuerpo mineral	30"
Peso específico del mineral	3.0 tons./m. cúbico.
Peso específico de la roca encajonante	1.5 tons./m. cúbico.
Reservas de mineral en cada bloque	75,000 tons.

(4) Mattison, Curt. Tema 3, pag. 7.

#### 1V.4.A) Análisis técnico-económico del sistema de explotación actual.

Este análisis se desarrollará considerando las características y parámetros de operación descritos en el capítulo anterior, así como las características operativas y dimensionales de los equipos utilizados, descritos en la tabla N° 3 y cuadro N° 3.

##### a) Diseño de los pilares.

Relaciones aplicadas y descripción de los factores involucrados (5):

$$\begin{aligned} S_v &= H \times P_e \dots\dots\dots 1 \\ r &= W_p / h_p \dots\dots\dots 2 \\ C_p &= C_o [ 0.778 + 0.222 r ] \dots\dots\dots 3 \\ S_p &= S_v ( A_{tr} / A_p ) \dots\dots\dots 4 \\ A_{tr} &= A_t / N_p \dots\dots\dots 5 \\ R_a &= 1 - [ ( N_p \times A_p ) / ( A_t ) ] \dots\dots\dots 6 \\ L_s &= ( r \times T_a \times T ) / ( F_s \times P_e ) \dots\dots\dots 7 \\ F_s &= C_p / S_p \dots\dots\dots 8 \end{aligned}$$

Donde:

- Sv = Esfuerzo vertical sobre el área.
- H = Profundidad del "sill" bajo superficie = 250.0 m.
- Pe = Peso específico de la roca = 1.5 tons./m. cúbico.
- Cp = Resistencia a la compresión en los pilares.
- Co = Resistencia de la roca a la compresión(5) = 10,000 lb./in. cuadrada = 704 kg./cm. cuadrado.
- r = Razón ancho / altura del pilar = 2.
- Wp = Anchura del pilar = 5.00 m.
- hp = Altura del pilar = 2.50 m. (espesor promedio del cuerpo).
- Fs = Factor de seguridad = 3 (recomendado).
- Sp = Esfuerzo promedio sobre los pilares.
- Atr = Área tributaria por pilar.
- Ap = Área del pilar.
- At = Área total del "sill" = 10,000 m. cuadrado.
- Np = Número de pilares.
- Ta = Módulo de ruptura de la roca (5) = 2,700 psi. = 190 kg/cm. cuadrado

(5) Cummins and Given. Cap. 6, p. 6-15; Cap. 7, p. 7-40 a 7-43.

- Ra = Porcentaje de recuperación del mineral en el bloque.
- Ls = Ancho de la abertura entre pilares (claro).
- T = Espesor promedio de losas de techo = 0,20 m.

Sustituyendo los valores en las relaciones N° 1 a la N° 8, se tiene:

- Sv = 37.50 kg/cm. cuadrado.
- Ap = 25.00 m. cuadrados.
- Cp = 860.288 kg./cm. cuadrado.
- Sp = 286.763 kg./cm. cuadrado.
- Atr = 191.175 m. cuadrados.
- Np = 53 pilares.
- Ra = 87 %.
- Ls = 13.00 m.

De lo anterior, se tiene que el tonelaje de mineral explotable por bloque es de:

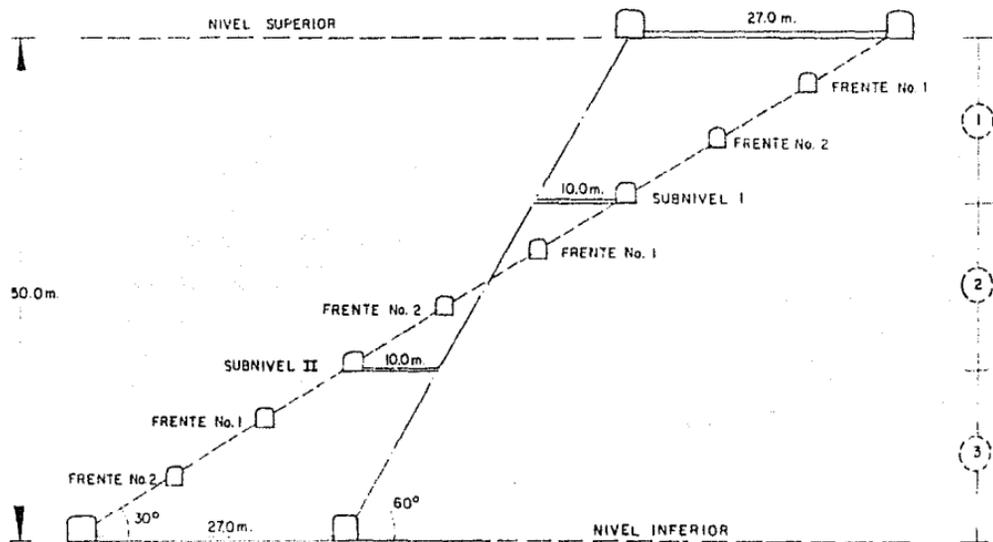
$$75,000 \text{ tons.} \times 0.87 = 65,250 \text{ toneladas.}$$

Es importante mencionar que este cálculo es sólo una base general para las necesidades teóricas de soporte, ya que las necesidades reales dependerán del diseño y distribución de los pilares, de acuerdo con el desarrollo de las operaciones y el comportamiento estructural del yacimiento.

#### b) Preparación.

La preparación de un rebaje por el sistema de explotación actual requiere el desarrollo de las siguientes obras (figura N° 14).

- 2 Niveles principales de acarreo con sección de 2.5 m. x 3.0 m., con las siguientes obras:
  - 2 frentes en mineral de 100.0 m.
  - 2 cruceros en caliza de 27.0 m.
  - 2 contrafrentes en caliza de 25.0 m.
- 3 Contrapozos (servicios y chorreaderos) con sección de 1.4 m. x 1.6 m. y 58.0 m. de longitud.
- 2 Subniveles con sección de 2.0 m. x 2.2 m., con las siguientes obras:
  - 2 frentes en mineral de 100.0 m.
  - 6 cruceros en caliza de 10.0 m.



- CRUCEROS
- CONTRAPOZOS METALEROS
- CONTRAPOZOS CUÑA
- SECCIONES DEL REBAJE

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	SECCION ESQUEMATICA DE LAS OBRAS DE PREPARACION DE UN REBAJE (SISTEMA ACTUAL)	
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA	
	CROQUIS	AGOSTO 1990
		FIG. No. 14

- 6 Frentes intermedias con sección de 2.0 m. x 1.8 m. y 100.0 m. de longitud.
- 63 Contrapozos cuña con sección de 1.4 m. x 1.6 m. y 10.0 m. de longitud.
- 2 Tolvas en el nivel inferior de acarreo.

Considerando la variación en las características de estas obras, no es posible estandarizar los parámetros involucrados en el desarrollo de cada una de ellas, por lo cual a continuación se mencionan algunos datos no considerados en la descripción general de la preparación de un rebaje con el sistema de explotación actual, tomando en cuenta el grado de mecanización logrado en cada obra.

**b.1) Niveles principales de acarreo con sección de 2.5 m. x 3.0 m.**

Longitud total	304.0 m.
Longitud directamente involucrada	204.0 m.
Avance promedio por día	3.0 m.

Cuadrilla de trabajo:

- 2 perforistas
- 2 ayudantes

Mineral extraído (en toda la longitud)	2,250.0 tons.
Caliza extraída (en toda la longitud)	1,170.0 tons.

Equipos empleados:

- 1 jumbo neumático de una pluma utilizando acero integral hexagonal de 1" x 2.40 m.
- 1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.
- 1 camión de bajo perfil de 5.0 tons. de capacidad.

**b.2) Contrapozos (servicios y chorreaderos) con sección de 1.4 m. x 1.6 m.**

Longitud total	174.0 m.
Avance promedio por día	1.5 m.

Cuadrilla de trabajo:

- 1 perforista
- 1 ayudante
- 1 operador máquina diesel (rezagado y acarreo)

Caliza extraída (en toda la longitud)	585.0 tons.
---------------------------------------	-------------

**Equipo empleado:**

- 1 perforadora neumática de pierna retráctil y barras cónicas de 7/8" x 1.80 m. con brocas cónicas de 7/8" x 11".
- 1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.
- 1 camión de bajo perfil de 5.0 tons. de capacidad.

**b.3) Subniveles con sección de 2.0 m. x 2.2 m.**

Longitud total 260.0 m.  
Avance promedio por día 2.0 m.

**Cuadrilla de trabajo:**

- 2 perforistas
- 2 ayudantes
- 1 operador máquina diesel (acarreo general)

Mineral extraído (en toda la longitud) 2,640.0 tons.  
Caliza extraída 396.0 tons.

**Equipo empleado:**

- 1 perforadora neumática de pierna retráctil utilizando barras cónicas de 7/8" x 2.40 m. con brocas cónicas de 7/8" x 11".
- 1 cargador frontal LHD de 1 yarda cúbica (rezagado y acarreo hasta chorreaderos).
- 1 camión de bajo perfil de 5.0 tons. de capacidad (acarreo general).

**b.4) Frentes intermedias con sección de 2.0 m. x 1.8 m.**

Longitud total 600.0 m.  
Avance promedio por día 1.8 m.

**Cuadrilla de trabajo:**

- 1 perforista
- 1 ayudante
- 2 cocheros (primer movimiento del mineral tumbado)
- 1 operador máquina diesel (rezagado y acarreo hasta chorreaderos)
- 1 operador máquina diesel (acarreo general)

Mineral extraído (en toda la longitud) 6,480.0 tons.

**Equipo utilizado:**

- 1 perforadora neumática de pierna retráctil utilizando barras cónicas de 7/8" x 2.40 m. con brocas cónicas de 7/8" x 11".
- 2 carretillas y palas de mano (primer movimiento del mineral tumbado).

- 1 cargador frontal LHD de 1 yarda cúbica (rezagado y acarreo hasta chorreaderos).
- 1 camión de bajo perfil de 5.0 tons. de capacidad (acarreo general).

**b.5) Contrapozos cuña con sección de 1.4 m. x 1.6 m.**

Longitud total 630.0 m.  
 Avance promedio por día 1.5 m.

**Cuadrilla de trabajo:**

- 1 perforista
- 1 ayudante
- 2 cocheros (primer movimiento del mineral tumbado)
- 1 operador máquina diesel (rezagado y acarreo hasta chorreaderos)
- 1 operador máquina diesel (acarreo general)

Mineral extraído (en toda la longitud) 4,234. tons.

**Equipo utilizado:**

- 1 perforadora neumática de pierna retráctil y barras cónicas de 7/8" x 1.80 m. con brocas cónicas de 7/8" x 11°.
- 2 carretillas y palas de mano (primer movimiento del mineral tumbado).
- 1 cargador frontal LHD de 1 yarda cúbica (rezagado y acarreo hasta chorreaderos).
- 1 camión de bajo perfil de 5.0 tons. de capacidad (acarreo general).

**b.6) Tolvas.**

Esta preparación corresponde básicamente a la instalación de las dos tolvas o alcancias en los chorreaderos, en el nivel inferior de acarreo, empleando un tiempo de tres días por tolva.

**Cuadrilla de trabajo:**

- 1 ademador.
- 2 cocheros o peones.

**c) Explotación.**

Esta fase está dividida en tres etapas, las cuales corresponden a las tres secciones en que está dividido el rebaje, dependiendo una de la otra, de acuerdo con la secuencia en la explotación del rebaje.

De acuerdo con las estadísticas, el 80% de la producción es obtenida de los rebajes en explotación y el 20% restante se obtiene de las obras de preparación y desarrollo.

De lo anterior:

Extracción mensual de mineral de los rebajes.	2,800 tons.
Extracción mensual de mineral de obras de preparación y desarrollo.	700 tons.
Extracción diaria de mineral de los rebajes - (25 días laborables por mes).	112 tons.

Considerando que las operaciones de barrenación, rezagado y acarreo se pueden efectuar simultáneamente, el ciclo de trabajo hasta la transportación del mineral a las tolvas del contratiro de manto se define de la siguiente manera:

Barrenación y voladura.	6.0 horas
Rezagado y acarreo (primer movimiento del mineral).	6.0 horas
Rezagado y acarreo (hasta los chorreaderos).	4.0 horas
Acarreo general (hasta las tolvas del contratiro).	3.0 horas
Traslado al lugar de trabajo.	1.0 horas

El personal y equipo empleado en la explotación del rebaje, de acuerdo con el ciclo de trabajo y para los dos turnos, es el siguiente:

Cuadrilla de trabajo:

- 2 perforistas.
- 2 ayudantes.
- 4 cocheros (rezagado y acarreo en el primer movimiento del mineral).
- 2 operadores máquina diesel (rezagado y acarreo hasta los chorreaderos, y acarreo general).

Equipo:

- 1 perforadora neumática de pierna retráctil y barras cónicas de 7/8" x 2.40 m., con brocas cónicas de 7/8" x 11".
- 2 carretillas y palas de mano (primer movimiento del mineral tumbado).
- 1 cargador frontal LHD de 1 yarda cúbica (rezagado y acarreo hasta los chorreaderos).
- 1 camion de bajo perfil de 5.0 tons. de capacidad (acarreo general).

La barrenación se lleva a cabo en forma horizontal y/o inclinada hacia arriba, con barras de 2.40 m., teniendo los cortes una altura promedio de 1.80 m., de acuerdo con el ancho del contrapozo cuña. Se efectúan dos cortes por turno, con un ancho de 1.80 m. y 8 barrenos por corte, con una longitud de barreno de 2.00 m.

Mineral tumbado por corte =  $(1.8 \text{ m.} \times 1.8 \text{ m.} \times 2.0 \text{ m.} \times 3.0 \text{ tons./m. cúbico}) = 19.500 \text{ tons.}$

Mineral tumbado por turno =  $2 \times 19.500 \text{ tons.} = 39.000 \text{ tons.}$

Si se laboran dos turnos por día, se tiene:

Producción diaria por rebaje =  $2 \times 39.000 \text{ tons.} = 78.000 \text{ tons.}$

Producción en rebajes =  $39.000 \text{ tons./} 5 \text{ hombres-turno}$   
=  $7.800 \text{ tons./hombre-turno.}$

Para determinar la duración de cada rebaje en la fase de explotación, al ritmo de producción mencionado una vez preparado, es necesario considerar el volumen total del bloque y la extracción de mineral en las obras de preparación, así como el mineral dejado en pilares.

---

Reservas de mineral por bloque.	75,000 tons.
Mineral dejado en pilares (13%).	- 9,750 tons.

---

Mineral explotable.	65,250 tons.
Mineral extraído en obras de preparación.	- 15,604 tons.

---

Mineral preparado para tumba.	49,646 tons.
-------------------------------	--------------

---

Duración del rebaje =  $49,646 \text{ tons./} 78.000 \text{ tons. diarias}$   
= 636 días.

---

Si se laboran 25 días por mes, se tiene que la duración del rebaje en la fase de explotación es aproximadamente de 26 meses, con lo cual se tiene un margen bastante aceptable para poder preparar el siguiente rebaje para su explotación, manteniendo un ciclo adecuado en las etapas de desarrollo, preparación y explotación.

#### d) Análisis de costos.

A continuación se analizarán los costos que inciden directamente en la explotación de un rebaje, de acuerdo con el sistema actual de explotación y que varían respecto del sistema propuesto. Se considerarán por separado, las etapas de preparación y explotación en los siguientes rubros: mano de obra, explosivos, acero, materiales, herramientas, equipo, aire comprimido y supervisión.

Los precios considerados para este análisis serán aquellos del mes de mayo de 1990, de acuerdo con las estadísticas de costos que se tenían en las empresas para esa fecha (6).

##### d.1) Costos en obras de preparación.

De acuerdo con las estadísticas de las empresas, y tomando en cuenta los datos y parámetros de operación en cada una de las obras de preparación, los costos por metro lineal y total por obra fueron:

Obra	m.l.	costo/m.l.	costo total
Niveles principales de acarreo.	204	\$ 195,331.55	\$ 39'827,636.20
Contrapozos (servicios y chorreaderos).	174	\$ 149,181.40	\$ 25'957,563.60
Subniveles.	260	\$ 175,908.30	\$ 45'736,158.00
Frentes intermedias.	600	\$ 176,887.10	\$ 106'132,250.00
Contrapozos "cuña".	630	\$ 174,609.05	\$ 110'003,701.50
Costo total en obras de preparación.			\$ 327'677,319.30

(6) Lomo de Toro, S.A. de C.V. y La Primera, S.A. de C.V..  
Datos de archivo. Costos.

El costo aplicable a cada tonelada, por concepto de obras de preparación, se estima aplicando el costo total al tonelaje de mineral explotable por rebaje.

**Costo por tonelada por obras de preparación:**

$$\$ 327'677,319.30 / 65,250 \text{ tons.} = \$ 5,021.90$$

**d.2) Costo por instalación de las dos tolvas en el nivel inferior.**

La construcción e instalación de estas tolvas, generalmente tiene una duración de 6 días empleando el siguiente personal: un ademador y dos cocheros, teniendo un costo de mano de obra equivalente a \$ 50,902.45 por día y un costo total por este concepto de \$ 305,414.70

El material que se utiliza para la construcción e instalación de cada tolva, comprende: 2 vigas de madera de 8" x 8", 4 vigas de madera de 4" x 8", 1.5 láminas de fierro con espesor de 1/4", 2 metros de solera de 3/8" x 2", 5 kg. de clavos de 6" y 2 tornillos de 1" x 5", representando un costo de \$ 857,665.80 por tolva y de \$ 1'715,331.60 por concepto de materiales para las dos tolvas.

De lo anterior, se tiene:

**Costo total en la construcción e instalación de las tolvas:**

$$\$ 2'020,746.30$$

**Costo aplicable por tonelada = \$ 2'020,746.30 / 65,250 tons.**

$$= \$ 31.00$$

**d.3) Costo de explotación.**

La determinación del costo en este renglón, se hará en forma más detallada y desglosando el costo por cada concepto involucrado. La secuencia de cálculo es similar a la empleada para la determinación del costo en las obras de preparación, utilizando las estadísticas de costos de las empresas del mes de mayo de 1990.

**-Mano de obra:**

Para la explotación de un rebaje con el sistema de explotación actual, se emplea el siguiente personal: 2 perforistas, 2 ayudantes de perforista, 4 cocheros y 2 operadores de máquina diesel. Con dicho personal se tiene un costo diario por concepto de mano de obra de \$ 169,300.20, en salarios y prestaciones.

Si se tiene una producción por rebaje equivalente a 78.000 tons. por día, el costo por concepto de mano de obra es el siguiente:

Costo de mano de obra por tonelada = \$ 2,170.50

Bonificación por tonelada = \$ 757.00

Costo de mano de obra por tonelada = \$ 2,927.50

**-Explosivos:**

En el cargado de un barrenos con longitud de 2.0 m. y diámetro de 1 1/2", se utiliza medio cartucho de tovox 100, una cañuela de 2.5 m. con conector y fulminante, un taco de 20 cm. y el resto se rellena con supermexamón D. Estos explosivos representan un costo de \$ 5,961.70 por barrenos, de acuerdo con los resultados que se muestran en el anexo N° 2.

Si se tiene que en cada corte se tumban 19.500 tons. con 8 barrenos, el costo por concepto de explosivos es el siguiente:

Costo de explosivos por corte = \$ 5,961.70 x 8 barrenos

= \$ 47,693.60

Costo de explosivos por tonelada = \$ 47,693.60 / 19.500 tons.

= \$ 2,445.80

**-Acero de barrenación, materiales y herramientas:**

El costo por tonelada en este rubro fué de \$ 543.35, considerando los consumos de: barras cónicas hexagonales de 7/8" x 2.40 m. y brocas cónicas de 7/8" x 11" con una duración promedio de 2,000 m. y 180 m. lineales respectivamente; mangueras y conexiones rápidas de 3/4" y 1/2", con una vida útil de un año (300 días laborables); palas de mano y carretillas, con una duración promedio de tres meses (75 días

laborables); herramientas y materiales menores, tales como llaves steelson, marros, zapapicos, tuercas universales, reducciones, etc., a las cuales se les considera un costo equivalente a un 6% del costo de mano de obra (3).

--Equipo:

En este rubro, se incluye la depreciación del equipo (\*), mantenimiento y consumo de aceite y diesel, de acuerdo al ciclo de trabajo y a las estadísticas de costos de las empresas. Considerando que dicho equipo (a excepción de la perforadora neumática) es empleado en otras obras de la mina durante el día (\*\*), es importante tomar en cuenta el ciclo de trabajo para determinar el costo aplicable a cada tonelada por esos conceptos.

Equipo	costo	Depreciación por día	Depreciación por ciclo
Perforadora neumática y accesorios.	\$ 6'878,862.27	\$ 2,293.00	\$ 1,146.50
Cargador frontal - LHD de 1 yd. cúbica.	\$ 13'241,333.00	\$ 4,413.80	\$ 1,261.10
Camión de bajo perfil de 5 tons. de capacidad.	\$ 34'888,690.44	\$ 11,629.50	\$ 2,492.00

En resumen:

Depreciación del equipo por ciclo = \$ 4,899.60

Costo por consumo de aceites y diesel por ciclo = \$ 16,699.70

Costo por mantenimiento del equipo por ciclo = \$ 1,959.85

(3) W.A. Hustrulid. pag. 471.

(\*) De acuerdo con las estadísticas de costos de las empresas, la depreciación anual del equipo ha sido equivalente al 10% de su valor de adquisición.

(\*\*) Actualmente, en la mina Lomo de Toro se laboran 300 días por año y dos turnos por día, de 7 horas efectivas cada uno.

Si se tiene que se tumban 39.000 tons. de mineral por ciclo de trabajo en explotación, los costos proporcionales por concepto de equipo son los siguientes:

Costo de equipo por ciclo de trabajo = \$ 23,559.15

Costo de equipo por tonelada = \$ 23,559.15/39.000 tons.

= \$ 604.10

-Aire comprimido:

Se cuenta con dos compresores, con motor eléctrico de 100 HP y capacidad nominal de 600 PCM cada uno, con una eficiencia del 75% y un tiempo promedio de operación de 12 horas por día.

Consumo de aire comprimido en explotación:

Perforadora neumática y pierna retráctil:

consumo de aire comprimido del equipo.	134 PCM
tiempo promedio de barrenación, por barreno.	8 min.

Soplado y cargado de los barrenos:

consumo de aire comprimido.	125 PCM
tiempo de soplado y cargado, por barreno.	2 min.

De lo anterior:

Consumo de aire comprimido en barrenación, por barreno:

134 PCM x 8 minutos = 1,072 pies cúbicos

Consumo de aire comprimido en soplado y cargado, por barreno:

125 PCM x 2 minutos = 250 pies cúbicos

Consumo total de aire comprimido, por barreno:

1,072 + 250 = 1,322 pies cúbicos.

Si se tumban 19.500 tons. con 8 barrenos por corte y el costo por millar de pies cúbicos de aire comprimido producido es de \$ 759.05 (ver anexo N° 3), se tiene:

Consumo de aire comprimido por corte = 10,576 pies cúbicos

Costo de aire comprimido por tonelada = \$ 411.70

-Supervisión:

En este rubro se consideran en promedio 10 lugares de supervisión por día con el siguiente personal:

- 1 Superintendente de mina.
- 1 Asistente de superintendente.
- 2 Jefes de turno.
- 1 Supervisor de seguridad.

Dicho personal representa un costo por día equivalente a \$ 286,667.00, el cual aplicado en forma proporcional a los lugares de trabajo, da un costo de \$ 28.666.70 por lugar, y de \$ 648.75 por tonelada producida.

En resumen, los costos de explotación por tonelada en cada rubro, fueron:

---

Mano de obra	\$ 2,927.50
Explosivos	\$ 2,445.80
Acero, materiales y herramientas	\$ 543.35
Equipo	\$ 604.10
Aire comprimido	\$ 411.70
Supervisión	\$ 648.75

---

Costo total de explotación, por tonelada.	\$ 7,581.20
---	-------------

---

d.4) Costos directos por tonelada producida con el sistema de explotación actual.

---

Costo por tonelada por obras de preparación.	\$ 5,021.90
Costo por tonelada por la construcción e instalación de las tolvas.	\$ 31.00
Costo por tonelada en explotación.	\$ 7,581.20

---

Costo directo por tonelada producida con el sistema de explotación actual.	\$ 12,634.10
--	--------------

---

#### IV.4.B) Análisis técnico-económico del Sistema de explotación propuesto.

##### a) Diseño de los pilares.

El cálculo para el diseño de los pilares en este sistema de explotación, se efectuó de igual forma que para el sistema de explotación actual; sustituyendo los valores correspondientes en las relaciones N° 1 a la N° 8 (\*), y considerando que en el sistema propuesto se hará un diseño y distribución regular de dichos pilares, se tiene:

Factores involucrados en el cálculo(\*):

H	=	250.00	m.
Pe	=	1.500	t/m. cúbico.
Co	=	704.000	kg./cm. cuadrado (5).
r	=	4	
Wp	=	10.00	m.
hp	=	2.50	m. (espesor promedio del cuerpo).
Fs	=	3	(recomendado).
At	=	10,000.00	m. cuadrados.
Ta	=	190.000	kg./cm. cuadrado (5).
T	=	0.20	m.
Sv	=	37.500	kg/cm. cuadrado.
Ap	=	100.00	m. cuadrados.
Cp	=	1,172.864	kg./cm. cuadrado.
Sp	=	390.955	kg./cm. cuadrado.
Atr	=	1,042.550	m. cuadrados.
Np	=	10	pilares.
Ra	=	90%	
Ls	=	18.38	m.

De acuerdo con los datos anteriores, la recuperación del yacimiento con el sistema de explotación propuesto será del 90%, equivalente a 67,500 tons. de mineral explotable por bloque en cada rebaje.

(\*) La definición de los factores y las relaciones aplicadas en el cálculo, se muestran en el inciso a) de la sección IV.4.A.

(5) Cummins and Given. Cap. 6, pag. 6-15.

## b) Preparación.

La preparación del rebaje por este sistema de explotación, requiere del desarrollo de las siguientes obras (figura N° 15).

- 2 Frentes en mineral con sección de 3.0 m. x 3.5 m. y 100 m. de longitud cada una, en los niveles principales de acarreo.
- 1 Sistema de rampas en mineral, con sección de 2.5 m. x 3.0 m. y una longitud total de 300 m.
- 2 Frentes en mineral con sección de 2.5 m. x 2.5 m. y 100 m. de longitud cada una, en los subniveles.
- 10 Contrapozos cuña en mineral con sección de 1.4 m. x 1.6 m. x 10.0 m. cada uno. (durante la etapa de explotación, para delimitar pilares).

Como se puede observar, en este sistema de explotación, se requieren menos obras de preparación y se desarrollan todas ellas sobre mineral.

A continuación se resumen los datos y parámetros de dichas obras, no mencionados en la descripción general de este sistema de explotación.

### b.1) Frentes con sección de 3.0 m. x 3.5 m.

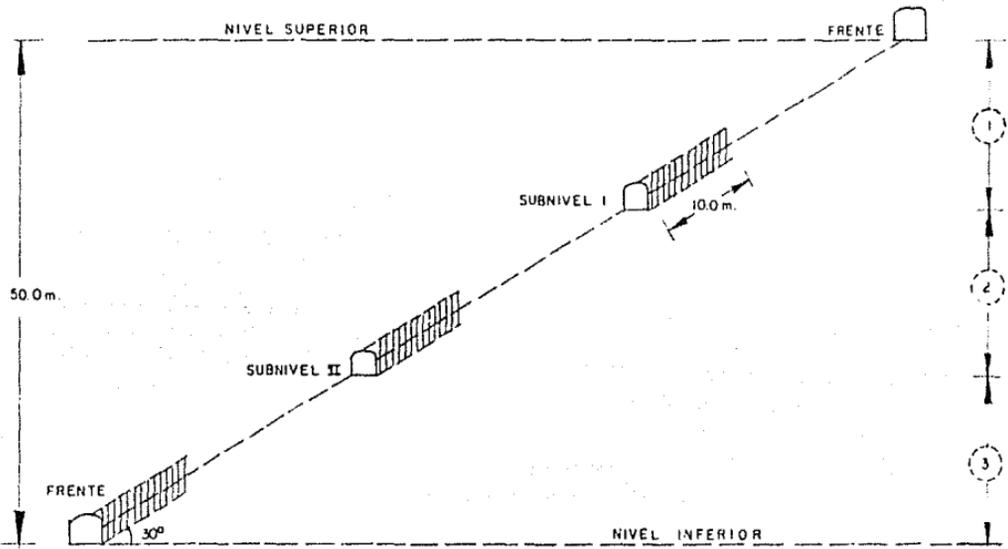
Longitud total.	200.0 m.
Longitud directamente involucrada.	100.0 m.
Plantilla de barrenación.	30 barrenos
Profundidad de barrenación.	3.2 m.
Avance total por ciclo de trabajo.	3.0 m.
Avance por semana.	27.0 m.
Avance promedio por día.	4.5 m.

Mineral extraído (aproximadamente 20% de dilución). 3,150 tons.

Turnos por día. 2

Ciclo de trabajo (ver tiempos teóricos en el anexo N° 4):

Barrenación y voladura.	4.5 horas
Rezagado y acarreo.	2.0 horas
Traslado al lugar de trabajo.	1.0 horas
Otras operaciones.	1.0 horas



CONTRAPOZOS CUÑA



SECCIONES DEL REBAJE



PILARES

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO		
	FACULTAD DE INGENIERIA		
	TESIS PROFESIONAL		
	SECCION ESQUEMATICA DE LAS OBRAS DE PREPARACION DE UN REBAJE (SISTEMA PROPUESTO)		
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCAMRA		
	CROQUIS	4008TO 1990	FIGURA No. 15

**Cuadrilla de trabajo:**

2 perforistas.  
2 ayudantes.

**Equipo empleado:**

1 jumbo electrohidráulico de una pluma, utilizando barras hexagonales de 3.5 m. x 1 1/8" y brocas de botones de 1 7/8" de diámetro.  
1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.  
1 camión de bajo perfil de 15 tons. de capacidad.

**b.2) Rampa de acceso con sección de 2.5 m. x 3.0 m.**

Longitud total.	300.0 m.
Plantilla de barrenación.	30 barrenos
Profundidad de barrenación.	2.2 m.
Avance total por ciclo de trabajo.	2.0 m.
Avance por semana.	18.0 m.
Avance promedio por día.	3.0 m.

Mineral extraído (aproximadamente 17% de dilución). 6,165 tons.

Turnos por día. 2

**Ciclo de trabajo (ver tiempos teóricos en el anexo N° 4):**

Barrenación y voladura.	5.0 horas
Rezagado y acarreo.	2.5 horas
Traslado al lugar de trabajo.	1.0 horas
Otras operaciones.	1.0 horas

**Cuadrilla de trabajo:**

2 perforistas.  
2 ayudantes.

**Equipo empleado:**

1 jumbo neumático de una pluma, utilizando acero integral hexagonal de 1" x 2.40 m.  
1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.  
1 camión de bajo perfil de 5 tons. de capacidad.

**b.3) Frentes con sección de 2.5 m. x 2.5 m.**

Longitud total.	200.0 m.
Plantilla de barrenación.	28 barrenos
Profundidad de barrenación.	2.2 m.
Avance total por ciclo de trabajo.	2.0 m.
Avance por semana.	18.0 m.
Avance promedio por día.	3.0 m.

Mineral extraído (aproximadamente 5% de dilución).	3,750 tons.
Turnos por día.	2
Ciclo de trabajo (ver tiempos teóricos en el anexo N° 4):	
Barrenación y voladura.	4.5 horas
Rezagado y acarreo.	2.0 horas
Traslado al lugar de trabajo.	1.0 horas
Otras operaciones.	1.0 horas
Cuadrilla de trabajo:	
2 perforistas.	
2 ayudantes.	

Equipo empleado:

- 1 jumbo neumático de una pluma, utilizando acero integral hexagonal de 1" x 2.40 m.
- 1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.
- 1 camión de bajo perfil de 5 tons. de capacidad.

**b.4) Contrapozos cuña con sección de 1.4 m. x 1.6 m.**

El objetivo del desarrollo de estas obras, es delimitar los pilares y abrir cara libre a los cortes transversales, por lo cual es necesario que se avancen simultáneamente con los cortes, para aprovechar y abrir la sección para el acceso al equipo de rezagado.

Longitud total.	100.0 m.
Plantilla de barrenación.	19 barrenos
Profundidad de barrenación.	1.6 m.
Avance total por ciclo de trabajo.	1.5 m.
Avance por semana.	18.0 m.
Avance promedio por día.	3.0 m.

Mineral extraído (aproximadamente 5% de dilución).	672 tons.
--	-----------

Turnos por día.	2
-----------------	---

Ciclo de trabajo (ver tiempos teóricos en el anexo N° 4):	
Barrenación y voladura.	5.0 horas
Rezagado y acarreo.	0.5 horas
Traslado al lugar de trabajo.	1.0 horas
Otras operaciones.	0.5 horas

Cuadrilla de trabajo:

- 2 perforistas.
- 2 ayudantes.

**Equipo empleado:**

- 1 perforadora neumática de pierna retráctil y barras cónicas de 7/8" x 1.80 m., con brocas cónicas de 7/8" x 11".
- 1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.
- 1 camión de bajo perfil de 5 tons. de capacidad.

**c) Explotación.**

Al igual que con el sistema de explotación actual, el rebaje estará dividido en tres secciones, dependientes una de la otra.

La barrenación en este sistema de explotación, se lleva a cabo en forma horizontal, en líneas paralelas y adyacentes a la cara libre. La altura promedio de los cortes es de 2.5 m. y un ancho de 3.0 m., con 17 barrenos por corte, con una profundidad de barrenación de 2.2 m.

El ciclo de trabajo por corte hasta la transportación del mineral a las tolvas del contratiempo de manto, se define como sigue: (ver tiempos teóricos en el anexo N° 4).

Barrenación y voladura.	3.0 horas
Rezagado y acarreo.	2.0 horas
Traslado al lugar de trabajo.	1.0 horas
Otras operaciones.	1.0 horas

El personal y equipo empleado en la explotación del rebaje, de acuerdo al ciclo de trabajo, es el siguiente:

**Cuadrilla de trabajo:**

- 2 perforistas.
- 2 ayudantes.
- 2 operadores máquina diesel (rezagado y acarreo)

**Equipo empleado:**

- 1 jumbo neumático de una pluma, utilizando acero integral hexagonal de 1" x 2.40 m.
- 1 cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas.
- 1 camión de bajo perfil de 5 tons. de capacidad.

De acuerdo con el ciclo de trabajo, se efectúan tres cortes por día, llevándose por lo menos dos frentes de ataque para ciclar en forma efectiva las fases de barrenación, rezagado y acarreo.

**Mineral tumbado por corte:**

3.0 m. x 2.5 m. x 2.2 m. x 3.0 tons./m. cúbico = 49.500 tons.

**Producción diaria por rebaje:**

3 (49.500 tons.) = 148.500 tons.

**Producción en rebajes:**

148.500 tons./6 hombres-turno = 24.750 tons./hombre-turno

Si se tiene que la producción diaria requerida es de 140 tons., con un solo rebaje en explotación y otro en preparación, quedarían satisfechas las necesidades inmediatas de producción.

#### **d) Programación del rebaje por ruta crítica.**

Este método de programación y control generalmente se aplica en la planeación de proyectos que requieren un control más estricto de las actividades. Dicho método representa una herramienta muy útil para planear, organizar, ejecutar y controlar en forma sencilla y con una perspectiva más amplia, las operaciones o actividades en que se divide el proyecto.

Algunos de los pasos básicos o fundamentales en que se basa el método de la ruta crítica, a fin de realizar una buena programación, son los siguientes:

- Dividir el proyecto en las operaciones o actividades necesarias para lograr el objetivo buscado.
- Obtener las relaciones existentes entre cada operación.
- Definir el orden que es preciso seguir durante la ejecución de las actividades.
- Estimar los medios y recursos necesarios para cada actividad.
- Precisar los tiempos requeridos para cada operación (tiempos productivos, improductivos, de espera, etc.).

Con base en la programación y de acuerdo con la duración de cada una de las actividades (operaciones), necesarias para la preparación y explotación de un rebaje con el sistema de explotación "Cuartos y pilares. Sistema escalonado" (ver tiempos de explotación en el anexo N° 5), en esta sección se definirán: el orden de ejecución de dichas actividades; las actividades críticas y las no críticas; así como, la duración de los tiempos flotantes y finalmente la duración total del proyecto.

La determinación de los tiempos, se hizo con base en las siguientes definiciones (9):

"El principio más próximo de la primera actividad es simplemente la fecha de inicio del proyecto.

El tiempo más próximo de iniciación de todas las actividades que se inician en un evento dado, es igual al valor mayor de los tiempos de terminación más próxima de todas las actividades que terminan en ese evento.

El tiempo de terminación más próxima de cualquier actividad no es más que la suma de la duración de la actividad con su tiempo de iniciación más próximo.

El cálculo de la terminación y la iniciación más alejadas, son efectuadas de adelante hacia atrás; por lo tanto, la terminación más alejada de la última actividad, es igual al valor de su terminación más próxima.

El tiempo de terminación más alejada para un evento dado, es igual al valor menor de los tiempos de iniciación más alejada de todas las actividades que se originan en el evento considerado.

El tiempo de iniciación más alejada de cualquier actividad, es igual al tiempo de la terminación más alejada de la actividad menos su duración.

El tiempo flotante total es la diferencia que existe entre la iniciación más próxima y la iniciación más alejada, o también entre la terminación más próxima y la terminación más alejada. Es igual al exceso del tiempo disponible sobre el tiempo de ejecución requerido.

El tiempo flotante libre de una actividad es igual a la diferencia que existe entre su terminación más próxima y el principio más próximo de la actividad siguiente; cuando son varias las actividades que le siguen, se toma la de menor valor. Establece el tiempo que puede ser excedido en la terminación de una actividad sin afectar a ninguna otra actividad del proyecto ni en su tiempo flotante ni en la duración total del proyecto.

El tiempo flotante de interferencia es la diferencia que existe entre el tiempo flotante total y el tiempo flotante libre. Indica de esa manera que mientras la terminación de la actividad en este tiempo no afecta la duración total del proyecto, si afecta a las actividades subsiguientes disminuyéndoles sus tiempos flotantes respectivos.

(9) Obregón A., Juan J. Sección C, Pags. 26 y 27.

**Actividades críticas.**- Son las actividades con tiempo flotante total igual a cero, ya que no pueden modificarse sin afectar la duración total del proyecto.

**Ruta crítica.**- Es la ruta formada por las líneas que unen a todas las actividades críticas, la cual siempre comprende de un extremo a otro del diagrama."

Basándose en los parámetros de operación del sistema de explotación analizado y aplicando las definiciones anteriores, se determinaron: el orden de cada actividad del proyecto, su duración, sus tiempos de programación y las actividades críticas y no críticas; cuyos datos se asentaron en la hoja de programación de la tabla N° 7, a partir de la cual se elaboraron los diagramas de ruta crítica y de barras que se muestran en las figuras N° 16 y 17, donde se puede apreciar en forma gráfica la programación del proyecto.

#### e) Análisis de costos.

En esta sección, se analizarán los costos directos de explotación de un rebaje con el sistema de explotación propuesto, a fin de tener un factor más de comparación con respecto al sistema de explotación actual. Por lo cual, sólo se detallarán los costos en los rubros que inciden en forma directa y que varían entre ambos sistemas.

Los costos considerados en este análisis fueron los que se tuvieron en el mes de mayo de 1990, de acuerdo con las estadísticas de costos de las empresas (6).

##### e.1) Costos en obras de preparación.

-Frentes con sección de 3.0 m. x 3.5 m.

Mano de obra:

Para el desarrollo de estas obras, se emplearán 2 perforistas y 2 ayudantes, quienes efectuarán las operaciones de barrenación, rezagado y acarreo. Dicho personal representa un costo de mano de obra de \$ 69,677.40 por día.

(6) Lomo de Toro, S.A. de C.V. y La Primera, S.A. de C.V.  
Datos de archivo. Costos.

TABLA N° 7.- HOJA DE PROGRAMACION

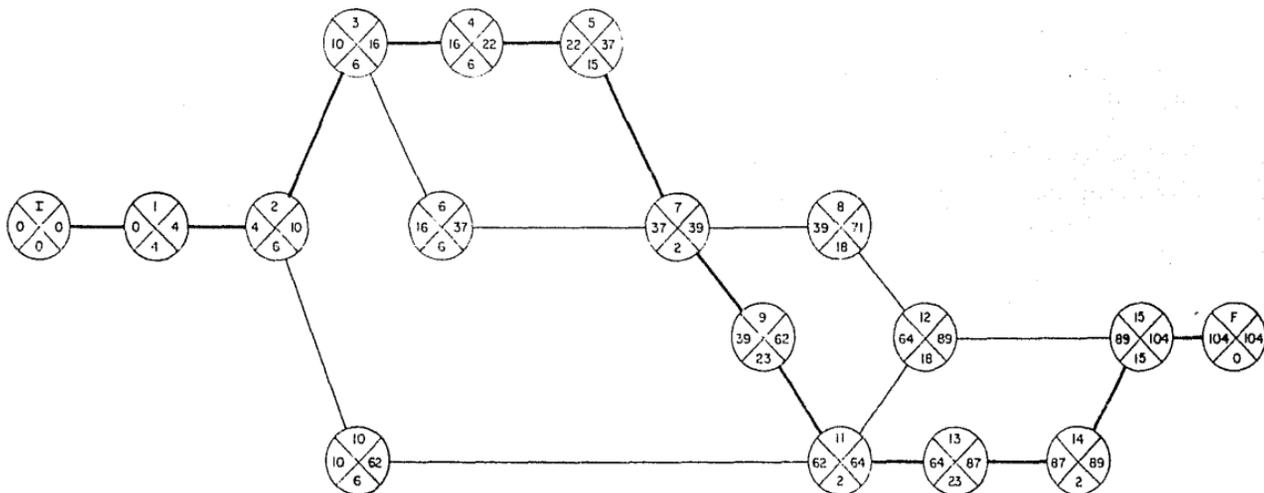
AREA.- MINA

PROYECTO.- PREPARACION Y EXPLOTACION DE UN REBAJE POR EL SISTEMA DE EXPLOTACION "CUARTOS Y PILARES. SISTEMA ESCALONADO".

TIEMPO.- SEMANAS CALENDARIO

ACT.	DESCRIPCION	DURACION	MAS PROXIMA		MAS ALEJADA		TIEMPO FLOTANTE			RUTA CRITICA
			INIC.	TERM.	INIC.	TERM.	LIBRE	TOTAL	INTERF.	
1	INICIO DEL PROYECTO	0	0	0	0	0	0	0	0	*
1	CUELE DE LA FRENTE EN EL NIVEL INFERIOR	4	0	4	0	4	0	0	0	*
2	CUELE DE LA RAMPA DEL NIVEL INFERIOR AL SUBNIVEL II	6	4	10	4	10	0	0	0	*
3	CUELE DE LA RAMPA DEL SUBNIVEL II AL SUBNIVEL I	6	10	16	10	16	0	0	0	*
4	CUELE DE LA RAMPA DEL SUBNIVEL I AL NIVEL SUPERIOR	6	16	22	16	22	0	0	0	*
5	EXPLOTACION DE LA PRIMERA SECCION DEL REBAJE	15	22	37	22	37	0	0	0	*
6	CUELE DEL SUBNIVEL I	6	16	22	31	37	15	15	0	
7	CUELE DE CONTRAPOZOS CUÑA EN EL SUBNIVEL I	2	37	39	37	39	0	0	0	*
8	EXPLOTACION DE LA PRIMERA SECCION DEL REBAJE (ZONA DE PILARES)	18	39	57	53	71	7	14	7	
9	EXPLOTACION DE LA SEGUNDA SECCION DEL REBAJE	23	39	62	39	62	0	0	0	*
10	CUELE DEL SUBNIVEL II	6	10	16	56	62	46	46	0	
11	CUELE DE CONTRAPOZOS CUÑA EN EL SUBNIVEL II	2	62	64	62	64	0	0	0	*
12	EXPLOTACION DE LA SEGUNDA SECCION DEL REBAJE (ZONA DE PILARES)	18	64	82	71	89	7	7	0	
13	EXPLOTACION DE LA TERCERA SECCION DEL REBAJE	23	64	87	64	87	0	0	0	*
14	CUELE DE CONTRAPOZOS CUÑA EN EL NIVEL INFERIOR	2	87	89	87	89	0	0	0	*
15	EXPLOTACION DE LA TERCERA SECCION DEL REBAJE (ZONA DE PILARES)	15	89	104	89	104	0	0	0	*
F	TERMINACION DEL PROYECTO	0	104	104	104	104	0	0	0	*

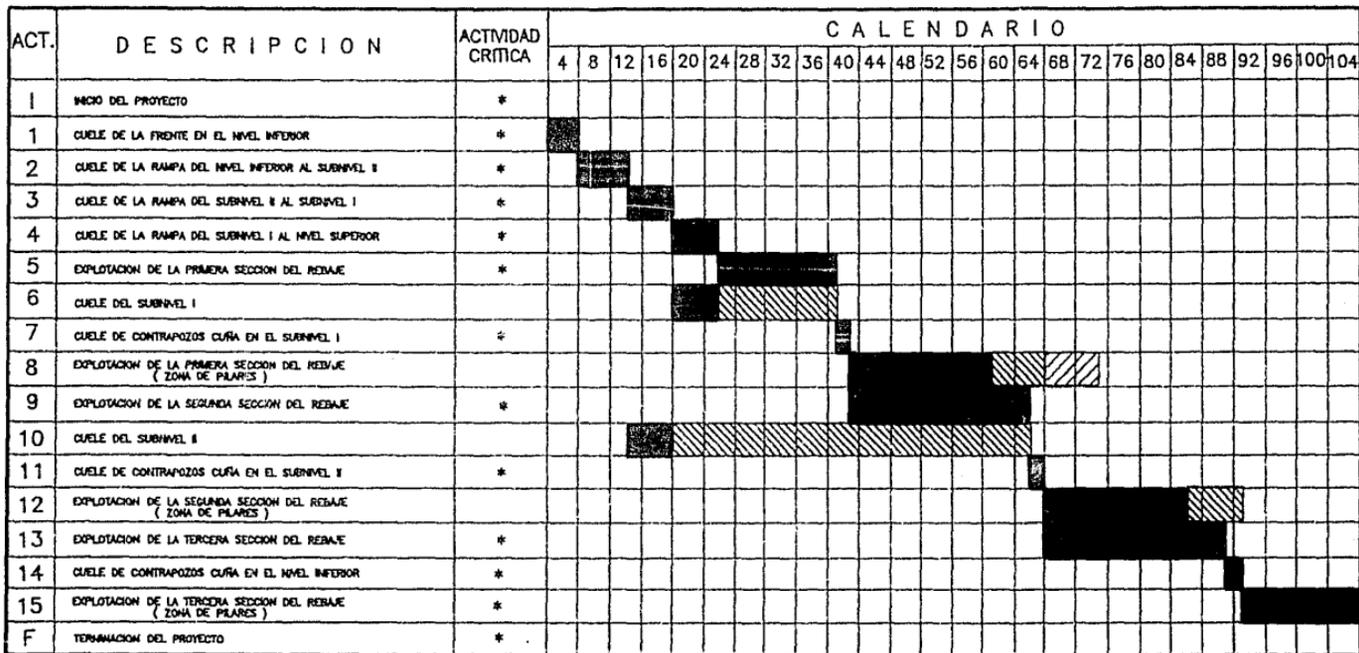
# DIAGRAMA DE RUTA CRITICA



LEYENDA

— RUTA CRITICA

<b>U N A M</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	PROGRAMACION POR RUTA CRITICA DE LA PREPARACION Y EXPLOTACION DE UN REBAJE CON EL SISTEMA DE EXPLOTACION PROPUESTO
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA
CROQUIS	AGOSTO 1990 FIG. No. 16



▨ TIEMPO FLOTANTE DE INTERFERENCIA.

▨ TIEMPO FLOTANTE LIBRE.

■ DURACION DE LA ACTIVIDAD.

PROYECTO.- PREPARACION Y EXPLOTACION DE UN REBAJE POR EL SISTEMA DE EXPLOTACION "CUARTOS Y PILARES. SISTEMA ESCALONADO".

FIGURA N° 17.- DIAGRAMA DE BARRAS

Si se tiene un avance total de 4.5 m. por día y un incentivo por bonificación de \$ 3,720.00 por metro lineal de avance, el costo por concepto de mano de obra será:

**Costo de mano de obra por metro lineal = \$ 19,203.90**

**Explosivos:**

De los resultados obtenidos en el anexo N° 2 para barrenos de 3.2 m. de longitud y 1 7/8" de diámetro, cargados con un cartucho de tovox 100, una cañuela de 3.0 m. con conector y fulminante, un taco de 40 cm. y el resto relleno con supermexamón D, el costo por barreno por consumo de explosivos será de \$ 12,019.05.

De lo anterior, si se cargan 26 barrenos por plantilla y se tiene un avance de 3.0 m. por disparo, el costo por consumo de explosivos será:

**Costo de explosivos por disparo = \$ 312,495.30**

**Costo de explosivos por metro lineal = \$ 104,165.10**

**Acero de barrenación, materiales y herramientas:**

En este rubro se tomó el costo por consumo de barras hexagonales de 3.5 m. x 1 1/8" y brocas de botones con diámetro de corona de 1 7/8", las cuales tienen una duración promedio de 2,000 m. y 300 m. lineales respectivamente; tubería negra de 1" y 2" depreciada a 5 años (1500 días laborables); mangueras y conexiones rápidas de 1" con una vida útil de 1 año (300 días laborables); herramientas y materiales menores, tales como llaves steelson, marros, palas, etc.

**Costo de acero, materiales y herramientas por metro lineal = \$ 41,630.55**

**Equipo:**

Considerando que el equipo es utilizado sólo durante el ciclo de trabajo en el desarrollo de estas obras, es importante tomar en cuenta dicho ciclo para determinar el costo aplicable a cada tonelada por concepto de depreciación (\*), mantenimiento y consumos de aceite y diesel.

(\*) La tasa de depreciación base del equipo, es del 10% anual de su valor de adquisición, de acuerdo con los datos de costos de las empresas.

De lo anterior, se tiene:

---

Equipo	costo	Depreciación por día (**)	Depreciación por ciclo
Jumbo electro- hidráulico	\$ 439'908,962.00	\$ 146,636.30	\$ 47,133.10
Cargador fron- tal LHD de 2.5 yardas cúbicas	\$ 226'196,549.00	\$ 75,398.85	\$ 10,771.25
Camión de bajo perfil de 15 - tons. de cap.	\$ 344'670,218.00	\$ 114,890.10	\$ 16,412.90

---

En resumen:

Depreciación del equipo por ciclo = \$ 74,317.25

Costo de aceites y diesel por ciclo = \$ 23,402.40

Costo de mantenimiento del equipo por ciclo = \$ 29,726.90

Si se tiene un avance de 3.0 m. por ciclo de trabajo, los costos por concepto de equipo serán:

Costo de equipo por ciclo de trabajo = \$ 127,446.55

Costo de equipo por metro lineal = \$ 42,482.20

Energía eléctrica:

El jumbo electrohidráulico cuenta con un motor de 50 HP y trabaja 3.5 horas por ciclo de trabajo en estas obras.

Consumo de energía por ciclo de trabajo:

$$50 \text{ HP} \times 0.746 \text{ KWH} \times 3.5 \text{ horas} = 130.55 \text{ KWH}$$

(\*\*) Actualmente, en la mina Lomo de Toro se laboran 300 días por año y dos turnos por día, de 7 horas efectivas cada uno.

Si se tiene un costo promedio de \$ 221.00 por KWH consumido y un avance de 3.0 m. por ciclo de trabajo, el costo por consumo de energía sera:

Costo de energía por ciclo de trabajo = \$ 28,851.55

Costo de energía por metro lineal = \$ 9,617.20

Aire comprimido:

En estas obras sólo se utiliza el aire comprimido en las operaciones de soplado y cargado de los barrenos, teniendo el consumo siguiente:

Consumo en el soplado y cargado	125 PCM
Tiempo promedio empleado por barreno	2.5 minutos
Consumo de aire comprimido por barreno:	

$125 \text{ PCM} \times 2.5 \text{ minutos} = 312.5 \text{ pies cúbicos.}$

Si se soplan y cargan 26 barrenos de la plantilla de 30 barrenos y el avance por disparo es de 3.0 m., se tiene:

Consumo de aire comprimido por disparo = 8,125 pies cúbicos.

De los cálculos efectuados en el anexo N° 3, se tiene un costo de \$ 759.05 por millar de pies cúbicos de aire comprimido producido, el cual aplicado al consumo en las operaciones de soplado y cargado en el desarrollo de estas obras, da los siguientes costos:

Costo de aire comprimido por disparo = \$ 6,167.30

Costo de aire comprimido por metro lineal = \$ 2,055.75

Supervisión:

El costo por concepto de supervisión, se estima de igual forma que en el análisis de costos del sistema de explotación actual, ya que se consideran el mismo personal de supervisión e igual cantidad de lugares de trabajo por supervisar.

Resumiendo:

Costo de supervisión por día = \$ 286,667.00

Costo de supervisión por lugar de trabajo = \$ 28,666.70

Si se tiene un avance promedio de 4.5 m. por día en el desarrollo de estas obras, el costo por metro lineal de avance por concepto de supervisión será:

Costo de supervisión por metro lineal = \$ 6,370.40

En resumen, el costo por metro lineal de avance, en cada rubro será:

---

Mano de obra.	\$ 19,203.90
Explosivos.	\$ 104,165.10
Acero, materiales y herramientas.	\$ 41,630.55
Equipo.	\$ 42,482.20
Energía eléctrica.	\$ 9,617.20
Aire comprimido.	\$ 2,055.75
Supervisión.	\$ 6,370.40

---

Costo total por metro lineal.	\$ 225,525.10
Costo total de obras (100 m.)	\$ 22'552,510.00

---

-Sistema de rampas con sección de 2.5 m. x 3.0 m.

En estas obras se tiene el mismo ciclo de trabajo, cuadrilla de trabajo, equipo utilizado y avance promedio por día que en los niveles principales de acarreo del sistema de explotación actual, por lo cual, el resumen del costo por metro lineal es el siguiente:

---

Mano de obra.	\$ 26,945.80
Explosivos.	\$ 78,603.85
Acero, materiales y herramientas.	\$ 24,362.50
Equipo.	\$ 29,021.35
Aire comprimido.	\$ 19,530.35
Supervisión.	\$ 16,867.70

---

Costo total por metro lineal.	\$ 195,331.55
Costo total de obra (300 m.).	\$ 58'599,465.00

---

-Frentes con sección de 2.5 m. x 2.5 m.

Mano de obra:

Considerando que se tiene un avance promedio de 3.0 m. por día empleando 2 perforistas y 2 ayudantes en el desarrollo de estas obras, el costo por concepto de mano de obra es el siguiente:

Costo de mano de obra por día = \$ 69,677.40

Bonificación por metro lineal de avance = \$ 2,640.00

Costo de mano de obra por metro lineal = \$ 25,865.80

Explosivos:

De los cálculos del anexo N° 2 se tiene que el costo por concepto de explosivos para barrenos de 2.2 m. de longitud y 1 1/2" de diámetro es de \$ 6,046.45 por barreno, mientras que el costo por disparo considerando 24 barrenos cargados por plantilla, es de \$ 145,114.80.

Si se tiene un avance promedio de 2.0 m. por disparo, el costo por consumo de explosivos por metro lineal será:

Costo de explosivos por metro lineal = \$ 72,557.40

Acero, materiales y herramientas:

De acuerdo con las estadísticas de costos de las empresas, si se tiene un avance promedio de 3.0 m. por día y de 2.0 m. por disparo, los costos por metro lineal en estos rubros serán:

Costo por consumo de acero integral = \$ 19,111.40

Costo por tubería, mangueras y conexiones = \$ 2,149.35

Costo de herramientas y materiales menores = \$ 1,551.95 \*

De lo anterior:

Costo de acero, materiales y herramientas por metro lineal = \$ 22,812.70

Equipo:

Al igual que en las demás obras de preparación, el equipo es utilizado en otras obras de la mina durante el día, por lo cual los costos por concepto de depreciación del equipo, mantenimiento y consumos de aceites y diesel se determinarán con base en el ciclo de trabajo, considerando que se laboran 7 horas efectivas por turno y 300 días al año.

De lo anterior, se tiene:

---

Equipo	Costo	Depreciación por día	Depreciación por ciclo
Jumbo neumático.	\$ 100'869,565.00	\$ 33,623.20	\$ 10,807.45
Cargador frontal LHD de 2.5 yardas cúbicas	\$ 226'196,549.00	\$ 75,398.85	\$ 10,771.25
Camión de bajo perfil para 5 tons. de cap.	\$ 34'888,690.44	\$ 11,629.55	\$ 1,661.35

---

\* Se considera un costo equivalente al 6% del costo de mano de obra (3).

(3) W.A. Hustrulid. pag. 471.

Depreciación del equipo por ciclo = \$ 23,240.05

Costo de aceites y diesel por ciclo = \$ 16,867.60

Costo de mantenimiento por ciclo = \$ 9,296.00

Considerando que se tiene un avance promedio de 2.0 m. por ciclo de trabajo, los costos por concepto de equipo serán:

Costo de equipo por ciclo de trabajo = \$ 49,403.65

Costo de equipo por metro lineal = \$ 24,701.80

Aire comprimido:

De acuerdo con el consumo de aire del equipo de barrenación y con los tiempos aplicados a las operaciones de barrenación, soplado y cargado de los barrenos, el consumo de aire comprimido es el siguiente:

Barrenación (28 barrenos por plantilla):

Consumo de aire comprimido.	468 PCM
Tiempo promedio por barreno.	4.4 min.

Soplado y cargado (24 barrenos por plantilla):

Consumo de aire comprimido.	125 PCM
Tiempo promedio por barreno.	2.0 min.

De los datos anteriores:

Consumo de aire por disparo = 63,657.6 pies cúbicos

Si se tiene un avance promedio de 2.0 m. por disparo y el costo por millar de pies cúbicos de aire comprimido producido es de \$ 759.05 (ver anexo N° 3), el costo por este concepto será:

Costo de aire comprimido por metro lineal = \$ 24.159.65

Supervisión:

El costo en este rubro no varía con respecto a las obras analizadas anteriormente, ya que es un costo fijo por día y por lugar de trabajo, variando sólo en el costo unitario.

Si se tiene un avance promedio de 3.0 m. por día, los costos por concepto de supervisión serán:

Costo de supervisión por día = \$ 28,666.70

Costo de supervisión por metro lineal = \$ 9,555.55

En resumen, los costos directos por metro lineal en el desarrollo de estas obras son los siguientes:

---

Mano de obra.	\$ 25,865.80
Explosivos.	\$ 72,557.40
Acero, materiales y herramientas.	\$ 22,812.70
Equipo.	\$ 24,701.80
Aire comprimido.	\$ 24,159.65
Supervisión.	\$ 9,555.55

---

Costo total por metro lineal.	\$ 179,652.90
Costo total de obra (200 m.).	\$ 35'930,580.00

---

-Contrapozos cuña con sección de 1.4 m x 1.6 m.

En estas obras se tiene el mismo ciclo de trabajo, cuadrilla, equipo y avance promedio por día que en los contrapozos chorreaderos del sistema de explotación actual, desarrollados en el nivel inferior de acarreo. Por lo cual, se tomará el costo de las estadísticas de las empresas para este tipo de obras. El costo por cada uno de los rubros por metro lineal y el costo total se resume a continuación.

Mano de obra.	\$ 25,985.30
Explosivos.	\$ 62,233.80
Acero, materiales y herramientas.	\$ 9,913.30
Equipo.	\$ 8,310.15
Aire comprimido.	\$ 7,501.95
Supervisión.	\$ 33,735.35
<hr/>	
Costo total por metro lineal.	\$ 147,680.35
Costo total de obra (100 m.).	\$ 14'768,035.00

-Resumen de los costos en obras de preparación.

Obras	m.l.	Costo/m.l.	Costo total
Frentes con sección de 3.0 m. x 3.5 m.	100	\$ 225,525.10	\$ 22'552,510.00
Sistema de rampas con sección de 2.5 m. x 3.0 m.	300	\$ 195,331.55	\$ 58'599,465.00
Frentes con sección de 2.5 m. x 2.5 m.	200	\$ 179,652.90	\$ 35'930,580.00
Contrapozos cuña - con sección de 1.4 m. x 1.6 m.	100	\$ 147,680.35	\$ 14'768,035.00
Costo total en obras de preparación.			\$ 131'850,590.00

De los costos anteriores y considerando que el mineral explotable por rebaje es equivalente a 67,500 tons., el costo aplicable a cada tonelada por obras de preparación será:

Costo por tonelada por obras de preparación = \$ 1,953.35

## e.2) Costos de Explotación.

En la determinación de estos costos (mano de obra, explosivos, acero, etc.), se empleo una secuencia de cálculo similar a la usada en las obras de preparación -con las variaciones correspondientes-, por lo que los costos en este rubro para algunos de los conceptos ya están determinados y sólo se detallarán aquellos que tengan variación.

### -Mano de obra:

Costo de mano de obra por día = \$ 108,360.20

Si se tumban 148.500 tons. de mineral por día y se paga una bonificación equivalente a \$ 757.00 por tonelada tumbada, rezagada y acarreada, el costo por este concepto será:

Costo de mano de obra por tonelada = \$ 1,486.70

### -Explosivos:

Si se tumban 49.500 tons. de mineral con 17 barrenos de 2.2 m. de longitud y 1 1/2" de diámetro por corte y se tiene un costo por concepto de explosivos de \$ 6,046.45 por barreno (ver anexo N° 2), el costo por este concepto por tonelada tumbada será:

Costo de explosivo por tonelada = \$ 2,076.55

### -Acero de barrenación, materiales y herramientas:

#### Acero:

Dado que en la etapa de tumbe se utiliza el mismo tipo de acero (acero integral tipo cincel de 1" x 2.40 m.) que el usado en el desarrollo de las frentes con sección de 2.5 m. x 2.5 m., su consumo en tumbe representa un costo equivalente a \$ 620.50 por metro lineal barrenado. Por tanto, si se tumban 49.500 tons. de mineral con 17 barrenos por corte, el costo por este concepto será de:

Costo de acero por tonelada = \$ 468.80

#### Materiales:

El costo proporcional por consumo de materiales (tubería, mangueras, etc.) en la etapa de tumbe, se toma del costo estimado por este concepto de las obras de referencia del parrafo anterior. Por lo cual, si se tumban 148.500 tons. de mineral por día y por rebaje, dicho costo fue:

Costo de materiales por tonelada = \$ 43.40

**Herramientas:**

El costo en este concepto -como se menciono anteriormente-, es equivalente al 6% del costo de mano de obra (referencia 3, pag. 471).

Costo de herramientas por tonelada = \$ 89.20

En resumen, el costo total por tonelada en este rubro será:

**Costo de acero, material, herramientas por tonelada = \$ 601.40**

**-Equipo:**

De igual forma que en los cálculos de costos efectuados para las obras de preparación, en el renglón de costos del equipo se toma: la depreciación del equipo por día, el costo por consumo de aceites y diesel y el costo de mantenimiento. Todos ellos referidos a un día de trabajo en la etapa de explotación (tumba, resagado y acarreo).

Depreciación del equipo por día = \$ 120,651.60

Costo de aceites y diesel por día = \$ 42,833.00

Costo de mantenimiento por día = \$ 48,260.65

De los costos anteriores y considerando que se tumban 148.500 tons. de mineral por día, se tiene:

**Costo de equipo por tonelada = \$ 1,426.25**

**-Aire comprimido:**

De los datos anteriores (frentes con sección de 2.5 m. x 2.5 m.), el consumo de aire comprimido por barrenado es de 2,309.2 pies cúbicos, por tanto el consumo por corte (17 barrenos) será de 39,256.40 pies cúbicos y considerando que se tumban 49.500 tons. de mineral por corte y el costo por millar de pies cúbicos de aire producido es de \$ 759.05, se tiene:

**Costo de aire comprimido por tonelada = \$ 602.00**

-Supervisión:

De datos anteriores:

Costo de supervisión por día = \$ 28,666.70

Costo de supervisión por tonelada = \$ 193.00

En resumen, los costos de explotación por tonelada producida, en cada rubro, se muestran a continuación:

---

Mano de obra.	\$ 1,486.70
Explosivos.	\$ 2,076.55
Acero, materiales y herramientas.	\$ 601.40
Equipo.	\$ 1,426.25
Aire comprimido.	\$ 602.00
Supervisión.	\$ 193.00

---

Costo total de explotación, por tonelada.	\$ 6,385.90
---	-------------

---

e.3) Costo directo por tonelada producida con el sistema de explotación propuesto.

Este costo incluye las obras de preparación y la explotación por tonelada producida puesta en las tolvas del contratiro de manto. Para fines de comparación, no se consideraron los conceptos de manto, acarreo a la planta de beneficio (flete), maquila y costos por servicios auxiliares, ya que éstos prácticamente no tendrán variación entre los dos sistemas de explotación analizados (actual y propuesto).

---

Costo de preparación por tonelada.	\$ 1,953.35
Costo de explotación por tonelada.	\$ 6,385.90

---

Costo directo por tonelada producida con el sistema de explotación propuesto.	\$ 8,339.25
---	-------------

---

IV.4.C) Comparación del sistema de explotación "Cuartos y pilares. Sistema escalonado" en relación con el de "Cuartos y pilares inclinados".

a) Cuadro comparativo.

Con base en los análisis técnico-económicos elaborados en los incisos IV.4.A y IV.4.B, a continuación se resumen las diferencias principales entre ambos sistemas de explotación.

	Sistema actual	Sistema propuesto
Cantidad de Pilares.	53	10
Recuperación del yacimiento.	87 %	90 %
Obras de preparación:	1,968 ml.	800 ml.
Caliza extraída.	2,151 tons.	-
Mineral extraído.	15,604 tons.	13,737 tons.
Tolvas.	2	-
Producción diaria por rebaje.	78.0 tons.	148.5 tons.
Producción por hombre- turno.	7.8 tons.	24.7 tons.
Dilución.	10 %	15 %
Costo total en obras de preparación.	\$ 327'677,319.30	\$ 131'850,590.00
Costo directo por tonelada.	\$ 12,634.10	\$ 8,339.25

En el cuadro anterior, los valores mostrados en los conceptos de recuperación y dilución, se refieren únicamente a la operación de tumbe, sin considerar las toneladas de caliza extraídas en las obras de preparación, ya que dicha caliza es la extraída durante el cuele de las obras fuera del cuerpo mineral y no la caliza diluida con el mineral tumbado. Asimismo, la recuperación del yacimiento fue considerada con base en el mineral dejado en los pilares en relación con el mineral total del bloque del rebaje.

## b) Ventajas y desventajas.

A continuación, se resumen las ventajas y desventajas del sistema de explotación propuesto ("Cuartos y pilares. sistema escalonado) respecto al sistema de explotación actual ("Cuartos y pilares inclinados"), a las cuales no es posible determinarles un valor mediante una cifra, pero que pueden tener influencia en la aceptación final de un proyecto.

### b.1) Ventajas.

- Mayor utilización de los equipos en el proceso directo de producción.
- Incrementa la productividad.
- Concentración de la producción en un mínimo de lugares.
- Facilita la supervisión y el control del ciclo productivo.
- Se incrementa la recuperación del depósito mineral.
- Se tiene un desplazamiento más rápido y sencillo de los equipos.
- Mayor disponibilidad inmediata del mineral durante la etapa del tumba.
- Se mejora la programación de las operaciones de tumba, rezagado y acarreo.
- Mayor aprovechamiento del capital invertido en equipos.
- Se reducen los costos de producción.
- Mejoran las condiciones de seguridad e higiene para el personal y equipo.
- Existe una mayor flexibilidad en la planeación.
- Hay un flujo más rápido de las utilidades provenientes de las nuevas operaciones mineras.
- Existe una mayor flexibilidad para incrementar la producción.

**b.2) Desventajas.**

- Se tiene una menor selectividad.
- Se requiere un control técnico más continuo del equipo.
- Se requiere de mayor capacitación al personal.
- Se necesita mayor ventilación en los lugares cerrados, principalmente en las obras de preparación y desarrollo.

## SISTEMA ACTUAL DE BENEFICIO

## V.1) Introducción.

El mineral extraído de la mina Lomo de Toro, se procesa por el método de flotación selectiva en las instalaciones de la planta de beneficio, propiedad de la empresa denominada, Beneficiadora "San Antonio", S.A. de C.V., ubicada en la población de Zimapán, Hgo. aproximadamente a 15 km. de las instalaciones de la mina.

Esta planta tiene una capacidad instalada de 300 ton. métricas por día, beneficiando actualmente, mediante maquila, un promedio de 3,500 ton. mensuales, obteniéndose dos concentrados finales: Un concentrado de plomo y un concentrado de zinc.

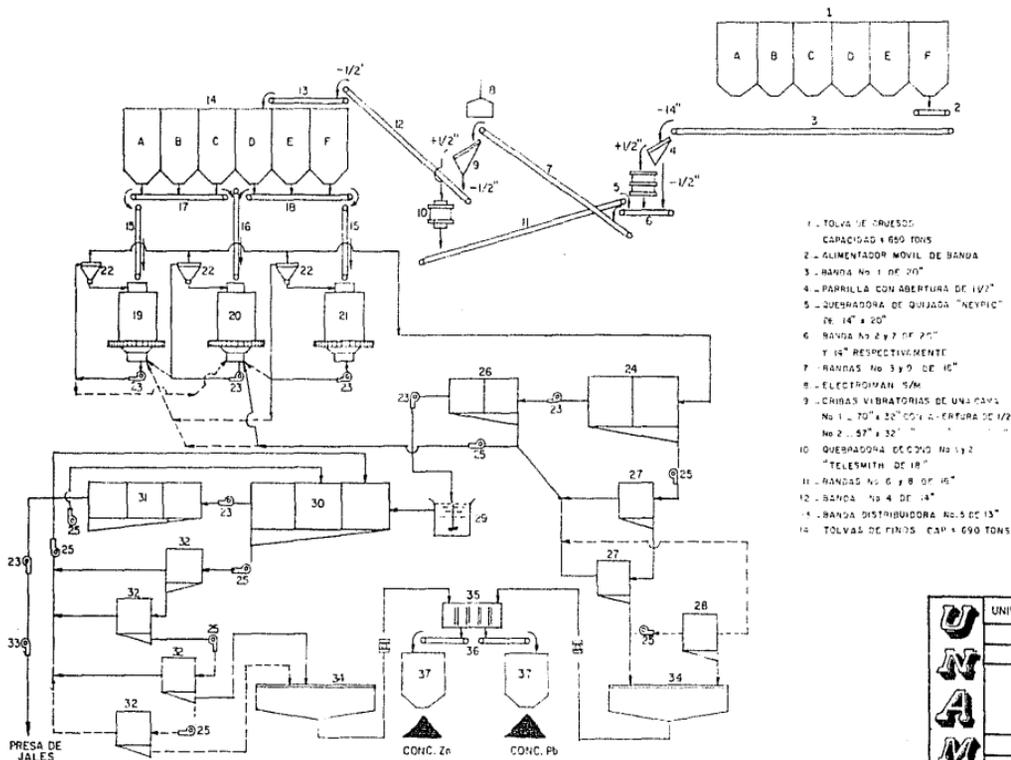
El ciclo del proceso de beneficio del mineral, consiste esencialmente de las siguientes etapas: acarreo del mineral (mina-planta), trituración, molienda, concentración, filtrado, secado y embarque.

Las características de los equipos involucrados en el proceso y los parámetros de operación, se detallarán por separado siguiendo la secuencia del proceso. (ver diagrama de flujo en la figura N° 18).

## V.2) Acarreo del mineral mina-planta.

El acarreo general del mineral mina-planta, se efectúa con 5 camiones de volteo con capacidad de 10 ton. métricas cada uno, iniciando el recorrido en el socavón de San Guillermo en la mina Lomo de Toro, hasta los patios y tolvas de gruesos de la planta de beneficio.

Para el movimiento del mineral de los patios (que incluye preparar mezclas de mineral y dosificación de cargas) a las tolvas de gruesos, se cuenta con dos palas marca Michigan modelos 45 B y 75 respectivamente, con las cuales se carga un camión de volteo con capacidad de 10 ton., el cual descarga en 6 tolvas de gruesos, que tienen una capacidad total de 650 tons..



1. MOLINO DE BOLAS No. 1 y 3 DE 20"
2. MOLINO DE BOLAS No. 2 DE 12"
3. BANDA No. 4 DE 16"
4. BANDA No. 5 DE 20"
5. MOLINO DE BOLAS No. 1 "DENVER" DE 5' x 6'
6. MOLINO DE BOLAS No. 2 "NARCY" DE 5' x 6'
7. MOLINO DE BOLAS No. 3 "ALLIS CHALMERS" DE 5' x 6'
8. CLICLONES "KREDS" DE 10"
9. BOMBAS DENVER 9AL DE 3" x 3"
10. CELDAS DE FLOTACION PRIMARIA DE PLOMO, WEMCO 84 DE 150 ft<sup>3</sup>
11. BOMBAS DENVER 9AL DE 2" x 2"
12. CELDAS DE FLOTACION AGOTATIVA DE PLOMO, WEMCO DE 21 ft<sup>3</sup>
13. CELDAS LIMPIADORAS DE CONC. DE PLOMO, WEMCO DE 21 ft<sup>3</sup>
14. CELDA LIMPIADORA DE CONC. DE PLOMO, WEMCO DE 18 ft<sup>3</sup>
15. TANQUE ADICIONADOR DE ZINC DE 2' x 1' 5/8"
16. CELDAS DE FLOTACION PRIMARIA DE ZINC, WEMCO 84 DE 150 ft<sup>3</sup>
17. CELDAS DE FLOTACION AGOTATIVA DE ZINC, WEMCO 66 DE 100 ft<sup>3</sup>
18. CELDAS LIMPIADORAS DE CONC. DE ZINC, WEMCO DE 21 ft<sup>3</sup>
19. BOMBA VASCAEL DE 4" x 6"
20. TANQUES ASIENTADORES DE 18' x 6'
21. FILTRO DE 4 DISCOS "EINCO" DE 6' DE DIAMETRO
22. MOLINO No. 1 y 2 DE 14"
23. TOLVAS PARA 2 CONCENTRADOS

1. TOLVA DE BRUNDES CAPACIDAD 4 650 TONS
2. ALIMENTADOR MOVIL DE BANDA
3. BANDA No. 1 DE 20"
4. PARRILLA CON ABERTURA DE 1/2"
5. QUEBRADORA DE QUIJADA "KEVPIC" DE 14" x 20"
6. BANDA No. 2 y 7 DE 25" Y 14" RESPECTIVAMENTE
7. BANDA No. 3 y 9 DE 16"
8. ELECTROIMAN 5/8"
9. CRIBAS VIBRATORIAS DE UNA CAVA No. 1 - 70" x 20" CUA - PERFORA DE 1/2", 1/2" No. 2 - 57" x 32"
10. QUEBRADORA DE CILINDRO No. 1 y 2 "TELESMITH" DE 18"
11. BANDA No. 6 y 8 DE 16"
12. BANDA No. 4 DE 14"
14. BANDA DISTRIBUIDORA No. 5 DE 13"
14. TOLVAS DE FINOS 65" x 690 TONS

<b>UNAM</b>	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO "SAN ANTONIO"
	MIGUEL ANGEL DE LA O VIZCARRA
CHOQUIS	AGOSTO 1990 FIG. No. 18

### V.3) Trituración.

Se cuenta con un circuito cerrado de trituración, donde se lleva a cabo la reducción del mineral de  $-14''$  hasta  $-1/2''$ , con una capacidad de 24 tons./hr.. Se cuenta con una quebradora de quijada marca Neypic de  $14'' \times 20''$ , con motor de 40 HP, así como con dos quebradoras de cono Telesmith de  $18''$ , con motor de 25 HP cada una, operando en circuito cerrado con dos cribas vibratorias sin marca, de  $57'' \times 32''$  y  $70'' \times 32''$ , con abertura de  $1/2'' \times 1/2''$ , y un sistema de bandas transportadoras con el que se cierra el circuito.

Además, se cuenta con dos imanes instalados en esta sección: uno en la polea de mando de la banda transportadora que alimenta a la quebradora de quijada y el otro en la descarga de la banda transportadora que alimenta a la criba vibratoria N° 1.

La capacidad total de almacenamiento en las tolvas de finos es de 690 tons., distribuidas en 6 tolvas que descargan a las bandas transportadoras que alimentan los molinos.

### V.4) Molienda.

Se tiene una capacidad instalada de molienda de 300 tons. por día, la cual sólo opera actualmente con una capacidad promedio de 140 t.m.s./día

La operación de molienda se efectúa por medio de tres molinos de bolas: uno marca Denver, de  $5' \times 6'$ , con motor de 100 HP, uno marca Marcy, de  $5' \times 6'$ , con motor sincrónico de 125 HP y un Allis Chalmers  $5' \times 8'$  con motor sincrónico de 125 HP, los cuales son alimentados por un sistema de bandas transportadoras y operados en circuito cerrado de clasificación con tres ciclones Krebs de  $10''$  de diámetro, con una abertura de apex de  $1 \frac{1}{4}''$ . Estos molinos pueden ser operados en forma independiente, pero generalmente se combinan dos de ellos con remolienda y doble clasificación.

Se cuenta con tres muestreadores eléctricos de disco, con motor de  $1/4$  HP y periodos de corte de 1 minuto durante las 24 horas; se encuentran ubicados en la descarga de las bandas transportadoras que alimentan a los molinos.

Este circuito opera normalmente bajo los siguientes parámetros, variando algunos de ellos según las características mineralógicas, físicas y químicas del mineral.

Alimentación a molienda.	80% pasando a $-1/2"$ .
Derrame de clasificación.	80% pasando a $-100$ mallas.
Descarga molino primario.	75%-80% de sólidos.
Descarga ciclón primario.	80%-85% de sólidos.
Derrame ciclón primario.	28%-30% de sólidos.
Carga circulante.	250%-300%.

### V.5) Concentración.

El proceso de concentración utilizado para la separación de los valores de Ag., Pb. y Zn., es el de flotación selectiva, por medio de dos circuitos: uno donde se obtiene un concentrado de plomo-plata y otro para obtener el concentrado de zinc.

#### a) Circuito de plomo.

Este circuito está formado por tres bancos de flotación: un banco primario formado por dos celdas tipo Wemco 84, con capacidad de 150 pies cúbicos cada una; un banco agotativo formado por dos celdas tipo Wemco de 21 pies cúbicos cada una; y un banco de limpias de tres celdas, tipo Wemco de 21 pies cúbicos dos de ellas (primera y segunda celda) y de 18 pies cúbicos la otra (tercera etapa de limpia opcional).

El concentrado primario se alimenta al banco de limpias, del cual se obtiene un concentrado final de plomo, que pasa por gravedad al tanque asentador del circuito de plomo. Las colas del banco primario pasan a ser cabezas del banco agotativo, cuyo derrame se une con las colas de las celdas del banco de limpias, en el cajón de la bomba de arenas del molino de remolienda. Por último, las colas del banco agotativo pasan a ser cabezas del circuito de zinc (ver diagrama de flujo en la figura N° 18).

#### b) Circuito de zinc.

Este circuito inicia en un tanque acondicionador sin marca de 7' x 7', con motor de 10 HP, pasando posteriormente al circuito de flotación formado por tres bancos de flotación: un banco primario de tres celdas tipo Wemco 84 con capacidad de 150 pies cúbicos cada una; un banco agotativo de tres celdas tipo Wemco 66 de 100 pies cúbicos de capacidad cada una; y un banco de limpias formado por cuatro celdas tipo Wemco de 21 pies cúbicos de capacidad cada una (cuarta etapa de limpia opcional).

El concentrado del banco primario alimenta al banco de limpias, obteniéndose en éste el concentrado final que pasa al tanque asentador del circuito; las colas del banco primario pasan a ser cabezas del banco agotativo, cuyo derrame se recircula a la segunda celda del banco primario; las colas del banco de limpias se recirculan a la primera celda del banco primario; y por último las colas del banco agotativo se conducen a las presas de jales, pasando por dos etapas de bombeo.

#### c) Parámetros de flotación.

Densidad en el derrame del ciclón.	25% de sólidos.
Tiempo de flotación en el circuito de plomo.	6-7 minutos.
Tiempo de acondicionamiento de zinc.	5-6 minutos.
Tiempo de flotación en el circuito de zinc.	7-9 minutos.

Se cuenta con cuatro controladores automáticos de pH, marca Signet, los cuales regulan la alimentación de calhídra, para así, manejar el potencial de hidrógeno en algunas secciones de los circuitos de flotación, dentro de los siguientes valores.

Alimentación del circuito de plomo.	pH = 8.0 - 8.5
Alimentación del circuito de zinc.	pH = 10.0 - 10.5
Banco de limpias del circuito de zinc:	
Primera celda.	pH = 11.5 - 12.0
Segunda celda.	pH = 11.0 - 11.5

#### d) Reactivos.

Los reactivos utilizados, puntos de adición y consumos promedio en la planta de beneficio son los siguientes:

d.1) Circuito de plomo.

Reactivo	Función	Punto de adición	Consumo (gr/ton.)
Calhidra al 10%.	regulador de pH.	molino	600
Cianuro al 10%.	depresor de zinc.	molino	130
Sulfato de zinc al 10%.	depresor de zinc.	molino	140
Xantato isopropilico de sodio al 10%.	colector	molino segunda celda del banco primario.	120 30
Trifroth 400 al 50%.	espumante	molino primera celda del banco primario.	40 10

d.2) Circuito de zinc.

Reactivo	Función	Punto de adición	Consumo (gr/ton.)
Calhidra al 10%.	regulador de pH.	acondicionador	900
Cianuro al 10%.	depresor de fierro.	segunda celda del banco de - limpias.	30
Sulfato de cobre al 20%.	activante	acondicionador	600
Xantato isopropilico de sodio al 7%.	colector	acondicionador segunda celda del banco primario.	160 60
Aerofloat 211 al 3%.	promotor	acondicionador segunda celda del banco primario.	80 20
Trifroth 400 al 50%.	espumante	primera celda del banco primario.	40

#### V.6) Espesamiento y filtrado.

En esta sección, se cuenta con cuatro tanques agitadores de mampostería de 18' de diámetro x 8' de altura, equipado cada uno con un mecanismo de agitación, con un motor de 1 HP y una bomba de diafragma de 4" con motor de 3 HP. Se tienen dos en operación, uno para cada circuito y dos de reserva para emergencias. En estos tanques se reduce el contenido de agua al 20 - 25%, enviándose los concentrados a dos baterías de filtrado, que cuentan con un filtro de cuatro discos marca Eimco de 6' de diámetro cada uno, empleándose en cada caso dos discos para el concentrado de plomo y los otros dos para el concentrado de zinc. En esta sección se obtienen los concentrados con un 9% a 10% de humedad.

El concentrado obtenido de la sección de filtrado, es conducido a las tolvas y patio de concentrados por un sistema de bandas transportadoras. En ese lugar se tiene un secado final a la interperie del concentrado, reduciéndose la humedad un promedio de 1% a 2%, obteniendo finalmente un concentrado de embarque con un 8% de humedad promedio.

#### V.7) Presa de jales.

Actualmente se tienen dos presas de jales aguas arriba, las cuales no se utilizan simultáneamente, a fin de recuperar la mayor cantidad de agua posible, ya que la recirculación es indispensable para la operación de la planta de beneficio.

En la presa la distribución de arenas, finos y lamas se efectúa únicamente por gravedad y asentamiento del derrame, ya que no se requiere un cicloneo de los jales; para la recuperación y conducción del agua, se tienen construidos con tabicón una serie de "chinos" en la presa aguas arriba los cuales están distribuidos de acuerdo con la sección donde se descarga.

#### V.8) Servicios.

a) **Energía eléctrica.**— La planta de beneficio recibe de la Comisión Federal de Electricidad, 23,200 volts que llegan a una subestación de 750 KVA, donde se reduce la carga a 440, 220 y 110 volts.

b) **Agua.**— El suministro de agua fresca para las operaciones de la planta de beneficio, proviene de un pozo ubicado en la margen de la barranca de Santiago, de la recuperación de las presas de jales y ocasionalmente, cuando así se requiere (extrema sequía), se acarrea de la ciudad de Ixmiquilpan, Hgo. por medio de un camión cisterna con capacidad para 30,000 litros. Generalmente las necesidades se cubren con el 30% del agua del pozo y el 70% con agua recuperada.

Dadas las necesidades de agua para la operación y la escasez que se origina por la baja precipitación pluvial en la temporada de secas, se cuenta con cuatro piletas para almacenamiento de agua, con las siguientes capacidades:

Pileta N° 1	870,000 litros
Pileta N° 2	650,000 "
Pileta N° 3	412,000 "
Pileta N° 4	1'452,000 "

c) Otros servicios.- Se cuenta además con un almacén, laboratorio y oficina de ensayos, taller de carpintería, taller de soldadura, taller de mantenimiento mecánico y de tornos, y taller de mantenimiento eléctrico.

#### V.9) Producción y destino de concentrados.

##### a) Producción.

Se tiene una producción promedio mensual de concentrados de plomo de 300-350 toneladas, y de 500-550 toneladas de concentrados de zinc.

Las leyes manejadas en la planta de beneficio, tomando el promedio de los últimos cinco años son las siguientes:

---

	Ag	Pb	Zn
Cabezas	190 gr./ton.	7.2%	9.7%
Concentrado de plomo	1,600 gr./ton.	63.0%	3.5%
Concentrado de zinc	90 gr./ton.	2.0%	51.0%

---

Las recuperaciones y relaciones de concentración promedio obtenidas en el proceso de beneficio, tomando la misma base, han sido:

---

	R.C.	Ag	Pb	Zn
Concentrado de plomo	9.7	89.0%	89.0%	-
Concentrado de zinc	6.6	6.7%	-	80.0%

---

b) Embarque.

Los concentrados obtenidos en el proceso, son embarcados en camiones con capacidad para 30 y 40 toneladas, y son cargados empleando dos cargadores frontales marca Michigan: uno modelo 45 B y otro modelo 75, siendo enviados a su destino a la ciudad de Torreón, Coah. a la compañía Met-Mex Peñoles, S.A. de C.V..

## C A P I T U L O V I

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De acuerdo con los análisis presentados durante este estudio, se concluye que para optimizar la mecanización de las operaciones mineras en la mina Lomo de Toro, se requiere del cambio a otro sistema de explotación, siendo el sistema de "Cuartos y pilares. Sistema escalonado" el que presenta mayores ventajas.

#### VI.1) Conclusiones.

- 1) Los yacimientos minerales en el área de la mina Lomo de Toro, están clasificados dentro del tipo conocido como Mesotermal, de reemplazamiento en caliza y relleno de cavidades.
- 2) Los cuerpos de mineral actualmente en explotación, están formados por dos mantos asociados a unos horizontes de caliza masiva recristalizada, con inclinación y espesor promedio de 30° y 2.5 m. respectivamente.
- 3) La baja utilización del equipo mecanizado, se debe sobre todo a la situación operativa actual, ya que el sistema de explotación de "Cuartos y pilares inclinados", sólo permite la mecanización de algunas de sus etapas y no de todo el proceso productivo. No obstante, puede decirse que ese sistema fue el que mejor cumplía los objetivos para la explotación del yacimiento mineral antes de la adquisición del equipo actual.
- 4) Para optimar las operaciones, reducir los costos e incrementar la utilización de los recursos disponibles, se seleccionó el sistema de explotación "Cuartos y pilares. Sistema escalonado".
- 5) La preparación del rebaje con el sistema de explotación seleccionado, requiere del desarrollo de las siguientes obras:

- 2 frentes con sección de 3.0 m. x 3.5 m. y 100 m. de longitud cada una.
  - 1 sistema de rampas con sección de 2.5 m. x 2.5 m. y una longitud total de 300 m.
  - 2 frentes con sección de 2.5 m. x 2.5 m. y 100 m. de longitud cada una.
  - 10 contrapozos cuña con sección de 1.4 m. x 1.6 m. y 10 m. de longitud cada uno.
- 6) Todas las obras de preparación de un rebaje con el sistema de explotación seleccionado, se desarrollarán completamente sobre mineral y se ubicarán en el contacto del alto del yacimiento.
  - 7) Con el sistema de explotación seleccionado se obtendrá una producción de 148.5 toneladas diarias por rebaje, incrementando la producción en rebajes por hombre-turno de 7.8 tons. a 24.75 tons.
  - 8) El costo directo por tonelada se reduce de \$ 12,634.10 con el sistema de explotación actual, a \$ 8,339.25 con el sistema de explotación seleccionado.

## VI.2) Recomendaciones.

- 1) Antes de la implantación del sistema de explotación de "Cuartos y pilares. Sistema escalonado", es importante conocer más ampliamente el comportamiento estructural del yacimiento mineral.
- 2) Es necesario equilibrar los tiempos de operación en cada una de las actividades del ciclo de trabajo propuesto, para mantener una producción constante y evitar tiempos inefectivos para el personal y equipo.
- 3) Es conveniente utilizar las dimensiones recomendadas para las obras donde transiten los equipos, a fin de facilitar las maniobras del mismo y evitar dañarlos.

- 4) Para implantar el sistema de explotación seleccionado, se recomienda hacerlo principalmente en áreas que inicien operaciones de desarrollo, preparación y explotación, sobre todo en los niveles inferiores al nivel -220, ya que es la zona donde el comportamiento estructural del yacimiento facilita su implantación.
- 5) Es importante instituir un sistema de capacitación del personal en las áreas de operación y mantenimiento antes de la implantación del sistema de explotación seleccionado, recalándole a ese personal que la utilización del equipo no es para sustituirlo, sino, para mejorar su rendimiento con menor esfuerzo físico.
- 6) También es indispensable implantar un programa de mantenimiento preventivo que preserve los equipos en buenas condiciones e incremente la disponibilidad de los mismos.

A N E X O      N° 1

CALCULO DE LA CANTIDAD DE AIRE REQUERIDO PARA CONDICIONES NORMALES DE TRABAJO (Dilución-extracción de contaminantes y suministro de aire fresco) EN EL CRUCERO E 70 N EN EL NIVEL -220 (2).

Relaciones aplicadas en el cálculo y definición de los términos:

$$Q_t = Q_1 + Q_2 \dots\dots\dots(1)$$

$$Q_1 = q_1 + HP \dots\dots\dots(2)$$

$$Q_2 = q_2 + NP \dots\dots\dots(3)$$

Donde:

$Q_t$  = Cantidad total de aire requerida.

$Q_1$  = Cantidad requerida de aire fresco para la extracción y dilución de los gases y humos originados por la combustión en los motores diesel de los equipos.

$Q_2$  = Cantidad requerida de aire fresco que satisfaga las necesidades de oxígeno para la respiración de los trabajadores permanentes en el lugar.

$q_1$  = Cantidad mínima de aire fresco por HP de los motores de los equipos = 2.124 MCM (2).

$q_2$  = Cantidad mínima de aire fresco por persona = 1.5 MCM (2).

HP = Potencia de los motores del equipo.

NP = Número de personas laborando en el lugar simultáneamente.

Equipo diesel trabajando simultáneamente:

1 cargador frontal LHD de 95 HP.	95 HP
----------------------------------	-------

2 camiones de bajo perfil de 95 HP cada uno.	190 HP
--	--------

	285 HP
--	--------

(2) Berumen G., Librado. Pags. 16 a la 24.

Personas laborando simultáneamente: 5

Aplicando las relaciones (1), (2) y (3), se tiene que:

$$Q1 = 2.124 \text{ MCM/HP} \times 285 \text{ HP} = 605.34 \text{ MCM}$$

$$Q2 = 1.5 \text{ MCM/persona} \times 5 \text{ personas} = 7.50 \text{ MCM}$$

$$Qt = 612.84 \text{ MCM} = 21,621 \text{ PCM}$$

MCM - Metros cúbicos por minuto.

PCM - Pies cúbicos por minuto.



-Costo de explosivos para el cargado de barrenos de 2.2 m. de longitud y 1 1/2" de diámetro.

---

Explosivo	densidad	carga/m.l.	longitud	carga/barr.
Tovex 100	1.1 gr/cc	1.240 kg.	0.1016 m.	0.126 kg.
Supermex. "D"	0.7 gr/cc	0.790 kg.	1.8000 m.	1.422 kg.

---

Costo de explosivo por barreno:

Tovex 100 (0.126 kg. x \$ 13,152.00/kg.).	\$ 1,657.15
Supermex. "D" (1.422 kg. x \$ 1,073.00/kg.).	\$ 1,525.80
Cañuela (2.5 m. x \$ 619.00/m.).	\$ 1,547.50
Conector.	\$ 375.00
Fulminante.	\$ 560.00
Thermalita (0.30 m. x \$ 1,270.00/m.).	\$ 381.00

---

Costo de explosivo por barreno. \$ 6,046.45

---

-Costo de explosivos para el cargado de barrenos de 3.2 m. de longitud y 1 7/8" de diámetro.

---

Explosivo	densidad	carga/m.l.	longitud	carga/barr.
Tovex 100	1.1 gr/cc	1.930 kg.	0.2032 m.	0.392 kg.
Supermex. "D"	0.7 gr/cc	1.230 kg.	2.7000 m.	3.321 kg

---

Costo de explosivo por barreno:

Tovex 100 (0.392 kg. x \$ 13,152.00/kg.).	\$ 5,155.60
Supermex. "D" (3.321 kg. x \$ 1,073.00/kg.).	\$ 3,563.45
Cañuela (3.0 m. x \$ 619.00/m.).	\$ 1,857.00
Conector.	\$ 375.00
Fulminante.	\$ 560.00
Thermalita (0.40 m. x \$ 1,270.00/m.).	\$ 508.00

---

Costo de explosivo por barreno. \$ 12,019.05

---

**CALCULO DEL COSTO DE AIRE COMPRIMIDO POR MILLAR DE PIES CUBICOS PRODUCIDO.**

En este renglón, sólo se considera el costo por concepto de mano de obra, mantenimiento, consumo de aceites y consumo de energía. En la actualidad el equipo está totalmente depreciado, por lo cual no se considera costo alguno por este concepto.

**Mano de obra:**

Se requiere de dos compresoristas por día, cada uno con un salario de \$ 11,921.00, más 30% de prestaciones y una hora sencilla por bonificación diaria.

$$\begin{aligned} \text{Costo de mano de obra por día} &= 2(\$ 11,921.00 + \$ 3,576.30 + \\ &\quad \$ 1,490.10) \\ &= \$ 33,974.80 \end{aligned}$$

**Mantenimiento:**

Se tiene un costo mensual promedio de \$ 1'465,772.00 por concepto de mantenimiento de compresores, y considerando que se laboran 25 días por mes, el costo por día será:

$$\begin{aligned} \text{Costo de mantenimiento por día} &= \$ 1'465,772.00/25 \text{ días.} \\ &= \$ 58,630.90 \end{aligned}$$

**Consumo de aceite:**

El consumo de aceite en compresores es de 84 litros cada 1,000 horas de operación; considerando 12 horas trabajadas por día, se tiene un consumo diario de 1.008 litros. Por tanto, si el litro de aceite fue de \$ 3,547.75, se tiene:

$$\begin{aligned} \text{Costo por consumo de aceite por día} &= \$ 3,547.75 \times 1.008 \\ &= \$ 3,576.15 \end{aligned}$$

**Consumo de energía:**

$$\begin{aligned} \text{consumo de energía eléctrica} &= 200 \text{ HP} \times 0.746 \text{ Kw/HP} \times 12 \text{ hrs.} \\ &= 1,790.4 \text{ Kw/día} \end{aligned}$$

Si el costo promedio por Kwh consumido fue de \$ 221.00, se tiene que el costo diario por consumo de energia en compresores sera:

Costo de energia eléctrica por dia = 1,790.4 Kw/dia x \$ 221.00  
= \$ 395,678.10

De lo anterior:

Costo de aire comprimido por dia = \$ 491,860.25

Producción de aire comprimido:

Capacidad real de los compresores = 1,200 PCM x 0.75 = 900 PCM.

Producción de aire por dia = 900 PCM x 12 hrs. x 60 min./hr.

= 648,000 pies cúbicos.

Por tanto, se tiene:

---

Costo de aire comprimido por millar de pies cúbicos producidos:

\$ 759.05

---

**CALCULO DE LOS TIEMPOS TEORICOS DE BARRENACION, REZAGADO Y ACARREO EN LAS OBRAS DE PREPARACION Y EXPLOTACION DE UN REBAJE POR EL SISTEMA DE EXPLOTACION PROPUESTO.**

Relaciones aplicadas en el cálculo y definición de los términos.

**Barrenación (5):**

$$C = [ 60(F) (N) (e) ] / [ ( F(B)/S ) + K + (F/P) ] \dots\dots(1)$$

Donde:

C = Capacidad de barrenación del jumbo o perforadora neumática de pierna, con un operador, expresada en pies por hora.

F = Profundidad de los barrenos, en pies.

N = Número de máquinas por operador.

e = Eficiencia del operador, expresada en porcentaje.

Perforadora de pierna	60%
Jumbo	70%

B = Tiempo por cambio de broca, en minutos. (se recomienda de 1.5 a 3.0 minutos).

S = Longitud barrenada por cambio de broca, en pies.

K = Tiempo perdido por reposición y rompimiento, en minutos. (se recomienda de 1.0 a 2.0 minutos).

P = Rango promedio de penetración, en pies por minuto.

**Rezagado y acarreo (3):**

$$R = (T_h \times L) / (t + T_v) \dots\dots\dots(2)$$

$$T_v = (2 S) / V \dots\dots\dots(3)$$

(5) Cummins and Given. Cap. 11, pag. 11-76.

(3) W.A. Hustrulid. Pags. 1209 a 1219.

Donde:

- R = Rango de producción, en toneladas métricas por hora.
- Th = Tiempo de operación por hora, expresada en minutos.  
(Para condiciones normales de trabajo se usa Th = 50 min.)
- L = Carga útil del cucharón (o caja) por ciclo, en toneladas métricas.
- t = Tiempo fijo para rezagar, cargar y maniobrar por ciclo, en minutos. (para condiciones normales se usa t = 1.10 min.).
- Tv = Tiempo variable total de tránsito entre los puntos de rezagado y cargado, en minutos.
- S = Distancia de acarreo en una dirección, en metros.
- V = Velocidad promedio del vehículo, en metros por minuto (8).

Para condiciones normales de trabajo:

-En superficies a nivel:

Cargador frontal LHD modelo L-62.	V = 15.0 KPH
Cargador frontal LHD modelo 922.	V = 24.0 KPH
Camión de bajo perfil modelo 975.	V = 27.0 KPH
Camión de bajo perfil modelo JDT415.	V = 24.6 KPH

-En superficies con 17% de pendiente:

Cargador frontal LHD modelo 922.	V = 4.0 KPH
Camión de bajo perfil modelo 975.	V = 5.5 KPH

Sustituyendo los datos de operación en las relaciones (1), (2) y (3), se obtuvieron los resultados mostrados en las tablas N° 5 y N° 6.

OBRAS	TERMINOS	F	N	e	B	S	K	P	C	TIEMPO
										(HORAS)
FRENTES CON SECCION DE 3.0 M. x 3.5 M.		10.5	1	0.70	3	157.5	1.5	3.83	99.29	3.17
RAMPA CON SECCION DE 2.5 M. x 3.0 M.		7.2	1	0.70	3	108.3	1.5	1.64	44.69	4.36
FRENTES CON SECCION DE 2.5 M. x 2.5 M.		7.2	1	0.70	3	101.0	1.5	1.64	49.57	4.08
CONTRAPOZOS CUNA CON SECCION DE 1.4 M. x 1.6 M.		5.2	1	0.60	3	49.9	2.0	0.82	21.68	4.60
EXPLOTACION		7.2	1	0.70	3	61.4	1.5	1.64	48.48	2.53

TABLA N° 5.- TIEMPOS TEORICOS DE BARENACION.

OBRAS	TERMINOS	Th	t	CARGADOR FRONTAL LHD					CAMION DE BAJO PERFIL										
				L	S	V	Tv	R	T	L	S	S1	S2	V	V1	V2	Tv	R	T
FRENTES CON SECCION DE 3.0 M. x 3.5 M.		50	1.10	3	50	400.0	0.25	111.1	0.85	15	550	-	-	410.0	-	-	2.68	198.4	0.48
RAMPA CON SECCION DE 2.5 M x 3.0 M.		50	1.10	3	50	66.7	1.50	57.7	0.80	5	750	150	600	-	91.7	450.0	5.90	35.5	1.30
FRENTES CON SECCION DE 2.5 M x 2.5 M.		50	1.10	3	50	400.0	0.25	111.1	0.34	5	750	150	600	-	91.7	450.0	5.94	35.5	1.05
CONTRAPOZOS CUNA CON SECCION DE 1.4 M. x 1.6 M.		50	1.10	3	50	400.0	0.25	111.1	0.09	5	750	150	600	-	91.7	450.0	5.94	35.5	0.28
EXPLOTACION		50	1.10	3	50	400.0	0.25	111.1	0.44	5	750	150	600	-	91.7	450.0	5.94	35.5	1.40

S1 Y V1 - DISTANCIAS Y VELOCIDADES DE TRANSITO EN TRAMOS CON PENDIENTES DEL 17%.  
S2 Y V2 - DISTANCIAS Y VELOCIDADES DE TRANSITO EN SUPERFICIES A NIVEL.  
T - TIEMPO EN HORAS.

TABLA N° 6.- TIEMPOS TEORICOS DE REZAGADO Y ACARREO.

**DETERMINACION DE LOS TIEMPOS DE DURACION EN LA EXPLOTACION DE CADA SECCION DE UN REBAJE, UTILIZANDO EL SISTEMA DE EXPLOTACION PROPUESTO ("CUARTOS Y PILARES. SISTEMA ESCALONADO").**

En este cálculo, se efectúa una división del rebaje en tres secciones, de acuerdo con el sistema de explotación, determinándose las duraciones en su explotación de acuerdo con las toneladas de mineral preparado y a la producción en cada caso.

Tonelaje de mineral por bloque de un rebaje.	75,000 tons.
Mineral extraído en obras de preparación.	11,834 tons.
Mineral preparado para su explotación.	63,166 tons.

En la siguiente tabla se presentan los resultados del cálculo:

C O N C E P T O	S E C C I O N E S		
	1	2	3
Mineral preparado para su explotación (toneladas).	21,055	21,055	21,055
Mineral preparado en la zona de -- pilares (toneladas).	7,500	7,500	7,500
Mineral explotable fuera de la zona de pilares (toneladas).	13,555	13,555	13,555
Mineral remanente en pilares (toneladas).	2,250	2,250	3,000
Mineral explotable en la zona de -- pilares (toneladas).	5,250	5,250	4,500
Producción diaria fuera de la zona de pilares (toneladas).	148.5	99.0	99.0
Producción por semana fuera de la zona de pilares (toneladas).	891.0	549.0	549.0
Producción diaria en la zona de -- pilares (toneladas).	49.5	49.5	49.5

Producción por semana en la zona - de pilares (toneladas).	297.0	297.0	297.0
Duración de la explotación fuera - de la zona de pilares (semanas).	15	23	23
Duración de la explotación en la - zona de pilares (semanas).	18	18	15

---

## REFERENCIAS Y BIBLIOGRAFIA

- 1.- Simons, Frank s. y Mapes      Geología y Yacimientos minerales del Distrito Minero de Zimapán, Hgo. Instituto Nacional para la investigación de recursos minerales. Boletín N° 40. México, D.F., 1957.
- 2.- Berumen G. Librado      Equipo movil diesel y la ventilación en lugares subterrneos Higiene y Seguridad. México, D.F., 1970.
- 3.- W. A. Hustrulid      Underground Mining Methods Handbook. SME/AIME New York. 1982.
- 4.- Mattison, Curt      Aspectos sobre la planeación - Minera. Foro sobre actualización y productividad minera. Memorias.
- 5.- Cummins and Given      Mining Engineering Handbook. SME/AIME New York. 1973.
- 6.- Lomo de Toro, S.A. de C.V.      Datos de archivo. La Primera, S.A. de C.V. Zimapán, Hgo. 1985-1990.
- 7.- Dupont, S.A. de C.V.      Manual para el uso de explosivos. Segunda edición en Español. 1983.
- 8.- Eimco Jarvis Clark.      Cartas de especificaciones de Eimco-Secoma los equipos. Alimak Linden Schopf.
- 9.- Obregón Andría, Juan José      Programación con Ruta Crítica. México, D.F. 1978.

10.- Pérez S. Rafael.  
Pérez I. Rafael.

Estudio Geológico Preliminar -  
de la mina Lomo de Toro, Zima-  
pán, Hgo.  
Geólogos Mineros Asociados  
México, D.F.

11.- Morin J., Padilla S. y  
M. Tomás.

Unidad Zimapán.  
Industrias Peñoles, S.A. de  
C.V.  
Cia. Fresnillo, S.A. de C.V.

12.- Hamrin, Hans.

Guide to Underground Mining -  
Methods and applications.  
Atlas Copco MCTAB.  
Stockholm, 1980.