

0160

Facultad de Ingeniería

**Explotación del Apice Mina de Reforma,
Chihuahua**

T E S I S

Que para obtener el título de :

Ingeniero de Minas y Metalurgista

p r e s e n t a :

ARMANDO JAVIER GAMBOA ALANIS



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

A MI QUERIDO PADRE: JESUS ROBERTO GAMBOA
POR SU EJEMPLO, POR SABER SER PADRE.

A MI SEÑORA MADRE: DOÑA NINFA A. DE GAMBOA
POR SU INCANSABLE LUCHA POR SUS HIJOS, Y
POR TODO ESE CARIÑO QUE HA SABIDO PRODIGAR
NOS.

A MIS QUERIDOS HERMANOS, POR ESA UNION QUE
NOS HACE CARACTERISTICOS.

A MIS APRECIADOS TIOS, HERMANOS DE MI MADRE
POR TODO EL APOYO QUE ME HAN BRINDADO.

A SULI, A LAYA MI TIA, POR TODOS SUS CONSENTIMIENTOS.

MI MAS PROFUNDO AGRADECIMIENTO, AL SR.ING.
ARNULFO BERNAL BELTRAN Y A TODOS MIS MAESTROS

A ALFREDO PARRA D. POR SUS LECCIONES
Y APOYO EN LA PRIMERA ETAPA DE MI VIDA
PROFESIONAL.

A CONSOLACION, MI ESPOSA POR SU APOYO
MORAL Y A MI HIJA ANA BELEN POR DORMIR
MIENTRAS MECANOGRABIABAN MI TESIS.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
EXAMENES PROFESIONALES
60-1-125

Al Pasante señor ARMANDO JAVIER GAMBOA ALANIS,
P r e s e n t e

En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el Profesor Ing Arnulfo Bernal Beltrán, para que lo desarrolle como tesis en su Examen Profesional de Ingeniero de Minas y Metalúrgista.

"EXPLOTACION DEL APICE MINA DE REFORMA,
CHIHUAHUA"

- I. Información General y Geológica
- II. Método de explotación actual y sus costos
- III. Explotación del "APICE" y estimación de sus costos
- IV. Beneficio de los minerales
- V. Conclusiones y Recomendaciones

Ruego a usted tomar debida nota de que en cumplimiento de lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses, como requisito indispensable para sustentar Examen Profesional; así como de la disposición de la Dirección General de Servicios Escolares en el sentido de que se imprima en lugar visible de los ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

Atentamente,
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Cd Universitaria, D F, a 12 de mayo de 1977
EL DIRECTOR

ING. ENRIQUE DEL VALLE CALDERON

En
EVC'NRV'mgmv

I N D I C E.

INFORMACION GENERAL.....	1
GEOLOGIA.....	7
DESCRIPCION DEL MINADO ACTUAL.....	17
RITMO DEL DESARROLLO, LA PREPARACION Y LA EXPLOTACION DEL APICE.....	31
PROYECTO DE LA EXPLOTACION DEL APICE Y CALCULO DE SUS COSTOS UNITARIOS...	37
RELLENO HIDRAULICO EN EL APICE.....	81
DESCRIPCION DEL PROCESO ACTUAL EN LA PLANTA DE BENEFICIO.....	86
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	96

EXPLOTACION DEL APICE

MINA DE REFORMA CHIHUAHUA

CAPITULO I
I N T R O D U C C I O N
INFORMACION GENERAL Y GEOLOGICA.

1.1.- GENERALIDADES.

Al empezar el presente proyecto es necesario justificar el nombre de "APICE" ya que geológicamente no corresponde a un ápice o cresta de un anticlinal, en los inicios del reconocimiento geológico regional y ya conociéndose la forma del yacimiento y aparentando éste ser un anticlinal se le denominó ápice, a lo que realmente sería la cima del yacimiento o más sencillamente la parte más alta.

He decidido dejar el nombre de ápice por ser éste -- con el que se le conoce localmente.

La Unidad Minero Metalúrgica "Reforma " pertenece a la Cía., Minera La Campaña, S.A., del grupo Peñoles. En cuyos fondos mineros se encuentra el cuerpo mineral "Reforma" .

1.2.- LOCALIZACION.

La Unidad Minero Metalúrgica Reforma se localiza en el Suroeste del Estado de Chihuahua, a 500 m. y al N25°E del pueblo de La Reforma que pertenece al municipio de Urique.

Geográficamente está situada en el meridiano 108° 08' 50" de longitud Oeste y en el paralelo 26° 57' 32"-- de latitud Norte.

1.3.- VIAS DE COMUNICACION.

Las principales vías de comunicación terrestre son dos: Un camino de terracería que parte de la estación Ing. Luis Covarrubias, del Ferrocarril Chihuahua-Pacífico con rumbo N50°E y 50 km. de longitud, -- transitable la mayor parte del año. El Ferrocarril --

debe abordarse en los Mochis, Sin., por este camino se transportan los concentrados a la Estación.

La otra vía de acceso a la Unidad es; un camino de terracería que entronca con la carretera estatal -- Mochis-Choix, en éste último poblado, el cual tiene 50 km. de longitud y llega hasta el pueblo de La -- Reforma y es transitable sólo durante la época de estiaje.

Otra vía de acceso es la aérea, pues se cuenta con una pista de aterrizaje para avionetas que se localiza a 30 km. de La Unidad, por el camino a la Estación Ing. Luis Covarrubias, habiéndose vuelos regulares de ruta desde la Cd., de Chihuahua.

Además se tiene servicio de correo que está integrado a la red Nacional.

La Unidad Reforma cuenta con servicio de radio que la comunica con Cd., México y con el resto de las -- Unidades del grupo Peñoles, también cuenta con una -- línea telefónica de la Unidad a la Estación.

El clima de la Región es de tipo seco estepario, con lluvias constantes durante los meses de Julio a Septiembre, cuyo promedio anual es de 700 m.m; la máxima temperatura registrada en verano ha sido de 42°C-- y la mínima de un grado sobre cero, y una temperatura media anual de 21°C.

La vegetación en el área es escasa, sólo durante los meses de lluvia es abundante, lo que más predomina -- son amapas, encinos.

1.4.- POBLACION Y CULTURA.

El pueblo de Reforma tiene 1,200 habitantes aproximadamente, cuenta con una Escuela de educación primaria completa y empezó sus funciones en el año de -- 1966. recientemente se inició la educación a nivel -- de Secundaria y ahí imparten cátedra el personal profesional de la Cía., Minera La Campaña, S.A.,

como servicio social cooperando en ésta forma para -
la mejor preparación de los habitantes del lugar .
Economía. La principal fuente de ingresos de la mayo-
ría de los habitantes es la minería, aproximadamente
el 90%, el resto de la fuerza de trabajo se dedica -
a la explotación de la Industria Maderera en los - -
aserraderos de san Fernando y san Vicente.

1.5.- GEOGRAFIA.

1.5.1.- Fisiografía. La república mexicana ha sido -
dividida por diferentes autores en provincias fisio-
gráficas, entre los que se destacan los trabajos rea-
lizados por Ordoñez (1946), Raisz (1959) y Alvarez -
(1961).

La mina Reforma está localizada en la provincia fi-
siográfica de la Sierra Madre Occidental, correspon-
de a la porción occidental del país y está limitada_
por la meceta central por el lado Oriente, por la --
zona desértica de Sonora en la porción Noroccidental
y la llanura costera en la porción central.

Esta provincia se subdivide en tres provincias en la
porción Norte, según Raisz:

- 1.- Tierras altas con cuencas.
- 2.- Meceta Lávica.
- 3.- Montañas alargadas.-

A ésta última subprovincia pertenece el área Reformam.
La provincia de la Sierra Madre Occidental, está cong-
tituida litológicamente por rocas volcánicas, prin-
cipalmente por riolitas y andesitas, cuyas edades --
pertenecen al terciario superior (mioceno), esta - -
secuencia de rocas volcánicas sobre-yace a rocas - -
volcánicas andesíticas y rocas intrusivas que gene-
ralmente son granitos, granodioritas, dioritas y por
fidos cuarzo monsoníticos, ciertas rocas máficas como
basaltos y doleritas se emplazaron como diques, y --
derrames.

Las sierras y valles de ésta subprovincia, corresponden a fallamientos de tipo tafrogénico originando una alternancia de horsts y grabens, siendo -- verdaderos bloques elevados y fosas tectónicas.

La Región montañosa alcanza elevaciones considerables del orden de 3000 m.s.n.m. constituidas en su mayor parte por derrames riolíticos del Terciario. De acuerdo con la clasificación de las provincias fisiográficas de la República Mexicana, hecha por Raisz, el área Reforma se encuentra dentro de la provincia "Cordilleras Sepultadas" que se extiende a lo largo de la costa del Pacífico desde Sonora, pasando por Sinaloa hasta Nayarit, haciéndose más estrecha y menos árida hacia el sur.

Las cordilleras son irregulares y geológicamente complejas, en ésta provincia los detritos provenientes del flanco Oeste de la Sierra Madre Occidental, sepultan a la mayor parte de la Región montañosa del Oeste, de tal manera que solamente las cimas de las cordilleras sobresalen como colinas aisladas.

1.5.2.- GEOMORFOLOGIA. Los rasgos morfológicos son diversos, el área de Reforma está formada por sierras altas y de formas alargadas que se elevan de 700 a 1100 m.s.n.m., las cuales predominantemente -- siguen una orientación de NW-SE y con desniveles -- considerables de más de 200 m. de altura, constituidas litológicamente por rocas plutónicas, metasedimentarias y volcánicas, con rasgos de juventud -- ya que se observa barrancas con abruptas pendientes.

Hacia el Noroeste de la Región, las cadenas montañosas se elevan hasta 3000 m.s.n.m., con fuertes pendientes y profundas barrancas.

Hacia el Sur del área Reforma la zona ha sido modelada a través de los períodos geológicos, observándose en ella una etapa de madurez pues presenta zonas de lomerios suaves con dirección Norte-Sur y esta surcada por barrancas poco profundas. Estos lomerios están cubiertos por una capa de suelo vegetal que suaviza los perfiles agudos. En ésta zona, los rasgos geomórfológicos son en su mayoría redondeados, abundan los sedimentos calcaréos.

Se observan también con frecuencia rasgos subangulosos, en los sitios de intrusiones ignias que abundan en el área y en forma de "stokcs" .

La región, es una zona de montañas que se hallan en su primera y segunda etapa del ciclo geomórgico disectado por corrientes jóvenes y maduras y prominencias redondeadas.

1.5.3.- HIDROGRAFIA.

La Hidrografía de la zona está constituida por una red de arroyos y corrientes mayores, éstas últimas están representadas por los rios Fuerte, Urique, Chínipas y Choix.

El primero nace hacia el Noreste del área reforma y en la parte alta de la Sierra Tarahumara. El Río Urique nace hacia el Este del área, y también en la parte alta de la misma Sierra y es afluente principal del Río Fuerte. El Río Chínipas nace en la parte Noroeste de la misma Sierra y también es afluente del Río Fuerte y por último el Río Choix

que nace en la parte Sur del área y también es --
afluente del Río Fuerte, existen arroyos de corrientes
efímeras que quedan dentro del área, los cuales_
tienen un rumbo predominantemente de NE-SW y son --
los arroyos Reforma, las Juntas, Guamuchil, Del Ga-
llo, de LLuvia de Oro, etc.,

Los rasgos morfológicos del área están asociados --
a la red hidrográfica del Río Fuerte. El sistema --
hidrográfico está compuesto por corrientes de 1er._
orden (Río Fuerte), de 2do. orden (Arroyo Reforma) -
y de 3er. orden (Quebrada Piedra Verde). los cua---
les tienen un patrón que va de erosional (corriente
de 3er. orden) a deposicional (corriente de 1er. --
orden). El patrón de drenaje es detrítico de textu-
ra mediana y detrítico subangular que denota un con
trol tectónico.

CAPITULO II G E O L O G I A

1.1.- GEOLOGIA LOCAL

1.1.1.- Estratigrafía y petrografía. Las rocas que afloran en el área son principalmente metasedimentarias, plutónicas, hipabisales y volcánicas aci--
das.

Rocas Metasedimentarias.

Es una antigua secuencia de calizas y areniscas -- que fueron afectadas por un cuerpo intrusivo de -- composición granodiorítica y representa la causa -- que las convirtió en marmol, tactita y dacita --. El marmol, se encuentra en contacto directo con la granodiorita y representa color gris claro a blanco, textura granoblástica y estructura compacta. -- Se encuentra constituido por calcita y localmente se observan afloramientos de Skarn o tactita de -- granate.

Estratigráficamente arriba del marmol se encuentra una unidad de dacita cuarzo-feldespáticas de color gris verdoso, textura granoblástica y compacta, se encuentra constituida por cuarzo, biotita, epidota, pirita, y calcita.

Con relación al origen ésta roca se formó por metamorfismo de contacto de antiguas areniscas afectadas por un intrusivo granodiorítico.

Rocas Plutónicas.

Las rocas más representativas del área de este grupo es una granodiorita que aflora en gran parte del área.

CAPITULO II

G E O L O G I A

1.1.- GEOLOGIA LOCAL

1.1.1.- Estratigrafía y petrografía. Las rocas que afloran en el área son principalmente metasedimentarias, plutónicas, hipabisales y volcánicas así--
das.

Rocas Metasedimentarias.

Es una antigua secuencia de calizas y areniscas -- que fueron afectadas por un cuerpo intrusivo de -- composición granodiorítica y representa la causa -- que las convirtió en marmol, tactita y dacita .- El marmol, se encuentra en contacto directo con la granodiorita y representa color gris claro a blanco, textura granoblástica y estructura compacta. - Se encuentra constituido por calcita y localmente se observan afloramientos de Skarn o tactita de -- granate.

Estratigráficamente arriba del marmol se encuentra una unidad de dacita cuarzo-feldespáticas de color gris verdoso, textura granoblástica y compacta, se encuentra constituida por cuarzo, biotita, epidota, pirita, y calcita.

Con relación al origen ésta roca se formó por metamorfismo de contacto de antiguas areniscas afectadas por un intrusivo granodiorítico.

Rocas Plutónicas.

Las rocas más representativas del área de éste grupo es una granodiorita que aflora en gran parte del área.

Es de color gris claro con puntos oscuros de textura fanerítica y compacta., megascópicamente se le observan feldespatos potásicos, plagioclasas, cuarzo, biotita y magnetita.

Esta unidad corresponde provablemente al batolito costero del pacífico y representa apófisis de granitos porfídicos que representan color rosado, textura porfídica con matriz fanerítica y estructura compacta. Se encuentran constituidos por feldespatos potásicos y plagioclasas sodicas, cuarzo y biotita y estos fueron los responsables de la mineralización ya que alrededor de ellos en los lugares en que intrusión a la caliza, se encuentra los cuerpos mineralizados.

Diques Básálticos.

Estos se encuentran cortando todas las unidades -- descritas con anterioridad e inclusive a la mineralización; presentando color gris oscuro, negro y en partes un tinte verdoso, textura fanerítica de grano fino y estructura compacta, se encuentra formado por plagioclasas calcicas y ferromagnesianos. Riolita.

En el área Reforma, hacia el Norte como el Sur cubre una secuencia de derrames riolíticos con pendientes abruptas y se puede decir las partes altas de los cerros que rodean el área.

Se presenta en el campo como una roca de color rosa y blanca constituida por fenocristales de cuarzo en una matriz de grano fino. La riolita es de edad terciaria y es de las rocas más jóvenes del área.

1.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

En el área de estudio se observan 2 sistemas de fallas, el primero con rumbo $NW40^{\circ}SE$ con buzamiento hacia el $SW50^{\circ}$ éste sistema de fallas se encuentra hacia el Norte del área Reforma y se encuentran rellenadas por sulfuros (Pb.Zn.Cu.) sólo que su potencia es muy reducida y la mineralización se agota a profundidad confirmado actualmente con obras de exploración efectuadas. Este sistema se observa comunmente en tobas riolíticas. Hacia el sur del área éste mismo sistema se observa que fue rellenado por diques de tipo basálticos probablemente del Terciario superior ya que de acuerdo a la observación de la Mina Reforma, éstos diques siempre están cortando la mineralización.

El otro sistema de fallas tiene un rumbo de $NE10^{\circ}SW$ y buza ligeramente hacia el Oeste. Paralelo a éste sistema de fallas se hallan alineados los afloramientos de caliza marmorizada. También se observa una gran cantidad de diques cuyos espesores varían de 1 a 5 m., Con rumbo $NW40^{\circ}SE$ y buzan de 60° a 80° hacia el Oeste, éstos diques basálticos nos demuestran un sistema de fallas alineadas Otro rasgo estructural sobresaliente, es la marcada orientación que se observa en los afloramientos de caliza marmorizada, el rumbo generalizado es de $NE20^{\circ}SW$ y sus afloramientos están alineados de Norte a Sur., Esta caliza marmorizada presenta en algunos lugares como en los prospectos; Yolanda, Mina Reforma, Boleo, brasiles y San Juan y mi

neralización de sulfuros de Pb. Zn. Cu.

1.3.- YACIMIENTOS MINERALES.

1.3.1.- Antecedentes.

El yacimiento mineral es pirometasomático originado por una intrusión calco-alcalina que afecto a rocas clacareas.

1.4.- MINERALOGIA.

Los minerales de mena están formados por sulfuros de Pb, Zn, Cu, y Fe, representados por blenda, galena, y calcopirita.

Los minerales de ganga están formados por sulfuros óxidos, silicatos y carbonatos principalmente y son respectivamente: pirita, hematita especular, magnetita, andradita, grosularita, actinolita, -- cuarzo, epidota y calcita.

<u>Mineral</u>	<u>Textura</u>	<u>Tamaño en cm.</u>
Blenda-----	Homogenea-----	4
Galena-----	Homogenea-----	1.5
Calcopirita-----	Homogenea-----	1.0
Pirita-----	Homogenea-----	1.5
Andradita-----	Homogenea-----	1.0
Grosularita-----	Homogenea-----	0.5
Calcita-----	Homogenea-----	1.5
Cuarzo-----	Homogenea-----	1.5
Hematita especular-----	Homogenea-----	0.5
Magnetita-----	Homogenea-----	0.01
Epidota-----	Homogenea-----	

1.5.- FORMA Y ESTRUCTURA

El yacimiento mineral de la Mina Reforma es de contorno irregular y ésta irregularidad se acentúa en el contacto mineralización-cliza marmorizada. El yacimiento es tabular vertical, y en la parte superior se encuentra dislocado dando lugar a bloques caídos, los cuales nos presentan una parte de éste en forma de manto que es a lo que llamamos "Apice" .

Las dimensiones promedio del depósito mineral -- económicamente explotables son:

Potencia	=	10 m.
Longitud	=	500 m.
Altura	=	120 m.
Apice	=	200 x 100 m.

1.5.1.- Roca Encajonante

Las rocas encajonantes del yacimiento son metasedimentarias, probablemente antiguas areniscas y calizas, actualmente afectadas por metamorfismo de contacto debido a que fueron afectadas por una intrusión ácida que las transformó en hornfels, tactitas y marmol.

Las metareniscas presentan una textura en partes conglomerática debido a la presencia de fragmentos de roca hasta de 2 cm. en una antigua matriz arenosa.

La tactita presenta textura granoblástica y está - constituida por andradita y grosularita y diseminación de calcopirita, galena y blenda. El marmol se le observa la misma textura y está formado por calcita.

1.5.2.- SUCESION, ZONEAMIENTO (RELACIONES DE DEPOSITO)

El orden de depósito de los minerales metálicos -- en éste yacimiento es el siguiente:

Magnetita, Especularita, Pirita, Calcopirita, Blenda y Galena. En el yacimiento de éste proyecto se observa un zoneamiento bien marcado a partir del pórfido granítico hacia la periferia de la manera siguiente:

El yacimiento presenta cerca del intrusivo generador valores altos de cobre, a medida que nos alejamos de éste aumenta el contenido de Zinc y disminuye el porcentaje de cobre y a distancias más alejadas del intrusivo disminuyen más el contenido de cobre y zinc y aumenta el contenido de plomo y plata.

Este zoneamiento queda más definido en el estudio realizado de relaciones metálicas.

1.5.3.- Relaciones Metálicas

La mineralización de sulfuros polimetálicos, en la Mina Reforma se presenta reemplazando a la tactita

formada en el contacto caliza-marmorizada--meta-sedimentos.

Los contenidos metálicos obtenidos a partir de -- planos de muestreo fueron utilizados para determinar los coeficientes metálicos, son grandes y -- sistemáticos de tal forma que es posible trazar -- curvas que separan áreas de diferentes valores. La forma concava de los contornos en la secciones -- longitudinales se consideran como indicadores de la dirección del flujo de las soluciones mineralizantes.

Los coeficientes: Ag/Cu, Pb/Cu, Ag/Zn nos indican que la dirección del flujo de la soluciones mineralizantes fue de norte a sur y que vinieron con el intrusivo microgranítico que está en la parte Norte del nivel 555 de la Mina Reforma.

La información utilizada para el cálculo de los coe
ficientes metálicos se obtuvo a partir del muestreo
sistemático que se efectúa en la Mina y el cual es
de muestras de canal utilizando sierra de diamante.
Estas muestras de canal, se hacen: dos líneas para-
lelas separadas 8 centímetros y después se cortan -
líneas transversales cada 2 centímetros.

Estas líneas de muestreo tienen un rumbo de $NW75^{\circ}SE$
y una separación paralela de cada 4 m., también se
emplearon las muestras de los barrenos con diamante
de exploración.

En total se utilizaron 3000 muestras comprendidas -
en 43 bloques distribuidos en 8 niveles.

Los bloques tienen las siguientes dimensiones promedi
o:

Longitud 40 m.

Ancho 10 m.

altura 15 m.

Se obtuvo la ley promedio del bloque a partir de las
líneas del muestreo de canal en que queda compendido
dicho bloque, se determinó el centro del mismo -
y en el se ubicó el valor del coeficiente calculado
procediendo al trazo de las curvas de valores iguales
les.

En los cálculos de Ag/Cu ; Pb/Cu ; Ag/Zn y en el tra-
zo de los isovalores, se observa que los contornos
tienen una forma cóncava y que uniendo dichas concavi
dades nos da un eje y éste nos indica el flujo de
las soluciones mineralizantes.

Se observa también que en las cercanías del intru-
sivo microgranítico el contenido de cobre es mayor y
y con valores bajos de plomo y a medida que los ---

isovalores se retiran del intrusivo los valores de plomo aumentan notablemente, ésto confirma el zonca miento expuesto anteriormente.

El método de rádios metálicos tiene su base en el - descubrimiento que Park and mac Diarmid expone en - el capítulo de Paragenesis and Zoning.

Por ejemplo "que la calcopirita siempre se forma -- antes que la esfalerita y que la esfalerita se forma antes que la galena" .

Siguiendo el orden de las temperaturas de formación.

1.5.4.- Guías de Mineralización.

En los metasedimentos y regionalmente se observan-- las siguientes guías de mineralización tales como -- la presencia de piritización y epidotización que se acentua conforme se acorta la distancia al depósito mineral.

En las labores subterráneas se observa la misma alte ración y aumenta notablemente cuando el contacto con la tactita está cercano.

Las características de la tactita son: la tactita - que está formada esencialmente por grosularita - - contiene mejores contenidos metálicos, ésta tactita tiene secuencia de contacto de: metasedimentos-tactita mineralizada-caliza marmorizada-metasedimentos En cambio la tactita que está cercana al contacto - con el intrusivo microgranítico está principalmente formada por andradita.

1.5.5.- Clasificación

De acuerdo con la clasificación de . Lingren: el yacimiento objeto de éste proyecto se puede clasifi-- car como pirometasomático; debido a que se formó -- por la intrusión de un magma calcoalcalino sobre ro cas de composición calcarea.

Esta clasificación de Lingren está basada en el hecho de que en el yacimiento tenemos la presencia de tactitas de andradita de grosularita con blenda, galena, y calcopirita diseminados en la tactita y un intrusivo de composición granítico que se supone -- fue el responsable de la mineralización. Este intrusivo se le ha determinado una edad de \pm 58 a 60 millones de años por métodos radiométricos efectuados por Davidge y Clark (1974).

CAPITULO III

DESCRIPCION DEL MINADO ACTUAL

1.1.- DESCRIPCION.

Dada la forma tabular del cuerpo Reforma se ha hecho posible la adecuación del sistema de explotación de tumbe por subniveles con barrenación larga Definiendo el sistema de subniveles con barrenación larga diremos:

Anteriormente, se venía seccionando en bloques o - panels de 50 m. de longitud separados por pilares_ de 10 m., a lo largo. Para mantener la estabilidad de las tablas durante el tumbé.

Actualmente, dado a la mayor irregularidad en la - mineralización y en el ancho del cuerpo hacia el - Norte, se ha optado por desplazar los pilares a -- zonas de baja ley, o a acuífamientos del cuerpo, -- así de ésta manera se obtiene una mayor recupera-- ción del mineral y una menor dilución.

En la sección anterior hablábamos de panels, és--- tos están limitados en el sentido vertical por los niveles de arrastre, pudiendo contener de 1 a 2 -- subniveles según sea el echado del cuerpo en esa - zona, Los niveles de arrastre se desarrollan en -- las rocas encajonantes y a corta distancia del - - cuerpo, para de ahí colar cruceros que comuniquen_ a los subniveles y por estos efectuar la operación de rezagado y cargado a las vagonetas de acarreo,- en el nivel de arrastre.

El tumbe de los bloques, se realiza en forma ascendente, como ya habíamos dicho existen panels limitados en el sentido vertical por niveles de arrastre y éstos panels podran contener hasta dos bloques. - Una vez explotados en forma ascendente los bloques de un panel se procederá a rellenar el panel con relleno hidráulico, para proceder una vez terminado el relleno con la explotación de los bloques del panel superior.

1.2.- Etapas de la Explotación de la Mina de Acuerdo con la Forma Física del Yacimiento

Ya hemos dicho que el cuerpo Reforma se presenta en forma tabular, añadiendo diremos que se comporta longitudinalmente, como una veta con respaldos irregulares siendo su eje mayor horizontal con una orientación NE 15° SW, pero verticalmente presenta varias características, como echados diferentes que van desde 70° llegando incluso a ser horizontal en la parte superior a la que se denomina "Apice" . Dado ésto la explotación se ha dividido en tres zonas:

1.2.1.- Zona I

Esta fue la primera dónde se inició la explotación

ya que presentaba mayor regularidad en cuanto a: - echados, leyes, espesores y accesibilidad. Esta Zona comprende del nivel 555 que tiene comunicación a superficie y que es el cañón general de arrastre hasta el nivel 650 ó nivel superior. En ésta, el - minado ha sido el de subniveles con barrenación larga y con la particularidad de hacer toda la extracción por gravedad y contando con un buzón general para éste propósito. Para el acceso a los niveles superiores se cuenta con un tiro interior y que -- va desde el nivel 555 al nivel 650 al igual que el buzón general.

1.2.2.- Zona II

Actualmente se encuentra en la última fase de pre-
paración.

Esta Zona comprende del nivel 555 hacia abajo, contando con acceso con una rampa que parte del nivel 555 hasta el nivel 525. aquí también el tumbé se - llevará por subniveles con barrenación larga, la - diferencia con la Zona I será, el movimiento de -- carga sobre neumáticos y en contra de la gravedad, mediante la rampa.

1.2.3.- Zona III ("Apice")

Esta Zona comprende del nivel 650 a la cota 700, y la cual es objeto de ésta Tesis, por lo tanto anotaremos aquí únicamente que abarca la parte supe--

rior del cuerpo que se comporta como un manto, -
y con echados que van desde 70° a la altura del_
nivel 650 (Zona II) hasta 17° en la generalidad_
de la Zona del "Apice"

1.3.- Obras Necesarias

Las obras necesarias a desarrollar para éste método son:

- 1o.- Frentes De exploración siguiendo_
el cuerpo mineralizado.-
- 2o.- Ampliación De las frentes de explora
ción hasta descubrir los_
contactos o hasta los lími
tes económicos de minera
lización.
- 3o.- Contracañones Estas obras son en esteril
para el arrastre del mine
ral.
- 4o.- Cruceros Obras de pequeña longitud
y que comunican a los con
tracañones con las amplia
ciones .
- 5o.- Contrapozos Estos únicamente en mine
ral y van de subnivel a -
subnivel, por lo general_

60.- Subniveles

se cuela uno al principio y otro al final del bloque Estas son obras intermedias sobre mineral y sin acceso directo a los contrataciones.

70.- Ampliación de los Subniveles

Se efectúa en igual forma que la ampliación a las frentes de exploración.

1.3.1.- Secuencia de la Ejecución de la Obras

Las frentes de exploración se desarrollan siguiendo la misma dirección del cuerpo y siempre descubriendo el contacto Oriente con los metasedimentos, ya que éste es un poco más definido que el contacto Poniente con el marmol, avanzandola como máximo 15 m. para comenzar la ampliación.

La Ampliación, se efectúa con barrenación de "costilla" o perpendicular a la frente de exploración dándose para ello al inicio un pequeño crucero en mineral para la salida de la costilla. La ampliación deberá llevarse atrasada como máximo 15 m. del tope de la frente de exploración ya que

ésto nos evita un doble movimiento de tubería - y 15 m. es la máxima distancia eficiente que se puede cubrir con mangueras. En éstas obras la barrenación se efectúa con máquinas neumáticas de pierna (empujador) BBC-24 Atlas Copco. Es necesario que una vez descubiertos ambos contactos mediante la ampliación, sea chequeado el contacto Poniente o sea hacia el contacto con la caliza marmorizada, este chequeo corresponde al departamento de Geología y se efectúa con máquina de pierna y con barras seccionales, acostumbándose chequear hasta 4 m.

La función de éste chequeo se debe a irregularidad que presenta el contacto con el marmol y así detectar cualquier bolsa de mineral incluida en ésta roca encajonante.

Aquí en ésta etapa deberá chequearse la altura la cual no deberá ser menor de 3.5 m. que es la longitud de la pluma del Wagon-Drill.

Los contracañones ya que son en obra esteril se procura avanzarlos después de la confirmación de la existencia de mineral por medio de la frente de exploración y siempre se colarán paralelamente al cuerpo y a una corta distancia de éste, ésta variará de acuerdo al echado del

del cuerpo y de la fracturación de la roca encajante, por lo general es de 7 a 10 m.

En ésta obra se hacen las instalaciones permanentes de tubería (agua, aire, energía eléctrica) -- alumbrado y vía para el acarreo.

Es conveniente que el piso de todos los contracciones vaya recubierto con concreto, para así evitar el descarrilamiento de las vagonetas, facilitar el tránsito de cualquier máquina sobre neumáticos y poder conservar una mayor limpieza en las obras traduciéndose ésto en seguridad.

Los cruceros son de una longitud igual a la que existe entre el contracañón y el contacto con la mineralización, por lo tanto se inician a partir y perpendicularmente del contracañón, y son los accesos para el rezgado en las ampliaciones que se localicen en la misma cota.

Contrapozos. Estos son colados desde un nivel inferior en forma tal, que siga uno de los contactos para así determinar el límite y sirva de exploración, y ventilación, ranura de corte etc.

Por lo general se cuele uno al principio del bloque y otro al final. Partiendo de uno de estos se inician los subniveles, haciéndose primero una ampliación y luego un escape para el equipo y maquinaria rezagadora, en el lugar dónde se iniciará el subnivel.

Subniveles. Estas obras son intermedias y se dan exclusivamente sobre mineral, se empiezan en uno de los contrapozos, desarrollando una frente y continuando con su ampliación hasta los contactos.

Tumbe. Se le llama tumba a la operación de cortar la roca mediante barrenación y explosivo.

Esta operación se empieza ya una vez terminada la preparación escrita en la sección anterior.

El tumba se inicia a partir de uno de los dos contrapozos que delimitan al bloque utilizándose el segundo como acceso a las instalaciones de : tuberías para agua, aire, energía eléctrica, las cuales estarán conectadas a las líneas principales del contracañón.

Se aprovecha también para la construcción de un camino mediante escaleras para el acceso del personal.

La barrenación larga se inicia en el entorno del contrapozo para utilizar a éste como cuña o salida de los barrenos, ésto hasta regular un tajo. Ya formado el tajo se dan barrenos descendentes paralelos al tajo y una distancia entre barrenos de .80 m., así como al bordo.

La distribución de los barrenos se hacen a tres bolillo (ver plantilla No. 1) .

Disparado. El disparo de los barrenos se hace mediante un dispositivo eléctrico (stopin) y en una secuencia de V y que al finalizar el disparado, el tajo quede en forma recta nuevamente por razones de seguridad.

Ventilación. Siendo éste punto muy importante ya que de ello depende la continuación del trabajo en todas las obras, siempre debe observarse tener una buena circulación de aire mediante obras como contrapozos; los cuales establecerán la comunicación entre niveles y subniveles circulando el aire por ellos y así arrastrando el aire viciado a la superficie, siendo toda la ventilación natural.

Extracción. La extracción del mineral empieza en el momento en que la pala o máquina rezagadora, lo deposita en algún vehículo para su transportación, en éste caso puede ser carros Granby o camión para interior mina.

Actualmente la extracción se hace mediante dos -- sistemas, dadas las características de las obras -- de arrastre: 1ro. a favor de la gravedad. 2do. -- en contra de la gravedad, (Zona II)

En el 1ero. se utilizan carros granby accionados por locomotoras Diesel, y por éste sistema se -- efectúan todas las extracciones comprendidas entre el nivel principal que está a nivel de tol-- vas generales y el nivel 650, siendo éste, el -- último superior hasta ahora.

En el segundo sistema se utiliza un camión para interior de mina (JDT413) de la marca Jarvis --- Clark de accionamiento Diesel sobre neumáticos -- y con una capacidad de 13 toneladas, el cual es_ cargado con palas frontales "Scoop-Tram" de -- marca Wagner con una capacidad de cucharón de -- dos yardas cúbicas.

Esta combinación, de una pala y un camión tienen una capacidad de rezagado y extracción de hasta_ 200 toneladas por turno. Este sistema comprende_ a todas las operaciones de rezagado y extracción que se efectúe del nivel 555 (nivel principal) -- hacia abajo.

La comunicación a los subniveles inferiores se -- hace mediante una rampa desde el nivel principal hasta el subnivel 525.

1.4.- Relleno Hidráulico

Anteriormente mencionamos en la descripción del tumble, que el aprovechamiento de un panel superior se efectuaría una vez terminada la operación de relleno del panel inmediato inferior.

El relleno hidráulico se efectúa aprovechando los jales de la planta de beneficio, los cuales son bombeados desde la planta hasta el patio de la mina por una bomba S.R.L. 4"x5" marca Denver accionada por un motor de 30 H.P. En el patio de la mina son recibidos por un cajón de cárcamo con fondo inclinado, para a su vez ser bombeados hasta cualquier rebaje (Panel explotado) de la Zona I, mediante 4 bombas S.R.L. 4" x 5" Denver, conectadas en serie y con motores de 30 H.P. c/u. Variando únicamente las revoluciones de éstos, de menor a mayor, para no estrellar la velocidad en la siguiente bomba.

La conducción de los jales se hace por tubería de 4" de diámetro y la línea principal o distribuidora va por superficie hasta el nivel 620 y entrando por éste se hace llegar al rebaje deseado. La preparación de los rebajes explotados para su relleno implica, tapar o

sellar todos los antiguos accesos a éste y en uno de los tapones instalar un sistema de drenaje para el agua mediante válvulas conecta--das a tubería ranurada de deshecho que va dentro del relleno, el drenaje de los rellenos - se hace por decantación.

1.5.- EQUIPO Y MANO DE OBRA.

Actualmente se cuenta en la unidad con el siguiente equipo de mina:

1.5.1.- Máquinas Perforadoras.

16 (Leonas) BBC-24 W ATLAS COPCO
5 (Pumas) BBC-16 W " "
3 (Wagon Drills) BxB-14
equipados con perforadoras_
BBC100 ATLAS COPCO
1 (Escorpion) Jumbo JOY
1 (Jumbo) BUT10 ATLAS COPCO

1.5.2.- Máquinas Rezagadoras.

3 (Scoop-Tram) ST-2B Diesel - -
Wagner.
2 (Scoop-Tram) HST-1A Diesel - -
Wagner.
2 Cavo 320 ATLAS COPCO
2 cavo 310 ATLAS COPCO
1 (Tele-Tram) JDT-413 JARVIS. - -
CLARK.

1.5.3.- Locomotoras.

2 AGV 65 HP Diesel 8 ton.
2 Hunslet 28 HP Diesel 4 ton.
1 Plymouth 48 HP Diesel 6 ton.

1.5.4.- Compresores.

2 Joy 1200 ft.³/min. c/u
2 Gardner Denver 1200 ft.³/min. c/u
1 Joy 600 ft.³/min.
1 Ingersoll Rand 2000 ft.³/min.

1.5.5.- Accesorios.

22 Carros Granby 100 ft.³ c/u
2 Montacargas
1 Winche de 30 HP
2 ventiladores Joy de 5 HP
2 bombas neumáticas DOP-10 ATLAS COPCO
2 bombas Denver S.R.L. de 30 HP 5"x4"

1.5.6.- Personal.

El personal existente en operación mina, está integrado por 60 obreros con las siguientes categorías:

Obrero General
Perforista
Perforista General
Malacatero
Operador General

con la siguiente distribución:

Desarrollos	16 Hombres	26.6%
Tumbe	10 "	16.6%
Rezagado	17 "	28.3%
Acarreo	8 "	13.3%
Varios	6 "	10.0%
Ausentes	3 "	<u>5.0%</u>
	Total	<u>100.0%</u>

CAPITULO IV

RITMO DEL DESARROLLO, LA PREPARACION Y LA EX- PLOTACION DEL APICE.

Dado que todas las obras en ésta Zona se efecturán sobre mineral y a que sus leyes son altas en comparación con el resto de la mina, y superiores a las que pueden beneficiarse en la planta de acuerdo a las siguientes tablas, deberá hacerse una programación de la producción de éste lugar, con el fin de mezclarla con el mineral del resto de la mina con una proporción adecuada, tanto para la vida de la mina como para las necesidades económicas de operación y tratamiento de la planta.

TABLA I
RESERVAS ACTUALES

Sobre el nivel 555

	Toneladas	Ag gr/ton.	Pb %	Zn %	Cu %	
Positivas Accesibles	679,700	80	1.9	7.83	0.65	(Zona I)
Positivas no Accesibles	183,200	80	2	9.00	0.75	(Apice)
Probables Accesibles	34,300	80	1.7	7.92	0.75	(Flanco W)

continuación tabla I

Abajo del nivel 555

	Toneladas	Ag gr/ton	Pb %	Zn %	Cu %
Positivas Accesibles	112,500	38	0.75	4.99	0.25 (Zona II)
Probables no Accesibles	136,600	111	2.26	6.38	0.52 (Zona II)
Total	249,100	78	1.5	5.68	0.39

Las leyes de éste total fueron obtenidas geométricamente.

TABLA II

LEYES DE MINERAL DE PRODUCCION PROGRAMADA.

Au	50	gr/ton.
Ag	81	gr/ton.
Pb	2.03	%
Zn	7.70	%
Cu	0.60	%

Podemos observar en las tablas I y II, las leyes en la zona I y en el flanco Poniente y de acuerdo a la tabla II son autosuficientes y se encuántrán ligeramente por debajo de la capacidad de tratamiento de la planta, pero estudiando en la tabla I en la sección abajo del nivel 555 y que corresponde a la zona II, que actualmente se encuentra finalizando su preparación, observamos que las leyes están muy por abajo de satisfacer las necesidades económicas de tratamiento y que de por sí sólo no serían costables.

1.1.- CALCULO DE LA MAGNITUD DE PRODUCCION DE LA ZONA III (APICE).

De las tablas I y II, obtenemos los siguientes datos:

Toneladas	Ag	Pb	Zn	Cu
	gr/ton%	%	%	%
Zona III(Apice)183,200	80	2.00	9.00	0.75

Y cómo lo que tenemos que asegurar de que en el transcurso de la vida de la mina no nos quede - mineral de baja ley, incosteable por si solo, - cumpliéndolo con esto con la explotación racional de los yacimientos.

Tomamos todas las reservas de abajo del nivel - 555.

Toneladas	Ag	Pb.	Zn	Cu
	gr/ton.%	%	%	%
Abajo del Nivel 555 (Zona II)	249,100	78	1.5	5.68 0.39

Y dado que el Zn es el principal y el que más - problemas tiene en el circuito de flotación lo - tomaremos como base para hacer la composición.

Tomando los contenidos de Zn de la zona III_ tendremos:

$$\frac{183,200 \times 9}{100} = 16,488 \text{ ton.}$$

Y planteando el problema suponemos:

Que tenemos 183,200 ton. con una ley de 7.70% que es la que necesitamos, de acuerdo a la -- tabla II, tendremos los siguientes contenidos

$$\frac{183,200 \times 7.70}{100} = 14,106 \text{ ton.}$$

Restando 14,106 a 16,488 tendremos una dife-- rencia de 2,382 ton. en contenidos, los cua-- les utilizaremos para enriquecer al otro gru-- po.

Aquí la pregunta es: Con 2,382 ton. de conte-- nidos, a cuantas toneladas con una ley de -- 5.68% de Zn podremos elevar a 7.70% ?.

Podemos observar que el incremento necesario_ por tonelada es de $7.70 - 5.68 = 2.02\%$, en--- tonces podremos obtener con las 2,382 ton. de contenido y con una ley de 2.02% el siguiente tonelaje:

$$\frac{2,382 \times 100}{2.02} = 117,920 \text{ Ton.}$$

Dato que es respuesta a nuestra pregunta de -- a cuantas toneladas con una ley de 5.68 po--- dremos elevar a 7.70.

Comprobación:

	Toneladas	Ley Zn %	Contenidos Ton.
Zona III (Apice)	183,200	9.00	16,488
Zona II (Abajo 555)	117,920	5.68	6,698
	<u>301,120</u>		<u>23,186</u>

$$\frac{23,186 \times 100}{301,120} = 7.70\%$$

Como ya sabemos que las 183,200 ton. de mineral del Apice las tendremos que combinar con 117,920 ton. de mineral de la zona II (Abajo del 555) sacaremos la relación de producción diaria de cada uno de los dos lugares.

1.1.1.- Relación de Producción.

Producción diaria programada de la mina 500 - ton.

$$\frac{183,200}{117,920} = 1.50$$

La relación de producción será: 1.50 del Apice por 1 de abajo del nivel 555.

(1.50: 1)

Toneladas diarias Apice (Zona III) Toneladas diarias de abajo del 555

$$\frac{500 \times 1.50}{1.5 + 1} = 300 \quad ; \quad \frac{500 \times 1}{1.5 + 1} = 200$$

Con ésto establecemos que necesitamos una pro
ducción diaria de 300 ton. del Apice, por lo_
tanto las obras de desarrollo como las de - -
preparación y las de tumbes tenemos que pla---
nearlas de tal forma que nos den ésta produc-
ción.

CAPITULO V

PROYECTO DE LA EXPLOTACION DEL "APICE" Y CALCULO DE SUS COSTOS UNITARIOS.

1.1.- ANTECEDENTES

Dadas las circunstancias actuales de la mina Reforma en cuanto a reservas positivas, y a que en la Zona II está por terminarse la preparación, - se hace necesario enfocar la atención en la Zona III (llamada "Apice"). Esta Zona viene siendo la parte superior del cuerpo Reforma que va desde - el nivel 650 hasta la cota 700. A diferencia del resto del cuerpo que presenta una tendencia vertical, el comportamiento de ésta parte es semi--horizontal, interpretándose como un manto cóncavo. Básándonos en esta concavidad y en la propiedad horizontal y a que en algunas partes, la cer^{ca}ña a la superficie puede llegar a fracturarse pensamos resolverse el problema con un sistema - de cuartos y pilares combinado con r^{ampas} para - su accesibilidad y en un relleno hidráulico para la recuperación de los pilares .

Al pensar en el método de explotación más adecuada han tomado los siguientes puntos de vista:

- a).- Explotación rápida y efectiva.
- b).- Máxima seguridad para el trabajador.
- c).- Máxima recuperación del mineral.

y los factores que nos condujeron a elegir éste método son:

a).- Tamaño y forma de la zona del cuerpo mineralizado, que es la de un manto, de hasta - 5 m. de espesor.

b).- Espesor y resistencia mecánica del encapado., el encapado tiene un espesor regular de - - 15 a 30 m. , la resistencia mecánica del encapado se considera buena aún sin contar con un - buen estudio de mecánica de rocas, basados en la experiencia de los trabajos de explotación de la Zona I, donde se tienen grandes claros de hasta 15 m., teniendo como cabeza a la roca encajonante que aquí actuará de techo.

c).- Posición del cuerpo mineralizado (Apice) ya que su echado es de $\pm 17^{\circ}$.

d).- Distribución de valores y leyes, la distribución de los valores se encuentra uniformemente repartidas y por consiguiente las leyes son constantes (en ésta parte del cuerpo)

1.1.1.- Ventajas.

Las ventajas de éste método son:

a).- Explotación rápida y sencilla.

b).- No se requiere madera.

c).- Método bastante seguro.

d).- Se tiene buena ventilación.

e).- Se puede macroseleccionar el mineral.

f).- El costo de la explotación es barato.

1.1.2.- Desventajas.

a).- El rezagado del mineral que no se logra hacer con Scoop+Tram se tiene que hacer con - escrepa-Scoop-Tram.

1.2.-OBRAS NECESARIAS.

Establecido el sistema o la combinación de sistemas, definiremos las obras necesarias en:

1ro. De desarrollo

2do. De preparación

3ro. De tumbe o explotación

1.2.1.- Obras de Desarrollo.

Dentro de ésta clasificación pondremos a todas aquellas que son horizontales o niveles, y a las rampas que sirvan de comunicación entre ellas.

En los planos (1,2,3,4, y 5) se muestran éstas obras de desarrollo en el plano 5 que es el plano general se indica con línea punteada la rampa que será la obra principal o de comunicación.

1.2.2.- Obras de preparación.

Aquí clasificaremos a los cruceros dónde se iniciará la explotación para finalmente dar forma a los salones, así como también clasificaremos a el único contrapozo el cual, servirá de chorreadero general y que teniendo una longitud de 60 m., con una inclinación de 50° , comunicará al buzón general de la Zona I en el nivel 650 a las obras del Apice (Zona III).

1.2.3.- Obras de Explotación.

Estas son las dedicadas a extraer en la forma más económica la totalidad del mineral.

Estas empezarán con el devaste en los cruceros hasta formar los salones quedando única y rigurosamente los pilares determinados, de 2 m. de grueso.

Las obras de explotación finalizarán con el aprovechamiento de los pilares, sustituyendo éstos -- en retirada con relleno hidráulico .

1.3.- ORGANIZACION DE LOS EVENTOS.

La organización de los eventos no se refiere justamente a efectuar las obras de desarrollo antes que las de preparación y éstas antes que las de explotación por ser esto obvio, sino a lo siguiente; ya teniendo todas las obras de desarrollo y preparación lo cual es necesario para tener una mayor información del comportamiento del cuerpo, deberá iniciarse la explotación en la parte más alejada para continuar de inmediato con la recuperación de pilares y con el relleno hidráulico, la recuperación de pilares deberá plantearse cuándo se tengan las mejores condiciones tales como: una sección terminada con todos sus salones, llamándose una sección a la parte comprendida entre nivel y nivel, o mejor dicho entre obra horizontal y obra horizontal y por consiguiente la parte más alejada serán los niveles más bajos dado que el acceso está proyectado por la parte superior. Esto no significa en ningún momento que el sistema permitirá ser una trampa porque contará con acceso al personal por superficie en cada obra horizontal, por los cuales se hará evacuar el agua de los rellenos.

1.4.- PLANEACION DE LAS OBRAS.

1.4.1.- Obras de desarrollo.

Aquí hemos clasificado a las obras horizontales y a las rampas, según planos se han proyectado 4 obras horizontales y 3 rampas, las cuáles deberán realizarse en su totalidad -- antes de iniciar las de preparación.

Estas obras serán de una sección de: - - -
2.70 x 2.70 m.

Cómo éstas obras se barrenarán con máquina -- perforadora BBC- 24 ATLAS COPCO de pierna -- y su máxima eficiencia es con barra de 2.40m tendremos en un disparo un volumen de: - - -

$$2.70 \times 2.70 \times 2.40 = 17.496 \text{ m}^3 = 17 \text{ m}^3$$

y con una densidad de mineral de 3.2 tendremos:
 $17 \times 3.2 = 56 \text{ ton.}$

y como necesitamos 300 ton./día.

$$\frac{300}{56} = 6$$

o bien tendremos que dar 6 disparos/día en -- una frente, cosa difícil o llevar 6 frentes -- de ataque a la vez. Y obtando por lo segundo podemos planear la siguientes obras a la vez.

Subnivel 690 al Norte

Subnivel 690 al Sur

Rampa 690-700.

Dada la cercanía de rezagado a la superficie y por lo tanto buenas condiciones de ventilación es posible de acuerdo a los siguientes cálculos de tiempo lograr dos disparos en cada frente con dos turnos.

1.4.2.- Cálculos de Tiempo Para un Ciclo en una Frente.

Datos:

Número de barrenos	34
Longitud total barrenada	81.6m.
Velocidad de barrenación	0.25m/min
Tiempo de barrenación una máq.	326 min.
Tiempo de barrenación 2 máq.	163 min.
Movimientos de máquina 20%	32 min.
Tiempo de cargado 31 barr.x.96	30 min.
Tiempo de instalación y ret.eq.	60 min.
	<hr/>
Tiempo total de barr. y disparado	285 min.
	<hr/>
Tiempo de ventilación	60 min.
Tiempo de rezagado con Scoop-Tram	30 min.
	<hr/>
Tiempo total del ciclo	375 min.

375 min. = 6.25 horas = 6h 15 m.

Por lo tanto en un turno de 8 horas con 7 -- horas efectivas de trabajo se puede completar un ciclo completo en cada frente y así -- obtener los 6 disparos necesarios en tres -- frentes distintas y en dos turnos diarios, -

dejando el tercer turno para cualquier eventualidad.

Unicamente al principio del desarrollo tendremos como límite máximo tres lugares de trabajo, ya que una vez llegando al lugar de la segunda rampa que es la R-69-68 tendremos de inmediato, los tres lugares anteriores más ésta, que serían cuatro lugares diferentes de trabajo, y así sucesivamente, al terminar la rampa R-69-68 nos da dos lugares de trabajo, el subnivel 680 y la rampa R-68-67 para así obtener cinco lugares de trabajo, y una vez terminada la R-69-70 tendremos en sustitución el subnivel 700. Con todo ésto aseguramos como mínimo tres lugares de trabajo durante toda la etapa de desarrollo para producir 6 disparos en dos turnos, y así obtener 300 ton/día, de acuerdo con lo programado.

1.5.- COSTOS UNITARIOS EN FRENTES, Y RAMPAS DE -
DESARROLLO.

1.5.1.- Aire Comprimido.

Para el costo unitario del suministro de -
aire comprimido se cuenta como base a un -
compresor Ingersoll Rand de 2046 pies cúbicos por minuto accionado por un motor de -
350 HP con un costo total de \$1'290,000.00 y un transformador de 1,500 K.V.A. con un valor de \$150,000.00.

Considerando un 50% de su valor para mantenimiento y haciendo la depreciación en 5 años o sea en 1,500 días laborables.

Valor del equipo	\$1'440,000.00
Mantenimiento	" 720,000.00
Valor + mant.	"2'160,000.00
Depreciación por día:	

$$\frac{\$ 2'160,000.00}{1,500} = \$ 1,440.00$$

considerando dos turnos por día.

$$\frac{\$ 1,440.00}{2} = \$ 720.00$$

Energía.

La energía consumida se compra a la Cía., de luz y fuerza.

Costo total por K.W.H. \$ 0.191

El compresor consume 350 HP y trabaja dos_ turnos o sea un promedio de 14 horas.
1 HP = 0.746 K.W.H.

Energía consumida.

$350 \times 0.746 = 261.10$ K.W.H.

Costo Energía.

$.191 \times 261.10 \times 14 = \$ 698.18$

Costo por 1000 pies cúbicos.

Depreciación equipo	\$ 720.00
Energía	<u>698.18</u>
Total	\$1,418.18

El compresor tiene una capacidad de 2,046_ P.C./m. y tomando una eficiencia volumé--- trica de 85% y 14 horas de trabajo efecti- vo por día:

$2,046 \times 0.85 \times 14 \times 60 = 1,460,844$ P.C/día

Costo por 1,000 pies cúbicos.

$1,418.18 / 1,460,844 = \$.97$

1.5.2.-- Acero.

Para todo el cuele de éstas obras utiliza- remos una máquina BBC 24 de ATLAS COPCO, - con barrena de 2.4 m. por $1\frac{3}{4}$ pulgadas de_ diámetro y con una vida promedio de 500 m.

Costo por Metro Barrenado.

Barrena de 2.40 m. \$ 726,97/500 = \$1.45 m.

1.5.3.- Explosivos y Artificios.

Explosivo y Artificios por barreno de 2.40 m.

1 bombillo Gelamex No. 2	\$ 1.36
1.600 kg. de Super-mexamon D.	6.75
2.60 m. de cañuela	2.86
0.50 m. de Thermalita	0.40
1 Capsul # 6	0.63
1 Conector Thermalita	0.59
Total	<hr/>
	\$ 12.59

1.5.4.- Aire Comprimido por Disparo.

Barrenación.

Datos.

No. de Barrenos	34
Longitud del barreno	2.40 m.
Velocidad de barrenación	0.25 m./min
Tiempo total de barrenación	326 min.
Tiempo por cambio de barreno	32 min.
Tiempo total	<hr/>
	358 min.

Consumo máquina BBC-24

150 ft³/min.

Pies cúbicos por barrenación

$$150 \times 358 = 53,700 \text{ ft}^3.$$

Soplado Barrenación.

Para el soplado se utiliza un tubo de 1/2" de diam. con una descarga de 363 pies cúbicos por minuto.

Tiempo de soplado $31 \times 0.48 = 14.88$ min.

$$\text{Pies cúbicos por soplado: } 363 \times 14.88 = 5,372 \text{ ft}^3.$$

Cargado: Para el cargado del Super-mexamon se utiliza un cargador neumático de la DU-PONT con un consumo de aire de 600 ft³/min.

Tiempo de cargado $31 \times .96 = 30$ min.

$$\text{Pies cúbicos por cargado} = 600 \times 30 = 18,000 \text{ ft}^3.$$

Pies cúbicos totales:

Barrenación

53,700 ft³.

Soplado

5,372 "

Cargado

18,000 "

Total

77,072 ft³.

Costo Acero de Barrenación por Disparo.

Costo por metro barrenado

\$ 1.45

Longitud total barrenada $34 \times 2.40 =$

81.60 m.

Costo acero barrenación $81 \times 1.45 =$

\$118.32

Explosivos y Artificios.

Costo por barreno disparado \$ 12.59
Costo total por disparo $12.59 \times 31 =$ \$390.29

Mano de obra.

La mano de obra consta de un perforista y de -
un obrero general.

Raya perforista	\$ 95.90
Raya obrero general	\$ 70.00
Total	<u>\$165.90</u>

Cálculo de la bonificación:

El pago como bonificación cuando el cuele de -
un disparo es satisfactorio y el consumo de --
explosivos y tiempo es el normal, se ha esta--
blecido el 100% de su salario.

Raya	\$165.90
Bonificación	<u>\$165.90</u>
Total	\$331.80

1.5.5.- Depreciación Equipo.

Máquinas Perforadoras:

2 BBC-24 ATLASGOPCO	\$ 75,000.00 x 2 =	\$150,000
70% de Refacciones y mant.		<u>\$105,000</u>
Sub-Total		\$255,000

Se depreciara en 3 años con 300 días laborables_ y dos turnos por día:

Depreciación Máquinas	255,000/(900x2)=\$141.66	
2 patas neumáticas BMT-51	\$30,000	\$ 16.66
1 Lubricador BLG-30	\$ 1,500	\$ 0.86
Total depreciación equipo		<u>\$159.15</u>

Mangueras:

Las mangueras son de alta presión.

Manguera para aire de 1" (tramo 15 m.)	\$1,713.57	
Manguera para agua de 1/2" "	\$ 848.74	
Total		<u>\$2,562.31</u>

Y basándonos en la experiencia, tenemos una vida promedio para las mangueras de 4 meses.

Depreciación	2,562.31/(4x25x2) =	\$ 12.81
Accesorios :		
2 uñas de 1"		\$ 120.00
2 uñas de 1/2"		93.60
2 abrazaderas de 1/2"		12.00
2 abrazaderas de 1"		<u>15.00</u>
Total		\$ 240.60

Depreciación	240.60/(4x25x2) =	\$ 1.20
--------------	-------------------	---------

Depreciación total Mangueras + Accesorios \$14.00

Tubería.

1 Tramo de 3"	\$ 593.00
1 Tramo de 1"	212.10
Cople de 1"	11.10
Válvula de 3"	925.00
Válvula de 1"	292.00
Reducción de 3" a 2"	8.50
Reducción de 2" a 1"	8.50
Reducción de 1" a 1/2"	8.50
Cople victaulic de 3"	335.00

Para el avance de la frente se coloca tubería -
cada tres disparadas.

1 tramo de tubería de 3"	\$ 593.00
1 Cople victaulic de 3"	335.00
1 Tubo de 1"	212.00
1 Cople de 1"	11.10
Total	<u>\$1,151.10</u>

Costo por avance: $1,151.10/3 =$ \$ 383.70

Accesorios.

1 válvula de 3"	\$ 925.00
1 válvula de 1"	292.00
1 Reducción de 3" a 2"	8.50
1 Reducción de 1" a 1/2"	8.50
Total	<u>\$ 1,234.00</u>

Con una vida promedio de 6 meses.

Depreciación \$ $1,234.00/(25 \times 2 \times 6) =$ \$ 4.11

Varios

Bajo éste punto consideraremos los siguientes materiales:

Aceite para lubricación, estopa, pico, pala, soplador, cargador, y para ésto tomaremos el 15% de valor de los materiales..

Acero de barrenación	\$	118.32
Explosivos y artificios	"	390.29
Tubería	"	383.70
Accesorios	"	4.11
Mangueras y Accesorios	"	14.01
Total	\$	<u>910.43</u>

Costo por concepto de varios

910.43 x.15 = \$ 136.56

Resúmen total de costos por disparo con un avance de 2.40 m.

Aire comprimido	\$	70.90
Acero de barrenación	"	118.32
Explosivos y Artificios	"	390.29
Mano de Obra	"	331.80
Depreciación Equipo	"	159.15
Mangueras y Accesorios	"	14.01
Tubería	"	383.70
Accesorios	"	4.11
Varios	"	<u>136.56</u>
Total	\$	<u>1,608.66</u>

1.5.6.- Rezagado.

El rezagado se llevará a cabo con una pala frontal Diesel (Scoop-Tram ST-2B Wagner) con una capacidad de cucharón de 1.50 m.³ y con una capacidad de rezagado de 107 m³ por turno en un radio de acción de 100 m.

Depreciación Equipo.

Valor de la pala	\$ 650,000.00
70% de Refac. y mant.	" 455,000.00
Valor + 70%	1'105,000.00

Se depreciará en 5 años de 300 días laborables - y dos turnos por día.

Depreciación $1'105,000.00 / (5 \times 300 \times 2) = \$ 368.34$

Volumen a rezagar $2.7 \times 2.7 \times 2.4 = 17.50 \text{ m}^3$

Depreciación por el tiempo empleado en el rezagado.

$(368.34 / 107) \times 17.50 = \$ 60.24$

Mano de Obra.

Raya operador	\$ 95.90
Bonificación	" 95.90
Raya + bono	" 191.80

Costo de Mano de Obra por el tiempo empleado para rezagar.

$$(191.80 / 107) \times 17.5 = \$ 31.36$$

Resumen del costo de rezagado por disparo con un avance de 2.40 m.

Depreciación Equipo	\$ 60.24
Mano de Obra	" 31.36
Total	<u>\$ 91.60</u>

Varios.

Bajo éste concepto se considerará lo siguiente:
Aceites de lubricación, hidráulico, Diesel, - -
grasa, llantas, etc., por lo que considerare---
mos, un 20% del costo parcial.

Costo Total Rezagado:

$$91.60 + 91.60 \times 0.20 = . \quad \$ 109.92$$

Acerreo.

Para todas éstas obras se rezagará hasta un pa---
tio en superficie con Scoop-Tram, por lo tanto -
aquí, en ésta etapa el acarreo consistirá en el
transporte del patio hasta tolvas generales, por
medio de camiones de contratistas.

Esta situación será hasta no terminarse el CP.65
68-66 que va, del buzón general en el nivel 650
hasta el nivel 690, y a todas las demás obras.

Capacidad del camión 18 ton.

Costo por viaje \$ 150.00

No. de viajes por disparo 60/18 = 4 viajes.

Costo total del acarreo de un disparo.

$$\$ 150.00 \times 4 = \$ 600.00$$

1.5.7.- Resumen total de costos directos en frentes y rampas de desarrollo.

Barrenación (Barr. y disp.)	\$	1,608.66
Rezagado	"	91.60
Acarreo	"	<u>600.00</u>
Total	\$	2,300.26

Costo directo por metro de avance.

$$2,300.26/2.40 = \quad \$ \quad 958.44$$

1.5.8.- Metros Totales de Desarrollo

Rampas		198 m.	
Subnivel 700	112 m.		
Subnivel 690	220 m.		
Subnivel 680	365 m.		
Subnivel 670	<u>385 m.</u>		
Total	1,082 m.	198 m.	<u>1,280 m.</u>

1.5.9.- Costo directo total del desarrollo

Costo total por subniveles.

Metros totales de subniveles = 1,082

$$1,082 \times 958.44 = \quad \$ \quad 1'036,232.08$$

Costo por rampas.

En las rampas tendremos la siguiente variación de costo respecto a las frentes, debido únicamente a la pendiente.

Habiendo estudiado ésta variación, en frentes y rampas de la misma sección y roca, en la zona II, podemos a efecto de proyecto aplicar -- con buen porcentaje de seguridad el siguiente comportamiento.

La diferencia en los costos de una frente y una rampa de iguales dimensiones y condiciones, es en proporción directa a la variación que experimenta la proyección de la longitud, debido a la pendiente de la rampa.

		Costo/m en rampa
m = 17%	y	
	x	Costo/m en Obra horizontal

Y para una pendiente de 17% el porcentaje de variación en la longitud "y" respecto a la longitud "x" es:

$$y = (16)^2 + (100)^2 = 10,256. = 101.3$$

1.5.9.- Costo directo total del desarrollo

Costo total por subniveles.

Metros totales de subniveles = 1,082

$$1,082 \times 958.44 = \quad \$ \quad 1'036,232.08$$

Costo por rampas.

En las rampas tendremos la siguiente variación de costo respecto a las frentes, debido únicamente a la pendiente.

Habiendo estudiado esta variación, en frentes y rampas de la misma sección y roca, en la zona II, podemos a efecto de proyecto aplicar -- con buen porcentaje de seguridad el siguiente comportamiento.

La diferencia en los costos de una frente y una rampa de iguales dimensiones y condiciones, es en proporción directa a la variación que experimenta la proyección de la longitud, debido a la pendiente de la rampa.

		Costo/m en rampa
m = 17%	y	
	x	Costo/m en Obra horizontal

Y para una pendiente de 17% el porcentaje de variación en la longitud "y" respecto a la longitud "x" es:

$$y = (16)^2 + (100)^2 = 10,256. = 101.3$$

Longitud "y" = 101.3 unidades

Longitud "x" = 100.0 unidades

Porcentaje de variación .

1.3%

Por lo tanto si en un subnivel el costo por metro fue de \$958.44, en la rampa será de:

$$(958.44 \times 1.3) + (958.44) = 115.60 + 958.44 = 1,074.04$$

Y como tenemos un total de 198 m. de rampas tendremos un costo total por rampas de:

$$1,074.04 \times 198 = \quad \quad \quad \$ 212,659.92$$

Costo Total por Frentes y Rampas:

$$1'036,232,08 + 212,659.92 = \quad \$1'248,885.00$$

1.6.- OBRAS DE PREPARACION.

6.

En ésta clasificación colocaremos a todas aquellos cruceros, que van de una obra horizontal a otra obra horizontal, como ya habíamos señalado el cuerpo en algunos lugares tendrá echados máximos de 17° (30%) en éstos lugares se proyectarán éstos cruceros un poco más transversales a las obras horizontales. Para así -- aumentar su longitud y reducir la pendiente.

Estos cruceros por facilidad de cuele y rezaga do ya sea con Soop-Tram o con escropa y al momento de barrenar por el agua, se iniciará desde una obra horizontal hacia una superior, éstos cruceros por lo tanto variarán de longitud de acuerdo a la situación real.

Se proyectarán a cada 13.5 m., con un claro resultante de 11.5 m., y por experiencia se sabe que está dentro del límite de seguridad de la roca que aquí sirve de techo.

1.6.1.- Cálculo de la Longitud total de Cruceros.

Como éstos se proyectarán cada 13.5 m., tendremos que por un metro de crucero, cubicaremos un volumen de:

$$1 \times 8.8 \times 4.5 = 40 \text{ m}^3 .$$

Dónde. 40 m^3 es igual a $40 \times 3.2 = 128 \text{ ton.}$, y cómo tenemos un total de 183,000 ton., de reservas a extraer.

$$183,000/128 = 1,429 \text{ m. aproximadamente .}$$

Por lo tanto esperamos una longitud de aprox.
1,429 m., de cruceros.

1.6.2.- Cálculo de Tiempo para un Ciclo en un Crucero.

Aquí un ciclo completo se considerará barre—
nar, disparar y rezagar, frente y cabeza del_
disparo anterior.

Dado que la fente se considera igual que una_
de desarrollo tendremos:

Tiempo de barrenación y disparo en frente - -

285 min.

Tiempo de perforación y disparo en cabeza:

No. de barrenos	8
Long. Total barrenada	19.2 m.
Velocidad de barrenación	0.25 m/min.
Tiempo de barrenación con 1 máquina	76.8 min.
tiempo de barrenación con 2 máquinas	38.4 min.
movimiento de máquina 20%	7.68 min.
tiempo de cargado $8 \times 96 =$	7.68 min.
Tiempo total de barr.y disp.=	53.76 min.
Tiempo de ventilación	120.00 min.
Tiempo total	398.76 min.
$398.76 = 6 \text{ H } 38 \text{ m.}$	

dado que el tiempo efectivo del turno es de -
7 horas podríamos decir que en un turno se --
barrene y dispare, y en otro se rezague.

Tonelaje de mineral en un ciclo de un crucero.

Frente	56 ton.
Cabeza $2.7 \times 2.4 \times 2.4 =$	50 ton.
Total	<hr/> 106 ton.

Aquí podemos llevar a la vez cuantos cruceros_
sean necesarios para dar las 300 ton./día y --
de acuerdo a lo anterior como mínimo deberemos
llevar 3 cruceros a la vez.

1.7.- COSTOS UNITARIOS EN CRUCEROS DE PREPARACION

Para la frente tendremos los mismos costos - que en las de desarrollo, puesto que utilizaremos el mismo equipo, lo que variará es el descabece.

1.7.1.- Aire Comprimido.

Barrenación descabece	76.8 min.
Por cambio de barreno	7.68 "
Tiempo de barrenación	34.58 "

Consumo máquina BB8-24	150 ft ³ /min.
Pies cúbicos por barr.	12,687

Soplado barrenación	3.84 min.
Pies cúbicos por soplado	1,393

Cargado.

Tiempo de cargado 8 x.96 =	7.68 min.
Pies cúbicos por cargado 600x7.68=	4,608

Pies cúbicos totales.

Barrenación	12,687
Soplado	1,393
Cargado	4,608
Total	<hr/> 18,688 ft ³ .

1.7.2.- Acero de Barrenación.

Costo por metro barrenado	\$ 1.45
Longitud total barrenada	19.20 m.
Costo acero barrenación	\$ 27.84

1.7.3.- Explosivos y Artificios

Costo por barrenado disparado	\$ 12.59
Costo total $12.59 \times 8 =$	\$100.72

Los demás costos ya van incluidos en el disparo de la fente.

1.7.4.- Resumen total de Costos por Descabece - con Avance de 2.40 m.

Aire comprimido $18,688 \times .92/1000 =$	\$ 17.20
Acero barrenación	\$ 27.84
Explosivos y artificios	<u>\$ 100.72</u>
Total	\$ 145.76

1.7.5.- Rezagado.

El rezagado se llevará a cabo con una pala - - Diesel (Scoop-Tram, ST2B Wagner) con una capacidad de cucharón de 1.50 m^3 , y con una capacidad de rezagado de 107 m^3 por turno en un radio de acción de 100 m.

Depreciación de la pala $1'105,000/(5 \times 300 \times 2) - -$
 $\$ 368.34$
 Volumen a rezagar $(2.7 \times 2.7 \times 2.4) + (2.7 \times 2.4 \times 2.4) -$
 33.04m^3

Depreciación por el tiempo de rezagado.

$(368.34/107) \times 33.04 =$ $\$ 113.73$

Mano de obra.

Raya + bono $\$ 191.80$
 Costo por mano de obra por el tiempo de rezagado.
 $(191.80/107) \times 33.04 =$ $\$ 59.22$

Resumen costo rezagado por disparo con un avance de 2.40 m.

Depreciación equipo	$\$113.73$
Mano de obra	<u>59.22</u>
Total	$\$172.95$

Varios del rezagado

Bajo éste concepto se consideran, aceites, Diesel llantas, etc., por lo que consideraremos un 20% del costo total.

$172.95 \times .20 =$ $\$ 34.59$
 Costo total rezagado $\$ 207.54$

1.7.6.- Acarreo.

En éstas obras, el acarreo se hará por el interior de mina mediante el Cp. 65-69-55.

Que irá a chorrear hasta el buzón del nivel 555_ y de ahí a tolvas generales mediante carros --- Granby accionados por una locomotora AGV de 8 --- toneladas.

Depreciación Equipo.

Una locomotora con 8 carros Granby tiene una capacidad de acarreo en las condiciones actuales de la mina de diez viajes por turno, o sea 80 carros y cada carro tiene una capacidad nominal de 4 ton. Por lo tanto.

$$80 \times 4 = 320 \text{ ton./turno}$$

Depreciaremos la locomotora y los carros en 5 -- años con dos turnos diarios y tomando para nuestro acarreo del problema un sólo turno.

Valor de la locomotora	\$ 800,000.00
Valor de 8 carros Granby	\$ 200,000.00
Valor total	\$1'000,000.00

70% refacciones y mant.	\$ 700,000.00
Valor + 70% =	\$1'700,000.00

Depreciando en 1,500 días con 2 turnos.

$$1'700,000.00 / (5 \times 300 \times 2) = \$ 566.60$$

Mano de Obra.

Raya conductor	\$ 70.00
Raya Parrillero	" 70.00
Bono conductor y parrillero	" 140.00
Total	\$ 280.00

Varios de Acarreo.

Cárgaremos el 20% del costo de acarreo para: --

Diesel, aceite, marros, pala, grasa, etc.

$(566.60 + 280.00) \times .20 =$ \$ 169.32

Costo total acarreo por turno.

$566.60 + 280.00 + 169.32 =$ \$1,015.92

Costo total acarreo de un disparo.

$1,015.92 / 320 \times 106 =$ \$ 336.52

Resumen total de costos en cruceros de preparación por disparo.

Barrenación (barr. y disp.) = \$ 1,442.76+145.76=
\$1,588.52

Rezagado 207.54

Acarreo 336.52

total \$2,132.58

Consideramos el avance de 2.4 m., como frente y - descabece.

Costo por metro de avance.

$2,132.58 / 2.4 =$ \$ 888.50

Total preparación cruceros.

$1,429 \times 888.50 =$ \$ 1,269,666.50

1.8.- CONTRPOZO DE PREPARACION.

Este será el único contrapozo en el sistema, - el cual servirá para comunicar a todas las - - obras horizontales, para por ahí chorrear todo_ el mineral y que vaya a caer directamente al - buzón general de la mina.

Datos:

Longitud	40 m.
Sección	2.50 x 2.50 m.
Plantilla de barrenación	18 barr.
Longitud de barr.	2.40 m.
Velocidad de barrenación	.25 m./min.
Tiempo por cambio de barr.	1 min.
Tiempo por cambio de barra	1.min.

Equipo

Máq.Perf.Leona BBC-24 W ATLAS COPCO
Empujador neumático BMT-51 ATLAS COPCO
Lubricador BLG-30 ATLAS COPCO
Barra de acero exagonal integral Sandvik Coro--
mant de 0.8, 1.6, 2.4 m.
1.8.1.- Aire Comprimido.

Metros barrenados	43.20
Tiempo de barrenación	172.8 min.

tiempo por cambio de barra	18 min.
Tiempo por cambio de barr	18 min.
Tiempo total de barrenación	208 min.
Gasto máq. perforadora	150ft ³ /min.
Pies cúbicos por barrenación	31,200
Tiempo de soplado	15 min.
Consumo soplador	363 ft ³ /min.
Pies cúbicos por soplado	5,445
Tiempo de cargado	25 min.
Consumo cargador	150 ft ³ /min.
Pies cúbicos de cargado	3,750
Pies cúbicos totales	
Barrenación	31,200.
Soplado	5,445
Cargado	3,750
Total	40,395 P.C.
Costo total aire comprimido	
40.395 x 0.92 =	\$ 37.16
Acero de barrenación.	

Barra integral de 2.40 m.,	\$726.97
Barra " de 1.60 m.	470.40
Barra " de .80 m.	430.40
Total	1,627.77

Con un promedio de vida de 660 m.

Costo barras	\$ 1,627.77
Costo afilado \$0.21x660 =	\$ 138.60
Total	\$ 1,766.37

Costo acero por metro barrenado =	\$ 2.67 -
Costo total acero	115.34

Explosivos y Artificios.

De los 18 barrenos de la plantilla 15 son cargados y disparados.

Datos:

1 bombillo # 2	\$ 1.36
1 kg. de mexamon	4.04
1 m. cañuela clover	1.10
1 m. thermalita	.80
1 capsul # 6	.63
1 conector thermalita	.59

Explosivo por barreno.

1 bombillo Gelamex # 2	\$ 1.36
1.67 kg. de Super-mexamon	6.75
2.60 m. de cañuela	2.86
.5 m. de thermalita	.40
1 capsul # 6	.63
1 conector thermalita	.59
total	\$ 12.59

Costo total por explosivo y artificios =

15x12.59 =	<u>\$188.85</u>
------------	-----------------

Mano de Obra.

1 Perforista	\$ 95.90
1 Obrero general	<u>70.00</u>
Total	\$165.90

Bonificación 100% =	<u>\$165.90</u>
Total Mano de obra	<u>\$331.80</u>

Depreciación Equipo.

1 Leona BBC-24 W	\$ 75,000.00
Empujador neumático	\$ 15,000.00
Lubricador BLG-30	<u>1,500.00</u>
Sub-total	\$ 91,500.00
50% Refacciones y mantenimiento.	<u>\$ 45,750.00</u>
Total	\$137,250.00

Depreciando en tres años de 300 días laborables
y con un turno por día.

$$\text{Depreciación} = 137,250 / 3 \times 300 = \underline{\$ 152.50}$$

Mangueras y accesorios.

2 tramos de 15 m. de 1.1/2"	\$ 2,177.14
2 tramos de 15 m. de 1/2"	\$ 848.74
2 niples	28.78
4 uñas	183.00
8 abrazaderas	<u>56.00</u>
Total	\$ 3,233.66

Con una vida promedio de 4 meses con 25 días laborables y un turno por día.

Depreciación = $3,233.66/4 \times 25 =$ \$ 32.33

Varios:

Se considera un 20% de los materiales de consumo.

Expl. y art. \$ 188.85

Acero de barr. 115.34

Mangueras y Acc. 32.33

Total \$ 336.52

Costo por varios = $336.52 \times .20 =$ \$ 67.30

Resumen total de costos en contrapozo de preparación.

Aire comprimido \$ 37.16

Acero barr. 115.34

Explosivos y art. 188.85

Mano de obra 331.80

Depreciación equipo 152.50

Mangueras y Acc. 32.33

Varios 67.30

Total \$ 925.23

Costo por metro de avance.

$925.23/2.40 =$ \$ 440.50

Longitud total a desarrollar: 40 m.

Costo total de contrapozo	\$ 17,620.00 -
Costo total preparación.	
Costo total cruceros	\$1'269,666.50
Costo total contrapozo	17,620.00
Total	<u>\$1'287,286.50</u>

1.9.- TUMBE.

Se efectuará, a partir de los cruceros, y hacia ambos lados (4.4 m. a cada lado del crucero)- - hasta obtener un claro de:

$$4.4 + 2.7 + 4.4 = 11.50 \text{ m.}$$

dejando un pilar de dos metros de ancho, por to da la longitud del crucero (distancia entre sub niveles).

El avance de 4.4 m. a cada lado del crucero se calculó en base a:

1ro. El claro resultante está dentro del límite observado en otras obras anteriores.

2do. La barra para perforar es de 2.40 m. con un avance protegido real de 2.2. m. con lo que aseguramos la eficiencia en la delimitación de pilares, y en el tumba, ya que se necesitan exactamente dos bancos a cada lado y NO dos y fracción.

El tumba deberá empezarse siempre de abajo hacia arriba en ambas tablas del crucero, llegando como máximo hasta la mitad del mismo.

Una vez disparado y rezagado, ya sea con escropa y Scoop-Tram, o con Scoop-Tram. Deberá iniciarse la barrenación al empezar el crucero, aquí cuidando de no robarse el pilar y así sucesivamente en forma escalonada.

Con esto logramos que los últimos cuadros a rezagar sean los que se encuentran junto al pilar, protegiendo con ésto al trabajador.

Una vez terminado con un salón, no deberá transitarse por el, únicamente deberá transitarse por las obras horizontales, aunque se invierta más tiempo.

La explotación de los salones se llevará alternadamente o sea, que a mitad de la explotación de una sección ésta tenga la apariencia de una fila de ajedrez.

1.10.-COSTOS UNITARIOS PARA EL TUMBE.

Basándonos en los datos de los registros de operación, tenemos una capacidad de 50 barrenos por turno (barrenados y disparados) con dos máquinas, con barra de 2.40 m., con avance efectivo de 2.20 m.

Y con una influencia de 0.80 m^3 por barreno.

Metros cúbicos por turno = $0.80 \times 50 = 40$

Aire comprimido barrenación.

Longitud total barr.	120 m.
Velocidad de barr.	0.25 m/min.
Tiempo de barr.	480 min.
Tiempo por cambio de barr.	50 min.
Tiempo total de barr.	530 min.
Gasto máq. BBC-24 W	$50 \text{ ft}^3/\text{min.}$
Pies cúbicos por barr.	79,500
Pies cúbicos soplado	8,702
Pies cúbicos cargado	28,800
total	$117,012 \text{ ft}^3$

Costo aire Comprimido.

$117,012 \times 0.92 =$ \$ 107.65

Acero de barrenación:

Costo por metro barrenado	\$ 1.45
Costo acero barr.	\$174.00

Explosivos y Artificios.

Costo de explosivo por barreno	\$ 12.59
Costo por explosivo	\$ 629.50

Mano de Obra.

Raya perforista	\$ 95.90
Raya obrero general	70.00
Bono perforista	95.90
Bono obrero general	70.00
Total	<u>\$ 331.80</u>

Depreciación Equipo.

Depreciación 2 máq. BBC-24W	\$ 159.15
2 patas neumáticas BMT-51	16.66
1 lubricador BLG-30	0.83
Depreciación equipo	<u>\$ 176.64</u>

Mangueras y Accesorios	\$ 14.01
Varios 15% de los materiales	<u>122.62</u>
Costo Mangueras y acc.	\$ 136.63

Resumen Costo Tumba (Barrenado y Disparado).

Aire comprimido	\$ 107.65
Acero barrenación	174.00
Explosivos y art.	629.50

Mano de obra	\$ 331.80
Depreciación Eq.	176.64
Mangueras y Acc. y varios	136.63
Total	<u>\$1,556.22</u>

Rezagado.

Aquí el rezagado se hará con Scoop-Tram y con la combinación de Scoop-Tram y escrepa.

Capacidad del Scoop-Tram 1.53 m^3 .

Esta pala tiene una eficiencia de rezagado de 107 m^3 por turno en una distancia de 100 m. (in situ)

Volumen a rezagar:

$$50 \times 2.2 \times .60 \times .60 = 39.6 \text{ m}^3$$

Depreciación = \$ 368.34

Depreciación por el tiempo de rezagado.

$$(368.34/107) \times 39.6 = \$ 136.32$$

Mano de obra (raya más bono) \$ 191.80

Costo por mano de obra por el tiempo de rezagado

$$(191.80/107) \times 39.6 = \$ 70.98$$

Varios.

$$\text{Costo parcial } (70.98 + 191.30) \times .20 = \$ 52.55$$

Costo total rezagado con Scoop-Tram por disparo - de 50 barrenos.

Depreciación	\$ 136.32
Mano de obra	70.98
Varios	52.55
	<hr/>
Total rezagado	\$ 259.85

Combinación. (Scoop-Tram—escrepa) la escrepa rezagará del lugar del disparo hasta el piso de las obras horizontales, donde la recogerá el Scoop-Tram, dado que el tiempo de rezagado del Scoop-Tram será el mismo, adicioneremos únicamente al costo anterior, el costo de rezagado con escrepa y tomaremos éste por ser el mayor.

Valor eq. escrepa	\$ 150,000.00
Depreciación eq.	83.33
Depreciación eq. por	
tiempo de escrepeado	52.79
Mano de obra	88.69
	<hr/>
Costo total por escrepeado	\$ 141.48

Costo Total Rezagado.

Scoop-Tram	\$ 259.85
Escrepa	141.48
	<hr/>
Total	\$ 401.33

Acarreo.

El acarreo consiste en el transporte del mineral del buzón en el nivel 555 a tolvas generales y se realizará con carros granby de una capacidad de 4 toneladas, accionados por una locomotora AGV Diesel de 8 toneladas.

Depreciación Equipo	\$	506.60
Mano de obra		288.00
Varios		169.32
Costo total acarreo	\$	<u>1,015.92</u>

Costo total acarreo de un disparo.

$$(1,015.92/320) \times 126.72 = \$ 402.30$$

Costo total de un disparo.

Barrenación y disparado	\$	1,556.22
Rezagado		401.33
Acarreo		402.30
Costo total tumbe/disparo	\$	<u>2,359.85</u>

$$\text{Costo total tumbe por m}^3 \quad \$ \quad 59.60$$

$$\text{Costo total tumbe por ton.} \quad \$ \quad 18.62$$

Costo total tumbe

Costo Total Tumbe.

Toneladas tumbe = toneladas totales menos toneladas de desarrollo y toneladas de preparación.

Toneladas tumbe = $183,200 - (22,394 + 25,000) = 135,806$

Costo total tumbe = $135,806 \times 18.62 = \$2,528,707.72$

Resúmen total de costos.

Desarrollo	\$ 1,248,885.00
Preparación	1,287,286.70
Tumbe	<u>2,528,707.70</u>
Total	\$ 5,064,879.20

Costo directo por tonelada.

$\$ 5,064,879.20 / 183,200 = \$ 27.64$

CAPITULO VI

RELLENO HIDRAULICO EN EL APICE.

Para finalizar con la explotación del "Apice" se hace necesario, la sustitución de los pilares de mineral que hemos venido dejando, Ya una vez terminado de explotar una sección, por el sistema de cuartos y pilares, procedemos a recuperar los pilares sustituyéndolos con el relleno hidráulico.

El material de éste relleno viene siendo los tradicionalmente llamados "jales" que es el deshecho de la planta de beneficio y que está compuesto por arenas, lamas, y agua.

El bombeo de los "jales" se hará del patio de la mina al lugar del relleno, (la planta de beneficio entrega los jales en el patio de la mina).

Los jales se bombearan sin ningún tratamiento puesto que en este caso no se requiere de un piso firme de inmediato, por lo que las lamas (partículas finas) tendrán tiempo de asentarse en el lugar del relleno, y así por medio de decantación se recuperará por medio de -- asequias, el agua resultante.

1.1.- CALCULO DEL DIAMETRO MAS ECONOMICO DE TUBERIA.

$$D = \frac{2.2 \cdot (W/1000)^{0.45}}{d^{0.25}}$$

W = Lb/hora de agua

d = Densidad del flujo a 21°C.

$$\text{Densidad de pulpa} = \frac{\text{peso}}{\text{volumen.}}$$

En una tonelada de pulpa (jales) hay 330 Kg. de sólidos.

$$\text{Volumen} = 330/3.2 + 670 = 773 \text{ Lts.}$$

$$d = 1000/773 = 1.29 \text{ ton./m}^3$$

Dado que la planta tiene una producción de — jales de 9 m³ por hora tendremos:

$$W = 9 \text{ m}^3/\text{hora} \times 1.29 \text{ ton./m}^3 = 11.6 \text{ ton./h.}$$

$$11,600 \times 2.2 = 25,520 \text{ Lb./hora}$$

$$\text{Un metro cúbico} = 35.71 \text{ ft.}^3$$

$$\text{Densidad} = 1.29 \text{ ton./m}^3 = 79.7 \text{ Lb/ft}^3$$

$$D = \frac{2.2 (25,520/1000)^{0.45}}{79.7^{0.25}} = 3.16$$

$$D = 3.16'' \approx 4''$$

1.2.- Cálculo de Cabeza en Pies.

Para tubo de 4 "

Pérdida de cabeza por fricción = $0.22' / 100 \text{ ft.}$

ft. total = $0.22/100 \times 510 = 1.12'$

Cabeza de fricción = $1.12' \times 1.29 = 1.45$

Cabeza estática = 483.00

Válvulas, codos etc. 1.00

Total cabeza dinámica 485.45

Total redondeado 500'

Datos para encontrar el número de bombas requeridas de acuerdo al nomograma de fábrica.-

Cábeza dinámica 500 ft.

$W = \text{gasto en galones por minuto} = 9 \text{ m}^3 = 40 \text{ g./min.}$

Para trasladarnos al nomograma que está hecho para agua tendremos que multiplicar el gasto (jales) por su densidad, para encontrar su equivalente a agua.

$40 \times 1.29 = 51.60 \text{ g.p.m.} \approx 52 \text{ g.p.m.}$

y remitiéndonos al nomograma del fabricante obtenemos:

Que una bomba de 4" x 6" en su máximo trabajo y con las siguientes especificaciones — vencerá una cabeza dinámica de 118 ft.

1 4" x 6" con motor de 45 HP y 1,100 R.P.M.

Dado que nuestra cabeza dinámica es de 500ft. necesitaremos 5 bombas, y puesto que están — trabajando al máximo de revoluciones tenemos la necesidad de instalarlas repartidas a lo largo de la línea.

1.3.- COSTO DE MAQUINARIA Y EQUIPO.

5 bombas SRIC 4" x 6" , 1,100 R.P.M. -
45 HP.

160 m. de tubería de 4" C-40

5 cajones para bombas.

5 bombas \$ 400,000.00

160 m. tubería 108,000.00

5 cajones 32,000.00

Instalación 10,800.00

Total \$ 550,800.00

Depreciación..

$550,800.00/183,200 = \$2.73/\text{ton.}$

Costo total directo por tonelada.

Desarrollo \$ 1'248,885.00

Preparación 1'287,286.50

Turne 2'528,707.70

Relleno 550,800.00

Total \$ 5'615,679.20

Costo total por tonelada directo.

$5'615,679.20/183,200 = \$ 30.90$

CAPITULO VII

DESCRIPCION DEL PROCESO ACTUAL EN LA PLANTA DE - BENEFICIO.

La función de una planta de beneficio, es la de --
elevar la ley de los minerales, mediante una con--
centración de los mismos. Produciendo un producto
llamado concentrado, como en la mina se explotan_
minerales de: Oro, plata, plomo, cobre y zinc, en
la planta de beneficio obtendremos concentrados -
de: Plomo, cobre, y zinc.

El oro y la plata por su reducido volumen y alto_
valor se producen conjuntamente con el concentra-
do de plomo.

La planta de beneficio de la Unidad Reforma, se -
trata de un proceso de flotación y la podemos
dividir en 4 operaciones

Trituración

Molienda

Flotación

Filtración.

1.1.- Trituración.

Esta etapa o sección empieza en una tolva para una
capacidad de 450 toneladas de mineral de cobre, --
plomo y zinc, es aquí donde se reciben los minera-
les, ya sea de la mina Reforma o de compra.

La tolva está construida de concreto reforzado, y_

la parte superior donde se descarga el mineral está a la misma cota que el nivel principal de acarreo de la mina, aquí tiene una parrilla -- clasificadora con claros de 16" x 16" la cual no permite el acceso a fragmentos mayores, En la parte inferior de la tolva existe un chute de descarga, compuesto por placas metálicas, el mineral se descarga mediante un alimentador vibratorio.

En el alimentador vibratorio existe una parrilla de 4" de abertura, clasificando el mineral en dos productos, + 4" y - 4", el mineral de + 4" es alimentado directamente a la quebradora primaria que es de quijadas (tipo blake, 24" x 36" marca petibone de méxico, S.A. con un motor de 60 HP) en ésta quebradora el mineral es reducido, de desde 16" hasta 4", el producto de esta quebradora conjuntamente con el producto de la criba de -4" del alimentador vibratorio, es transportado por una banda de 24" (banda #1) - a otra banda de 24" (banda # 2) y ésta va a descargar a una criba vibratoria de 5' x 10' - marca Denver, de dos mallas clasificadoras, una de 2" de abertura y otra de 3/8" de abertura - clasificando el mineral en 3 productos: + 2", - 2" + 3/8 y - 3/8"

El mineral de $- 3/8"$ cae a una pequeña banda pesadora y ésta a su vez alimenta a una banda reversible y distribuidora, que descarga directamente a dos silos de almacenamiento con capacidad de 350 ton. y 300 ton., el producto de $+ 3/8"$ y menos $4"$ cae a una banda, también de $24"$ (banda #3) y en donde se encuentra un electroiman para protección de las quebradoras secundaria y terciaria, ésta banda transporta el mineral a otra criba de $4' \times 8'$ marca Deister con una malla de $1 1/4"$ clasificando a $+ 1 1/4"$ y $- 1 1/4"$. El producto de $- 1 1/4"$ cae por medio de un chute de descarga a la quebradora terciaria tipo giratorio de $4'$ marca Symons, que tritura a $3/8"$ descargando su producto a la banda # 1 (cerrando así el circuito).

El mineral de $+ 1 1/4"$ cae a la quebradora secundaria tipo giratorio de $4'$ marca TelSmith triturando el mineral a $3/4"$ y descargando a la banda No. 1.

1.1.1.-- Notas Sobre Trituración.

Cribas vibratorias. La función principal de éstas es la de clasificar el material un paso antes de cualquier tipo de quebradora, ayudando con ésto, a no recircular cargas aptas para el siguiente paso y evitando así sobrecargar las quebradoras.

1.2.- Molienda.

La sección de trituración descarga como ya - hemos dicho el mineral de tamaño máximo de - $3/8'$ en dos silos.

El mineral es descargado por la parte infe--rior de los silos a unas bandas alimentado--ras de velocidad regulable, los cuales ali--mentan a una banda pesadora, que conduce al__ mineral hasta el molino de barras.

El molino de barras es de $5' \times 10'$ horizon--tal, usa barras de $10'$ de largo por $3''$ de__ diámetro, accionado por un motor de 125 HP.-- El molino trabaja a 20 R.P.M., aquí en la en__trada del mineral al molino de barras se adi__ciona agua, para ser una molienda humeda, la descarga del molino es de 24 mallas, la cual cae a un cajón o carcamo de donde una bomba__ centrífuga de $5'' \times 4''$ SRL levanta la pulpa - y es descargada a un ciclon clasificador, los gruesos pasan al molino de bolas y los finos a la sección de flotación (tanque acondicio--nador) .

El molino de bolas es horizontal de $5' \times 10'$ cargado con bolas de diámetro de $2.5''$ y es - accionado por un motor de 125 HP y descarga__ un producto a 35 mallas, en el mismo cajón -

de carcamo (cerrándose así el circuito de molienda).

Aquí en la sección de molienda y precisamente en las descargas de los molinos se agrega constantemente agua hasta mantener una densidad en la descarga de finos del ciclón de 1.3 a 1.4 kg./lt., o sea una dilución aproximadamente de (2.1:1) .

1.2.1.- Notas Sobre Molienda.

En ésta sección la banda pesadora que descarga el mineral al molino de barras lo hace mediante un cucharón integrado al molino el cual en cada revolución que da -- se carga del cajón que es el depósito de alimentación y que es donde la banda descarga. Este cucharón es motivo de constantes paros en la totalidad de la planta, -- ya que la unión del cucharón al molino está hecha mediante tornillos y los cuales -- debido al gran par mecánico que tienen -- que vencer al cargarse el cucharón se rompen fácilmente, y su arreglo dura hasta -- 24 horas. Por lo que se recomienda cambiar el sistema de alimentación por un cono, concéntrico al molino, aprovechando la gravedad, ya que la banda alimentadora está a una considerable altura del molino.

1.3.- FLOTACION.

Los finos del ciclón, con una dilución de: 2.1:1, que es una pulpa de 33% de sólidos pasan a un tanque acondicionador de 6' x 6' y que está equipado con un agitador donde: son agregados los siguientes reactivos, SO_4Zn , cal, Xantato butílico de sodio y aerofroth No. 70, aquí el tiempo de acondicionamiento es de 6 min.

SO_4Zn .- se utiliza como depresor de la esferalerita (0.193 kg./ton.) .

Cal.- controlador del PH, que aquí debe ser de 7.5.

Xantato butílico de sodio.- colector de Pb-Cu (0.011 kg./ton.).

Aerofroth No.70.- espumante (0.011 kg./ton)

La pulpa lista para flotarse pasa a la flotación primaria que consta de un banco de 6 celdas Denver D.R.24 de 50 ft³, cada una son de tipo mecánico y se les inyecta aire a presión, el tiempo de flotación es de 9.8 min., las colas de la flotación primaria pasan a la flotación secundaria, o Scavenger de plomo, que consta de 4 celdas BR 24 iguales a las anteriores, la finalidad es flotar todo el plomo y cobre restantes de la flotación primaria, para lo cual

se agrega 0.005 kg./ton. de Xantato butílico. El producto flotado en el Rougher - es un concentrado bulk de Pb-Cu, se envía a 2 celdas de limpia agregándosele 0.096 kg./ton. de $SO_4 Zn$. para deprimir el zinc que haya flotado. Las colas de éstas celdas pasan al cajón de medios de plomo y - donde son bombeadas con una bomba centrífuga SRL de 2 1/2" x 2", al tanque acondicionador de plomo, cerrándose el circuito de flotación del Pb-Cu. El producto flotado en las celdas de limpia es el concentrado Pb-Cu que pasa a un tanque acondicionador para la separación del plomo del cobre. Este es un tanque de 8' x 8' equipado con un agitador dándose un tiempo de acondicionamiento de 12 min.. Los reactivos agregados son almidón 0.007 kg./ton. usándose como dispersante - floculante y bicromato de sodio 0.053 kg./ton, para deprimir la galena. El concentrado acondicionado es bombeado por una bomba SRL de - - - 2 1/2" x 2" a un banco de caldas sub-A - - No. 24 para la separación del plomo y el cobre, el producto flotado es el concentrado de cobre que se descarga por grave-

-dad al tanque espesador de cobre y el plomo deprimido también se descarga por gravedad - al tanque espesador de plomo.

La flotación del SCAVENGER se retorna al cajón de medios de plomo para ser bombeada al tanque acondicionador de plomo. Las colas -- del Scavenger, que es donde se encuentra la esfalerita pasa al tanque acondicionador de -- 8' x 8' para la flotación del Zn.

Aquí se agrega, cal para subir el PH a 10.5_ y así favorecer la flotación del Zn. SO_4Cu -- como activador de la esfalerita agregándosele 0.319 kg./ton., cianuro, para deprimir la piritita que llevè le mineral, agregándosele -- 0.018 kg./ton., y Xantato isopropílico de -- sodio, como colector de la esfalerita, agregándosele 0.070 kg./ton.,

La pulpa acondicionada pasa a una bomba SRL_ 5" x 4" para ser enviada al banco de la flotación primaria o rougher, el banco es de 6_ celdas Denver D.R. 24 de capacidad cada una de 50 ft³, el producto flotado es el concentrado sucio de zinc, el cual pasa a dos celdas Denver sub-A No. 24 para la relimpia, el producto final flotado es el concentrado de_ zinc, descargándose por gravedad a su respec_

-tivo tanque espesador.

Las colas de las celdas de limpia y relimpia se mandan al tanque acondicionador de zinc cerrándose dicho circuito, las colas del rouher pasan a un banco, de 6 celdas Denver Sub-A #24 para la flotación secundaria o Scavenger, dónde el producto --flotado, se conduce al tanque acondicionador, para volverlo a incorporar al circuito.

Las colas; son los estériles finales, que son bombeados a una presa acondicionada para su recepción o a la mina para el relleno hidráulico (sin ningún tratamiento).

1.4.- FILTRACION.

Esta etapa comprende toda la actividad -
concerniente en quitarle a la pulpa el -
exceso de agua hasta dejarla relativamente
seca.

El proceso empieza en los tanques espesado
res los cuales son de rastrillos de la
marca EIMCO, ya espesada la pulpa se en-
vía por medio de una bomba ODS de dia--
fragma a la sección de filtros, ésta consta
de un filtro para los concentrados de
zinc, del tipo de tambor continuo de 6' -
x 8' marca EIMCO, y los filtros de plomo
y cobre son de discos marca Denver, és--
tos filtros están equipados con una bom-
ba NASH que les permite el vacío necesario
para su funcionamiento.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Dado que en el análisis de gastos directos estimados en nuestro proyecto para la explotación del "Apice", nos ha llevado a la determinación de costos directos estimados y éstos a su vez, nos han remitido a un costo directo unitario estimado, en base a unidades de toneladas de mineral producidas el cual arroja un costo directo unitario estimado de \$ 30.90, cifra que por si sola no nos representa algo significativo en la toma de decisiones. Tendremos que llevarla al terreno comparativo, dentro del mismo negocio y con el sistema actual de explotación.

1.1.- Resúmen de Resultados de Costos Diciembre 1975

Costos Operación Mina Rep.- J-51

		Mes	Año a la fecha
Producción	\$	390,768	\$ 5'118,751
Por ton.	"	25.61	"
Prospección y Exploración	"	182,500	" 1'915,017
Por tin	"	11.96	"
Indirectos	"	490,607	" 5'703,159
Por ton.	"	32.15	"
Total Costos Operación	"	1'063,925	"12'736,927
Por ton.	"	69.72	"

Costos Operación Molino Rep. J-71

Directo	\$	589,347	\$ 6'031,282
Por ton.	"	38.52	"
Indirecto	"	252,735	" 2'332,029

Por Ton.	\$	16.52	\$	12.75
Total Operación Molino	"	842,082	"	8,363,311
Por ton.	"	55.04	"	45.74

Costos Mineral Beneficiado.

	<u>M e s</u>	<u>Año a la fecha</u>
Costos Operación Mina	\$1'063,925	\$ 12'736,927
Costos Operación Molino	" 842,082	" 8'363,311
Total Costos de Operación	"1'906,007	" 21'100,238
Por ton.	" 124.75	" 116.22
Flete Conc. de Unidad a Estación.	" 87,210	" 925,238
Por ton.	" 5.70	" 5.06
Total Costo MinBenef. puesto en Estación	"1'993,217	" 22'025,476
Por ton.	" 130.46	" 121.28

Mineral Beneficiado Rep. J-71

Toneladas (Tonelaje de - Costos)	15,259	\$ 180,718
Mineral de Compra	41	" 2,123
Total Benficiado	15,300	" 182,841

PRODUCCION DE CONCENTRADOS

N/s Minas	Pb.tons.	383.681	4,302.901
	%	59.63	57.66
Zn.Tons.	1,415.761	21,621.038	
	%	57.65	58.33
Cu.Tons.	161.024	2,785.967	
	%	24.31	24.13
Compra	Pb.Tons.	7.362	31.121
	%	35.43	35.98
Zn.Tons.	7.732	638.035	
	%	57.93	62.43
Cu.Tons.	- - -	- - -	

		<u>M e s</u>	<u>Año a la fecha</u>
Total Tons.	Pb.	391.043	4,334.022
	%	59.17	57.51
Total Tons.	Zn.	1,423.493	22,259.063
	%	57.75	58.44
Total Tons.	Cu.	161.024	2,785.957
	%	24.31	24.13

Datos de Operación Mina.

Reporte J-51

Producción

Directo

Preparación de Rebajes	\$ 92,408	\$ 1'516,776
Extracción	" 237,558	" 2'949,665
Transportación Sup.	" 60,802	" 652,310
Total directo	\$ 390,768	\$ 5'118,751

Indirecto

Administración	\$ 110,940	\$ 33,970
Depto.de Servicios	" 215,717	" 1'233,312
Gastos Generales	" 74,749	" 823,304
Total Indirecto	\$ 401,406	\$ 4'800,655

Total Producción: \$ 792,174 \$ 9'919,406

Prospección y Exploración

Directo

Frentes y Cruceros	\$ 144,726	\$ 1'221,877
Contrapozos	" 3,785	" 159,559
Perforación con Diamante	" 34,039	" 514,885
Preparación Estaciones	" - -	" 18,696
Total Directo	\$ 182,550	\$ 1'915,017

<u>Indirecto</u>	<u>M e s</u>	<u>Año a la fecha</u>
Administración		6,223
Depto. de Servicio	\$ 24,654	\$ 230,889
Gastos Generales	" 47,936	" 510,213
Bienestar	" 16,611	" 155,179
Total Indirecto	\$ 89,201	\$ 902,504
<u>Total Prospección y Exploración</u>	\$ 271,751	\$ 2'817,521
<u>Total Gastos de Opera- ción.</u>	\$ 1'063,925	\$12'736,927
<u>Costo Directo por Elementos.</u>		
Supervisión	\$ 72,634	\$ 759,528
Raya	" 158,734	" 1'964,256
Material	" 211,212	" 2'492,120
Fuerza	" 53,047	" 598,205
Varios	" 77,691	" 1'219,659
Total	\$ 573,318	\$ 7'033,768
<u>Toneladas Producidas.</u>	15,259	180,718
<u>Ensayes</u>		
Oro Gms/ton.	0.50	0.49
Plata "	81	85
Plomo %	1.77	1.63
Zinc %	6.03	7.96
Cobre %	0.50	0.62
<u>Costo por Puesto Trabajado:</u>	\$120.74	\$ 109.80

1.1.1.- Comparación.

En el reporte J-51 que se refiere al análisis de los gastos de operación mina y concentrando nuestra atención en los gastos directos de producción, observamos un total directo de \$390,768 y regresando al reporte J-51 de Costos de operación mina. Obtenemos como dato un costo directo unitario histórico (real) de \$25.61 por tonelada a ése mes, y un promedio de \$28.33 por tonelada a la fecha, y comparando con nuestro costo directo unitario estimado de \$31.90 para el "Apice" y con un sistema de explotación diferente, observamos que: El aumento en el costo de la producción por tonelada es mínimo.

1.2.- Conclusiones

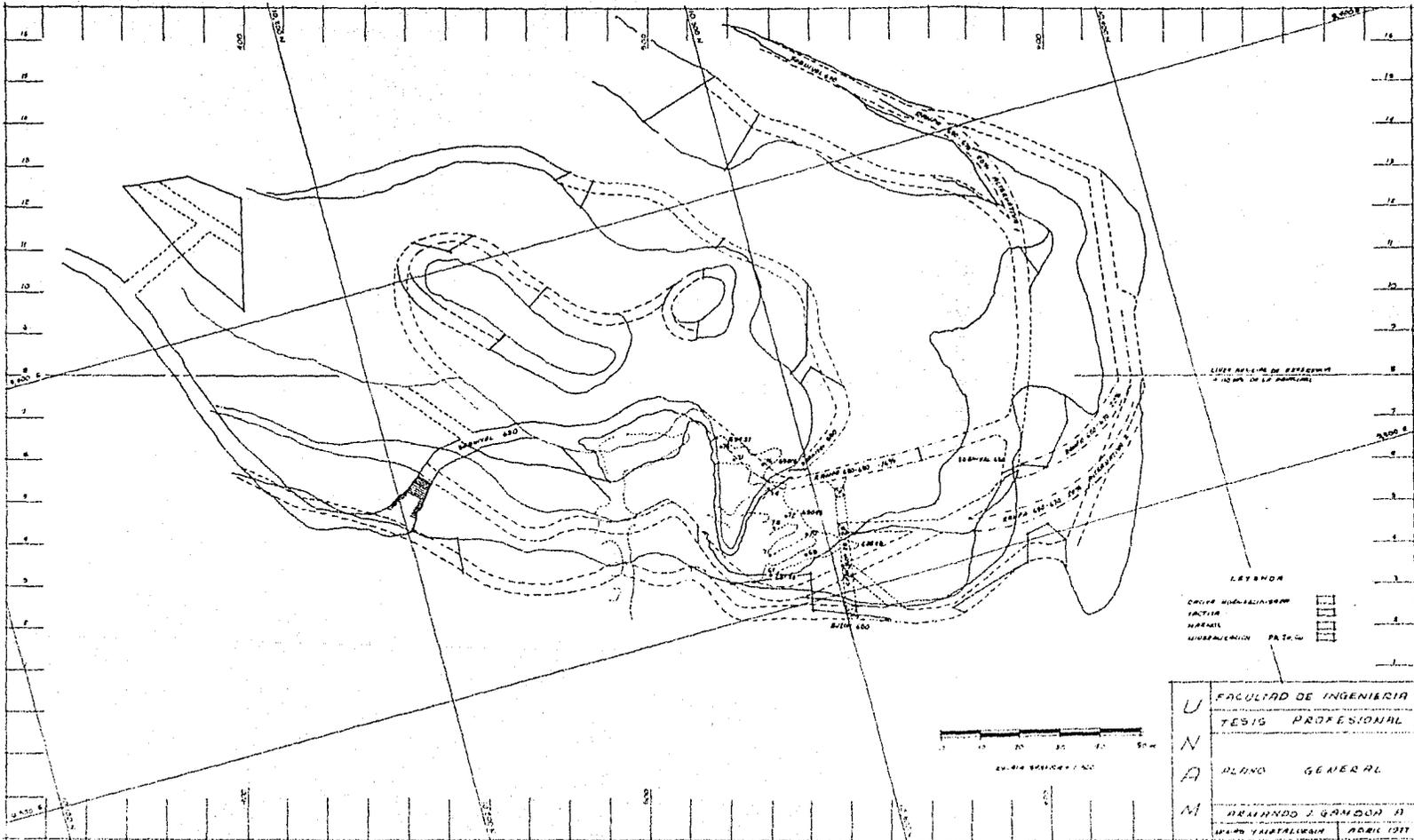
El mínimo aumento que registra el costo de la producción con nuestro sistema de cuartos y pilares respecto al actual sistema de subniveles con barrenación larga es debido: lero. a que los pilares se han proyectado en forma rectangular y que van desde una obra horizontal a otra obra horizontal, y no en la forma tradicional de llevar pilares de sección cuadrada lo cual representa explotar un yacimiento con obras de desarrollo (frentes) lo cual eleva (moustrosamente) el costo de un sistema de salones y pilares.

2do. a que las operaciones de rezagado han sido - mecanizadas respecto al sistema de subniveles que existe actualmente en la parte vertical del cuerpo, introduciendo para esto palas frontales sobre neumáticos de accionamiento autónomo (Scoop-Tram) Diesel .

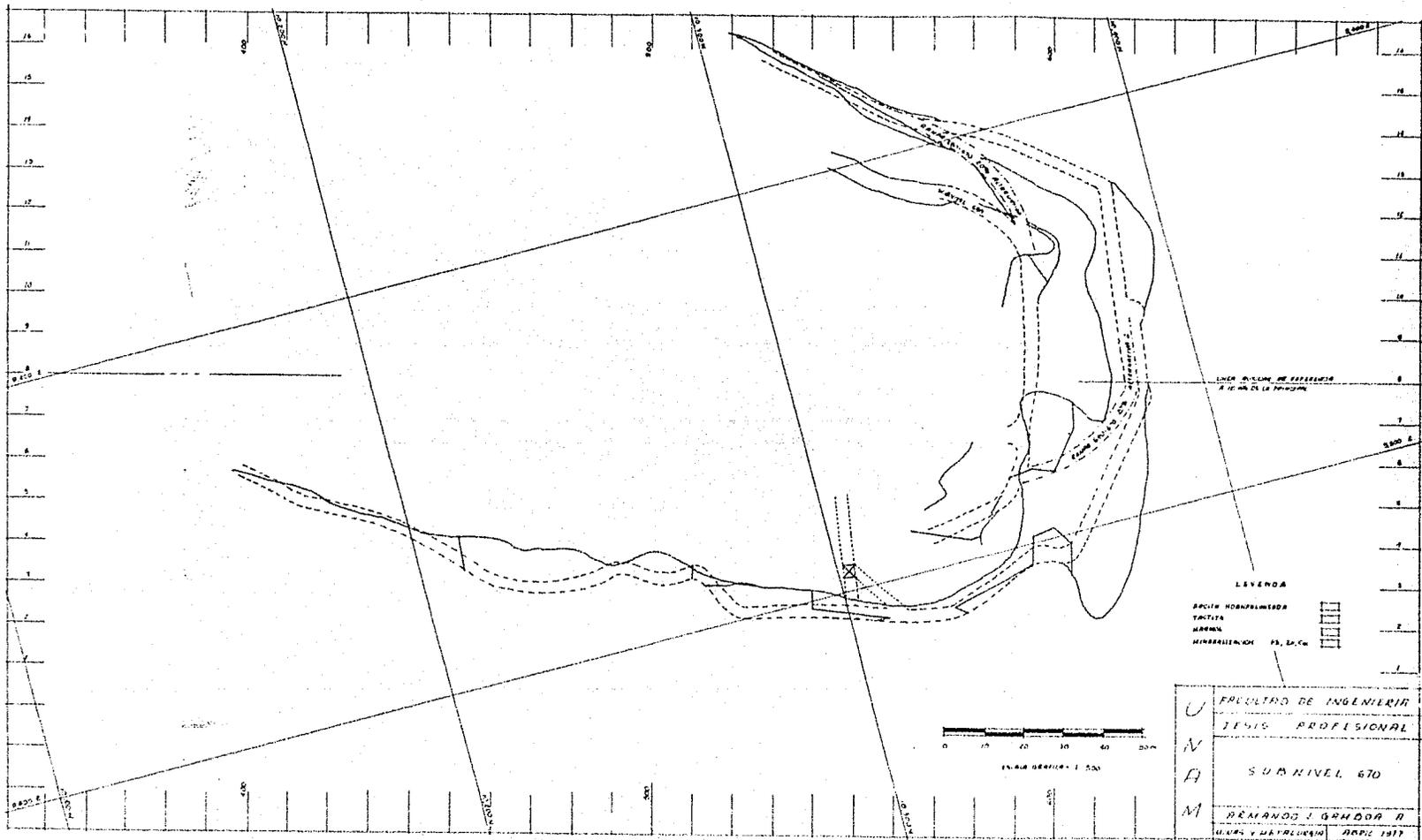
3ero. a la accesibilidad del equipo a todas las - obras, mediante rampas y a la vez la accesibili-- dad de éste a los talleres de servicio, lo que se traduce en menos tiempos perdidos por: Cambio de_ equipos de un lugar a otro, por reparaciones for-- zosas de equipos cautivos.

1.3.- Recomendaciones.

Estas se han venido desarrollando a través del --- presente trabajo, en cada uno de los temas trata-- dos. La única que considero haría falta es la de_ órden geológico y operacional, de efectuar todas_ las obras de desarrollo (obras horizontales y ram-- pas) en el contacto mineral-techo (tactita minera-- lizada-dacita), dado que la roca envolvente que es la dacita observa un perfecto comportamiento en la regularidad de su contacto, no así el piso, que -- está constituido por el núcleo de marmol.



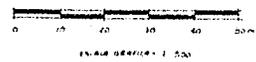
U	FACULTAD DE INGENIERIA
N	TESIS PROFESIONAL
A	PLANO GENERAL
M	ARMANDO J. GANDON II
	MADEIRA Y ARTEFACTOS - AÑO 1977

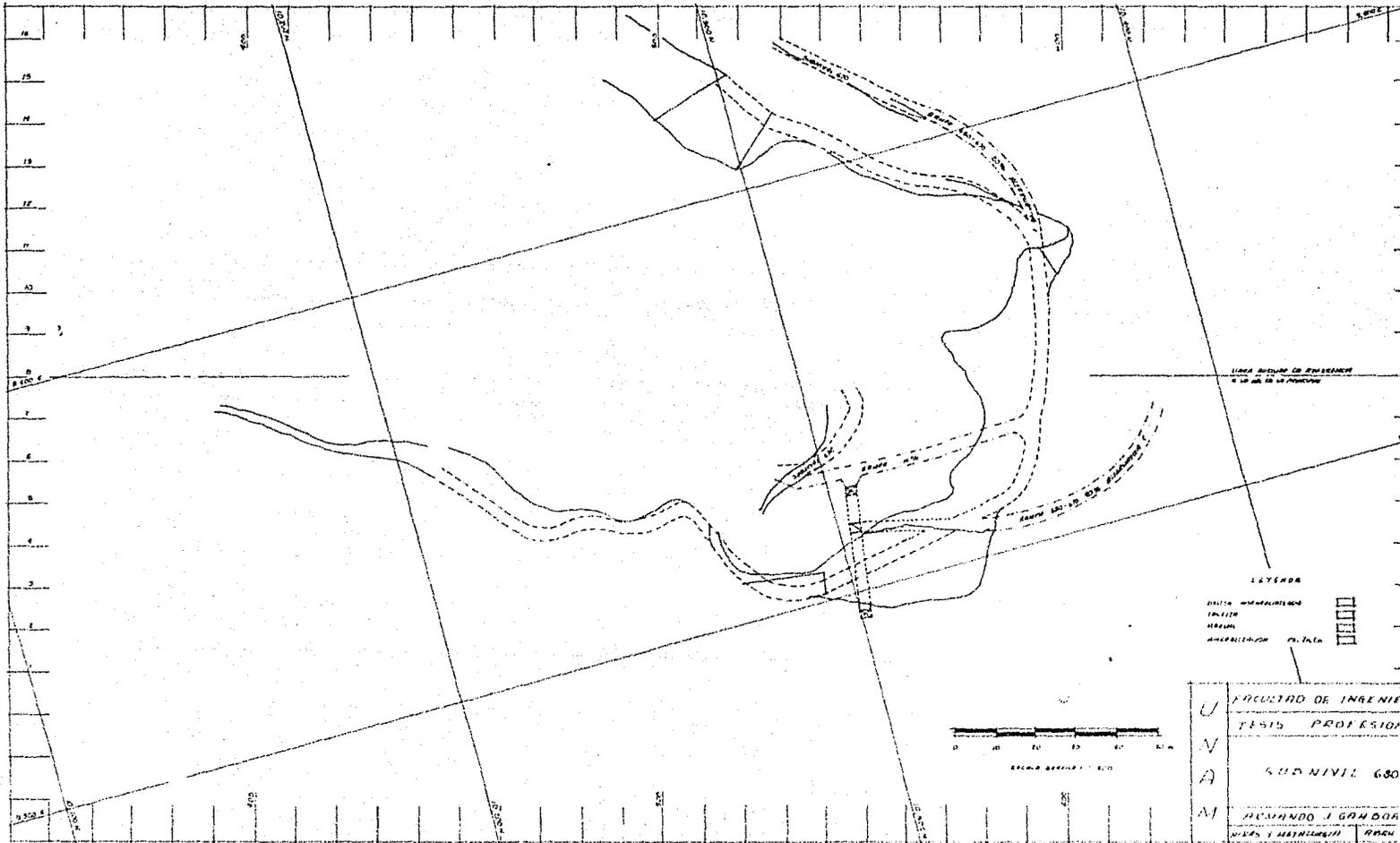


LEYENDA

BACIN NONDELIMITADA 
 FACTOR 
 MAREMA 
 HERRAMIENTAS P. S. C. 

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	SUB NIVEL 670
	DAMA DE 100 M ALCANTARILLADO AÑO 1917





LEYENDA

CALLE —————

CANAL - - - - -

CALLE DE LA VILLA (with vertical bars)

CALLE DE LA ESCUELA - · - · - (with vertical bars)

0 10 20 30 40 50 M

ESCALA GRÁFICA 1:500

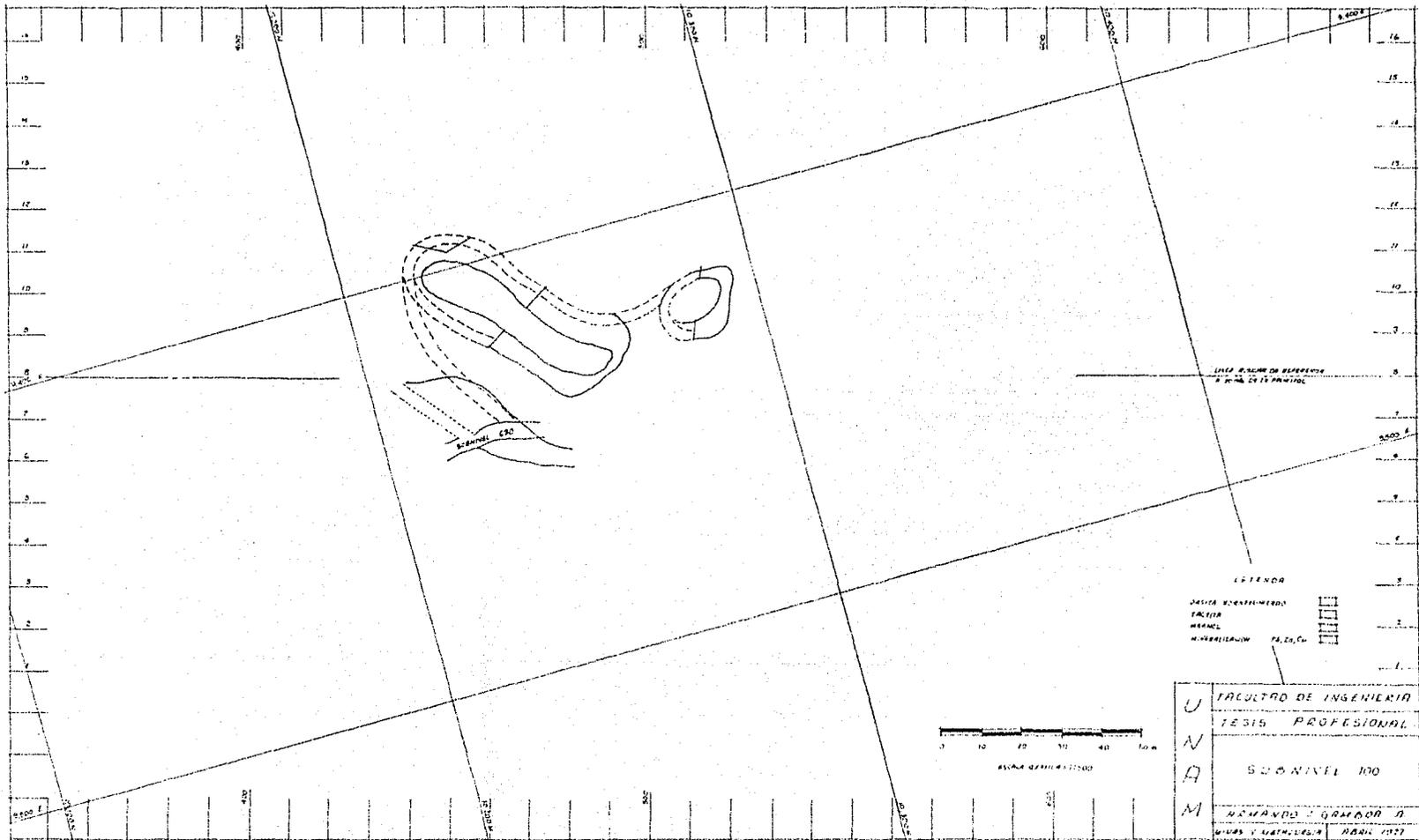
FACULTAD DE INGENIERIA

1915 PROFESION

SUD NIVEL 680

ALVARADO Y GAMBORA

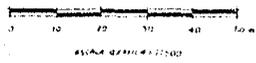
ALVARADO Y GAMBORA



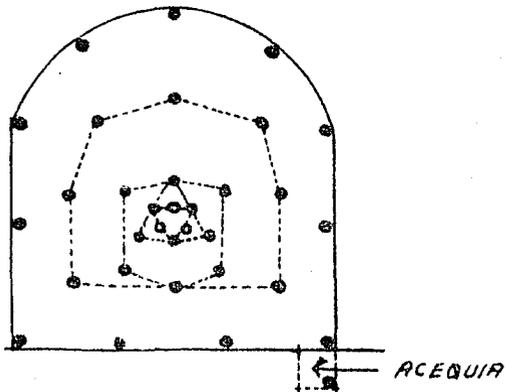
LEYENDA

JALISCO ACQUEDUCTADO	---
TACTIA	---
MERCAL	---
MUNICIPALIDAD P.A.S.C.	---

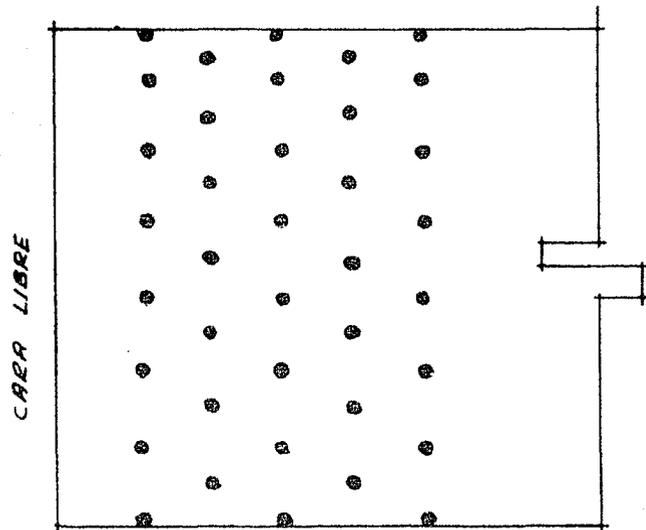
U	FACULTAD DE INGENIERIA
N	TESIS PROFESIONAL
A	SEMESTRE 100
M	HERNANDEZ GUARDADOR A
	CIENCIAS Y MATERIAS: ABRIL 1977



FRENTE

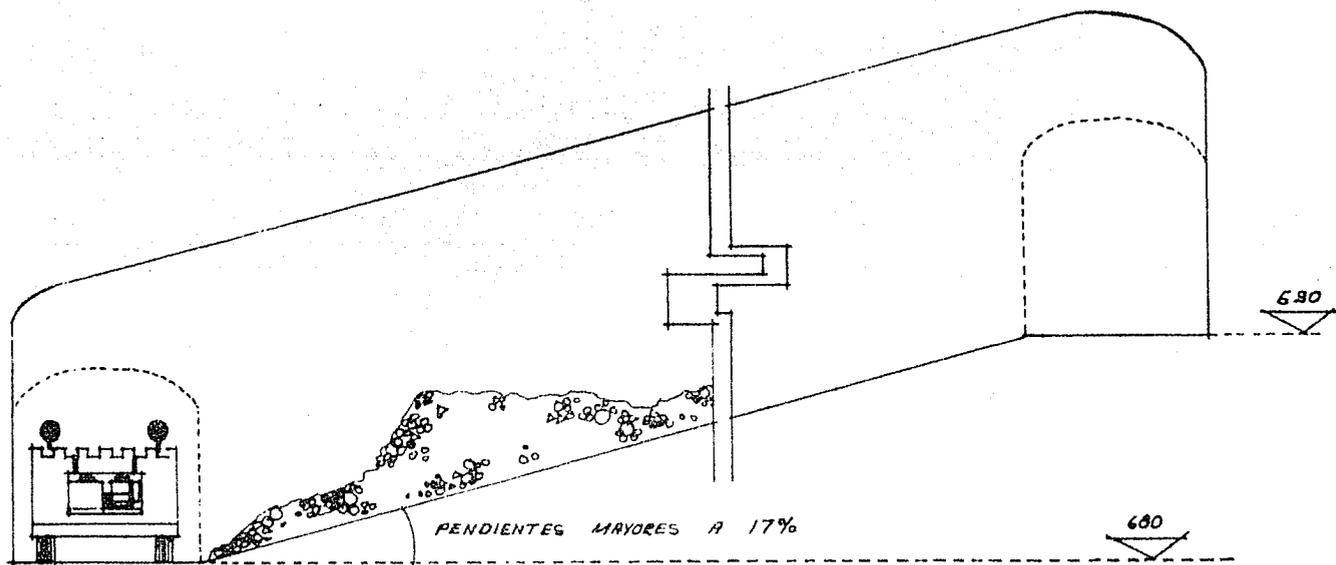


TUMBE



U	FAC. DE INGENIERIA	TESIS PROFESIONAL	1
N	CROQUIS : DE LAS PLANTILLAS DE BARRENACION DE LOS FRENTE Y DEL TUMBE		
M	ARMANDO GAMBOA	ABRIL 1977	

SCOOP TRAM TRANSPORTANDO EQUIPO DE ESCREPA



U	FAC. DE INGENIERIA	TESIS PROFESIONAL	2
N	CROQUIS MOSTRANDO LA FACILIDAD DE REZAGADO		
A	AUN CON ESCREPA, DADO A LA ACCESIBILIDAD DE EQUIPO		
M	ARMANDO GAMBOA	ABRIL 1977	