

242



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

**PROYECTO DEL TIRO DE EXTRACCION
PARA LA MINA TETZINTLA
UNIDAD MOLANGO, HIDALGO**

T E S I S

**Que para obtener el Título de
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA**

p r e s e n t a:

JOEL OLGUIN AGUILAR

México, D. F.

1987



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

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

INDICE
CAPITULO PRIMERO
INTRODUCCION

	<u>PAGINAS:</u>	
1.0.	LOCALIZACION Y VIAS DE COMUNICACION.	1
1.1.	ANTECEDENTES MINEROS.	2
1.2.	POBLACION, ECONOMIA Y SERVICIOS.	3
1.3.	CLIMA Y VEGETACION.	3
1.4.	TOPOGRAFIA.	4

CAPITULO SEGUNDO
GEOLOGIA Y RESERVAS

2.0.	GEOLOGIA GENERAL.	5
2.1.	GEOLOGIA ESTRUCTURAL.	11
2.2.	GEOLOGIA ECONOMICA.	14
2.3.	MINERALOGIA.	15
2.4.	GEOLOGIA DEL LUGAR DONDE SE COLARA EL TIRO.	16
2.5.	RESERVAS DEL MINERAL.	17

CAPITULO TERCERO
PROYECTO TIRO TETZINTLA

3.0.	ANTECEDENTES.	18
3.1.	DATOS GENERALES.	19
3.2.	CALCULO DEL MALACATE.	21
3.3.1.	ESTACION DE QUEBRADORAS	31
3.3.2.	ESTACION DE CARTUCHOS.	32
3.3.3.	TRANSFERENCIA DE MINERAL Y METALERAS DE RECIBO.	32
3.3.4.	TOLVAS DE RECIBO Y TUNELES DE DESALOJO.	33
3.3.5.	FONDO DEL TIRO Y DESCARGA DEL SKIP.	34
3.3.6.	GUIAS.	35
3.3.7.	SOPORTES PARA GUIAS FIJAS Y GUIAS CURA.	37

3.3.8.	ESTACION DE PESOS PARA GUIA.	38
3.3.9.	PLACA DEFLECTORA DE OPERACIONES.	38
3.3.10.	SKIP Y CONTRAPESO.	39
3.4.	TIEMPO Y COSTO DE LAS OBRAS.	39
3.4.1.	RAMPAS DE ACCESO.	39
3.4.1.2.	ANALISIS DE TIEMPO.	41
3.4.1.3.	BARRENACION	41
3.4.1.4.	REZAGADO.	42
3.4.1.5.	COSTOS UNITARIOS.	44
3.4.1.6.	COSTOS DE CUELE DE RAMPAS, CRUCEROS Y FRENTERES.	45
3.4.1.7.	TIRO DE MANTEO.	47
3.4.1.8.	CONTRAPOZO ROBBINS.	48
3.4.1.9.	ANALISIS DE TIEMPOS.	48
3.4.2.1.	BARRENACION.	48
3.4.2.2.	REZAGADO.	49
3.4.2.3.	COSTOS.	49
3.4.2.4.	AMPLIACION DE TIRO DE MANTEO.	50
3.4.2.5.	BARRENACION.	50
3.4.2.6.	REZAGADO.	51
3.4.2.7.	COSTOS DE AMPLIACION TIRO DE MANTEO.	51

CAPITULO CUARTO
ANALISIS ECONOMICO

4.1.	INVERSION.	52
------	------------	----

CAPITULO QUINTO
DESCRIPCION DEL PROCESO METALURGICO DEL MINERAL

5.1.	PROCESO DEL MINERAL POR MEDIO PESADO (P.M.P.)	58
5.2.	DESCRIPCION DEL PROCESO DE NODULIZACION.	62
	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	67
	BIBLIOGRAFIA.	68
	APENDICE	69

CAPITULO PRIMERO

1.- INTRODUCCION

1.0 LOCALIZACION Y VIAS DE COMUNICACION. -

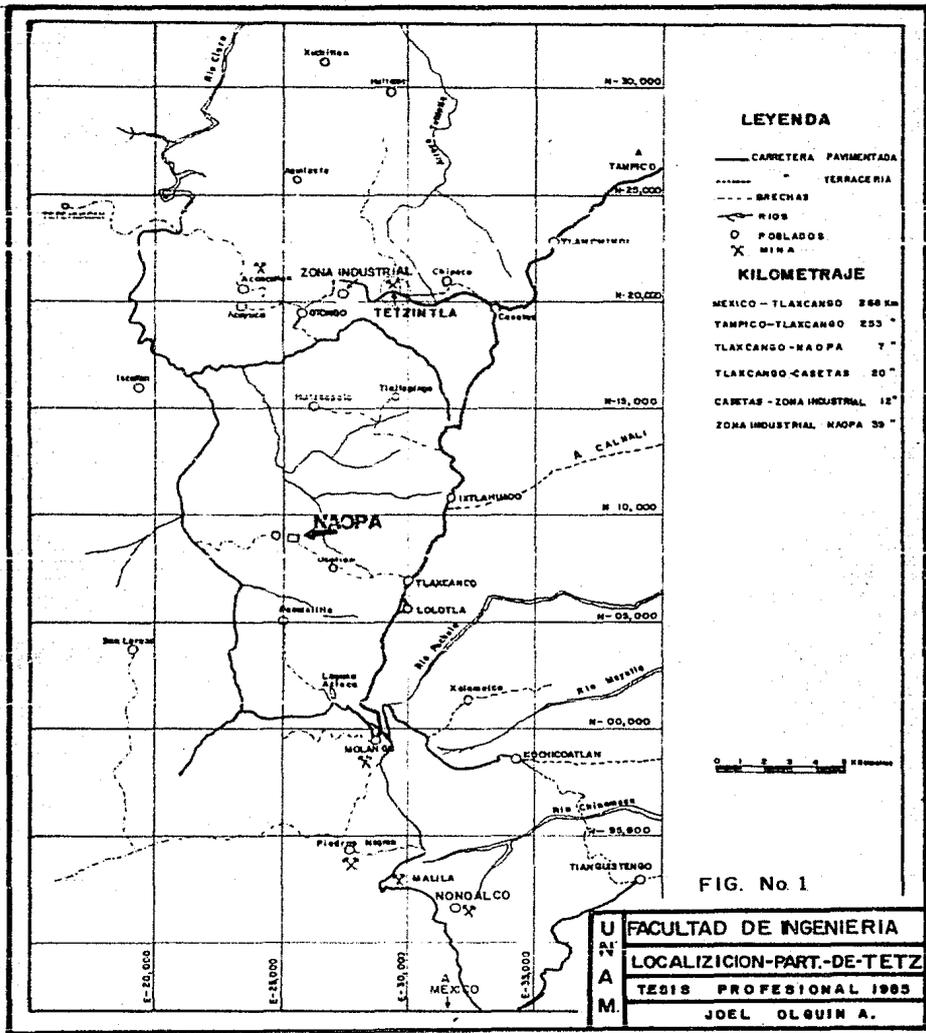
El distrito manganesífero de Molango, se encuentra localizado hacia el - Norte del Estado de Hidalgo, abarca una extensa área de 50 Km en dirección Este Oeste, quedando la parte central de esta zona aproximadamente a 260 Km al Norte de la ciudad de México, y a 270 Km del puerto de Tampico, Tamps.

El área de Tetzintla se encuentra en la parte Norte del distrito manganesífero de Molango, siendo sus coordenadas geográficas:

Latitud Norte	20° - 57' - 30"
Longitud Oeste	98° - 45' - 15"
Elevación sobre el nivel del mar	1165 m.s.n.m.

Su inmediata comunicación por la carretera federal No. 105 que va de México a Tampico (vía corta), la cual se encuentra asfaltada en su totalidad y -- cruza de Norte a Sur el distrito.-

A 157 Km al Norte de Pachuca, se encuentra la desviación que comunica la unidad Minero - Metalúrgica. Este ramal cuenta con 13 km de camino asfaltado, - siendo accesible en todas las épocas del año, excepto por algunos periodos sumamente cortos, debido a derrumbes y deslaves sobre la carretera, los cuales son reparados continuamente. El principal centro de población es Molango, el cual - cuenta con 3,000 habitantes, dispone de aeropista; no existen vuelos regulares. Molango cuenta con servicios de Correo, Telégrafo, Teléfono.



1.1 ANTECEDENTES MINEROS.

El manganeso del distrito Molango fue descubierto en el año de 1958 por el Sr. Erasmo Aparicio, en un lugar llamado " Piedras Negras ", que se encuentra a 5 Km al SO de Molango; las muestras recolectadas por esta persona fueron llevadas a los señores Del Razo, propietarios de la empresa Minerales Industriales de Puebla, S. A., quienes hicieron alguna exploración preliminar directa de unos cuantos afloramientos de óxidos de manganeso y realizaron los primeros denuncios sobre el área.

En 1960, la Compañía Minera Autlán, S. A. de C. V., fue invitada por estas personas para que visitaran el área; comisionándose a los Ingenieros: Eugenio Tavera y Rafael Alexandri para efectuar el reconocimiento del mismo. Al realizar los primeros estudios se percataron de que el manganeso se encontraba en rocas sedimentarias del Jurásico Superior; posteriormente, se realizaron reconocimientos más detallados y el área adquirió gran importancia, pues se había descubierto el yacimiento más grande de Norteamérica y también uno de los más grandes del mundo. La explotación de los depósitos de alta ley en el distrito fue iniciada en el año de 1960 por la Compañía Minera San Fernando, con producción muy pequeña. Unos meses más tarde, la Compañía Minera Buenavista, S. A., comenzó el desarrollo de la Mina Buenavista, localizada a 4 Km al Sur de Molango.

Hacia fines de 1962, la Compañía Minera San Fernando comenzó el desarrollo de la Mina San Fernando, localizada en la zona Norte del distrito, al tiempo que la Compañía Minera Autlán, S. A. de C. V., adquirió el dominio total de esta Mina y es la que actualmente explota la mayor parte de los depósitos de manganeso.

1.2. POBLACION, ECONOMIA Y SERVICIOS.

En el área de Tetzintla, el principal centro de población es Otongo, el cual cuenta con 1,500 habitantes, aproximadamente, y los siguientes servicios: Teléfono, Correo, Televisión, así como una ruta de autobuses.

El poblado más próximo es Tlanchinol, que cuenta con 4,000 habitantes, aproximadamente; además de los servicios públicos de: Telégrafo, Correo, Ruta de autobuses. Politicamente Molango y Huejutla son los poblados que revisten mayor importancia, ya que son Cabeceras Municipales, cuentan con todos los servicios públicos requeridos, y ambos poseen pista de aterrizaje para pequeños aviones.

Por lo que respecta a la economía, la minería es la actividad principal del área, quedando en segundo plano la agricultura, la ganadería y el comercio.

1.3. CLIMA Y VEGETACION.

El clima es templado, aunque existen en la Sierra de Hidalgo diversas variaciones en el clima, debido a la gran diferencia de elevaciones y a la orientación de las montañas, caracterizándose dos zonas que son:

La parte Norte - Oriental, donde los vientos húmedos que vienen del Golfo de México descargan casi toda la humedad, propiciando un clima húmedo y frío, teniéndose en esta zona una de las precipitaciones más altas (230 mm. a

nuales); y la zona Sur - Occidental donde se encuentran profundos valles, con clima semi-cálida. Gran parte de la precipitación pluvial se presenta en los meses de Junio y Febrero en periodos largos y constantes; por el mes de Septiembre, se presentan fuertes vientos, con abundantes descargas eléctricas.

En la parte central (área Tetzintla), la precipitación media anual es de 1041 mm; la temperatura varía entre 20° y 37° C; la humedad media anual es de 70.66 %.

En la región pueden distinguirse dos tipos de vegetación; en las partes altas predominan las especies de zonas frías, como son las coníferas y algunos pastos típicos de ésta. Hacia las partes bajas, la vegetación es de tipo semitropical, encontrándose algunas maderas finas como el Cedro Rojo y el Tlacuilo. Además otros tipos de árboles de menos calidad, pero de gran importancia, debido a su uso en la construcción de casas, así como de muebles.

1.4.- TOPOGRAFIA.

El relieve de la región es de tipo montañoso, de pendientes pronunciadas, y pertenece a la Sierra Madre Oriental.

CAPITULO SEGUNDO
2.- GEOLOGIA Y RESERVAS

2.0 GEOLOGIA GENERAL.

2.0.0. GEOMORFOLOGIA.

El área de estudio se encuentra ubicada dentro de la provincia fisiográfica denominada Sierra Madre Oriental, la cual se extiende en una franja orientada con rumbo N - S, encontrándose al Este por la llanura costera del Golfo de México, y al Oeste, por la meseta central.

Esta zona presenta fisiografía en etapa transicional entre joven y madura, en la cual se puede observar, en ocasiones profundas barrancas en forma de V, y en otras, algunos valles de poca extensión, entre hileras de montañas que se alinean con rumbo aproximado de NO 45° SE. Las elevaciones fluctúan entre 400 y 2,500 m.s.n.m., encontrándose en ocasiones elevaciones hasta de --- 2,600 m.s.n.m.

Las rocas sedimentarias se encuentran expuestas a gran erosión, debido al clima que prevalece en el área, observándose que los cerros y picachos que presentan elevaciones considerables siempre se encuentran coronados por rocas volcánicas, las que han servido de escudo contra los agentes erosionales. El área se encuentra en la etapa juvenil del ciclo geomorfológico, ya que los -- arroyos existentes en ésta, son intermitentes, aproximadamente rectos y de co rrientes muy rápidas.

2.0.1.- ESTRATIGRAFIA.

A) FORMACION SANTIAGO [J44]

JURASICO SUPERIOR (OXFORDIANO)

Def. a): Se le ha dado el nombre de Formación Santiago a una secuencia de limolitas calcáreas carbonosas, de color gris oscuro a negro, con intercalaciones de calizas arcillosas de 40 cm de espesor. Contiene pirita diseminada y se intemperiza a color pardo amarillento; presenta cruceo diagonal a los planos de estratificación y fractura subconcooidal. Su nombre se deriva del arroyo de Santiago, que desemboca en el Río Moctezuma, en el pueblo de Tamán, S. L. P., designándose aquí su localidad tipo.

Def. b): RELACION ESTRATIGRAFICA.

Sobreyace en contacto transicional a la Formación Tepejic y subyace concordantemente al horizonte manganesífero contenido por la Formación Chipoco.

B) FORMACION CHIPOCO.

a).- Definición:

Anteriormente se le denominaba Formación Tamán Mixto, ha sido definida actualmente por Hermoso de la Torre (1972) como una -

secuencia de calizas y limolitas calcáreas alternadas, ambas de color gris oscuro, presentándose en estratos delgados y medianos. En el Distrito de Molango el horizonte manganesífero se encuentra en la base, constituida por una secuencia de rocas manganesíferas.

Se le ha denominado "Rocas Manganesíferas", ya que el alto contenido de manganeso produce que pase a formar mena. Su apariencia es de caliza de grano fino, bien estratificada, de color gris oscuro a negro. Ocasionalmente presenta laminaciones de pirita de 1 a 2 mm de espesor; presenta fracturas rellenas de cuarzo, calcita y en ocasiones rodocrosita; el fracturamiento es perpendicular a los planos de estratificación. Su localización tipo se encuentra en el poblado de Chipoco, Hgo. (Figura No. 2).

b).- LITOLOGÍA Y ESPESOR (Cabrera, 1976).

En el contacto con la Formación Santiago, se encuentra una capa brechoide, con espesores hasta de 0.70 m, con abundantes vetillas de carbonatos y calcialuminatos y contenidos bajos de manganeso (13-20 %). Sobre esta brecha se encuentran las calizas manganesíferas de color gris oscuro que se intemperizan a gris pardo. Las calizas con alto contenido de manganeso (25 - 27 %) son muy laminares; tienen crucero bien definido y fracturamiento perpendicular a la estratificación; presentan inter

calaciones pequeñas de pirita (1 a 2mm) y serpentina, que les da color amarillo verdoso. La roca de esta zona presenta matriz de grano fino y espesores aproximadamente de 0.80 m. Hacia la parte superior se encuentran calizas manganesíferas de color gris oscuro, en estratos de 5 a 25 cm de espesor, con pequeñas intercalaciones de pirita y pirita diseminada; su fracturamiento es perpendicular a su estratificación. El contenido de manganeso en esta zona disminuye gradualmente hasta llegar al 10 %, donde finalizan las facies manganesíferas; el espesor es aproximadamente 17.0 m. (Figura No. 3)

c).- RELACION ESTRATIGRAFICA

Descansa concordantemente sobre la Formación Santiago y se encuentra subyaciendo el contacto transicional a la Formación Pimienta.

C).- FORMACION TAMAULIPAS (Jsp)

JURASICO SUPERIOR (TITONIANO).

a).- Definición:

Descrita originalmente por Heim en 1926 (Carrillo Bravo, 1965), quien le dio el nombre de Formación Pimienta a una secuencia de calizas de color gris claro, verdoso y pardas claras de estratificación delgada a mediana, con lentes de pedernal negro.

ALTERNANCIA DE ROCAS
ALCAREO ARCILLOSAS. COLOR GRIS
OSCURO LIMOLITAS Y CALIZAS LIMO-
LITICAS FOSILIFERAS

ROCA LAMINAR CALCAREA
COLOR GRIS OSCURO A NEGRO
ARCILLOSA DE GRANO FINO

LUTITA GRIS CLARO CON LENTES
DE CALCARENITA

ROCA LAMINAR CALCAREA EN
ESTRATOS DE 0.5 A 5 cm.
BAJO CONTENIDO DE Mn.
LUTITA GRIS CLARO JABONOSA
DELEZNABLE

CALIZA MANGANESIFERA LAMINAR
COLOR GRIS OSCURO GRANO FINO
CON ABUNDANTES VENILLAS DE CAL-
CITA

CALIZA MANGANESIFERA LAMINAR
COLOR GRIS OSCURO GRANO FINO
ZONA ECONOMICA.



FIG. No. 3

U	FACULTAD DE INGENIERIA
N	LITOLOGIA DE LAS FACIES
A	MANGANESIFERAS
M	TESIS
	J. C. F.

La localidad tipo es el Rancho La Pimienta, situado en el valle del Río Moctezuma, en la región de Tamazunchale, S. L. P., donde el espesor varía entre 200 y 300 m.

b).- DISTRIBUCION ESTRATIGRAFICA.

Sobreyace en contacto transicional a la Formación Chipoco. En el Área de Tetzintla y Acuatitla constituye a la cima del macizo sedimentario y frecuentemente se encuentra cubierta por rocas volcánicas del terciario. Hacia el Sur del Distrito, en el área de Nonoalco, subyace en contacto concordante y transicional a la Formación Tamaulipas Inferior.

2.0.2.- ROCAS IGNEAS Y METAMORFICAS.

ROCAS IGNEAS:

En el área de Acuatitla, así como en gran parte del Distrito manganesífero, se encuentran algunas superficies cubiertas por rocas ígneas extrusivas, principalmente basaltos del terciario superior. En general se trata de corrientes de lava, pero en la base de éstas, o intercaladas entre ellas, existen algunos espesores relativamente delgados de acumulaciones piroclásticas, principalmente tobas (Cabrera S., 1975). Se encuentran también rocas ígneas extrusivas de tipo andesítico, pero son relativamente escasas, debiéndose en gran parte a que están cubiertas por los derrames basálticos que fueron los últimos en ocurrir.

ocurrir.

Se le ha determinado hacia el SO del Anticlinal de Tetzintla un cuerpo intrusivo de composición intermedia por medio de barrenación de diamante, el cual presenta forma muy irregular e interrumpe la secuencia estratigráfica normal, provocando alteraciones en las rocas adyacentes.

b).- ROCAS METAMORFICAS.

Hacia la parte central del Distrito, donde el desagüe ha cortado profundamente a través de las rocas mesozoicas, existen varias ventanas estructurales, en las que afloran rocas metamórficas representadas por gneisses, esquistos y algunos metaconglomerados.

Megascópicamente los gneisses se ven constituidos por cuarzo, feldespatos y biotita como componentes principales, encontrándose con accesorios apatita, zircón y granate. Según estudios realizados por el Dr. Carl Fries, 1962. Los gneisses se presentan en dos clases: Uno compuesto por cuarzo, microclina, ortoclasa y albita, como minerales esenciales con granate y magnetita como minerales accesorios; El segundo que se encuentra subyaciendo al anterior se compone de oligoclasa, andesina, augita, hornblenda y olivino como minerales esenciales, además de biotita como mineral secundario. De acuerdo con estudios geocronológicos realizados por el Instituto de Geología de la ---

U.N.A.M., se le determinó edad de 1210 ± 140 millones de años, con lo cual queda confirmada la edad precámbrica del complejo.

2.1.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

El Distrito manganésifero de Molango está comprendido sobre un gran levantamiento denominado Anticlinorio de Huayacocotla (Erben, 1956).

El Anticlinorio de Huayacocotla es una de las grandes estructuras que conforman a la Sierra Madre Oriental, de orientación aproximada de $NO 45^{\circ} SE$, con longitud de más de 150 Km, estando limitada hacia el Norte por el Basamento Victoria - Sierra del Abra, al Sur por el macizo de Teziutlán y al Este por la antefosa de Chicontepec, su eje pasa al Este de Molango y Zacualtípán, Hgo., Divisadero y Huayacocotla, Ver.

El núcleo del Anticlinorio de Huayacocotla ha sido profundamente erosionado, dejando al descubierto afloramientos de rocas metamórficas de edad precámbrica, rocas sedimentarias del Paleozoico Superior y Mesozoico Inferior, estando expuestas hacia sus flancos rocas sedimentarias marinas del Jurásico Superior y Cretácico Inferior.

Las rocas metamórficas presentan un sistema de fallas que no cortan a las rocas del Paleozoico Inferior. Las rocas paleozoicas a su vez presentan plegamientos muy intensos, diferentes al que presentan los sedimentos del Triásico y Jurásico, presentando además un sistema de fallas con las mismas características de no afectar a las rocas más jóvenes.

Durante el Triásico la región es nuevamente levantada y plegada, pero en menor grado que en los eventos anteriores.

A finales del Jurásico Inferior, el área se ve perturbada nuevamente por fenómenos tectónicos que originan plegamientos y levantamientos intensos.

Durante el Cretácico Superior y parte del terciario la zona sufre uno de sus mayores movimientos corticales provocados por la Orogenia Laramide, la cual ocasiona la formación de la Sierra Madre Oriental con sus grandes estructuras, manifestándose en el área por medio de anticlinales y sinclinales angostos y alargados, asimétricos y frecuentemente con recubencia; la dirección de este movimiento actuó con rumbo NE a O ocasionando que los pliegues formados tomaran orientación NO - SE, con buzamiento hacia el SO.

ESTRUCTURALES LOCALES:

Los pliegues que se encuentran dentro del Distrito manganesífero de Molango presentan dirección general de $N 45^\circ$), lo que significa que las fuerzas de compresión, perpendiculares a los ejes axiales de las estructuras, actuaron en dirección aproximada $N 45^\circ E$.

En el anticlinal de Tetzintla, son estructuras formadas por procesos de compresión, manifestándose por las posiciones del eje del pliegue, cuyo plano axial se inclina hacia el NE, dirección del esfuerzo mayor de compresión. La asimetría del anticlinal está demostrada por la diferencia de longitud que presenta el flanco SO con respecto al flanco SE. La principal característica estructural del yacimiento es la presencia de fallas de empuje, en las cuales

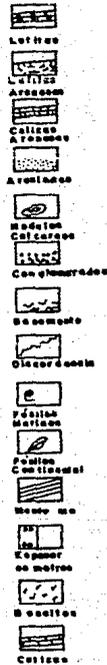
el techo asciende con relación con el piso. Estas fallas poseen desplazamiento vertical que varían de 1 a 10 m, que a nivel local presentarían graves problemas para el desarrollo de la explotación.

Las rocas que constituyen las facies manganesíferas es considerada, - de acuerdo con los principios de mecánica de rocas, como roca componente debido al intenso fallamiento que presenta. en contraste con las rocas que le subyacen limolitas calcáreas - carbonosas de la Formación Santiago, que son consideradas incompetentes. (Figura No. 4).

COLUMNA GEOLOGICA GENERALIZADA



- Derrames volcánicos basálticos
- Fm. Pítonica (hacia 1900) Típicamente, calizas negras alternadas con lutitas, basaltos y pedregal
- Fm. Calpeña (hacia 1800) (limonización) calizas cristalinas y lutitas calcáreas, también marls. M.
- Fm. Sorfuga. Calizas de Meda. Lutitas calcáreas, grutas diseminadas, pedregal calcáreo intercalado
- Fm. Tapena comarcana
- Fm. Calpeña Jurdana media Conglomerado basal (4m.) Lutitas, arenitas cristalinas en Meda
- Fm. Manganesífera, Jurada inferior Conglomerado basal (20m) calizas arenosas arenosas micáceas (40m) lutitas (500 m).



Fm. Bacanera, Pérmico, Lutitas, Foraminíferos
Braquiópodos, Púscopodos

Complejo Metamórfico Basal Precámbrico
Esquistos micáceos, Gneis, paragneis - márficos

FIG. No. 4

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA
	COLUMNA GEOLOGICA
	GRUPO A REALIZADA
	TESIS PROFESIONAL 1980
	JOEL OLGUIN A.

FECHA: 13 JULIO 1985

BARRENO DE EXPLORACION No 178

Mts

0

LIMOLITA COLOR GRIS CLARO, COMPACTA
ESTRATIFICACION LAMINAR, CONTIENE
VETILLAS DE CARBONATOS EN RA-
MALEO. CONTIENE ALSO DE PIRITA
DISEMINADA, SE ALTERA CON ALGU-
NAS CAPAS CALCAREAS QUE SE
PRESENTAN OCASIONALMENTE.

30
CALIZA LIMOLITICA DE GRIS CLARO
A OSCURO.

60
ALTERACION CON IGUAL PROPOR-
CION DE LIMOLITAS, COLOR GRIS
OSCURO, DE GRANO MEDIO, CON
CALIZA COLOR GRIS CLARO, DE
ESTRATIFICACION SEMILAMINAR

Mts

PRESENTA VETILLAS DE CALCITA
EN RAMALEO Y PERPENDICULA-
RES A LA ESTRATIFICACION.
PRESENTA SUPERFICIES DE CO-
RRIMIENTO.

500
600
CALIZA IGUAL A LA ANTERIOR

CALIZA LIMOLITICA COLOR GRIS
CLARO A OSCURO
ESTRATIFICACION SEMILAMINAR
DE GRANO MEDIO A FINO CON
VETILLAS DE CARBONATOS EN
RAMALEOS Y PERPENDICULARES
A LA ESTRATIFICACION.

CONTIENE UN PORCENTAJE MUY
BAJO DE MANGANESO.
9.9 % Mn 4.2 Fe.

2.2.- GEOLOGIA ECONOMICA.

El elemento manganeso tiene cinco valencias, de ahí su gran afinidad química, lo que permite combinarse con otros elementos y constituir un sinnúmero de compuestos. Su comportamiento, tanto químico como geológico, es paralelo al Hierro y es a este elemento al que con más frecuencia está asociado. El metal en sí es rápidamente oxidable y consecuentemente nunca se le encuentra nativo en la naturaleza, en orden de abundancia ocupa el duodécimo lugar entre los -- elementos que constituyen la corteza terrestre y se ha calculado que forma el 0.09 % de ella.

Las principales fuentes originales del manganeso son las rocas ígneas y las soluciones de origen magmático. Diversos resultados de análisis hechos a -- rocas ígneas indican que el promedio general de contenido de manganeso es del orden del 0.1 % y de 0.36 % en ciertas rocas ígneas máficas, no siendo económicamente explotable en estas condiciones. El manganeso ocurre en muchas sustancias orgánicas, en las aguas subterráneas, fuentes termales, ríos, lagos y en el mar.

MINERALES DE MANGANESO:

Se conocen más de 100 especies mineralógicas en cuya composición forma -- parte del elemento manganeso, de las cuales 29 son óxidos, 4 carbonatos y 44 silicatos, estando el resto representados por combinaciones de los anteriormente mencionados. Por orden de importancia económica los óxidos ocupan el primer lugar, ya que prácticamente toda la producción mundial proviene de estos compuestos; en segundo lugar están los carbonatos y por último se encuentran los silicatos.

OXIDOS:

Los más comunes son la pirolusita (MnO_2), la manganita ($Mn_2O_3 \cdot H_2O$), la hausmanita (Mn_3O_4), la braunita ($3 Mn_2O_3 \cdot MnSiO_3$), la polianita (MnO_2) y el psilomelano ($MnO_3 \cdot 2 H_2O$) con varias impurezas, entre las que se distinguen el bario y el cobalto. Estas muestras son identificables por métodos ordinarios de campo o de laboratorio, pero en ocasiones se hace difícil su clasificación, para lo cual se han propuesto los términos generales descriptivos de "Psilomelano" y "Wad". El primero se emplea para designar cualquier óxido de manganeso con las siguientes características: compacto, duro, pesado y de grano fino; el término "Wad" se aplica a aquellos óxidos de manganeso suaves, de bajo peso específico y con apariencia terrosa.

CARBONATOS:

El carbonato de manganeso más importante es la rodocrosita ($MnCO_3$), que contiene 61 % de Mn. Otros carbonatos son la Kutnahorita ($MnCaCO_3$)₂ y la manganoalcita ($CaCO_3 \cdot MnCO_3$).

SILICATOS:

El silicato de manganeso más importante es la rodonita ($CaMn_4Si_5O_{15}$), la cual se encuentra frecuentemente asociada a la rodocrosita.

2.3.- MINERALOGIA.

La composición mineralógica que presenta el yacimiento no puede determinarse macroscópicamente. La mena se presenta con caliza con matriz de grano muy fino, de color negro, en estratos delgados, de 1 a 2 mm, más frecuentemen-

te laminar; se observan pequeños cristales de calcita y cuarzo acumulados en las fracturas y planos de estratificación; ocasionalmente se presenta pirita - diseminada o interestratificada. Los minerales de mayor importancia son:

a) Rodocrosita ($MnCO_3$), el mineral más abundante; se presenta como finos cristales (menores de 0.005 cm), arredondados y equigranulares. Los análisis químicos no permiten afirmar que la rodocrosita sea carbonato de manganeso puro; el análisis de las muestras indica 58.57 % de $MnCO_3$ y contenidos de Ca, Fe y Mg, que formarían el 78.07 % de un carbonato.

b) Kutnahorita ($Mn, Ca(C)_3$)₂. Es el segundo mineral en orden de abundancia. Se presenta íntimamente asociado a la rodocrosita, como microcristales arredondados (menores de 0.005 cm). Este mineral sólo se ha determinado en el área de Acocxatlán.

Se presentan además Manganita ($Mn_2O_4 \cdot H_2O$), Rhodonita (SiO_2Mn), Pirolusita -- (MnO_2) y Limolita ($2 Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$) como minerales secundarios. También se presentan Calcita ($CaCO_3$) en cantidades moderadas y pequeñas cantidades de Pirita -- (FeS_2), Cuarzo (Si_2) y minerales arcillosos.

2.4.- GEOLOGIA DEL LUGAR DONDE SE COLARA EL TIRO.

Coordenadas 19,996 : 338 N
 30,047 : 486 E

Elevación 1166.940

Máquina LY - 44 - 1

Diámetro NQ

Inclinación	88° - 67°
Rumbo	N 51° E

Este barreno cortó rocas de la Formación Chipoco en su totalidad. Se realizó para obtener información para el proyecto del Tiro Tetzintla.

2.5.- RESERVAS DE MINERAL.

Las reservas de mineral de manganeso en la zona de Tetzintla, están medidas: Con barrenación a diamante, en retícula de polígonos con separación de \pm - 150 metros entre cada uno de ellos, y otros con mediciones hechas a detalle con el cuele de subniveles de desarrollo, complementados con barrenación corta a -- diamante.

CON BARRENACION A DIAMANTE

La zona ubicada con barrenación a diamante (Figura No.), se ubica abajo de la Frente 1000, conforme avancen las obras de exploración por frentes.

CON FRENTES Y BARRENACION A DIAMANTE

El subnivel desarrollado a lo largo del manto, por sus dimensiones no alcanza a dar el mismo ancho que el manto, por lo cual se ha implementado la barrenación a diamante corta para completar el conocimiento de la calidad total del manto.

a) Mina Subterránea:

Cubicación de reservas del bloque 1052 - 1000	=	860,000
Cubicación abajo de la Frente 1000	=	14'140,000
		<hr/>
		15'000,000

CAPITULO TERCERO
PROYECTO TIRO TETZINTLA

3.0.- ANTECEDENTES:

Al irse profundizando las operaciones de la Mina Subterránea Tetzintla, las distancias a superficie y de acarreo de mineral se van acrecentando, complicándose y encareciendo su manejo. Actualmente, se está minando el bloque comprendido entre la Frente 1100 y 1022, dicho bloque saldrá a través de metaleras a la Frente 1022, para luego extraerlo a superficie en camiones de bajo perfil (patio de la Frente 1000), de allí será nuevamente levantado y cargado en camiones de 6 M³ que lo transportarán a la Zona Industrial, o a la Planta de Medio Pesado; todo esto con un alto costo en manejo de materiales y acarreo.

El siguiente bloque (entre 1022 - 925) tiene el problema de acarreo de mineral, ya que se tendrá que subir por rampas a la Frente 1022 dejando un pilar perdido durante 4 años de la primera zona de rampeo a la salida a superficie. Otro modo de hacerlo, será chorreando el mineral hasta la Frente 925 por metaleras, acarreando por allí a superficie ([±] 1,300 m), para luego subir hasta la Planta de Medio Pesado, a 4.7 Km o a la Zona Industrial a 11.4 Km, con

el consiguiente incremento en el costo y la lentitud del tráfico que ello implicaría.

Debido a esto, se pensó en un tiro vertical para la extracción del mineral, colado en el pilar general de la Mina, ya que significa mover el material a la distancia más corta (vertical) bajando el costo de acarreo, así como facilitando el acarreo dentro de la Mina, puesto que la divide en dos partes, partiendo de la misma proporción el acarreo interior.

(Figura No. 5).

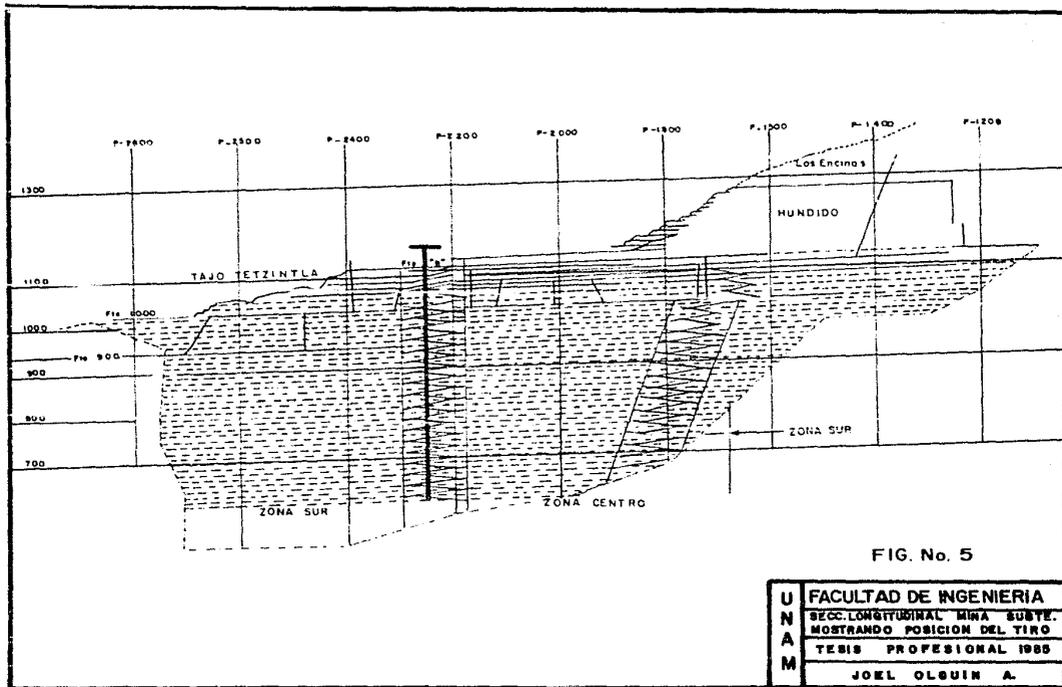
3.1.- DATOS GENERALES:

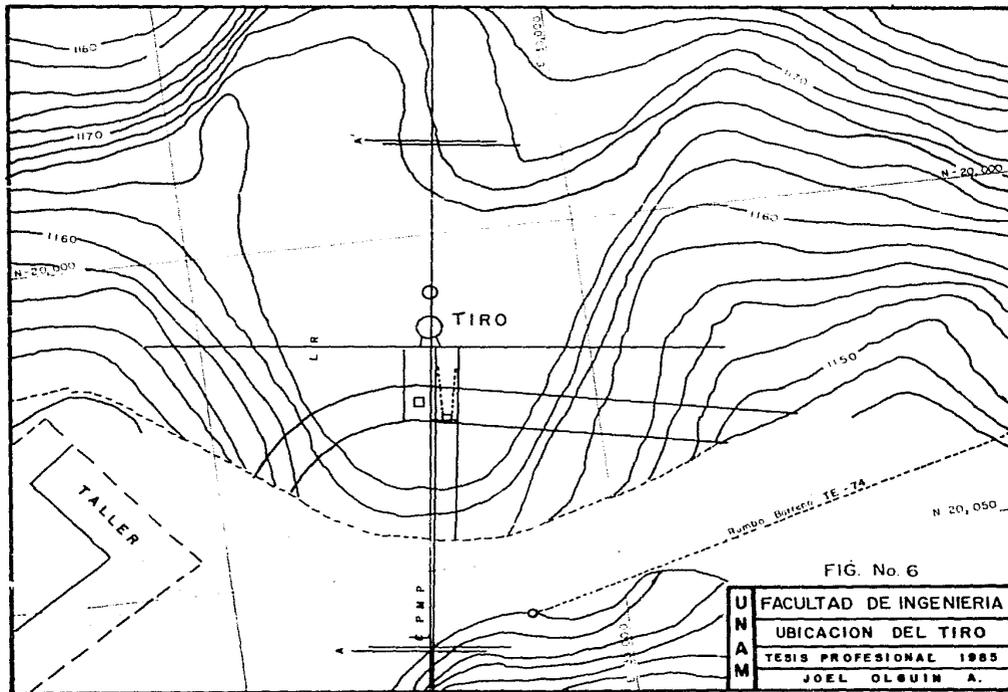
LOCALIZACION:

El tiro se localizará hacia la parte central del pilar general de la Mina Subterránea, paralelo 2220, con coordenadas 20014 N, 30070 E (Locales). En superficie, está al Sur Poniente del Taller de Minas y al Sur de la Planta de Medio Pesado, sobre una meseta artificial aplanada expresamente, con una diferencia elevación de 20 m sobre el camino de acceso a las Minas.

(Figura No. 6)

Esta localización dada por la distancia media de cruceros de acarreo al tiro, a partir del flanco "SO" de Tetrinta, la Planta de Medio Pesado, caminos de acceso y pilar de la Mina Subterránea.





PROFUNDIDAD:

El tiro deberá llegar hasta la máxima profundidad del flanco "SO"; o sea, hasta el nivel 525, pero dado que sería muy tardado y costoso hacerlo ahora -- hasta esta profundidad, se irá haciendo en etapas de acuerdo como se vayan profundizando las obras de explotación, que son las que nos darán el acceso al fondo del mismo. De acuerdo con esto; la profundización se hará en las siguientes etapas:

PROFUNDIDAD:

De Cota 1165 a Cota 840	325 m
De Cota 840 a Cota 525	115 m

PRODUCCION Y TIEMPOS:

De los programas a largo plazo, se tomó la máxima producción anual de la Mina Subterránea a la máxima profundidad, siendo:

Abanicos directo a Horno	400,000 ton
Abanicos a Planta de Medio Pesado (P.M.P.)	150,000 ton
Frentes directo a Horno	73,000 ton
Frentes Planta de Medio Pesado (P.M.P.)	10,000 ton
Tepetate	16,000 ton
Total:	<hr/> 649,000 ton
Días de Manteo:	294 por año
Turnos por día:	2
Horas efectivas por turno:	6

$$\text{Capacidad de Manteo:} = \frac{649,000}{294 \times 2 \times 6} = 184 \text{ ton/hora}$$

Peso volumétrico del material:	1.78 ton/m ³
Niveles de Manteo:	1
Tipo de Malacate:	Montado en Tierra
Tiro:	Vertical
Dimensiones del Tiro:	4.85 m de diámetro
Tipo de Guías:	Cable
Modo:	Skip - Contrapeso
Factor de Seguridad Mínimo:	5.05 : 1
Modo de Operación:	Automático
Altitud sobre el nivel del mar:	1,165 m.s.n.m.
Temperatura Mínima:	4° C
Temperatura Máxima:	38° C
Condición de humedad (extrema):	80 % a 20° C

3.2.- CALCULO DEL MALACATE:

Cuota pedida = 2,000 t.m.p.d. = 2,204 s.t.p.d. (ton cortas por día).

Horas efectivas de manteo: = 12 horas

Distancia de manteo: = 640 m = 2,100 pies

Tonelaje a extraer en una hora = $\frac{2,204}{12} = 184 \text{ s ton/hora}$

Fórmula para calcular la carga del Skip, de acuerdo al Manual "Process - Machinery Reference", Rexnord Cap. 12 - Pág. 12 tenemos:

$$\text{Carga del Skip: (Skip Load)} = \frac{\text{Profundidad en pies} + 0.4 V + 12}{\text{Velocidad pies/seg.}} \\ \frac{3,600}{\text{Capacidad T.P.H.}}$$

Donde: SL = Carga del Skip (S ton)

V = Velocidad de Manteo (pies/seg.)

Substituyendo en la fórmula siguiente 15 pies/seg, para calcular la carga del Skip tenemos:

$$SL = \frac{2,700 \text{ pies} + .4 (15 \text{ pies/seg}) + 12}{15 \text{ pies/seg}} = 8.0 \text{ ton} \\ \frac{3,600}{184 \text{ T.P.H.}}$$

SL = 8.0 ton (Carga contenida en el Skip)

El siguiente paso es calcular el peso muerto del Skip "Skip Weight": Según fórmula tomada del "Process Machinery Reference" Rexnord, Cap. 12 - Pág. - 15.

Peso del Skip: SW = SL x 0.75

$$SW = 8.0 \times 0.75 = 6.0 \text{ S ton}$$

Como se observa, el SL es adecuado para una velocidad de 15 pies/seg.

Calculando el número de viajes - hora, tenemos:

$$\text{No. de viajes/hora} = \frac{184 \text{ S ton/hora}}{8.0 \text{ S ton}} = 23 \text{ viajes/hora} \\ = .580 \text{ viajes/min.}$$

Por lo tanto:

Velocidad de manto: = 15 pies/seg = 900 pies/min.

Checando:

$$\text{No. de viajes/min} = \frac{T}{H.W. \cdot 60}$$

Donde:

T = Toneladas a ser manteadas = 2,204 S.T.P.D.

H = Tiempo neto de operación = 12 horas (2 turnos)

W = Toneladas manteadas por viaje = 8.0 S ton

$$\text{No. de viajes/min.} = \frac{2,204}{12 \times 8.0 \times 60} = 3.82 \text{ viajes/min}$$

$$.380 \text{ viajes/min} = .382 \text{ viajes/min}$$

Como vemos checa con el cálculo anterior; por lo tanto, la capacidad del bote es de 8.0 ton.

CALCULO DEL CABLE

Distancia de Manteo:	=	640 m = 2,100 pies
Longitud del cable:	=	640 m = 2,100 pies
Peso del mineral:	=	8.0 S ton
Peso del Skip:	=	6.0 S Ton
Peso del Skip + Peso del mineral:	=	14.0 S ton

En la tabla No. 20 del W.W. Stanley, 2a. Edición, Pág. 116, tenemos:

<u>Velocidad (pies/min)</u>	<u>Aceleración (pies/seg²)</u>
800	4.40
900	4.95
1000	5.50
1250	5.95

Entonces nosotros necesitamos la aceleración permitida para una velocidad de 900 pies/min, o sea:

$$\text{Aceleración: } = 4.95 \text{ pies/seg}^2$$

$$= F_a = \frac{14.2 \text{ S ton}}{32.22 \text{ pies/seg}^2} \times (4.95 \text{ pies/seg}^2) = 2.15 \text{ ton}$$

$$\text{Peso total: } 2.15 \times 16.15 \text{ S ton} = 32,500 \text{ lb}$$

$$* \text{ Fuerza} = \text{Masa} \times \text{aceleración}$$

Del libro "Process Machinery Reference", Rexnord, Cap. 12 - Pág. 11, dice que para una profundidad de:

$$2,000 \text{ a } 3,000 \text{ pies el (F.S) Factor de Seguridad} = 5$$

$$\text{Peso a sostener por el cable} = (\text{F.S.}) 5 \times 16.15 \text{ S ton} = 80.75 \text{ ton}$$

$$= 161,500 \text{ lb}$$

Observando las especificaciones para el cable que nos ofrece la marca -- "Wire Rope Industries Ltd", nos conduce a un cable de diámetro 1 5/16" que tiene una resistencia o esfuerzo a la ruptura de 212,800 lb (947 KN), y un peso de 6.06 kg/m (4.07 lb/pie), entonces tenemos que:

$$\text{Peso total del cable} = 4.07 \text{ lb/pie} \times 2,100 \text{ pies} = 8,547 \text{ lb} = 4.27 \text{ S ton}$$

$$F_a \text{ Cable} = \frac{8,547 \text{ lb}}{32.22 \text{ pie/seg}^2} \times 4.95 \text{ pies/seg}^2 = 1,313.08 \text{ lb}$$
$$= 4.9265 \text{ ton}$$

$$F_a \text{ Cable} = \text{Fuerza para acelerar el cable.}$$

Por lo tanto:

$$\begin{aligned} \text{Carga total:} &= 4,926 \text{ ton} = 9,860 \text{ lb} \\ &9,860 \text{ lb} \times (\text{F.S.}) 5 = 49,300 \text{ lb} \\ &49,300 \text{ lb} + 161,500 \text{ lb} = 210,800 \text{ lb} \end{aligned}$$

Que como se observa es satisfactorio, ya que el Factor de Seguridad:

$$5.05 \quad 5.0$$

Conclusión: = Cable
Marca: Full Lock Coil
Peso: 4.07 lb/pie
Diámetro: 1 5/16"

CALCULO DEL TAMBOR

Dimensión del Tambor: Se hace el cálculo en base al diámetro del cable.

DM = Diámetro Tambor Malacate

DC = Diámetro del Cable

DM = 90 DC

$$90 \times 1 \frac{5}{16}'' = 118.17'' = 9.84'' = 3.0 \text{ m}$$

Conclusión: Diámetro del Tambor = 9.84' = 3.0 m

Ahora calculando con la fórmula básica de los Malacates de Fricción:

$$\frac{T_1}{T_2} = 1.5 \delta 1.6$$

Fórmula tomada del " Mining Engineering Handbook Cummins Given " Cap. 15

Pág. 8; para el cálculo de la tensión:

Tenemos que:

$$\frac{T_1}{T_2} = \frac{SL + SW + \frac{Wt}{2}}{SW + \frac{Wt}{2}}$$

$$\frac{T_1}{T_2} = \frac{8.0 \text{ ton} + 6.0 \text{ ton} + \frac{4.07 \text{ lb/pie} \times 2,100 \text{ pies} \times 4}{2}}{6.0 \text{ ton} + \frac{4.07 \text{ lb/pie} \times 2,100 \text{ pies} \times 4}{2}}$$

$$\frac{T_1}{T_2} = \frac{22.547}{14.547} = 1.55$$

Donde $\frac{T_1}{T_2} = 1.55$, que está dentro del rango dado.

Las fórmulas son tomadas del Cummins - Given, Cap. 15 Pag. 40, entonces:

$$T_a = \frac{V}{4.95 \text{ pies/seg}^2}$$

$$T_v = \frac{V}{4.95 \text{ pies/seg}^2}$$

La distancia recorrida del Skip durante el tiempo de aceleración es:

$$D_a = \frac{1}{2} (4.95 \text{ pies/seg}^2) \frac{V}{2.0}^2$$

La distancia recorrida en el tiro durante el tiempo de desaceleración es:

$$D_d = \frac{1}{2} (4.95 \text{ pies/seg}^2) \frac{V}{4.95}^2$$

La distancia de recorrido a velocidad total o plena es:

$$2,100 \text{ pies} - D_a - D_d$$

$$\delta D_{fs} = 2,100 \text{ pies} - \frac{1}{2} (4.95 \text{ pies/seg}^2) \frac{V}{4.95 \text{ pies/seg}^2}^2 - \frac{1}{2} (4.95 \text{ pies/seg}^2) \frac{V}{4.95 \text{ pies/seg}^2}^2$$

En donde se tiene que:

$$T_{fs} = \frac{D_{fs}}{V} = \frac{2,100 \text{ pies} - \frac{1}{2} (4.95 \text{ pies/seg}^2) \frac{V}{4.95 \text{ pies/seg}^2}^2}{V} - \frac{\frac{1}{2} (4.95 \text{ pies/seg}^2) \frac{V}{4.95 \text{ pies/seg}^2}^2}{V}$$

$$T_a + T_{fs} + T_d = 141 \text{ seg.}$$

Simplificando la expresión de la ecuación $T_a + T_{fs} + T_d = 141 \text{ seg.}$

$$V^2 + V^2 + 4.95 \quad 2,100 \text{ pies} - \frac{2.475 V^2}{24.50 \text{ pies/seg}^2} - \frac{2.475}{24.50 \text{ pies/seg}^2} = 141 \text{ seg.}$$

$$\frac{2 V^2 + 10,395 \text{ pies} - .50 V^2 - .50 V^2}{4.95 V} = 141 \text{ seg.}$$

$$2 V^2 + 10,395 \text{ pies} - .50 V^2 - .50 V^2 = 697.95 V$$

$$V^2 + 10,395 = 697.95$$

$$V^2 - 697.95 V + 10,395 = 0$$

Resolviendo la ecuación cuadrática:

$$V = \frac{-697.95 \pm \sqrt{(697.95)^2 - 4(1)(10,395)}}{2(1)}$$

$$V = -697.95 \pm 667.49$$

$$V_1 = 682.72 \text{ pies/seg}$$

$$V_2 = 15.23 \text{ pies/seg } \delta \text{ 912 pies/min}$$

Para determinar el EEW (Peso efectivo Equivalente) Donde:

R = Profundidad en pie x peso del cable en pie x 2 x No. de cable.

$$R = 2,100 \text{ pies} \times 4.07 \text{ lb/pie} \times 2 \times 4 = 68,376 \text{ lb}$$

$$EEW + SL + 2 SW - R = TSL$$

TSL = Carga total suspendida

R = Profundidad pies x peso del cable en pie

SL = Peso del mineral

SW = Peso del Skip

Entonces:

$$3,800 \text{ lb} + 16,000 \text{ lb} + 24,000 \text{ lb} + 68,376 \text{ lb} = 146,376 \text{ lb}$$

Usando las siguientes fórmulas, se determina los hp para el malacate de fricción. (Fórmulas tomadas del Process Machinery Reference, Rexnord Manual, 5ª Edición.

$$Hp_1 = \frac{TSL \times V^2}{32.2 \times T_a \times 550} = \frac{146,376 \times (15.32)^2}{32.2 \times 7.6 \times 550} = 255.08 \text{ hp}$$

$$Hp_2 = \frac{TSL \times V^2}{32.2 \times T_r \times 550} = \frac{146,376 \times (15.32)^2}{32.2 \times 6 \times 550} = 323.30 \text{ hp}$$

$$Hp_3 = \frac{SL \times V}{550} = \frac{16,000 \times 15.32}{550} = 445.67 \text{ hp}$$

$$Hp_4 = \frac{SL \times V}{550} \times .111 = \frac{16,000 \times 15.32}{550} \times .111 = 49.46 \text{ hp}$$

$$A = (\text{Aceleración pico h.p.}) = Hp_3 + Hp_4 + Hp_1 = 750.21 \text{ hp}$$

$$B = (\text{Velocidad total h.p.}) = Hp_3 + Hp_4 = 495.13 \text{ hp}$$

$$C = (\text{Retardación total h.p.}) = Hp_3 + Hp_4 + Hp_2 = 171.83 \text{ hp}$$

$$Hp_5 = (\text{Aceleración requerida para el motor rotor}) = \frac{.75 A \times 1.2}{T_a}$$

$$= \frac{.75 (750.21) \times 1.2}{7.6} = 88.84 \text{ h.p.}$$

$$Hp_6 = (\text{Retardación requerida para el motor rotor}) = \frac{.75 A \times 1.2}{T_r}$$

$$= \frac{.75 (750.21) \times 1.2}{6} = 112.53 \text{ h.p.}$$

D = (Total h.p. requeridos para aceleración malacate y motor)

$$= A + Hp_5 = 750.21 + 88.84 = 838.34 \text{ h.p.}$$

Checando lo calculado anteriormente, tenemos que:

$$\frac{A}{2} \times Ta + (B \times T_{6s}) + \frac{C}{2} \times Tr = \frac{SL \times Profundidad}{.85 \times 550}$$

$$2,850.79 + 69,813.33 + 515.49 = 71,571.65$$

$$73,179.61 = 71,571.65$$

$$= .9821$$

Nota: Hp_2 y Hp_6 son negativos.

Finalmente, calculando LA RAIZ MEDIA CUADRÁTICA CABALLOS - FUERZA (RMS - HP). por c.d. motor.

$$\text{Root Mean Square (RMS) HP} = \frac{D^2 \times Ta + B^2 \times T_{6s} + E^2 \times Tr}{.5 Ta + T_{6s} + .5 Tr + .25 Rest.}$$

$$= \frac{(838.34)^2 \times 7.6 + (4.95.13)^2 \times 141 + (59.30)^2 \times 6}{.5 (7.6) + 141 + .5 (6) + .25 (10)}$$

$$= 265663.07$$

$$Hp = 515.42$$

3.3.1.- ESTACION DE QUEBRADORAS:

Es un receptáculo excavado en la roca que contendrá los chutes de llegada de las metaleras principales de mineral grueso a un alimentador de placas tipo APRON; una quebradora de quijadas de 36" x 42", una sub-estación para alimentación de los equipos, un compresor de 565 p.c.m., eléctrico; los controles para los implementos anteriores y una grúa viajera sobre el alimentador y la quebradora con un polipasto para 15 ton.

Es indispensable considerar que no se debe exceder en esta zona en la excavación vertical, ya que esto implica desarrollo extra de rampas y contrapozos del tiro.

La descarga de los contrapozos metaleros (mineral directo a Horno, y mineral a Planta de Medio Pesado); se controlará en los chutes de éstos al alimentador de la quebradora por medio de un pistón neumático.

La abertura de los chutes deberá ser tal, que admita el paso de rocas de hasta 1.0 m x .85 m. El alimentador será de un ancho de .95 m para mover dicho material.

Todo el producto debe ser reducido un 85 % a - 5" para hacerlo manejable. Es muy conveniente obtener un equipo de trituración que no produzca muchos finos. (Figura No. 7).

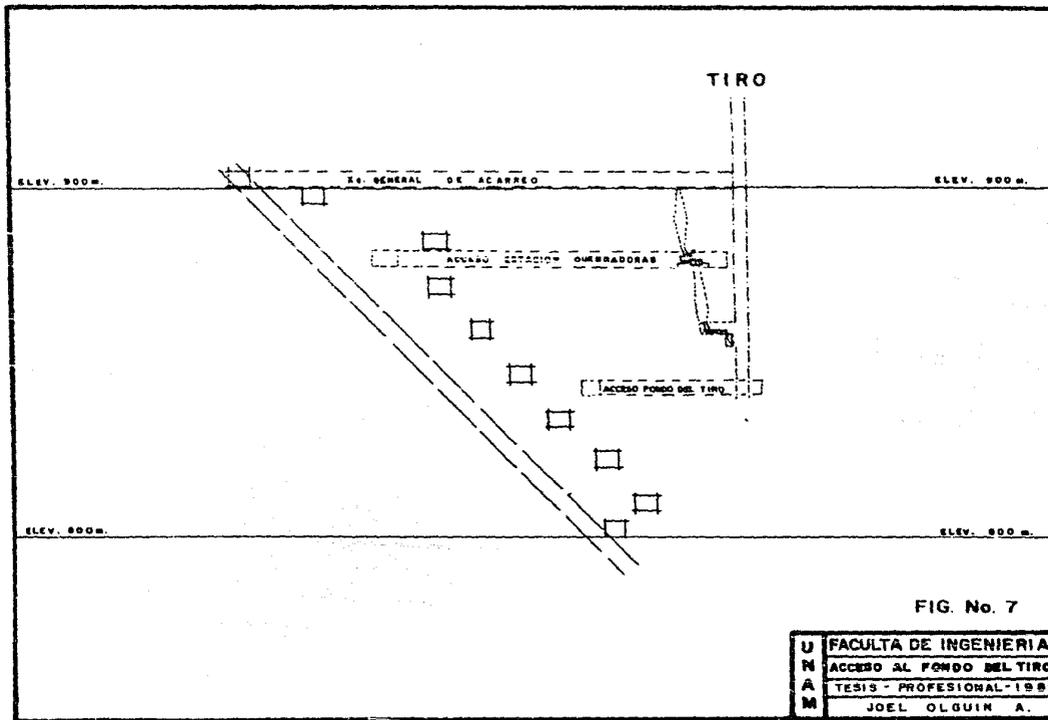


FIG. No. 7

U	FACULTA DE INGENIERIA
N	ACCESO AL FONDO DEL TIRO
A	TESIS - PROFESIONAL-1985
M	JOEL OLGUIN A.

3.3.2.- ESTACION DE CARTUCHOS:

La estación de cartuchos es un receptáculo excavado en la roca adyacente al tiro, de dimensiones sensiblemente menores a las de la quebradora.

Al igual que en la sala de quebradoras, dos contrapozos (bolsas metálicas) descargan a chutos controlados por un pistón neumático, que a su vez alimentan a un transportador de banda que descarga dentro de un cartucho o bolsa de control, que es regulada en su carga por una celda de pesado. (Pressductor); la cual una vez que tiene el peso adecuado para llenar el cartucho manda una señal para detener el alimentador de banda y llenar el Skip puesto en posición para este efecto.

El accionamiento de volteo del cartucho es por medio de un pistón neumático.

Con excepción de las cadenas, todos los movimientos, paros y arranques de bandas y cartuchos son controlados automáticamente de acuerdo a la lógica y secuencia ordenada al conmutador de control de carga del cartucho.

3.3.3.- TRANSFERENCIA DE MINERAL Y METALERAS DE RECIBO:

Como está previsto en el diseño actual de la Mina Subterránea, el mineral será manejado por metaleras estratégicamente localizadas en los niveles -- 1022 al 925 (frente 900), para de allí hacer el acarreo con camiones a las metaleras generales del fondo del crucero colado exprofeso. Estas metaleras de--

sembocan en la estación de trituración y tienen una longitud de 40 metros por lo que deberán ser desbordadas en su parte media para tener una capacidad mínima de 400 toneladas cada una (una metatera para mineral directo al Horno y otra a Planta de Medio Pesado).

Estas dos metateras aunque parten de dos puntos separados por 25 metros, casi se unen a su llegada a la estación de quebradoras con objeto de que los chutes de transferencia al alimentador de quebradoras sean cortos y no requieran de una distancia vertical mayor de 1.5 metros.

3.3.4.- TOLVAS DE RECIBO Y TUNELES DE DESALOJO:

Como se mencionó al principio, el brocal del tiro se hallará en una meseta arriba del camino a 20 m. (Figura No. 6). Ayuda a reducir la altura de la torre de poleas al poder hacer las tolvas de recibo dentro del cerro, extrayendo el mineral por túneles.

Las tolvas se localizan al Norte del tiro, son dos: Una para mineral directo a Horno y otra para mineral a la Planta de Medio Pesado. Cada una de estas tolvas, de forma piramidal irregular invertida, debe tener capacidad para 200 toneladas. La extracción de las tolvas se hará por chutes que desembocan a un tunel colado a partir del camino de Oriente a Poniente, acercándose a cinco metros del tiro como máximo. El tunel principal será recto en su salida con objeto de, a futuro, poder colar un sistema de transporte a la Zona Industrial (Bandas o Teleférico). Habrá otro tunel de dimensiones menores que irá de la tolva de mineral contaminado a la Planta de Medio Pesado, el cual conta-

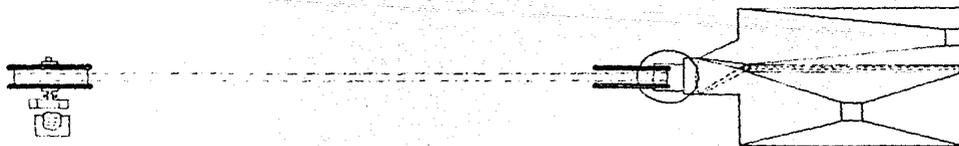


FIG. No. 8

U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	ARREGLO	GENERAL
A	DEL	MALACATE
M	TESIS PROFESIONAL - 1985	
	JOEL OLGUIN A.	

rã con una banda para transportar el material hasta la tolva de entrada de dicha planta, en el cruce con el camino se deberá de reforzar con una loza el túnel (Figura No. 8).

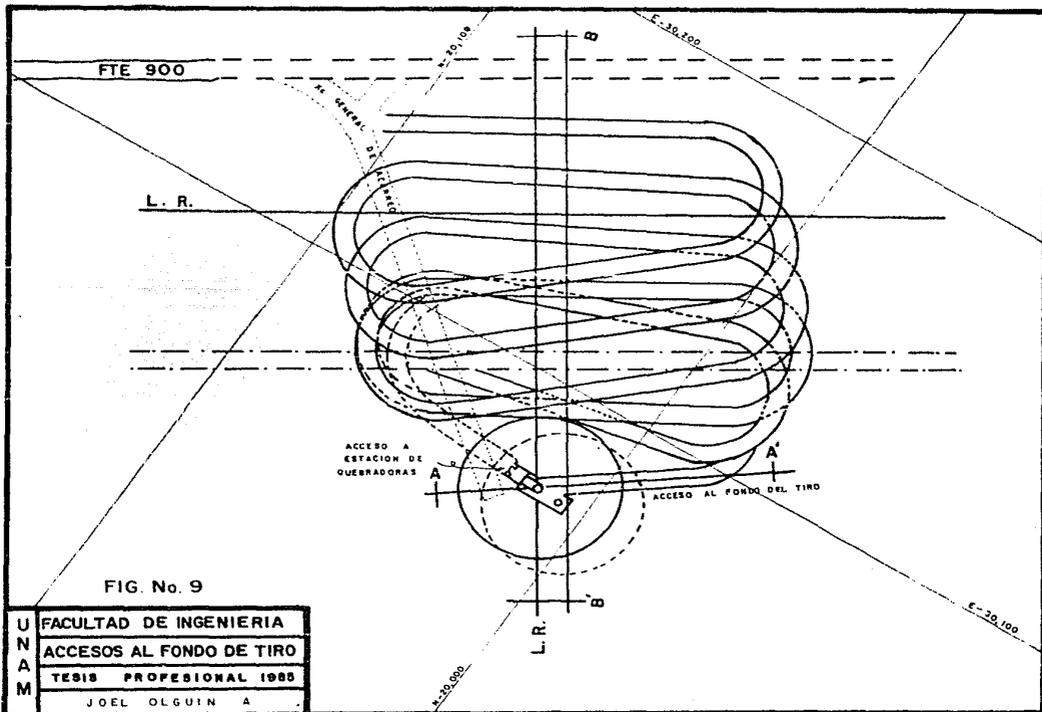
3.3.5.- FONDO DEL TIRO Y DESCARGA DEL SKIP:

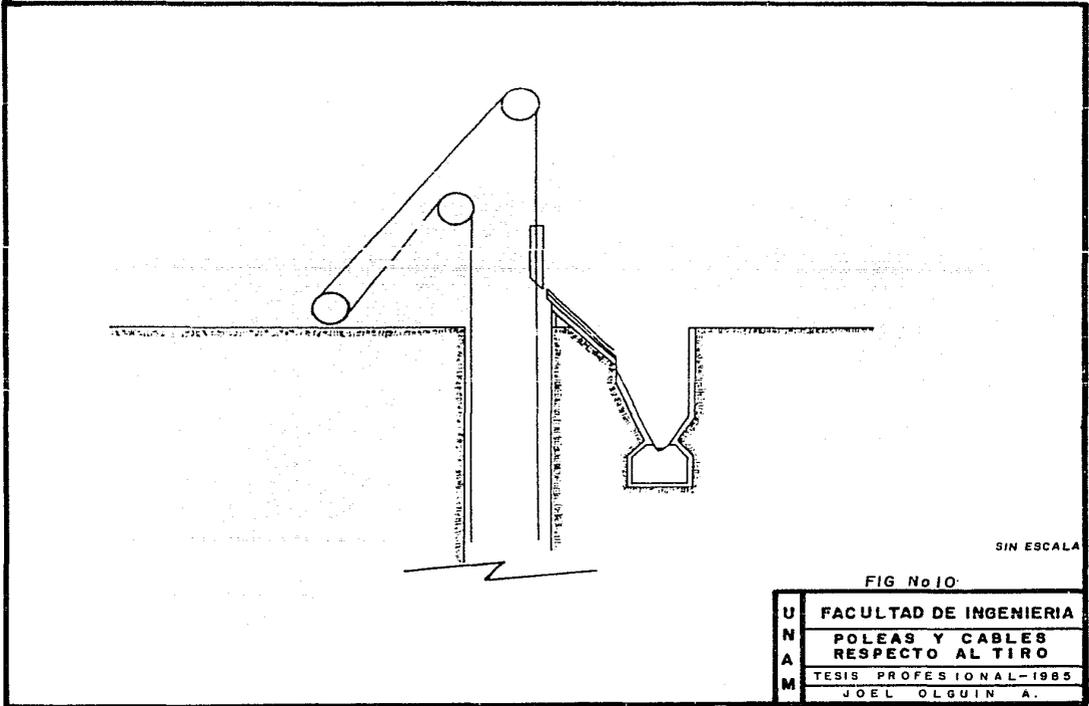
FONDO DEL TIRO:

Un área que generalmente se descuida mucho en su diseño, en los tiros, siendo de vital importancia; es el fondo del tiro, en esta zona va un par de guías fijas para soporte del Skip durante el llenado, un par de guías cuñas para preveer problemas de sobreviraje, una placa deflectora para derrames de carga dentro del tiro, una zona libre forrada con madera para la curva de los cables de cola y, por último, los pesos para tensión de las guías de cable con un receptáculo lateral para guardar los sobrantes de cables guía que serán usados en las profundidades programadas, todas las estructuras metálicas de soporte, deben ir perfectamente empotradas en la roca e inmobilizadas con concreto para soportar sin mover los esfuerzos que se generan en esa área (Figura No. 9)

DESCARGA DEL SKIP:

En la parte superior del tiro, también se ponen guías fijas y guías cuñas, así como un tope muy robusto para super emergencias. Existen unas guías curvas para los rodillos del Skip, que son los que accionan el sistema de vaciado del mismo. El Skip vacía en las tolvas antes de llegar al extremo superior de la torre, con objeto de acortar la altura de la torre de poleas (Figura No. 10)





3.3.6.- GUIAS:

Como ya se mencionó, en este tiro se utilizarán guías de cable para el Skip y contrapeso, por razones de economía y tiempo.

De acuerdo con el reglamento sueco para tiros (R.S.T.), es necesario utilizar cuatro guías en el Skip y dos para el contrapeso; el diámetro mínimo a considerar es un cable de 54 mm de diámetro, que es el que se utilizará, ya que es el que se ajuste a los cálculos. El cable guía debe ser de construcción "Half Locked Coil" con objeto de que sea prelubricado en su interior, sellado para no permitir entrada de humedad, y tener una alta superficie de contacto. De acuerdo a las reglas para su uso, el alambre mínimo exterior debe ser cuando menos de 9 mm de espesor.

Las guías de cable son suspendidas por medio de unos aditamentos especiales a base de cuñas de fricción que sujetan con la máxima seguridad al cable. Estos aditamentos deben ser colocados debajo de las poleas en la torre.

En el fondo del tiro, después de la placa deflectora de derrames, se coloca otro aditamento similar del cual se suspenden pesos para dar la tensión necesaria a la guía; el cálculo del peso se hace de acuerdo a las regulaciones suecas para tiros, y por medio de una regla de dedo que dice que la guía cable debe ser tensionada por un peso de aproximadamente 0.5 a 1.0 toneladas para evitar movimientos armónicos en las guías, que perjudiquen en viaje recto del Skip en el tiro.

Las guías de cable deben ser giradas " 90° " cada dos años, con objeto de que tengan un desgaste uniforme, ya que los movimientos del bote tienden a ser simétricos durante los ciclos de manteo. Las guías cable son para toda la vida del tiro.

El Skip a utilizarse deberá tener rosaderas hechas de metal blando que envuelvan a la guía (bronce o babit), con un zurco en espiral a todo lo largo para que corra el aceite lubricante y bañe al cable; se prefieren aceites pesados del tipo de los usados para transmisión " DTE 140 ". Para dos cables, el Skip contará con cuatro rosaderas, lo más alejado posible entre sí verticalmente, y lo más separados del centro de gravedad del Skip. La lubricación se hace por goteo desde un recipiente en la parte superior del Skip.

Es importante considerar que durante el cargado y descarga del Skip, - Este debe permanecer inmóvil, ya que de no hacerlo iniciará su viaje oscilando, y éste se incrementará al momento de acelerarlo, pudiendo causar un accidente de choque contra las paredes del tiro, o contra el contrapeso, lo que ocasionaría un desastre. Para evitar esto, se deben de poner guías fijas de madera o -- acero que detengan al bote durante las maniobras. La longitud de las guías fijas es igual a la distancia recorrida por el bote durante su viaje a la velocidad baja " Creep " antes de ser totalmente frenado.

Las guías fijas serán de sección cuadrada de 200 mm x 200 mm de acero -- estructural, con una entrada para las zapatas del Skip de forma aguada que -- parte de 70 mm.

Al final de las guías fijas y como un implemento de seguridad contra -
sobre-viaje del Skip, es necesario colocar guías cuña (en forma de cuña) que de -
tengan al bote en caso de que sobrepase la distancia segura de viaje. En este -
caso y de acuerdo al " R.S.T. ", para las 3 primeras etapas utilizaremos guías -
cuña con una entrada recta de 2.0 m de 200 mm, para irse ensanchando en 5.0 m -
hasta de 280 mm. Para la última etapa, la guía cuña tendrá una entrada recta de -
3.0 m, un acuñamiento como en anterior de 5.0 m y una zona recta posterior de -
2.0 m. El acuñamiento tendrá un ancho de 300 mm. Las guías cuña serán hechas de
madera de pino de primera tratadas contra la humedad.

Como es lógico suponer, las " guías fijas " y las " guías cuña " van -
sostenidas dentro del tiro por estructuras metálicas calculadas para resistir -
el máximo empuje en un sobreviaje del Skip cargado (parte superior o torre), y
el Skip vacío en la parte inferior.

Es importante considerar en el cálculo de la vida de polcas, además -
de los esfuerzos propios para el manejo de los cables cargados, el soporte de -
las guías de cable y los pesos para tensar las mismas, así como la distancia --
vertical que tiene que ser incrementada para colocar los aditamentos para el so -
porte de cables de guías.

3.3.7.- SOPORTES PARA GUIAS FIJAS Y GUIAS CUÑA:

Los soportes para las guías fijas y guías cuña, son una armadura en ---
nuestro caso de acero estructural, tal y como se hace en cualquier tiro, los --
cuales se anclan (encarcelan) contra las paredes del tiro, espaciándose cada --

marco cinco metros y uniéndose entre sí por columnas en cada esquina. En donde están las guías cuña se reforzarán los marcos con estructura adicional para soportar el encajamiento del Skip.

3.3.8.- ESTACION DE PESOS PARA GUIAS:

Inmediatamente abajo de la guía cuña debe existir una estructura con rozaderas similares a la de los cables del skip, en donde entrarán los cables para mantenerlos fijos y sin oscilaciones; debajo de esta estructura se colocan los aditamentos para tensionar las guías y, que de acuerdo al material y tamaños usados, darán la longitud vertical ocupada dentro del tiro.

3.3.9.- PLACA DEFLECTORA DE OPERACIONES:

Debajo de las guías de cuña y arriba de los implementos para tensionado de guías, deberá montarse una placa inclinada a 45° que cubra toda el área del tiro, con huecos tan solo para pasar los cables de guía y cerrados éstos con tapones de poliuretano para evitar contacto del cable con la placa deflectora. En la parte baja de ésta, se dejará un hueco de 0.60 m x 0.60 m, por donde ocurrirán los derrames que caigan al tiro y que serán limpiados por la frente de acceso, al fondo del tiro.

Con objeto de evitar derrames de carga al tiro es necesario colocar tiras de bandas en el extremo del chute de descarga al Skip para que penetre completamente en el interior de éste, así como en la estación de descarga, colocando una tira de banda en el labio de descarga del Skip y otra en la parte primaria del chute de recibo.

3.3.10.- SKIP Y CONTRAPESO:

Para la extracción del mineral se seleccionó un bote " JETO " de descarga por el fondo, que es un tipo de Skip cuyo cuerpo gira completamente al vaciar, suspendido de pernos en la parte superior del cuadro de resistencia para soporte de cables que permanece inmóvil por la acción de las guías fijas.

El Skip llevará cuatro pares de correderas para las guías de cable de 34 mm de diámetro interior (Mínimo), así como dos pares de correderas para guías fijas a cada costado como entradas ensanchadas para facilitar el acople a la parte angostada de las guías fijas (Figura No. 11).

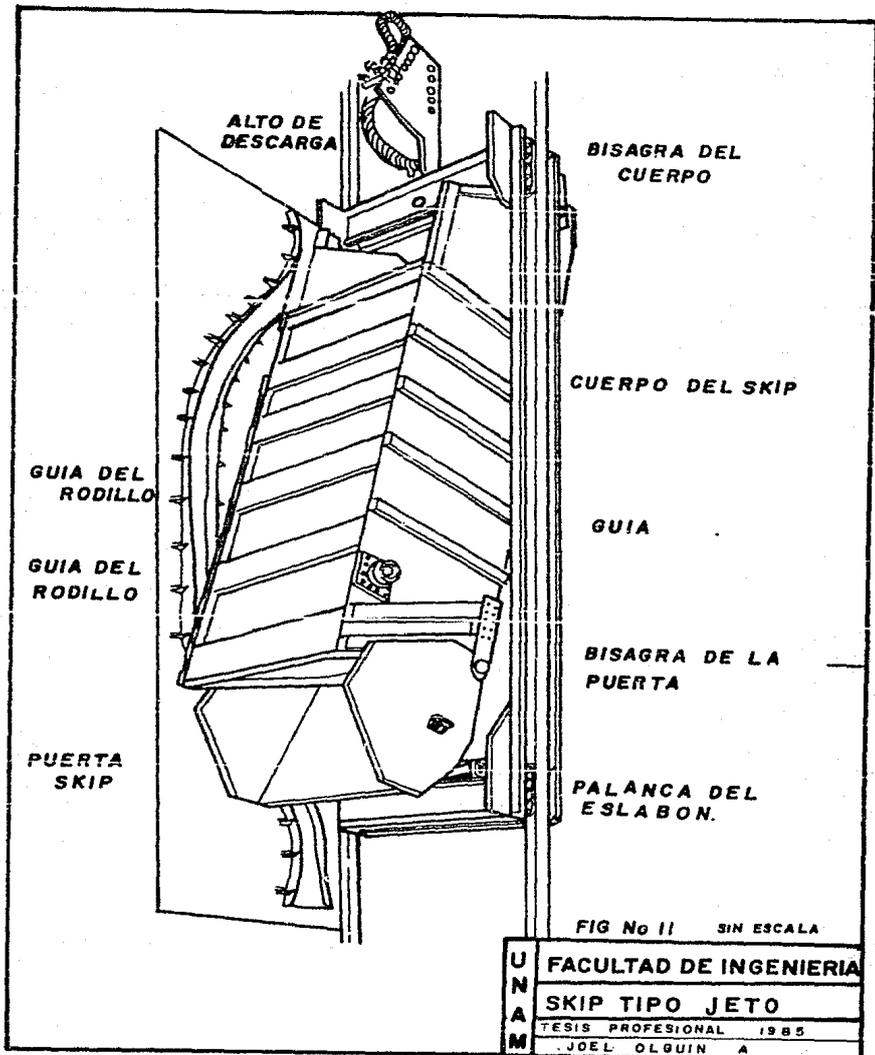
Las principales características de este tipo de Skip son:

- Menor tiempo de descarga.
- Menor peso.
- Mejor balance
- Menor posibilidad de embarcamientos.
- Menor número de partes móviles.

3.4.- TIEMPO Y COSTO DE LAS OBRAS:

3.4.1. RAMPA DE ACCESO:

Esta rampa tiene como finalidad proporcionar el nivel inferior que necesita la máquina Robbins para operar.



Colar esta rampa al - 12 % de pendiente significan 708 m de desarrollo, del nivel 925 al nivel 840.

La celeridad con que debe colarse esta rampa es crítica, ya que la terminación del proyecto realmente está basada en que las obras de profundización estén listas para montar los equipos conforme se reciban.

A partir de la rampa se darán cruceros que serán los accesos para la estación de vaciado, quebrado y fondo del tiro; el primer crucero hacia el nivel 925 será para la estación de vaciado de camiones (nivel 900). Ahí se recibirá todo el acarreo de la Mina Subterránea vaciando en 2 contrapozos, uno para mineral directo a Horno, y otro para mineral a la Planta de Medio Pesado. Este crucero tiene una longitud de 125 metros, es totalmente recto con una pendiente máxima de + 1 %, sección 4.0 x 5.0 metros y una división final para cada uno de los contrapozos de transferencia de mineral ya citados. El piso será pavimentado y con una acequia lateral o central de 0.40 x 0.40 m. Las dos meta leras (bocas) deberán ser tapadas con cortina de bandas para no permitir salida de polvos ni contaminación de niveles inferiores y cortos circuitos con el sistema de ventilación del tiro, el cual se hará reforzando aire hacia adentro. El segundo crucero tiene como objetivo llegar a la estación de trituration, es similar al anterior pero no necesita pavimento, tiene una longitud de 65 metros. El tercer crucero es el acceso al fondo del tiro y debe de llevar una pendiente mínima de + 1.5 % para el desagüe, y es de características similares al anterior, con una longitud total de 25 metros, sobre este crucero se harán las piletas para bombeo y receptáculo para cables guía.

3.4.1.1.- TIEMPO Y COSTO DE RAMPA DEL NIVEL 925 - 840 Y CRUCEROS:

Se hará el cálculo para una obra proyectada de 3.0 x 4.0 m de sección, 708 m de longitud, y cuya pendiente será de - 12 %.

3.4.1.2.- ANALISIS DE TIEMPOS:

Para el cuete de la rampa, cruceros y frentes se utilizará un " TAM--- ROCK " hidráulico H - 425 de un brazo, con las siguientes características:

Velocidad de Barrenación	1.13 m/min
Presión de aire	65-120 bars (*)
Diámetro de barrenación	1 7/8"
Longitud de barrenación	3.40 m
Avance efectivo por disparada	3.00 m
Presión de los acumuladores	
Alta presión	40-45 bar
Baja presión	3.40 bar
Gas del acumulador	Nitrógeno
(*) Un bar es igual	= $1.020 \times 10^4 \text{ kg/m}^2$

3.4.1.3.- BARRENACION:

El cargado de la barrenación es automático y se efectuará con un ca--- mión " Utility - Getman A-64 ". Para la rampa y cruceros y frentes se tendrá una plantilla de barrenación de 26 barrenos, de los cuales 25 se cargan y 1 - queda sin cargar ó ciego.

Barrenos cargados	25
Barrenos sin carga " ciego "	1
Barrenos de empareje	12
Barrenos de cuña	5

Tiempo por barreno = $\frac{3.4}{1.13} = 3.05$ min. como son 26 barrenos

Tiempo efectivo de barrenación = $3.05 \times 26 = 79.3$ min.

Tiempo por cambio = $3 \times 26 = 78$ min.

Se cargan 25 barrenos y el tiempo por soplado y cargado de cada barreno es de 4 min.

Tiempo de soplado y cargado = 4 min = $4 \times 25 = 100$ min.

Tiempo total = 257.3 min = 4.28 horas.

Lo anterior es el tiempo mínimo para la barrenación de 3:0 m de rampa, frente y crucero.

Los cruceros se darán a cada 100 m de desarrollo de la rampa.

3.4.1.4.- REZAGADO:

El rezagado se hará con un Scoop - Tram " Wagner ST - 58 " de $5 \text{ y } d^3 - (3.82 \text{ m}^3)$, de capacidad y 2 camiones Wagner MT - 425 - 50 con capacidad de 25 toneladas.

Sección de la rampa y cruceros $3.5 \times 4.5 \times 708 \times 30$ % coef. de abudamiento = 14496.3 m^3 .

Como se proyectarán 7 cruceros dentro de la zona de rampeo, con secciones de 3.5 x 4.5 x 12.0 m, se tendrá el siguiente volumen:

$$3.5 \times 4.5 \times 12 \times 7 \times 30 \% \text{ coef. de abundamiento} = 1720 \text{ m}^3$$

$$\underline{\text{Volumen a rezagar rampa más cruceros}} = 14496.5 + 1720 = 16216.3 \text{ m}^3$$

El Scoop - Tram tiene una eficiencia de carga de 85 % y emplea 2 min. para llenar el cucharón, y el tiempo para ir a vaciar y regresar será variable; conforme avance la rampa.

Al iniciarse el cuele de la rampa y durante los primeros 100 m, la rezaga se sacará de un solo paso y se tirará a un stock que se ubica a la altura del nivel 925.

A los 100 m de distancia, a la cual se colará el primer crucero, el rezagado se hará en dos pasos:

- 1.- El Scoop - Tram rezagará el tope de la rampa vaciando en el camión a la altura del crucero, repitiendo esta operación hasta quedar limpio el tope.
- 2.- El rezagado se hará más rápido para continuar la barrenación.

Dentro de lo anterior se puede decir que el tiempo de rezagado será muy variable y, por lo tanto, se tendrá un tiempo promedio de rezagado:

<u>CUELE (METROS)</u>	<u>TIEMPO (MINUTOS)</u>
100	130
200	260
300	390
400	422.5
500	510
600	596.5
700	663
	<hr/>
	2,962 min.

Tiempo promedio de rezagado: = $296217 = 423.14 \text{ min} = 7.05 \text{ hr}$
= 7 hr 5 min.

Avance por día:

Tiempo promedio de barrenación: = 4 hr 28 min.

Tiempo promedio de rezagado: = 7 hr 5 min.

Tiempo promedio total: = 11 hr 33 min.

Entonces, si nos toma 11 hr 35 min avanzar 3.0 m, en 18 horas (tiempo - efectivo de trabajo en 3 turnos, considerándose 6 horas por turno), se tendrá - un avance de 4.82 m.

3.4.1.5.- COSTOS UNITARIOS:

Estos son los costos de explosivo por barreno, acero de barrenación por metro barrenado, los cuales permanecen constantes durante el desarrollo de este estudio.

3.4.1.6.- COSTO DE CUELE DE RAMPA, CRUCEROS Y FRENTE:

A continuación se analizarán los costos de estas obras, considerando - todo el equipo necesario y mano de obra. Estos costos se tomaron en base a los que se tienen en la Mina Subterránea por metro lineal.

Cuele de Rampa: 708 m lineales a \$ 50,760/m.l. avance = \$ 35,938,080

Cruce de Cruceros: 300 m lineales a \$ 50,760 m.l. avance = \$ 15,228,000

Cuele de Frenates: \$ 6,192,700

Total: \$ 57,358,800

Considerando un avance de 115.66 m lineales por mes, las obras se llevarán a cabo en 8.71 meses, sin problemas de operación para concluirse.

1.- Brocal de concreto armado:	\$ 12'901,275
2.- Recubrimiento de concreto y lloraderos - tiro:	2'794,500
3.- Desbordes para estaciones de Quebrado y Manteo (Supervisión y Mantenimiento)	6'986,250
4.- Receptáculo para cables guía (Supervisión y Mantenimiento):	3'726,000
5.- Marcos, guías fijas, guías cuña, soporte para cables, resguardos en el fondo, deflectores de derrames, etc.	4'242,983
6.- Piso de cemento y base en las estaciones:	4'284,900
7.- Chutes y controles en Quebrado y Manteo:	18'630,000
8.- Bombeo:	4'657,500
9.- Bandas y alimentadores (Con controles electrónicos):	25'849,125
10.- Cartucho:	4'657,500

11.- Skip:	5'821,875
12.- Contrapeso:	3'819,150
13.- Cables de cabeza y cola:	12'109,500
14.- Cables guía:	83'462,400
15.- Elementos para soporte de cables:	139'725,000
16.- Malacate con sistemas de control y pesaje:	395'887,500
17.- Quebradora con sistema de control:	60'167,500
18.- Torre del malacate y suspensión de guías cable:	27'945,000
19.- Edificio y cimentación del malacate:	18'630,000
20.- Sub-estación para malacate y tiro:	32'602,500
21.- Poleas deflectoras:	37'260,000
22.- Aditamentos electrónicos y cableado de los sistemas del Tiro:	24'219,000
23.- Tolvas de recibo (mineral directo a Horno, a Planta de Medio Pesado y Tepetate):	9'082,125
24.- Camión de bajo perfil para profundización del sistema de rampeo:	100'136,250
25.- Cargador de bajo perfil	92'218,500
26.- Presurizadores y aire acondicionado para sala de -- malacates:	9'315,000
27.- Sistema de extracción de polvos en Quebradora:	20'958,750
28.- Camiones de acceso y movimiento de tierras:	22'356,000
29.- Vehículo para el proyecto:	8'000,000

30.- Contratista para obras varias:	32'602,500
31.- Permisos e impuestos:	291'095,750
32.- Gastos varios del proyecto:	33'487,425
33.- Imprevistos 10 % :	209'567,500
34.- Supervisión (No incluye obras mineras):	46'575,000
TOTAL:	\$ 1,805'812,258

3.4.1.7.- TIRO DE MANTEO:

El tiro de manto proyectado es de sección circular con 4.57 m de diámetro y 325 m de profundidad. Con la siguiente distribución:

- Un claro para Skip
- Un claro para contrapeso
- Un claro para tubería y caminos

Las obras principales (todas subterráneas) de que constará el tiro son:

- Tolvas nivel 925
- Tolvas nivel 941
- Cruceros nivel 925, 840
- Estación de trituración
- Cuelle de 325 m de tiro (cora libre con Robbins y ampliación con chicharras ó stopers.
- Estación de bombeo nivel 840
- Revestimiento del tiro de manto
- Conos ó metaleras de mineral directo a Horno
- Conos ó metaleras de mineral contaminado a Planta de Medio Pesado

3.4.1.8.- CONTRAPOZO ROBBINS:

Se proyectó un contrapozo de 325 m de longitud, vertical, con un diámetro de 1.83 m, y cuya finalidad es de servir de cara libre para el tiro de manto. Con lo cual se espera que el cuele sea más rápido.

Nota: Consultar características de operación de Máquina Robbins modelo 71 - R (Ver apéndice). (Figura No. 12).-

3.4.1.9.- ANALISIS DE TIEMPOS:

Conocidas las generalidades de la Máquina Robbins 71 - R, se estimará el tiempo necesario para colar y ampliar el contrapozo de 325 m.

3.4.2.1.- BARRENACION:

Con la experiencia de operación que se tiene con la Máquina Contrapozera Robbins 71 - R, en otras unidades y en condiciones similares a las de -- Tetzintla, se elaboró una gráfica de avance y demoras que se pueden esperar - en este tipo de obra.

- 1.- Transportar equipo.
- 2.- Falta de agua.
- 3.- Sacar tubería.
- 4.- Instalar rima, fallas eléctricas.
- 5.- Falta del motor eléctrico.
- 6.- Falta del motor hidráulico.
- 7.- Descanso.

- 8.- Revisión y cambio de cortadores.
- 9.- Falla de la bomba del hidráulico.
- 10.- Descanso.
- 11.- Falla de un pistón.
- 12.- Descanso.
- 13.- Revisión de rimas.
- 14.- Cambio de cortadores y demora de almacén.
- 15.- Cambio de cortadores.
- 16.- Descanso.

De la gráfica se ve que para 325 m de cuele la Máquina necesita 6.63 - 7 meses (3,520 hr), la máquina será controlada por un Operador y su Ayudante.

3.4.2.2.- REZAGADO:

Se rezagará con Scoop - Tram de 5 yd³ .(3.8 m³) volumen a rezagar:
854.82 m³

Como el rezagado no presenta ningún problema de tiempo, se puede rezagar cada vez que la rezaga se acerque a la boca del contrapozo.

3.4.2.3.- COSTOS:

A continuación se analizará el costo de este contrapozo, considerando toda la mano de obra y el equipo necesario: (rimado, mano de obra. etc.)

Costo por metro rimado = \$ 9,837

Como el cuele será de 325 m de contrapozo, el costo total sera:

$$\begin{aligned} \$ 9,837 \times 325 \text{ m} &= \$ 3'197,122 \\ \$ 8,943 \times 325 \text{ m} &= 2'906,475 \end{aligned}$$

3.4.2.4.- AMPLIACION DE TIRO DE MANTEO:

Para la ampliación del tiro se usarán 2 Stopers Ingersoll Rand, cuya velocidad de barrenación es 0.19 m/min con un consumo de aire de 130 pies³/min. a una presión de 80 lb/pulg.².

Barrenos hexagonales 7/8" de diámetro y 2.4 de longitud que nos dan un avance efectivo de 2.20 m por disparada.

3.4.2.5.- BARRENACION:

Para cada disparada se tiene una plantilla de 24 barrenos:

$$\text{Tiempo por barreno} = \frac{2.4 \text{ m}}{0.19 \text{ m/min}} = 13.0 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempo total de barrenación} = 13.0 \times 24 = 312 \text{ min} = 5 \text{ hr } 12 \text{ min.}$$

Se utilizará escala de cuatro barras (1.80, 1.20, 1.80 y 2.40 m) y se tiene tres minutos por cambio de barras en cada barreno.

$$\text{Tiempo por cambio} = 3.0 \times 24 = 72 \text{ min.}$$

Se cargan los 24 barrenos y el tiempo de cargado es de dos minutos por barreno.

$$\text{Tiempo de cargado} = 2 \times 24 = 48 \text{ min.}$$

$$\underline{\text{Tiempo total}} = 312 + 72 + 48 = 436 \text{ min} = 7 \text{ hr } 12 \text{ min.}$$

Se tienen 6 horas efectivas de trabajo por turno; se trabajarán 3 turnos por día, por lo que se darán 2.5 disparadas por día. Teniendo un avance - de 5 m lineales por día.

De acuerdo a lo anterior, 325 m se colarían en 65 días sin problema - de operación.

3.4.2.6.- REZAGADO:

Volumen por rezagar:

$II R^2$ (ampliación) - $II R^2$ (cara libre) x H x Factor de abundamiento

$$\text{Volumen} = II \frac{R^2}{2} - II \frac{R^2}{2} \times 1 \times 1.3 \times 325$$

$$\text{Volumen} = II \frac{4.52^2}{2} - II \frac{1.83^2}{2} \times 1 \times 1.3 \times 325$$

$$\text{Volumen} = 5,819 \text{ m}^3$$

$$1.3 \text{ m}^3 / \text{ciclo}$$

$$9 \text{ min/ciclo}$$

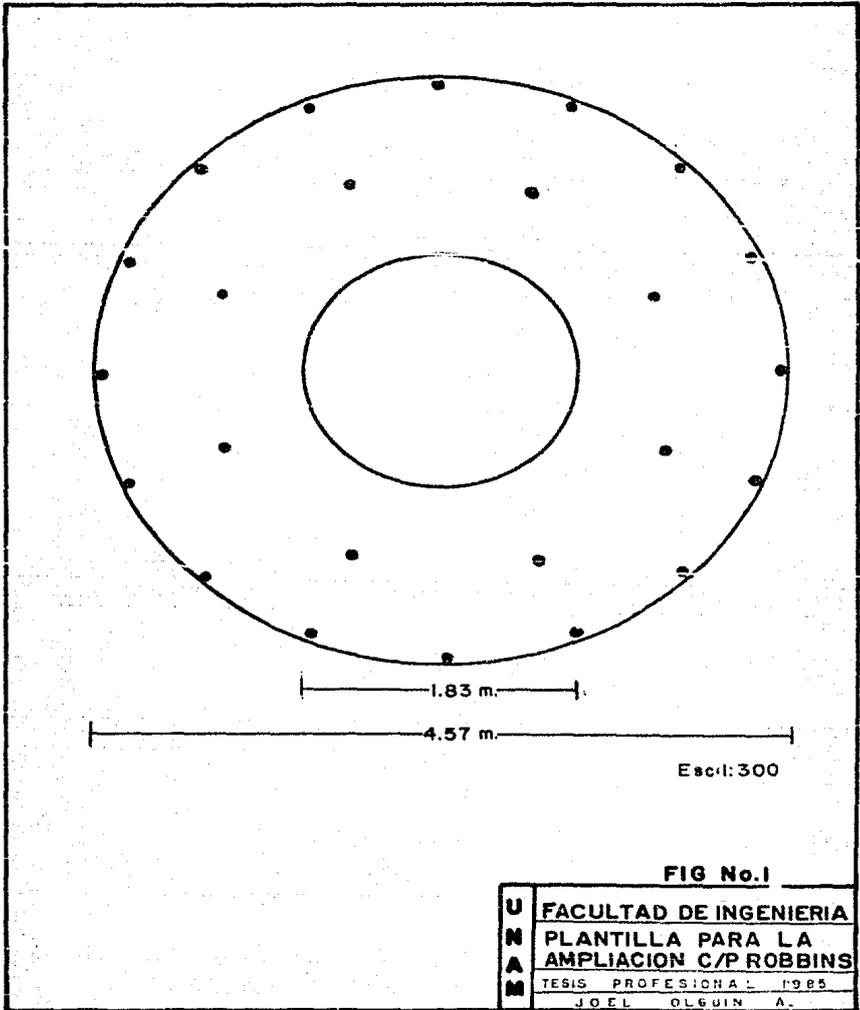
$$\text{Tiempo total de rezagado} = \frac{9}{1.3} \times 5,819 = 40,285.4 = 671 \text{ hr } 25 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo rezagado} = 111 \text{ turnos (equivalentes a 37 días)}$$

3.4.2.7.- COSTO DE AMPLIACION TIRO DE MANTEO:

Ampliación del tiro a 4.57 m, de diámetro y 325 m de longitud.

El personal, 2 Perforistas, cuyo sueldo es de \$ 1,233.67 por turno y -- con un bono de \$ 500.00 y un rezagador con igual bono y sueldo de \$ 1,161.22.



El cuele es de 5 m diarios y el costo por metro de avance es de:

RESUMEN:

Aire:	\$	233.10
Acero:		936.60
Explosivos y Artificios:		6,346.38
Mangueras:		202.62
Mano de Obra:		4,628.56
	\$	<u>12,347.26</u>

Para 325 m de cuele el costo será de = \$ 4'012,863

CAPITULO CUARTO
ANALISIS ECONOMICO

4.1. - INVERSION:

Se hará el análisis económico del proyecto de Expansión, considerando - las obras de desarrollo subterráneas, equipo y cuele del tiro. Contra las reservas de la Mina.

PESOS, MONEDA NACIONAL.

Tiro:	\$	1'863,171,058
Mina:	\$	57'358,800
Total de Inversión:	\$	<u>1'927,739,843</u>

Total de reservas entre el bloque 1052 - 640; es de 15 millones de toneladas.

Comparando la inversión total entre Mina y Tiro, contra las reservas de Mineral, se tiene un costo unitario por cada tonelada:

$$\$ \frac{1'927,739,843}{15 \times 10^6} = \$ 128.52/\text{ton M. N.}$$

$$*\$ 28.45 \text{ Dls.}$$

* (Centavos de dolar, moneda americana)

$$1 \text{ Dolar:} = 450 \text{ pesos}$$

Calculando el costos de operación tenemos:

Operación:

23 viajes/hora, como son dos turnos de 6 horas/effectivas

Tenemos:

23 viajes/hora x 12 horas = 276 viajes en los dos turnos

Como se trabajarán 360 días hábiles del año, se tiene:

360 días hábiles x 276 viajes/dos turnos = 99,360 viajes/año

Entonces: Si se tiene una capacidad del Skip de 8 ton:

99,360 viajes/año x 8 ton/Skip = 794,880 ton/año

1 Kwh = \$ 11.25 Kwh

Los H.P. que se requieren para un ciclo del Skip son: = 834.34/ciclo

Teniendo HP = $\frac{834.34/\text{ciclo}}{1.34 \text{ H.P.}} = 622.4 \text{ Kw totales}$

1 ciclo:

$$\text{Kwh} = \frac{\frac{622.4}{147 \text{ seg.}}}{3,600 \text{ seg/hora}} = \frac{15,242 \text{ Kwh}}{8 \text{ ton}} = 1,905 \text{ Kwh/ton}$$

Entonces tenemos que: $\frac{622.4 \text{ Kwh}}{8 \text{ ton/Skip}} = 78 \text{ Kwh/ton}$

Obteniendo el costo de operación del Tiro se tiene que:

$$= (78 \text{ Kwh/ton}) (184 \text{ ton/hora}) (\$ 11.24 \text{ Kwh}) = \$ 161,316/\text{hora}$$

$$= \frac{\$ 161,316/\text{hora}}{184 \text{ ton/hora}} = \$ 876.72/\text{ton}$$

$$= \$ 1.94/\text{ton (Dólares)}$$

Más la inversión total y costo de operación del Tiro:

$$\$ 1.94/\text{ton} + C .2845/\text{ton} = \$ \underline{\underline{2.23/\text{ton}}}$$

Comparando contra el costo de acarreo de la Mina que es de \$ 3.5/ton.

Para obtener el Ingreso, Costos, Utilidad, se tienen los siguientes datos:

Producción:	2,000 ton/día
Días laborables:	6 días/semana = 294 días/año
Producción anual:	588,000 ton
Reservas:	15×10^6 ton
Precio del metal:	80 ¢/lb
Recuperación del Horno:	60 %

Tenemos que la producción anual es de:

$$588,000 \text{ ton} \times 70\% = 411,600 \text{ ton/min D.H.}$$

$$30\% = 176,400 \text{ (60\% Recuper. P.M.P.)}$$

$$= 105,800 \text{ ton/Mn } 27\%$$

411,600 ton/Mn D.H. + 105,800 = 517.400 ton/año de Mn 27 %

Con una recuperación de 60 % en el Horno = 310,400 ton nódulos/año

	<u>Tiro:</u>	<u>Actual:</u>
Costo de producción:	\$ 900/ton	\$ 900/ton
Costo de Manteo:	\$ 1,003/ton	\$ 1,125/ton
	\$ 1,903/ton /4.23 Dll/ton	\$ 2,025/ton (4.5 Dll/ton)
Costo proceso de Nodulización:	<u>10,000</u>	<u>\$ 10,000</u>
	\$ 11,903 M.N./ton	\$ 12,025 M.N./ton
	(26.45 Dll/ton)	(26.7 Dll)

Entonces teniendo un tonelaje de:

517,400 Ton/año x 27 % Unidades de Manganeso = 13'969,800

310,400 x 39 % Unidades de Manganeso = 12'105,600

Costo: 310,000 ton/Anuales x 26.4 Dll/ton = \$ 8'210.080 Dll/Año

Teniendo la inversión Tiro y Mina en Dlls = \$ 4'283,866/Dlls

Utilidad = Ingreso - Costo = \$ 1'474,400 Dll/Año

Recuperación de la inversión = \$ $\frac{4'283,866 \text{ Dll}}{1'474,400}$ = 2.9 años = 3 años

Se considera que la inversión se realizará en 2.9 años (3 años) a razón de: -

\$ 1'427,955 Dlls/Año.

<u>AÑOS:</u>	<u>FLUJO DE CAJA:</u>	<u>26.6 %</u>
1	- 1'427,955	- 1'133,368
2	- 1'427,955	- 899,469
3	- 1'427,955	- 713,835
4	+ 1'474,400	+ 585,042
5	"	
6	"	
7	"	
8	"	
9	"	
10	"	
11	"	
12	"	
13	"	
14	"	
15	"	
16	"	
17	"	
18	"	
19	"	
20	"	
21	"	
22	"	
23	"	
24	"	
25	"	
26	"	
27	"	
28	+ 1'474,400	+ 2,212
		<u>0</u>

Tasa de Rentabilidad optimista será: $R = 26.6 \%$

Método optimista, en este método se supone que todos los ingresos netos se reinvierten en el negocio a medida que se van obteniendo.

Ganancia:

Se le llama ganancia a la diferencia obtenida entre la suma de los ingresos netos reducidos a valor actual y la inversión total inicial.

$$\begin{aligned} \text{Ganancias:} &= * (1'474,400 \text{ CPVF}_{25}^{4\frac{1}{2}} \cdot \text{PVF}_3^{4\frac{1}{2}}) - (1'427,955 \text{ CPVF}_3^{4\frac{1}{2}}) \\ &= (1'474,400 (15.622) (1.889) - (1'427,955 (2.775))) \\ &= \$ 16'513,830 \\ &\quad \text{*****} \end{aligned}$$

Para obtener la recuperación de la inversión tenemos:

$$\begin{aligned} \text{Recuperación inversión:} &= - (1'427,955 (\text{CPVF}_3^{4\frac{1}{2}}) + 1'474,400 (\text{CPVF}_3^{4\frac{1}{2}}) (\text{PVF}_3^{4\frac{1}{2}})) \\ &= 3.6 \text{ años} \\ &\quad \text{*****} \end{aligned}$$

* PVF = Factor de Valor Presente

* CPVF = Factor Acumulativo de Valor Presente

* Fórmulas tomadas del Libro: " A Practical Approach to The Appraisal of Capital Expenditures "

Second Edición by C. Geoffrey Edge and V. Bruce Irvine

The Society of Management Accountants of Canada.

CAPITULO QUINTO

5.1.- PROCESO DEL MINERAL POR MEDIO PESADO:

Datos básicos de la Planta de Medio Pesado:

CAPACIDAD DE TRITURACION

(200 ton/hora)

Capacidad de alimentación	(60 ton/hora)
Concentrados.....	(43 ton/hora)
Colas.....	(12 ton/hora)
Finos.....	(5 ton/hora)
Recuperación en peso.....	(71 %)
Recuperación Metalúrgica.....	(85 %)
Consumo de Fe - Si.....	(200 gr/ton)
Consumo de Separán.....	(2.6 gr/ton
Consumo de agua.....	(100 m ³ /24 hr)
H. P. Motores.....	(410)
Kwatts Alumbrado.....	(20)

Para tener una idea clara del proceso, basta pensar en un recipiente - con agua como medio que servirá para separar dos o más materiales con peso específico diferente entre sí, unos con una densidad más baja de la del agua, y otros más alta.

Al introducirlos en el líquido, los materiales más densos se sumergirán e irán al fondo y los más ligeros flotarán, sólo restaría su recuperación.

EL PROCESO GENERAL DESDE LOS SIGUIENTES PUNTOS DE VISTA:

- 1) Proceso con Equipo Mecánico
- 2) Proceso Metalúrgico

El fin principal u operacional básico de la Planta que nos ocupa es la eliminación de material estéril y de bajo contenido de Manganeso, como la caliza y pizarra, la cual sería imposible hacerlo en el Tajo como en la Mina Subterránea; de ahí la necesidad de haber instalado la Planta de Medio Pesado, siendo lo indicado y económico.

En sí, la Planta consta básicamente de tres áreas: Trituración, Planta de Medio Pesado y Depósito de Terreros.

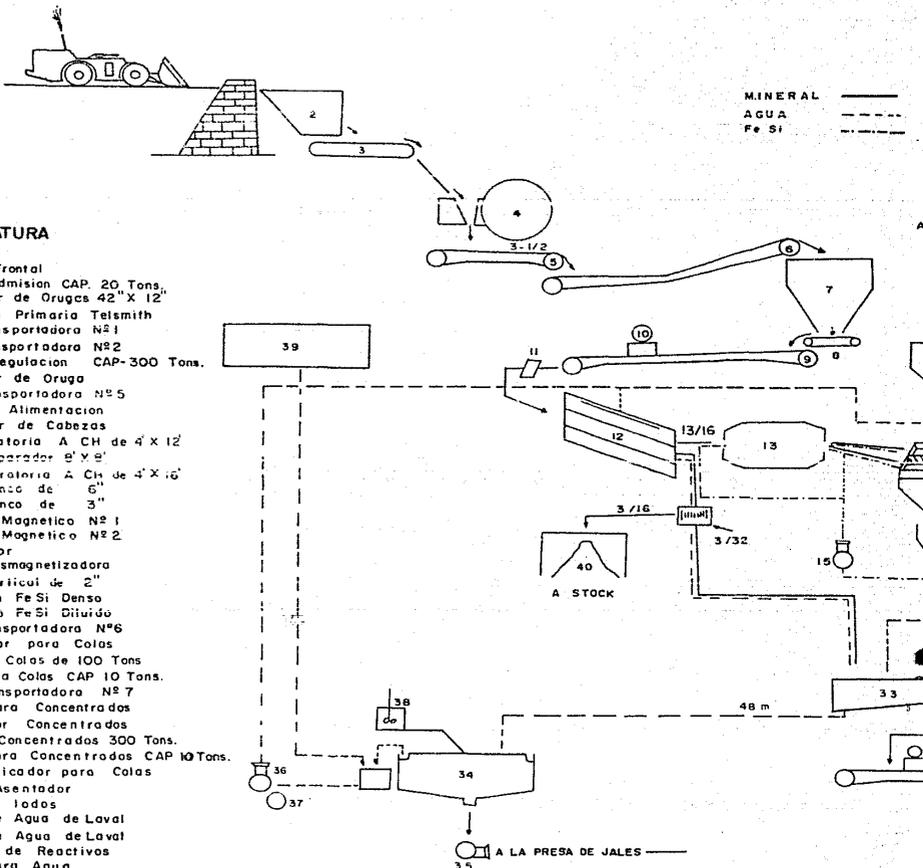
TRITURACION:

Como su nombre lo indica tiene por objeto reducir el tamaño del mineral de 70 a 9 cm, lo cual se hace con una Quebradora TELESMITH de 30" x 42", - siendo su capacidad de trituración de 200 ton/hora; para estandarizar el tamaño se integró un circuito cerrado, para que el mineral que no pasa por la Criba provista de una lámina con perforaciones redondeadas de 4", sea enviado a - otra Quebradora de menor capacidad y tamaño, marca MEVRPIC de 16" x 24", retornando lo triturado al circuito general, y enviando todo a un patio de almacenamiento del cual se alimenta una Tolva de Regulación.

PLANTA DE MEDIO PESADO (P. M. P.)

En el área de Medio Pesado se recibe el mineral en una Criba, cuyo objetivo principal es separarlo en dos productos: (Figura No. 13)

- 1) Del tamaño de 3/16" (- 3 1/2" + 3/16")



MINERAL ———
 AGUA - - - - -
 Fe Si

NOMECLATURA

- 1 Cargador Frontal
- 2 Tolva de Admision CAP. 20 Tons.
- 3 Alimentador de Orugas 42" X 12"
- 4 Quebradora Primaria Telsmith
- 5 Banda Transportadora N°1
- 6 Banda Transportadora N°2
- 7 Tolva de Regulacion CAP-300 Tons.
- 8 Alimentador de Oruga
- 9 Banda Transportadora N°5
- 10 Bascula de Alimentacion
- 11 Muestreador de Cabezas
- 12 Criba Vibratoria A CH de 4' X 12'
- 13 Tambar Separador 8' X 8'
- 14 Criba Vibratoria A CH de 4' X 16'
- 15 Bomba Wemco de 6"
- 16 Bomba Wemco de 3"
- 17 Separador Magnetico N°1
- 18 Separador Magnetico N°2
- 19 Densificador
- 20 Bobina Desmagnetizadora
- 21 Bomba Vertical de 2"
- 22 Tolva para Fe-Si Densa
- 23 Tolva para Fe-Si Diluida
- 24 Banda Transportadora N°6
- 25 Muestreador para Colas
- 26 Tolva para Colas de 100 Tons
- 27 Camion para Colas CAP 10 Tons.
- 28 Banda Transportadora N°7
- 29 Bascula para Concentrados
- 30 Muestreador Concentrados
- 31 Tolva de Concentrados 300 Tons.
- 32 Camion para Concentrados CAP 10 Tons.
- 33 Hidroclasificador para Colas
- 34 Tanque Asentador
- 35 Bomba de lodos
- 36 Bomba de Agua de Laval
- 37 Bomba de Agua de Laval
- 38 Agitador de Reactivos
- 39 Tanque para Agua
- 40 Chute para finos 3/16

3.5 A LA PRESA DE JALES

2) Del tamaño de - 3/16"

Otro objetivo de esta Criba es lavar el mineral, eliminando la arcilla, impidiendo que entre al circuito de medio denso, ya que de otra manera -- cambiaría las propiedades físicas de éste, haciendo muy diferente la Operación de Concentración del Mineral en el tambor.

El tambor es un Tubo cilíndrico de 8' de largo por 8' de diámetro, -- provisto en su interior de unas láminas perforadas dispuestas a lo largo y que al girar en su interior funcionan como elevadores.

Junto al tambor hay una Criba Vibratoria que tiene por objeto separar por lavado y cribado el Ferrosilicio (Fe-Si) del mineral, para que éste no -- contamine al mineral y al mismo tiempo no se pierda el Fe-Si, lo cual redundaría en un aumento del costo del tratamiento.

Después hay unas bandas transportadoras y clasificadoras helicoidales que hacen la función de decantadores para el manejo de los Productos Concentrados y Colas, los cuales son depositados en Tolvas de Concreto para enviarlos a su destino final. Los concentrados van directamente a la Zona Industrial para alimentación del Horno y las colas a los tiraderos.

Como parte adicional se tienen bombas centrífugas, separadores magnéticos y un densificador (clasificador helicoidal) que integran mecánicamente el circuito de manejo y recuperación del Ferrosilicio. (Figura No. 13).

DEPOSITO DE TERREROS:

Un circuito necesario es el de agua para el lavado del mineral.

El agua se alimenta directamente a un tanque asentador, cuya función es la de decantar el mineral muy fino previamente floculado con separán (reactivo aglomerador), con el cual el agua limpia es bombeada a la Planta para separar el mineral en las Cribas ya mencionadas.

Por una red de tuberías conectadas a los decantadores, se recolecta el agua, que arrastrando el mineral arcilloso y fino (que por el momento no es posible beneficiar), va al centro del tanque para iniciar el ciclo.

El lodo mediante bombas de diafragma se envía a las Presas de Jales para su almacenamiento para evitar contaminación en los ríos y arroyos.

A) PREPARACION MECANICA:

El mineral procedente de la Mina, Tajo Abierto y Planta de Medio Peso, se transporta hasta la Planta de Trituración, en camiones de volteo de 10 ton, en donde se descarga el material que acarrean en diferentes tiraderos de acuerdo a la calidad del mineral acarreado (fresco, ferroso y oxidado).

El mineral de los tiraderos es movido por un Cargador Frontal, el cual lo descarga a: TRANSPORTADOR DE ORUGA PETTIBONE, tipo zapata de 36" x 5'; velocidad de 5 a 25 RPM, el cual pasa el mineral a una TOLVA DE ALMACENAMIENTO con capacidad de 600 ton, la que por medio de un TRANSPORTADOR DE ORUGA PETTIBONE, tipo zapata descarga el mineral a una BANDA TRANSPORTADORA No. 1 de 0.91 m de ancho, con capacidad de 240 ton/hora, el cual pasa a una TOLVA DE REGULACION de 150 ton, regulando la carga a una BANDA TRANSPORTADORA de 0.91 m de ancho, la cual descarga el mineral en una CRIBA DE BARRAS de 42" x 5" donde el mineral de + 10 cm va a una QUEBRADORA DE CONO de 4", la que tritura el mineral a 5 cm, este mineral es juntado con el que antes separó la Criba y ambos pasan a

una CRIBA VIBRATORIA de 60" x 12" con abertura de 2.5 cm, en la que el mineral que no es cribado pasa a una QUEBRADORA SYMONS de 7", cabeza corta la que tritura el mineral a 1.2 cm, este mineral se junta con el que antes fue cribado, se pesan y conducen por medio de una BANDA TRANSPORTADORA al almacén de crudos, que tiene una capacidad de 20,000 ton, donde son formados lotes de mineral de 5,000 ton. (Figura No. 14).

5.2.- DESCRIPCION DEL PROCESO DE NODULIZACION:

Este proceso se realiza dentro de un Horno Rotatorio, en donde por medio de energía calorífica que se obtiene a partir de la combustión de gas natural, se logra la disociación de los carbonatos de manganeso, calcio y magnesio, eliminándose principalmente bióxido de carbono (CO_2) dando un producto semirreducido, el cual antes de salir es aglomerado en forma de Nódulos. (Figura No.15)

El Horno Rotatorio tiene una longitud de 114 m, y 3 secciones, que tomándose a partir del extremo donde se alimenta la carga son:

- | | |
|-------------------------------------|------------------|
| 1.- Zona de Pre calentamiento | 93 m de longitud |
| 2.- Zona de Calcinación | 15 m de longitud |
| 3.- Zona de Nodulización | 6 m de longitud |

La Zona de Nodulización tiene un diámetro inferior de 6.5 m y las de Pre calentamiento y Calcinación de 5 m.

Las paredes interiores del Horno están recubiertas de concreto refractario de un espesor de 15 a 23 cm. Generalmente la duración del concreto de refractario es de 175,000 ton de nódulos producidos, a partir de las cuales se tiene que cambiar, debido al desgaste sufrido. El Horno tiene una pendiente de

EXPLICACION

- 1-MINERAL CRUDO
- 2-GUERRADORA DE GUIJADA
- 3-TOLVA DE CRUDOS
- 4- DE REGULACION
- 5-DETECTOR DE METALES
- 6-CRIBA VIBRATORIA
- 7-GUERRADORA GIRATORIA TRAYLOR
- 8-
- 9-BAGUETA AUTOMATICA
- 10-VENTRIED AUTOMATICO
- 11-BANDA MOVIERA
- 12-OLVA MOVIA
- 13-PLAS ALMACENAMIENTO
- 14-TOLVA AUXILIAR
- 15-TULVAR ALIMENTACION HORNO

- 16-TUBO ALIMENTADOR
- 17-ESPESAD ENFRIAMIENTO BAMB
- 18-CAMARA DE PRECIPITACION POLVOS
- 19-COLECTORES DE POLVO
- 20-TRANSPORTADOR DE GUSANO
- 21-CAMARA DE POLVOS
- 22-VENTILADOR DE TIPO
- 23-CHIMENEA
- 24-CUSPRESORES DE AIRE
- 25-HORNO GIRATORIO
- 26-FORME DE AGUA CALIENTE
- 27-FORNE DE ENFRIAMIENTO
- 28-QUEMADORES DE GAS
- 29-BARRA ESCAFIFICADORA
- 30-ENFRIADOR DE NODULOS

- 31-PARRILLA DE DESCARRA NODULOS
- 32-VENTILADORES DEL EMPRIADOR
- 33-TRANSIDOTADOR
- 34-EXTRACTOR DE AIRE CALIENTE
- 35-VENTILADORES PARA QUEMADORES
- 36-TOLVA DE FINOS RECICLADORES
- 37-BANDA APLEADORA DE NODULOS
- 38-ALMACEN DE NODULOS

- T-TRAILER
- BC-BARRA TRANSPORTADORA
- F-CARRANZO FRONTAL
- A-AREA DE MEZCLADO DE MINERAL TRITURADO
- AC-TRANSPORTADORA DE CHAROLA

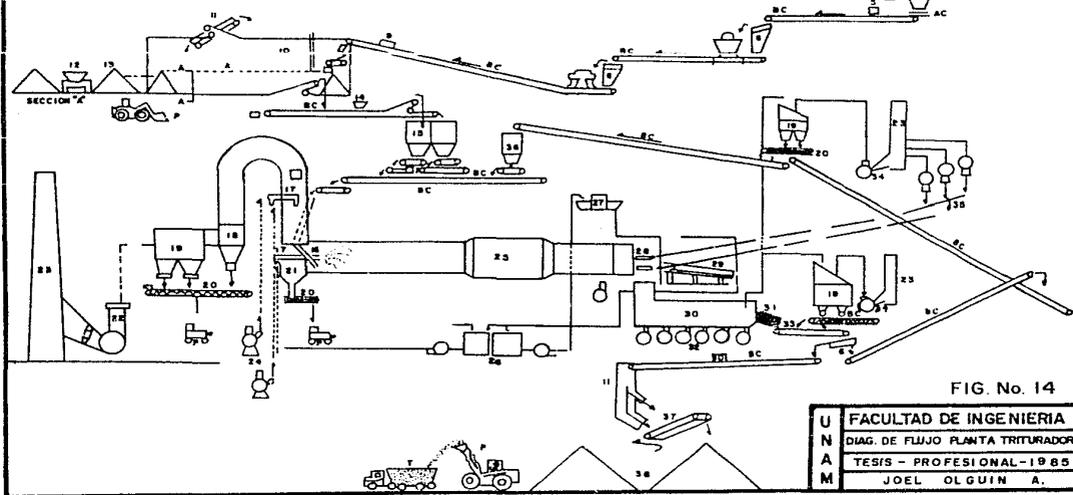


FIG. No. 14

U	FACULTAD DE INGENIERIA
N	DIAG. DE FLUJO PLANTA TRITURADORA
A	TESIS - PROFESIONAL-1985
M	JOEL OLGUIN A.

4 %, siendo su extremo inferior el de descarga, lugar donde se encuentran ubicados los quemadores (un principal y un auxiliar). (Figura No. 15).

El mineral es alimentado por el extremo más alto del Horno, donde debido a la pendiente antes mencionada y al movimiento rotatorio del Horno, el mineral avanza hacia el extremo de descarga en contracorriente a los gases de -- combustión de los quemadores, debido a lo cual el aumento de temperatura del mineral es gradual, a partir desde que se ponen en contacto con los gases, que llevan una temperatura de 500°C , hasta que se aglomera y noduliza de $1,350^{\circ}\text{C}$, (Figura No. 15).

La velocidad del giro del Horno es entre 20 y 70 revoluciones por hora.

Los quemadores del Horno son de tipo cilíndrico, con flama regulable - al centro.

El quemador principal dirige su flama a la Zona de Calcificación, y por efecto de la succión que ejerce un ventilador de tiro situado en el extremo de alimentación, tiende a calentar el Horno en toda su longitud. El quemador auxiliar dirige su flama a la Zona de Nodulización donde el calor se concentra y - se eleva al máximo, el material ya calcinado se aglomera debido al movimiento de rotación del Horno, obteniéndose así, los nódulos con temperaturas de 1350°C , los que antes de salir del Horno descienden a $1,100^{\circ}\text{C}$, pasando por un enfriador, éste consiste en una serie de parrillas de acero, siendo unas fijas y otras móviles que están colocadas en forma alternada, para que de esta manera se transporte el mineral hacia fuera. El enfriador en su parte inferior se divide en 6 compartimientos, a través de los cuales y por medio de los ventiladores, es inyectado aire a la temperatura ambiente, lográndose con ello que los

H O R N O R O T A T O R I O
(E S Q U E M A)

ZONA No 1 PRECALENTAMIENTO H₂O 500°C
 ZONA No 2 SE INICIA PERDIDA DE CO₂ 900°C
 ZONA No 3 CALCINACION — 1250°C
 ZONA No 4 MODULIZACION — 1300°C

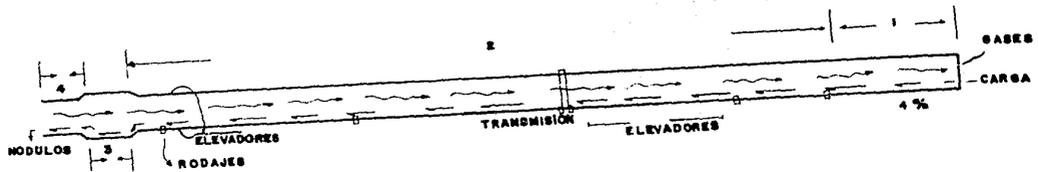


FIG. No 15

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA
	PROCESO DE MODULIZACION
	TESIS PROFESIONAL 1985
	JOEL OLGUIN A.

nódulos salgan de enfriador a una temperatura de 100° C, después que enfría - los nódulos, el aire caliente se extrae por medio de dos ventiladores que forman un tiro inducido contrapuesto al del Horno. Este aire caliente pasa por un sistema colector de polvos, donde es limpiado; un 45 % de este aire se envía a una temperatura de 180° C, a los quemadores del Horno, éste es utilizado como aire primario para aumentar la eficiencia de la combustión.

El proceso anteriormente mencionado, se gobierna desde un centro de -- control (panel) donde son registradas todas las condiciones del proceso y, además, opera todo el equipo del mismo.

Las variables más importantes de este proceso son:

- a) Relación entre la alimentación y velocidad del Horno.
- b) Cantidad de gas utilizado.
- c) Temperatura y volumen del aire primario que se utiliza en los quemadores.
- d) Presión y flujo de aire en los compartimientos del enfriador.
- e) Temperatura a lo largo del Horno.

En la Zona de Nodulización, por ser la más crítica, se instaló una cámara de televisión, en donde se puede observar continuamente en un monitor instalado, las condiciones en que se realiza la nodulización. La relación entre - velocidad y giro del Horno y mineral crudo alimentado es muy importante, ya -- que se debe mantener un espesor lo más constante posible, en la cama de material que se encuentra en proceso, porque con ello se consigue que el mineral se calcine uniformemente y no haya grandes variaciones en el flujo de gases de los quemadores. Constantemente se detecta la temperatura del Horno usando cuatro termopares que están en la Zona de Pre calentamiento. Estos termopares están

a 51, 65, 85 y 99 m del extremo de descarga. (Figura No. 16).

La relación que debe existir entre el gas natural y el aire primario a la salida de los quemadores debe ser adecuada, ya que si se utiliza menor aire del necesario, existe el riesgo de que parte del gas no se queme de inmediato, lo que podría dar lugar a pequeñas explosiones cerca del extremo de descarga - del Horno, en caso de tener exceso de aire (a pesar de estar a más de 1,170°C).

Los nódulos podrían sufrir una reoxidación, y por ser ésta una reacción exotérmica, podría tener como resultado una fase líquida que dañaría el enfriador.

BALANCE DE MATERIALES

	<u>Ton</u>	<u>%</u>
Mineral crudo alimentado por día	1,870	100
Recirculación de nódulos menores de 6 mm	150	6.5
Producción nódulos mayores de 6 mm por día	1,200	64.5
Pérdidas por calcinación, humedad, agua de combinación y materia orgánica.	620.3	28
Polvo de colectores de almacenamiento.	48	2.5
Polvos a la atmósfera	1.7	0.1

La transmisión de calor en el interior del Horno es:

- 1) Por radiación directa de la flama al material.
- 2) Por radiación de la pared del Horno.
- 3) Por transferencia entre los gases producto de la combustión y el material en contracorriente.

En las Zonas de Calcinación y Nodulización que es donde existen las tem

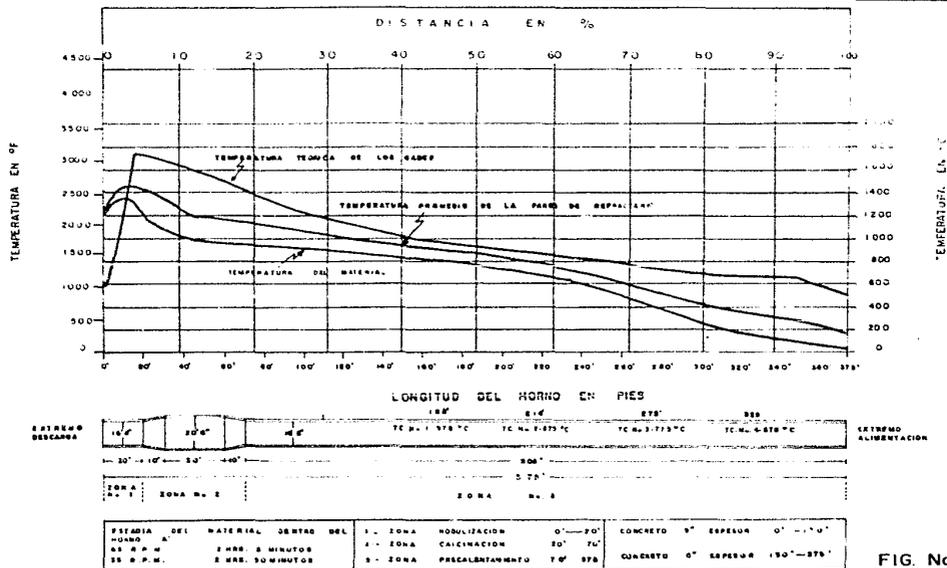


FIG. No. 16

UN AM	FACULTAD DE INGENIERIA
	DIAGRAMA DE TEMPERATURA
	TESIS PROFESIONAL 1985
	JOEL OLGUIN A

peraturas más altas, existe tendencia a que se adhiera al refractario una capa o costra de material.

BARRA ESCORIFICADORA:

La costra de que anteriormente se habla, se mantiene bajo control, mediante el uso de una barra escorificadora (buril de 50 cm de diámetro, refrigerado con agua). Esta barra se introduce al horno aproximadamente cada hora para remover el exceso de costra y mantenerla en 30 cm como máximo. La operación antes mencionada se logra debido a que el movimiento de rotación del Horno actúa contra la cuchilla que esta barra tiene en su extremo libre. El control de la formación de costra en la zona de calcinación que se encuentra fuera del alcance de la barra se logra mediante un adecuado control de la dirección, tamaño y forma de la flama de los quemadores. La costra de la pared del Horno se desprende en bloques de 50 y 90 cm, se fractura por medio de un cañón industrial, evitando que el refractario se desgaste en forma normal, lo cual sucedería si estos bloques permanecieran intactos. El control de polvos que salen a la atmósfera, se hace por los colectores de polvos existentes para limpiar el aire caliente del enfriador; con otro sistema de colector situado en el extremo de alimentación por donde pasan los gases calientes, ahí por medio de precipitación centrífuga, se separa la mayor cantidad de polvo, emitiendo así a la atmósfera gases relativamente limpios.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Considerando que debido a la profundización de la explotación del yacimiento, el futuro de la Unidad Molango se encuentra bajo el nivel 1025.
- El presente estudio tuvo la finalidad de estimar los costos y tiempos de las obras principales de desarrollo, tales como los niveles 925, 840 y el Tiro de Manteo, que junto con la infraestructura existente, permitirá explotar racionalmente el mineral.
- Los tiempos para este estudio se han tomado de acuerdo a los resultados de operación que se tienen en la Mina Tetzintla.
- Se considera que el mantenimiento fundamental, sobre todo se debe de programar un mantenimiento preventivo, ya que el mantenimiento correctivo trae consigo mucho tiempo perdido.
- En base al análisis económico se puede decir que el proyecto es viable y económico, debido a lo siguiente:
 - a) Se tiene una inversión total de: \$ 1927,739,843 Dlls.
 - b) Se tiene una ganancia de: \$ 16,513,830 Dlls.
 - c) Periodo de cancelación: 3 años, 6 meses.

BIBLIOGRAFIA:

- *SME - Mining Engineering Handbook, Volume 1, Commins and Given, 1973.*
- *Manual Atlas Copco, Técnica de Aire Comprimido, Segunda Edición, 1976.*
- *Proceso de Nodulización y Calcinación de Manganeso, Ing. Ricardo Esparza.*
- *Process Machinery, Reference Manual, Norberg, Quinta Edición, 1976.*
- *Latin American, Economic Update and Monthly economic indicators, Warton. December, 1985, Volume 3, Number 12.*
- *Engineering and Mining Journal, Mc Graw - Hill Publication, February 1986.*
- *A Practical Approach to the Appraisal of Capital Expenditures, Second Edition by C. Geoffrey Edge and V. Bruce Irvine. The Society of Management -- Accountants of Canada.*

APENDICE

CONTRAPOZO ROBBINS

Se proyecta dar un contrapozo Robbins en su primer etapa de 325 m (su perficie a nivel 840) y otro de 310 m (nivel 840 a nivel 640). Con un diámetro de 1.8 m y cuya finalidad es de servir de cara libre para el Tiro de Manteo. esperando que el cuele del tiro sea más rápido.

ANALISIS DE TIEMPOS:

Se estimará el tiempo para revisar el contrapozo de 640 m, que servirá de cara libre para el tiro de manteo.

BARRENACIÓN:

Para un contrapozo de 640 m se van a necesitar:

$2,100/5 = 420$ tubos, pero como el contrapozo se hará en dos etapas; de acuerdo al desarrollo de las obras; entonces tenemos que:

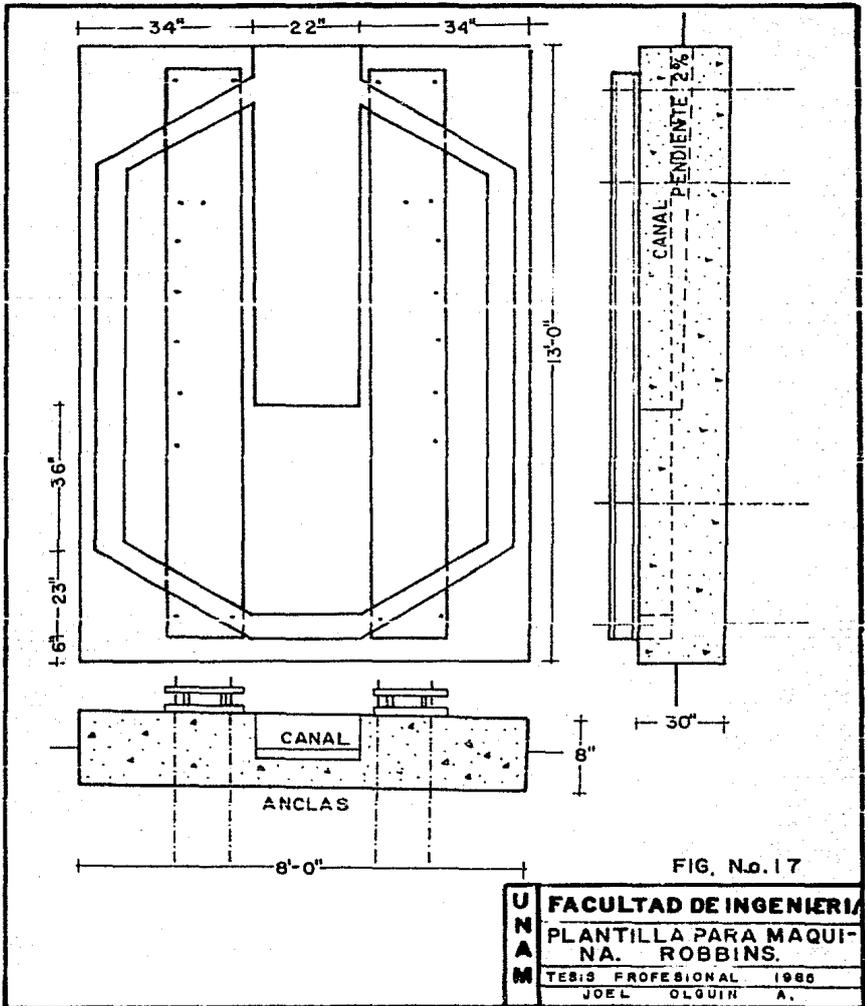
1a. Etapa: $325 \text{ m} = 1066' = 1066'/5 = 213$ tubos + 9 tubos extras para emergencia; en total 222 tubos. Estos tubos se acomodarán tendiéndolos en 10 pisos o camas de 21 tubos cada una más una cama de 2 tubos.

Cada tubo tiene un diámetro de 0.30 m.

$0.30 \text{ m } \varnothing \times 21 \text{ tubos} = 6 \text{ m de longitud.}$

Se dejará un margen de .50 m; para que el Ayudante pueda acomodar la tubería, por lo tanto la longitud de tendido será de 6.50 m.

Se recomienda usar tablón de 2" entre el piso y la primera cama de tubos y tabla de 1", para facilitar el rodamiento de tubos.



BASES PARA LA INSTALACION:

Las bases para fijar la maquinaria se puede hacer de la siguiente forma:

Concreto semi-armado: Esta será una fosa de 3.0 x 2.45 x 0.60 m; largo ancho y profundidad; con armado en la parte superior de varilla corrugada de 1/2" y -- proporciones de concreto, 1: 2: 3; lleva un sobrelevantamiento o patín para colocar la máquina de 6" (0.152 m) x 17.71" (.45 m) de ancho y 3 m de largo en -- la cual na envevida una vigueta 1 6", por 4.0 m, de largo.

En este armado se colocan las anclas, por medio de una plantilla de -- triplay (Figura No. 17), hecha previamente para la máquina; las anclas se ha-- cen de varilla redonda de 1 3/4" por 0.85 m de largo con cuerda en un extremo de 0.125 m siendo 14 varillas.

VIGUETAS:

Se usan dos viguetas fabricadas para este caso; éstas son de placa de 3/4" en las almas y 1/2" en los patines. Tienen una longitud de 15', ancho -- 15 1/8" en el patín y 6" de peralte. Actualmente la máquina cuenta con ellas, fijándose éstas dos, por medio de 16 anclas (4 en cada extremo de la vigueta).

Estas viguetas se colocan en una plancha de concreto hecho para ello -- de 13' de largo, 8' de ancho y una profundidad de 3' dejando un canal de 0.30 m por 0.10 en el centro y en sentido longitudinal para desagüe. Las viguetas -- se sujetan a esta plancha por medio de 8 anclas, las cuales se colocan una -- vez hecha la plancha y presentadas las viguetas. Las anclas son de varilla de 1.42 m de largo con una rosca en un extremo de .15 m los tornillos para sufe-- tar la máquina a la vigueta son de 1 1/2" x 7", estas se colocan con unos trom-- pos de 3" x 3" con onificios en el centro de 1 5/8". (Figura No. 18).

LEVANTAMIENTO DE LA MAQUINA ROBBINS:

Se debe procurar que el peso de la máquina quede distribuido. No se debe de colgar de las partes móviles, cuando sea en sentido vertical, no colgarla del bastidor, para ello se deben utilizar cadenas o cables que irán en la parte superior de las columnas o crucetas para su mayor estabilidad. Si es necesario que el peso de la máquina sea menor, éste se puede reducir desmantelando el motor eléctrico, caja de velocidades y caja de empuje.

SECUENCIA PARA MONTAJE:

- 1.- Anclar viguetas y patines en el lugar de operación.
- 2.- Llevar máquina y montarla.
- 3.- Montar el brazo cargador y motor de lubricación.
- 4.- Situar en lugares adecuados los sistemas eléctricos, hidráulicos y centrales.
- 5.- Se procede a conectar mangueras y cables.

TRANSPORTE DE LA RIMA:

La rima se desmantela en tres partes principales que son:

- 1.- La Flecha.
- 2.- El Armazón.
- 3.- Contadores y Piñas.

Se desmantela de la siguiente forma:

- 1.- Se quitan los tres primeros cortadores, que dejan al descubierto los tornillos que fijan los seguros de media luna.
- 2.- Se extraen los tornillos por medio de opresores.
- 3.- Se desmantelan cortadores y piñas.
- 4.- Se quita el perno de seguridad que va en la parte inferior de la flecha.

OPERACION ROBBINS:

Una vez ancladas las viguetas y atornillados los patines perfectamente a ellas, se procede a montar la máquina en las viguetas.

Para facilitar el transporte y armado de la máquina, ésta se desmóntala en cinco partes:

- 1.- Caja empujadora y centralizadora.
- 2.- Caja de transmisión.
- 3.- Gatos hidráulicos.
- 4.- Motor eléctrico.
- 5.- Brazo cargador.

Una vez armada la máquina se procede a conectar los sistemas hidráulicos, eléctricos y líneas de agua.

Para darle la inclinación a la máquina, se utilizan los gatos de resaca armados a los patines para ir empujando a la máquina. La inclinación requerida se mide por medio de una plomada colgada de la parte más alta de uno de los gatos hidráulicos hasta el suelo. Se mide esta distancia perfectamente y por medio de la tangente se procede a calcular el cateto adyacente, distancia que se marca a partir de donde la plomada marca la vertical. Este trabajo se debe de hacer con la mayor precisión posible para lograr comunicar bien el barreno. Debe de chequearse la inclinación con teodolito.

ROMPIMIENTO DEL BARRENO:

El rompimiento del barreno es una operación delicada y que requiere de gran cuidado, pues de los primeros metros de cuele, depende la buena dirección del barreno y el evitar desviaciones.

Teóricamente el barreno debe ser roto con una broca de 12 1/4" ϕ , para emboquillar los primeros 3 m. En la práctica se rompe con la misma broca de -- 11" ϕ .

El barreno se rompe poniendo sobre la broca un adaptador corto (1' 1/2") a no más de 750 lb y 20 R.P.M., una vez barrenada la distancia del adaptador - corto se quita éste y se coloca en su lugar un tubo reforzado (bluey) de 5'. - Se barrenan entre 750 y 1,100 lb, a no más de 20 R.P.M. (todo esto se hace con el aro centralizador, colocado en la máquina). Una vez que se coló la longitud del tubo reforzado con las presiones y revoluciones ya dichas se quita éste y se ponen dos estabilizadores hexagonales y se procede a continuar el cuele. Se debe poner un estabilizador por cada 30 m de cuele. (Todos los estabilizadores van juntos y posteriores al Bit - Sub.).

Una vez hecho lo anterior, se quita el centralizador de la máquina para seguir barrenando y se continúa con la tubería normal, pudiéndose aumentar ya las revoluciones a 72 R.P.M. para coñar más rápido. Si se notan demasiadas vibraciones es necesario reducir las revoluciones para evitar desviaciones, un exceso de vibraciones nos puede indicar que está dañada la broca, esto se nota - porque disminuye considerablemente la velocidad de avance. Las brocas tienen - tolerancias de 6,000 a 66,000 lb de presión, por lo que hay que calcular la presión que debe aplicarse a la misma, para evitar causarle daño que detendrían - la operación, además de ser muy costosas.

CALCULO DE LA PRESTION DE BARRENACION:

De las fórmulas del Manual de Operación y ensanchamientos para Minas, Canteras y Construcciones " Reed Tool Company " se tiene:

Presión media del barrenó	$x \text{ lb/in}^2 = - 2,750 \text{ lb/in}^2$
Peso de la tubería	$W_t \text{ lb/pie} = 131 \text{ lb/pie}$
Area Rod End	$A_r \text{ in}^2 = 70 \text{ in}^2$
Area Cap End	$A_c \text{ in}^2 = 120 \text{ in}^2$
Factor de inclinación	$C = 1$
Peso de la cabeza rimadora	$W_c = 13,180 \text{ lb}$
Peso en la broca	$W_n = \text{Variable a la longitud del barrenó.}$
Presión necesaria	$P_n = \text{Variable}$

CALCULO DEL BARRENÓ PILOTO:

Inclinación del barrenó = 90°

Se requiere mantener 30,000 lb de empuje en la broca, consistente en - 10 tubos de 5' cada uno y peso de 13 lb/pie.

Peso de la tubería de barrenación = $50 W_t = 50 \times 131 = 6,550 \text{ lb.}$

Se desea una fuerza total de 30,000 lb

$30,000 - 6,550 = 23,550 \text{ lb}$

Entonces la presión necesaria en la broca:

$23,550 \text{ lb}/70 \text{ in}^2 = 336 \text{ lb/in}^2$, esta presión se marcará en manómetro hasta 50', para ir corrigiendo esta presión se irán agregando tramos de 5 tubos.

$25 \text{ pies} \times 131 \text{ lb/pie} = 3,275 \text{ lb}$

Este peso es corregido = $3,275 \text{ lb} \times 1 = 3,275 \text{ lb}$, teniendo el peso anterior más el nuevo (25 pies); $6,550 + 3,275 = 9,825 \text{ lb}$

Presión necesaria en la broca = $30,000 \text{ lb} - 9,825 \text{ lb} = 20,175 \text{ lb}$

$20,175 \text{ lb}/70 \text{ in}^2 = 288.2 \text{ lb/in}^2$; hasta los 75 pies

Otro tramo de 25 pies = $9,825 + 3,275 = 13,100$ lb.

Presión necesaria en la broca = $30,000$ lb - $13,100$ lb = $16,900$ lb.

$16,900$ lb/ 70 in² = 241.4 lb/in² hasta los 100 pies

Otro tramo de 25 pies = $13,100$ lb + $3,275$ = $16,375$ lb

Presión necesaria en la broca = $30,000$ lb - $16,375$ = $13,625$ lb

$13,625$ lb/ 70 in² = 194.64 lb/in² hasta los 125 pies.

Se calcula así las presiones del barreno, es importante tomar en cuenta que llega un punto en que: X W, y entonces la presión se vuelve negativa, lo que quiere decir que el peso de la tubería debe ser soportado por la máquina, pues ya se rebasa la presión media de barrenación.

DESACOPLE DE LA BROCA:

Cuando el barreno comunica al nivel inferior, es necesario seguir barrenando unos dos pies más en el piso de éste, con el objeto de meter allí la broca para facilitar la maniobra de desacople. Esta operación se hace por medio de un "Desacoplador" accionado por gatos hidráulicos movidos manualmente.

ACOPLE DE LA RIMA:

La rima se coloca debajo de la tubería una vez removida la broca y el "Bit - Sub". Para la operación de acoplado se cuenta con dos instrumentos: - La caja de elevación que se coloca en la flecha de la rima y las clavijas elevadoras que se colocan en la punta de la tubería. El trabajo de estas piezas es de alinear la flecha de la rima con la tubería para que el acople de ésta se efectúe correctamente.

RIMADO:

Al principiar a rimar, esta operación es muy pesada hasta que la totalidad de los cortadores estén trabajando. Iniciando el rimado debe de hacerse a bajas revoluciones (10 R.P.M.) y con poca presión sobre la rima, pues la presión se aplicará sólo sobre los cortadores más cercanos a la flecha y éstos se pueden deteriorar si se aplica mucha presión. En la boca del barreno durante la operación del rimado, debe colocarse una manguera descargando agua a razón de 5 galones por minuto para enfriamiento de cortadores y supresión de polvos.

Los cortadores de la máquina deben revisarse:

- a) Cada 200 horas de trabajo.
- b) Cuando la velocidad de rimado disminuye considerablemente.
- c) Cuando se notan vibraciones y/o ruidos extraños.
- d) Cada 100 pies de rimado.

CALCULO DEL RIMADO:

Longitud	1,066 pies
Angulo	90°
Diámetro	1.83 m
Altura	1.21 m
Peso del Módulo Motriz	85,230 lb
Peso de la cabeza rimadora	13,180 lb
Peso 1,066 pies de tubería	139,646 lb
Factor de corrección	1
16 Cortadores (20,000 lb, c/u)	320,000 lb
Aplicar	558,056 lb

Por medio de una gráfica de los fabricantes, obtenemos la presión de rimado para 558,056 lb.

Para los 5 tubos siguientes se tiene un peso de: $25 \times 131 = 3,275$ lb.

Aplicando lo anterior $558,056 - 3,275 = 554,781$ lb

Por medio de la gráfica se tiene una presión de $4,623.17$ lb/in²

COMUNICACION DEL CONTRAPOZO:

Cuando esté por comunicar el contrapozo, el avance debe disminuirse e ir con mucho cuidado, hasta que se empiece a romper el concreto de la cimentación en la parte periférica del barreno piloto. Al irse acercando la rima a las viguetas de sostén de la máquina, las anclas se sostienen a éstas, se aflojan y empiezan a salirse hacia arriba, hay que ir sacándolas para evitar que dañen algún cortador. Cuando se rompa el concreto y aparezcan los primeros cortadores se desacopla la tubería y se pone un aditamento (gorro), en la flecha de la rima, para agarrarla de alguna de las anclas que se usarán para amarrar la máquina por medio de cables o cadenas. Para sacar la rima es necesario terminar de ampliar el contrapozo con máquina chica y explosivos, teniendo cuidado de " Cargar poco " los barrenos para no dañar los cortadores de la rima.

AGUA:

La máquina requiere de agua para el enfriamiento de los cortadores a razón de 3 galones por minuto con poca presión, esta agua se deja correr y se puede utilizar durante el rimado para supresión de polvos agregando 3 galones por minuto más. Para cuando la máquina trabaje en el interior de la Mina, o por alguna razón se requiera de agua para el barrido del barreno piloto, la necesidad es de 150 a 200 galones por minuto a una presión de 40 a 60 lb/in².

SISTEMA ELECTRICO:

El motor de la máquina es un motor sincrónico trifásico que trabaja a 440 volts a 60 ciclos y es de:

	150 H.P.
Motor sistema hidráulico	25 H.P.
Motor enfriamiento transmisión	5 H.P.
Alumbrado	5 H.P.
	<hr/>
	185 H.P.

Para la cual se requiere una disposición de 225 K.V.A. y 250 K.W. aproximadamente. también se requiere que se instale un interruptor de 440 amperios. Siendo la disposición de 225 K.V.A. parezca alta se ve necesaria debido a que los arranques del motor, al encender y desencender la tubería, ésta toma demasiado amperaje.

DIMENSIONES:

Largo 1.65 m, Ancho 0.75 m, Altura 1.25 m, Peso 1.14 ton, Cables del Sistema - 9.15 m.

El cable que se va a utilizar debe de ser un cable marino de 500 M.C.N. con forro de neopreno, cuando el transformador está cerca de la máquina, el diámetro del cable puede ser menor del No. 2, para distancias de 100 m.

SISTEMA HIDRAULICO:

Tiene un motor eléctrico de 25 H.P., 1,200 R.P.M., dos bombas hidráulicas; una de 7.5 gal/min a 3,000 lb/min y otra de 39 gal/min a 3,000 lb/min, -- dos válvulas de escape, dos válvulas de bobina, un filtro de micrones y un tanque de 110 gal de fluido hidráulico.

LUBRICANTES:

Aceite hidráulico " Rande Oil " HD 46	100 gal
Aceite de transmisión Merepa No. 68	32 gal
Grasa Bestelife 270	4 botes de 50 lb c/u.

Los consumos de estos lubricantes son: El aceite hidráulico únicamente se consume por fugas, pero se recomienda la existencia de los 100 gal; el aceite de lubricación se cambia al término del pozo piloto y al terminar el rinda--do; el consumo de grasa es de 10 botes de 50 lb c/u para el contrapozo de 325 m, y 9 botes para el contrapozo de 315 m.

DIMENSIONES:

Largo 1.70 m, Ancho 1.00 m, Alto 1.00 m, Peso .500 ton.

MAQUINA ROBBINS, MODELO 71-R. DIMENSIONES Y PESOS:

PIEZA:	ALTURA: (Pulg.)	ANCHO: (Pulg.)	LARGO: (Pulg.)	DIA- METRO (Pulg)	PESO (Lb)
Armazón de la cabeza	12 1/4	14	44	-	500
Columnas	126 1/4	-	-	11 3/4	1150
Motor principal de empuje	46 3/8	-	-	27	2800
Caja de engranes	50 5/8	-	-	26	2250
Caja de empalme	12	13 1/2	19 1/2	-	50
Caja de empuje	27 7/8	-	-	20 5/8	1250
Cabeza de cruz	20	36 1/2	51 1/2	-	2000
Cilindro hidráulico (2)	107 3/4	-	-	12	1300 *
Motor de lubricación y bombas soporte (2)	37 3/4	1 1/2	13	-	110 *
Tensor giratorio	-	5 7/8	28 1/2	5 1/2	135

Espaciador	6 1/2	27 1/4	50	-	300
Plataforma básica (2)	8 1/4	16 1/8	62 3/4	-	920 *
Armazón principal	29	42	48 1/4	-	3250
Pasador del cilindro (2)	-	-	11 3/8	3 1/2	31
Pasadores estirables (2)	-	-	12 1/2	3 1/4	20
Soporte para izar (Transportador)	20 1/2	6 1/4	12 1/4	-	70
Pasador para el soporte	-	-	5 1/2	3	5

* Cada uno

GUIA DEL AUTO-TRANSFORMADOR:

<u>LLEGADA</u>	<u>FREC.</u>	<u>CONEXION</u>			<u>SALIDA</u>		
Volts		X1	X2	X3	X1	X2	X3
380	50	X1	X2	X3			300
415	50	H7	H8	H9			380
550	50	H1	H2	H3			380
440	60	X1	X2	X3			440
480	60	H7	H8	H9			440
450	60	H4	H5	H6			440

DIMENSIONES DE LA TUBERIA DE BARRENACION:

<u>PIEZA</u>	<u># PIEZA</u>	<u>DIAM.</u> (Pulg)	<u>LARGO</u> (Pulg)	<u>PESO</u> (Lb)
Tubo de barrenación	D-2454	10	65 7/8	680
Barra corta para comienzo	C-2308	9 1/2	26	320
Barra larga para comienzo	D-2266	9 1/2	65 7/8	530
Pieza de recogido para - comienzo.	C-2309	9 1/2	17 7/8	200

Pieza de recogido	D-2251	11	65 7/8	1200
Estabilizador hexagonal	D-3540	11	65 7/8	800
Pza. de recogido rescata dor hexagonal.	D-4294	11	24 7/8	300

POTENCIA DE BARRENACION:

	<u>MAXIMA:</u>	<u>MAXIMA RECOMENDADA:</u>
Barreno Piloto	210,000 lb	100,000 lb
Rimado	455,000 lb	315,000 lb

Velocidad de rotación de la tubería de barrenación:

8, 16, 30, 60, R.P.M.; para frecuencias de 50 C.P.S. *

10, 20, 36, 72, R.P.M.; para frecuencias de 60 C.P.S. *

* C.P.S. = Ciclos por segundo.

Razón de penetración: 12 pulg/min (máximo, barreno piloto y rimado).

REZAGADO:

El rezagado se hara con un Scoop - Tram de 2 yd³ de capacidad en el cucharón.

Cálculo de rezaga total para 1 m, de rimado:

Rezaga total por metro = $II R^2$ (rima) - $II R^2$ (piloto) x H x F.A.

Diámetro de la rima = 1.83 m

Diámetro del piloto = 0.279 m

H = Altura

F.A. = Factor de abudamiento

$$* \text{RTM} = \pi (1.83)^2/2 - \pi (.279)^2/2 \times 1 \times 1.3 = 2.55 \text{ m}^3$$

$$\text{Rezaga total para 325 m} = 829 \text{ m}^3$$

$$\text{Rezaga total para 325 m} = 803.25 \text{ m}^3$$

$$\text{Rezaga total para 640 m} = 1,632.25 \text{ m}^3$$

*RTM = Rezaga total por metro.

En la operación del timado debe procurarse que la resaca producida, nunca alcance la boca del contrapozo, porque el tamaño, el gran contenido de finos y la forma cilíndrica de éste, ocasionaría serios problemas en la operación.