

141



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
Facultad de Ingeniería

**PROYECTO MINERO UNIDAD MEZCALA, UBICADO
EN EL MUNICIPIO DE ZUMPANGO DEL RIO,
GUERRERO**

T E S I S

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

**P R E S E N T A N
JUAN DANIEL ALONSO GODINEZ
LORENZO CRUZ LOPEZ**



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

INDICE

PAG.

CAPITULO I. INTRODUCCION

1.1	Ubicación y vias de comunicación.....	1
1.2	Nociones históricas.....	2
1.3	Clima, Vegetación y Fauna.....	4
1.4	Actividades Económicas.....	6
1.5	Infraestructura.....	7

CAPITULO 2. Geología General.

2.1	Geología General (Información Geologica)..	8
2.2	Geología Estructural.....	10
2.3	Geología Económica.....	15
2.4	Geología Histórica.....	19
2.5	Muestreo y Calculo de reservas.....	22

CAPITULO 3. Proyecto de Explotación Minera.

3.1	Generalidades.....	24
3.2	Producción actual de la mina.....	26
3.3	Selección del método de explotación.....	29
3.4	Preparación general de la mina.....	35
3.5	Obras de explotación.....	39
3.6	Mecanización del sistema de acarreo.....	41
3.7	Ventilación en la mina.....	46
3.8	Campamento minero.....	54

CAPITULO IV. Descripción de la planta de beneficio actual (Cianuración).

4.1	Introducción.....	58
4.2	Recibo y almacenamiento de mineral.....	60
4.3	Trituración.....	61
4.4	Molienda.....	62
4.5	Cianuración.....	63
4.6	Precipitación.....	65

CAPITULO V. Estudio de Viabilidad.

5.1	Costos de preparación, frente de 2.0x1.80m..	66
5.2	Costos de preparación, contrapozo de 1.50 x 1.50 m.....	76
5.3	Costos de preparación, contrapozo de 1.80 x 1.80 m.....	83
5.4	Costos de tumbe.....	94
5.5	Cotizaciones de los metales.....	108
5.6	Proforma de liquidación por venta de mineral.....	109

CAPITULO VI. Conclusiones y recomendaciones.

6.1	Conclusiones y recomendaciones.....	115
-----	-------------------------------------	-----

BIBLIOGRAFIA.....	121
-------------------	-----

C A P I T U L O I

INTRODUCCION

I.1.- UBICACION Y VIAS DE COMUNICACION

La Unidad Minera "Mezcala" está situada a ocho kilómetros al Sureste de la población de Mezcala y a tres y medio km. al noroeste de la población de Xochipala ambas pertenecientes al municipio de Zumpango del Río, Estado de Guerrero.

Geograficamente el área queda localizada entre los paralelos 17'50' y 17'55' de latitud Norte y los meridianos 99°38' y 99°42' de longitud Oeste de Greenwich.

Las minas se conocen por el nombre de "Mineral de San Pedro", localizandose en las montañas situadas al sur del Río Balsas a una altitud variable entre 1000 y 1400 metros sobre el nivel del mar.

El poblado de Mezcala esta comunicado por una brecha con extensión de un kilómetro a la carretera pavimentada Federal No. 95 México-Acapulco a la altura del kilometro 219. Este camino es transitable en todo el año con excepción de la temporada de lluvias, debido a que cruza la confluencia de dos afluentes intermitentes del río Balsas, localmente conocido con el nombre de Río Mezcala, ya que en dicha temporada e inmediatamente después de una fuerte precipitación pluvial crecen por horas impidiendo el paso.

A partir de Mezcala existe una brecha que pasando por la planta metalurgica, situada a dos kilómetros de Mezcala, -

conduce a la unidad minera distante 13 km del pueblo, la brecha continúa por el cerro del Bermejál, para terminar en la ranchería de Carrizalillo.

A pesar de que existe la estación Balsas del ferrocarril México-Balsas, la cual se localiza a 25 kilómetros de Mezcala, siguiendo la ribera del río Balsas aguas abajo, no existe camino que los comunique; por lo cual el punto más cercano y económico de embarque por ferrocarril son actualmente las estaciones de ferrocarril de Iguala o Naranjo situadas a 52 kilómetros de Mezcala por carretera.

I.2.- NOCIONES HISTORICAS.

Se tiene conocimiento que la explotación del yacimiento data desde los tiempos de la colonia Española principalmente de mineral auro-argentífero; sin embargo la historia como Distrito Minero principia hasta hace relativamente pocos años.

En la década de 1930 el Ing. Manuel Franco Urías denunció las propiedades iniciando trabajos regulares con técnica apropiada, a partir de abril de 1939, se regularizan los envíos de mineral a la fundición de la Cia. Metalúrgica Peñoles en Torreón, Coahuila hasta noviembre de 1941; en este periodo se embarcaron 8902 toneladas con leyes de 24.78 y 284 gramos de oro y plata por tonelada, respectivamente con mineral natu

ral seleccionado.

En 1941, se instala una planta de beneficio con capacidad de cincuenta toneladas diarias para tratamiento por cianuración de mineral de oro y plata, creándose simultáneamente la compañía minera "Concepción Carmen y Anexas, S.A.", dicha planta opera hasta fines de 1944, habiéndose producido en éste lapso 21747 toneladas con leyes de 19 y 202 gramos de oro y plata por tonelada, respectivamente.

Para el año de 1946 se forma la Cia. Minera de Mezcala, S.A., que obtiene de Cia. Minera Concepción Carmen y Anexas un contrato de arrendamiento de las concesiones por un período de diez años, esta compañía instaló una planta de doscientas toneladas diarias de capacidad, también por el proceso de cianuración; por diversos factores esta planta no operó por mucho tiempo, siendo una de las principales, la presencia de minerales de cobre que actuaban como cianicida, ocasionando problemas en el beneficio; por lo que la compañía haciendo caso omiso de la planta de concentración se dedicó a la explotación de mineral de alta Ley de Au, Ag y Cu, habiendo producido de 1949 a 1956, 125074 toneladas con leyes de 12 y 141 gramos por tonelada de oro y plata respectivamente con 1.4 y 4.3% de plomo y cobre respectivamente.

I.3.- CLIMA, VEGETACION Y FAUNA

En esta región el clima es seco, caliente, con fuertes lluvias en verano. La temperatura media anual es de 26° a --- 29° C. y la media mensual del mes más frío oscila entre 13° - y 19° C.

La precipitación anual varía entre 700 y 925 milíme--- tros; los aguaceros se confinan entre los meses de junio a -- septiembre y durante el invierno y la primavera la precipita--- ción es nula.

Existe un marcado contraste entre la flora de la plani--- cie (cuenca del Balsas) y la flora de la zona con topografía--- alta; sin embargo, la transición es gradual. También es noto--- rio las diferencias de vegetación según el tipo de roca subya--- cente, puesto que, mientras en las rocas igneas es escasa; en las sedimentarias es mas abundante.

Debido a lo escaso y variable de la precipitación, de--- diciembre a mayo, la región muestra una apariencia de aridez--- y la vegetación toma coloraciones grises; excepto en la cerca--- nía de arroyos permanentes.

Algunos vegetales típicos de la región son:

Partes altas.

Encino

Palo mulato

Partes bajas.

Casahuate blanco

Copal

Guaje

Guamuchil

Huisache

Maguey

Organo

Palma

Por lo que respecta a la fauna, ésta es muy variada, a saber:

Avispas

Ardillas

Insectos: Alacranes

Roedores: Tuzas

Mosquitos

Liebres

Ratones de campo.

Quirópteros: Murcielagos.

Aguilillas

Carpintero

Aves: Correcaminos

Quebrantahuesos

Reptiles: Iguanas

Ofidios: Víbora de cascabel

Cánidos: Zorras

Rumiantes: Venados.

I.4.- ACTIVIDADES ECONOMICAS

La población de Mezcala basa su economía en la agricultura, los habitantes se dedican al cultivo del maíz principalmente y a la ganadería en mínima escala.

Tradicionalmente la mano de obra minera la proporciona el poblado de Xochipala, aunque su preparación es inadecuada; por lo que es necesario contar con capataces y supervisores - que posean una mayor preparación para las operaciones que se realizan en este tipo de actividad.

I.5.- INFRAESTRUCTURA

Mezcala tiene una población de 1500 habitantes aproximadamente, cuenta con servicios de agua potable, energía eléctrica, escuela primaria y agencia de correos. Carece de servicios médicos y de telégrafos. Para el servicio médico en casos de emergencia, se recurre a la ciudad de Iguala.

Como se mencionó antes, Mezcala y la unidad Minera, están comunicadas por brecha con la carretera Federal No. 95 México-Acapulco., es por eso que todo el transporte se hace por esta ruta.

La zona minera en la actualidad cuenta con energía eléctrica que fue introducida por la Comisión Federal de Electricidad, para la operación de la planta metalúrgica. Se tiene el inconveniente que esta zona carece de agua para los servicios, por lo que este líquido tiene que ser suministrado por medio de carros cisternas, desde la población de Mezcala.

C A P I T U L O I I
G E O L O G I A G E N E R A L

II.1.- GEOLOGIA GENERAL

ESTRATIGRAFIA.

Con respecto a su origen, en el área del yacimiento es estudiado afloran rocas sedimentarias, ígneas y metamórficas, - que basicamente constituyen dos unidades litoestratigráficas- que son: La formación Morelos y el tronco de granodiorita que fué emplazado dentro de la misma formación.

Cabe mencionar que la formación Mezcala aflora en la - proximidad del área en los alrededores de la población del -- mismo nombre.

El tronco de granodiorita tiene burdamente la forma de una herradura con la parte abierta apuntando hacia el NE.

Cerca de los cuerpos de mineral la granodiorita ha sido alterada y frecuentemente se presenta completamente suave, siendo muy susceptible a la erosión. Cuando la alteración es intensa, es principalmente arcillosa, en parte debido a los - agentes del intemperismo y en parte a las soluciones minerali- zantes.

La edad del emplazamiento del intrusivo granodiorítico es posiblemente terciario temprano.

El cuerpo intrusivo o "STOCK" granodiorítico se encuen- tra rodeado en toda su periferia por la caliza Morelos, que -

en el contacto con el intrusivo está parcial o totalmente mar
molizada.

En las áreas topográficas superiores afloran rocas silicificadas (skarn) con abundantemente granate, y en toda el --- área es común observar restos de caliza marmolizada o silicificada, que formaron parte de la capa que cubría al intrusivo.

La erosión ha actuado fuertemente cortando y descu---
briendo el cuerpo, como lo demuestra la abundancia de fragmentos rodados de roca silicificada provenientes del contacto de la caliza con el intrusivo, así como la morfología general de la región.

De los dos tipos de rocas intrusivas, la más abundante es la granodiorita, que presenta alteración por procesos hidrotermales y de lixiviación, originándose oxidación y caolinización. Su principal característica física es su plasticidad y ser muy deleznable.

La cuarzomonzonita que existe en menor proporción se presenta en forma de díques dentro de la granodiorita, siendo mucho más resistente a la alteración.

II.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La estructura de la zona mineralizada corresponde a -- una cúpula o domo producido por la intrusión de un tronco o -- "STOCK" granodiorítico que atravesó las rocas calizas asimilando parte de ellas.

Debido a la alteración de la roca intrusiva no es posible observar ningún sistema definido de fracturas, o como en el caso de algunas partes superiores se presenta una serie de fracturas sin orientación preferencial, en ciertas zonas dichas fracturas están mineralizadas formando estructuras de -- "STOCKWORK".

Con respecto a los procesos mecánicos para el surgimiento del tronco, puede decirse que el magmatismo se acopla a la tectónica, puesto que en la formación de batolitos necesariamente actúan considerables fuerzas dinámicas indispensables para la creación de los profundos espacios libres en los que el magma se introduce y solidifica como granito.

El tronco está constituido por dos intrusivos emplazados en diferentes tiempos. El primero, de composición granodiorítica levantó las capas de la caliza Morelos formando la estructura de tipo domo diapírico, con las consecuentes fracturas en la caliza y en el mismo intrusivo al enfriarse éste. A continuación se emplazó la segunda intrusión de composición cuarzomonzónica a manera de diques, rellenando las fractu--

ras en la granodiorita, siendo esta última intrusión la que -
dió origen a la mineralización, tanto en las zonas de contac-
to como en el fracturamiento existente.

Posteriormente la intensa erosión fluvial cortó y des-
cubrió los cuerpos mineralizados. (fig. II.1)

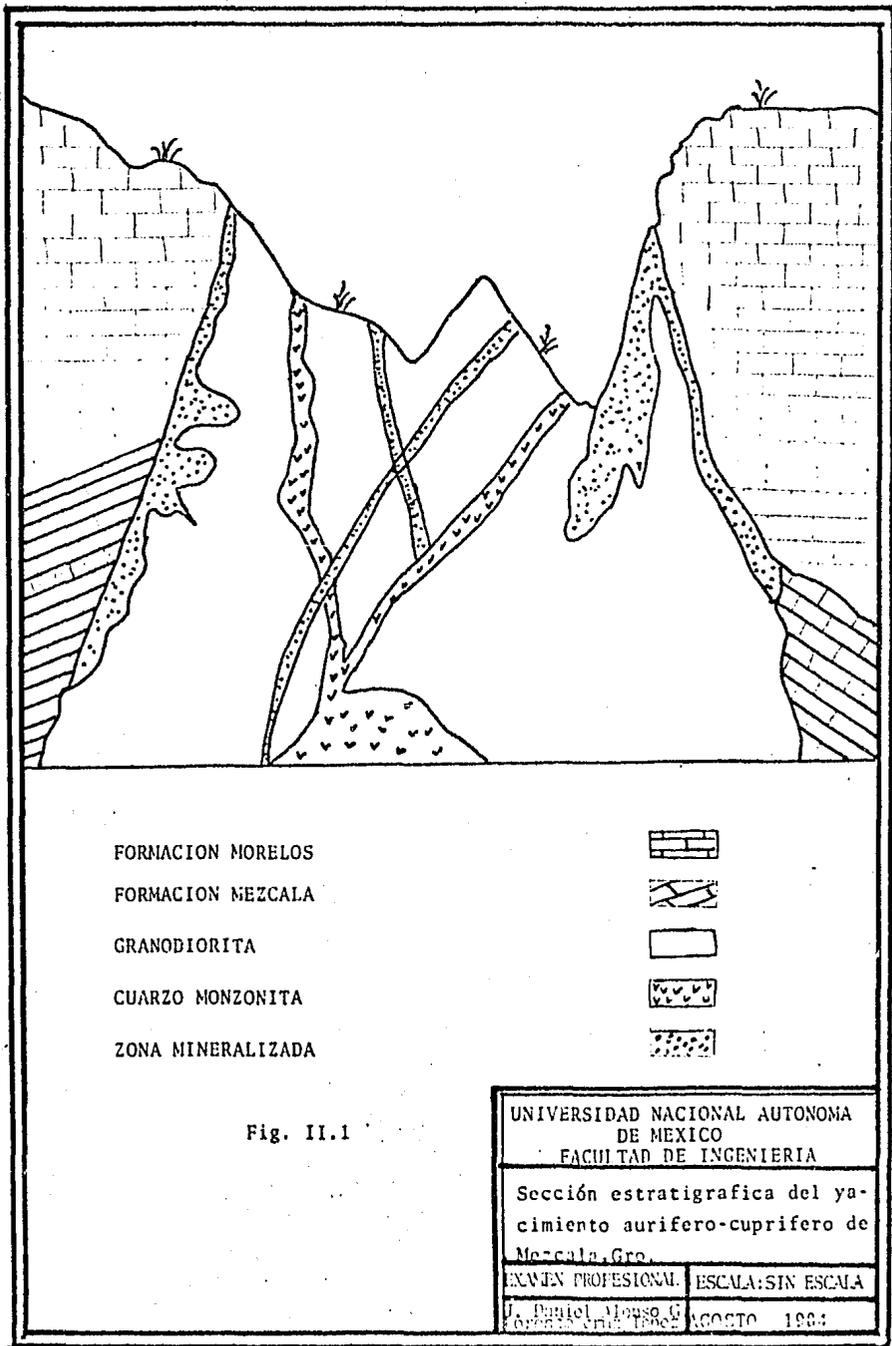
La textura granular de las rocas intrusivas indican --
que la profundidad de su emplazamiento tuvo que haber sido --
considerable y con un enfriamiento . . . relativamente lento.

A efecto de describir el yacimiento mineral así como -
sus características estructurales, se hará mención de los di-
ferentes depósitos que lo constituyen.

El depósito explotado mediante el socavón "Alianza #4"
que se localiza al sureste de la terminal de San Pedro, con -
un desnivel por encima de ésta de 40.0 m. es un cuerpo tabu-
lar originado por una fisura en la granodiorita, la cual fué-
alterada y mineralizada, clasificada de acuerdo con Bateman -
como de tipo hidrotermal.

El rumbo promedio del cuerpo es de $N45^{\circ} W$, con un echa-
do que varía entre 55° y 65° al oeste. El ancho fluctúa desde
30 cm. hasta poco más de un metro.

En algunos tramos es posible observar ramaleos de la -
veta, aunque de hecho existen pequeñas vetas paralelas al ---
cuerpo principal, formando en ciertas partes estructuras de -
"STOCKWORK".



FORMACION MORELOS
 FORMACION MEZCALA
 GRANODIORITA
 CUARZO MONZONITA
 ZONA MINERALIZADA

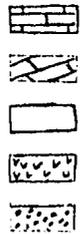


Fig. II.1

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO	
FACULTAD DE INGENIERIA	
Sección estratigrafica del yacimiento aurifero-cuprifero de Mezcala, Gro.	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G.	AGOSTO 1963

El depósito localizado sobre la barranca del Capire, a una distancia horizontal de 470.0 m. al oeste de la terminal y con un desnivel de 170.0 m. por arriba de la terminal, se explota a través del nivel #6, donde ha sido posible determinar que la estructura de los cuerpos minerales que lo constituyen es aproximadamente tabular, y está formado por una serie más o menos paralela de fisuras mineralizadas en la caliza. Dada la forma que adoptan las fisuras, a esta zona se le conoce como "zona ocho vetas".

El rumbo promedio de las fisuras es N 70°W, con echados que varían entre 60° y 80° al Suroeste. Se observan longitudes de fisuras de 30.0 a 75.0 metros y ancho promedio de 2.0 m. a 15.0 m.

El mineral se halla confinado a rocas calizas metamorfizadas.

Agrupamiento Carmen.

Este agrupamiento constituido por 3 niveles: Carmen 1, Carmen 3 y Carmen 7, se localiza al Este del Nivel 6 unos metros arriba de él; este depósito está clasificado de acuerdo con Bateman como depósito de metasomatismo de contacto. Los principales minerales de ganga son óxido de fierro, calcita y yeso; el oro y la plata se presentan en limonita y también asociados al yeso.

La estructura de este depósito es la de chimeneas, --- localizadas dentro de la caliza, las cuales pueden profundizar considerablemente, según se puede apreciar en los 3 niveles que están situados a diferentes alturas sobre el nivel -- del mar.

Las rocas encajonantes son calizas marmolizadas. Cabe mencionar que en tramos, también la mineralización se presenta como vetas de contacto, con la caliza al alto y la granodiorita al bajo.

El depósito localizado sobre la barranca del Capire, - se explota mediante 9 niveles que pertenecen al agrupamiento- Guadalupe.

La mineralogía es muy semejante a la que se presenta - en el agrupamiento Carmen, puesto que se trata del mismo tipo de yacimiento, pero a mayor profundidad. (Zona ocho vetas planos 1,2,3 y 4)

La forma del depósito es muy irregular, el mineral no se presenta en masas continuas, sino en forma de bolsas, chimeneas o lentes aislados unos de otros con dimensiones variables entre 10 y 120 metros.

En ocasiones se presentan en formas más o menos tabulares cuando los depósitos están alineados a lo largo del contacto o según zonas de fallas; en estas ocasiones, el ancho - no sobrepasa de 2 metros.

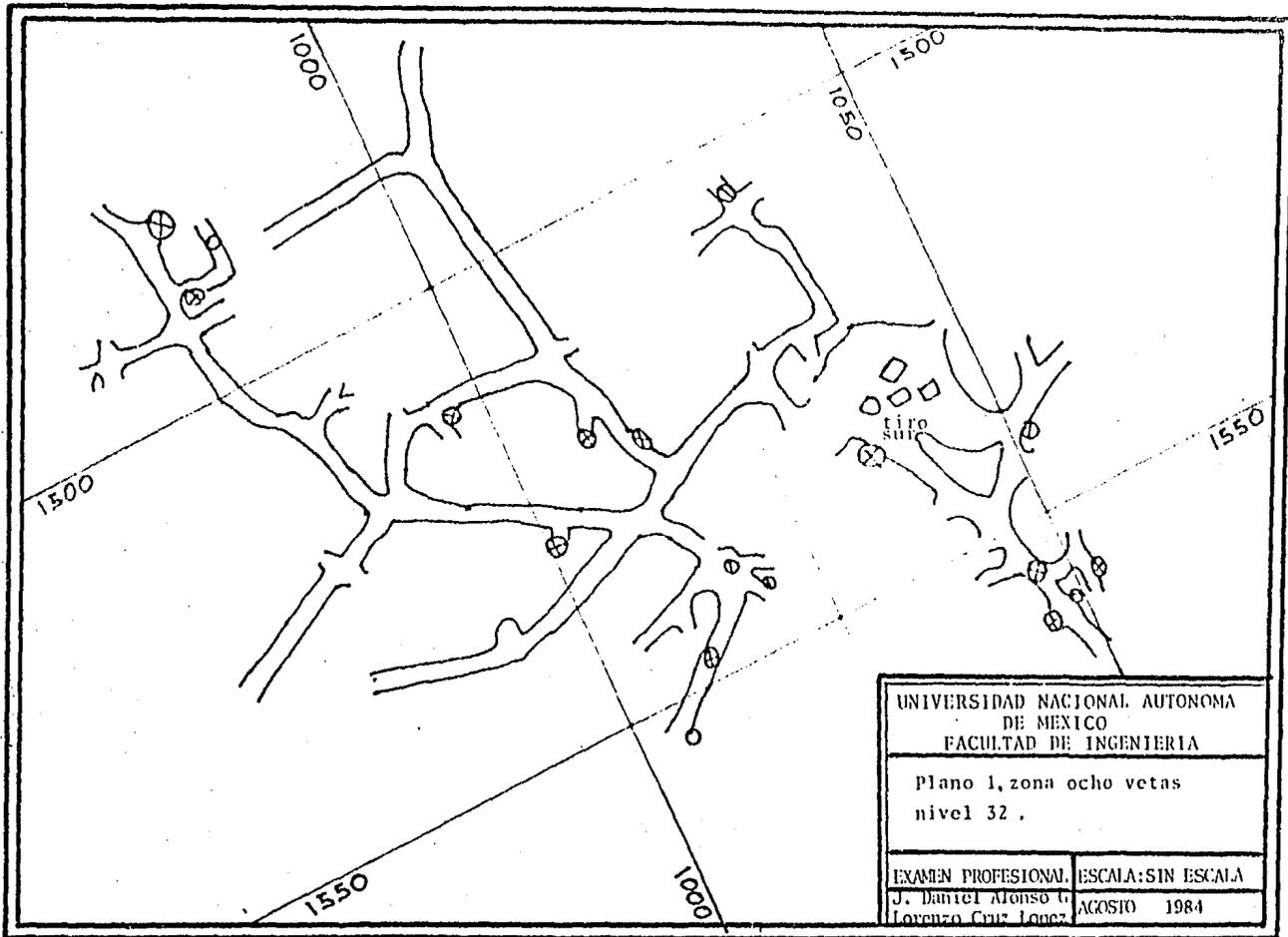
El mineral en este caso se encuentra confinado a rocas ígneas intrusivas, generalmente al bajo, y por caliza recristalizada o mármol, al alto.; en el caso de chimeneas, el mineral se presenta exclusivamente confinado a la roca intrusiva, y en caliza, cuando se localizan fisuras mineralizadas en la propia caliza.

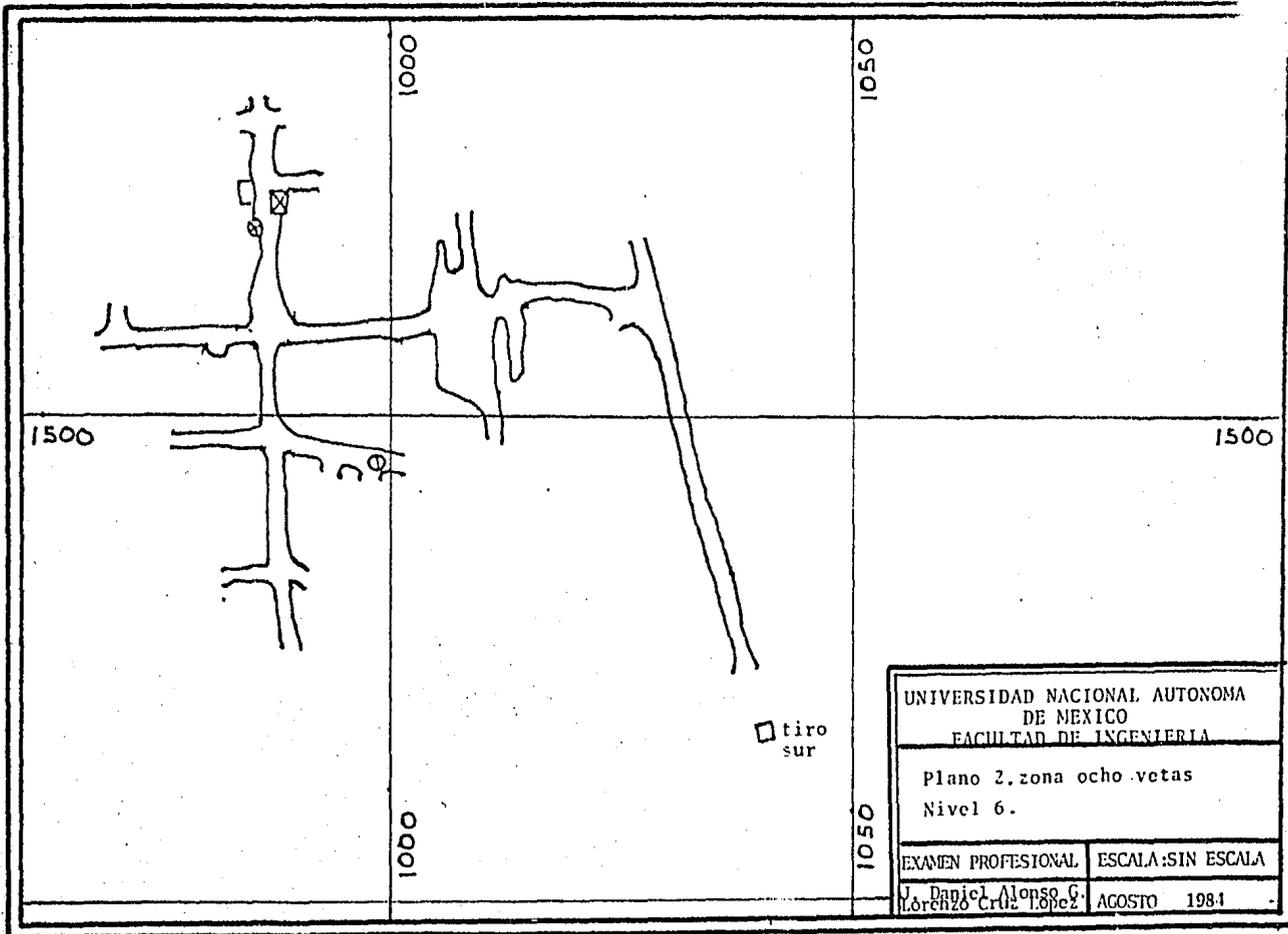
La roca intrusiva está constituída por granodiorita, - la cual presenta a su vez diques de cuarzomonzonita.

Agrupamiento José Luis.

El agrupamiento José Luis está formado por 3 minas próximas entre sí, localizadas en el cerro del Bermejál, 300 m. más arriba de la terminal. Esta zona se caracteriza por encontrarse en granodiorita y algo alejada de la caliza, teniendo aproximadamente un área de 300 m^2 , mineralizada con una cantidad considerable de óxido de fierro con valores de oro, plata y cobre, constituyendo lo que se conoce como zona de oxidación o "sombrero de Fierro".

La forma que este depósito adopta son pequeñas bolsas y vetillas aisladas y repartidas irregularmente en la granodiorita, sin un aparente control estructural.

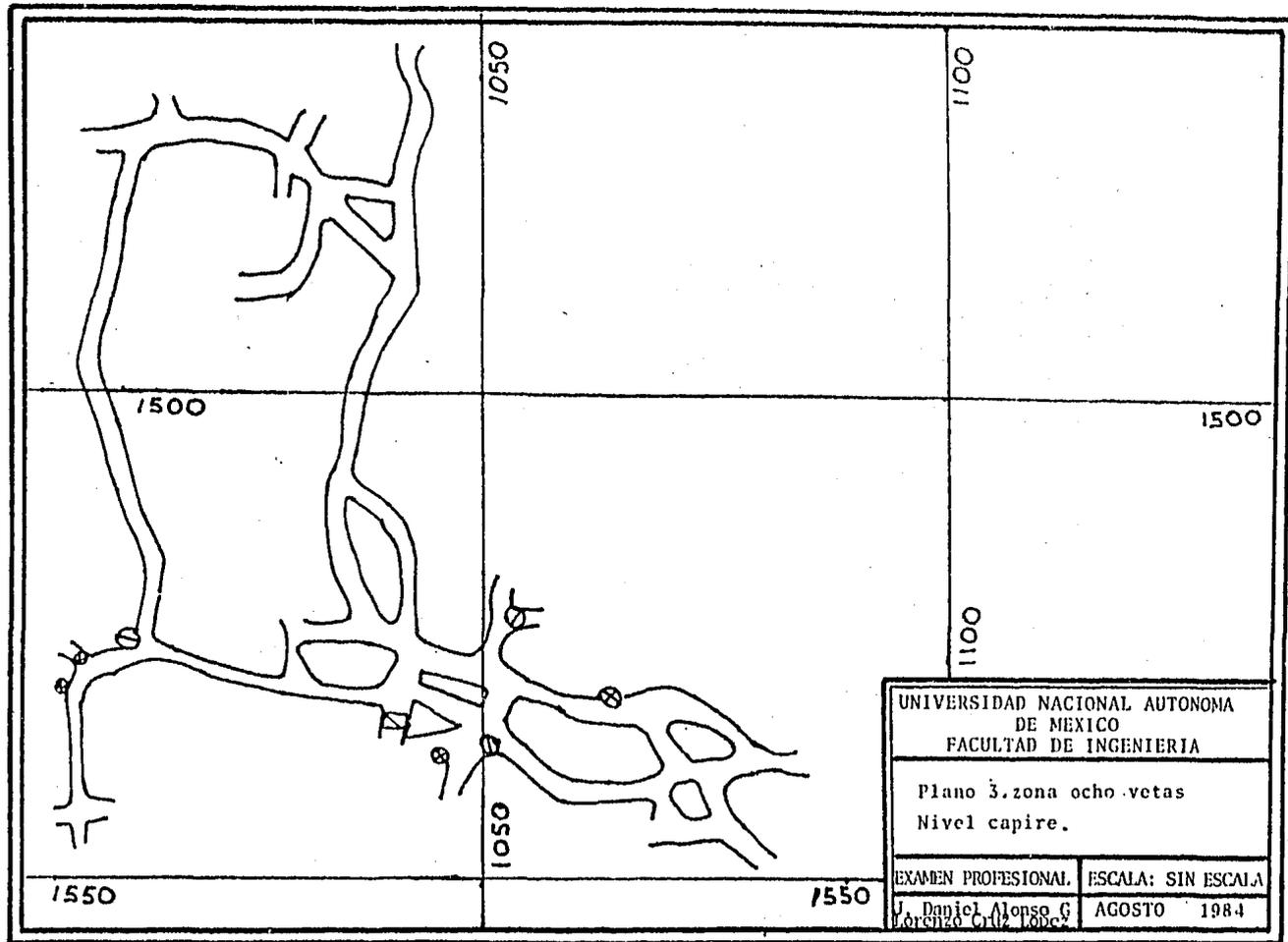


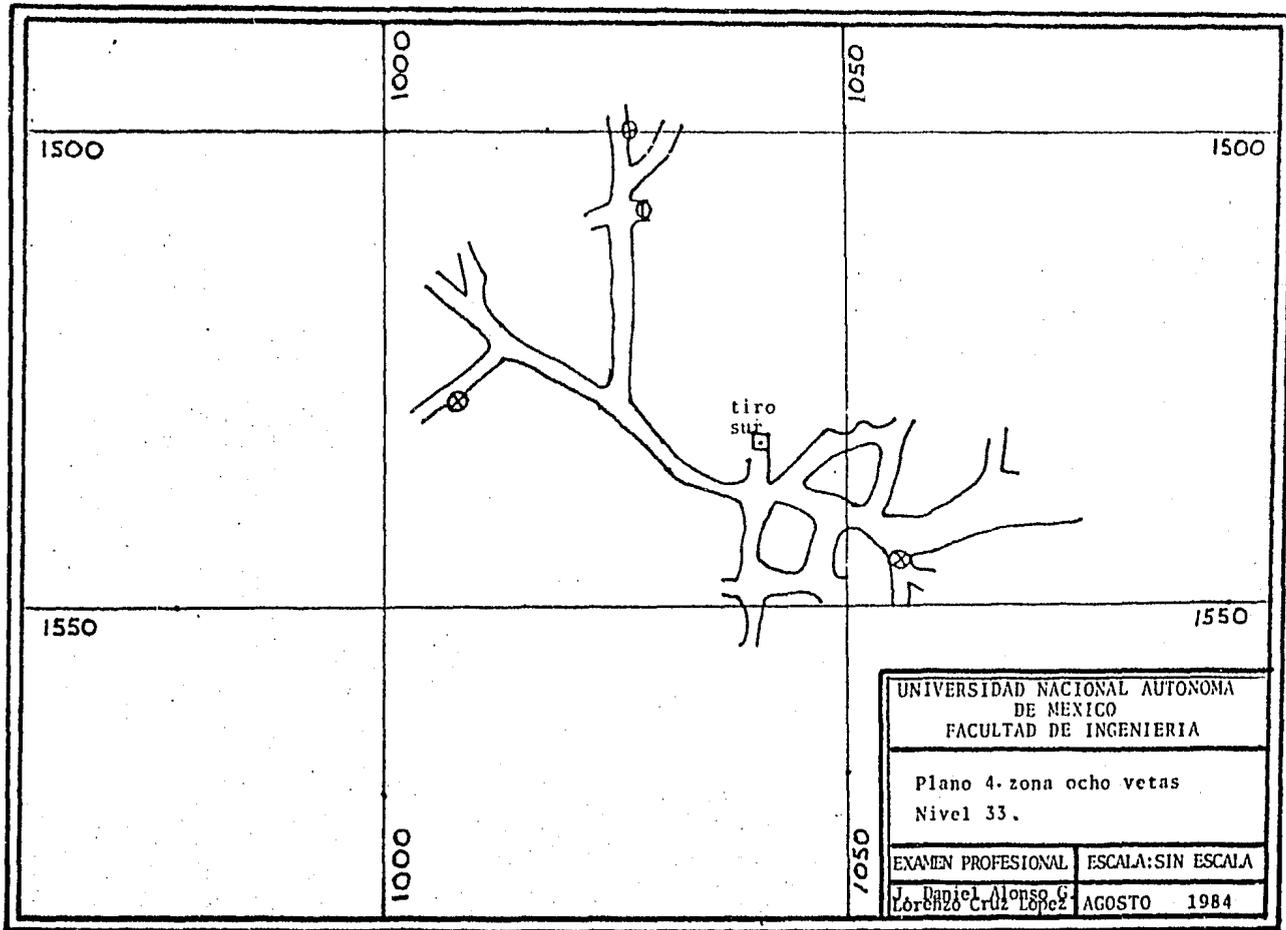


UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

Plano 2. zona ocho vetas
Nivel 6.

EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. Marchzo Cruz Lopez	AGOSTO 1984





UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

Plano 4. zona ocho vetas
Nivel 33.

EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. Lórch26 Cruz López	AGOSTO 1984

II.3.- GEOLOGIA ECONOMICA

Los yacimientos minerales de la zona de Mezcala están constituidos por depósitos de oro, plata y cobre primordialmente, así como por cuerpos de menor importancia de mineral de plomo y zinc.

Los valores minerales se presentan en limonita acompañados por un pequeño porcentaje de carbonatos de cobre (azurita y malaquita). En algunos otros casos se presentan en matriz de cuarzo.

GENETICA DEL YACIMIENTO

Los depósitos minerales corresponden a 3 tipos de mineralización que son los siguientes:

- 1.- depósitos de metasomatismo de contacto.
- 2.- vetas de fisura:
 - a).- en caliza.
 - b).- en granodiorita.
- 3.- zonas diseminadas (en granodiorita).

1.- El metasomatismo de contacto, juntamente con el metamorfismo de contacto, son los efectos de contacto de las emanaciones gaseosas a elevadas temperaturas que se escapan durante la consolidación de los magmas intrusivos, o poco después de la misma.

El metasomatismo de contacto difiere del metamorfismo de contacto en que este último no da origen a yacimientos minerales, salvo raros casos de yacimientos no metálicos (sili-manita); mientras que el metasomatismo de contacto implica -- adiciones importantes a partir del magma, las cuales, por --- reacción metasomática con las rocas con las que establece contacto, forman nuevos minerales en condiciones de elevada temperatura y presión, particularmente en un ambiente favorable de rocas calcáreas.

La temperatura en el contacto inmediato debe de haber sido la del magma intrusivo, que en los magmas silíceos oscila entre 500°C y 1100°C.

La recristalización y recombinación de los minerales - tuvo lugar en la aureola de metamorfismo. La caliza y la dolomita recristalizaron formando mármol. Por sí sola, la recristalización indica generalmente suave acción de contacto o acción más débil en la zona exterior de alteración.

Los minerales metálicos y los que tienen constituyentes ajenos a las rocas invadidas son el testimonio de notables aportes procedentes del magma en la zona de contacto, dichos aportes consisten principalmente en el caso particular - del yacimiento de Mezcala de: oro, plata, cobre, plomo, fierro, zinc e indicios de estroncio, rubidio, molibdeno, potasio, titanio y arsénico.

Las vetas de fisura en caliza se originaron como consecuencia del fracturamiento de ésta a causa de la intrusión y la consecuente mineralización a partir del magma. Como ejemplos de este caso se citan las vetas del Nivel #6. Generalmente estas fisuras se extienden a partir del contacto o son sensiblemente paralelas al mismo.

Un ejemplo clásico de vetas de fisura en granodiorita lo constituye la veta de Alianza #4. Este tipo de fracturas se formaron como consecuencia del enfriamiento de la granodiorita y posteriormente fueron rellenas por la mineralización.

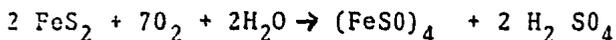
En algunos diques de cuarzomonzonita emplazados en granodiorita, como los que se encuentran en el cruce de Alianza #4, Alianza "000" y en el Capire, se observan indicios de cobre con pirita y calcopirita, los que aunados a la presencia de zonas de caolinización, lixiviación, cloritización y la presencia de zonas de cobertura de óxidos de fierro, como en el caso del Agrupamiento José Luis, sugieren la existencia a profundidad de depósitos de cobre de tipo diseminado, posibilidad que habrá de investigarse exhaustivamente.

Las observaciones efectuadas en las diferentes minas, esencialmente en los niveles Carmen #3, Lucero #2 y en las obras del agrupamiento José Luis, nos permiten detectar la presencia de óxidos de fierro debidos a fuerte oxidación, así como también la existencia de yeso y pequeños clavos con al--

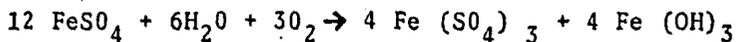
tas leyes de oro y cobre, todo lo cual evidentemente constituye un "sombrero de fierro"; se concluye que en la región se ha llevado a cabo un zoneamiento supergenético, debido a la alteración meteórica con subsecuentes enriquecimientos secundarios en la zona de cementación.

Las aguas procedentes de la superficie al entrar en contacto con los sulfuros, primordialmente con la pirita, desarrollaron ácido sulfúrico y sulfatos de fierro, el cual actuó sobre sí mismo como solvente de los otros sulfuros. Los metales así disueltos fueron lixiviados hasta ser reprecipitados principalmente por el decrecimiento en acidez de la solución, debido a la presencia de caliza y calcita.

Con la siguiente ecuación se ilustra la alteración de la pirita.



El sulfato ferroso es oxidado de dos maneras diferentes:



La depositación se efectuó por encima del nivel freático, como lo demuestra la existencia en los diferentes niveles de carbonatos hidratados de cobre (malaquita y azurita), cri-

socola, cuprita, así como también la presencia de cobre nativo y lógicamente la presencia de fierro como óxido: hematita, limonita y goethita.

Este proceso queda además puesto en evidencia de acuerdo con la distribución de valores sumamente errática en los minerales citados anteriormente y los que no ofrecen estabilidad química a dicho proceso.

Así también, la presencia de mineral cuprífero en las zonas actualmente exploradas sin llegar al nivel frático, -- muestran que el oro permaneció como mineral estable al desarrollarse este tipo de proceso.

Se espera que conforme se profundice la explotación de este yacimiento se corrobore la teoría anterior al determinarse la presencia de minerales secundarios originados por enriquecimiento supergénico.

2.4 GEOLOGIA HISTORICA

La geología histórica del Distrito minero de San Pedro en la zona de Mezcala se resume en cuatro etapas.

a).- Depositación durante el Cretácico inferior de las rocas sedimentarias que constituyen las formaciones Morelos y Mezcala.

b).- A fines del Cretácico y como efecto de la Revolución Laramide, la zona sufre la intrusión de cuerpos ígneos - en forma de troncos que dislocan, pliegan y fracturan la columna de rocas sedimentarias, dichos intrusivos constituídos principalmente por rocas ígneas tipo granodiorita causan efectos de metasomatismo de contacto, dando origen a la formación de rocas metamórficas tales como: mármol, hornfel y Skarn.

c).- En fases subsecuentes se realizó el enfriamiento del magma intrusivo granodiorítico, ocasionando una serie de fracturas y diaclasas en sí mismo y en las rocas sedimentarias encajonantes, lo que facilitó en el terciario medio un segundo emplazamiento de rocas ígneas de composición cuarzo - monzonítica, que relleno y mineralizó las cavidades preexistentes.

d).- En épocas recientes, la intensa erosión actuó sobre las rocas intrusivas que presentan menor resistencia a dicho proceso, comparativamente con las rocas encajonantes; por lo que se descubren y afloran los cuerpos minerales y el terreno adopta los rasgos fisiográficos y topográficos actuales.

e).- Subsecuentemente, actuaron sobre los yacimientos procesos secundarios de lixiviación que originaron zoneamientos, los cuales quedaron evidenciados por la presencia de "sombreros de Fierro" o coberturas lixiviadas, y por la dis-

tribución de valores de oro en el yacimiento, lo que indica la existencia de zonas de enriquecimiento supergénico y de minerales primarios a profundidad.

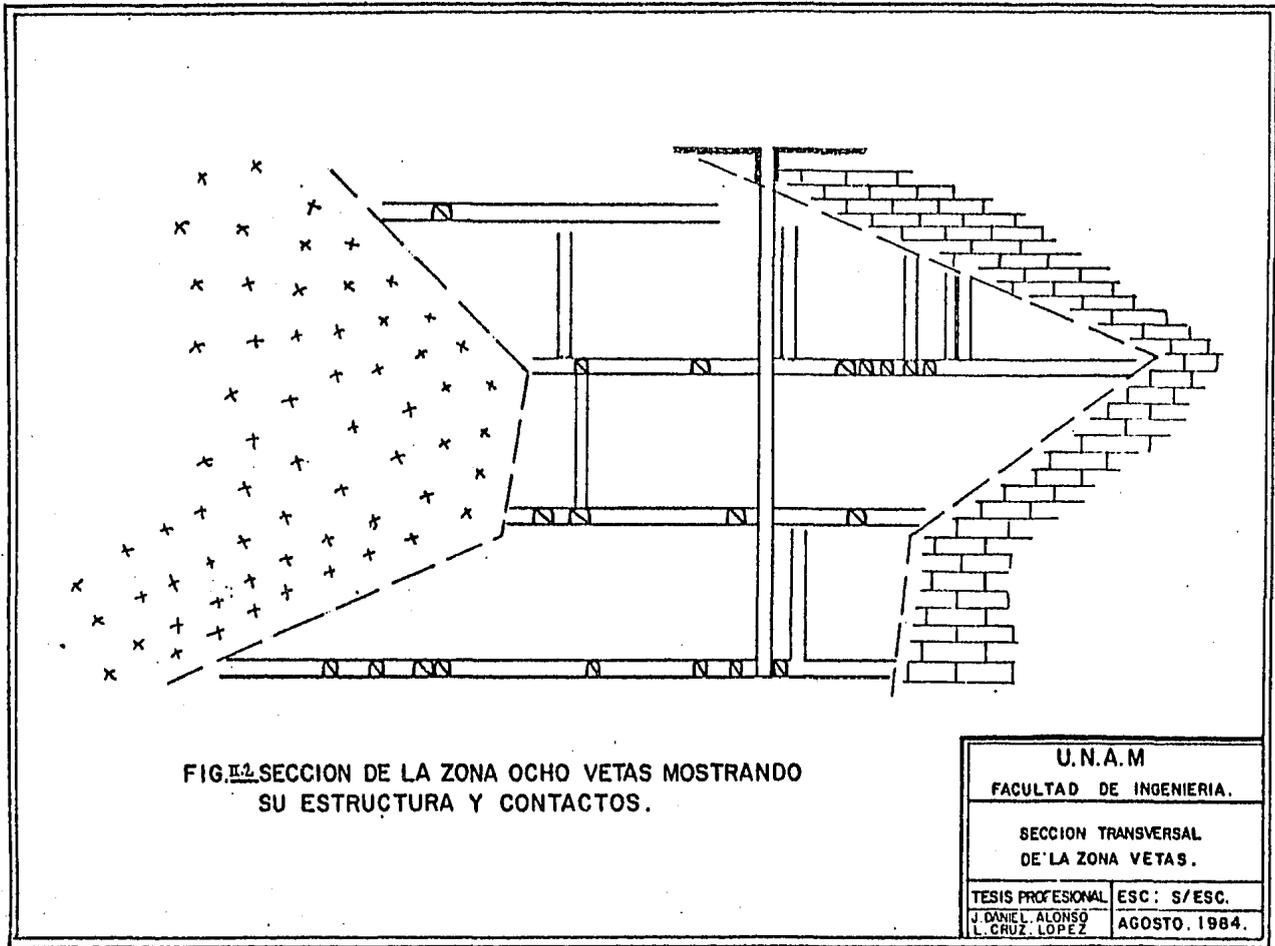


FIG. 12. SECCION DE LA ZONA OCHO VETAS MOSTRANDO SU ESTRUCTURA Y CONTACTOS.

U.N.A.M	
FACULTAD DE INGENIERIA.	
SECCION TRANSVERSAL DE LA ZONA VETAS.	
TESIS PROFESIONAL	ESC: S/ESC.
J. DANIEL ALONSO L. CRUZ LOPEZ	AGOSTO. 1984.

II.5.- MUESTREO Y CALCULO DE RESERVAS.

El muestreo efectuado en la mina, se ha hecho mediante obras mineras exploratorias en cada uno de los niveles; es decir, se ha realizado con exploración directa en el cuerpo mineral.

Los valores de oro y plata se presentan bastante erráticos; sin embargo, se ha podido verificar en la "zona ocho vetas" que la estructura de este depósito es una chimenea según se aprecia en los 5 niveles situados a diferentes alturas sobre el nivel del mar.

En esta zona se tienen calculados 300,000 ton. de mineral clasificado como probable, con las siguientes leyes.

Au	Ag	Cu
(gr/ton)	(gr/ton)	(%)
5.75	50.20	1.67

En el año de 1982, la compañía contrató los servicios del Consejo de Recursos Minerales, para realizar una exploración con barrenación a diamante en el nivel "Alianza 000", -- que se localiza en la parte inferior de la "zona ocho vetas". El objetivo de esta exploración consistió en verificar a profundidad la continuidad de la estructura mineralizada, explorar bajo zonas de rebajes, y determinar el comportamiento estructural y mineralógico de la estructura.

Las reservas cubicadas por el Consejo de Recursos Minerales fueron 895,881. ton de mineral clasificado como probable con las siguientes leyes.

Au	Ag	Cu
(gr/ton)	(gr/ton)	(%)
2.24	43.0	0.55

Estas leyes por el momento no resultan atractivas para la empresa; sin embargo, será necesario efectuar una exploración más exhaustiva de la zona a fin de verificar con mayor precisión los contenidos minerales a profundidad.

De las 300,000 ton de mineral calculadas en la "zona ocho vetas", se considera que un 80% de estas reservas será explotado (reservas mineras), y el 20% restante lo constituyen pilares, bordos y mineral inaccesible que no podrá extraerse, y tendrán que permanecer en los rebajes como medios de sostén natural.

En resumen, las reservas con que cuenta la mina son:

Reservas Geológicas: 300,000 ton.

Reservas Mineras: 240,000 ton.

C A P I T U L O I I I
PROYECTO DE EXPLOTACION MINERA

III.1.- GENERALIDADES

Actualmente, el sistema de minado que se lleva a cabo en las minas del distrito minero de San Pedro es el de corte y rellene con tepetate; sin embargo, el 80% de la producción se obtiene de las obras de desarrollo, es decir, del cuele de frentes y cruceros principalmente; el 20% restante corresponde al mineral tumbado en pequeños rebajes.

Descripción del método de explotación actual.

A partir de una frente, se inicia el cuele de un pozo o chiflón, según se quiera iniciar un rebaje de piso o de techo. Estas obras se cuelan sobre estructuras mineralizadas de alta ley, que generalmente suelen ser lentes aislados y de dimensiones reducidas.

Rebajes de piso.

La preparación de estos rebajes se inicia con el cuele de un pozo que en promedio tiene una sección de 1.50 X 1.50 m y se profundiza hasta agotar los valores económicamente explotables, raras veces sobrepasa los 15.0 m de profundidad.

En la parte inferior del pozo, se cuelan 2 frentes --- opuestas de preparación que delimitarán la bolsa de mineral -

de alta ley.

El pozo se comunica a un subnivel inferior mediante el cuele de un contrapozo con sección de 1.5 X 1.5 m, por este contrapozo se chorreará el mineral.

A partir de las frentes de preparación se explota el primer corte ascendente de mineral con ayuda de perforadoras neumáticas de pierna. Una vez tumbado y rezagado el mineral, se procede a introducir tepetate proveniente de labores de los niveles superiores, el cual se aplanilla para poder nuevamente barrenar.

El ciclo de minado se resume de la siguiente manera:

- barrenar
- rezagar
- cargar
- rellenar
- disparar

Este ciclo se repite hasta que finalmente se extrae el último corte de mineral y se rellena el hueco con tepetate.

(fig. III.1)

Rebajes de cabeza:

Estos rebajes se explotan en la cabeza de una frente, cuando se localiza una estructura mineralizada en el techo de la obra.

Se inicia con el cuele de un contrapozo con una sección de 1.50 X 1.50 m hasta comunicarlo al nivel inmediato superior, por este contrapozo se introduce el tepetate necesario para la explotación ascendente del rebaje.

El contrapozo puede colarse en el centro de la estructura, o bien en cualquiera de sus extremos. Para iniciar la explotación del lente mineralizado de alta ley, es necesario dejar un pilar de protección entre el piso del rebaje y el techo de la frente, este pilar tiene un ancho de 2.0 a 2.50 m, por esto se cuele una frente de preparación dejando dicho pilar.

El ciclo de operaciones es semejante al efectuado en los rebajes de piso (fig. III.2)

III.2.- PRODUCCION ACTUAL DE LA MINA

La mina labora 240 días al año, es decir se trabaja 5 días a la semana. Como se ha mencionado, el mineral se clasifica según sus contenidos de oro y plata: mineral de embarque o de alta ley con leyes mayores a 10.0 gr. de oro y 100 gr. de plata por tonelada, y mineral para la planta o de baja ley con leyes de 7.0 a 4.0 gr. de oro y de 90.0 a 40.0 gr. de plata por tonelada con bajo contenido de cobre. Este último mineral se espera procesarlo en la planta de beneficio de acuerdo

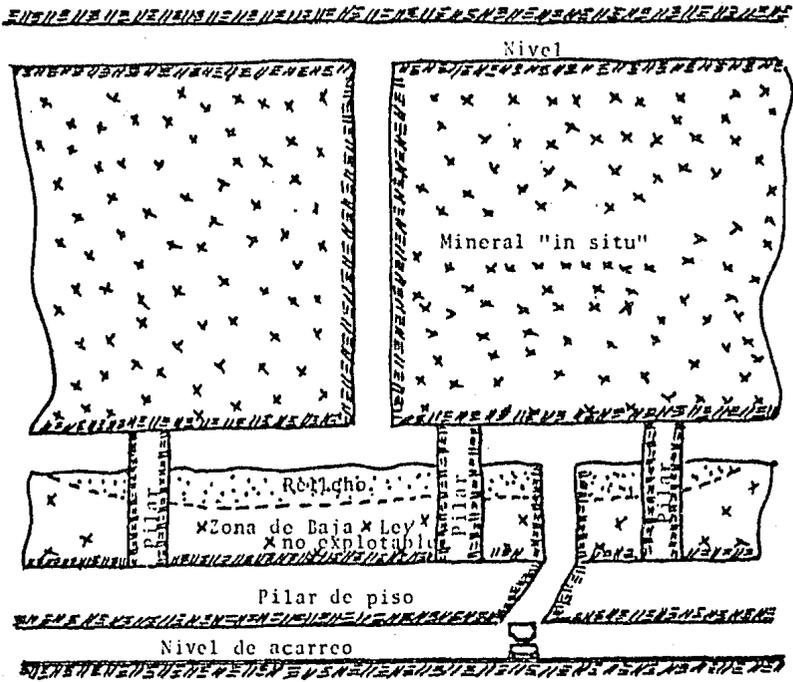


Fig. III.1 Rebaje de piso

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Seccion Mostrando obras del metodo actual de minado en un rebaje de piso.	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso L.	AGOSTO 1984
Lorenzo Cruz Lopez	

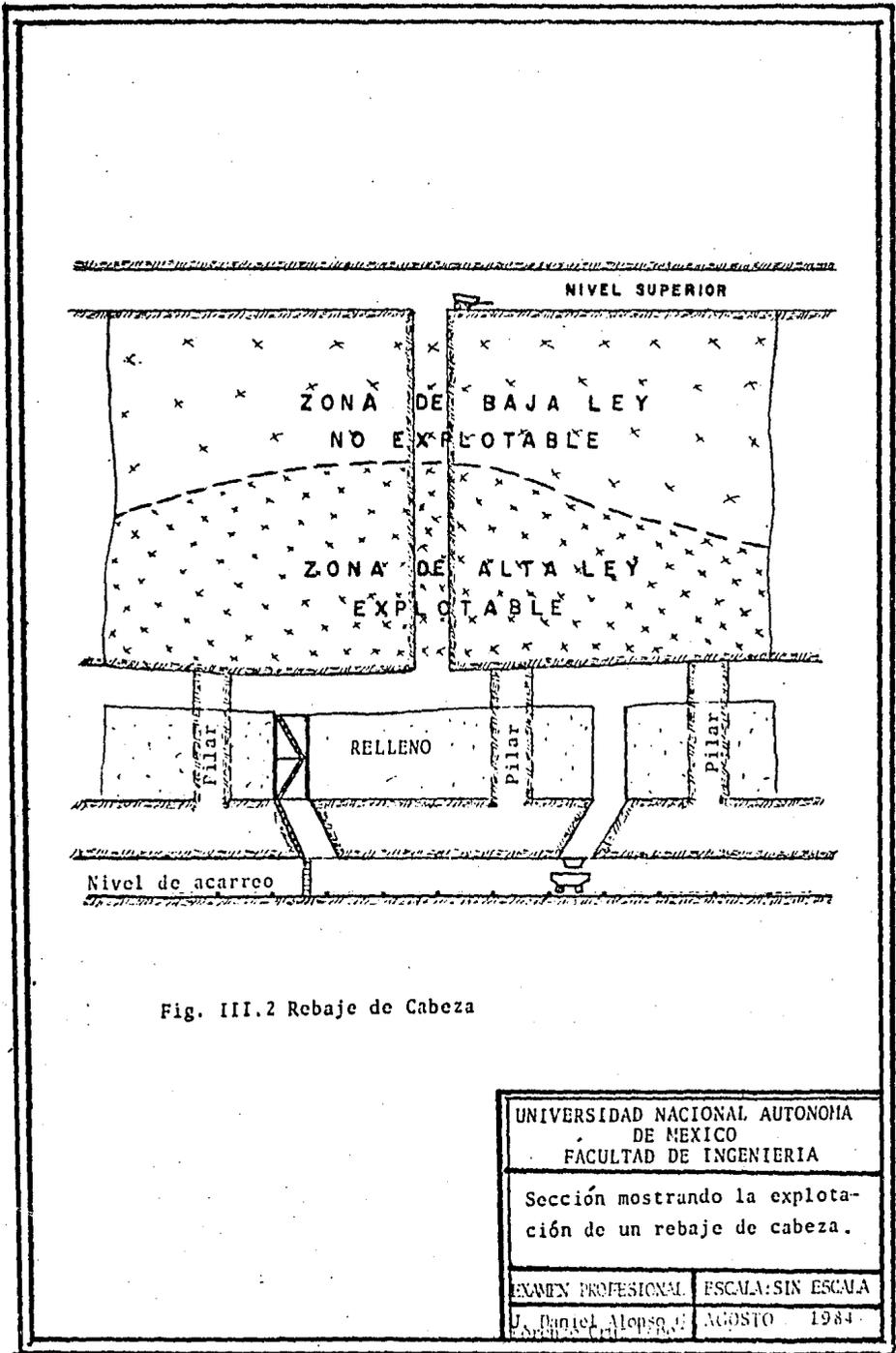


Fig. III.2 Rebaje de Cabeza

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

Sección mostrando la explota-
ción de un rebaje de cabeza.

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Daniel Alonso J. AGOSTO 1984

a los resultados de futuras investigaciones metalúrgicas que permitan beneficiarlo económicamente.

La producción por semana es:

Mineral de alta ley: 50.0 ton.

Mineral de baja ley: 12.0 ton.

Mano de Obra.

Para las labores de la mina se cuenta con 4 cuadrillas, formadas cada una por un perforista y un ayudante, hay además 5 peones que trabajan en el mantenimiento de caminos, vías y demás servicios auxiliares.

La mano de obra no posee una capacitación técnica y se hace necesario tener un mayordomo que supervise las operaciones en la mina.

III.2.1.- Equipo utilizado en la explotación, rezagado y acarreo de mineral.

El equipo utilizado en la mina es el siguiente:

- Perforadora neumática con espiga marca Atlas Copco, modelo BBC 16 W.
- Picos mineros.

- Cuñas de acero.
- Marros de 4, 6 y 8 lb.

Equipo utilizado en el acarreo de mineral y tepetate -
en los rebajes:

- Carretillas

Equipo para transporte de mineral en el nivel de acarreo:

- Conchas de 1 ton de capacidad empujadas a mano.

Equipo para el transporte de mineral de la tolva de mina a la estación de ferrocarril.

- Carros de volteo marca Ford con capacidad para 8 toneladas.

Como se ve, la falta de mecanización en la mina y la escasa preparación técnica del minero se traducen en una producción muy baja que en resumen es la siguiente:

PRODUCCION SEMANARIA.

50 ton de mineral de embarque de alta ley

12 ton de mineral de baja ley

TOTAL 62 ton

PRODUCCION DIARIA.

62 ton = 12.4 ton/dia

5 días

PRODUCCION ANUAL.

240 días trabajados al año x 12.4 ton/día = 2,976 ton/año.

PRODUCCION POR HOMBRE-MES.

12.4 ton/día = 0.826 ton hombre-día

15 hombres

0.826 x 20 días trabajados al mes = 16.52 ton hombre--mes.

III.3.- SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

En la selección del sistema de explotación para la operación de una mina, se deben considerar factores diversos que son de vital importancia para el futuro de la explotación. El sistema finalmente seleccionado deberá ser el que combiene -- más adecuadamente las siguientes características:

- 1.- Que la operación minera sea bajo los grados de óptima seguridad, tanto para el personal que labora en ella como el equipo.

- 2.- El mínimo costo por tonelada de mineral explotado.
- 3.- La máxima producción por hombre.
- 4.- La mejor calidad del producto explotado.
- 5.- La mayor recuperación del depósito.
- 6.- Que no afecte en forma grave la ecología del lugar.

Para poder seleccionar adecuadamente un sistema de explotación se deberán estudiar varias características geológico-mineras del depósito a explotar; entre éstas se pueden citar: la profundidad del yacimiento, la potencia y buzamiento de éste, configuración del depósito, las propiedades físicas de la roca encajonante; el sistema de fallas, los caudales de agua, análisis químico del mineral y otros.

El mínimo costo por tonelada de mineral extraído y la máxima recuperación del depósito, son los problemas básicos de la Ingeniería de Minas en un trabajo de explotación minera. Es por esto que la selección del sistema o método de explotación debe escogerse cuidadosamente para lograr estos dos objetivos.

El presente proyecto de explotación está enfocado a la explotación de la zona conocida como "zona ocho vetas" o "zona sur" que comprende la parte sur de los niveles 32,33, Capire, y en su totalidad al nivel 6.

Se escogió esta zona por ser la mejor determinada tanto en su geología como en su control estructural y mineraló-

gico, siendo además estos niveles los que cuentan en la actualidad con los servicios de aire, energía eléctrica y agua.

El resto de las obras mineras se encuentran muy aisladas y carecen de los servicios necesarios.

Tomando en cuenta las características estructurales y minerológicas de la "zona ocho vetas", se analizarán dos posibles métodos de explotación: Corte y Rellene, y Tumbe sobre Carga.

III.3.1.- METODO DE EXPLOTACION POR CORTE Y RELLENE.

Se da el nombre de corte y rellene a todos los sistemas en que el espacio explotado, formado durante los trabajos de explotación y de extracción de un yacimiento mineral, va siendo rellenado con material estéril (arena, tepetate, escorias, tierra, etc.), dejándose al descubierto provisionalmente sólo la franja inmediata al frente de corte.

Aplicabilidad

El método de corte y rellene, es aplicable a cuerpos de tipo tabular, vetas potentes de fuerte buzamiento (mayor de 50°), en presencia de menas firmes y rocas encajonantes, que van desde flojas hasta firmes, cuerpos de remplazamiento-

metasomático de dimensiones irregulares, y en vetas poco potentes también de gran buzamiento.

Ventajas del método.

- 1.- Buena estabilidad de la mina.
- 2.- Gran capacidad de adaptación a yacimientos irregulares.
- 3.- Disminución en la tasa de accidentes, comparada -- con el método de tumbe sobre carga.
- 4.- Los rebajes son fácilmente ventilados.
- 5.- Alta extracción del mineral y poca dilución.
- 6.- Alta recuperación del cuerpo mineral, aproximadamente del 90 al 95%.
- 7.- El tepetate puede usarse como relleno y por lo tanto quedar dentro del rebaje.
- 8.- El mineral explotado puede ser aprovechado de inmediato.
- 9.- Posibilidad de extraer las menas por clases; es selectivo.

Desventajas.

- 1.- El costo de minado por tonelada es mayor que utilizando tumbe sobre carga; si no se cuenta con equipo mecanizado que optimice las operaciones.

- 2.- La producción puede ser irregular, debido al intermitente tumbado de mineral.

III.3.2.- METODO DE EXPLOTACION POR "TUMBE SOBRE CARGA"

Es aquel en el que la explotación del bloque es efectuado con almacenamiento (acumulación) del mineral arrancado en el espacio ya explotado. Como el mineral arrancado ocupa un volumen mayor que el que ocupa en el macizo, se hace evacuar del 30 al 40% del mineral tumbado., a medida del avance del arranque.

Aplicabilidad.

Este método se aplica al explotarse cuerpos mineralizados de fuerte buzamiento (mayor de 50°), con rocas encajonantes firmes, no propensas a la aglutinación, oxidación ni inflamación espontánea.

Es practicado en vetas muy angostas (desde 0.20 m) hasta vetas potentes (5.0 a 7.0 m), generalmente con valores de oro y plata.

Ventajas de método.

- 1.- Bajo costo de operación.

- 2.- Fácil de ventilar.
- 3.- La carga se mueve por gravedad.
- 4.- Adaptable a cualquier tipo de yacimiento, excepto mantos.

Desventajas.

- 1.- Del mineral explotado sólo se aprovecha un 30% durante la operación de arranque.
- 2.- No es selectivo.
- 3.- El índice de accidentes es mayor que utilizando -- corte y relleno.
- 4.- Oxidación del mineral durante la etapa de almacena-- miento en el rebaje..
- 5.- Dificultad de extraer el mineral por encampanamien-- to del mismo, en las tolvas del rebaje.

III.3.3.- SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

En resumen, y considerando todas las características - descritas de ambos métodos, se determinó que el método de cor-- te y relleno era el optimo por adaptarse mejor con un amplio-- margen, a las condiciones geológico estructurales del yaci--- miento de la "zona ocho vetas", así como a las necesidades -- económicas de la compañía que requiere la inmediata disposi--- ción del mineral.

III.4. - PREPARACION GENERAL DE LA MINA

El presente proyecto de explotación minera para la "zona ocho vetas" contempla una producción diaria de mineral de 80 toneladas.

El método seleccionado para la explotación del yacimiento, es el de corte y relleno ascendente con pilares, teniendo como material de relleno, tepetate que será introducido desde la superficie.

Descripción del método.

Preparación general de la mina.

Actualmente la mina cuenta con cuatro niveles o socavones principales, todos ellos dentro del cuerpo mineral. El nivel "Capire" es el nivel de acarreo localizado en la parte inferior del depósito, por lo que a partir de él se hará la explotación ascendente del depósito.

El cuerpo mineral se dividirá en zonas a ambos lados del nivel correspondiente, y de acuerdo al radio de acción del equipo de rezagado (cabo neumático), tendrán una longitud de 45.0 a 50.0 m. y un ancho delimitado por los contactos, dependiendo de la orientación de la zona (el alto o bajo del cuerpo mineral) que en promedio será de 30.0 m, una vez definidas las zonas de explotación se procederá a proyectar pilares de sosten con sección de 4.0 X 4.0 m y una separación de 14.0 m. de centro a centro. Estos pilares permitirán mantener un techo seguro durante la explotación del rebaje o zona ---- (fig. III.3)

En la etapa de preparación de la mina se trabajaran 2- turnos diarios y 6 dias a la semana.

Cálculo del diseño de pilares.

Considerando el criterio y la experiencia existente en el diseño de pilares y adaptándose a las condiciones estructurales de la mina de Mezcala, consideramos los siguientes datos:

- 1.- Peso específico de la roca = $2.5 \text{ ton/m}^3 = 0.025 \text{ -- kg/cm}^3$.
- 2.- Profundidad del sill bajo superficie "h" = 70.0 m.
- 3.- Resistencia de la roca a la compresión = 1600 --- kg/cm^2 .
- 4.- Altura media de los pilares Hm = 20.0 m.
- 5.- Area total del sill AT = 1500.0 m^2
- 6.- Area tributaria del pilar = 278 m^2
- 7.- Cantidad de pilares = 10

Fórmulas⁽¹⁾

a) Esfuerzo vertical Sv = $1.4 \cdot h \cdot \infty \text{ (kg./cm}^2\text{)}$

(1) Fórmulas consultadas del trabajo de explotación del Manto Babilonia Block 5-16-75 por: Ings. Pedro I Garcia Medina- y Eduardo Ramos Murillo, Geomimet Marzo-Abril. 1981.

- b) Esfuerzo promedio sobre pilares $S_p = S_v \left(\frac{A_T}{A_P} \right)$, -----
 kg/cm^2
- c) Porcentaje de Recuperación $R_a = 1 - A_p/A_{\text{total}}$.
- d) Resistencia a la compresión en los pilares $C_p = C_o \cdot$
 $(0.778 + 0.222 \frac{W_p}{H_p}) \text{ (kg. cm}^2\text{)}$

donde:

$W_p =$ anchura de pilares = 4.0 m

$H_p =$ altura promedio de pilares = 20.0 m

e) Factor de seguridad $F_s = \frac{C_p}{S_p}$

Separación entre pilares

f) Luz $L_s = \frac{(2 \times t_a \times T)^2}{F_s \times \infty}$

donde:

$T_a =$ Módulo de rupturas = 2700 lb/in²

$T =$ Espesor de losas de techo = 3 ft

Cálculos:

Considerando pilares de 4m X 4m:

$A_p = 4 \times 4 = 16 \text{ m}^2$

$S_v = 1.4 \times 7000 \text{ cm} \times 0.025 \text{ kg/cm}^3 = 24.5 \text{ kg/cm}^2$

$S_p = 24.5 \times \frac{278}{16} = 425.68 \text{ kg/cm}^2$

$$Ra = 1 - \frac{16}{10 \times 16} = 90\%$$

NOTA: La recuperación del pilar es ideal, ya que se prevee su abandono en el rebaje.

$$Cp = 1600 \times 0.778 + 0.222 \left(\frac{4}{20}\right) = 1244.84 \text{ kg/cm}^2$$

$$Fs = \frac{1244.84}{425.68} = 2.9 \text{ sobrado, por lo que se considera es table.}$$

Separación entre pilares:

$$Ta = 2700 \text{ lb/in}^2$$

$$T = 3'$$

Fs = 8 para criterio de cálculo.

$$\infty = 3t/m^3 = 0.108 \text{ lb/in}^2$$

Ls = 14. m = separación entre pilares.

Obras de preparación.

Para cada zona de explotación se colarán dos contrapozos inclinados a 65° con desarrollo de 5.50 m y con sección de 1.50X1.50m. A los 3,50 m se colará una frente de preparación que los comunique (fig. III.4) y que permita colar un contrapozo central con sección de 2.00 X 1.50 m y desarrollo de 30.0 m. Por este contrapozo se bajará el equipo de rezajado y posteriormente servirá como tepetatera (fig. III.5)

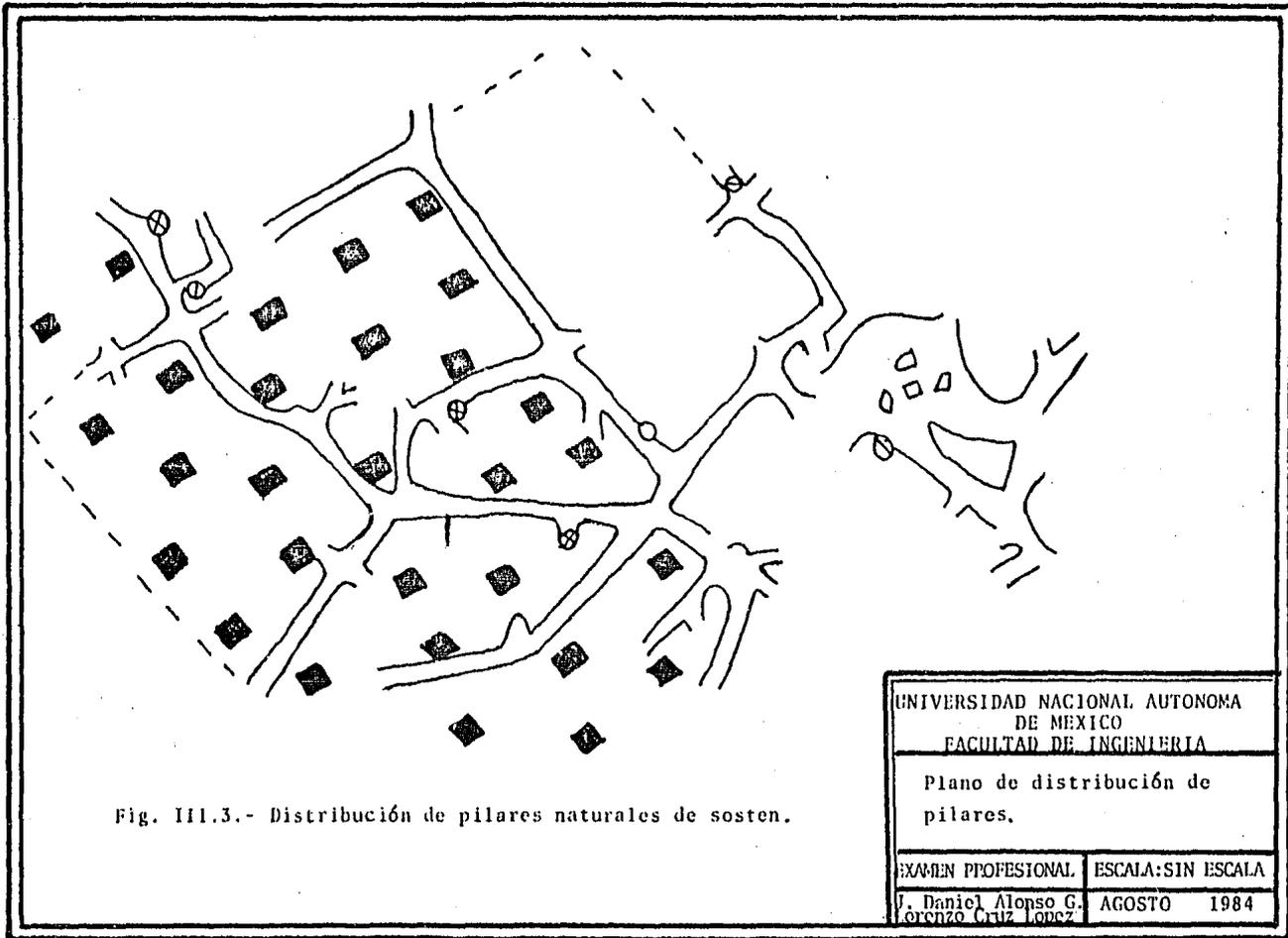


Fig. III.3.- Distribución de pilares naturales de sosten.

III.5.- OBRAS DE EXPLOTACION.

A partir de la frente de preparación se iniciará la explotación de la zona mediante el desborde horizontal de las tablas, hasta alcanzar sus límites respetando los pilares previamente diseñados. (fig. III.5). La rezaga se llevará a uno de los contrapozos inclinados, ya que el otro servirá como camino e introducción de servicios.

Para explotar el segundo corte vertical, se requerirá la introducción de tepetate que permita alcanzar el frente de corte.

El tepetate provendrá del "Glory Hole" colado desde el nivel 32 hasta la superficie (fig. III.7), con inclinación de 70° , sección de 1.80×1.80 m y longitud de 35.0 m, colado fuera del depósito. Del contrapozo del Glory Hole se conducirá el tepetate a la zona de explotación mediante un convoy de carros accionados por locomotora

El ciclo de minado se debe estandarizar de modo que sus fases sigan un orden establecido:

- | | |
|---------------|-----------------|
| 1º - barrenar | 4º - rezagar |
| 2º - cargar | 5º - rellenar |
| 3º - disparar | 6º - aplanillar |

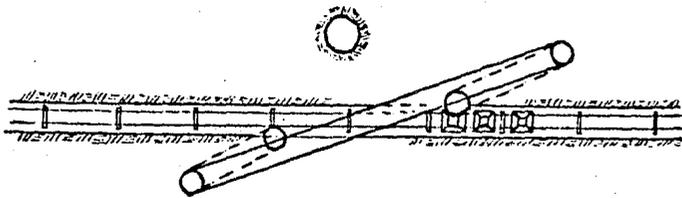


Fig. III.4. Planta.- Obras de preparación-contrapozo y frente de preparación.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Obras de preparación consisten tes en c/p y una frente de pre paración, así como c/p para te natará vista en planta!	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
C. Daniel Alonso G. FERRER CRUZ EPC	AGOSTO 1984

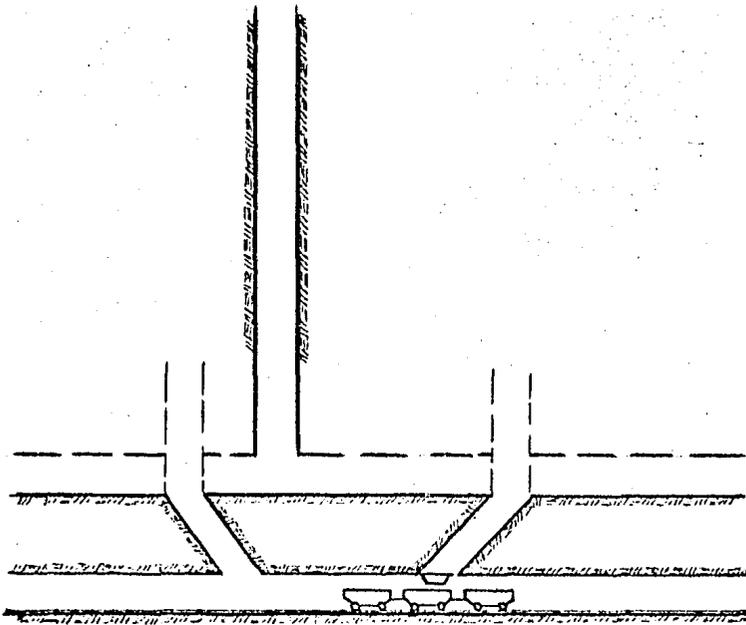


Fig. III.5.- Sección-Obras de preparación: Tepetatera y Frente de preparación.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

Obras de preparación: c/p
inclinados y frente de prepara-
ción y tepetatera. vista en sec

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Daniel Alonso G. AGOSTO 1984

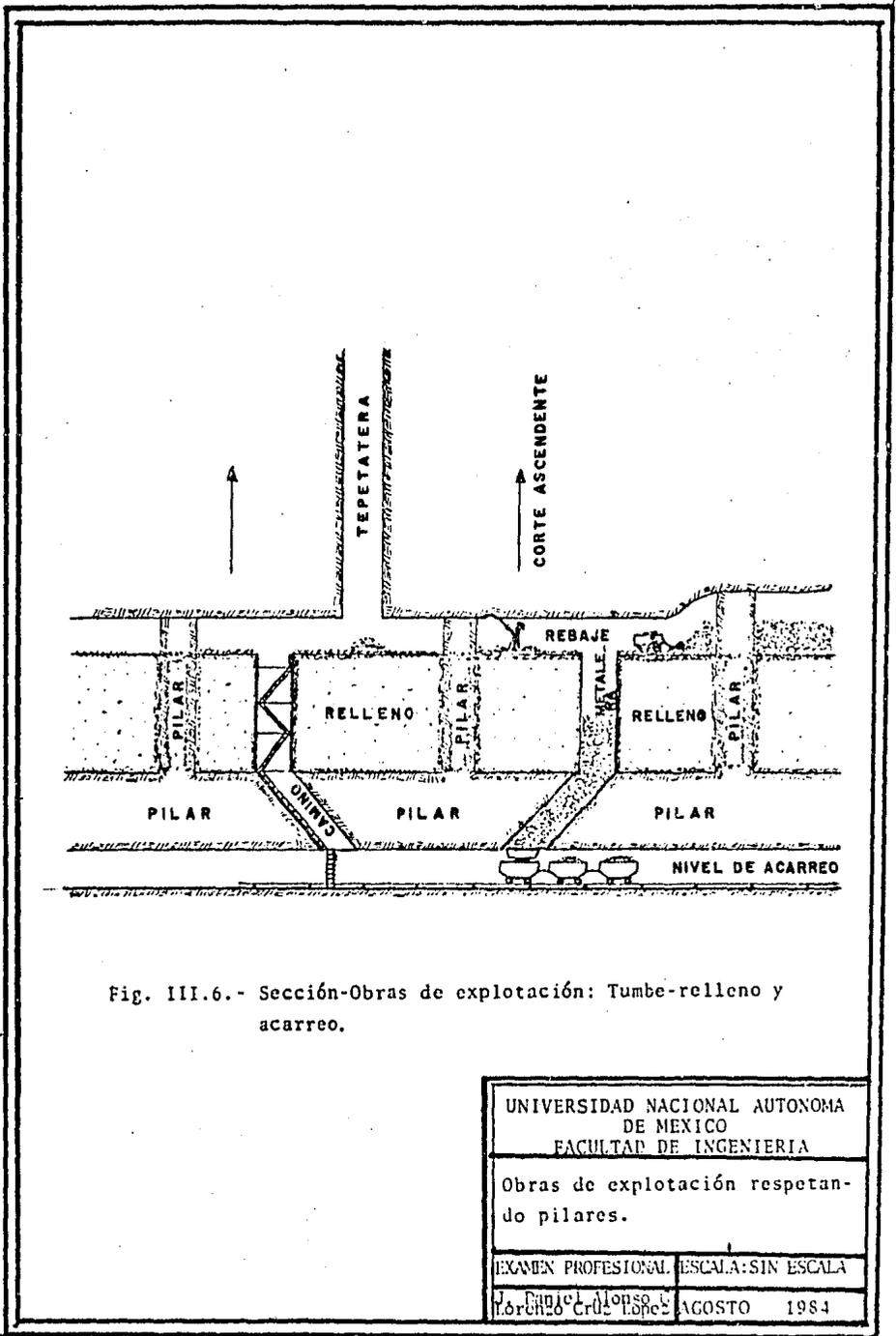


Fig. III.6.- Sección-Obras de explotación: Tumba-relleno y acarreo.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Obras de explotación respetando pilares.	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso Lorenzo Cruz Lopez	AGOSTO 1984

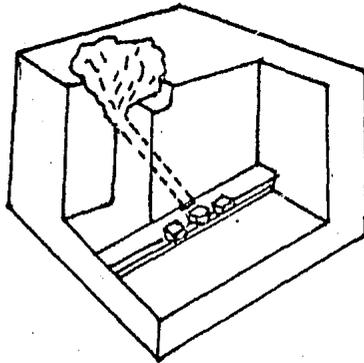


Fig. III.7.- Isometrico: introducción de tepetate; desde superficie a partir del Glory Hole.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

GLORY HOLE PARA LA INTRODUC-
CION DE TEPETATE.

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Rafael Alonso G. AGOSTO 1984
Lorenzo Cruz Lopez

Equipo neumático principal y auxiliar:

Para la barrenación se usarán perforadoras neumáticas con pierna marca Gardner Denver F1-83 con acero integral hexagonal de 7/8".

El equipo de rezagado será un cabo neumático marca --- Atlas Copco 310, con capacidad de caja de 35Ft3.

Como equipo auxiliar tendremos un winche con escrepa para la operación de aplanillado.

Equipo eléctrico:

Para el acarreo horizontal tanto en el nivel principal de acarreo para el mineral, como el nivel 32 para el tepetate se contará con una locomotora eléctrica de baterías marca Mancha's Titan A, con peso de 3 toneladas.

- Instalaciones auxiliares existentes

Talleres.

La mina cuenta actualmente con un taller para el mantenimiento de perforadoras localizado en el área de la planta de beneficio, se calcula que es suficiente para el mantenimiento del equipo propuesto para la ampliación de la mina.

Almacenes.

En la terminal de la mina, y en las inmediaciones del socavón "Alianza 000", se localiza el almacén general que --- abastece de refacciones y herramientas a la mina. Cuenta con el espacio necesario para almacenar refacciones y equipo extra.

Polvorín.

El polvorín está localizado sobre la brecha que conduce al poblado de Mezcala, es un socavón con longitud aproximada de 30.0 m y está dividido en secciones para almacenar los diferentes explosivos de alta y baja intensidad.

III.6.- MECANIZACION DEL SISTEMA DE ACARREO.

Actualmente el acarreo general se efectúa por el nivel "CAPIRE" el cual cuenta con instalaciones de vías y un equipo de carros DENVER con capacidad de una tonelada cada uno, ---- transportados por tracción humana, en un recorrido de 600 m.- aproximadamente en viaje redondo.

La sección de la frente de acarreo es de 1.80 m de ancho por 2.00 m de altura.

Se tiene actualmente en la mina una producción de 12 -

toneladas por día trabajando un turno de 8 horas.

Los sistemas de acarreo en las minas metálicas subterráneas se han ido modernizando de acuerdo con las exigencias de la producción, consecuencia de la demanda de los mercados mundiales.

En la actualidad se practican sistemas de acarreo mecanizados más eficientes que son: en vertical, a través de un tiro; y horizontal, a través de un nivel o socavón, o combinando estos dos sistemas.

Para nuestro caso, se adoptará el sistema de acarreo horizontal, aprovechando el mismo nivel de acarreo existente y sus instalaciones actuales.

Se utilizarán conchas de la misma capacidad o sea de una tonelada ya que se utilizará la misma vía.

El acarreo se efectuará en un turno. Por lo tanto se calculará el número de viajes por turno y el tonelaje por viaje.

De la fórmula:

$$T = \frac{D}{S} + \frac{t}{60}$$

Donde:

T: Tiempo total en horas por viaje redondo

D: Distancia del viaje redondo en millas

S: Velocidad media del convoy en millas/hr

t: Tiempo total en minutos por viaje redondo destinado exclusivamente para llevar, vaciar, esperar en esca pes y demoras.

Se tienen los datos siguientes:

S = 6.00 millas/hora

t = 36 minutos

D = 600.00 m = 0.373 millas

sustituyendo en la fórmula:

$$T = \frac{0.373}{6} + \frac{36}{60} = \frac{3.73 + 36}{60} = \frac{39.73}{60} = 0.662 \text{ hrs.}$$

De donde T = 40 minutos por viaje redondo

Se considerarán 7 horas efectivas de acarreo, a este tiempo se le designará por H.

Entonces:

$$\text{Número de viajes por turno} = \frac{H}{\frac{D}{S} + \frac{T}{60}}$$

SUSTITUYENDO:

$$\text{Número de viajes por turno} = \frac{7 \text{ hrs.}}{\frac{420}{40} \text{ min.}} = \frac{420}{40} \text{ min} = 10.5 \text{ viajes.}$$

De donde se darán 10 viajes por turno.

El tonelaje de mineral acarreado por viaje se designará por L y se calculará por la fórmula general de acarreo, tomando en cuenta que la producción es de 80 toneladas por día.

Entonces de la fórmula:

$$\text{Cap. de convoy - turno} = \frac{60 \text{ (HSL)}}{60 \text{ D} + \text{TS}} = 80 \text{ Tons.}$$

Sustituyendo términos:

$$\frac{60 \times 7 \times 6 \times L}{60 \text{ (0.373)} + 36 \text{ (6)}} = 80 \text{ tons.}$$

$$\frac{2520 L}{22.38 + 216} = 80 \text{ tons.}$$

$$2520 L = 80 (238.38)$$

$$L = \frac{19070.4}{2520} = 7.567$$

$$L = 7.567 = 8 \text{ ton.}$$

De donde se obtiene que se acarrearán 8 toneladas por viaje. número de conchas requeridas: 8 conchas.

Peso de la locomotora.

Para calcular el peso de la locomotora tomaremos los siguientes datos promedio:

- 1.- resistencia al rodamiento sobre la vía (track resistance) = 30 lb/ton corta.

- 2.- resistencia a vencer una pendiente de 1.5% = 20 --
 lb/ton corta de peso por cada 1% de pendiente.
- 3.- Fuerza total de tracción de la locomotora en la pe-
 riferia de sus ruedas = peso locomotora (L) X coe-
 ficiente de adhesión de la rueda sobre la vía (k).

k=0.30 al arrancar y acelerar

k=0.25 con la locomotora en movimiento

k=0.20 al frenar la locomotora.

L=500 lb por c/ton corta de peso de la locomotora.

- 4.- Fuerza de tracción de la locomotora sobre el tren-
 de carros = fuerza tangencial desarrollada en la -
 periferia de las ruedas motrices menos la fuerza -
 requerida para que se mueva la propia locomotora -
 = 500 lb - 20 lb
 = 480 lb por c/ton corta de peso de la locomotora

Fórmula empleada para el cálculo.

$$L = \frac{T(R+20G)}{480-20G} \text{-----(1)}$$

L = peso de la locomotora en ton. cortas (4,6,8 ton)

T = peso total tren.cargado en ton cortas = 16.53 ton.
 cortas.

R = resistencia a la tracción (Track resistance) = 20-
 30 lb/S.T.

G = pendiente de la vía en por ciento = 1.5%

$$L = \frac{16.53(30+20(1.5))}{480 - 20(1.5)} = 2.204 \text{ ton cortas}$$

L = 3 ton. cortas.

De donde se escogió una locomotora marca Mancha's modelo Titan A' de 3 toneladas, de baterías.

III.7.- VENTILACION EN LA MINA

La ventilación en las minas es el control del movimiento del aire en su interior, por lo que respecta a cantidad, - calidad, temperatura, humedad, velocidad y dirección del mismo aire.

definiciones:

a) aire fresco - se denomina aire fresco aquel que resulta completamente adecuado para la respiración y que está - constituido principalmente por los siguientes porcentajes de gases:

gas	% en volumen	% en peso
oxígeno	21 %	23.14 %
bioxido de carbono	0.03 %	0.46 %
nitrógeno	79 %	75 %
argón y otros	0.93	1.284 %

Estos gases deberán tener un porcentaje de humedad entre el 20% y 95% y una temperatura que deberá oscilar entre -10° - 37° C.

b) aire viciado: es aquel que no resulta apto completamente para la respiración humana, por variar los porcentajes citados y contener gases tóxicos o explosivos en su composición. En general, el porcentaje de oxígeno baja del 20% en la composición del aire. Las causas del consumo de oxígeno en la atmósfera de la mina son además de la respiración, la oxidación de minerales, putrefacción de la madera, dilución de gases, etc.

El oxígeno contenido en el aire es fijado en parte por la respiración humana, de modo que el aire expulsado por los pulmones contiene 17% de oxígeno, 79% de nitrógeno y 4% de anhídrido carbónico. Este consumo de oxígeno varía con el esfuerzo que realiza un hombre; en estado de reposo consume aproximadamente 0.25 lts/minuto (equivalente a 7 lts de aire) y trabajando puede llegar a un máximo de 2.5 litros/minuto (60 litros de aire).

Los gases más frecuentes en la atmósfera de la mina, así como sus porcentajes permisibles, efectos, densidades, orígenes y propiedades se enumeran en la siguiente tabla.

GAS	DENSIDAD (AIRE=1)	EFFECTOS	PROPIEDADES	PORCENTAJE EN EL AIRE	FUENTES DE ORIGEN
MONOXIDO DE CARBONO	.9672	TOXICO	NEGRO IRRITANTE AMARGO	0.01	COMBUSTION INCOMPLETA
NITROGENO	.9673	ASFIXIANTE	INCOLORO INODORO	80.0	CIERTOS EXPLOSIVOS
METANO	.5545	EXPLOSIVO Y TOXICO	INCOLORO INODORO	1.0	MANTOS DE CARBON
HIDROGENO SULFURADO	1.191	TOXICO	INCOLORO MAL OLOR	0.002	MANANTIALES Y CIERTOS EXPLO- SIVOS
OXIDO DE NITROGENO	1.589	TOXICO	ROJO IRRITANTE AMARGO	0.0005	DETONACION DE EXPLOSIVOS
BIOXIDO DE CARBONO	1.529	ASFIXIANTE	INCOLORO INODORO	0.50	COMBUSTION INCOMPLETA
OXIGENO	1.105	NO TOXICO	INCOLORO INODORO INCIPIDO	19.5	AIRE DE VENTILACION
HIDROGENO	0.69	EXPLOSIVO Y TOXICO	INCOLORO INODORO	0.60	MANTOS DE CARBON
ANHIDRIDO SULFUROSO	2.263	TOXICO	INCOLORO IRRITANTE ACIDO	0.005	DESCOMPOSICION DE LA PIRITA POR FUEGO
POLVOS DE SILICE (1)	---	SILICOSIS	BLANCO INODORO INCIPIDO	2 X 10 ⁶ DE PARTICULAS POR ft ³ DE AIRE	PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS
ALDEHIDO	1.170	TOXICO	INCOLORO IRRITANTE ACIDO	0.0005	---

(1).- LA PELIGROSIDAD DEPENDE DEL TAMAÑO DE LOS GRANOS Y DE SU PORCENTAJE EN EL AIRE, EL TAMAÑO QUE PUEDE PENETRAR EN LOS ALVEOLOS PULMONARES ES EL MENOR A 10 MICRAS.

TIPOS DE VENTILACION

a).- Ventilación natural, es aquella que crea una presión natural de ventilación.

b).- Ventilación artificial; es aquella que crea una - presión artificial forzada mediante abanicos o - ventiladores y puede ser: Soplante y Aspirante. La ventilación soplante es la creada por un abanico en la boca de entrada.

La ventilación aspirante se crea por la sobrepre-sión de un abanico en la boca de salida, además - de aspirante la ventilación es ascendente normal-mente, es decir que entra hasta el nivel más bajo generalmente por el tiro y desde este lugar sube por las explotaciones hasta el nivel superior o - crucero, que comunica con la boca de salida.

El control de las corrientes de ventilación se lo gra enviando a cada laborío de la mina el caudal de aire necesario y evitando los cortos circuitos es decir, mezcla de corriente de aire fresco con - viciado.

Lo anterior se logra con el uso de puertas de ven-tilación, cortinas de lona, tapones y cruceros de ventilación.

PRINCIPIOS QUE RIGEN LA CIRCULACION DE AIRE EN LAS MINAS

Para el establecimiento de estos principios se considera el aire como un gas ideal.

- 1.- La circulación del aire en una mina es inducida -- por la diferencia de presiones entre la boca de en trada y la boca de salida de la corriente de aire.
- 2.- Dicha diferencia de presiones es generada creando sobrepresiones o depresiones en uno o en varios -- puntos del sistema de ventilación de una mina.
- 3.- La presión generada deberá ser suficiente para ven cer la resistencia a la fricción y a las pérdidas -- por choques en las excavaciones mineras.
- 4.- El aire de una mina siempre fluye de un punto de -- mayor a uno de menor presión.
- 5.- El flujo de aire obedece a la ecuación de (Bernou- lli) dada por la expresión.

$$H_1 - H_2 = \int (P_1 - P_2) + \frac{1}{2g} (V_1^2 - V_2^2) + (Z_1 - Z_2)$$

- 6.- La caída de presión en cada ramificación de la co- rriente de ventilación con los mismos puntos de en trada y de salida será la misma independientemente a la resistencia a la fricción y de la cantidad de aire que circule en cada rama.

Fórmulas básicas de ventilación en una mina

$$Q = A.V.....(1)$$

donde:

Q = gasto de aire en m^3/seg , ft^3/min .

A = área de la sección transversal de la excavación mi
nera en m^2 o ft^2 .

V = velocidad del aire en m/seg o ft/min .

$$P = \frac{KSV^2}{A}.....(2)$$

donde:

P = presión requerida de ventilación en lb/ft^2 para --
hacer circular el gasto Q a través de una obra mi-
nera.

S = Superficie de fricción del conducto de aire (longi
tud del conducto x su perímetro).

A = área de la sección transversal de la excavación mi
nera.

V = velocidad media del aire expresado en ft/min .

K = coeficiente de fricción.

$$P = \frac{KLOV^2}{A}(3)$$

$$P = \left(\frac{KLO}{A}\right) Q^2 = RQ^2(4)$$

$$PA-B = RQ^2 = r_1 q_1^2 = r_2^2 = r_3^2(5)$$

La fórmula 5 se aplica para diferencias de presión entre dos puntos en una ramificación paralela de ventilación, donde:

P = caída de presión de la ventilación entre los puntos A y B.

R = resistencia opuesta a la circulación del aire por un conjunto de dos ramales en paralelo.

Q = caudal de aire total.

de la ecuación 4 deducimos que:

$$R = P/Q^2, \text{ si } P=1, Q=1, R=1 \text{ ATKINSON.}$$

EL ATKINSON; es la unidad de resistencia a la corriente de ventilación y se define como la resistencia que consume una libra por pie² para dejar pasar un flujo de 1000 ft³/seg o de 60 000 ft³/min ($q=1000 \text{ ft}^3/\text{seg} = 1 \text{ KILOCUSEC}$)

Toma de datos.

Para obtener las características físicas del aire que constituye la ventilación en las minas, es necesario determinar:

- a) Temperatura seca y húmeda.
- b) Presión atmosférica.
- c) Densidad.
- d) Velocidad.
- e) Caudal.
- f) Depresión.

Apoyandose en las fórmulas anteriores se harán los cálculos siguientes para las necesidades de ventilación de la Zona Sur de la mina:

1.- Cálculo del caudal Q.

$$Q = 50 \text{ P.C.M.} \times 17 \text{ hombres} = 850 \text{ P.C.M.}$$

añadiremos un 50% por pérdidas de fricción, dilución de gases y fugas en general.

$$850 \text{ P.C.M.} + 50\% = 1275 \text{ P.C.M.}$$

2.- Cálculo de la velocidad del aire.

de la ecuación 1 tenemos que: $Q = A.V.$, de donde

$$V = \frac{Q}{A} = \frac{1275 \text{ P.C.M.}}{38.74 \text{ ft}^2}$$

$$V = 32.91 \text{ ft/min.}$$

3.- Cálculo de la presión "p" requerida para introducir el caudal calculado. De la ecuación 2.

$$P = \frac{K.S. V^2}{A}$$

$$S = 2(5.9 + 6.56) \times 4921.26 = 122\,637.8 \text{ ft}^2$$

$$P = \frac{0.000\,000\,0195 \times 122637.8 \times 32.91 \times 32.91}{38.74}$$

$$P = 0.06685 \text{ Lb/ft}^2$$

$$P = 0.01285 \text{ pulg H}_2\text{O}$$

4.- Cálculo de la presión natural (p') en el "Tiro --
Sur" de la mina.

$$h = 328 \text{ ft} = 100 \text{ mt.}$$

$$A = 5.9 \text{ ft} \times 6.56 \text{ ft}$$

$$A = 24.92 \text{ ft}^2 = 3.6 \text{ m}^2$$

$$\rho_{\text{aire}} = 1.2932 \text{ kg/m}^3 \text{ de aire}$$

Peso de la columna de aire "F"

$$F = \rho \cdot V = 1.2932 \text{ kg/m}^3 (360 \text{ m}^3)$$

$$F = 465.55 \text{ kg.}$$

$$P' = \frac{F}{A} = \frac{465.55 \text{ kg}}{3.6 \text{ m}^2}$$

$$P' = 129.32 \text{ kg/m}^2$$

$$P' = 0.012932 \text{ kg/cm}^2$$

Conversión de unidades:

$$P = 0.06685 \text{ lb/ft}^2 = 4.64236 \cdot 10^{-4} \text{ lb/in}^2$$

$$4.64236 \cdot 10^{-4} \times 0.0703 = 3.26357 \cdot 10^{-5} \text{ kg/cm}^2$$

5.- Diferencia de presiones.

$$P' - P = (0.012932 - 3.26357 \cdot 10^{-5}) \text{ kg/cm}^2$$

$$P' - P = 0.01289 \text{ kg/cm}^2$$

De esta diferencia de presiones, inferimos que el "Tiro Sur" proporciona una ventilación natural a la mina.

La figura III.8 muestra una sección longitudinal de la mina e indica como se establece el circuito de ventilación.

Ventilación Secundaria.

Durante el desarrollo de las obras de preparación, es posible que en el avance de frentes se requiera ventilación secundaria o auxiliar, esta será proporcionada por "Boosters" o un abanico portátil instalándose en puntos del circuito principal. Lo mismo se prevee para el avance de contrapozos.

III.8.- CAMPAMENTO MINERO

Situación actual:

El campamento está constituido por dos cabañas construidas de madera de árboles aledaños a la mina. En ellos se alojan aproximadamente de 6 a 7 hombres que son originarios de los poblados de Xochipala y Carrizalillo, distantes 5 y 7-km. de la mina respectivamente, y debido a la falta de transporte requieren habitar en el campamento.

Las cabañas carecen de energía eléctrica y agua potable por lo que este líquido es necesario almacenarlo en bidones de 200 lts. colocados cerca de la bocamina.

En época de invierno la temperatura desciende hasta --

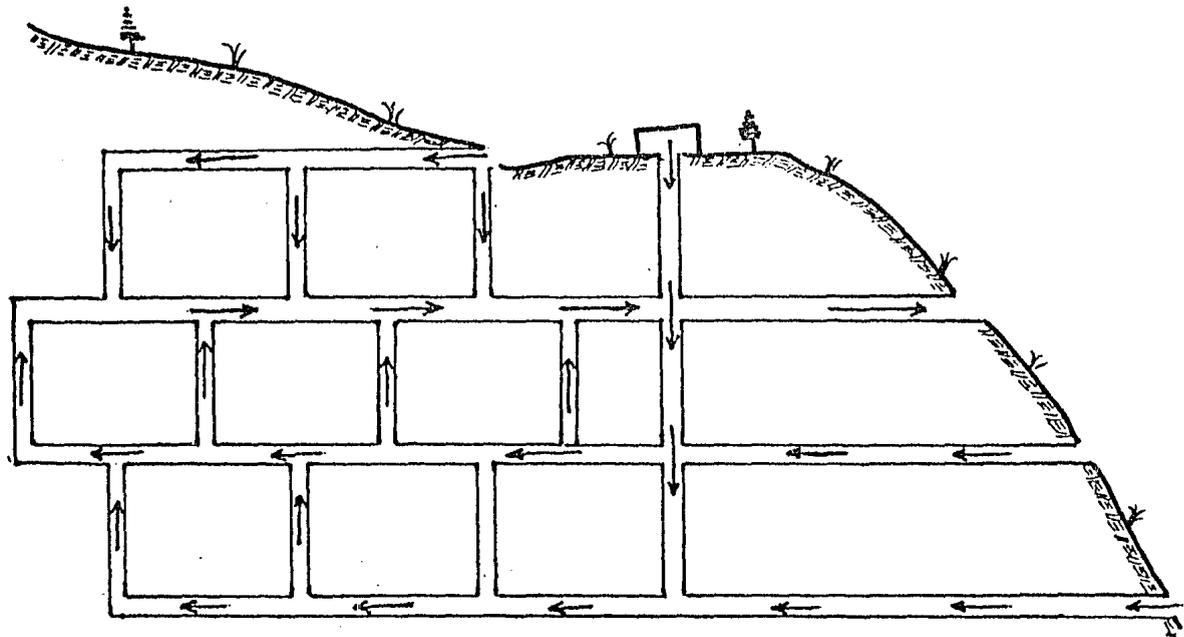


Fig. III.8.- Sección: circuito de ventilación establecido en el "Tiro Sur".

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

CIRCUITO DE VENTILACION
EN LA MINA.

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Daniel Alonso G. ACOSTO 1984
Lorenzo Cruz Lopez

10° C. por la noche, tomando en cuenta que las construcciones de madera son poco acogedoras y que es necesario integrarlas adecuadamente para el alojamiento de los hombres, se ha hecho un estudio para la construcción del mismo.

Proyecto de integración del campamento.

Para el alojamiento de los mineros (aproximadamente 12 hombres), se calcula que será necesario construir dos cabañas de las siguientes dimensiones: 5.0X4.0 m, una cocina de 4.0X4.0 m y un baño de 3.5X4.0 m. (fig. III.9).

Materiales:

Como material de construcción se utilizará adobe obtenido de terraplenes cercanos al campamento, para hacer bloques de 40X20X10 cm. para los muros. Dalas de concreto en puertas y ventanas, además de una trabe de cerramiento (fig. III.10.).

Cimentaciones:

Se desplantarán las construcciones a partir de una cimentación de mampostería de piedra con mortero para evitar deslaves del adobe y asegurar la estabilidad de la obra.

Acabados:

Las cabañas serán revestidas en su interior con mezcla de cal y arena en proporción 3:1. El techo tendrá un declive del 3% y será de lámina de asbesto cemento acanalado, soportado sobre estructura de hierro, excepto el del baño, que será de concreto armado con varilla de 1/2" para soportar el peso de un tinaco con capacidad de 1000 lts.

Los pisos se aplanarán y cementarán con mortero de cemento-arena en proporción 1:3, con un espesor de 3 cm; cada cabaña podrá contar con 3 ó 4 literas para albergar hasta 8 - hombres c/u. La cocina contará con parrillas para cocinar, ya que el combustible usado es leña de los alrededores y ésta -- abunda en la región; en todo caso, se instalará una parrilla eléctrica; además, contará con una campana de extracción y -- una buena ventilación.

Energía eléctrica:

La energía eléctrica será suministrada desde la bocamina a partir de la línea que llega a la casa del compresor y - que parte del ramal Xochipala-Mezcala-Carrizillo de la C.F.E.

Drenaje:

El Drenaje del baño y cocina será encauzado hasta la -

PLANTA

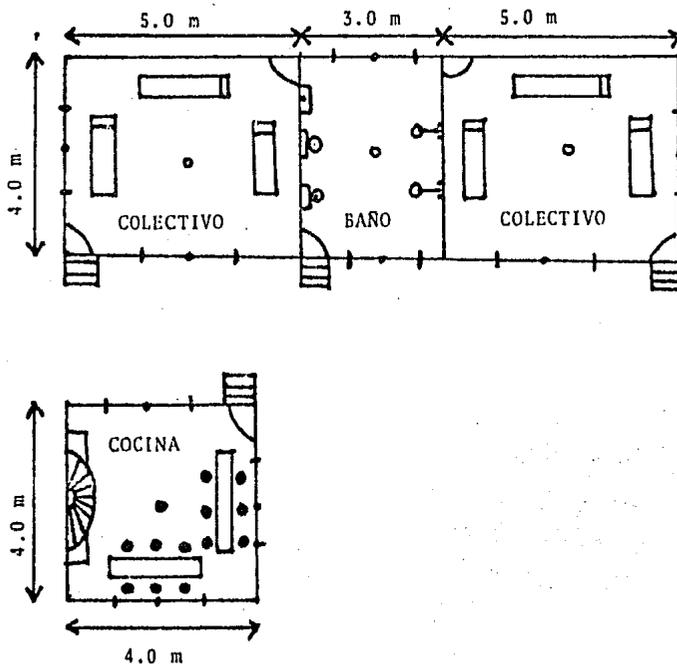


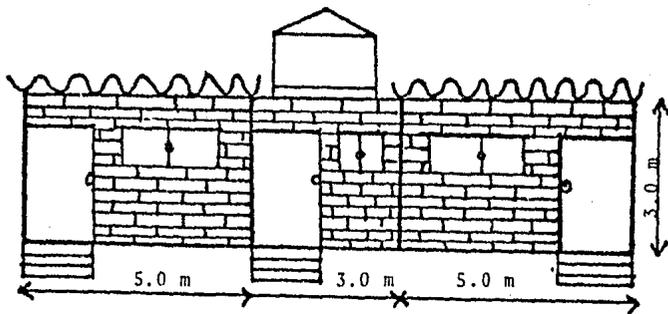
Fig. III.9.- Planta: distribución del campamento minero.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

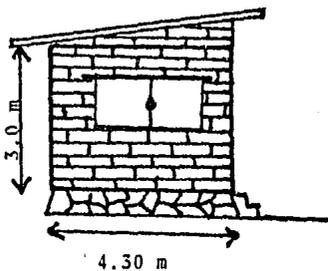
DISTRIBUCION DEL CAMPAMENTO
MINERO

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Daniel Alonso G. AGOSTO 1984
Florencio Cruz Lopez



VISTA FRONTAL



VISTA LATERAL

Fig. III.10.- Fachada del campamento minero.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

vistas del campamento minero,
Mexcala, Gro.

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Daniel Alonso G. AGOSTO 1964
Fernando Cruz Torc.

barranca del Capire distante 20.0 m, mediante tubos de albañal de 8".

Agua potable:

El agua potable será suministrada en carros cisterna desde el poblado de Mezcala, y se almacenará en el tinaco de asbesto cemento con capacidad de 1000 lts.

Inversión:

El monto de la inversión se calcula en \$450,000.00 utilizando mano de obra local y tomando como base los costos de construcción similares en la región, que utilizan los mismos materiales.

C A P I T U L O IV
DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO ACTUAL
(CIANURACION)

IV.1.- INTRODUCCION

Como se ha mencionado con anterioridad los minerales presentes en el Distrito minero de San Pedro en Mezcala, Gro. son carbonatos de cobre (azurita y malaquita), óxidos de hierro (limonita) con valores de oro y plata, principalmente. En este yacimiento también se localizaron y explotaron bolsas de plomo y zinc en forma de sulfuros.

Por lo anterior, la Cía. Concepción Carmen y Anexas, S.A., montó una planta de beneficio con capacidad de 50 ton./día por el proceso de cianuración.

Posteriormente, la compañía rentó sus fundos mineros por un período de 10 años a la Cia. Minera de Mezcala que instaló una planta de beneficio de 200 ton/día de capacidad por el proceso de cianuración.

La citada compañía encontró dificultades serías en el tratamiento metalúrgico de los minerales carbonatados que la orillaron a suspender los trabajos en la unidad instalada, dedicándose a la explotación de los minerales de alta ley, los cuales enviaban directamente a la fundición.

Terminando el arrendamiento, la Cía. Concepción Carmen y Anexas, S.A. recuperó la concesión de sus fundos mineros e inició por su cuenta la explotación de los cuerpos minerales que condujeron al descubrimiento de bolsas mineralizadas con-

contenidos de oro, plata y cobre, relativamente altos.

Gracias a la explotación de estas bolsas se reinició la operación de la planta de beneficio con que contaba la compañía por el proceso de flotación-cianuración, pero los resultados obtenidos de su operación distaron mucho de ser halagadores por el problema metalúrgico suscitado por la complejidad de los minerales al proceso instalado.

En la actualidad, dicha planta de beneficio se encuentra operando con mineral de una mina cercana ajena a la compañía, que no contiene en sus minerales carbonatos de cobre, -- por lo que no acarrea problemas metalúrgicos tan serios como el mineral de San Pedro.

Es necesario hacer notar que el cobre es un cianicida muy fuerte que hace incosteable la operación metalúrgica por el proceso de cianuración; y que, si además, se presenta en forma de carbonatos, es igualmente difícil hacerlo flotar. Es por esto que la Cía. Minera Concepción Carmen y Anexas, S.A. ha tenido que seguir embarcando sus minerales directamente a la fundición, sin poder hasta la fecha beneficiarlo económicamente en su planta.

El presente estudio no incluye un proyecto para la planta de beneficio por las razones anteriormente descritas, y sólo se hará una descripción de la misma.

IV.2.- RECIBO Y ALMACENAMIENTO DEL MINERAL.

El mineral es transportado desde las minas mediante camiones de volteo y es recibido en una tolva general de mina - construida de mamposteria y concreto armado, diseñada para -- una capacidad de 300 ton/día, el tamaño admisible del mineral es de 8" (203 mm). Para lo cual cuenta con una parrilla de -- rieles en la parte superior, con el objeto de limitar el tamaño requerido. (fig. IV.1)

En la parte inferior de la tolva se encuentran dos bocas de descarga de sección cuadrada de 400 x 400 mm. con compuertas tipo almeja accionadas manualmente.

Por una de estas compuertas el mineral es descargado - a un alimentador de banda de baja velocidad el cual conduce - el mineral a un ritmo constante hasta un canalón o chute de - descarga que lo conduce directamente a una parrilla de barras estacionarias de 76.2 x 152.4 mm., y abertura de 50.8 mm., inclinada 65° para cribar el mineral con el objeto de evitar el paso del producto fino (-50.8 mm) a la quebradora primaria.

La otra boca de descarga está provista de un chute o - canalón de descarga el cual transporta directamente el mineral hasta la parrilla estacionaria.

IV.3.- TRITURACION.

La parrilla estacionaria separa el producto de - 2" -- (-50.8 mm) evitando su paso por la quebradora de quijada.

El producto entre -8" y +2" (-203 mm y +50.8 mm.) descarga directamente de la parrilla a la quebradora de quijada, de alimentación forzada marca Denver de 9" x 16" con motor de 15 H.P. con una capacidad instalada de 14 ton/hr. de mineral a un tamaño entre -8 y + 12".

El producto a -2" separado en la parrilla es conducido junto con el mineral quebrado por medio de una banda transportadora B-1 hasta una criba vibratoria con abertura de 1/2" -- (12.7 mm.). Con objeto de clasificar el producto a -1/2", mismo que será conducido por otra banda hasta la tolva del molino, el producto a + 1/2" descargará por medio de un chute a la quebradora de cono marca Gates de 24" con capacidad de 10-ton/hr. de mineral a un tamaño entre 2" y 1/2" (50.8 mm. a -- 12.7 mm.). La descarga de esta quebradora se recibirá en otra banda transportadora B-2 de la que por medio de otro chute vaciará su contenido a la banda transportadora B-1 cerrándose de esta manera el circuito y asegurando un producto a -1/2" que será almacenado en una tolva de molino con capacidad para 140 toneladas. (fig IV.1)

IV.4.- MOLIENDA

La tolva está construida de lámina de acero de 15' de diámetro y 16' de altura, para dar un volúmen útil de 80 m^3 .

El mineral se dosifica al molino marca Denver de 5' x 4' con motor de 50 H.P. con capacidad para 50 ton/24 hr. por medio de una banda transportadora de baja velocidad.

La eficiencia en la operación de molienda depende de ciertos factores, entre los cuales se pueden citar la uniformidad del tamaño de alimentación, dilución, y además se deben satisfacer las siguientes constantes:

- a).- Velocidad del molino (Velocidad de trabajo).
- b).- Carga de bolas.
- c).- Potencia del motor.

Obteniéndose en este caso los siguientes valores:

- a).- Velocidad de trabajo del molino = 25.7 r.p.m.
- b).- Carga de bolas al molino = 3560 kg.
- c).- potencia del motor del molino = 50 hp.
- d).- Dilución de la pulpa en el molino = 1.0 : 1.0
- e).- Tamaño de las partículas de alimentación = $-1/2''$
(-12.7 mm).

El circuito de molienda se complementa con una bomba -

de 2 1/2 x 2" marca Denver S. R. L. con base metálica del motor sobrepuesto y flecha de 1 1/8" de acero, con potencia de -- 2.0 hp. a 1720 r.p.m.

La pulpa proveniente de la descarga del molino se diluye de una proporción de 1.0 : 1.0, a un rango entre 2 y 2.5 : 1.0 en la caja receptora, y se envía mediante la bomba a -- una velocidad de 10 pies/seg. al separador hidráulico Krebs - modelo D 6b-828 con apex ajustable de 1 5/8" y vortex de 2 1/2" el cual proporciona un rango de capacidad de 10 a 20 toneladas cortas de sólidos por hora.

En el ciclón se clasifican las partículas por centrifugación derramando por la parte superior (descarga de finos) - las que tengan un tamaño a - 100 mallas, y el producto a + -- 100 mallas será retornado a molienda en circuito cerrado, --- constituyendo éste la carga circulante. (fig IV.2)

IV.5.- CIANURACION

La adición de cianuro de sodio al mineral, empieza en el molino, es así como los valores de oro y plata comienzan a disolverse desde el momento de la molienda.

El derrame del ciclón se conduce por tubería al primer tanque espesador marca Denver de 15' 4.1/2" x 8' (4.68 x 2.44-m) con un área de asentamiento de 186 pies² (17.3 m²). En es-

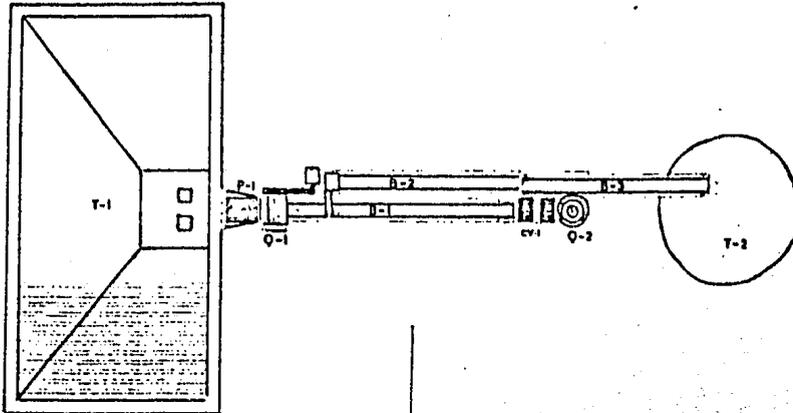
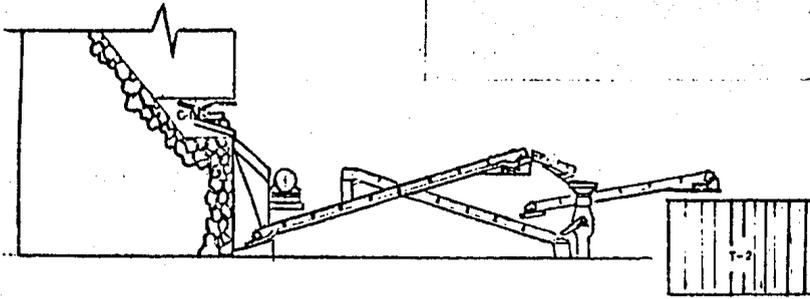


Fig. IV.1



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Sección de trituración y almacenamiento de mineral.	
EXAMEN PROFESIONAL.	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. Lorenzo Cruz López	AGOSTO 1984

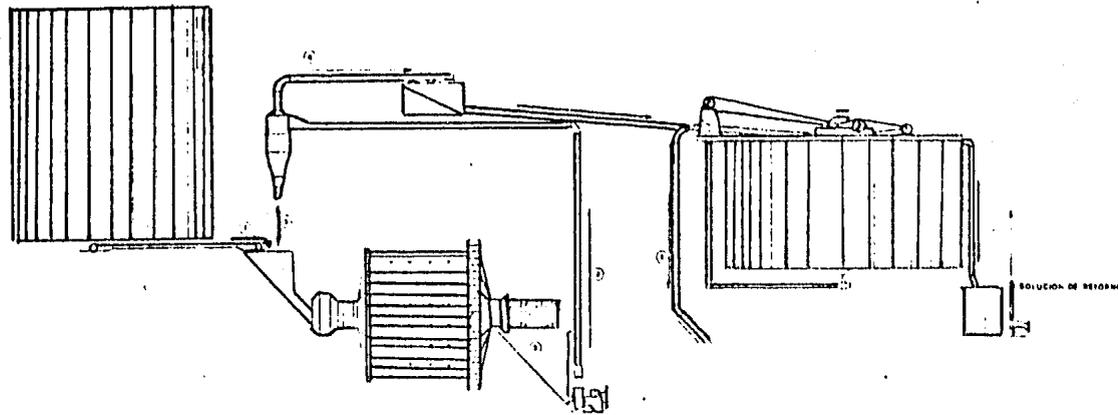


Fig. IV.2

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

Planta de beneficio- molienda
y primer tanque espesador

EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. CARRERA CIVIL TSPIC	AGOSTO 1984

te espesador se obtiene la primera solución rica con valores de oro y plata disueltos, que se conducen por tubería al cuarto de precipitación.

La pulpa del primer espesador pasa a los tres super agitadores Denver de 12 x 12 pies (3.66 x 3.66 m) con dos air lifts cada uno y un consumo de aire de 14 pies³/min. por cada elevador a una presión de 12 lb/pulg². transmisión por bandas y poleas a motor de 2.0 h.p. que imparte al mecanismo una velocidad de 6 1/4 r.p.m.

El primer super agitador tiene acoplado un tanque agitador acondicionador de 905 por 905 mm. con un motor de 3 hp. que regula la solución de cianuro, manteniéndose ~~esta un~~ valor relativamente bajo.

La experimentación ha demostrado que soluciones débiles de cianuro actúan mejor en la disolución de oro y plata, que soluciones fuertes de cianuro. El pH. indicado en la disolución es alcalino (11.3 - 11.5), como regulador del mismo se utiliza cal.

Después de pasar la pulpa por el último de los super agitadores, pasa a circular por 4 espesadores similares al primero, donde se lleva a cabo el lavado en contracorriente. Todos los espesadores están provistos de bombas de diafragma Denver S.T.D. con tubos de succión de 2" de diámetro (50.8mm) con una velocidad de trabajo de 48 r.p.m. y carrera máxima de

15/8", con una capacidad para transportar de 1.2 a 1.7 toneladas de sólidos por hora (2 a 4 ton. de pulpa.)

IV.6.- PRECIPITACION.

La solución obtenida en el lavado en contracorriente rica en valores de oro y plata disueltos, es conducida por tubería hasta el cuarto de precipitación, donde está instalado el equipo de precipitación Denver que consta de un filtro clasificador de hojas, torre de aereación, bomba de vacío, bombas centrífugas, tolva de zinc y alimentador vibratorio de zinc, tanque de precipitados y filtro de bolsas para recoger el precipitado. (fig IV.3)

Finalmente los valores de oro y plata precipitados son enviados a la fundición para ser fundidos, refinados y lingoteados.

Las colas del proceso de cianuración se envían por un canal inclinado 30° desde el último tanque espesador hasta la presa de jales, con ayuda de una corriente de agua.

Antes de ser enviadas las colas a la presa de jales, se neutralizan para evitar la contaminación de las aguas del río Balsas, que es de vital importancia para la agricultura de la región.

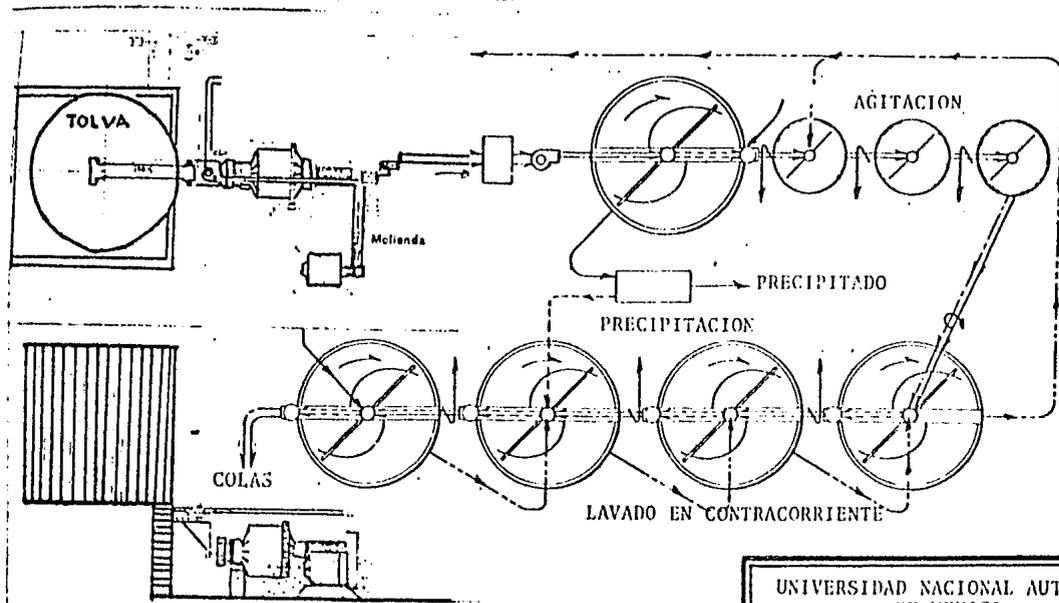


Fig. IV.3.- Circuitos de molienda, cianuración y precipitación.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Planta de beneficio. Cianuración Mezcala, Gro.	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. Lorenzo Cruz López	AGOSTO 1984

C A P I T U L O V
ESTUDIO DE VIABILIDAD

V.1.- COSTOS DE OBRAS MINERAS DE PREPARACION

Para cada zona de explotación se requiere:

Una frente de preparación de 20 m de largo con sección de 1.80X2.0 m.

Dos contrapozos inclinados a 45° con una longitud de 5.50 m y sección de 1.50X1.50 c/u.

Un contrapozo vertical de 30.00 m de longitud y sección de 1.80X1.80 m.

Se toman en cuenta las siguientes consideraciones para cada obra minera mencionada:

- a).- El ciclo completo de barrenar, cargar, disparar y rezagar se lleva a cabo en un turno.
- b).- La cuadrilla para cada obra estará integrada por un perforista y un ayudante.
- c).- Cada 6 m. de avance se instalarán dos tramos de tubería para el agua y el aire.
- d).- Para barrenar se utilizará acero integral de 7/8" de diámetro y 6' de largo, con avance efectivo de 1.50 m. por disparada.
- e).- La plantilla de barrenación en las frentes de preparación constará de 27 barrenos, de los cuales 25 serán cargados. Véase fig. V.1.

V.1.1.- COSTOS DIRECTOS DE UNA FREENTE DE PREPARACION.

V.1.1.1.- COSTO POR CONCEPTO DE EXPLOSIVOS.

<u>Cantidad</u>	<u>Material</u>	<u>Costo unitario</u>	<u>Costo total</u>
25	bombillos	\$ 15.00	\$ 375.00
42.5 m.	cañuela	9.00	382.50
12.5 m.	thermalite	45.60	570.00
25	fulminantes	8.90	222.50
25 kg.	mexamón	30.00	750.00
25	conectores	16.20	<u>405.00</u>
Total....			\$2,705.00

El avance promedio por disparada es de 1.50 m, por lo tanto, será de:

$$\$ 2,705.00/1.50 \text{ m} = \$ 1,803.33 \text{ por m lineal de avance}$$

V.1.1.2.- COSTO POR CONCEPTO DE BARRENAS.

Costo barrena integral de 7/8" hexagonal de 1.60 mt.
= \$ 20,780.00

Las barrenas tienen una vida promedio de 287 m. barrenados, por lo tanto:

$$\$ 20,780.00/287.0 \text{ mt.} = 72.40 \text{ por m. barrenado, puesto que el pueble es de 25 barrenos por disparada tenemos:}$$

25X1.6 m. = 40.0 barrenados por corte.

40.0 m X \$ 72.40/1.50 mt. avance = \$ 1,930.66 por m. -
de avance.

V.1.1.3.- COSTO POR CONCEPTO DE MANO DE OBRA.

Personal	salario básico + bonificación
perforista.....	\$ 450.00
ayudante.....	<u>350.00</u>
Total.....	\$ 800.00

\$ 800.00/1.50 mt = \$ 533.33 por m. lineal de avance.

V.1.1.4.- COSTO POR CONCEPTO DE EQUIPO.

Costo de un juego de mangueras:

15 mt. de manguera de 3/4"	\$ 25,650.00
15 mt. de manguera de 1/2"	<u>12,150.00</u>
Total.....	\$ 37,800.00

El tiempo de depreciación para este juego de mangueras es de 5 meses, por lo tanto:

5 meses X 25 dias = 125 dias X 2 turnos = 250 turnos

\$ 37,800/250 = \$ 151.20 por turno.

\$ 151.20/1.50 = \$ 100.08 por m. lineal. de avance.

V.1.1.5.- COSTO POR CONCEPTO DE HERRAMIENTAS.

El costo de herramientas se estima en \$ 675.00 pbr mes comprendiendo: llave Stilson, soplador, barra de pico, llave - de cuadro, pico, pala, alambre, etc...

$\$ 675.00/25 \text{ días} = \$ 27.00 \text{ por día}/2 \text{ turnos} = \$ 13.50 \text{ por turno.}$

$\$ 13.50/1.50 \text{ m} = \$ 9.00 \text{ por m de avance.}$

V.1.1.6.- COSTO POR CONCEPTO DE TUBERIAS.

1 tramo de tubería de 2" con cople -----	\$ 4,140.00
1 tramo de tubería de 1" con cople -----	<u>1,620.00</u>
Total	\$ 5,760.00

Cada tramo tiene una longitud de 6 m, por lo que:

$\$ 5,760.00/6 \text{ m} = \$ 960.00 \text{ por mt. lineal.}$

$\$ 960.00/1.50 \text{ m} = \$ 640.00/\text{m de avance.}$

V.1.1.7.- COSTO POR CONCEPTO DE LUBRICANTE.

El costo del aceite Rock -Drill EPH es de \$ 104.00 por litro.

Una perforadora consume 20 lts por mes por lo tanto-
 20 lts/25 días. = 0.8 lt/día.

0.8.lts. por dia/2 turnos = 0.4 lts. por turno.

se avanza en promedio 1.5 m. por turno.

0.4 X \$ 104.00/1.50 m = \$ 27.73 por m. de avance.

V.1.1.8.- COSTO POR CONCEPTO DE MAQUINA PERFORADORA.

La máquina perforadora tiene un costo de \$ 1 159,200.00 incluyendo la pierna neumática y se le asigna un tiempo de depreciación de 3 años, por lo tanto:

3 años X 12 meses = 36 meses X 25 días = 900 días.

\$ 1 159,200.00/900 = \$ 1,288.00 por día, \$ 1,288.00/2 -
 turnos = \$ 644.00

\$ 644.00/1.50 m = \$ 429.33 por m. de avance.

V.1.1.9.- COSTO POR MANTENIMIENTO PERFORADORA.

Se calcula que el mantenimiento de la perforadora será del 40% de su valor, durante el tiempo que dura la depreciación, por lo tanto:

\$ 1 159,200.00 X 40% = \$ 463,680.00 durante 36 meses.

36 meses X 25 días = 900 días, \$ 463,680.00/900 = ---

\$ 515.2 por día.

$\$ 515.20/2 \text{ turnos} = \$ 257.6 \text{ por turno} / 1.50 = \$ 171.73$
 por m de avance.

V.1.1.10.- COSTO POR CONCEPTO DE AIRE COMPRIMIDO.

Para el aire comprimido se cuenta con un compresor con capacidad de 1200 ft^3 y motor de 300 hp, con un valor estimado de \$ 4000 000.00. El compresor deberá trabajar en promedio 11 horas diarias.

- Costo por consumo de energía:

$1 \text{ HP} = 746 \text{ Watts.} = 0.746 \text{ kw.}$

$300 \text{ hp} \times 0.746 \text{ kw} = 223.8 \text{ kw.}$

$223.8 \text{ kw} \times 11 \text{ hr.} = 2,461.80 \text{ kw.hr.}$

El costo promedio por kw.hr. de energía consumida es -
 de \$ 1.40

$2461.80 \text{ kw.hr.} \times \$1.40 = \$ 3,446.52 \text{ por día.}$

- Costo por depreciación del compresor.

El costo estimado del compresor es de \$ 4000,000.00, -
 con un tiempo de depreciación de 5 años, puesto que cada año
 tiene un promedio de 300 días laborables.

$5 \text{ años} \times 300 \text{ días} = 1500 \text{ días laborables}$

\$ 4000,000.00/1500 días = \$ 2,666.66 depreciación por día.

- Costo de mantenimiento:

Se considerará el 100% del valor de la depreciación.

Costo de mantenimiento = \$ 2,666.66

- Costo de mano de obra:

Salario básico.

2 compresoristas ----- \$ 860.00

- Costo de lubricantes:

Se calcula por experiencia en el trabajo que será del orden de \$ 200.00 diarios.

- Cálculo del gasto del compresor:

11 hrs. X 60 min = 660 min X 1200 ft³ = 792 000 ft³

Este gasto sería el gasto diario, pero se restará el 30% debido a pérdidas ocasionadas por fugas y fricción en las tuberías.

792000 ft³ X 0.3 = 237600 ft³

792000 ft³ - 237600 ft³ = 554400 ft³

- Costo total del aire comprimido por día

consumo de energía -----	\$ 3,446.52
lubricantes -----	200.00
depreciación -----	2,666.66
mantenimiento -----	2,666.66
mano de obra -----	<u>860.00</u>
Total -----	\$ 9,838.84 por día.

- Costo por millar de ft^3 de aire.

$\$ 9,839.84 / 554400 \text{ ft}^3 = \17.74 por millar de ft^3 de -
aire

- Costo por concepto de aire comprimido en perforación

Las máquinas perforadoras usadas en la mina son Gardner Denver S 58 F y Puma BBC 16 W de Atlas Copco. Las perforadoras consumen en promedio $90 \text{ ft}^3/\text{min}$ de - - aire comprimido a $80 - 90 \text{ Lb/pulg}^2$. De la experiencia- se han obtenido los siguientes tiempos de barrenación.

5 min. de Tiempo total por barreno.

La plantilla de barrenación consta de 25 barrenos

25 barrenos X 5 min. = 125 min.

Además se calcula 1 min. para cambiar de posición por-

barreno y otro más para soplar.

25X1 + 25X1 = 50 min.

- Tiempo total y consumo de aire en la barrenación

175 min X 90 ft³ = 15 750 ft³

15 750 ft³/1.50 mt = 10 500 ft³ por metro lineal de avance

10 500 ft³ = 10.50 millares ft³

Costo por m lineal = 10.50 X \$17.74 = \$186.27 por m de avance.

V.1.1.11.- COSTOS INDIRECTOS.

- Supervisión:

Para la supervisión del trabajo será necesario contar con el siguiente personal:

	salario mensual
1 Topógrafo -----	\$ 35,000.00
1 Ayudante de topógrafo -----	15,000.00
1 Jefe de turno -----	40,000.00
2 Cabos de mina -----	<u>30,000.00</u>
Total -----	\$120,000.00 por mes.

\$ 120,000.00/25 días = \$ 4,800.00 por día.

\$ 4,800.00 por día/2 turnos = \$ 2,400.00 por turno.

Como se trabaja y supervisa en un promedio de 8 lugares por turno, tenemos:

\$ 2,400.00/8 = \$ 300.00 por lugar por turno.

\$ 300.00/1.50 m = \$ 200.00 por m. de avance.

- Veladores

2 veladores salario básico.

\$ 800.00

\$ 800.00/1.50 m. = \$ 533.33 por m. de avance.

V.1.1.12.- RESUMEN DE LOS COSTOS DIRECTOS DE PREPARACION.

<u>Concepto.</u>	<u>Costo por metro de avance.</u>
Explosivos -----	\$ 1,003.33
Barrenas -----	1,930.66
Mano de Obra -----	533.33
Mangueras -----	100.08
Herramientas -----	9.00
Tubería -----	640.00
Lubricante -----	27.73
Máquina perforadora -----	429.33

Mantenimiento -----	171.73
Aire comprimido -----	<u>186.27</u>
Tótal costo directo-----	\$ 5,831.46

Resumen de los costos indirectos de preparaci6n:

<u>Concepto.</u>	<u>Costo por m. de avance.</u>
Supervisi6n -----	\$ 200.00
Veladores -----	<u>533.33</u>
Tótal costos indirectos	\$ 733.33

Tótal costos de preparaci6n (directos e indirectos)

\$ 5,831.46 + \$ 733.33 = \$ 6,564.79

A este costo se le sumará el 10% por imprevistos: ----

+ 30% por concepto de inflaci6n.

\$ 6,564.79 + 10% = \$ 7,221.27 costo por m. de avance.

V.1.2.- COSTOS DIRECTOS CUELE DE CONTRAPOZO 1.50 X 1.50 m.

V.1.2.1.- COSTO POR CONCEPTO DE EXPLOSIVOS.

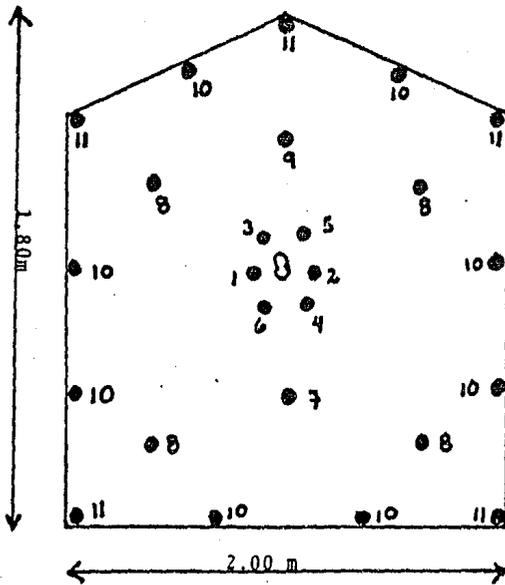


Fig. V.I Plantilla de barrenación en frentes de preparación.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Plantilla de barrenación para frente de preparación. de 1.80 x 2.0 m	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso Torreón Cruz L. Sc.	AGOSTO 1984

Material	Cantidad	Costo unitario	COSTO TOTAL
bombillos	16 pzs.	\$ 15.0	\$ 240.0
cañuela	27.20 mt.	9.0	244.8
thermalite	8.0 mt.	45.60	364.8
fulminantes	16 pzs.	8.90	142.4
mexamón	16 pzs.	30.00	480.0
conectores	16 pzs.	16.20	<u>259.2</u>
		Total	\$1,731.2

El avance promedio por disparada es de 1.50 mt. por -
lo tanto:

$\$ 1731.20 / 1.50 \text{ m.} = \$ 1154.13 \text{ por m. lineal de avance.}$

V.1.2.2.- COSTO POR CONCEPTO DE BARRENAS

- Costo de barrena integral = \$ 20,780.00

La barrena tiene una vida promedio de 287 mt. barrena
dos por lo tanto:

$\$ 20,780.00 / 287 \text{ m} = 72.40 \text{ por m barrenado, si el pue-}$
ble consta de 17 barrenos por corte.

$17 \times 1.60 = 27.2 \text{ m barrenados por corte.}$

$27.2 \text{ mt} \times \$ 72.40 = \$ 1969.28$

\$ 1969.28/1.50 avance efectivo = \$ 1312.85 por m.

V.1.2.3.- COSTO POR CONCEPTO DE MANO DE OBRA.

Personal.	Salario básico + bonificación. -
Perforista	\$ 450.0
Ayudante	<u>\$ 350.0</u>
Total.....	\$ 800.0

\$ 800.0/1.50 m = \$ 575.00 por m lineal de avance.

V.1.2.4.- COSTO POR CONCEPTO DE MANGUERAS.

Concepto.	Costo.
15 m. de manguera de 3/4"	\$ 25,650.00
15 m. de manguera de 1/2"	<u>12,150.00</u>
Total	\$ 37,800.00

El tiempo de depreciación de las mangueras es de 4 meses X 25 días = 100 días

100 días X 2 turnos = 200 turnos.

\$ 37,800.00/200 turnos = \$ 189.00 por turno.

\$ 189.00/1.50 mt. = \$ 126.00 por m. de avance.

V.1.2.5.- COSTO POR CONCEPTO DE HERRAMIENTAS.

Este costo comprende el uso y desgaste de herramienta auxiliar tal como: pico, pala, soplador, alambre, barra de pico, llave stilson, etc. que asciende en promedio a \$ 675.00 - al mes.

$$\$ 675.00/25 \text{ días} = \$ 27.00 \text{ por día/ 2 turnos} = \$ 13.50$$

$$\$ 13.50/1.50 \text{ m} = \$ 9.00 \text{ por m. de avance.}$$

V.1.2.6.- COSTO POR CONCEPTO DE TUBERIA.

	Costo
6m tubería de 2" con cople	\$ 4,140.00
6m tubería de 1" con cople	<u>\$ 1,620.00</u>
Total	\$ 5,760.00

$$\$ 5,760/6\text{m} = \$ 960.00 \text{ por mt. lineal}$$

V.1.2.7.- COSTO POR CONCEPTO DE LUBRICANTE.

Un litro de aceite Rock - Drill EPH cuesta \$ 104.00

Una perforadora consume 20 lts. por mes, por lo tanto

20 Lts/25 días = 0.8 Lts. diarios, por 2 turnos = 0.4

lt por turno.

$$0.4 \text{ lt} \times \$ 104.00 = \$ 41.60$$

$$\$ 41.60/1.50 \text{ m} = \$ 27.73 \text{ por m. de avance.}$$

V.1.2.8.- COSTO POR CONCEPTO DE MAQUINA PERFORADORA.

La perforadora tiene un costo de \$ 1 159,200.00 y se le asigna un tiempo de depreciación de 3 años, por lo tanto:

$$3 \text{ años} \times 12 \text{ meses} = 36 \text{ meses} \times 25 \text{ días} = 900 \text{ días.}$$

$$\begin{aligned} \$ 1\,159,200.00/900 &= \$ 1,288.00 \text{ por día/2 turnos} = \text{---} \\ & \$ 644.00 \end{aligned}$$

$$\$ 644.00/1.50 \text{ mt.} = \$ 429.33 \text{ por m. lineal de avance.}$$

V.1.2.9.- COSTO MANTENIMIENTO PERFORADORA.

Se calcula que el mantenimiento de la perforadora será del 40% de su valor durante el tiempo que dura la depreciación, por lo tanto:

$$\begin{aligned} \$ 1\,159,200.00 \times 40\% &= \$ 463,680.00 \text{ durante 36 meses} \\ 36 \text{ meses} \times 25 \text{ días} &= 900 \text{ días} \times 2 \text{ turnos} = 1,800 \text{ turnos.} \end{aligned}$$

$$\$ 463,680.00/1800 = \$ 257.6 \text{ por turno.}$$

$$\$ 257.6/1.50 \text{ m.} = \$ 171.73 \text{ por m. lineal de avance.}$$

V.1.2.10.- COSTO POR CONCEPTO DE AIRE COMPRIMIDO.

El consumo de aire de las perforadoras es de $90 \text{ ft}^3/\text{min}$, el tiempo promedio para barrenar en este tipo de obras es:

6 min de tiempo total por barreno.

Puesto que la planilla de barrenación consta de 17 barrenos tenemos:

$17 \text{ barrenos} \times 6 \text{ min} = 102 \text{ min. de tiempo de barrenación.}$

Además se considera 9 min. para cambiar de posición, y 13 minutos equivalentes de trabajo de la máquina para soplar los barrenos; por lo tanto:

$102 \text{ min.} + 9 \text{ min.} + 13 \text{ min.} = 124 \text{ minutos.}$

Tiempo total y consumo de aire por disparada:

$124 \text{ min} \times 90 \text{ ft}^3/\text{min.} = 11160 \text{ ft}^3$

$11160 \text{ ft}^3/1.50 \text{ m} = 7440 \text{ ft}^3/\text{min por metro de avance.}$

El costo por millar de ft^3 de aire comprimido es de --
\$ 21.0, por lo tanto:

$7.440 \text{ ft}^3 \times \$ 21.0 = \$ 156.24 \text{ metro de avance.}$

V.1.2.11.- COSTO POR CONCEPTO DE SUPERVISION.

Para la supervisión del trabajo se requiere del siguiente personal:

1 Topógrafo.....	\$ 35,000.00/mes.
1 Ayud. de topógrafo.....	\$ 15,000.00
1 Jefe de mina.....	\$ 40,000.00
2 Cabos de mina.....	<u>\$ 30,000.00</u>
Total	\$120,000.00/mes.

\$ 120,000.00/25 días = \$ 4800.00 diarios.

\$ 4800.00/2 turnos = \$ 2400.00 por turno.

Se supervisa y trabaja en 8 lugares por turno, de donde:

\$ 2400.00/8 lugares = \$ 300.00 por lugar por turno

\$ 300.00/1.50 m = \$ 200.00 metro de avance.

V.1.2.12.- RESUMEN DE COSTO POR METRO LINEAL DE AVANCE EN CON
TRAPOZO DE 1.50X1.50 m. :

Explosivo	\$ 1,154.13
Barrenas	1,312.85
Mano de obra	575.00
Manguera	126.00
Herramienta	9.00
Tubería	960.00
Lubricante	27.73
Máquina perforadora	429.33
Mantenimiento perforadora	171.73
Aire comprimido	156.24
Supervisión	<u>200.00</u>
Total	\$ 5,122.01

A este costo se le sumará el 10% de imprevistos, más el 30% por concepto de inflación:

$$\$ 5,122.00 + 10\% + 30\% = \$ 7,200.00$$

V.1.3.- COSTO DE CUELE DEL CONTRAPOZO QUE SERVIRA DE TEPETATE
RA.

Sección 1.80X1.80 m.

Longitud de barrenos 1.80 m.

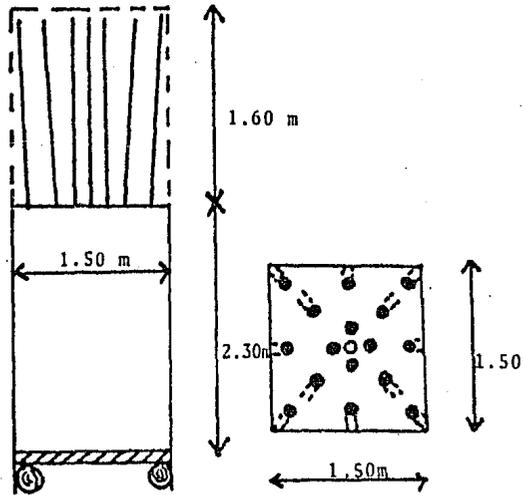


Fig. V-1.2

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Plantilla de barrenación para c/p de preparación.	
EXAMEN PROFESIONAL.	ESCALA: SIN ESCALA
Dr. Daniel Alonso G. Forero Cruz Espej	AGOSTO 1984

Plantilla de barrenación:

20 barrenos cargados

2 barrenos vacíos.

V.1.3.1.- CALCULO DE COSTO POR CONSUMO DE EXPLOSIVOS.

Material	Costo Unitario	Costo Total
1 Bombillo Tóvex	\$ 15.00	\$ 15.00
1 Cápsul	8.90	8.90
1 Conector	16.20	16.20
2 m de Cañuela	9.00/m	18.00
500 gr de Super Mexamón	50.00/kg	25.00
.80 m de Ignita Cord	25.00/m	<u>20.00</u>

Costo por barreno \$103.10

 $\$ 103.10 \times 20 \text{ barrenos} = \$ 2,062.00$

Avance efectivo por disparada: 1.60 m

 $\$ 2,062.00 = \underline{\$ 1,288.75/m}$ de Avance.

1.60 m

V.1.3.2.- CALCULO DE COSTO POR MANO DE OBRA.

La cuadrilla para el contrapozo se integrará por un -- perforista y un ayudante y se dará un ciclo completo de: re-- gar, amacizar, acondicionar equipo, barrenar, cargar y dispa-- rar; en dos turnos.

Sueldo + Bonificación:

Perforista ----- \$ 450.00/turno.

Ayudante ----- 350.00 "

\$ 800.00/turno.

\$ 800.00 x 2 turnos = \$ 1,600.00

$\frac{\$1600.00}{1.600m} = \$ 1,000.00/m$ de Avance.

V.1.3.3.- CALCULO DE COSTO POR BARRENAS.

Se usarán barras de 1.80 m de largo y 7/8" \emptyset .

Como rompedor se usarán barras de .90 m de largo y --- 7/8" \emptyset .

Considerando un promedio de vida por cada barra inte-- gral, de 300.00 m barrenados:

Costo de barra (rompedor) de .90 m ----	\$ 14,000.00
Por afilado 20% -----	<u>2,800.00</u>
	\$ 16,800.00

Costo de barra (rompedor) por metro.

$$\frac{\$ 16,800.00}{300.00m} = \$ 56.00/m.$$

Costo de barra de 1.80 m -----	\$ 22,000.00
Por afilado 20% -----	<u>4,400.00</u>
	\$ 26,400.00

Costo de barra por metro:

$$\frac{\$ 26,400.00}{300.00m} = \$ 88.00/m.$$

Se tienen 22 barrenos de 1.80 m cada uno, con 1.60 m - de avance efectivo.

Por cada barreno; .90 m se dará con rompedor y .90 m - con barra larga.

$$\frac{\$ 56.00 \times .80 \times 22}{1.60 \text{ m}} = \$ 616.00$$

$$\frac{\$ 88.00 \times .80 \times 22}{1.60 \text{ m}} = \frac{\$ 968.00}{\$ 1,584.00/m \text{ de Avance.}}$$

V.1.3.4.- CALCULO DE COSTO POR EL EQUIPO UTILIZADO.

Una perforadora Puma BBC 16W de Atlas Copco de 90 ft³/min. de aire comprimido, con empujador neumático de 52" y lubricador.

Costo del equipo ----- \$ 1'159,200.00

Depreciación a 3 años:

Considerando 300 días por año:

$$\frac{\$1'159,200.00}{300 \times 3 \text{ años}} = \frac{\$1'159,200.00}{900 \text{ días}} = \$1,288.00/\text{día}$$

$$= \$1,288.00/2 \text{ turnos.}$$

Se considera un avance de 1.60 m en dos turnos:

$$\frac{\$1,288.00}{1.60 \text{ m}} = \underline{\$805.00/\text{m de Avance.}}$$

Mantenimiento y Refacciones: 50% del costo del equipo.

$$\$1'159,200.00 \times .5 = \$579,600.00$$

$$\frac{\$579,600}{300 \times 3} = \frac{579,600}{900} = \$644.00$$

$$\frac{\$644.00}{1.60 \text{ m}} = \$402.50/\text{m de Avance.}$$

V.1.3.5.- CALCULO DEL COSTO POR CONSUMO DE AIRE COMPRIMIDO.

Se cuenta con un compresor con capacidad de 1200 ft³/-
min. de aire comprimido, con motor de 300 HP.

Depreciación del compresor a 5 años.

Costo del compresor ----- \$4'000,000.00

Costo de instalación 25% ----- \$1'000,000.00

Mantenimiento y Refacciones 50% - \$2'000,000.00

Entonces:

$$\frac{\$4'000,000.00}{300 \times 5 \text{ años}} = \frac{\$4'000,000.00}{1500 \text{ días}} = \$2'666.66/\text{día}$$

\$2,666.66/2 turnos.

Mantenimiento y refacciones 50% ---- \$1,333.33/2 tur--
nos.

Instalación 25% ----- \$666.66/2 turnos.

Cálculo de energía:

1 Hp = .746 KW.

2 turnos de 7 horas.

Potencia del motor 300 Hp

$$300 \text{ Hp} \times .746 \frac{\text{KW}}{\text{Hp}} = 223.80 \text{ HWh}$$

223.80 x 14 horas = 3,133.2 KWh.

Costo por KWh de energía = \$1.40

3133.2 KWh x \$1.40 = \$4,386.48/día

= \$4,386.48/2 turnos

Mano de obra:

Un compresorista por turno:

2 compresoristas: \$430.00 x 2 = \$860.00/2 turnos.

Costo por lubricantes, se estima \$200.00/2 turnos.

Resumen:

Compresor incluyendo instalación, mantenimiento,

y refacciones ----- \$ 4666.65

Energía ----- 4386.48

Mano de obra ----- 860.00

Lubricantes ----- 200.00

\$10,113.00/2 turnos.

Costo por millar de aire comprimido:

Trabajando el compresor dos turnos = 14 horas.

1200 ft³ x 60 min = 72,000 ft³/hora

72,000 ft³/hora x 14 horas = 1'008,000 ft³

De donde se tienen 1,008.00 millares de ft³ de aire --
comprimido.

Se deduce un 30% por pérdidas en la tubería por fricción o fugas.

$$1008.00 \times .30 = 302.40$$

$$1008.00 - 302.4 = 705.60 \text{ millares de ft}^3.$$

Entonces:

$$\frac{\$10113.13}{705.6} = \$14.33/\text{millar}$$

Considerando 4 horas efectivas de consumo de aire comprimido (barrenar, soplar etc.).

$$90 \text{ ft}^3/\text{min} \times 240 \text{ min} = 21,600 \text{ ft}^3$$

$$\frac{21,600}{1,000} \times \$14.33 = \$309.52$$

$$\frac{\$309.52}{1.60 \text{ m}} = \$193.45/\text{m de Avance.}$$

V.1.3.6.- CALCULO DEL COSTO DE TUBERIA Y MANGUERAS PARA EL AIRE COMPRIMIDO Y AGUA.

Para el aire comprimido se utilizará tubería de 2" \emptyset y manguera de 1" \emptyset .

Para el agua se utilizará tubería de 1" y manguera de 1/2" \emptyset .

Costo de la tubería:

Tramo de 6.00 m de tubo de 2" -----	\$ 4,140.00
Tramo de 6.00 m de tubo de 1" -----	<u>1,620.00</u>
	\$ 5,760.00

Para coples, válvulas y accesorios; 30%:

$$\$ 5760.00 \times 1.30 = \$ 7,488.00$$

Por tratarse de un material susceptible de recuperarse se amortizará a dos años:

$$\frac{\$ 7,488.00}{300 \times 2} = \frac{7488.00}{600} = \$12.48/\text{día (2 turnos)}.$$

Mano de obra:

Un tubero -----	\$ 400.00/turno
Un ayudante -----	<u>300.00</u>
	\$ 700.00/turno.

Por instalación y desmantelamiento de tubería; se consideran dos turnos:

$$\$700.00 \times 2 = \$1400.00$$

$$\text{Entonces } \$12.48 + \$1400.00 = \$1412.48$$

$$\frac{\$1,412.48}{1.60 \text{ m}} = \underline{\$882.80/\text{m de Avance.}}$$

V.1.3.7.- COSTO DE MANGUERAS.

15.00 m de manguera de 1" -----	\$25,650.00
15.00 m de manguera de 1/2" -----	<u>\$12,150.00</u>
Total	\$37,800.00

Se estimaruna duración de cuatro meses ó sea 100 días

$\$37,800.00 = \$378.00/\text{día}$ (2 turnos).

$\frac{\$378.00}{1.60 \text{ m}} = \underline{\$236.25/\text{m}}$ de Avance.

V.1.3.8.- ESTIMACION DEL COSTO POR HERRAMIENTAS.

Por uso y desgaste de picos, barras, llaves stilson, etc. se estima un costo de \$1000.00 por mes; (25 días laborales).

$\frac{\$1000.00}{25 \text{ días}} = \$40.00/\text{día}$ (2 turnos).

$\frac{\$40.00}{1.60 \text{ m}} = \underline{\$25.00/\text{m}}$ de Avance.

V.1.3.9.- Estimación del costo de escalereado y Colocación de maderas, incluyendo materiales como clavos, cadenas, etc. y su acarreo.

Por ser un trabajo que no se realizará en todos los -- turnos, se estimará como el 50% del costo por concepto de tubería.

Entonces: $\$882.80 \times .50 = \underline{\$441.40/m}$ de Avance.

V.1.3.10.- ESTIMACION DEL COSTO DE REZAGADO Y ACARREO.

Como el contrapozo será colado dentro del rebaje, entonces, se obtendrá mineral, el cual será rezagado con el cavo 310 a la alcancía y de ahí será acarreado por las conchas. En caso de que este material fuese tepetate, se aplanillará - en el mismo rebaje como relleno.

De consideraciones anteriores, se estima el mismo costo de rezagado y acarreo de \$35.00/tonelada.

Entonces: $1.80 \times 1.80 \times 1.60 \text{ m} = 5.18 \text{ m}^3$

$5.18 \times 2.6 = 13.46$ toneladas.

$13.46 \times \$35.00 = \underline{\$471.10/m}$ de Avance.

V.1.3.11.- RESUMEN DE COSTO DE CUELE DEL CONTRAPOZO (TEPETATE RA) POR METRO DE AVANCE.

Explosivos -----	\$1,288.75/m de avance		
Mano de obra -----	1,000.00 " " "		
Barrenas -----	1,584.00 " " "		
Equipo -----	805.00 " " "		
Mantenimiento y Refacciones -----	402.50 " " "		
Aire comprimido -----	193.45 " " "		
Tuberías -----	882.80 " " "		
Mangueras -----	236.25 " " "		
Herramientas -----	25.00 " " "		
Escalereado y Madera -----	441.40 " " "		
Rezagado y Acarreo -----	<u>471.10</u> " " "		
			<u>\$7,330.25/m de Avance</u>

Total \$7,330.00; a este costo se le sumará el 10% por concepto de imprevistos, más el 30% por inflación:

$$\$7,330.00 + 10\% + 30\% = \$10,300.00$$

$$\text{total} = \$10,300.00$$

V.2.- COSTO DE TUMBE.

Explotación de la "zona sur", comprendida entre el nivel 6 y el nivel Capire, empleando el método de corte y relleno.

Para la explotación de cada rebaje, que deberá dar una

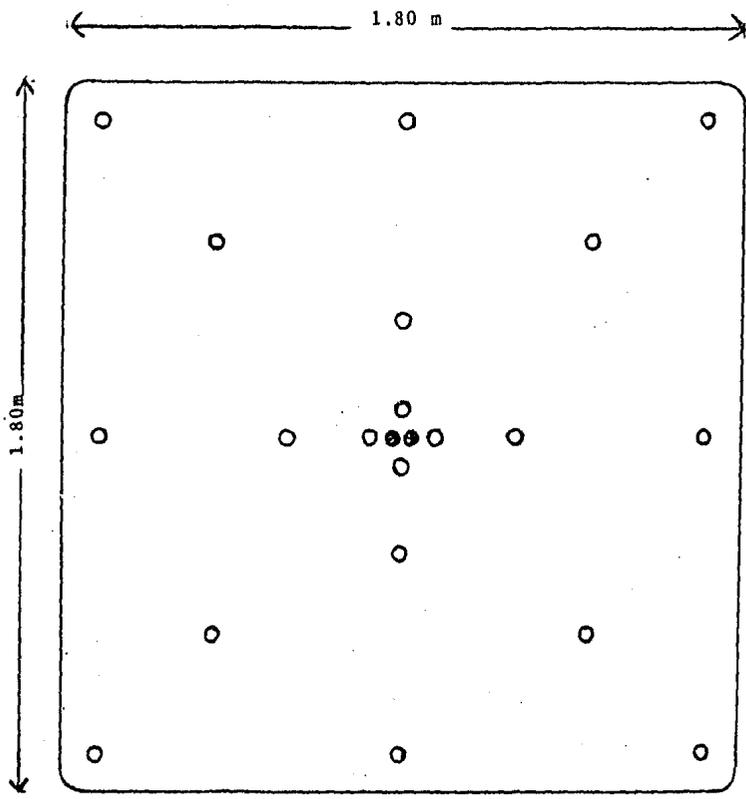


Fig. V-3.- Plantilla de barrenación para contrapozo central en rebajes (tepetatera).

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Plantilla de barrenación para contrapozo de 1.80 x 1.80 m	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. Lorenzo Cruz Lopez	AGOSTO 1984

producción de 80 ton. diarias, se requerirá el siguiente ----
equipo:

Un autocargador neumático 310 Atlas Copco.

Cuatro perforadoras Gardner Denver S 58 F.

Un winche MHB-43 Atlas Copco.

Barrenas integrales de 6' de largo.

Cada cuadrilla estará integrada por:

4 Perforistas.

1 Operador del auto cargador.

2 Ayudantes del perforista.

1 Winchero.

1 Peón.

TOTAL 9 hombres.

Para la barrenación se cuenta con un patrón que pueda-
aplicarse en todos los casos:

Distancia entre barrenos: 0.75 m

Angulo de barrenación: 65°

Diametro del barreno: 7/8"

Longitud del barreno: 6'

Espaciamiento entre hiladas de barrenos: 0.80 m.

Distribución de barrenos: tresbolillo.

Cada perforadora puede dar 25 barrenos por turno, suficientes para tumbar 25 ton diarias; por lo que tendremos una producción de 110 ton. al día, de las cuales sólo se extraerán 80 ton, quedando 20 ton como "stock" para iniciar la operación al siguiente día.

Cálculo del "FACTOR DE TONELAJE".

A = Distancia entre barrenos = 0.75 m

B = Espaciamiento entre hiladas = 0.80 m

C = Profundidad del barreno considerando el ángulo de barrenación (65°) = 0.63 m

V = Volumen de roca tumbada = 0.75 m x 0.80 m x 0.65 m
= 0.39 m³.

Peso específico de la roca = 2.6

FACTOR = 0.390 m³ x 2.6 = 1.01 ton/m

De donde se determinó que sólo se requiere de un turno para explotar las 80 toneladas.

V.2.1.- COSTO POR CONCEPTO DE EXPLOSIVO.

<u>Material</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Costo Unid.</u>	<u>Costo Total</u>
Bombillos	25	\$15.0	\$ 375.0
Cañuela	42.5 m	\$ 9.0	\$ 382.5
Thermalite	12.5	\$45.6 x	\$ 570.0
Fulminantes	25	\$ 8.9	\$ 222.5
Mexamón	25 kg	\$30.0	\$ 750.0
Conectores	25	\$16.2	\$ 405.0
		Total	\$2705.0

Se tumban 100 ton/día con cuatro equipos; por lo que -
el costo por ton, es:

$$\$ 2705.0/25 \text{ ton} = \$ 108.20 \text{ por ton.}$$

V.2.2.- COSTO POR CONCEPTO DE BARRENAS.

<u>Material</u>	<u>Costo</u>
Barrena integral de 6' X 7/8"	\$ 20780.00
Por afilado 20%	<u>4156.00</u>
	\$ 24936.00

La vida promedio de la barrena es de 300 m barrenados-
y al día se dan 100 barrenos de 1.80 m por lo tanto:

$$100 \text{ barrenos} \times 1.80 \text{ m} = 180.0 \text{ m barrenados}$$

\$ 24936.0/300 m = \$ 83.12 por metro

\$ 83.12 x 180 m = \$ 14961.60, tumbando 100 ton.

\$ 14961.68/100 ton = \$ 149.66 por ton.

V.2.3.- COSTO POR CONCEPTO DE MANO DE OBRA.

<u>Personal</u>	<u>Salario básico + bonificación.</u>
4 Perforistas	\$ 2240.00
4 Ayud. de perforista	\$ <u>1840.00</u>
Total	\$ 4080.00

\$ 4080.00/100 ton = \$ 40.80 por ton.

V.2.4.- COSTO POR CONCEPTO DE MANGUERAS.

<u>Material</u>	<u>Costo</u>
15 m de manguera de 3/4"	\$ 25650.0
15 m de manguera de 1/2"	\$ <u>12150.0</u>
Total	\$ 37800.0

El tiempo de depreciación de las mangueras es de 8 meses.

8 meses x 25 días = 200 días = 200 turnos.

\$ 37800.0/200 turnos = \$ 189.0 por turno

\$ 189.0/100 ton = \$ 1.89 por ton.

V.2.5.- COSTO POR CONCEPTO DE HERRAMIENTAS.

Comprende el uso de: palas, picos, llaves, alambre, soplador, marros, etc., y asciende en promedio a \$ 33.0 diarios

\$ 33.0/100 ton = \$ 0.33 por ton

V.2.6.- COSTO POR CONCEPTO DE TUBERIA.

	Costo.
6 m de tubería de 2"	\$ 4140.00
6 m de tubería de 1"	<u>1620.00</u>
	\$ 5760.00

Para coples, válvulas, reducciones etc., 30% del costo

\$ 5760.00 X 1.30 = \$ 7488.00

Por tratarse de un material susceptible de recuperarse se amortizará a dos años:

$$\frac{\$ 7488.00}{300 \times 2} = \frac{7488.00}{600 \text{ días}} = \$ 12.48/\text{día (un turno)}$$

Mano de obra para el acarreo, instalación y desmantelamiento de tubería:

Un tubero -----	\$ 400.00/turno
Un ayudante -----	<u>300.00</u> "
	\$ 700.00/turno.

Entonces: \$ 12.48 + \$ 700.00 = \$ 712.48/turno

$\frac{712.48}{100 \text{ ton}} = \$ 7.12/\text{ton.}$

Considerando dos líneas de tubería para la eficiencia del aire comprimido:

$\$ 7.12 \times 2 = \underline{\$ 14.24/\text{ton.}}$

V.2.7.- COSTO POR CONCEPTO DE LUBRICANTE.

Una perforadora consume en promedio 10 lts de lubricante al mes, de donde tenemos:

10 lts/25 días = 0.4 lts diarios

El costo de un litro de lubricante Rock Drill EP-H es de \$ 104.0

\$ 104.0, por lo tanto 0.4 lts X \$ 104.0 = \$ 41.6

La perforadora tumba 25 ton por turno:

$$\$.41.6/25 \text{ ton} = \$ 1.66 \text{ por ton.}$$

V.2.8.- COSTO POR CONCEPTO DE MAQUINA PERFORADORA.

El costo de la perforadora es de \$1159,200.00, incluyendo la pierna neumática, y se le asigna un tiempo de depreciación de 4 años.

$$4 \times 12 \text{ meses} \times 25 \text{ días} = 1200 \text{ días.}$$

$$\$1159,200.00/1200 \text{ días} = \$ 966.0 \text{ por día}$$

La perforadora tumba 25 ton al día, de donde:

$$\$ 966.0/25 \text{ ton} = \$ 38.64 \text{ por ton.}$$

V.2.9.- COSTO POR CONCEPTO DEL MANTENIMIENTO DE LA PERFORADORA.

Se calcula que el mantenimiento de la perforadora será del 40% de su valor durante el tiempo que dura su depreciación.

$$\$ 1159200.0 \times 40\% = \$ 463680.0 \text{ durante } 1200 \text{ días.}$$

$$\$ 463680.0/1200.0 = \$ 386.4 \text{ diarios.}$$

$$\$ 386.4/25 \text{ ton} = \$ 15.45 \text{ por ton.}$$

V.2.10.- COSTO POR CONCEPTO DE AIRE COMPRIMIDO.

El consumo promedio de aire de la perforadora es de 90 ft³/min a una presión de 80 - 85 lb/in².

Se obtuvieron los siguientes tiempos de barrenación:

para cada barreno de 6' de largo 5 min
 para soplar y cambiar de posición en cada barreno 2 min
 para ventilar el rebaje 10 min

La plantilla de barrenación consta de 25 barrenos:

25 barrenos X 5 min = 125 min

25 barrenos X 2 min = 50 min

Ventilar rebaje = 15 min

Total = 190 min

190 min equivalentes al trabajo de la perforadora, donde:

$190 \text{ min} \times 90 \text{ ft}^3 = 17100 \text{ ft}^3$

El costo calculado por millar de ft³ / min es de \$24.0

$17,100 \text{ ft}^3 / \text{min} \times \$ 24.0 = \$ 410.40$

$\$ 410.4 / 25 \text{ ton} = \$ 16.41 \text{ por ton}$

V.2.11.- COSTO POR CONCEPTO DE ACARREO.

Para determinar el costo estandar en el nivel "CAPIRE" se considera como base los datos estadísticos de otras minas que operan en condiciones semejantes en cuanto a acarreo por locomotora.

El costo promedio investigado fué de \$35.0 por ton.

V.2.12.- COSTO POR CONCEPTO DE RELLENO CON TEPETATE.

Este costo resulta igual al del acarreo, es decir, de \$35.0 por ton.

V.2.13.- COSTO POR SUPERVISION.

Para la supervisión se deberá contar con el siguiente personal:

1 Jefe de mina	\$ 50,000.00	mensual
1 Jefe de turno	\$ 40,000.00	"
2 Cabos de mina	<u>\$ 30,000.00</u>	"
Total	\$ 120,000.00/mes	

\$ 120,000.00/25 días = \$ 4800.00/ día

El rebaje produce 100 ton / día.

\$ 4800.00/100 ton = \$ 48.00 por ton.

V.2.14.- COSTO POR CONCEPTO DE REZAGADO.

a) Mano de obra

operador salario básico + bonificación

1 ----- \$ 780.00

Producción 100 ton diarias; por lo que se tiene un cos
to de:

\$ 780.00/100 ton = \$ 7.80 por ton.

b) Equipo: Un autocargador.

Depreciación del autocargador:

El autocargador tiene un costo de \$5000,000.00 y se -
deprecia en 4 años.

\$5,000,000.00/4 años = \$ 1'250,000.00 por año

\$ 1'250,000.00/300 días = \$ 4166.66 por día

\$ 4166.66/100 ton = \$ 41.66 por ton

c) Mantenimiento:

Se considera el 100% de la depreciación.

\$ 41.66 por ton.

d) Equipo auxiliar:

Mangueras y tubería.

Por este concepto se tiene un costo de \$ 159.00 por --
ton.

e) Aire comprimido:

Este equipo consume 8 m^3 por min (282 ft^3 min) y el --
costo por millar de ft^3 de aire es de \$ 21.00.

Para el cálculo del consumo de aire en el día conside-
raremos que trabaja las 6 horas efectivas.

$6 \text{ hr} \times 60 \text{ min} = 360 \text{ min}.$

$360 \text{ min} \times 282 \text{ ft}^3/\text{min} = 101520 \text{ ft}^3 \times \$ 21.00 = \$ 2131.$

92.

$\$ 2131.92/100 \text{ ton} = \$ 21.31 \text{ por ton.}$

El costo total por rezagado es de: \$ 271.43 por ton.

V.2.15.- COSTO POR CONCEPTO DE ANILLADOS Y CAMINO.

Este costo se calculó en base a datos estadísticos de -
la compañía y resulto ser de \$ 156.00 por ton.

V.2.16.- COSTO POR CONCEPTO DE AGUA.

El agua para barrenación es suministrada desde la planta metalúrgica distante 12 km de la mina mediante camiones -- cisterna, se estima que por este concepto, se tiene un costo de -- \$ 2.00 por ton.

V.2.17.- COSTO POR CONCEPTO DE FLETE.

La tarifa en ferrocarril por ton-Km es de \$ 2.20, y la distancia entre la estación Naranjos y la fundición de San -- Luis Potosí es aproximadamente de 700 Km.

Costo: $700\text{Km} \times \$2.20 = \1540.00 por ton.

V.2.18.- RESUMEN DE LOS COSTOS DE TUMBE POR TON.

a).- Explosivos -----	\$ 108.20
b).- Barrenas -----	\$ 149.61
c).- Mano de obra -----	\$ 40.80
d).- Mangueras -----	\$ 1.89
e).- Herramientas -----	\$ 0.33
f).- Tuberia -----	\$ 14.24
g).- Lubricante -----	\$ 1.66
h).- Máquina perforadora -----	\$ 38.64
i).- Mantenimiento perforadora -----	\$ 15.45
J).- Aire comprimido -----	\$ 16.41
k).- Acarreo -----	\$ 35.00
l).- Relleno -----	\$ 35.00
m).- Supervisión -----	\$ 48.00
n).- Rezagado -----	\$ 271.43
o).- Anillados y caminos -----	\$ 156.00
p).- Agua -----	\$ 2.00
q).- Flete -----	<u>\$ 1540.00</u>
	Total por ton \$ 2474.66
	= \$ 2500.00

Total = \$ 2500.00, a este costo se le sumará el 10% --
por imprevistos más 30% por concepto de inflación:

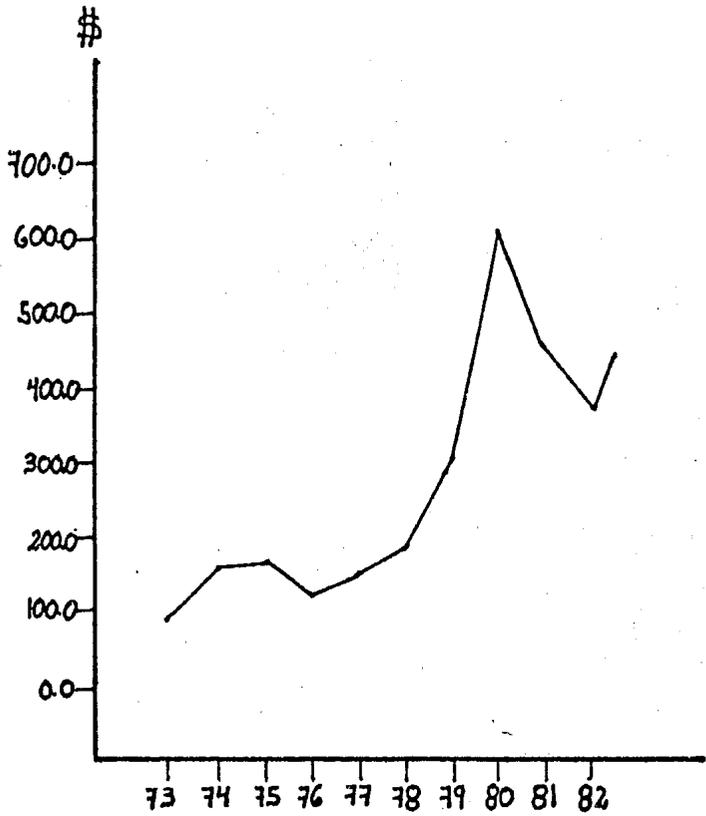
$$\text{\$ } 2500.00 + 10\% + 30\% = \text{\$ } 3500.00 \text{ por ton.}$$

V.4 COTIZACIONES DE LOS METALES Y
PROFORMAS DE LIQUIDACION.

V.4.1.- COTIZACIONES DE LOS METALES.

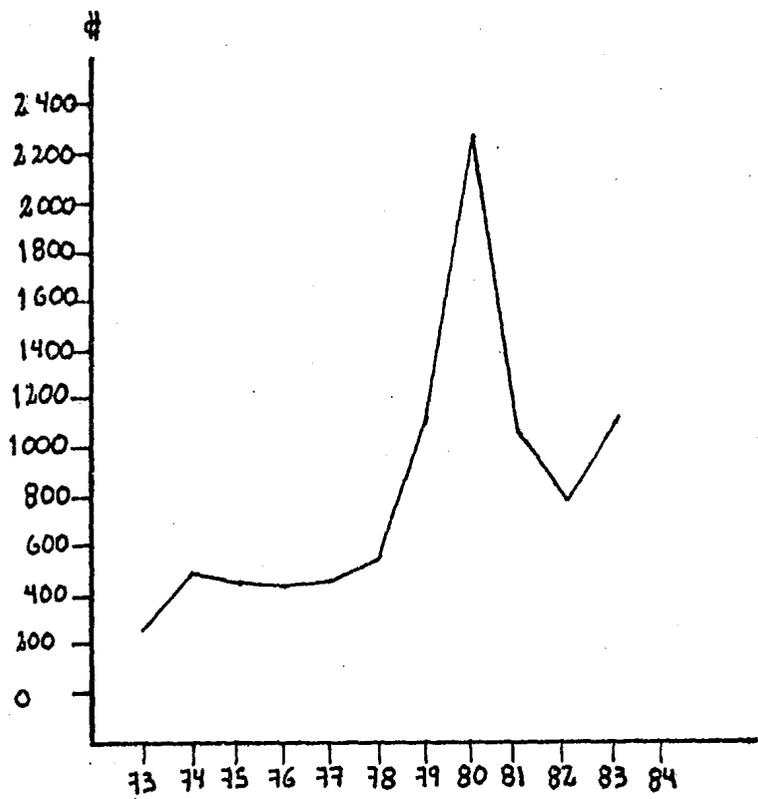
Las cotizaciones del oro, plata y cobre de los últimos 10 años se muestran en las siguientes gráficas. ⁽¹⁾ Estas cotizaciones muestran una tendencia general a la alza.

(1) Fuente: Metals Week.



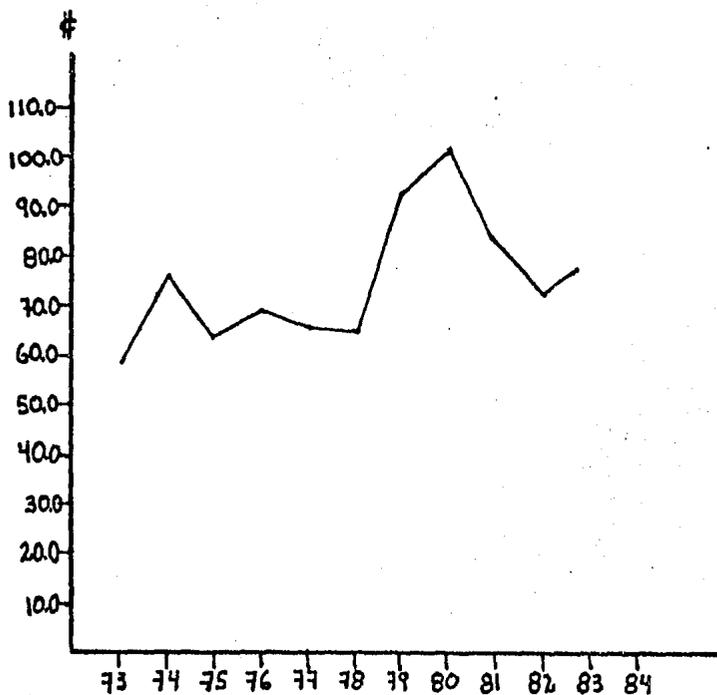
Grafica 1. Comportamiento gráfico de la cotización del oro.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Tendencia gráfica del Oro. Fuente: Metals Week.	
EXAMEN PROFESIONAL.	ESCALA: SIN ESCALA
D. CARLOS ALFONSO G. Lorenzo Cruz Lopez	AGOSTO 1981



Gráfica 2. Comportamiento gráfico de la cotización de la plata.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA	
Tendencia gráfica de la plata. Fuente: Metals Week.	
EXAMEN PROFESIONAL	ESCALA: SIN ESCALA
J. Daniel Alonso G. Lorenzo Cruz López	AGOSTO 1984



Grafica 3. Comportamiento gráfico de la cotización del cobre.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

Tendencia gráfica del cobre.
Fuente: Metals Week.

EXAMEN PROFESIONAL ESCALA: SIN ESCALA

J. Rafael Alonso G. AGOSTO 1984
Lorenzo Cruz Lopez

V.5 COTIZACIONES INTERNACIONALES
(1)

AÑO	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980	1981	1982
METAL										
ORO *	97.58	159.615	161.165	124.939	147.978	193.436	307.615	612.509	459.614	376.010
PLATA**	255.756	470.798	441.852	435.346	462.302	540.089	1109.418	2063.157	1051.837	794.728
COBRE***	58.865	76.694	63.535	68.824	65.808	65.510	92.334	101.416	83.744	72.909

* DOLARES POR ONZA TROY

** CENTAVOS DE DOLAR POR ONZA TROY

*** CENTAVOS DE DOLAR POR LIBRA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA

DE MEXICO

COTIZACIONES INTERNACIONALES

ORO - PLATA - COBRE

(1) FUENTE: METALS WEEK

V2.- PROFORMA DE LIQUIDACION DE MINERAL (ORO, PLATA Y COBRE)

ENSAYE:

Au	Ag	Cu
gr/ton	gr/ton	%
5.75	50.0	1.67

PAGOS:

<u>Precios</u>	<u>Contenidos</u>	<u>importe (dólares)</u>
dólares/onza - Au (400.00)	5.75	\$ 73.95
dólares/onza - Ag (10.00)	50.00	\$ 16.07
centavos U.S/lb - Cu (0.70)	14.0	<u>\$ 21.60</u>
	Total por ton	\$111.62

DEDUCCIONES:

beneficio -----	\$ 70.01
r y e -----	\$ 2.10
arsénico -----	\$ 1.00
insoluble -----	<u>\$ 0.80</u>
Total por ton	\$ 73.91

VALOR NETO POR TONELADA

valor -----	\$ 37.71 M.A.
valor pesos mexicanos -----	\$ 6,410.70

V.5.- CALCULO DE LA INVERSION TOTAL EN LA MINA

EQUIFOS:	Costo (*)
1.- Cabo neumático 310 Atlas Copco -----	\$ 5,000,000.00
2.- Winche neumático Atlas Copco -----	\$ 500,000.00
3.- 2 Locomotoras Mancha's de 1.5 ton -----	\$ 6,000,000.00
4.- 8 Carros mineros de 1 ton -----	\$ 800,000.00
Total equipo	\$12,300,000.00

V.6.- FLUJO DE CAJA DESCONTADO

El flujo de caja descontado es la utilidad de la compañía más el cargo de depreciación, después de haber descontado el costo total de la operación.

DATOS BASICOS

- 1.- Reservas mineras de la "zona sur" ----- 240,000 ton
- 2.- Explotación de la zona por el método de "corte y relleno"
- 3.- Vida estimada de la mina (zona sur) ----- 10 años
- 4.- Inversión total en la mina ----- \$ 14,427,233.
- 5.- Tasa de oportunidad ----- 50% anual
- 6.- Tipo de cambio peso-dólar ----- \$ 170.0 a \$ 1.0
- 7.- Tiempo de depreciación del equipo ----- 4 años.
- 8.- Costo total por ton ----- \$ 3500.00

OBRAS DE PREPARACION:

1.- 2 contrapozos inclinados de 1.5 X 1.5 m de sección y 5.5m de longitud a \$ 7200 m de avance -----	\$ 39,600.00
2.- Frente de preparación de 1.8 X 2.0 m de sección y 20.0 m de desarrollo a \$ 9400.00 m de avance ---	\$ 188,000.00
3.- Contrapozo para tepetatera de 1.80 X 1.80 de sección y -- 30.0 m de longitud a \$ 10,300.00 m de avance	\$ 309,000.00
4.- "Glory hole" para introducir tepetate desde la superficie al nivel "32" desarrollo de 35.0 m \$ 10,300.00 el metro de avance -----	\$ 360,500.00
5.- Vía calibre 24 para el nivel "32" incluyendo colocación -----	\$ 1,000,000.00
6.- Construcción de viviendas -----	\$ 450,000.00
total obras de preparación -----	\$ 2,347,100.00
 Inversión total -----	<u>\$ 14,647,100.00 M.N.</u>
Inversión total en dólares ----	\$ 86,160.00 U.S.

(*) precios estimados considerando una inflación del 80% sobre los precios de 1982.

V.6.1.- ANALISIS FINANCIERO

DATOS

a).- Valor de una ton de mineral	\$ 37.71	dólares.
b).- Reservas mineras	240,000	ton.
c).- Producción anual	24,000	ton.
d).- Vida de la mina (zona sur)	10	años.
e).- Inversión total mina	\$ 86,160.00	dólares.
f).- Costo por ton (tumbe, acarreo, flete, etc.)	\$ 20.58	dólares.
g).- Tiempo para depreciar el equipo	4	años.
h).- Tasa de oportunidad	50%	anual.

MILES DE DOLARES

UTILIDAD ANUAL BRUTA	\$ 905.040
COSTO DE EXPLOTACION + FLETE	\$ 494.117
DEPRECIACION DEL EQUIPO	\$ 18
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTO	\$ 392.923
IMPUESTO + PARTICIPACION (42% + 8%)	\$ 196.461
UTILIDAD NETA ANUAL	\$ 196.461

V.6.2.- FLUJO DE CAJA DESCONTADA

V.6.3.- INDICES ECONOMICOS

V.6.2 Flujo de caja descontada

CANTIDADES EN MILES DE DOLARES

AÑO	INVERSION A	UTILIDAD NETA ANUAL B	DEPRECIACION ANUAL C	MOVIMIENTO DE CAJA D	FACTOR i=50 % E	MOVIMIENTO DE CAJA DES- CONTADA F= D x E
0	86.160			- 86.160		- 86.160
1		196.461	18.0	214.461	0.666	142.831 (1)
2	3.156	196.461	18.0	211.305	0.444	93.819
3	3.156	196.461	18.0	211.305	0.296	62.546
4	3.156	196.461	18.0	211.305	0.197	41.627
5	3.156	196.461		193.305	0.131	25.323
6	3.156	196.461		193.305	0.087	16.817
7	3.156	196.461		193.305	0.058	11.211
8	3.156	196.461		193.305	0.039	7.538
9	3.156	196.461		193.305	0.026	5.025
10	3.156	196.461		196.461	0.017	3.339

UTILIDAD
A FAVOR \$ 323.916

(1) AÑO EN QUE EL MOVIMIENTO DE CAJA SUMA CERO ALGEBRAICAMENTE
Pc. = 7 MESES, 7 DIAS

V.6.3.- INDICES ECONOMICOS

RENTABILIDAD DE LA INVERSION

$$R = \sqrt[n]{\frac{\sum I_k (1+i)^{n-k}}{C}} - 1$$

donde:

R = rentabilidad de la inversión

I_k = ingreso en el año k

C = inversión

i = interes

$$= 196.461 (38.443) + 196.461 (25.628) + 196.461 (17.086) + \\ 196.461 (11.390) + 196.461 (7.600) + 196.461 (5.062) + \\ 196.461 (3.375) + 196.461 (2.250) + 196.461 (1.500) + \\ 196.461$$

$$= 7552.550 + 5034.902 + 3356.732 + \\ 2237.690 + 1493.103 + 994.485 + \\ 663.055 + 442.037 + 294.691 + \\ 196.461$$

$$= 22265.706$$

$$R = \sqrt[10]{\frac{22265.706}{86.160}} - 1$$

$$\underline{\underline{R = 74.27\%}}$$

PERIODO DE CANCELACION

$$Pc = \frac{86.160}{143.831} = 0.599$$

$$\underline{\underline{Pc = 7 meses 5 dias}}$$

C A P I T U L O VI
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VI.1.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES:

a) Geología.

1.- En la actualidad, todas las obras mineras se han realizado en la zona de oxidación; por lo cual, es de esperarse la existencia de una zona de cementación con posible enriquecimiento supergenético a profundidad.

2.- Los agrupamientos de minas descritos se ubican, sin excepción, en la zona del contacto intrusivo-caliza, observándose que los depósitos minerales ocurren en o cerca del mismo contacto: en algunos casos tienden a localizarse preferentemente hacia el intrusivo, como el caso del agrupamiento Guadalupe y, en otros, hacia la zona de roca caliza, en el caso del agrupamiento Carmen.

Dado el gran desarrollo lineal del mencionado contacto es de esperarse localizar nuevos depósitos en las zonas intermedias localizadas entre los diversos agrupamientos de minas.

3.- El control estructural de la mineralización lo constituye el contacto intrusivo caliza, así como también las fracturas localizadas tanto en el intrusivo como en la caliza; por lo que es conveniente investigar con más detalle

dichas fracturas, particularmente las que presentan indicios de mineralización.

4.- Se estima que existen dos tipos de mineralización en el distrito minero de Mezcala, uno esencialmente auro-argentífera factible de tratamiento metalúrgico por proceso de cianuración, debido a su bajo contenido en carbonatos de cobre; y otro, mineralización esencialmente cuprífera, cuyo tratamiento metalúrgico, por tratarse de carbonatos y óxidos debe investigarse (lixiviación con anhídrido sulfuroso).

b).- Conclusiones mina.

1.- Gran parte de las obras mineras se encuentran abandonadas, lo que ha ocasionado su deterioro y hundimiento de algunas de ellas.

2.- La explotación actual resulta intermitente debido a la falta de planeación en la operación.

3.- La explotación se ha venido realizando en zonas de alta ley empobreciendo al yacimiento.

4.- El proyecto de explotación propuesto contempla una explotación racional y una producción más regular.

5.- Con el método de corte y relleno se asegura una recuperación del depósito mineral del 90%.

6.- El estudio de viabilidad proporciona una base para la ejecución del proyecto, que deberá ajustarse en el momento que se decida aprobarlo.

RECOMENDACIONES

a) Geología.

1.- Se recomienda, para incrementar las reservas positivas de mineral cianurable con bajo contenido de cobre, realizar una obra hacia el sur en la mina de Alianza #4, ya que estaría dirigida hacia la zona de contacto, en donde podrían encontrarse mejores leyes.

2.- De acuerdo con los procesos geológicos secundarios que actuaron sobre el yacimiento, se estima que existen zonas de enriquecimiento supergénético a profundidad, por lo que es recomendable realizar exploración indirecta de barrenación en el interior de la mina con recuperación de núcleo, para investigar esta posibilidad. Los lugares apropiados por las características estructurales y geológicas de la mina para realizar esta exploración, son Alianza 000 y Nivel 6.

3.- En áreas cercanas al distrito minero de San Pedro se presentan condiciones geológicas superficiales similares, por lo que mediante la realización de obras de exploración de baja inversión, se incrementarían notablemente las reservas en caso de encontrar mineralización en los alrededores.

4.- Se recomienda realizar barrenaciones profundas de diamante con recuperación de núcleos, para determinar la

existencia posible de mineral de cobre diseminado de baja ley, ya que las evidencias geológicas superficiales, la mineralogía del yacimiento y los procesos genéticos inherentes al mismo, sustentan dicha posibilidad.

Recomendaciones mina.

1.- Por las características geológico-mineras del yacimiento se recomienda emplear el método de explotación de corte y relleno con tepetate para la extracción del yacimiento.

2.- En el capítulo tercero se plantea y recomienda la integración del campamento minero para albergar a la gente que vive en los poblados de Xochipala y Carrizalillo, por carecer de servicios de transporte hacia estos lugares.

3.- El problema metalúrgico ocasionado por la presencia de carbonatos para el proceso de lixiviación con cianuro de sodio, debe investigarse. Se recomienda se haga una investigación sobre lixiviación con anhídrido sulfuroso o, en su caso, una calcinación del mineral con el objeto de oxidar los carbonatos y lograr mejores recuperaciones por el proceso convencional de lixiviación.

4.- En el estudio de viabilidad y en el análisis financiero se trato de proporcionar datos actualizados tanto de costos, como de cotizaciones de los metales; sin embargo,-

como la situación nacional que se vive, con una inflación - aproximada anual del 60%, así como una fluctuación diaria en el precio de los metales, se recomienda que éstos datos sólo sirvan como indicadores de un momento determinado, pero que pueden ser ajustados en el momento que así se requiera para la toma de decisiones del proyecto.

BIBLIOGRAFIA

- ELECCION Y CRITICA DE LOS METODOS DE EXPLOTACION EN MINERIA.
B. Stoces
Ed. Omeha, 1963.
- ELEMENTS OF MINING
Lewis & Clark
3a. Edición, 1964.
- MANUAL DE EXPLOSIVOS DUPON
Ed. C.E.C.S.A., 1973
- MINING ENGINEERING HANDBOOK
Vol. 1 y 2, Cummins Giben
AIME, 1973.
- HANDBOOK OF MINERAL DRESSING
Artur F. Taggart
Wiley Handbook Series, 1945.
- THE MINING CATALOGS
Mc. Graw-Hill Co., 1964
- EXPLOTACION DE YACIMIENTOS CUPRIFEROS EN MEXCALA GRO.
Consejo de Recursos Minerales, 1982.
- CURSO DE LABOREO DE MINAS
L. de la Cuadra
Ed. Gómez Pardo, 1974.
- VOLADURAS DE ROCA
U. Langefors & B. Khlstrom
Ed. Urmo, 1976.
- EXPLOTACION DEL MANTO BABILONIA-BLOK 5-16-75
Ing. Pedro I. García M. & Ing. Eduardo Ramos M.
Geomimet No. 110, Marzo-Abril, 1981.
- Apuntes Varios.