

FACULTAD DE INGENIERIA



U N I C O

0126

**“ EXPLOTACION Y CONCENTRACION DE MINERALES DE  
COBRE EN INGUARAN, MICHOACAN “**

**T E S I S**

Que para obtener el título de:

**INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA**

**P R E S E N T A :**

**MIGUEL AVILES VAL**



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



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

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

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

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



"EXPLOTACION Y CONCENTRACION DE MINERALES DE  
COBRE EN INGUARAN, MICHOACAN"

Trabajo Profesional

MICHEL ATILES VILL

A mi madre Eloísa con cariño

Una satisfacción póstuma a mi padre Rafael

A mi hermana Catalina

Al Prof. Domingo Rubio como un  
homenaje póstumo. Gratitud a su familia  
y todos los alumnos de la escuela Hogar No. 1

Para mi esposa Georgina con todo mi amor

A MIS HIJOS

Maria Luisa

Rafael

Georgina

Miguel

Gabriel

Ramon

Y mi nietecito Ramoncito

A Prisciliano Bonilla  
como testimonio de gratitud.

A mis maestros de Ayer  
A mis maestros de Hoy  
en especial al Ing.  
Arnulfo Bernal Beltrán

A los Licenciados:

Carlos Galvez Betancourt  
Manuel Ramírez Reyes  
Teodulo Angeles Zurita  
Agustín Arias Lazo

A los Ingenieros:

Oliverio Orozco Vela  
Hector Calderón Hermosa

A los Doctores:

Roberto Garcia Fortoul  
Jose Guillermo Martínez

A mi padrino de generaci3n  
Sr. Jorge Larrea.

A mis compa1eros y amigos.

- Anheló ser Ing. de Minas y Metalurgista  
permite ;Maestro! que enseñe a las generaciones  
futuras aunque sea el COBRE.

- Permiso concedido, pero recuerda que:  
El silencio es ORO  
La palabra es PLATA  
Las bajas pasiones son el COBRE.



Universidad Nacional  
Autónoma de  
México

FACULTAD DE INGENIERIA  
Exámenes Profesionales  
Núm. 40-446.  
Exp. Núm. 40/214.2/

Al Excmo. señor Miguel AVILES VAL,  
P r e s e n t e .

En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el Profesor Ing. Arculfo Sernal Beltrán., para que lo desarrolle como tesis en su Examen Profesional de Ingeniero DE MINAS Y METALURGICA.

"EXPLOACION Y CONSERVACION DE MINERALES DE COBRE EN -  
INGUARÁN, MICHOACÁN".

- I. Información geológica del yacimiento de cobre en Inguarán, Michoacán.
- II. Método de explotación que se esta utilizando en - Inguarán, indicando las obras necesarias para el desarrollo, preparación y explotación del yacimiento, calculando sus costos unitarios aproximados.
- III. Descripción de la planta de beneficio y del proceso metalúrgico y lixiviación de los concentrados - realizados en la fundición.

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

A t e n t a m e n t e  
"POR MI RAZA HABLEMOS EL ESPAÑOL"  
México, D.F. 25 de Agosto de 1971  
EL DIRECTOR

*Juan Casillas G. de L.*

Dr. Juan Casillas G. de L.

JCGL'GFL'arg.

## I N D I C E

Página

### GENERALIDADES

Localización del Lugar.....	3
Vías de Comunicación.....	3
Vegetación.....	4
Clima.....	4
Facilidades de compra de artículos para el hogar.....	4
Actividades en la Región, Facilidades de transporte, Mano de Obra de que se dispone	5
Instalaciones Superficiales de la Cía.....	5
Fuerza.....	6
Historia.....	6

### INFORMACION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO DE COBRE EN INGUARAN, MICHOACAN.

Rocas que afloran en la Región.....	7
Distribución de las rocas en relación a -- los yacimientos minerales.....	7
Genesis del Yacimiento.....	8
Forma y Localización del Yacimiento Mineral	11
La Mena, la Matriz, los Respaldos.....	11
Mineral cúbicado y forma de cúbicarlo.....	12
Reservas de Mineral, sulfuros Cuerpo "A"..	14
Reservas de Mineral, sulfuros Cuerpo "B"..	14
Resumen total tonelaje Cuerpos "A" y "B" - sulfuros.....	15
Reservas de Mineral Oxidos Cuerpo "A".....	15
Resumen de Reservas Positivas de Mineral..	16

### METODO DE EXPLOTACION QUE SE ESTA UTILIZANDO EN INGUARAN, INDICANDO LAS OBRAS NECESARIAS PARA EL DESARROLLO, PREPARACION Y EXPLOTACION DEL YACIMIENTO, CALCULANDO SUS COSTOS UNITARIOS APROXIMADOS.

Factores.....	17
Revisión de Métodos Mineros de Explotación	18
Aplicaciones de los Métodos.....	19
Clasificación de los Métodos de Explotación (Cuadro).....	20

# I N D I C E

	Página
Consumo de Explosivos (Cuadro).....	21
Consumo de Madera (Cuadro).....	21
Costos Directos de Mina (Cuadro).....	22
Selección del Método de Explotación.....	22
Secuencia de Los Trabajos de Desarrollo y- Preparación.....	23
Desarrollo y Preparación en La Chimenea de Inguarán, Michoacán Determinando su costo- Aproximado.....	27
Distribución de Las Frentes Grandes.....	27
Distribución de Las Frentes Chicas.....	28
Distribución de Los Contrapozos.....	28
Secciones.....	28
Cálculo del Costo Unitario en el Programa- de Desarrollo y Preparación.....	28
Cálculo del Valor Unitario de Las Frentes- Grandes.- Costo Directo.....	29
Análisis del Costo de La Mano de Obra.....	29
Análisis de Costo de Los Materiales.....	31
Explosivos.....	32
Mangueras.....	33
Aceite.....	34
Rieles.- Perforadoras.-.....	34
Aire.....	35
Consumo de Aire en Frentes y Cruceros.....	38
Soplado.....	38
Resagado.....	39
Mano de Obra de Los Transladers.....	40
Resumen de Costos.....	41
Cavo.- Atlas Copco.....	42
Cálculo para Frentes Chicas 2437 m. y Sec- ciones de 5.76 m <sup>2</sup> .....	44
Costo Total del Desarrollo y Preparación..	45
Explotación de La Chimenea de Inguarán, de terminando su Costo Aproximado de Tumba.-	
Antecedentes.- Explotación.....	46
Descripción de La Máquina Perforadora.....	47
Cálculo del Costo de La Explotación.....	48
Rezague del Mineral Tumbado.- Costo de la- Depreciación de La Máquina Perforadora.-	
Mangueras.- Aceite.- Depreciación del Car- gador de Mexamón.....	50

# I N D I C E

Página

Aire.- Pérdidas por Fierro Quedado.....	51
Alumbrado.- Costo de la Quebradora.- Energía Eléctrica.....	52
Mano de Obra en la Quebradora.- Locomotora Diesel.- Mano de Obra de la Locomotora Diesel.- Motoristas.....	53
Carros Granby.....	54
Resumen de Costos.....	55
Observaciones.....	56
Sugerencias.....	57

## DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO Y DEL PROCESO METALURGICO Y LIQUIDACION DE LOS -- CONCENTRADOS REALIZADOS EN LA FUNDICION.

Liberación.....	58
Partes de una Quebradora de Quijadas.....	59
Partes de una Quebradora Giratoria Primaria	60
Fórmula de Taggar para la Selección de Quebradoras.....	60
Diagrama de Tratamiento y Equipo Instalado con algunas Características y Tamaños.....	62
Análisis de Mallas de Los Finos y Gruesos de la Criba No.1.....	64
Quebradoras.....	64
Análisis de Mallas del Mineral Quebrado y Desalojado por la Quebradora.- Colector de Polvos.....	65
Criba No.2.- Análisis de Mallas de los Finos y Gruesos de la Criba No.2.....	66
Mineral Desalojado por la Quebradora Symons No.3.- Análisis de Mallas de Los Finos y Gruesos de la Criba No.3.....	67
Análisis de Mallas de Los Finos que Pasan la Báscula Merrick.- Tablero de Control CP-1	68
Interpretación del Diagrama de Quebradoras.	69
Departamento de Molinos.....	70
Alimentación a los Molinos.- Descarga de los Molinos.- Descarga de los Botes Colectores.- Alimentación a los Ciclones.....	71

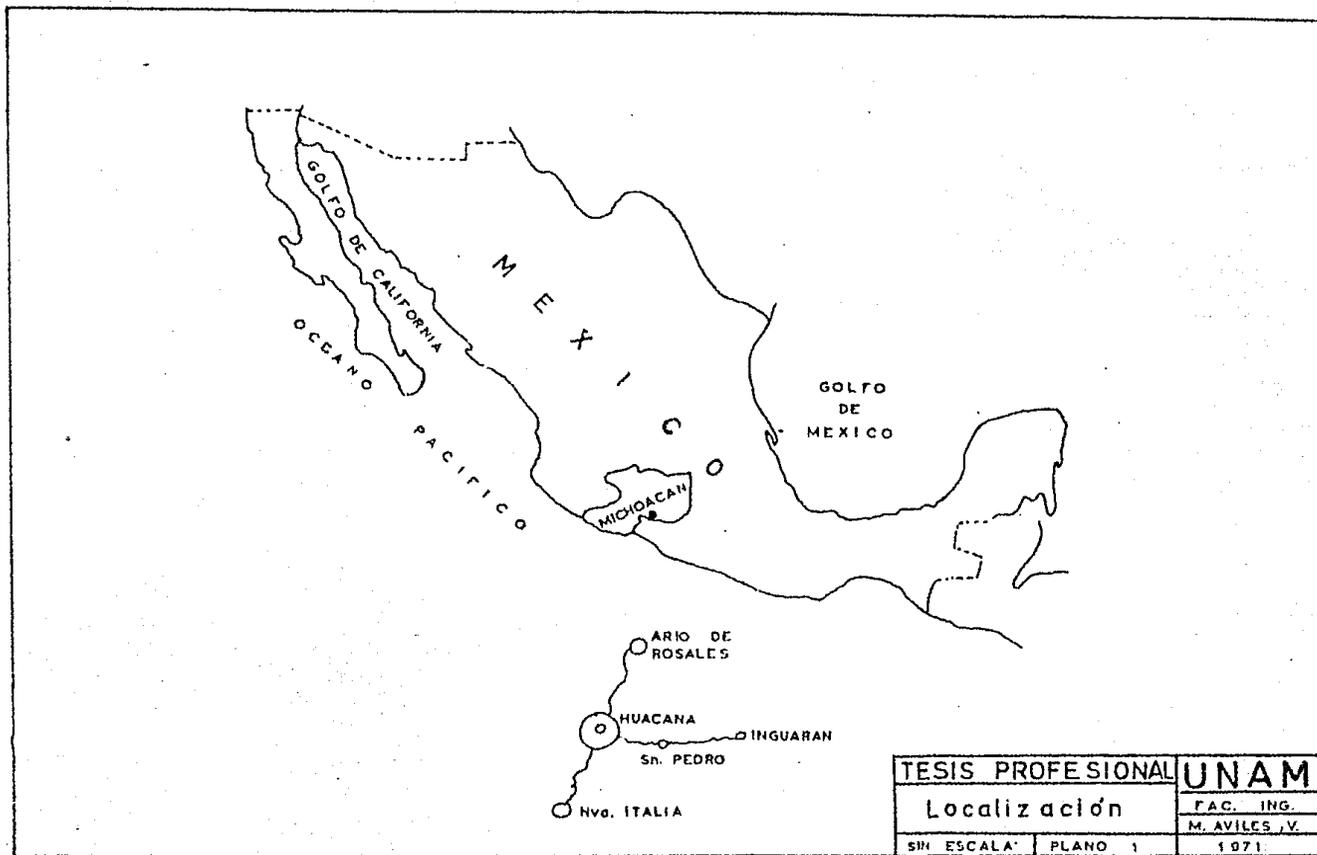
# I N D I C E

Página

Carga de un sólo Ciclón.....	72
Descarga de un sólo Ciclón.- Finos.-Gruesos	72
Bancos de Flotación.....	73
Densidades.- Bombas.-.....	74
Filtro.....	75
Interpretación del Diagrama de Molienda....	77
Laboratorio Metalúrgico.- Determinaciones - granulométricas.- Procedimiento.....	80
Ejemplos: Cabezas, Colas.....	81
Flotación.....	82
Pruebas de Flotación del Mineral de Cobre.- Análisis Típico de estos dos Minerales.-Sul- furo de Cobre, Oxido de Cobre.....	83
Procedimiento.- Resultados.- Molienda.- Rou- gher de Cobre.....	84
Celdas Primeras Limpadores.- Celdas Segun- das Limpadores.- Reactivo Z-200.....	85
Reactivo Dowfroth D-250.....	86
Especificaciones de Control.....	87
Depósito de Jales ó Presa de Hales.....	89
Observaciones a la Planta de Inguará, Mich.	
Sugerencias a las Observaciones.....	92

CALCULO DE LA LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE  
COBRE QUE SE PRODUCEN MENSUALMENTE EN LA PLAN-  
TA DE BENEFICIO DE INGUARAN, MICH. Y QUE SE -  
REMITEN A LA FUNDICION DE SAN LUIS POTOSI, --  
S.L.P.

Lote.- Consideraciones.- Cotizaciones.....	93
--------------------------------------------	----



TESIS PROFESIONAL		UNAM
Localización		
SIN ESCALA		FAC. ING.
PLANO 1		M. AVILES, V.
		1971

EXPLOTACION Y CONCENTRACION DE MINERALES  
DE COBRE EN INGUARAN, MICHOACAIT.

## GENERALIDADES

## G E N E R A L I D A D E S .

I.- LOCALIZACION DEL LUGAR.- Las minas de Inguarán se localizan en el Municipio de la Huacana en la parte Sur del Estado de Michoacán y al sureste de México. Existe una distancia de 28 Km. del pueblo de la Huacana a Inguarán con rumbo NE. Es tierra caliente. Más al Sur se encuentra el Río Balsas y la presa del Infiernillo. El Pueblo de Inguarán está situado en las laderas del cerro de su mismo nombre y que se encuentra en la Cadena Montañosa de la Sierra Volcánica Transversal y es parte integral de la Sierra Madre Occidental. Su altura promedio es de 725 M.S.N.M. - Las coordenadas geográficas son: 19° 57' de Latitud Norte y 102° 20' de Longitud Este.

II.- VIAS DE COMUNICACION.- Existen tres modos de llegar al Pueblo de Inguarán:

Primero.- Por la carretera Federal que conecta Uruapan -- Apatzingán, pasando 3.6 Km. de Nueva Italia hasta el cruce con la carretera Federal No. 120 en un lugar que se denomina "Cuatro Caminos" de ahí se viajan 36 Km. a La Huacana y de este Pueblo 28 Km. a Inguarán. Desde el cruce hasta las minas se viaja por camino de terracería en malas condiciones.

Segundo.- Por la carretera Federal México-Ario de Rosales luego 51 Km. a la Huacana y de este pueblo 28 Km. al de Inguarán. Desde Ario de Rosales el camino es de terracería en pésimas condiciones.

Tercero.- Por la ruta aérea, aterrizando en la pista de la Unidad Minera de Inguarán y propiedad de la Compañía - Asarco Mexicana, S. A.

III.- VEGETACION.- Abundan los Cirianos, Parótas, Papelillos, Tamarindas, Papayos, Mangos, Palmeras, Véstagos, -- Anónos, Almendros, Cascalote, Estropajos, Etc., en las -- cercanías, pero en la zona minera la vegetación es muy es casa por lo infecundo del terreno.

IV.- CLIMA.- El clima es caliente seco en el verano y llu vioso torrencial en la estación de aguas. Los pueblos y -- rancherías quedan incomunicados por las fuertes crecien-- tes de los ríos y arroyos. Las lluvias son de julio a sep-- tiembre y parte de octubre. Las temperaturas máximas anua-- les son del órden de 40 °C a la sombra y las mínimas anua-- les llegan a 11 °C como lo muestra la tabla adjunta de -- elementos de temperaturas y precipitación pluvial. (pag.4-A)

V.- FACILIDADES DE COMPRA DE ARTICULOS PARA EL HOGAR.- No existe facilidad de compra de algunos artículos por estar lejos de las fuentes de producción. Los artículos alimenticios son caros y muy escasos, hasta los frutos de la re gión son caros y malos porque los de buena calidad se em-- barcan a las ciudades para su venta.

# REPORTE METEOROLOGICO

ASARCO MEXICANA, S.A.

UNIDAD INGUARAN

ELEVACION - 776 Mts

AÑO	MES	TEMPERATURA °C			LLUVIA MM	MAX LLUVIA EN 24 HS.
		MAX.	MIN.	PROM.		
		41	14	27	1181.9	76.7
1953		41	16	28	979.5	83.3
1954		41	15	27	1669.0	71.1
		43	14	27	1856.2	76.2
1956		41	13	26	1432.2	72.7
1957		42	11	27	826.1	65.2
58		42	13	27	1372.4	73.4
1959		39	14	28	1794.4	63.5
90		40	12	27	1148.5	107.9
901		39	12	27	1279.7	107.9
1960						
1961						
1962						
1963						
1964						
1965						
1966						
1967						
1968						
1969						
1970						
1971						
1972						
1973						
1974						
1975						
1976						
1977						
1978						
1979						
1980						
1981						
1982						
1983						
1984						
1985						
1986						
1987						
1988						
1989						
1990						
1991						
1992						
1993						
1994						
1995						
1996						
1997						
1998						
1999						
2000						
2001						
2002						
2003						
2004						
2005						
2006						
2007						
2008						
2009						
2010						
2011						
2012						
2013						
2014						
2015						
2016						
2017						
2018						
2019						
2020						
2021						
2022						
2023						
2024						
2025						
2026						
2027						
2028						
2029						
2030						
2031						
2032						
2033						
2034						
2035						
2036						
2037						
2038						
2039						
2040						
2041						
2042						
2043						
2044						
2045						
2046						
2047						
2048						
2049						
2050						
2051						
2052						
2053						
2054						
2055						
2056						
2057						
2058						
2059						
2060						
2061						
2062						
2063						
2064						
2065						
2066						
2067						
2068						
2069						
2070						
2071						
2072						
2073						
2074						
2075						
2076						
2077						
2078						
2079						
2080						
2081						
2082						
2083						
2084						
2085						
2086						
2087						
2088						
2089						
2090						
2091						
2092						
2093						
2094						
2095						
2096						
2097						
2098						
2099						
2100						
2101						
2102						
2103						
2104						
2105						
2106						
2107						
2108						
2109						
2110						
2111						
2112						
2113						
2114						
2115						
2116						
2117						
2118						
2119						
2120						
2121						
2122						
2123						
2124						
2125						
2126						
2127						
2128						
2129						
2130						
2131						
2132						
2133						
2134						
2135						
2136						
2137						
2138						
2139						
2140						
2141						
2142						
2143						
2144						
2145						
2146						
2147						
2148						
2149						
2150						
2151						
2152						
2153						
2154						
2155						
2156						
2157						
2158						
2159						
2160						
2161						
2162						
2163						
2164						
2165						
2166						
2167						
2168						
2169						
2170						
2171						
2172						
2173						
2174						
2175						
2176						
2177						
2178						
2179						
2180						
2181						
2182						
2183						
2184						
2185						
2186						
2187						
2188						
2189						
2190						
2191						
2192						
2193						
2194						
2195						
2196						
2197						
2198						
2199						
2200						
2201						
2202						
2203						
2204						
2205						
2206						
2207						
2208						
2209						
2210						
2211						
2212						
2213						
2214						
2215						
2216						
2217						
2218						
2219						
2220						
2221						
2222						
2223						
2224						
2225						
2226						
2227						
2228						
2229						
2230						
2231						
2232						
2233						
2234						
2235						
2236						
2237						
2238						
2239						
2240						
2241						
2242						
2243						
2244						
2245						
2246						
2247						
2248						
2249						
2250						
2251						
2252						
2253						
2254						
2255						
2256						
2257						
2258						
2259						
2260						
2261						

ACTIVIDADES EN LA REGION.- Los trabajos principales en la region son los de Agricultura como las siembras de maíz, frijol, etc., los cuales mantienen ocupados a sus habitantes. Existen quienes tienen huertos y anualmente efectúan el corte de los frutos. Otra ocupación es la cría de ganado vacuno, caprino, porcino y caballar.

FACILIDADES DE TRANSPORTE.- Las líneas de camiones de pasajeros que hacen el recorrido de los pueblos circunvecinos como: La Huacana, Inguarán, Peturo y Churumuco no se sujetan a un itinerario sino que esperan que se llene el camión y entonces deciden el rumbo a seguir.

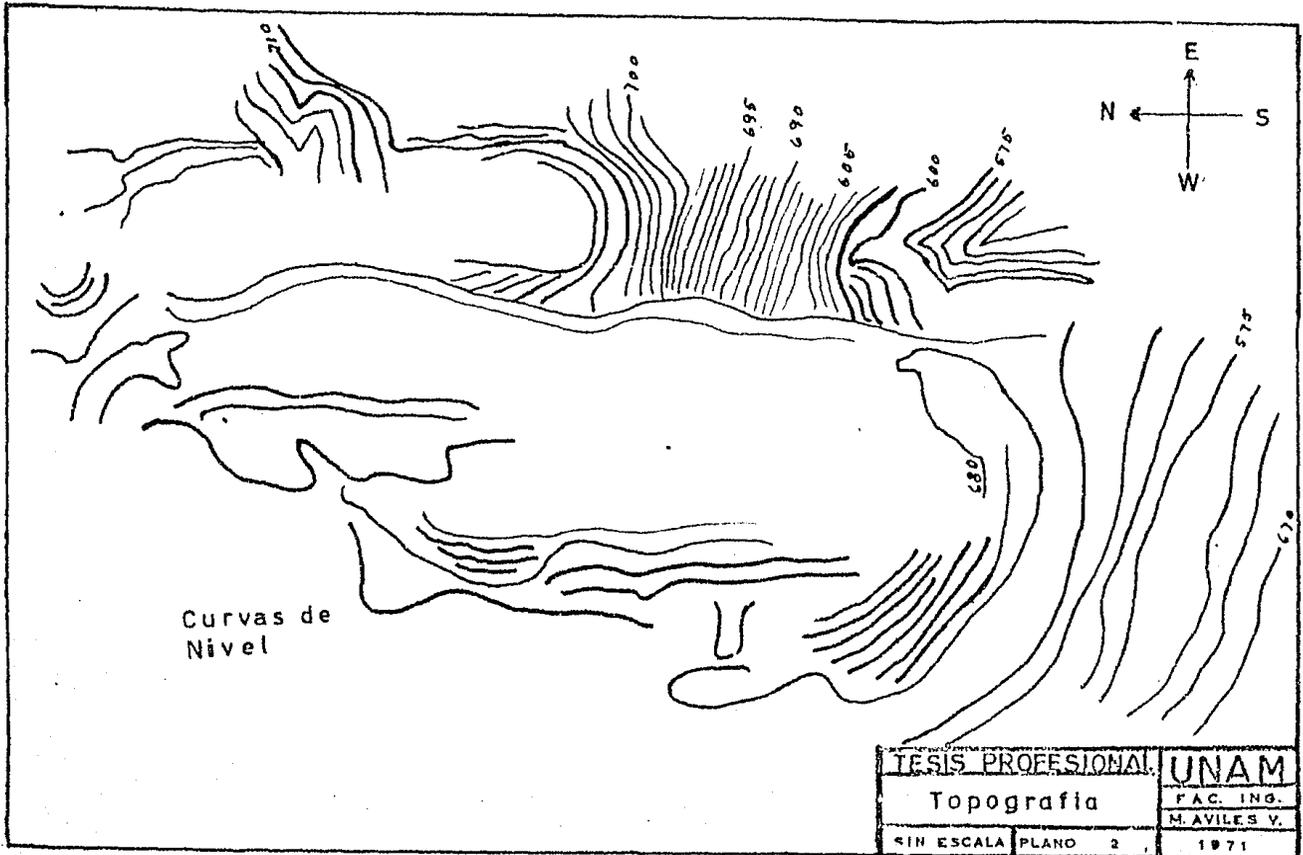
MANO DE OBRA DE QUE SE DISPONE.- La mano de obra especializada no es abundante, la que hay es de los campesinos que deciden trabajar en los tiempos fuera de siembras. Para una Campaña Minera no son útiles, pero en trabajos auxiliares se les contrata, en un futuro posiblemente se lleguen a especializar, por ahora se traen mineros de otras zonas.

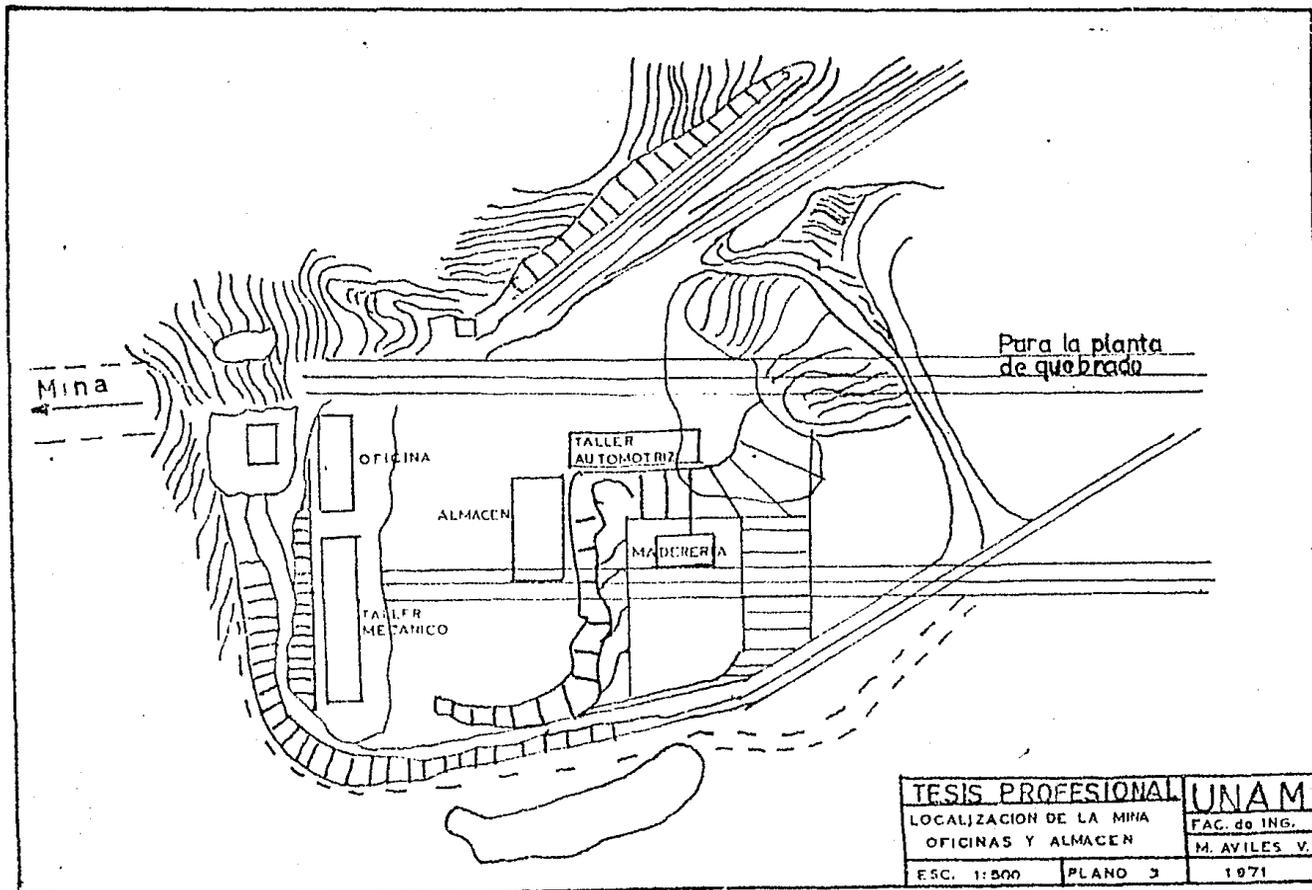
VI.- INSTALACIONES SUPERFICIALES DE LA COMPAÑIA.- La Cía. cuenta con servicios para la buena marcha de las operaciones minero-metalúrgicas, todas estas instalaciones fueron construídas recientemente porque no existía ninguna en esta región; por lo tanto tuvo que acondicionar una superficie donde se localizan: las Oficinas Generales, Almacenes,

Talleres, Carpintería, Planta de Beneficio desde la telva general hasta la presa de jales, Laboratorios, Estacionamientos y las tres Unidades Habitacionales: Una para Ingenieros de altos cargos, otra para empleados y una tercera para Obreros. (Plano 3). Las colonias de obreros y mayordomos cuenta con 120 casas tipo Dúplex, de tres recámaras, - sala, comedor, cocina, baño y un patio de acceso independiente.

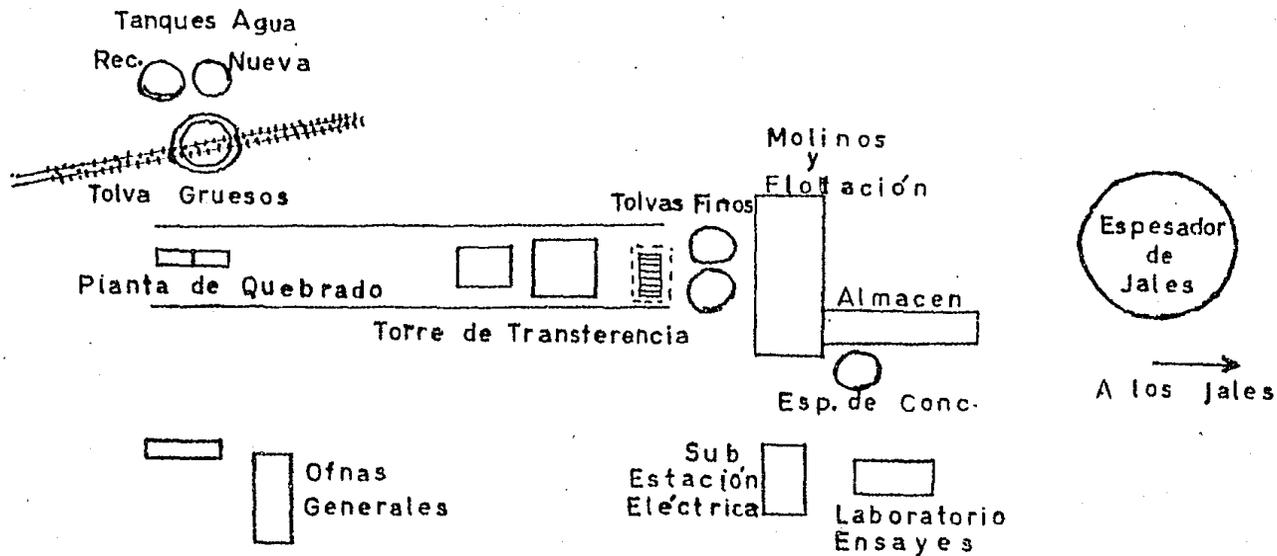
FUERZA.- La corriente eléctrica llega desde un lugar llamado EL Cóbano. Ahí se utilizan las aguas del Río Cupatitzic para mover las turbinas y éstas, los generadores que por medio de líneas de transmisión de 66 Km. de longitud la envían desde la población de Cuatro Caminos hasta el - pueblo minero de Inguarán.

HISTORIA.- Durante el reinado de Calzontzin, el pueblo - Purepecha (Tarasco) encontró la solución al yugo tributario impuesto por los aztecas gracias a la riqueza cuprifera de esta zona. En el tiempo de la Colonia, siglo XVI. - se explotaron las minas de Inguarán mediante estrechos socavones y extrayendo el mineral en costales de cuero de - res. En el siglo XVIII, fue propiedad de Dn. José de Labor da (Taxco) que la explotó mediante el método de "camaras y pilares" que aquí se llamó de plazas. En 1905 intervino el capital francés de la casa Rotschild y formó la "Compagnie d'Inguarán". Después de diversas explotaciones la obtiene la Cía. Azarco Mexicana, S. A.





TESIS PROFESIONAL		UNAM
LOCALIZACION DE LA MINA		
OFICINAS Y ALMACEN		FAC. de ING.
ESC. 1:500		M. AVILES V.
PLANO 3	1971	



TESIS PROFESIONAL		UNAM
DISTRIBUCION, EDIFICIOS Y		FAC. ING.
PLANTA DE BENEFICIO		MAYILES V.
ESC. 1500	PLANO 4	1971

INFORMACION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO  
DE COBRE EN INGUARAN, MICHOACAN.

## G E O L O G I A .

I.- ROCAS QUE AFLORAN EN LA REGION.-- Se encuentran las rocas sedimentarias como la caliza y la lutita que se localizan en la región.

Las rocas ígneas son del tipo de roca que más aflora, están constituidas por corrientes basálticas riolíticas y riolíticas, y como rocas intrusivas; el granito y la cuarzo-monzonita.

Esta zona de Ario de Rosales, la Huacana e Inguarán; se caracteriza por su gran actividad ígnea hasta la época actual ya que es cercana a donde apareció el Parícutín y donde se encuentra el volcán del Jorullo. Este último está como a 30 Km. de Inguarán. Debido a esta actividad ígnea que sería voluminosa trataría, me concretaré únicamente al cerro de Inguarán donde está localizado el yacimiento del mineral.

II.- DISTRIBUCION DE LAS ROCAS EN RELACION A LOS YACIMIENTOS MINERALES.-- En todo el cerro de Inguarán con excepción de una franja de terreno en un lugar llamado San Juan, la roca más antigua es un granito de textura medio-granular o equigranular, holocristalino con alteración superficial de biotita que le da coloración rojiza. Hacia el NW. de San Juan se encuentran brechas graníticas que se caracterizan por la destrucción total o parcial de los minerales de ferromagnesio y la introducción de sílice dando origen a cristales de cuarzo euhedral y la roca adquiere apariencia de pórfido de cuarzo. Estas brechas se desarrollaron en la roca primaria y parece ser que fueron

des períodos de brecciación. Brechas sin valores de cobre y brechas con intrusiones cuyo horizonte no se puede determinar con exactitud pues el único dato conocido Post--Mineralización es una falla que separó el cuerpo mineralizado en dos partes. Se nota que el granito fue intrusivo por un cuarzo gris y por un pórfido mineralizado que se caracteriza por los grandes fenocristales de feldespato que se le ven y por algunos cristales de cuarzo euhedrales y subhedrales y por anfíboles.

III.- GENESIS DEL YACIMIENTO.- Parece ser que en una de las épocas de brecciación el cuarzo-menconite intrusivo el granito formando un cuerpo que en su parte superior tiene 5 m. de diámetro y se incrementa el diámetro con la profundidad produciendo forma de cono; durante esta época justamente en los respaldos hubo depósitos de chalcopirita y dentro del cuerpo pórfido-menconítico mineralización diseminada con chalcopirita. Posteriormente hubo una época en que por algún movimiento tectónico fracturó este cuerpo cuarzo-menconítico y nuevamente se mineralizó con valores de cobre, chalcopirita principalmente.

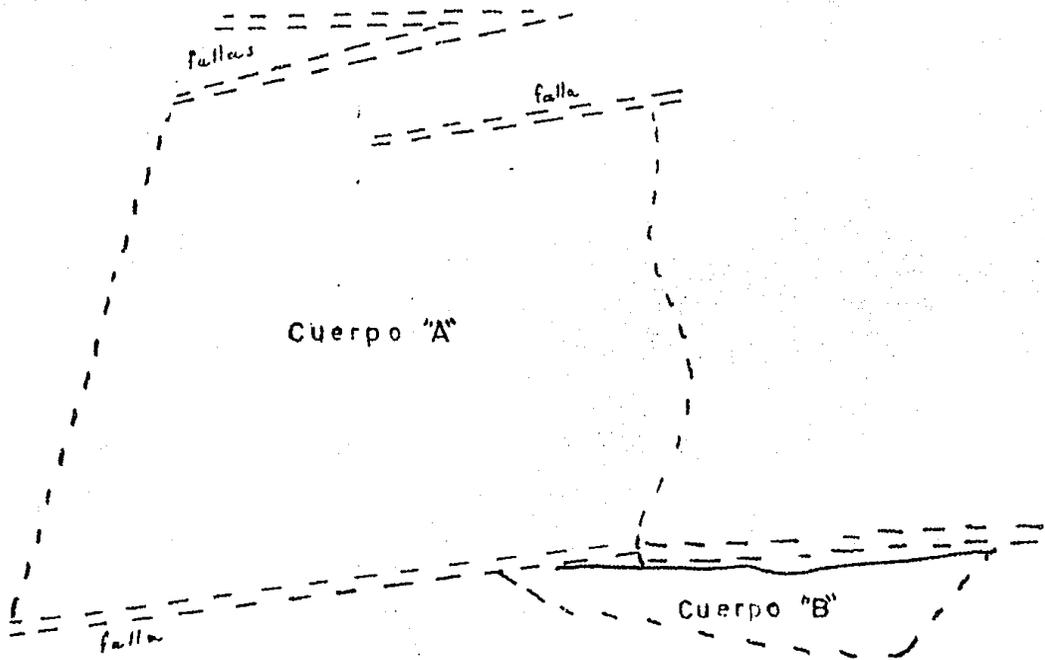
Por último un período de actividad tectónica en la región dió origen a que se formaran series de fallas que direccionaron la intrusión sin mucho desplazamiento; pero una de ellas con rumbo aproximado Oriente-Occidente, desplazó la intrusión menconítica separándola de una a otra 60 m. más o menos, por lo que actualmente conocemos dos cuerpos uno en la región norte que es el mayor como "A" y otro en la región sur, el más pequeño, denominado "B".

Después de efectuado un estudio geológico detallado se llegó a esta conclusión: que originalmente estos dos cuerpos el "A" con el "B" formaban un sólo yacimiento.

Estos movimientos están gráficamente mostrados en los planos: 5, 6, 7, y 8 a diferentes elevaciones y en los planos 9, 10, 11, y 12 se muestran secciones de la intrusión monzonítica. En forma gráfica se pueden notar los desplazamientos ocasionados por las fallas.

En los trabajos del cuerpo mineral "A" se observó en su periferia brecciación y se pudieron establecer dos períodos de importancia económica por la cantidad de valores del sulfuro de cobre que poseen. La principal y más importante diferencia entre ellas es la cantidad depositada e introducida en el período de brecciación. En el caso de la Pre-mineralización se agregó poco material dejando poros en la roca primaria. Las brechas jóvenes tuvieron abundante depositación de turmalinas y sílice formando una roca impermeable en donde los fragmentos presentan silificación y en la matriz una abundancia de turmalina. La brecciación no debe considerarse como sinónimo de mineralización. Las brechas pre-mineral son tectónicas y constituyen los únicos terrenos comerciales de explotación ya que ahí se alojaron los valores de cobre. Lo más conocido de estas brechas son la chimenea en sus cuerpos "A" y "B"

La mineralización del cobre es posterior a la chimenea y sus cuerpos "A" y "B" tienen concentración de chalcopirita alrededor de los fragmentos de la brecha. Esta mineralización fue post-brecha y fue inyección lenta en la brecha cementada según las siguientes razones:



<b>TESIS PROFESIONAL</b>		<b>UNAM</b>
DIVISION DE LA QUIMICA		FAC. ING.
NEA N-775		M. AVILES V.
ESC. 1:500	PLANO 5	1871

1.- Los fragmentos de granito y monzonita no tienen valores recientes de chalcopirita.

2.- La mineralización diseminada de la chalcopirita, en el area, se encuentra en las rocas primarias, el pórfido-cuarzo-monzonítico y el granito.

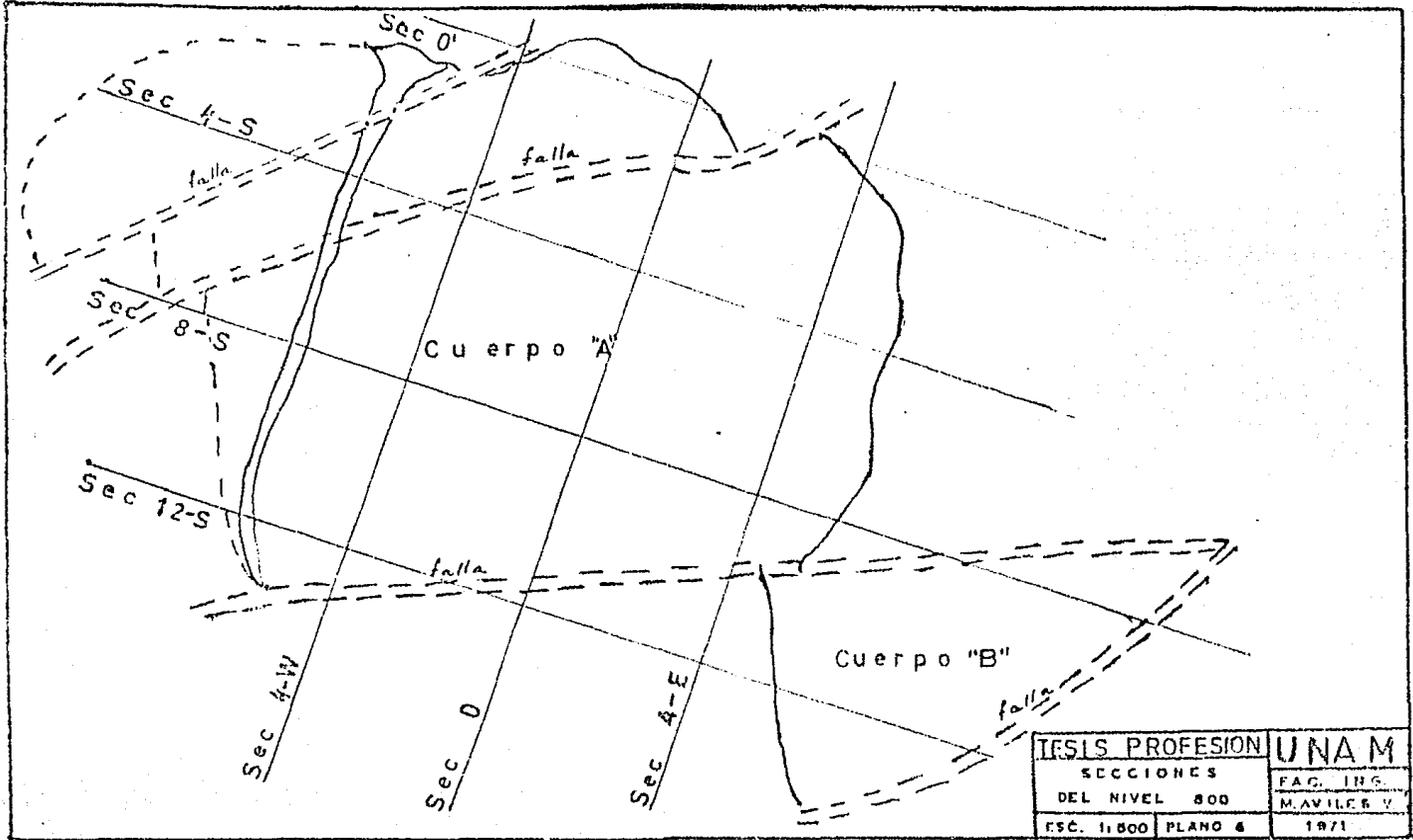
3.- La chalcopirita esta asociada con calcita y epidota - que llegan a ser cristalinas. La calcita presenta cristales hasta de 90 cm. En algunos casos en que hay sílice se manifiestan cristales de cuarzo.

No podemos enfatizar el echo de que los cuerpos minerales, pre-mineral en las fronteras de las brechas son contactos intrusivos. En ciertos casos el límite de brechiación coincide con la pre-brecha, sin embargo en un mismo nivel se ha observado que la brecha no enriquece la estructura de la pre-brecha.

a).- En la frontera Sur del cuerpo mineral "B" en el nivel 825. La porción oeste de la brecha no se enriquece.

b).- En la frontera norte del cuerpo mineral "A" en el mismo nivel 825. La brecha esta en contacto con una falla de la Pre-brecha en el tunel de San Francisco, repentinamente y sin razón se separa como se observa en el tunel de San Juan.

c).- Finalmente se puede decir que fue localizado un yacimiento de minerales de cobre que por los analisis se puede clasificar como de baja ley.



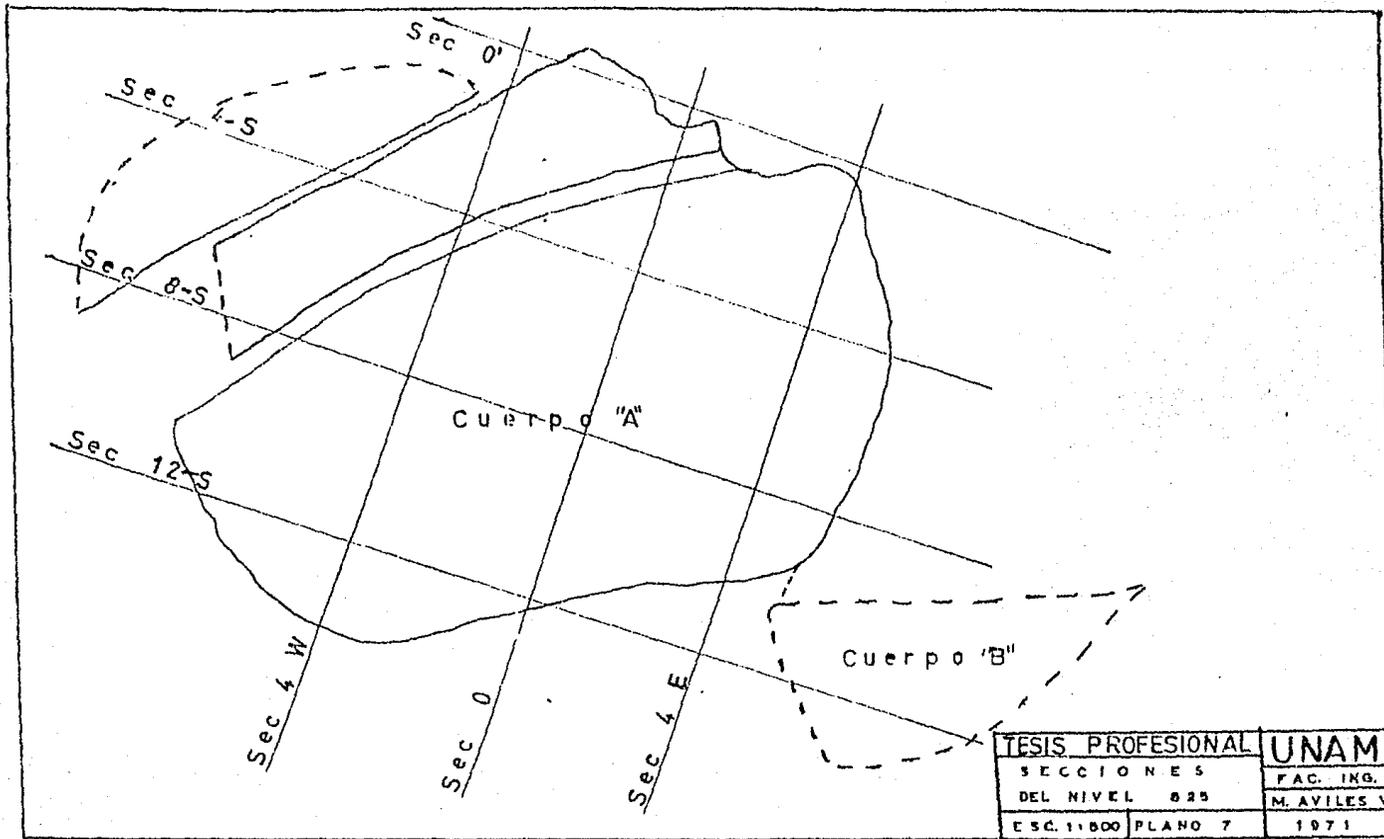
TESIS PROFESION		UNAM
SECCIONES		FAC. ING.
DEL NIVEL 800		M. AVILES V.
ESC. 1,800	PLANO 4	1971

IV.- FORMA Y LOCALIZACION DEL YACIMIENTO MINERAL.- El yacimiento mineral de Inguarán es cuprífero en forma de chimenea con depositación de su riqueza de mineral a profundidad moderada de 200 m. contados a partir de su afloramiento, a ésta máxima profundidad la mineralización es de baja ley. El afloramiento presenta mineral intemperizado visible desde lejos. El yacimiento se encuentra armado en rocas de origen ígneo. Los movimientos tectónicos sufridos en esta región dieron origen a la formación de fallas a tal grado que en un principio se pensó en dos chimeneas resultando una sola con afallamiento y dividida en dos cuerpos mineralizados que se les denominó ya "A" y "B" la mineralización presenta una fuerte alteración superficial que se manifiesta por la coloración.

a).- LA MENA.- En la mena el único sulfuro presente es la chalcopirita, que se encuentra en las rocas primarias. La mineralización del sulfuro de cobre quedó limitado al Pre mineral ó brecha, donde ocurre como concentración. El cobre está diseminado y también ocurre en los intersticios del material cementando la brecha asociado con ganga de calcita, epidota y cuarzo. Esto se puede observar en la chimenea en los cuerpos "A" y "B" perfectamente marcados en los niveles 775 y 825.

b).- LA MATRIZ.- Está formada por la intrucción del cuarzo<sup>S</sup>-monzonita con abundante turmalina, calcita y epidota.

c).- LOS RESPALDOS.- Los respaldos están formados por rocas antiguas de cuarzo y granito que dan origen a la for-



TESIS PROFESIONAL		UNAM
SECCIONES		FAC. ING.
DEL NIVEL 825		M. AVILES V.
ESC. 11500	PLANO 7	1971

mación de pórfidos.

V.- MINERAL CUBICADO Y FORMAS DE CUBICARLO.- Después de efectuar el análisis promedio de todas las muestras se llegó a obtener el siguiente resultado de leyes que corresponde a todo el yacimiento mineral.

Au.....	0.35	gr./Ton.		
Ag.....	5.00	" "		
Cu.....	1.85	%	18.5	Kg./Ton.
Fe.....	4.45	"	44.5	" "
S.....	2.36	"	23.6	" "
Insoluble.....	74.60	"	746.0	" "
CaO.....	3.60	"	36.0	" "

FORMULAS.- La fórmula general del volumen;  $V = A \times H$

en donde: V = Volumen; A = Area; H = Altura

Para la chimenea se tiene:  $V_1 = A_m \times H_m$  en donde:  $V_1 = V_0$  volumen comprendido entre dos niveles;  $A_m =$  La semisuma de las areas del nivel superior y el nivel inferior;  $A_m = \frac{A_1 + A_2}{2}$

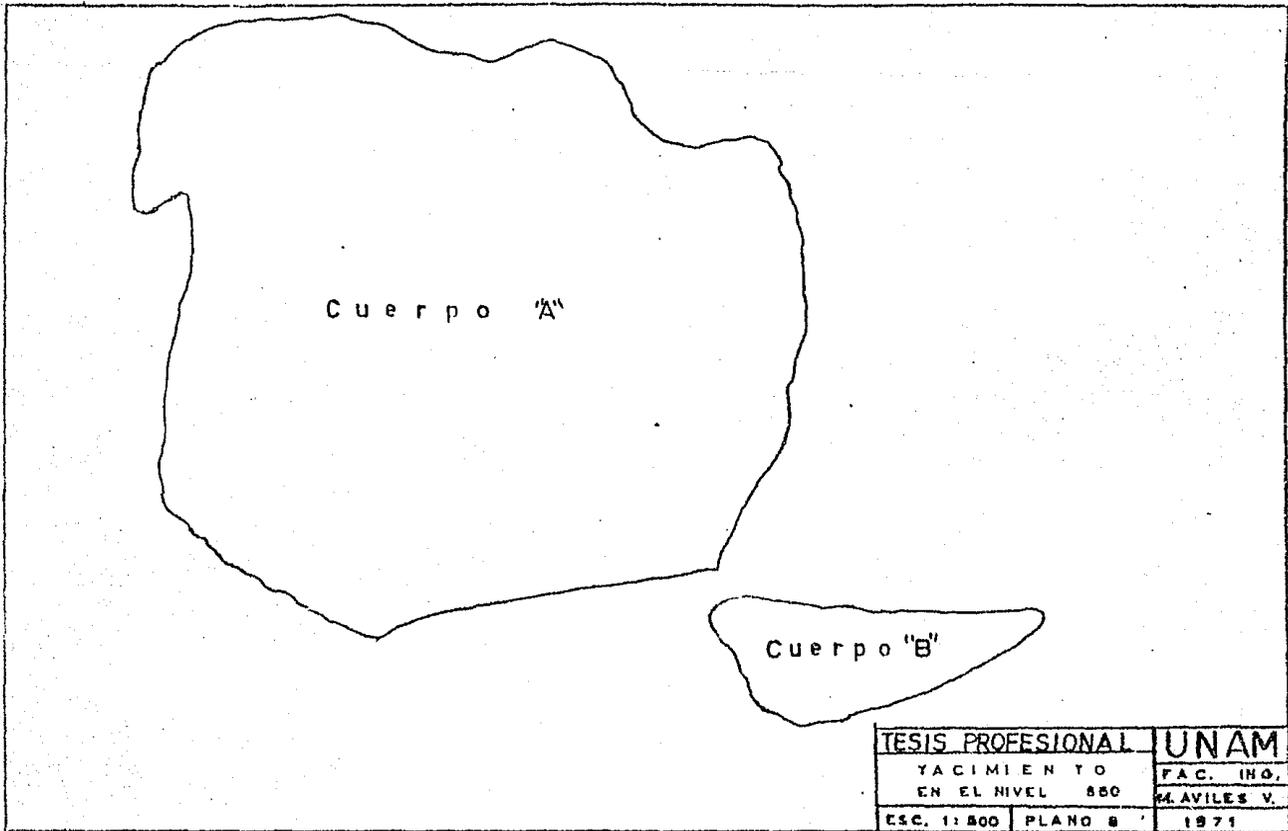
$H_m =$  Valor medio de altura entre el nivel superior y el nivel inferior;  $H_m = \frac{h_1 + h'_1}{2}$

$$V = V_1 + V_2 + V_3 + \dots + V_n$$

$$V_1 = \left( \frac{A_1 + A_2}{2} \cdot \frac{h_1 + h'_1}{2} \right)$$

$$V_2 = \left( \frac{A_2 + A_3}{2} \cdot \frac{h_2 + h'_2}{2} \right) \quad V_3 = \left( \frac{A_3 + A_4}{2} \cdot \frac{h_3 + h'_3}{2} \right)$$

$$V = \left( \frac{A_1 + A_2}{2} \cdot \frac{h_1 + h'_1}{2} \right) + \left( \frac{A_2 + A_3}{2} \cdot \frac{h_2 + h'_2}{2} \right) + \dots$$



TESIS PROFESIONAL	UNAM
YACIMIENTO EN EL NIVEL 850	FAC. ING. M. AVILES V.
ESC. 1: 800	PLANO 8
	1971

$P = V \times d$  Fórmula que nos da el tonelaje. P = Peso en Ton.

V = Volumen total; d = Densidad del mineral = 2.65

Es en esta forma como se obtienen las reservas.

Para el cálculo de las reservas se efectuaron los siguientes pasos:

A.- Delimitación de los contornos de la chimenea por medio de obras de exploración, desarrollo y barrenos de diamante

B.- Distribución de las muestras tanto en los planos de muestreo como del análisis de los corazones de los barrenos de diamante.

C.- Espaciamiento regular de estos barrenos.

D.- Teoría y Valencia de las muestras.

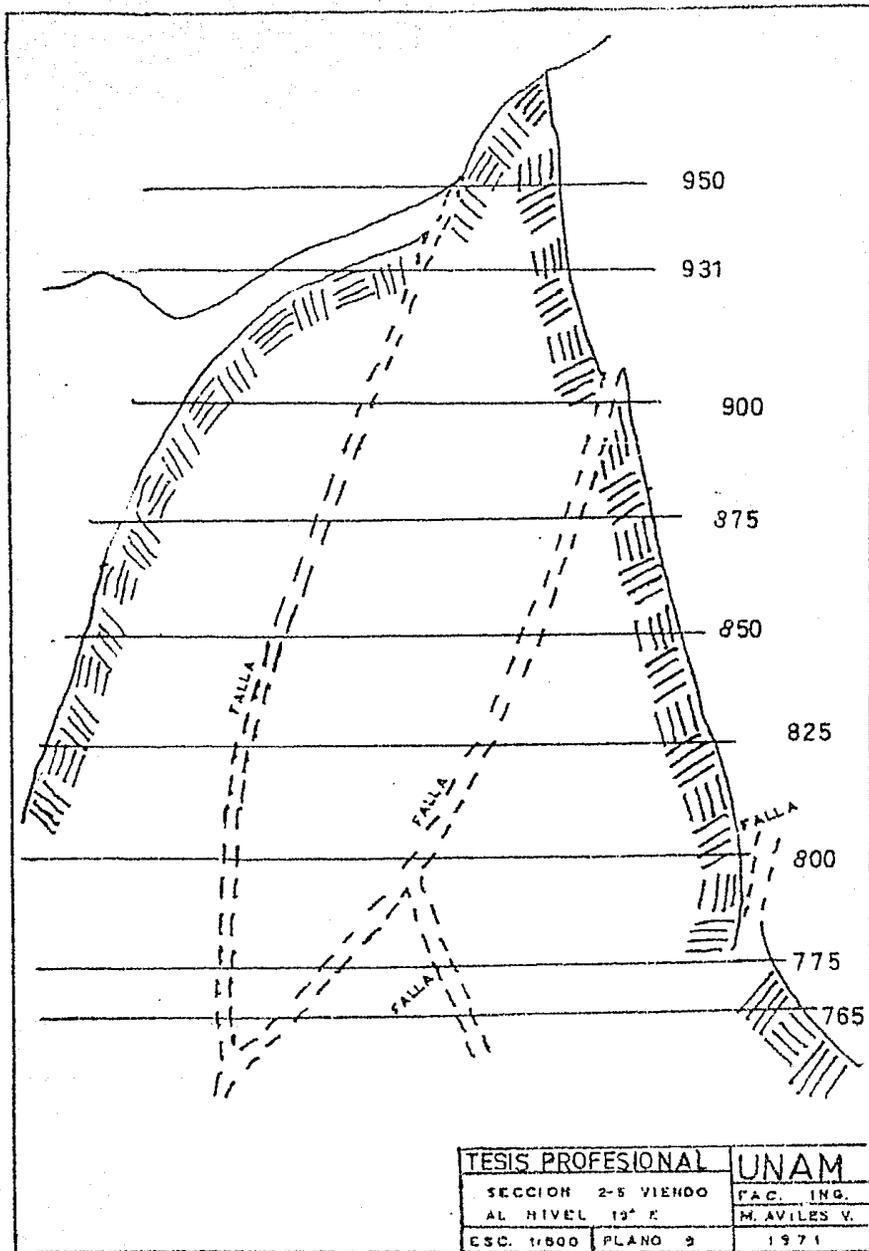
E.- Peso de la muestra.

Para efectuar la delimitación del contorno nos apoyamos en los mapas de ensaye y posteriormente determinamos los diversos bloques minerales así como la distribución de los valores.

El peso o valencia es la importancia relativa de cada muestra en relación con las demás muestras con las cuales se combina matemáticamente.

El verdadero peso de una muestra es su volumen de influencia, para este volumen de influencia se puede asignar peso uno a las muestras de las barrenaciones cercanas al límite del yacimiento y peso dos a las muestras de las barrenaciones en el interior del yacimiento y finalmente se procura que el peso sea proporcional a su respectivo volumen de influencia y a su área.

La distribución de los barrenos fue elegida en forma regular para facilidad de cálculo, se supone que a cada 20 m. igual a la cuadrilla o cuadrícula que se tiene en



los planos.

En el cuerpo "A" actualmente se tienen desarrollados - cinco niveles denominados; 765 y 775 separados diez metros a partir de este último está el 800, 825 y el 850 estos se separados 25 m. entre sí; para un futuro cercano colar el nivel 875, 900, 931 y el 950 con el objeto de desarrollar mejor este cuerpo preparándolo para la explotación.

En el cuerpo "B" ha sido tocado con los niveles arriba-citados con obras de exploración y desarrollo.

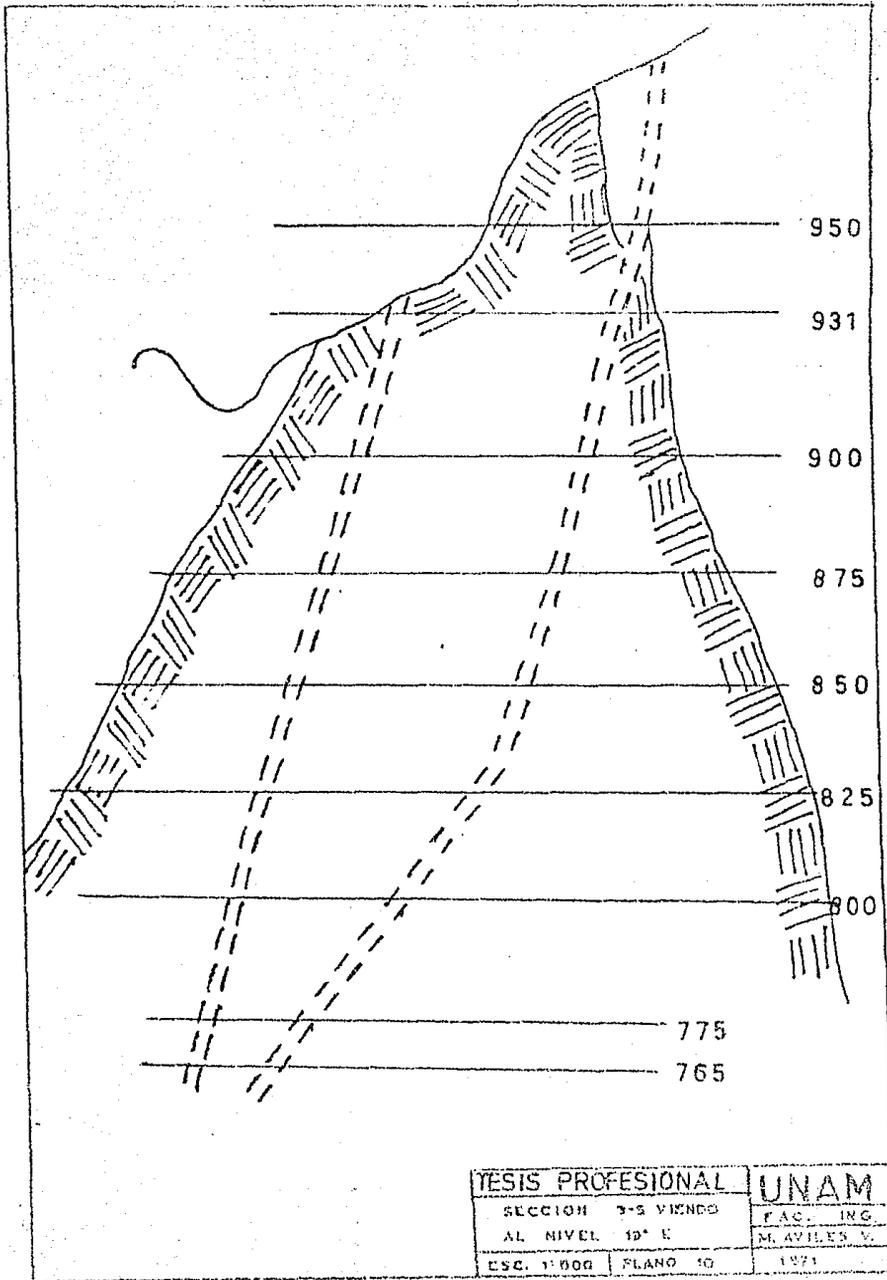
Antes de citar el volumen de las reservas cubicadas hay que tomar en consideración separarlas en: Zona de Oxidos y Zona de Sulfuros ya que el rendimiento metalúrgico es diferente.

#### RESERVAS DE MINERAL SULFUROS CUERPO "A"

Nivel Inf.	Nivel Sup.	Tons. Secas	% Cu.
765 -	775	347,864	0.961
775 -	800	982,814	1.389
800 -	825	1.187,059	1.847
825 -	850	987,419	2.002
850 -	875	899,976	2.055
875 -	900	721,001	2.122
900 -	920	473,678	1.982
920 -	931	201,999	1.710
Sub-Total		5.832,810	1.797

#### RESERVAS DE MINERAL SULFUROS CUERPO "B"

775 -	800	138,475	1.949
800 -	825	160,644	2.368
825 -	850	114,080	2.310
850 -	875	88,142	2.145
875 -	900	89,286	2.145
Sub-Total		570,627	2.111



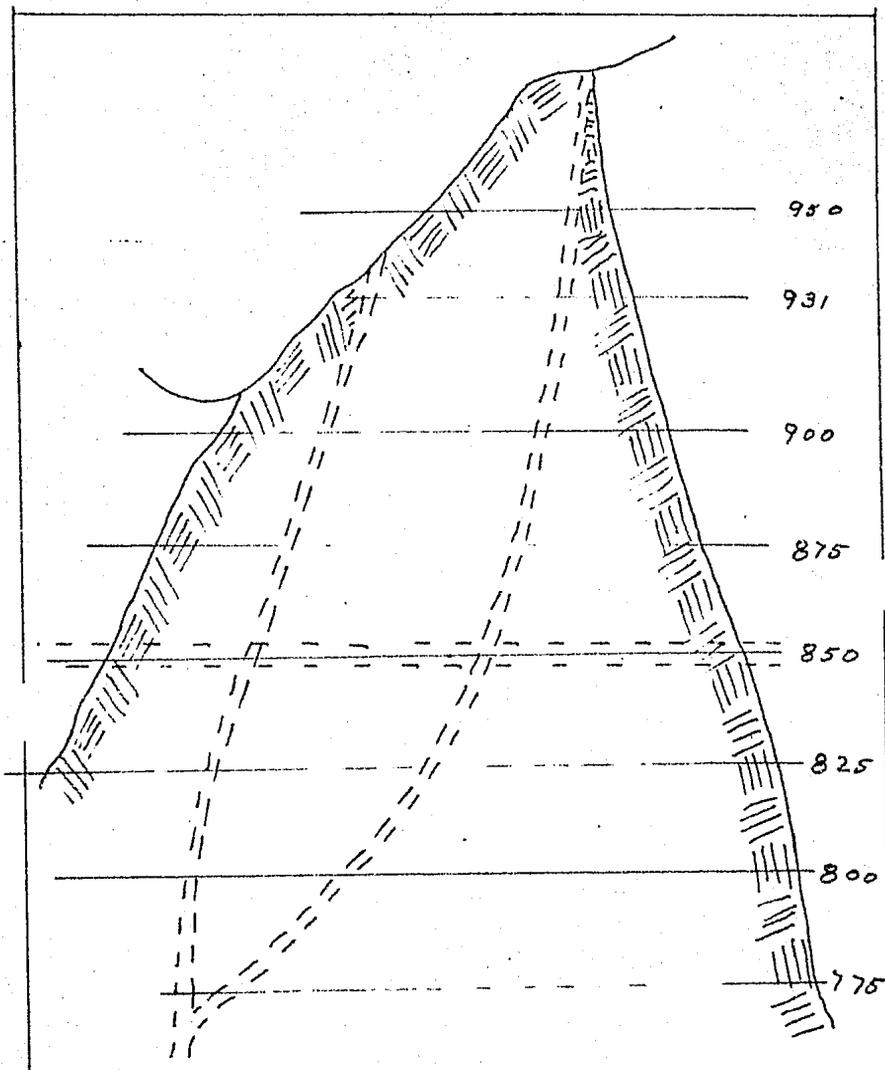
TESIS PROFESIONAL		UNAM
SECCION 3-3 VIENOS	AL NIVEL 19° E	FAC. ING.
ESC. 1:500	PLANO 50	M. AVILES V.
		1971

## RESUMEN TOTAL TONELAJE CUERPOS "A" Y "B" SULFUROS

Cuerpo	Tonelaje	% Ley
"A"	5.832,810	1.797
"B"	<u>570,627</u>	<u>2.193</u>
	6.403,437	1.832
10 % Dilución	<u>640.344</u>	
	7.043,781	1.666

## RESERVAS DE MINERAL OXIDOS CUERPO "A"

Sección	Tons. Secas	% Ley
3 - S	25,852	
4 - S	36,754	
5 - S	47,879	
6 - S	57,263	
7 - S	52,119	
8 - S	40,181	
9 - S	29,719	
10- S	19,111	
11- S	12,439	
12- S	<u>9,491</u>	
	330,808	1.706n % Cu.
10 % Dilución	<u>33,081</u>	
Total Tons.	363,889	1.550 % Cu.



EXPLOTACION EN JUNIO

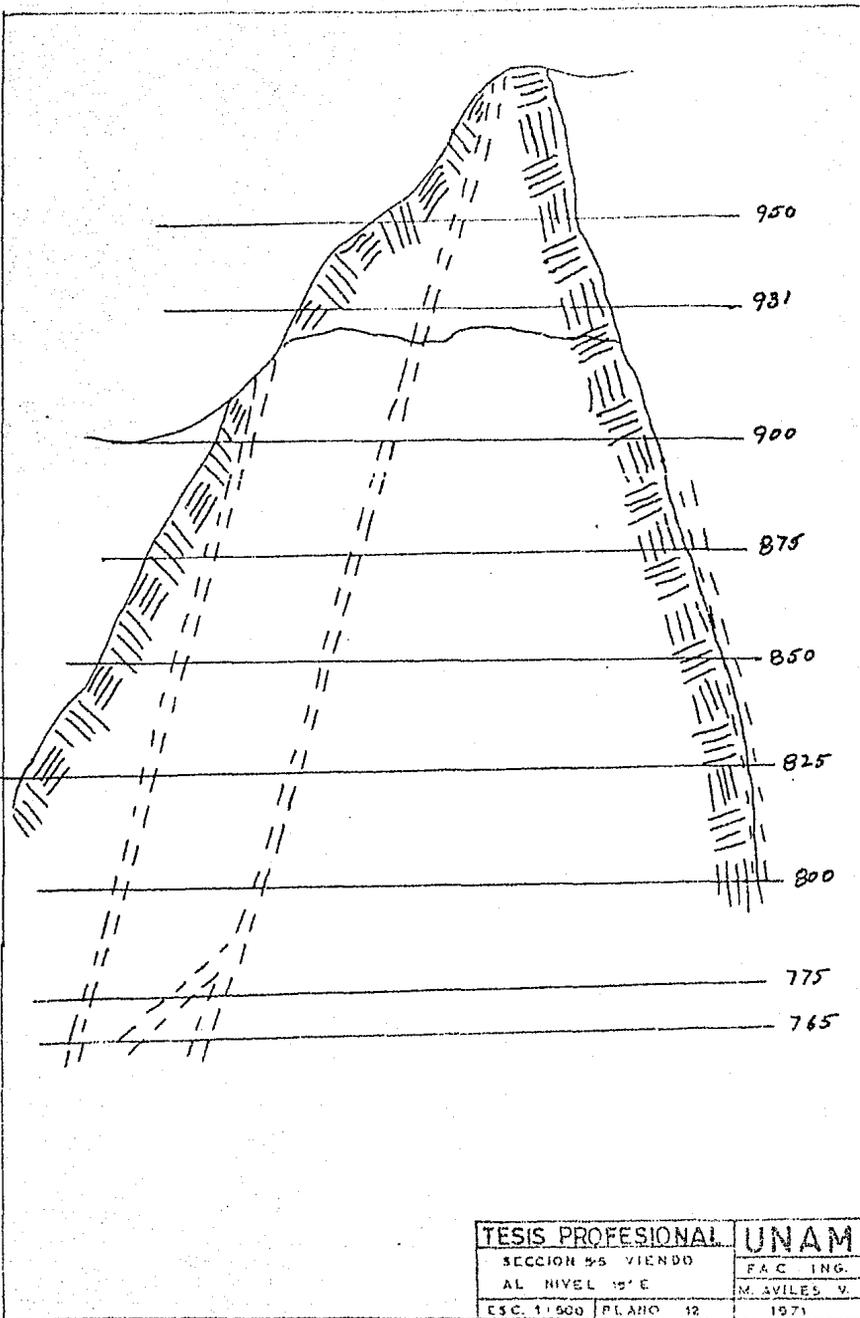
TESIS PROFESIONAL		UNAM
Sección 4-S		FAC. ING.
Viendo al N19°E		M. AVILES V.
ESC. 1:600	PLANO 11	1971

## RESUMEN DE RESERVAS POSITIVAS DE MINERAL.

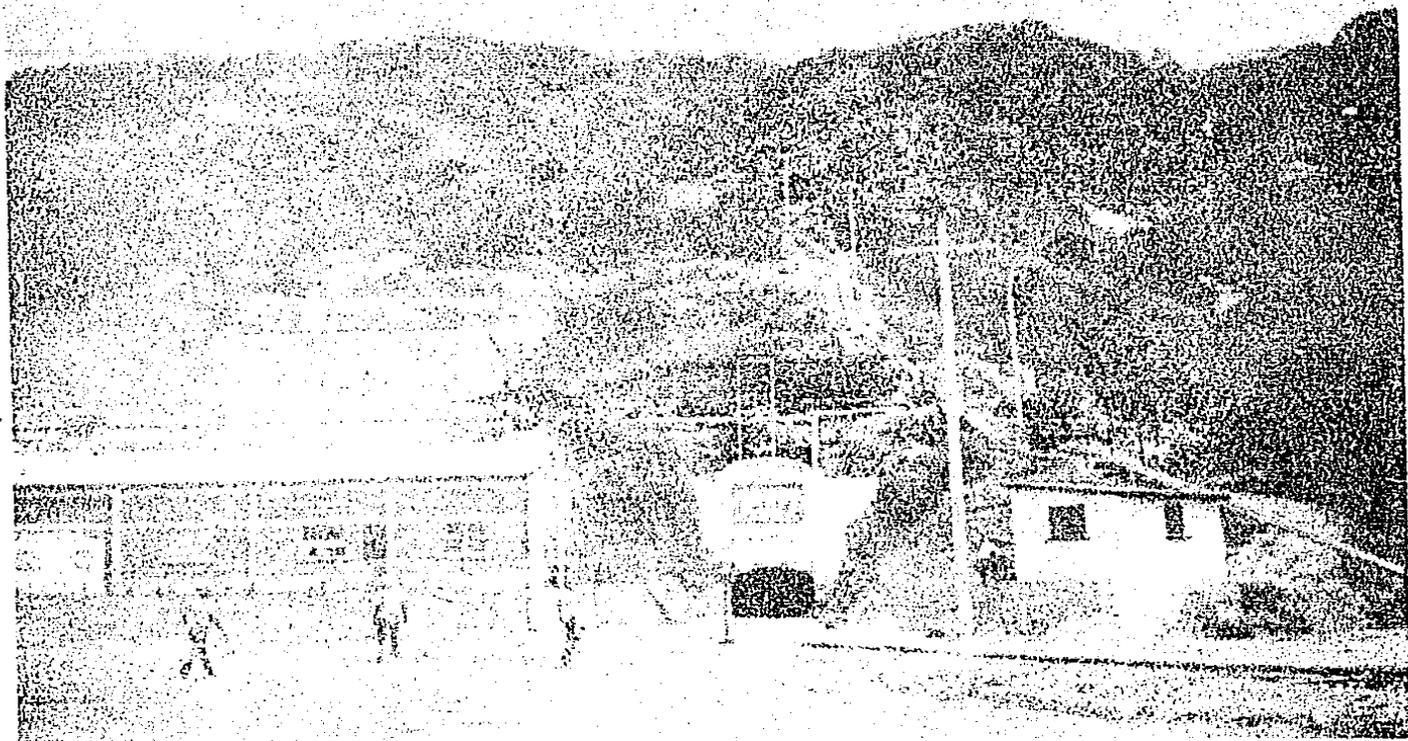
Cuerpo	Tons.	% de Cu.	Tons.	% Cu.
"A"	6.416,091	1.633		
"B"	<u>627,690</u>	1.993		
Total	7.043,781	1.666		
TOTAL SULFUROS.....			7.043,781	1.666
"A"	<u>363,889</u>	1.550		
Total	363,889	1.550		
TOTAL OXIDOS.....			363,889	1.550

El resultado de ésta investigación es hasta cierto punto alagador porque se pudieron llegar a ubicar más de siete millones de toneladas de mineral con leyes bajas de 1.666 comparadas con otros yacimientos en el país.

Para explotar este yacimiento es necesario trabajarlo con un método de explotación de bajo costo a un ritmo no menor de 2000 Ton/día considerando un tiempo de 10 años - para amortizar lo necesario para su explotación y beneficio.



TESIS PROFESIONAL		UNAM
SECCION DE VIENDO		FAC ING.
AL NIVEL 15° E		M. AVILES V.
ESC. 1:500	PLANO 12	1971



FOTOGRAFIA ENTRADA A LA MINA

METODO DE EXPLOTACION QUE SE ESTA UTILIZANDO EN -  
INGUARAN, INDICANDO LAS OBRAS NECESARIAS PARA EL-  
DESARROLLO, PREPARACION Y EXPLOTACION DEL YACIMIENTO,  
CALCULANDO SUS COSTOS UNITARIOS APROXIMADOS.

FACTORES.— Los factores decisivos en la selección del método más apropiado ó adecuado para la explotación de un yacimiento serán:

- 1.— Forma y posición en el espacio.— En Inguarán se trata de una chimenea que aflora y resulta económica hasta 200 m. de profundidad.
- 2.— Resistencia mecánica del criadero.— En nuestro caso — el mineral es consistente y también la roca encajonante.
- 3.— Naturaleza, espesor y resistencia mecánica del encapado.— Como se trata de una chimenea con afloramiento no tiene encapado.
- 4.— Distribución de valores dentro del criadero.— En esta Chimenea es muy uniforme con un promedio de leyes de:
 

Au.....	0.35	gr./Ton.
Ag.....	5.00	" "
Cu.....	1.85	%
Fe.....	4.45	"
Zn.....	2.36	"
Insoluble....	74.60	"
CaO.....	3.60	"
- 5.— Presencia o ausencia de agua subterránea.— Se trata de un lugar seco y además está drenado con un secavón en su base y otro a 825 m. para tiempo de lluvias.
- 6.— Factores económicos.—
  - a).— La Energía Eléctrica es traída del Cóbano y conectado con el sistema del Infiernillo.
  - b).— Comunicación por carretera hasta la fundición de San Luis Potosí donde se entregarán los concentrados.

- c).- No se encuentra en la región mano de obra especializada
- d).- Valor del mineral en bruto.-- Tengo entendido que el valor es bajo y para pagar los gastos es necesario contar con un método de explotación, beneficio y supervisión reducidos.

#### REVISION DE METODOS MINEROS DE EXPLOTACION.

Para considerar el método más adecuado para la explotación del yacimiento de Inguarán creo conveniente citar los métodos de explotación mineros y efectuar un análisis para ver la conveniencia de su aplicación.

- 1.- Tajo Abierto.
- 2.- Rebajes Abiertos con fortificación natural, en donde se consideran:
  - 1.- Gambusinaje
  - 2.- Tumbe por Sub-niveles
  - 3.- Tumbe dejando pilares.
- 3.- Rebajes con fortificación artificial:
  - 1.- Sobrecarga
  - 2.- Certe y Relleno
  - 3.- Cuadros Conjugados.
- 4.- Métodos de Hundimiento:
  - 1.- Tajadas descendentes
  - 2.- Hundimiento por Subniveles
  - 3.- Hundimiento de Grandes Bloques.

## 5.- Explotación de Carbón:

- 1.- Descapote.
- 2.- Salones y Pilares.
- 3.- Frentes Largas.

## 6.- Otros métodos de explotación:

- 1.- Minería de los no metálicos
- 2.- Lixiviación de los criaderos de cobre.
- 3.- Salmueras.
- 4.- Frasch.

## APLICACIONES DE LOS METODOS

El Tajo Abierto es aplicable a criaderos que afloran ó que se hayan muy cerca de la superficie.

Sobrecarga es el método aplicable a vetas y chimeneas-firmes con inclinaciones mayores de  $50^{\circ}$  y potencias entre uno y 10 metros, con respaldos firmes y bien definidos.

Tumbe por Subniveles se aplica a vetas y chimeneas firmes con inclinaciones mayores de  $50^{\circ}$  potencias de 6 hasta 30 metros y que tengan respaldos firmes y bien definidos.

Corte y Relleno, tiene aplicabilidad en vetas y chimeneas más o menos firmes con inclinaciones mayores de  $50^{\circ}$  y potencias de 1 a 10 metros aún cuando los respaldos sean firmes o flojos bien ó mal definidos.

Tajadas Descendentes (Top Slicing) es aplicado a vetas o mantos flojos, ricos, potentes, con respaldos bien definidos y el alto ó techo flojo ó quebradizo en fragmentos-chicos.

Cuadros Conjugados (Squart Sets) se aplica a vetas, mantos y cuerpos irregulares que tengan potencia mayor de 3 - metros con leyes altas y con respaldos y contornos irregulares y flojos; roca encajonante muy fracturada.

Hundimiento por Subniveles, se aplica a vetas o chimeneas, mantos no muy flojos, ni muy ricos, potentes, con respaldos bien definidos.

Hundimiento de Grandes Bloques, se aplica a vetas o mantos quebradizos, de leyes bajas, muy potentes, con el alto o encape quebradizo e inestable.

CLASIFICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION.-- Atendiendo a sus costos, recuperaciones y coeficientes de seguridad:

Metodos	Costos Dlls/Ton.	Recup. %	Coef. Seg. %	Observ.
Tajo Abierto menos de	1.00	80 - 90	100	El más barato y seguro
Hundimiento de Grandes Bloques	1.00	80 - 90	90	Para grandes volúmenes de producción
Explotación por Subniveles	1.50	80 - 90	80	Inguarán, Mich
Sobrecarga	2.00	80 - 90	70	El más inseguro, muy usado
Hundimiento por Subniveles	2.50	85 - 90	75	
Corte y Relleno	3.00	90 - 95	80	
Top Slicing	4.00	90 - 98	85	
Marcos Conjugados	6.00	90 - 100	80	El más caro

CONSUMO DE EXPLOSIVOS.- para varios métodos de explotación minera.

Método de Explotación	Consistencia del Terreno	Consumo en Lb/Ton. Quebrada 1 Lb = 0.454 Kg. Promedio, en %
Hundimiento de Grandes Bloques	Flojo	0.14
Tajo Abierto		0.28
Tumbe de Sub-niveles	Macizo	0.40
Marcos conjugados	Flojo	0.50
Corte y Relleno	Regular	0.70
Tumbe de Pilares	Macizo	0.80
Sobrecarga	Macizo	1.00

CONSUMO DE MADERA.- para varios métodos de explotación (- (consumo creciente de madera).

Metodo	Pie de madera consumida por Ton. tumbada Promedio.
Reb. Abiertas	0.7
Hund. Grandes Bloques	1.2
Tumbe por Subniveles	1.5
Sobrecarga	1.9
Corte y Relleno	4.5
Marcos Conjugados	15.1

COSTOS DIRECTOS DE MINA..- Para varios métodos de explotación minera (Años de 1955 - 1959; E.U. por costos crecientes).- Se incluyen costos de exploración, desarrollo, preparación, explotación, acarreo, manto, bombeo, iluminación, ventilación y gastos generales.

METODO	COSTOS DIRECTOS DE MINA/TONELADA.			
Tajo Abierto	0.35	Promedio en dólares.		
Hundimiento de Grandes Bloques	1.50	"	"	"
Tumbe dejando pilares	2.10	"	"	"
Tumbe por Sub-niveles	2.50	"	"	"
Sobrecarga	4.00	"	"	"
Hundimiento por Subniveles	5.00	"	"	"
Corte y Relleno	6.80	"	"	"
Marcos Conjugados	12.00	"	"	"

I.- SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION..- Debido a que contamos con siete millones de toneladas de mineral y la chimenea de Inguarán es un yacimiento potente y con respaldos consistentes y además el mineral es consistente también podemos pensar en seleccionar un método de gran volumen de producción, para que sea barato y aprovechar la naturaleza y resistencia mecánica de estos respaldos. Por esta razón el método que tenemos que seleccionar está dentro del capítulo 2 de los métodos de explotación que sería: "Rebajes Abiertos con Fortificación Natural" y el método sería: "Tumbe por Sub-niveles". Este método seleccionado será con-

veniente en la zona donde se tenga que efectuar trabajos - subterráneos y hasta donde se permita y resulte económico. Se trabajará también a tajo abierto en el afloramiento de la chimenea, hasta donde resulte económico en función del movimiento del material estéril debido a que se tienen que dejar taludes entre  $45^{\circ}$ . Como hasta la fecha (junio de 1971) no se ha iniciado esta explotación me referiré únicamente al método subterráneo que se está siguiendo actualmente.

Antes de iniciar la descripción del sistema de explotación es conveniente indicar como se ha desarrollado.

La mina de Inguarán, se ha desarrollado a diferentes niveles por medio de socavones que van desde la superficie hasta encontrar la Chimenea y así tenemos que el más inferior es el nivel 725, después viene el nivel 825 y por último - el nivel 850. En la superficie y en el crestón hay algunas obras. Todas estas obras citadas anteriormente servirán para explorar los dos cuerpos minerales el "A" y el "B". Esta mina se encuentra trabajando y se seleccionó el método de explotación: "Tumbe por Sub-niveles" con la variante de barrenación larga en anillado y en retirada.

## II.- SECUENCIA DE LOS TRABAJOS DE DESARROLLO, PREPARACION

El mineral no se extrae por medio de conchas del rebaje sino que se utilizan unas máquinas nuevas llamadas --- transloaders, constan de cucharón y caja almacenadora, tienen la posibilidad de transportar la carga. Por tal motivo hubo necesidad de efectuar correcciones en la mina; Se amplió el nivel 725 hasta obtener una sección de 4.80 m.-- por 3.20 m. a fin de que pudieran entrar con facilidad -- Los transloaders y además sirviera este nivel como de extracción principal. El socavón tiene actualmente una longitud de 800 m. y se le ha equipado con tubería de 8" para aire y otra tubería de 6" para agua, se le ha colocado vía de 60 Lb/yd. para carros de 10 Tons. Cada convoy es -- de 10 carros, por lo tanto, en cada corrida se extraen -- 100 toneladas.

El nivel 725 es el principal y a partir de él se desarrolla la mina.

Como el método de explotación requiere un nivel donde extraer el mineral del rebaje, tuvo que desarrollarse el denominado nivel 765 donde los transloaders van a sacar el mineral de las tolvas que en este lugar debido a que se utiliza este equipo se les llama Draw Holes.

En el plano No. 16 se muestra que para considerar este nivel de acarreo hubo necesidad de abrir tres frentes --- principales separadas 40 m. cada una a lo largo de toda la chimenea y en el cuerpo "A" con una orientación Norte, Sur. En el cuerpo "B" con una orientación Oriente - Poniente.

A cada frente principal se le abrieron cruceros dando -- forma de espiga, ya que un crucero dista de otro 20 m. me-

medidos de centro a centro en el lado derecho. Los crucesos del lado izquierdo de la frente se principian a contar 10 m. despues de la entrada y distan 20 m. uno de otro, estan medidos de centro a centro. Los crucesos estan inclinados con relación a la frente y tienen 15 m. de desarrollo cada uno de tal manera que todos los extremos de los crucesos se comunican en cuatro frentes secundarias dando en conjunto la apariencia de espigas.

Las frentes secundarias van a desaparecer porque a partir de ellas se necesita hacer una ampliación en forma cónica para que sirva como tolvas para extraer mineral. Las frentes principales de acarreo van a quedar protegidas por un pilar en forma triangular con 20 m. de espesor aproximadamente. Despues de esta altura es donde se comienza a desarrollar el primer corte de la chimenes. El preparar de esta manera permite que cualquier mineral que se tumbe en la parte superior vaya a dar al draw hole para su extracción.

La forma como planearon el tumbe por subniveles es: -- tumbar bloques de 40 m. x 25 m. x 1.37 m. Como la chimenea tiene aproximadamente 160 m. para poder explotarla se tuvieron que desarrollar cuatro subniveles paralelos orientados norte-sur para que a partir de ellos se pueda barrenar en forma de anillo y efectuar el tumbe.

Por esta razon se construyeron cuatro subniveles en el nivel 800 y cuatro en el nivel 825, se están construyendo actualmente los cuatro subniveles del 850.

Para hacer el corte hubo necesidad en el extremo norte de la chimenea a partir del nivel 765 hacer cuatro contra pozos de 60 m. de desarrollo y ampliarlos siguiendo el método de tumbe sobrecarga para construir una "ranura" que serviría como superficie libre para los bloques del nivel 800 y 825.

Actualmente ya se están tumbando los anillos y se está barrenando radialmente para el tumbado como se muestra en el plano No. 21. Se utiliza una perforadora DH - 99 Marca-Denver montada sobre una estructura fabricada en el lugar que permite que esa máquina gire los  $360^{\circ}$  a través de un tubo que le sirve de eje. En promedio se han obtenido los siguientes datos:

Todos los barrenos equidistan 4.00 m. con la perpendicular  
Distancia entre anillos 1.57 m. Completo 2.14 m.

Metros barrenados por cada anillo 492.1 m.

Toneladas tumbadas 3630.5 Tons.

Barrenos por cada anillo 28

El nivel 725 se comunica con el nivel 765 por medio de una "rampa", un inclinado que tiene una longitud de 177 m por 40 m. de altura y por ella van las tuberías, está iluminada eléctricamente, pero no está pavimentada tiene suficiente anchura para dar paso a los translocers. Termina a la entrada del cuerpo "A".

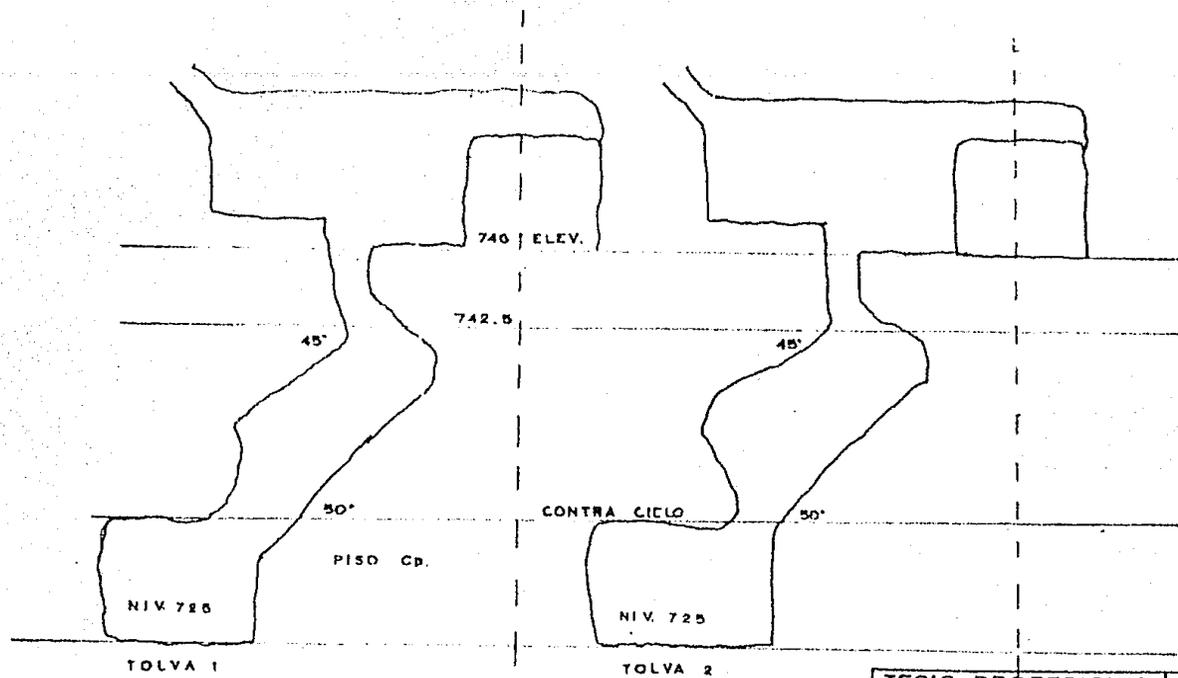
Entre estos dos niveles se haya la máquina quebradora-de quijadas Tipo Dodge para regularizar la carga en el transporte. También existe una subestación eléctrica y desde ahí se conecta el swich para cada trenada.

Después de la "rampa" en el nivel de acarreo 765 se ha llan instalados a la entrada: depósito de diésel, taller de reparación de los translocers, polvorín y descargue de mineral. Tiene siete ramales de vía en diferentes posicio nes que se distribuyen a los siguientes lugares:

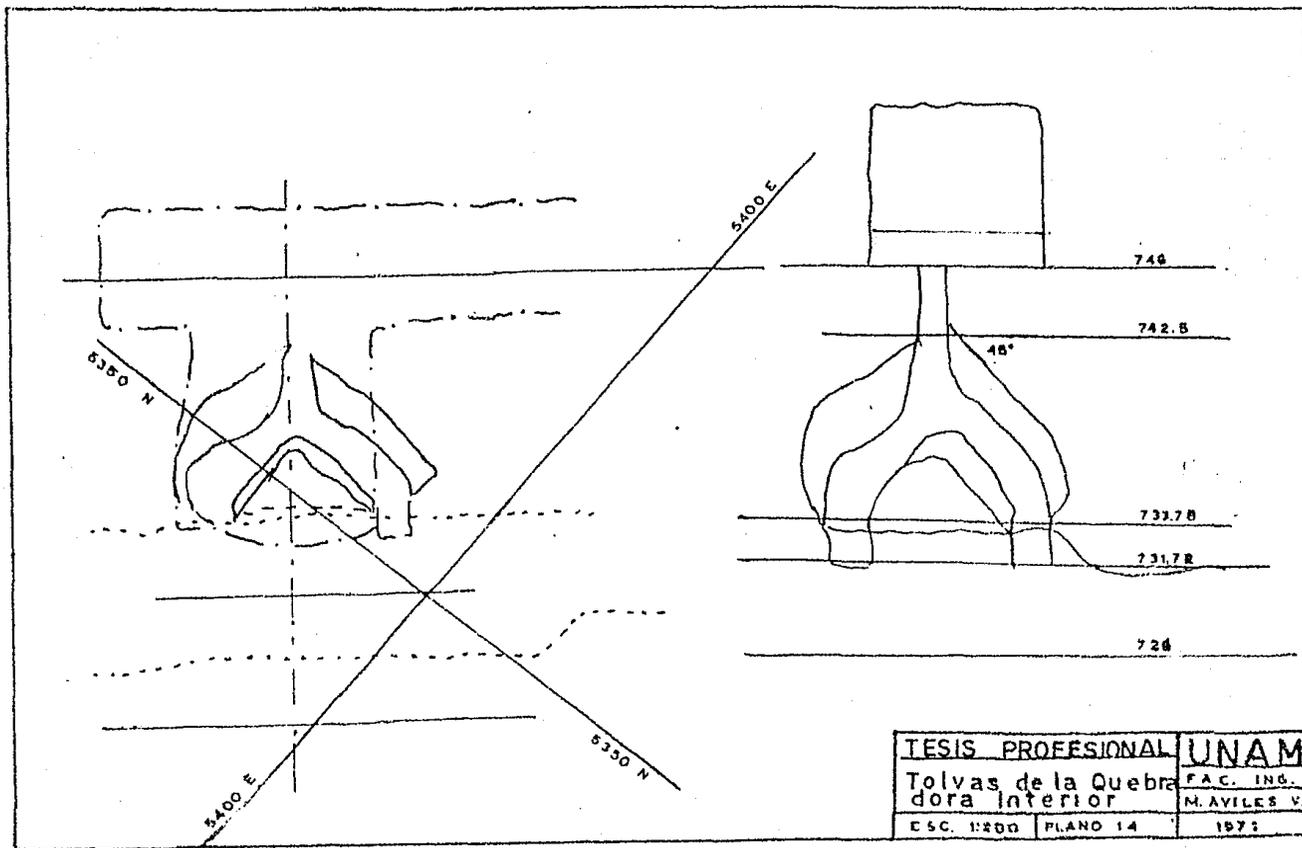
- 1.- Descargue de mineral
- 2.- Descargue de tepetate
- 3.- Polvorín
- 4.- Frente A - 1
- 5.- Frente B - 4
- 6.- Depósito de diésel
- 7.- Taller mecánico.

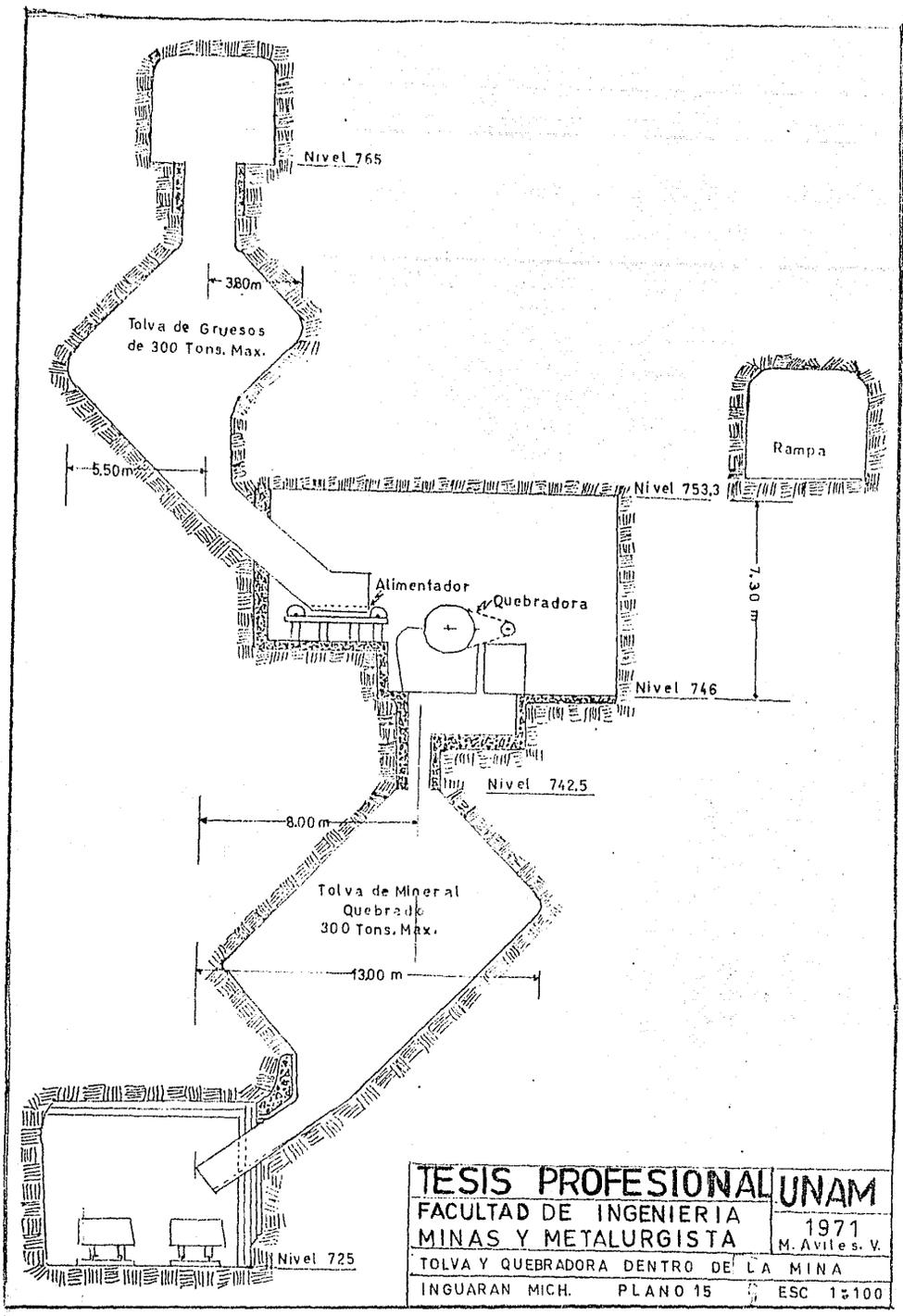
Entrando por la frente A - 1 se nota la forma de espi- ga que dieron a las obras de desarrollo para sostener por ciones del yacimiento h forma de prismas.

Los cuerpos "A" y "B" estan separados mediante fallas- rellenas de material suave que contiene poco mineral y -- que lentamente se cae.

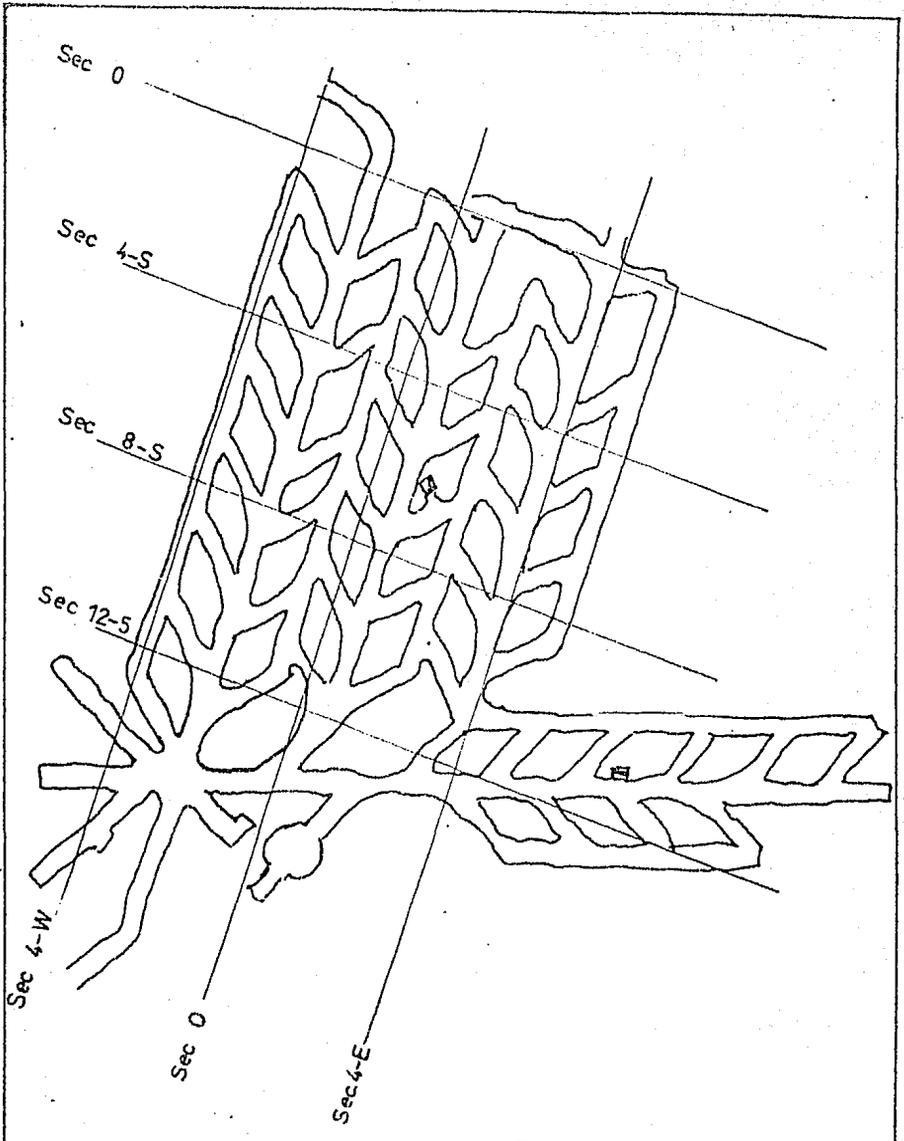


TESIS PROFESIONAL		UNAM
Tolvas de la Quebradora Interior		
ESC. 1:200	PLANO 13	FAC. ING. M. AVILES V. 1971





<b>TESIS PROFESIONAL UNAM</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA MINAS Y METALURGIA	1971 M. Aviles. V.
TOLVA Y QUEBRADORA DENTRO DE LA MINA	
INGUARAN MICH. PLANO 15	ESC 1:100



TESIS PROFESIONAL	UNAM
Draw Hole	FAC. ING.
Nivel 765	M. AVILES V.
ESC 1:1000	PLANO 16 1071

DESARROLLO Y PREPARACION EN LA CHIMENEA DE INGUARAN, MICHOACAN. DETERMINANDO SU COSTO APROXIMADO.

Los trabajos de desarrollo y preparación se llevaron a cabo con el objeto de tumbar con técnica, seguridad y economía el yacimiento a fin de lograr la máxima explotación con el máximo aprovechamiento del mineral.

Las finalidades de las obras fueron las siguientes:

- 1.- Desarrollar el yacimiento en sus dos cuerpos el "A" y el "B".
- 2.- Que las obras inferiores en los niveles 725 y 765 sirvieran para servicio de acarreo y transporte. También para ventilación interior.
- 3.- Obtener obras que sirvieran para preparar el tumbe y rebaje.

Algunas de estas obras se realizaron sobre mineral siendo de producción inmediata, otras obras fueron de preparación en esteril para conocer el contacto de la chimenea.

Este desarrollo y preparación consistió de 6544 m. de Frentes Grandes, Cruceros, Frentes Chicas y Contrapezos.

DISTRIBUCION DE LAS FRENTES GRANDES.

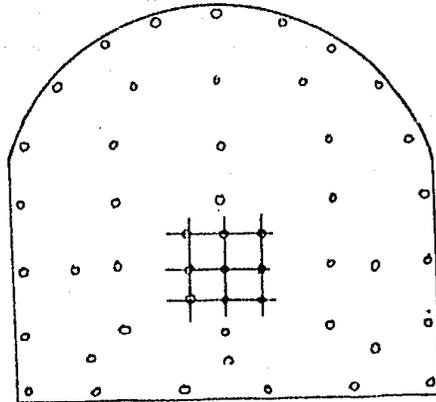
En el nivel 725 de extracción.....	800 m.
En el inclinado o "rampa".....	177 m.
Tres frentes principales y cuatro secundarias del cuerpo "A" en el N-765.....	830 m.
Una frente principal y dos secundarias en el cuerpo "B" en el nivel 765.....	360 m.
Cruceros en el cuerpo "A" nivel 765.....	940 m.
Cruceros en el cuerpo "B" nivel 765.....	200 m.
Una frente en el nivel 850.....	<u>100 m.</u>
Suma Total.....	3407 m.

FRENTE GRANDE

NUMERO de BARRENOS  
40

LLENOS 44

VACIOS 5



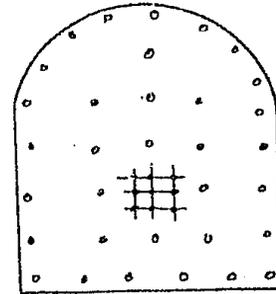
4.80 X 3.20 m

FRENTE CHICA

NUMERO de BARRENOS  
41

LLENOS 38

VACIOS 3



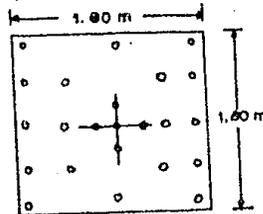
2.40 X 2.40 m

CONTRA POZOS

NUMERO de BARRENOS  
23

LLENOS 22

VACIOS 1



TESIS PROFESIONAL		UNAM
PREPARACION Y DESARROLLO		FAC. ING.
		M. AVILES V.
ESC. 1: 33.3	PLANO 17	1071

## DISTRIBUCION DE LAS FRENTES CHICAS

En el nivel 800 cuerpo "A".....	898 m.
En el nivel 800 cuerpo "B".....	189 m.
En el nivel 825 cuerpo "A".....	1225 m.
En el nivel 825 cuerpo "B".....	125 m.
Total	<u>2437 m.</u>

## DISTRIBUCION DE LOS CONTRAPOZOS

Cuatro para formar la ranura en el cuerpo "A" del nivel 765 al nivel 850....	380 m.
Uno del N-765 al N-800 (camino).....	35 m.
Uno del N-765 al N-825 (camino).....	65 m.
Un Tiro de servicio para extraer mineral ó tepetate de las preparaciones del nivel 765 al nivel 850.....	195 m.
Uno del N825 al N-850 (pata de perro)....	<u>25 m.</u>
Total.....	700 m.

## SECCIONES

Frente grande	$4.30 \times 3.60 = 15.48 \text{ m}^2$
Frente chica	$2.40 \times 2.40 = 5.76 \text{ m}^2$
Contra pozos	$1.80 \times 1.80 = 3.24 \text{ m}^2$

## CALCULO DEL COSTO UNITARIO EN EL PROGRAMA DE DESARROLLO Y PREPARACION.

Para obtener correctamente el costo unitario se supondrán los gastos siguientes:

- 1.- Costos Directos de Operación.
- 2.- Costos Directos de Mantenimiento.
- 3.- Costos Directos de Supervisión.
- 4.- Costos Directos de Ingeniería y Muestreo.

5.- Costos Directos de Ensaye.

6.- Costos Directos de Ventilación y Alumbrado.

A estos gastos se le agregarán los siguientes:

1.- Depreciación y amortización de Equipo.

2.- Impuesto Superficial.

3.- Prestaciones debidas a la Ley Federal del Trabajo y Contrato Colectivo

4.- Conservación y Reparación.

5.- Administración.

6.- Servicio Médico.

7.- Vigilancia.

8.- Imprevistos.

9.- Gastos Generales.

#### CALCULO DEL VALOR UNITARIO DE LAS FRENTES GRANDES.

##### COSTO DIRECTO.

Se trabajarón dos turnos en tres obras diferentes al mismo tiempo.

Mano de Obra.- Existe un Tabulador vigente de salarios - mediante el cual se calcula el costo diario, que multiplicado por los dias de trabajo del mes nos da el costo mensual. El costo mensual se dividirá entre el avance obtenido en el mes, para encontrar el costo unitario o sea el -- costo per metro.

##### ANALISIS DEL COSTO DE LA MANO DE OBRA.

Dos jefes de turno de Mina; se encargarán de todos los trabajos de la mina por lo que se repartirá el sueldo de ellos en partes proporcionales en el cálculo de frentes y contrapezos. Se les cargará un tercio por turno.

$$1 \times (56.78 + 7^{\circ} \text{ día}) = 56.78 + 9.46 = 66.24$$

$$1 \times (66.24 + 1 \text{ hora}) = 66.24 + 7.20 = \frac{73.44}{139.68}$$

$$\text{Por concepto Jefe de Turno} = \frac{139.68}{6 \text{ lugares}} = 23.28$$

**Perforistas**

$$3 \times (39.76 + 7^{\circ} \text{ día}) = 119.28 + 19.89 = 139.17$$

$$3 \times (46.39 + 1 \text{ hora}) = 139.17 + 14.88 = 148.05$$

**Ayudantes**

$$3 \times (37.65 + 7^{\circ} \text{ día}) = 112.95 + 18.90 = 131.85$$

$$3 \times (43.95 + 1 \text{ hora}) = 131.85 + 14.13 = 145.98$$

**Rezagadores**

$$3 \times (46.84 + 7^{\circ} \text{ día}) = 140.52 + 18.42 = 158.94$$

$$3 \times (52.98 + 1 \text{ hora}) = 158.94 + 13.80 = \frac{172.74}{920.01}$$

Para un mes de 25 días hábiles se tendrá:

$$25 \times 920.01 = \$ 23,000.25$$

Para la colocación de la tubería se tomará solamente el 50% del costo porque no emplearemos un turno completo en avanzar la colocación de los tubos.

**Tuberes**

$$3 \times (42.35 + 7^{\circ} \text{ día}) = 127.05 + 21.18 = 148.23$$

$$3 \times (49.41 + 1 \text{ hora}) = 148.23 + 15.87 = \frac{164.10}{312.33}$$

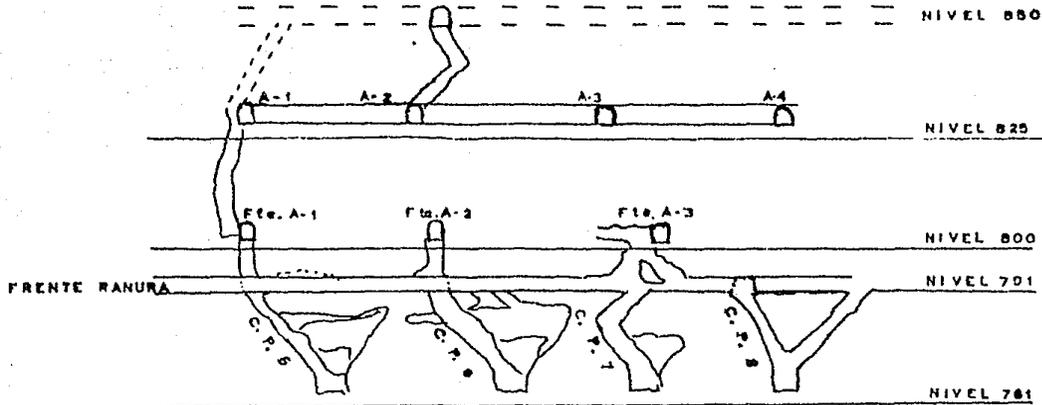
**Ayudantes de Tubero**

$$3 \times (36.84 + 7^{\circ} \text{ día}) = 110.52 + 18.42 = 128.94$$

$$3 \times (42.98 + 1 \text{ hora}) = 128.94 + 13.77 = \frac{142.77}{271.71}$$

$$312.33 + 271.71 = 584.04 \text{ El } 50\% \text{ de } 25 \text{ días hábiles} = 12.5$$

$$12.5 \times 584.04 = 7,300.50$$



TESIS PROFESIONAL		<b>UNAM</b>
CONTRAPOZOS DE LA RANURA		
FAC. ING.		MAYILES V.
E.S.C. 1:1000 PLANO 1 B		
		1971

En los 800 m. de frente grande del nivel 725 que lleva vía el cálculo se ve sobre cargado en el costo de la mano de obra por dos rieleros y los ayudantes de rieleros, pero tomamos el 50% de este costo por no ocupar todo el turno.

Rieleros

$$3 \times (41.97 + 7^{\circ} \text{ día}) = 125.91 + 20.97 = 146.88$$

$$3 \times (48.96 + 1 \text{ hora}) = 146.88 + 15.72 = 162.60$$

Ayudantes de rielero

$$3 \times (36.84 + 7^{\circ} \text{ día}) = 110.52 + 18.42 = 128.94$$

$$3 \times (42.98 + 1 \text{ hora}) = 128.94 + 15.72 = \underline{144.66}$$

583.08

El 50% de 25 días hábiles = 12.5

$$12.5 \times 583.08 = \$ 7,288.50$$

Resumen Mano de Obra

$$\$ 23,000.25$$

$$\$ 7,300.50$$

$$\$ \underline{7,288.50}$$

$$\$ 37,589.25$$

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{37,589.25}{111 \text{ m/les}} = \$ 338.64$$

Los ayudantes de perforista también se dedican a perforar todas las frentes y cruceros, así como los contrapozos ayudándose entre sí cuando es necesario y no cambian frente.

ANÁLISIS DE COSTO DE LOS MATERIALES.

Barrenas.- Se emplearán de acero integral de sección hexagonal de 7/8" marca Coromant de 2.10 m. y 2.40 m. de longitud que tienen un costo aproximado de \$ 239.70 costo al -

que hay que agregar \$ 21.01 por afilado y desgaste de piedra, resultando un valor total de \$ 260.71

Vida promedio de una barra 720' = 216 m.

Los barrenos son de 2.10 m. aproximadamente con un avance de 2.00 m. por pegada y 10 cm. de chocelón.

Número de barrenos por pegada: 49

$$\frac{260.71 \times 49 \times 2.10}{216 \times 2.00} = \$ 56.30 \text{ que es el costo por metro de avance.}$$

#### EXPLOSIVOS

En las frentes y cruceros se usarán barrenaciones doncuña fragmentadora de nueve barrenos, se dejarán sin cargar cinco, para superficies libres y los cuatro restantes se cargarán con 10 bombillos # 2 de 7/8" c/u en total 40

$$40 \text{ bombillos a } \$ 0.81 \text{ c/u} = \$ 32.40$$

$$40 \text{ bombillos a } \$ 0.81 \text{ " } = \$ \underline{32.40}$$

$$\$ 64.80$$

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{64.80}{2.00} = \$ 32.40$$

En Inguarán para esta frente y 40 barrenos se carga un promedio de 100 kilos de mexamón por disparada.

$$100 \text{ Kg. a } \$ 1.14 \text{ c/u} = \$ 114.00$$

$$\text{Per metro de avance} = \frac{114.00}{2.00} = \$ 57.00$$

44 barrenos per 2.50 m. = 110 m de Cañuela

$$\text{Costo del metro de cañuela} = \$ 0.48$$

$$\text{Costo per metro de avance} = \frac{110 \times 0.48}{2.00} = \$ 26.40$$

44 capsulas a \$ 0.30 c/u = 13.20

$$\text{Costo per metro de avance} = \frac{13.20}{2.00} = \$ 6.60$$

44 conectores a \$ 0.35 c/u = \$ 15.40

Costo por metro de avance =  $\frac{15.40}{2.00} = \$ 7.70$

20 m. de Thermolite a \$ 0.73 c/u = \$ 14.60

Costo por metro de avance =  $\frac{14.60}{2.00} = \$ 7.30$

Resumen de explosivos por metro de avance:

Bombillos.....	\$ 32.40
Mexamón.....	57.00
Cañuela.....	26.40
Capsules.....	6.60
Conectores.....	7.70
Thermolite.....	<u>7.30</u>
	\$ 137.40

MANGUERAS.- Las mangueras de aire son de 15 m. por 1" y cuestan \$ 900.00 Las mangueras del agua son de 15 m. por 1/2" y valen \$ 600.00 Además cada manguera de aire y agua requiere conexiones:

Punta y turca de 1".....	\$ 23.10	22.00
Punta y tuerca de 3/4".....	<u>22.00</u>	<u>20.00</u>
	\$ 45.10	\$ 43.00

Como se usan dos máquinas en cada lugar se requieren cuatro mangueras. También se usan unidas de a dos tramos de 15 m. por lo lejos de los tubos; esto hace un total de ocho mangueras por lugar.

Costo.-

Mangueras para aire.....	\$ 3,600.00
Conexiones mangueras para aire..	180.00
Mangueras para agua.....	2,400.00
Conexiones mangueras para agua..	<u>172.00</u>
Total.....	\$ 6,352.40

En la mina se toman 300 días del año laborables y se considera que la vida de las mangueras es de seis meses.

$$\text{Depreciación por día} = \frac{6,352.40}{150} = \$ 42.30$$

$$\text{Depreciación por un turno} = \frac{42.30}{2} = \$ 21.15$$

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{21.15}{2.00} = \$ 10.58$$

#### ACEITE

Se requieren dos litros de aceite por turno = \$ 18.00

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{18.00}{2.00} = \$ 9.00$$

#### RIELES.-

En los 800 m. del nivel 725 que tiene vía hay que agregar \$ 160.00 de riel y accesorios.

$$\text{Costo por metro de avance} = \$ 160.00$$

#### PERFORADORAS.-

Las que se usan en la mina de Inguarán están consideradas entre Semi-pesadas y Pesadas y son las máquinas que permiten según el terreno un avance de 40 cm./min.

Marca Colman                      Gardner Denver S58P

Ambas con pata neumática y aceitera.

Partes de las máquinas perforadoras:

- 1.- Caja de distribución.
- 2.- Válvula de pase.
- 3.- Cilindro.
- 4.- Caja de cierre.
- 5.- Pistón.
- 6.- Mecanismo de giro.
- 7.- Tapa anterior del cilindro.

## 8.- Casquillo de la barrena.

## 9.- Entrada de la espiga.

Las máquinas perforadoras que tomaremos en cuenta serán las Gardner Denver S 58 F con un valor de \$ 14,000.00 . También se tienen máquinas perforadoras Marca Colman semi-pesadas de pata neumática que se usan como refacción, tienen un valor de \$ 20,000.00 pero son de baja eficiencia en el trabajo y no las consideraremos.

Valor perforadora Gardner Denver S 58 F...	\$ 14,000.00
50% de su valor en refacciones.....	\$ 7,000.00
Total.....	\$ 21,000.00

Las máquinas perforadoras se deprecian en tres años.

Depreciación por turno =  $\frac{21,000}{900 \times 2} = \$ 11.80$

Para dos máquinas empleadas =  $11.80 \times 2 = \$ 23.60$

Coste por metro de avance =  $\frac{23.60}{2.00} = \$ 11.80$

## AIRE.-

Para al cálculo del coste del aire buscamos el factor de elevación por la siguiente fórmula:

$$F_1 = \frac{P_a ( P + P_1 )}{( P + P_a )} \dots\dots\dots(L)$$

En donde:

$P_a$  = Presión atmosférica absoluta al nivel del mar.  
 $P_a = 1.033 \text{ Kg/cm}^2$

$P$  = Presión manométrica del aire liberado en  $\text{kg/cm}^2$   
 $P = 100 \text{ Lb/in}^2 = 7.03 \text{ Kg/cm}^2$

$P_1$  = Presión atmosférica absoluta a la elevación deseada en  $\text{Kg/cm}^2$

Para encontrar  $P_1$  de Inguarán, Mich. Usamos la siguiente fórmula:

$$\text{Log } P_1 = \text{Log } P_a - \frac{h}{68 \times (T_C + 273)} \dots\dots\dots(2)$$

En donde:

$h$  = Altura sobre el nivel del mar en m.

$^{\circ}\text{C}$  = Temperatura en grados centígrados del lugar (Promedio)

En Inguarán según reporte Meteorológico de la Asarco,--  
Mexicana, S.A. hoja 4-A de esta tesis =  $^{\circ}\text{C} = 26$

$$\text{Log } P_1 = \text{Log } 1.033 - \frac{725}{68 \times (26 + 273)}$$

$$= 0.0140 - \frac{725}{68 \times 299}$$

$$= 0.0140 - 0.0035 = 0.0105 \quad \text{Antilog} = 1.011$$

$P_1 = 1.011$  Con este valor entramos a la fórmula (1)

$$F_1 = \frac{1.033 (7.03 + 1.011)}{(7.03 + 1.033)} = \frac{1.033 \times 8.041}{8.063} = 1.02$$

$$F_1 = 1.02$$

Se requiere encontrar ahora otro factor  $F_2$  para el número de máquinas. Nos atenemos a la práctica ya que este factor disminuye conforme aumenta el número de máquinas.

Las máquinas que trabajarán a la vez serán:

6 máquinas perforadoras.....	6
2 Cavo rezagadores.....	4
3 Máquinas DH-99.....	5
Total.....	15

Con este número entramos a la tabla que se encuentra en la página 408 del libro Mine Plant Design (W. W. Staley) a 15 máquinas le corresponde un factor de 0.63

Ahora necesitamos encontrar el factor general que sale de:  $F = F_1 \times F_2 = 1.02 \times 0.63 = 0.64$

Una máquina perforadora consume 120 P.C.M.

Consumo de 15 máquinas =  $15 \times 120 = 1800$  P.C.M.

Capacidad teórica del compresor =  $1800 \times 0.64 = 1080$  P.C.M.

Capacidad práctica del compresor =  $1080 + (1080 \times 25\%)$   
= 1350 P.C.M.

Se utilizará un compresor y se tendrá otro de repuesto. Marca Atlas Copco de ángulo vertical, 2 pasos y una capacidad de 1400 P.C.M.

Presión de trabajo en la descarga  $100 \text{ Lb/in}^2 = 7.03 \text{ Kg/cm}^2$

Presión de lubricación  $26 \text{ Lb/in}^2 = 1.8 \text{ Kg/cm}^2$

Velocidad máxima 500 r.p.m.

Motor eléctrico marca E.M. sincrónico (Electric Machinery) con su excitador y arrancador. 200 H.P. y 500 r.p.m.

Corriente alterna = 260 Amp. Corriente Directa = 35 Amp.

Filtro de aire y Depósito.

Este equipo se depreciará en 10 años.

#### Resumen

Valor del Compresor.....	\$ 156,000
Valor del Motor Eléctrico.....	54,000
Valor del Excitador.....	12,000
Valor del arrancador.....	36,000
Valor del filtro.....	1,560
Valor del depósito.....	8,240
Valor de Instalación.....	20,000
Total.....	\$ 287,800

Como son dos compresores por tener uno de repuesto se tie

ne:  $287,800 \times 2 = 575,600$

50 % Ref..... = 287,800

Total.....\$ 863,400

$$\text{Carga mensual} = \frac{863,400}{12 \times 10} = \$ 7,195$$

Costo del aire comprimido:

Depreciación.....	\$ 7,195
Operación.....	2,400
Lubricantes.....	482
Fuerza.....	<u>12,000</u>
Total mensual.....	\$ 22,077

$$1400 \text{ P.C.M.} \times 60 = 84,000 \text{ P.C.H.}$$

Des turnos de trabajo son 16 horas.

$$84,000 \times 16 = 1,344,000$$

Un mes tiene 25 días hábiles.

$$1,344,000 \times 25 = 33,600,000$$

Total de millares de P.C. por mes = 33,600

$$\text{Costo por cada 1000 pies cúbicos} = \frac{22,077}{33,600} = \$ 0.66$$

CONSUMO DE AIRE EN FRENTES Y CRUCEROS

Longitud de cada barrenos = 2.10 m.

Longitud total barrenada = 2.10 x 49 = 103 m.

Velocidad de barrenación = 0.40 m./min.

Tiempo para barrenar =  $\frac{\text{Longitud total barrenada} + 10\% \text{ pérd.}}{\text{Velocidad de barrenación.}}$

$$= \frac{103}{0.40} + 10\%$$

$$= 255 + 25.5 = 280.5$$

Consumo de una máquina = 120 P.C.M.

Consumo de la barrenación = 120 x 280.5 = 33,660

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{33.7 \times 0.66}{2.00} = \$ 11.12$$

SOPLADO.-

Como 10 m<sup>3</sup> de aire per minuto = 363 Ft<sup>3</sup>/min. con tubo de -

1/2" que es el diámetro del tubo con que se sopla se tiene: 0.363 millares de pies cúbicos por minuto.

Tiempo de soplado de 49 barrenos =  $49 \times 0.75 = 36.75$  min.

Aire utilizado en soplar =  $36.75 \times 0.363 = 13.34$  millares de P.C.M.

$$\begin{aligned} \text{Coste por metro de avance} &= \frac{13.34 \times 0.66}{2.00} = \$ 3.80/2.00 \\ &= \$ 4.40 \end{aligned}$$

#### REZAGADO.-

Para las frentes grandes y cruceros se tienen dos Transloders Marca Joy. Están compuestos del cucharón móvil y la caja de recepción. Motor de mando con transmisión a las ruedas por medio de cadenas. Se manejan con dirección lateral. Las ruedas alcanzan 1.50 m. de altura por 0.70 m. de grueso. La altura hasta la cabeza del operador sentado es de 3.00 m. La anchura del transloder es de 2.50 m. Lleva focos delanteros y traseros. Su movimiento es en los dos sentidos con igual velocidad y potencia. Al transportar la carga elevan el cucharón. El ciclo de carga y descarga lo efectúan en dos minutos y medio. Tienen capacidad para 7 Tons. Consumen diésel. Trabajan los tres turnos. Su valor es de \$ 1.000,000.00 + 50% de su valor en refacciones y mantenimiento. Se deprecian en 10 años.

Valor del Transloder.....	\$ 1.000,000
Ref. y Mantenimiento.....	500,000
Total.....	\$ 1.500,000

$$1.500,000 \times 2 = \$ 3.000,000$$

un año = 300 días; 10 años = 3000 días

$$\text{Depreciación por día} = \frac{3.000,000}{3000} = \$ 1,000$$

$$\text{Depreciación por turno} = \frac{1000}{3} = 333.34$$

$$\text{Para 10 lugares en un turno} = 333.34$$

$$\text{Para un sólo lugar} = 33.34$$

$$\text{Por metro de avance} = \frac{33.34}{2.00} = \$ 16.67$$

#### MANO DE OBRA DE LOS TRANSLOADERS.

##### Operadores ( Choferes )

$$1 \times (52.98 + 7^{\circ} \text{Día}) = 52.98 + 8.83 = 61.81$$

$$1 \times (61.81 + 1 \text{ hra}) = 61.81 + 6.62 = 68.43$$

$$1 \times (68.43 + 1 \text{ hra}) = 68.43 + 6.62 = 75.05$$

##### Mecánicos (Taller)

$$1 \times (49.41 + 7^{\circ} \text{día}) = 49.41 + 8.23 = 57.64$$

$$1 \times (57.64 + 1 \text{ hra}) = 57.64 + 6.18 = 63.82$$

$$1 \times (63.82 + 1 \text{ hra}) = 63.82 + 6.18 = 70.00$$

##### Ayudantes de mecánico (Taller)

$$1 \times (48.95 + 7^{\circ} \text{Día}) = 48.95 + 8.16 = 57.11$$

$$1 \times (57.11 + 1 \text{ hra}) = 57.11 + 6.12 = 63.23$$

$$1 \times (63.23 + 1 \text{ hra}) = 63.23 + 6.12 = 69.35$$

$$\text{Total por día} \dots \dots \dots \$ 586.44$$

$$\text{Por turno} = \frac{586.44}{3} = \$ 195.48$$

$$\text{Por diez lugares} = \$ 195.48 ; \text{ Por un lugar} = \$ 19.55$$

$$\text{Por metro de avance} = \frac{19.55}{2.00} = \$ 9.78$$

## RESUMEN DE COSTOS.

Mano de obra.....	\$	338.64
Barrenas.....	\$	56.34
Explosivas.....	\$	137.40
20% Quedados.....	\$	27.48
	\$	164.88
Mangueras.....	\$	10.58
Aceite.....	\$	9.00
Rieles.....	\$	160.00
Depreciación perforadoras.....	\$	11.80
Tubería.....	\$	270.00
Aire per perforadora	\$	11.12
Soplado.....	\$	4.40
	\$	15.52
Rezagada.....	\$	16.67
Mano de obra de los trasladados.....	\$	9.78
Varios.....	\$	42.65
Total de los costos directos.....	\$	1,105.86
Miscelaneos 10%.....		110.59
Subtotal.....		1,216.45
25% Costos Indirectos.....		304.11
Total del costo per metro.....	\$	1,520.56

800 m. x 1,520.56 = \$ 1,216,448.00

Si al valor de \$ 1,520.56 le quitamos el costo de los rieles que son \$ 160.00 y \$ 180.00 de tubería nos queda:

\$ 1,360.56 - 180.00 = \$ 1,180.56 que es el valor de 2607 m. de frentes grandes y cruceros:

2607 x 1,180.56 = \$ 3,077,719.92

\$ 4,294,167.92 Costo total de 3407 m. de frentes grandes y cruceros.

En todas las frentes chicas encontramos homogeneidad en sección y sin vías. Lo único que difiere es el rezague, - primero se rezaga con Cavo tirando el mineral ó el tepeta te según el caso por el tiro de servicio o por el contrapezo de mineral; segundo, los translocers levantan el mineral y lo acarrean a la talva de la quebradera.

En las tarjetas diarias de los trabajadores se colocará el número del evento, el número de la cuadrilla. La cuadrilla esta formada por tres hombres: dos perforistas y el rezagador.

Se tienen dos Cavos uno en el nivel 800 y otro en el nivel 825.

## CAVO

Marca Atlas Copco

Tipo 310

Fabricado en Suiza con patentes de E. U.

Valor \$ 125.000.00

Llantas de hule de la Goodyear con rodada 9-00-10 especiales para minas.

El cavo se compone de las siguientes partes:

- 1.- El bastidor desplazable
- 2.- El cuerpo superior giratorio sobre el bastidor.
- 3.- El mecanismo de oscilación con la pala.
- 4.- El transportador.

Su accionamiento es por aire comprimido. El bastidor de transporte impulsa a través de engranes las cuatro ruedas. Lleva además una manguera de aire de 1" x 60 m. de longitud que tiene un valor de \$ 3,000.00

Cálculo del costo de la rezagada con Cave:

Costo del Cave.....	\$ 125,000.00
Refacciones.....	<u>62,500.00</u>
Total.....	\$ 187,500.00

$$2 \times 187,000 = \$ 375,000$$

Depreciación en diez años = 3000 días.

$$\text{Depreciación por día} = \frac{375,000}{3,000} = 125$$

$$\text{Depreciación por turno} = \frac{125}{2} = \$ 62.50$$

$$\text{Para un solo lugar} = \frac{62.50}{2} = \$ 31.25$$

$$\text{Por metro de avance} = \frac{31.25}{2.00} = \$ 15.63$$

Cálculo de las mangueras de los caves dos para cada uno -  
por lo retirado de los tubos en las frentes.

$$\text{Costo de una manguera de 1" x 60 m.} = \$ 3,000$$

$$4 \times 3,000 = 12,000$$

Depreciación en seis meses = 150 días laborables.

$$\text{Depreciación por día} = \frac{12,000}{150} = 80$$

$$\text{Depreciación por turno} = \frac{80}{2} = 40 \quad \text{Per lugar} = \frac{40}{2} = 20$$

$$\text{Depreciación por metro de avance} = \frac{20.00}{2.00} = \$ 10.00$$

Los costos por metro de avance en las frentes chicas -  
tendrán algunos renglones en común con las frentes grandes

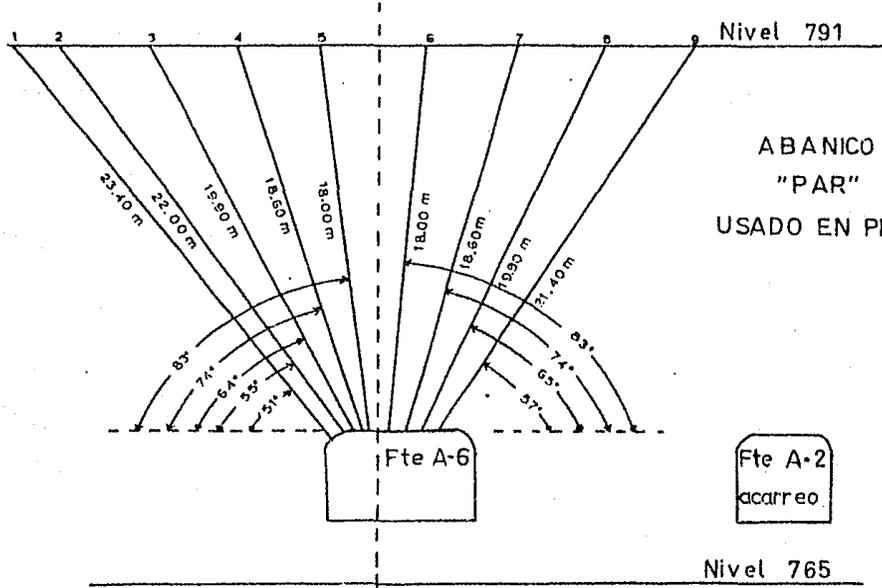
CALCULO PARA FRENTES CHICAS 2437 M. Y SECCION DE 5.76 M<sup>2</sup>

Mano de obra.....	\$	338.64
Barrenas = $\frac{216 \times 2.10}{2.00 \times 41} =$ .....	\$	55.80
Bombillos = $\frac{72 \times 0.81}{2.00} =$ .....	\$	29.16
Mexamón = $\frac{38 \times 1.14}{2.00} =$ .....	\$	21.66
Cañuela = $\frac{90 \times 0.48}{2.00} =$ .....	\$	21.60
Capsulas = $\frac{36 \times 0.30}{2.00} =$ .....	\$	5.40
Conectores = $\frac{36 \times 0.35}{2.00} =$ .....	\$	6.30
Thermelite = $\frac{10 \text{ m.} \times 0.73}{2.00} =$ .....	\$	3.65
20% Quedados.....	\$	17.67
Mangueras.....	\$	10.58
Aceite.....	\$	9.00
Depreciación perroraderas.....	\$	11.80
Aire = $\frac{28.4 \times 0.66}{2.00} =$ .....	\$	9.37
Replado = $\frac{28.4 \times 0.66}{2.00} =$ .....	\$	3.66
Rezagado per transleders.....	\$	16.67
Chef. Mec. y Aytes.....	\$	9.78
Tubería.....	\$	90.00
Cave y mangueras.....	\$	25.63
Varios.....	\$	42.65
Total Costes Directos.....	\$	<u>729.02</u>
10% Miscelaneos.....	\$	72.90
Sub-total.....	\$	<u>801.92</u>
25% Costes Indirectos.....	\$	200.48
Total costo per metro Frentes Chicas....	\$	<u>1,002.40</u>
2437 x 1,002.40 = \$ 2,442,848.80		

Los contrapezos salen a razón de \$ 738.52 el metro de-  
avance.  $700 \times 738.52 = \$ 516.964.00$

COSTO TOTAL DEL DESARROLLO Y PREPARACION.

800 m. Frentes Grandes con vía.....	\$ 1.216,448.00
2607 m. Ftes y Cruceros sin vía.....	\$ 3.077,719.92
2437 m. Frentes Chicas.....	\$ 2.442,848.80
700 m. Contrapezos.....	\$ 516,964.00
	<u>\$ 7.253,980.72</u>

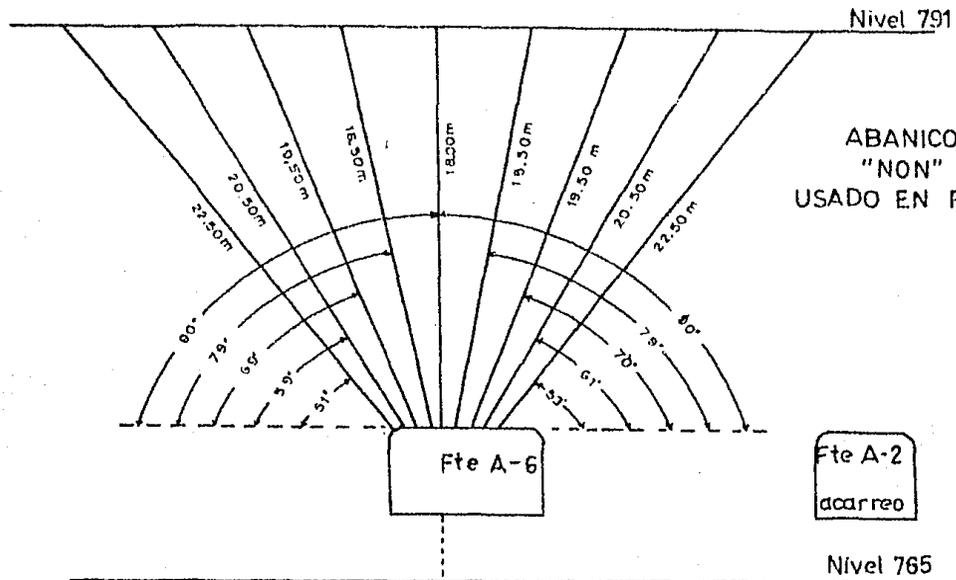


ABANICO  
"PAR"  
USADO EN PRISMAS

Fte A-2  
acarreo

DISTANCIA ENTRE ABANICOS 1.37 m  
 TUMBE POR ABANICO 460.70 m<sup>2</sup> 1243.9 Ton.  
 METROS BARRENADOS POR ABANICO 178.40 m  
 TUMBE POR METRO BARRENADO 2.50 m<sup>2</sup> 6.8 Ton.

TESIS PROFESIONAL		UNAM.
BARRENACION LARGA		Fac. Ing.
INGUARAN		M. Aviles V.
E.c. 1:200	PLANO 10	1971

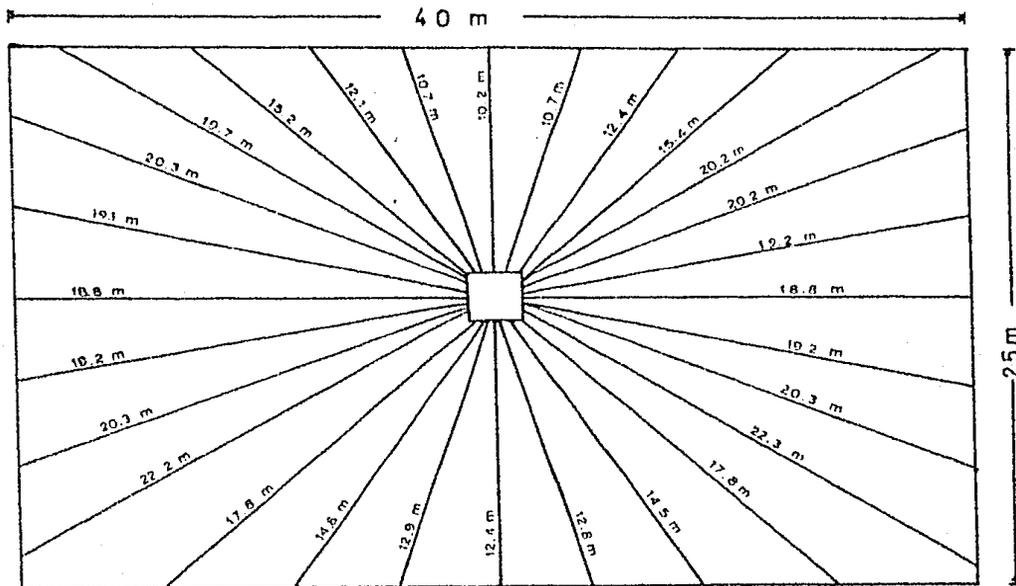


ABANICO  
"NON"  
USADO EN PRISMAS

Fte A-2  
acarreo

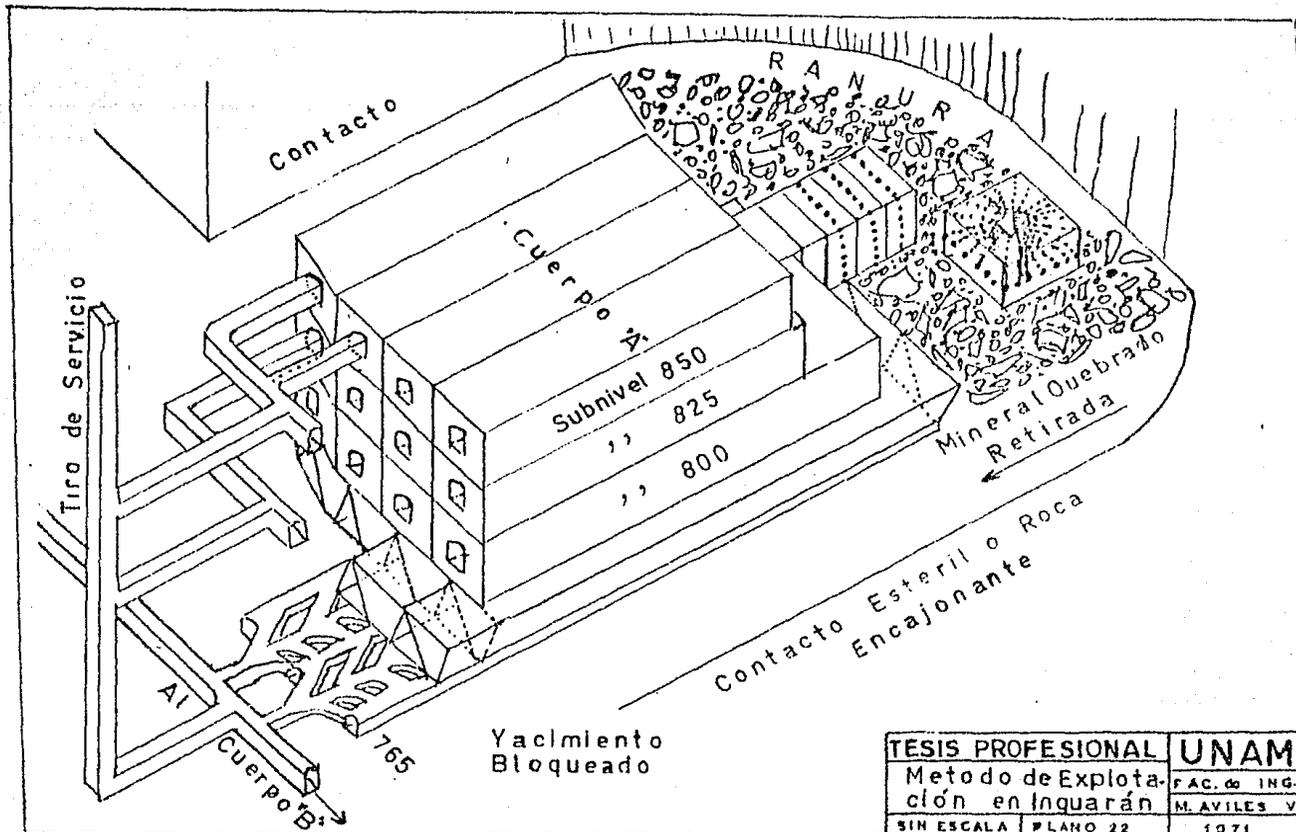
DISTANCIA ENTRE ABANICOS 1.37 m  
 TUMBE POR ABANICO 460.70 m<sup>3</sup> 1243.0 Ton.  
 METROS BARRENADOS POR ABANICO 179.40 m  
 TUMBE POR METRO BARRENADO 2.50 m<sup>3</sup> 6.8 Ton.

TESIS PROFESIONAL		UNAM
BARRIACION LARGA INGUARAN MICHOACAN		
ESC. 1: 200		FAC. ING. M. AVILES V.
PLANO 20		1971



Frente Chica 2.40 X 2.40 m  
 Bloque 25 X 40 m  
 Distancia entre anillos 1.37 m  
 Anillo completo 2.74 m  
 Se usa en el Nivel 800

TESIS PROFESIONAL		UNAM
BARRENACION LARGA INGUARAN MICH.		FAC. ING. M. AVILES V.
ESC. I1200	PLANO 21	1971



TESIS PROFESIONAL		UNAM
Metodo de Explotación en Inquarán		FAC. de ING.
SIN ESCALA		M. AVILES V.
PLANO 22	1971	

ASARCO MEXICANA, S. A.  
UNIDAD INGUARANI

CUERPO "A"

FALLA D

FALLA B

MONOLITA

FALLA E

SUB VIGIL

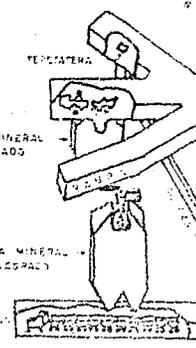
ALMO

TEPCATENA

TOLVA MINERAL  
CONGRADO

TOLVA MINERAL  
INTEGRAL

ALMO



EXPLOTACION DE LA CHIMENEA DE INGUARAN DETERMINANDO SU COSTO APROXIMADO DE TUMBE.-

ANTECEDENTES.- Las minas de Inguarán, Mich. fueron explotadas por los españoles, más tarde las tuvieron los chinos, también los franceses tomaron parte. Mexicanos gamousines las trabajaron cuando todos los extranjeros se fueron.

Por lo rico del mineral que se explotó, se cuenta que por el nivel 950 encontraron bonanza de cobre native, le explotaron en forma de salones y pilares y siendo tal su alegría decidieron hacer un baile dentro de la cámara. Más de 60 personas entre hombres y mujeres fueron invitadas y cuando el baile estaba en todo su apogeo se desprendió el techo sepultándose a todos.

La Cía. Asarco Mexicana, S. A. compra hace más de 50 años (1971-1912 = 59 años). En el año de 1966 la Cía. presentó al Gobierno de México un proyecto de explotación por más de 100 millones de pesos aprovechando nuevas técnicas de explotación de minas que harán posible extraer todo el mineral.

EXPLOTACION.- La explotación se lleva por medio de subniveles con barrenación larga y en retirada. Los bloques para el tumba tienen 40 m. x 25 m. se barrenan en forma de anillo mediante 28 barrenos radiales según el plano No. 21 que se adjunta. Cada nivel tiene cuatro subniveles. Los metros barrenados por cada anillo son 492.1 m.

Para proteger el nivel de acarreo el 765 se han dejado pilares naturales en forma de prismas, consiguiéndose esta forma por medio de barrenación larga a partir de las fren-

tes secundarias y barrenando en abanico. Los abanicos llevan nueve barrenos y los metros barrenados por abanico son 180 m.

Para la barrenación larga se usó un Jumbo Duplex con llantas de hule muy parecido al que fabrica la Cía. Ingersoll Rand y que denomina: Ring Drilling Jumbo, este fue desechado por ineficiente y sustituido por la máquina DH-99 Barrenadora de la Cía. Gardner Denver y que tiene las siguientes características:

DESCRIPCION DE LA MAQUINA PERFORADORA.

Marca Gardner Denver

Tipo DH-99

Modelo 2 M Sub.

Consta de:

- 1.- Combinación montante.
- 2.- Guía.
- 3.- Alimentador de la barra.
- 4.- Espaciador.
- 5.- Centrador
- 6.- Ceno.
- 7.- Sin Fín (Empujador de barras).
- 8.- Lavador.
- 9.- Alimentador del meter.
- 10.- Meter.
- 11.- Válvula Integral constante.
- 12.- Control remoto.

La máquina DH-99 tiene un valor de \$ 85,000 con 15 barras de 1.20 m. y cada barra con su cople.

Los juegos de varillas para estas máquinas constan de -

15 barras de 1.1/2" de diámetro por 1.20 m. de longitud - marca HI Leed con 15 coples y tienen un valor de \$ 1,950. Leva además una broca de 2" que tiene un costo de \$ 1,400 La DH-99 es una máquina de barrenación larga. Es la Drifter mejorada. Sobre un eje horizontal apoyado en dos columnas que se presionan abajo en el piso y arriba en el techo. La máquina tiene giro de 360° alrededor del eje horizontal

#### CALCULO DEL COSTO DE LA EXPLOTACION.-

Para el cálculo del costo de explotación supondremos - que vamos a analizar un bloque barrenado en forma de anillo de 40 x 25 m. La ranura lista, que sirva como cara libre, hasta el subnivel donde se tumbará el bloque. Como es necesario que diariamente se dispare un bloque para obtener la producción de 2350 Tons. por día de mineral y cemento en 10 turnos de barrenación es posible completar un anillo, será necesario tener cinco paradas de perforistas para obtener la producción diaria durante dos turnos. El anillo barrenado tiene 492.1 m. y como el rendimiento de perforación es de 50 m. por hombre, por turno; se requerirán aproximadamente  $= \frac{492.1}{50} = 9.8 = 10$  Turnos para efectuar toda la barrenación.

#### MANO DE OBRA.-

Los Jefes de Turno de Mina, se encargarán de todos los trabajos de la mina por lo que se repartirá su sueldo proporcionalmente en el cálculo de la barrenación larga. Se les cargará 1/3 del sueldo por turno.

Los Jefes de Turno =  $23.28 \times 10 = \dots\dots\dots \$ 232.80$

Un anillo trenado es suficiente para la producción diaria y se hace en 10 turnos: cinco turnos de primera y cinco turnos de segunda.

#### Perforistas

5 x (47.75 + 7<sup>o</sup> Día). = 238.75 + 39.80 = ..... \$ 278.55

5 x (55.71 + 1 hora) = 278.55 + 34.80 = ..... \$ 313.35

Para cargar de mexamón los 28 barrenos se necesitan 8 hombres durante dos turnos.

#### Cargadores de Mexamón.

3 x (47.75 + 7<sup>o</sup> Día). = 143.25 + 23.88 = ..... \$ 167.13

3 x (55.71 + 1 hora) = 167.13 + 20.88 = ..... \$ 188.01

Total mano de obra..... \$ 1,179.84

#### Dinamita.

Se requerirán 336 bombillos No.1 de 3.175 x 20.32 Gelatina 75 % con un coste de \$ 0.85 y quedarán distribuidos -- dentro de los 28 barrenos como sigue: 5 bombillos en el fondo del barreno, 4 bombillos a la tercera parte de la profundidad del barreno, 3 bombillos en la entrada del barreno.

Bombillos 336 x \$ 0.85 = ..... \$ 285.60

#### Mexamón.

1750 Kg. a \$ 1.14 c/u. = ..... \$1,995.00

#### Artificios.

550 m. de Primacord a \$ 1.00 c/u.....\$ 550.00

Cada barreno lleva 3 estopines; 3 x 28 = 84

84 x \$ 0.50 = .....\$ 42.00

29 conectores eléctricos.....a \$0.50 c/u.....\$ 14.50

Total explosivos.....\$ 2,887.10

Tapones de madera 9 x \$ 1.00..... 9.00

Manguera polietileno 9 tramos x 60 cm..... 108.00

## REZAGUE DEL MINERAL TUMBADO

El tonelaje de un bloque es el siguiente:

$$40 \times 25 \times 1.37 = 1370 \text{ m}^3; 1370 \times 2.65 = 3630.5 \text{ Tons.}$$

El transferidor carga 7 toneladas por viaje.

$$\text{Viajes del transferidor} = \frac{3630.5}{7} = 518.6 = 519 \text{ viajes}$$

Como 7 ton. se sacan en 2.5 minutos que es el ciclo de carga, transporte y descarga. 519 viajes se harán en 2.5 min.

veces más:  $518.6 \times 2.5 = 1296.5 \text{ min.}$  para sacar las 3630.5

$$\text{Ton.} \quad \frac{1296.5}{60} = 21.6 \text{ horas.}$$

El transferidor se deprecia por 24 horas la cantidad de:

$$\$ 1,000 \text{ en } 21.6 \text{ horas se depreciará..... } \$ 916.67$$

## COSTO DE LA DEPRECIACION DE LA MAQUINA PERFORADORA.-

La Máquina DH-99 tiene un costo de ..... \$ 85,000.00

Refacciones y mantenimiento 50 % ..... \$ 42,500.00

Total.....\$ 127,500.00

Se deprecia en cinco años = 1500 días

$$\text{Depreciación por día} = \frac{127,500}{1,500} = \$ 85.00 \text{ por día.}$$

$$\text{Depreciación por turno} = \frac{85.00}{2} = 42.50$$

En diez turnos:  $10 \times 42.50 = \dots\dots\dots \$ 425.00$

## MANGUERAS

Se necesitan cuatro mangueras; dos de 1" y dos de 1/2" para aire y agua respectivamente. Costo por turno = \$ 10.58

$10 \times 10.58 = \dots\dots\dots \$ 105.80$

## ACEITE

Aceite por turno \$ 18.00 en diez turnos.... \$ 180.00

## DEPRECIACION DEL CARGADOR DE MEXAMON.-

Valor.....\$ 1,500

50 %.....\$ 750

Total .....\$ 2,250

El cargador de maxamón tiene su depreciación en seis -  
meses = 150 días.

$$\text{Depreciación por día} = \frac{2,250}{150} = 15$$

$$\text{Depreciación por turno} = \frac{15}{2} = 7.50$$

Como el cargado del anillo dura dos turnos = \$ 15.00

#### AIRE.-

Consumo de la máquina DH-99.....240 P.C.M.

10m turnos = 80 hs. 80 x 60 = 4800 min.

240 x 4800 = 1,152,000 P.C.M. o sean 1,152 millares.

Cargo de 10 % por pérdidas..... 115.2  
1,267.2 millares

1,267.2 x \$ 0.66 = \$.....\$ 836.35

Consumo de aire por soplado.

Como 10 m<sup>3</sup> de aire por minuto = 363 ft<sup>3</sup>/ min. con tubo de  
1/2" que es el diámetro del tubo con que se sopla. Se tie-  
ne: 0.363 millares de pies cúbicos por minuto.

Tiempo de soplado de 28 barrenos = 28 x 3.94 = 110.32 min.

Aire utilizado en soplar = 110.32 x 0.363 = 40 millares

Coste del aire por soplado = 40 x 0.66 = \$ 26.40

Consumo de aire por cargado.

El cargado dura dos turnos = 16 horas; 16 x 60 = 960 min.

960 - 110 = 850 min. tiempo de cargado.

850 x 0.363 = 308.550 = 309 millares

Coste del aire por cargado = 309 x \$ 0.66 = \$ 203.94

Cargo de 10 % por pérdidas de aire..... \$ 20.39

Total coste aire..... \$ 224.33

#### PERDIDAS POR FIERRO QUEDADO.-

Una broca de 2" quedaria cada 5 anillos =  $\frac{1,400}{5} = $ 280.00$

10 barras y 10 ceples quedados cada 5 anillos =

$$\frac{1,950 \times 2}{3 \times 5} = \dots\dots\dots \$ 260.00$$

#### ALUMBRADO

Lámparas \$ 0.89 / hombre / turno Según datos estadísticos conocidos, se gasta \$ 0.89 por hombre y por turno.

30 hombres trabajan en toda la mina.

$$30 \times 0.89 = \$ 26.70 \text{ y en 10 turnos} = \dots\dots\dots \$ 267.00$$

Hasta ahora todo el mineral se encuentra calculado en la tolva de la quebradora de la mina. Quebradora de Quijadas del tipo Dodge, que puede ser descrita en cuanto a sus características como la Blake, con la salvedad de que el eje en el que está fija la quijada móvil se localiza en la parte inferior. Se recibe mineral para reducirlo a 4" que es como se envía a la Planta de Beneficio

#### COSTO DE LA QUEBRADORA.-

Como es un costo que se está considerando en la mina vamos a calcularlo de la siguiente manera. Por no conocer el valor real de esta máquina se estimó el costo de medio millón. Pero su valor de compra puede ser más alto.

Costo de la Quebradora.....\$ 500.000

Refacciones 50 %.....\$ 250.000

Total.....\$ 750.000

Acondicionamiento e Inst.....\$ 320.000

Suma total.....\$ 1,070.000

Depreciación en diez años = 3000 días

$$\text{Depreciación por día} = \frac{1,070,000}{3,000} = \$ 356.67$$

En 22 horas se depreciará.....\$ 326.71

#### ENERGIA ELECTRICA.-

Cálculo del costo de la energía eléctrica. Partimos de que

se trabajan los tres turnes, 24 horas diarias aún cuando el bloque salga en 22 horas. Se supondrá además que el motor de la quebradora trabajará a plena carga.

Motor Marca West de 200 H.P.

KW = 200 x 0.746 = 149.2 Horas de trabajo 22

22 x 149.2 = 3282.4 KWH.

Costo de la fuerza eléctrica = 3282.4 x \$ 0.25 = \$ 820.60

#### MANO DE OBRA EN LA QUEBRADORA.

Quebraderistas.

1 x (52.51 + 7<sup>o</sup> Día) = 52.51 + 8.75 = \$ 61.26

1 x (61.26 + 1 hora) = 61.26 + 6.56 = \$ 67.82

1 x (67.82 + 1 hora) = 67.82 + 6.56 = \$ 74.38

Total..... \$ 203.46

$\frac{11}{12} \times 203.46 = 0.916 \times 203.46 = \dots \$ 186.37$

#### LOCOMOTORA DIESEL

Valor.....\$ 500.000

50%.....\$ 250.000

Suma.....\$ 750.000 Depreciación en diez años = 3000 días

Depreciación per día =  $\frac{750.000}{3,000} = \$ 250.00$

$\frac{11}{12} \times 250.00 = 0.916 \times 250.00 = \dots \$ 229.00$

La locomotora realiza 24 viajes de aproximadamente un kilometre ida y vuelta per lo que recorre 48 Km. por día y suponiendo que gasta un litro de diesel per dos kms. requerirá 24 litros de diesel y per pérdidas que sean 30 Lt.

30 x 0.40 = \$ 12.00

#### MANO DE OBRA DE LA LOCOMOTORA DIESEL.- MOTORISTAS

1 x ( 52.98 + 7<sup>o</sup> día) = 52.98 + 8.83 = 61.81

1 x ( 61.81 + 1 hora.) = 61.81 + 6.62 = 68.43

$1 \times (68.43 + 1 \text{ hra.}) = 68.43 + 6.62 = 75.05$   
 Suma meteristas.....\$ 205.29  
 Ayudantes de meterista  
 $1 \times (48.95 + 7^{\circ} \text{ día}) = 48.95 + 8.16 = 57.11$   
 $1 \times (57.11 + 1 \text{ hra.}) = 57.11 + 6.12 = 63.23$   
 $1 \times (63.23 + 1 \text{ hra.}) = 63.23 + 6.12 = \underline{69.35}$   
 Suma ayudantes meterista.....\$ 189.69  
 Total mano de obra.....\$ 394.98

## CARROS GRANBY

Un carro Granby de 10 Tons. vale...\$ 50,000

Mantenimiento y refacciones 50%...\$ 25.000

Coste total.....\$ 75.000

Se deprecian en cinco años = 1500 días

Depreciaciónp. per día =  $\frac{75000}{1500} = \$ 50.00$

$0.916 \times 50.00 = \$ 45.80$

## RESUMEN DE COSTOS.

Mano de Obra.....	\$	1,179.84
Explosivos.....	\$	2,887.10
Tapones de madera.....	\$	9.00
Manguera polietileno.....	\$	103.00
Rezague.....	\$	916.67
Depreciación perforadora.....	\$	425.00
Mangueras de la perforadora.....	\$	105.80
Aceite de la perforadora.....	\$	180.00
Depreciación Aparato Cargador.....	\$	15.00
Aire máquina perforadora.....	\$	836.35
Aire per Seplado de barrenos.....	\$	26.40
Aire per Cargado Mexamón en los barrenos...	\$	224.33
Breacas quedadas cada 5 anillos.....	\$	280.00
Barras y coples quedadas cada 5 anillos....	\$	260.00
Alumbrado de Lámparas.....	\$	267.00
Dpreciación Quebradora de Quijadas Mina....	\$	326.71
Energía eléctrica para quebradora.....	\$	820.60
Mano de obra de la quebradora.....	\$	186.37
Depreciación Locomotora.....	\$	229.00
Diesel para locomotora.....	\$	12.00
Mano de obra para locomotora.....	\$	394.98
Depreciación Carros Granby.....	\$	45.80
Suma parcial.....	\$	9,735.95
Miscelaneas 10 %.....	\$	973.60
Costos Directos.....	\$	10,709.55
Costos Indirectos 25 %.....	\$	2,677.39
Total.....	\$	<u>13,386.94</u>

La tonelada de mineral minado tiene un valor de:

$\frac{13,386.94}{3,630.50} = \$ 3.68$  Revisando los costos por minado de la página 22 de ésta tesis en el método de "tumba por subniveles" vemos que los costos directos de mina por tonelada son de 2.50 dólares, promedio entre un máximo de costo y un mínimo de costo incluyendo: Exploración, Desarrollo, - Preparación, Explotación, Acarreo, Manteo, Bombeo, Iluminación y Gastos Generales.

Nuestros costos son:

Preparación y Desarrollo.....	\$	6.02	
Explotación.....	\$	3.68	
Exploración.....	\$	6.00	
Total.....	\$	15.70	M.N.

#### OBSERVACIONES.

Los anillos tienen 28 barrenos que requieren 1750 kg.- de hexamón y 336 bombillos al dispararse tumban un bloque de 40 x 25 x 1.37 m. en teoría, porque la práctica demuestra que los bloques se roban uno a otro perjudicando el ritmo de trabajo.

El tamaño del mineral tumbado es muy grande y tapa los Draw Heles obligando a "pistolear" constantemente, retrasando el acarreo.

Se quedan algunos barrenos sin tronar siendo difícil - tronarlos posteriormente por lo alto a que se encuentran.

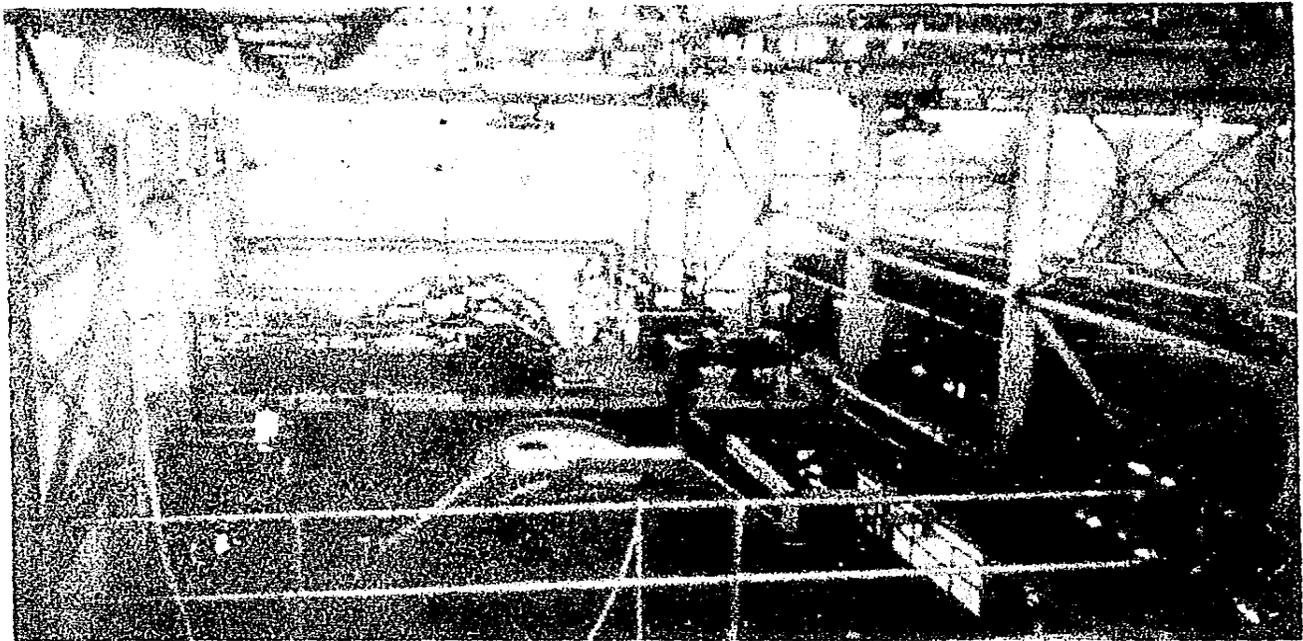
No se amaciza el techo por la gran altura. Las explosiones fracturan el mineral y a veces lo dejan sostenido temporalmente, cayendo grandes bloques, con el peligro de

accidental a los trabajadores que esten rezagando a mano.

#### SUGERENCIAS.

- 1.- Que en cada anillo se dejen cuatro barrenos vacíos; - los dos verticales y los dos horizontales para aumentar - las caras libres, bajar el costo y lograr mejor fragmentación del mineral.
- 2.- Que se estudie la forma de obtener una fragmentación-mejor para que no se tenga barrenación secundaria en las Draw Holes.
- 3.- Que se tenga especial cuidado de no barrenar mas largo que lo anotado en la planilla del anillo para que los barrenos no tengan una salida mas facil.
- 4.- En el caso de que el método que se efectua en Inguapén resultare muy peligroso y se tuviese necesidad de cambiar lo se sugiere el método de "Hundimiento de Grandes Bloques" que encaja perfectamente y ya se tienen condiciones.
- 5.- Que se comiensen los trabajos a "Tajo Abierta" en el afloramiento de la Chimenea para realizar compósitos entre los minerales extraídos aqui, con los subterráneos, a fin de elevar las Leyes del mineral y uniformizarlas.

DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO Y DEL PROCE  
SO METALURGICO Y LIQUIDACION DE LOS CONCENTRADOS-  
REALIZADOS EN LA FUNDICION.



FOTOGRAFIA DEL MOLINO

## LIBERACION.

La liberación se puede dividir en dos grandes partes;

- 1.- Trituración.
- 2.- Molienda.

La trituración puede ser:

- 1.- Primaria.
- 2.- Secundaria

La Trituración Primaria se puede hacer con:

- 1.-Quebradoras de Quijadas.
- 2.- Quebradoras Giratorias.

La Trituración Secundaria se puede hacer con:

- 1.- Quebradoras Giratorias de Reducción.
- 2.- Quebradoras Symons
  - a).- Estandard.
  - b).- De Cabeza Corta.
- 3.- Molinos de Rodillos.
- 4.- Molinos de Martillos.

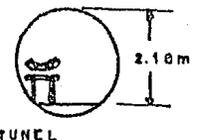
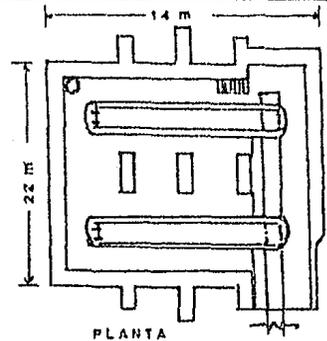
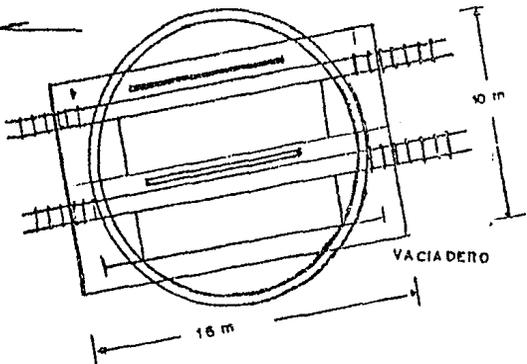
La relación de trituración es el cociente que resulta de dividir el tamaño de admisión entre el tamaño de salida.

Ejemplo:

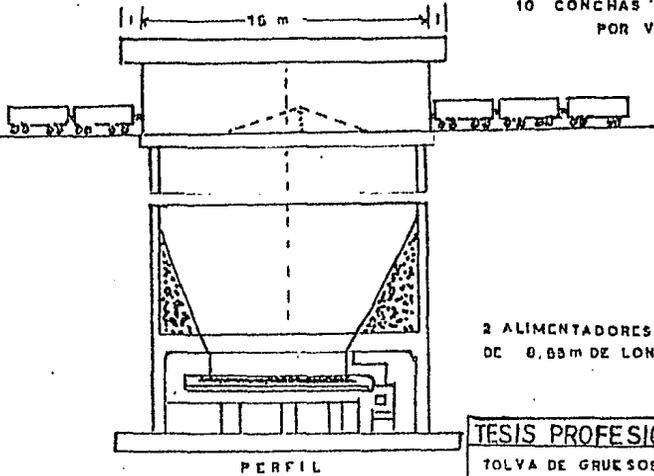
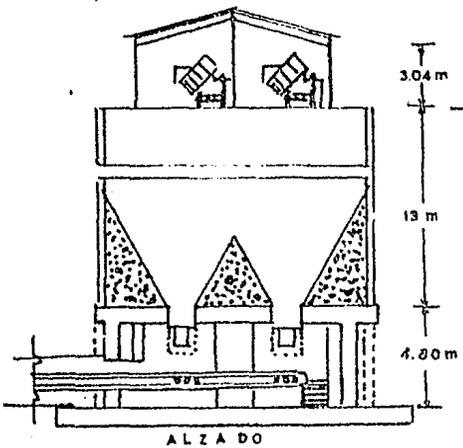
$$\frac{10}{2} = 5 \quad \text{La relación es de } 5 : 1$$

Las Quebradoras son aparatos que trituran en bruto el mineral, mediante la presión de quijadas que poseen un movimiento relativo de aproximación y separación alternantes. Existen quebradoras de quijadas con movimiento pendular alternante como las Blake y la Dodge, otras de movimiento circular continuo como la Gates.

N

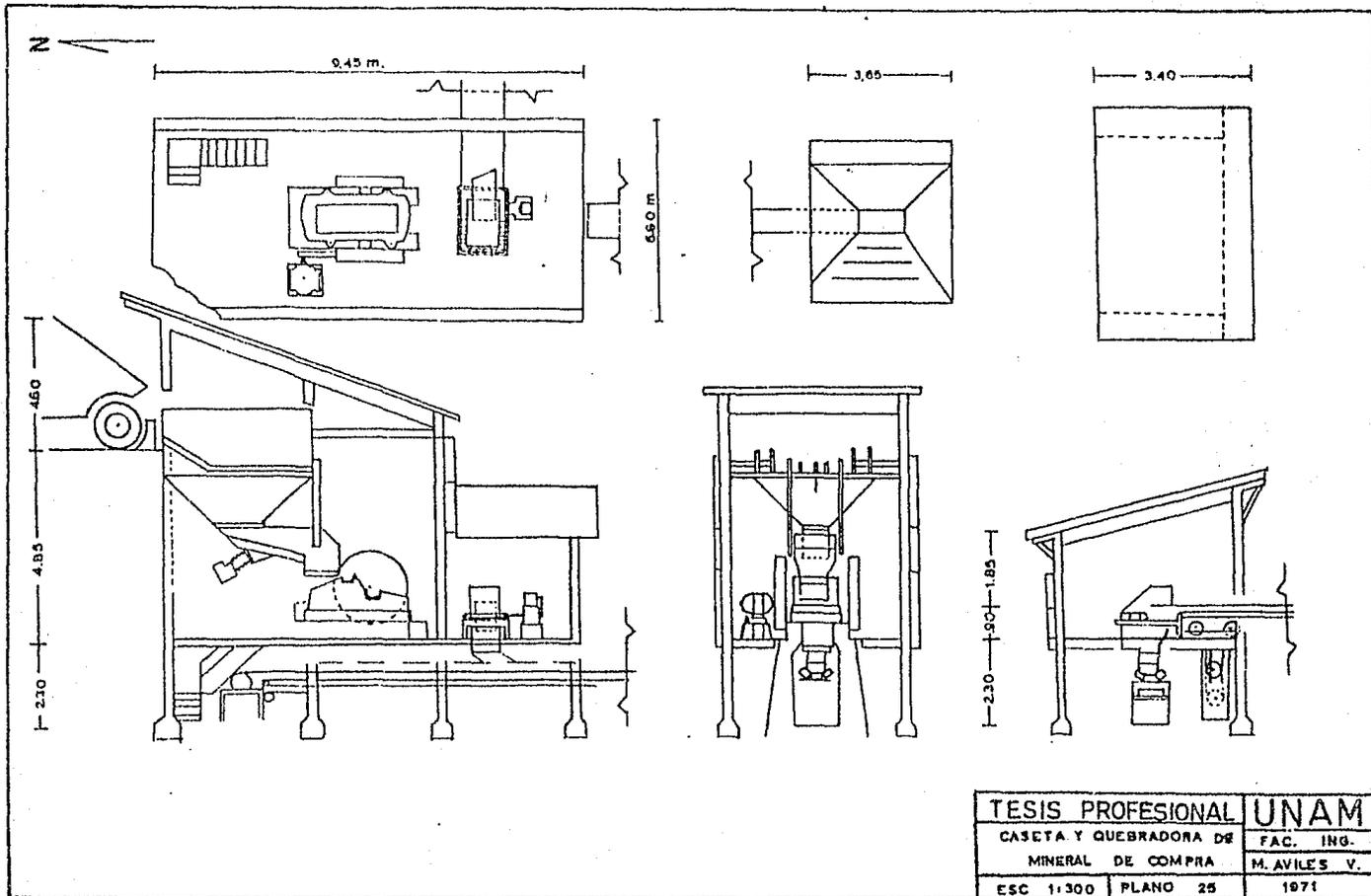


10 CONCHAS DE 10 Ton.  $\frac{1}{2}$   
POR VIAJE



2 ALIMENTADORES APRON  
DE 0.85 m DE LONGITUD

TESIS PROFESIONAL		UNAM
TOLVA DE GRUESOS MINERAL DE LA MINA		
		FAC. ING.
		M. AVILA P.V.
ESC. 1:200	PLANO 24	1971



## PARTES DE UNA QUEBRADORA DE QUIJADAS.

- 1.- Cimientos.
- 2.- Montante.
- 3.- Grapa de acero.
- 4.- Volante.
- 5.- Polea de mando.
- 6.- Traviesa de la quijada fija.
- 7.- Cabeza inferior de la biela.
- 8.- Cabeza superior de la biela.
- 9.- Placas laterales.
- 10.- Quijada movil.
- 11.- Eje de suspensión de la quijada movil.
- 12.- Muelle de acero.
- 13.- Cámara de aceite.
- 14.- Pernos de arriostamiento.
- 15.- Palancas.
- 16.- Placas de recambio de las quijadas.
- 17.- Vástago y tuerca de la viela.
- 18.- Arbol de la máquina.
- 19.- Articulaciones de las palancas.
- 20.- Quijada fija
- 21.- Tirante de retorno.

## PARTES DE UNA QUEBRADORA GIRATORIA PRIMARIA.

Consta de una armazón que soporta una araña que a su vez soporta un eje por medio de una tuerca. Al eje está fijado el cono quebrador. Este eje tiene un movimiento giratorio por medio de un eje excéntrico en su parte inferior movido por un engrane y piñón. El armazón está protegido con placas que muelen junto con el cono quebrador. Por el gran trabajo a que están sometidas estas quebradoras deben estar engrasadas a presión. Al moverse el engrane por medio del piñón, el eje queda libre para girar y rotar en el excéntrico, la rotación empieza hasta que la máquina es alimentada, produciendo fricción entre las caras quebradoras. El movimiento giratorio provoca un acercamiento y alejamiento del eje hacia los cóncavos y debido a que la araña actúa como un elevador con su mecanismo en la parte superior causará mayor movimiento en la parte inferior de la cabeza quebradora produciéndose de esta manera el quebrado. Empleo de estas máquinas son las Mc Cully.

## FORMULA DE TAGGAR PARA LA SELECCION DE QUEBRADORAS

$$\text{Selección} = \frac{\text{Capacidad por Hora}}{\text{Tamaño de alimentación al cuadrado}}$$

Si selección = 0.115 Se pueden usar Q. de Quijada ó Giratorias.

Si selección Mayor de 0.115 Se usa Q. Giratoria solamente

Si selección Menor de 0.115 Se usa Q. de quijadas

La trituración secundaria se efectua en la Planta de Beneficio de Inguarán mediante dos quebradoras -- Symons las que efectuan la molienda entre la cabeza cónica giratoria y la taza curva.

El cono y el eje están soportados completamente por un socket embalado en forma esferica y giran por medio de un excéntrico movido por medio de un engrane.

La taza está sujeta al bastidor por medio de pasadores y resortes que protegen a la máquina de cuerpos duros.

La alimentación se efectua por medio de un conducto ajustable y de un disco distribuidor del material que gira con la cabeza. En general la Symons se mueve más aprisa que las giratorias comunes, este movimiento produce muchos finos. El ajuste que se le hace a esta quebradora está en la taza la que se atornilla por medio de gatos conectados al sistema hidraulico, graduándose de este modo también el tamaño de trituración. La trituración se efectua en la zona paralela. Relación de trituración 6 : 1 Una de las quebradoras es del tipo Estandard y la otra de cabeza "corta".

DIAGRAMA DE TRATAMIENTO Y EQUIPO INSTALADO CON ALGUNAS -  
CARACTERISTICAS Y TALLAÑOS.-

Se recibe de la mina mineral con un tamaño de 4" en ca  
rros del tipo Granby con capacidad de 10 Ton. c/u. Descarg  
an por un lado en una tolva de gruesos que tiene una alt  
ura de 13 m. y cuya capacidad máxima es de 2000 Ton.

De la tolva de gruesos sale el mineral por medio de --  
dos alimentadores, marca Apron de oruga de 36" x 28' siend  
o uno de estos alimentadores de velocidad fija y el otro  
de velocidad variable. Ambos tienen una capacidad máxima-  
de 200 Ton./Hr.

La tolva no se vacia en su totalidad para prevenir que  
el mineral descargado dañe las placas de los alimentado--  
res al caer desde la altura de 13 m. Cada alimentador es-  
impulsado por un motor:

Alimentador No.1

Marca IEM  
H.P. 10  
Volts 440  
Amps 13.5  
Fases 3  
R.p.m. 1740

Alimentador No.2

Marca Ajostos S.  
H.P. 10  
Volts 440  
Amps, 15.4  
Fases 3  
R.p.m. 1750

Los motores se encuentran acoplados a un reductor de -  
velocidad cuya relación es de 59:1 de modo que mientras -  
el motor gira 1740 r.p.m. el reductor gira 30 r.p.m.

El alimentador variable tiene un tacómetro conectado -  
al tablero de control CP-1 y desde ahí se puede regular -  
su velocidad. También tiene un interruptor con arranque y  
paro local con seguro y además una caja de control de ve-  
locidad.

El mineral cae a la banda transportadora No.1 por medio de un chute y se amortigua el golpe de la caída por medio de rodillos de hule sólido. Esta banda es de 24".

La banda No.1 tiene botones de arranque y paro en el tablero de control CP-1. Una luz roja indica que la banda está operando, otra luz verde indica que la corriente se ha conectado al motor. En general, todas las bandas tienen control local que se ejerce por medio de botones de arranque y paro con seguro. Una luz ámbar en el tablero indica que se ha desalineado la banda del transportador. Todas las bandas tienen alarmas por rasgadura. La banda No.1 descarga en la banda No.2 que tiene 24" y en ella hay un electroiman y un detector magnético de metal que la para cuando se encuentre metal, el paro es automático. Su descarga la efectúa en la criba No.1.

Antes de seguir adelante es conveniente decir que existe un sistema de trituración primaria para minerales de compra localizado a un lado de la tolva general que consiste en: Una tolva de paso de 10 Ton. de capacidad en donde descargan camiones. Un alimentador vibratorio que conduce la carga a una quebradora. La quebradora de quijadas tipo Dodge de 36" x 72" que descarga directamente a la banda No.2 y de aquí el mineral sigue el circuito de la Unidad.

Cuando se está quebrando mineral de compra no se mueve la banda No.1 ni los alimentadores Apron.

La criba No.1 que ya recibe mineral de la mina ó mineral de compra es de 5' x 12', es Dúplex o sea doble, pero sólo hace una clasificación de tamaño, separa - 1/2"; los rieles superiores tienen una separación de 1.1/2" sirven de -

protección a la tela. Todo el retenido entra a la quebradora Symons No.2. Lo que pasa cae a la banda No.6 que lo lleva a las tolvas de finos. El promedio de estos finos en toneladas métricas por hora que pasa de la criba No.1 es de 21.6 Ton./Hr. que equivale al 13.5 % de la carga; las toneladas métricas por día serán de 302.4

EL ANALISIS DE CRIBAS DE LOS FINOS ES EL SIGUIENTE.

Mallas

- 1/2"	+ 1/4"	.....	20 %
- 1/4"	+ 0	.....	80 %

Por cientos de 21.6 Ton./Hr. de la carga.

El promedio de toneladas métricas por hora que la criba No.1 envía de gruesos (+1/2") a la quebradora Symons No.2 es de 138.4 Ton./Hr. o sea el 86.5 % de la carga. Las toneladas métricas por día serán 1937.6

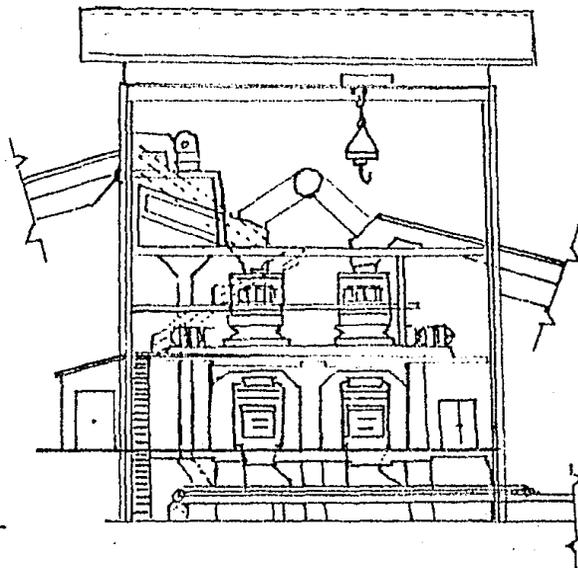
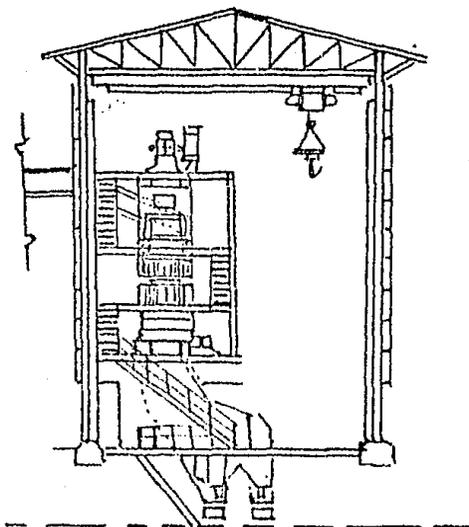
ANALISIS DE MALLAS DE LOS GRUESOS QUE NO PASAN LA CRIBA

Mallas

- 6"	+ 4"	17.4 %
- 4"	+ 3"	23.1 %
- 3"	+ 2.1/2"	11.6 %
- 2. 1/2"	+ 2"	11.6 %
- 2"	+ 1. 1/2"	11.6 %
- 1. 1/2"	+ 1"	11.6 %
- 1"	+ 3/4"	5.8 %
- 3/4"	+ 1/2"	5.8 %
- 1/2"	+ 1/4"	0.1 %
- 1/4"	+ 0	1.4 %

QUEBRADORAS.-

Las quebradoras han sido numeradas en la siguiente for



TESIS PROFESIONAL		UNAM
QUE BRADORAS GIRATORIAS		FAC. ING.
PLANTA DE BENEFICIO		M. AVILES V.
INGUARAN MICH.		
ESC. 1 300	PLANO 29	1971

ma: La quebradora de la mina, la número 1. La quebradora de mineral de compra la No.1-A. La quebradora Symons primera en órden, la No.2 y la quebradora Symons siguiente - la número 3.

Las dos primeras quebradoras son de quijadas y las dos últimas son giratorias Symons; una Standard y otra de cabeza corta. La quebradora No.2 Symons, es de cono de 5.1/2 Ft. Standard, tiene ajuste hidráulico, aceite alimentado exteriormente por medio de un sistema de bombas y serpentines de enfriamiento en su retorno, agua para sello controlado mediante válvulas de paso y alarmas en el tablero de control CP-1. Tiene ajuste hidráulico que requiere una presión de 2500 lb/in<sup>2</sup>, sin ella no quebrará quedando --- suelta y se baja poniendo una abertura grande sin quebrar el mineral. Sirve también para cerrar puntos regulando el tamaño del quebrado. El motor eléctrico que mueve la quebradora es de 200 H.P.

#### ANÁLISI DE MALLAS DEL MINERAL QUEBRADO Y DESALOJADO POR LA QUEBRADORA.-

##### Mallas

-2"	+	1. 1/2"	4.0 %
-1. 1/2"	+	1"	24.0 %
-1"	+	3/4"	24.0 %
-3/4"	+	1/2"	21.0 %
-1/2"	+	1/4"	15.0 %
-1/4"		0	12.0 %

Por cientos de 138.4 Ton/Hr. de la carga.

##### COLECTOR DE POLVOS.-

Se tiene un colector de polvos conectado con las quebradoras, las cribas y todos los aparatos que producen polvo y por medio de ductos (tubos) lo llevan a los molinos en -

forma de pulpa. Se tienen válvulas de agua que lo diluyen.

#### CRIBA No.2

La Symons No.2 descarga en la criba No.2, de una cubierta y de 5' x 12', ésta criba tiene una tela de 1/2" y los finos que criba los remite a la banda No.6 y la banda los transporta a las tolvas de finos y el producto grueso + 1/2 lo deposita en la banda No.3 para su retorno a la quebradora No.3 a recibir una segunda trituración.

#### ANALISIS DE MALLAS DE LOS FINOS QUE PASAN LA CRIBA No.2

##### Mallas

- 1/2"	+ 1/4"	55.5 %
- 1/4"	+ 0	44.5 %

Por cientos de 35.5 Ton/Hr. de la carga que pasa.

#### ANALISIS DE MALLAS DE LOS GRUESOS QUE NO PASAN LA CRIBA No.2

##### Mallas

- 2"	+ 1. 1/2"	5.4 %
- 1. 1/2"	+ 1"	32.3 %
- 1"	+ 3/4"	32.3 %
- 3/4"	+ 1/2"	28.3 %
- 1/2"	+ 1/4"	0.9 %
- 1/4"	+ 0	0.8 %

Por cientos de 102.9 Ton/Hr. de la carga que no pasa.

La banda No.3 de 24" recoge los gruesos y los deposita en la banda No.4 de 30" que sirve de transferencia a la banda No.5 de 24" que retorna el mineral y mediante un chute lo descarga en la quebradora Symons No.3 de 5. 1/2' para segunda trituración. De cono, cabeza corta y de iguales características que la quebradora No.2 en cuanto al ajuste hidráulico, aceite, agua para sello y alarmas en el tablero de control CP-1. El motor que la mueve también es de 200 H.P.

## MINERAL DESALOJADO POR LA QUEBRADORA SYMONS No.3

## Mallas

- 1" + 3/4"	9.0 %
- 3/4" + 1/2"	31.0 %
- 1/2" + 1/4"	38.0 %
- 1/4" + 0	22.0 %

Por cientos de 102.9 Ton./Hr. de la carga que recibe más - 99 Ton./Hr. de carga circulante = 201.9 Ton./Hr.

Todo el mineral retriturado es conducido a la criba vibratoria No.3 de un piso y de 6' x 16' también con tela de 1/2". El producto fino que pasa es enviado inmediatamente a la banda No.6 que lo transporta a las tolvas de finos, - los gruesos son remitidos a la banda No.3, éste producto - vuelve a regresar a la cabeza de la quebradora No.3 estableciéndose un circuito cerrado con carga circulante y por esta razón la criba No.3 es de mayor tamaño que las anteriores, es de 6' x 16'.

## ANALISIS DE MALLAS DE LOS FINOS QUE PASAN LA CRIBA No.3

## Mallas

- 1/2" + 1/4"	63.4 %
- 1/4" + 0	36.6 %

Por cientos de 102.9 Ton./Hr. de la carga que pasa.

## ANALISIS DE MALLAS DE LOS GRUESOS QUE NO PASAN LA CRIBA No.3

## Mallas

- 1" + 3/4"	18.4 %
- 3/4" + 1/2"	63.0 %
- 1/2" + 1/4"	11.7 %
- 1/4" + 0	6.9 %

Por cientos de 99.0 Ton./Hr. de la carga que no pasa.

La banda No. 6 lleva los finos y tiene una báscula para banda "Merrick" modelo E que los pesa automáticamente al pasar.

## ANALISIS DE MALLAS DE LOS FINOS QUE PASAN LA BASCULA MERRICK

## Mallas

-- 1/2" + 1/4" 55.8 %  
 -- 1/4" + 0 44.2 %

Por cientos de 160 Ton./Hr. de la carga que pasa.

La banda No.7 es reversible lleva el mineral hacia la tolva No.1 o bien hacia la tolva No.2. Las tolvas de finos son cilíndricas y tienen una capacidad de 1500 Ton. C/U.

La capacidad de la Planta es de 2000 Ton./día.

El programa de operación en el departamento de quebrado es de 14 horas por día durante siete días a la semana, con 89 % de eficiencia mecánica =  $\frac{2000 \text{ Ton/día}}{14 \text{ Hr/día} \times 0.89} = 160 \text{ Ton/Hr.}$

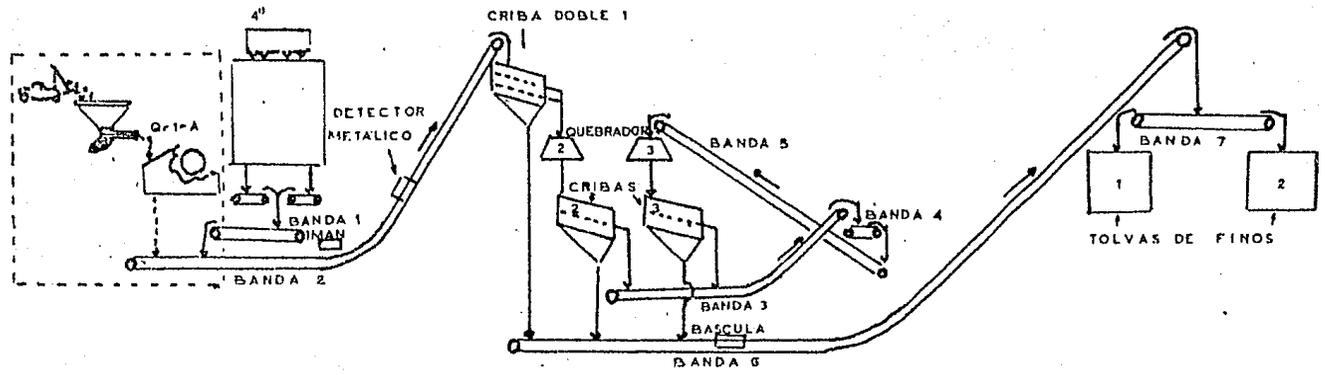
## TABLERO DE CONTROL CP-1

Todas las máquinas, bandas, cribas, sistemas de aceite-colector de polvos, etc., con excepción de la quebradora para mineral de compra son controlados desde este tablero.

Este tablero de control CP-1 tiene botones de alarma y hace sonar sirenas que tienen el objeto de avisar al personal el arranque remoto del equipo. Las sirenas están localizadas en:

- 1.- Planta de mineral comprado, Area de la tolva de gruesos.
- 2.- Edificio de las quebradoras de finos.
- 3.- Torre de transferencia.
- 4.- Parte superior de las tolvas de finos.

El mismo tablero CP-1 tiene un botón silenciador y cuando se oprime las sirenas callan pero si hay falla una luz ámbar continúa encendida hasta que la falla es suprimida. También en este tablero se vigilan los transformadores de 1000 KVA por alta temperatura y bajo nivel del aceite.



TESIS PROFESIONAL		UNAM
DIAGRAMA DE FLUJO		FAC. ING.
DEPTO. DE QUEBRADO		M. AVILES V.
SIN ESCALA	PLANO 27	1971

## INTERPRETACION DEL DIAGRAMA DE QUEBRADORAS.

- 1.- Alimentador Apron de  $\varnothing$ .90 m. x 8.40 m. de largo
- 2.- Banda transportadora de 24" No.1
- 3.- Banda transportadora de 24" No.2.
- 4.- Detector de metal (Electroiman)
- 5.- Trampa magnetica de 24" para detectar fierro.
- 6.- Criba doble de 5' x 12' ( 1.1/2" y 1/2" )
- 7.- Quebradora de cono Symons 5.1/2' con ajuste hidraulico
- 8.- Criba de un piso 5' x 12'
- 9.- Banda transportadora de 24" No.3
- 10.- Banda transportadora de 30" No.4
- 11.- Banda transportadora de 24" No.5
- 12.- Quebradora de cono Symons 5.1/2'
- 13.- Criba de un piso de 6' x 16'
- 14.- Banda transportadora de 24" No.6
- 15.- Báscula para banda "Merrick" Modelo E
- 16.- Grua de 10 Tons.
- 17.- Banda transportadora reversible No.7
- 18.- Tolva de 1500 ton. Finos.
- 19.- Tolva de 15 ton. para Q.Q. con criba de 12" de rieles
- 20.- Alimentador vibratorio mecánico 30"x 72"
- 21.- Quebradora de Quijada de 18"x 36"

## DEPARTAMENTO DE MOLINOS.

De las dos tolvas de finos cuya capacidad máxima es de 1500 Ton. métricas cada una, pasa el mineral por medio de alimentadores de banda de hule de 30", uno de velocidad fija el otro de velocidad variable, con capacidad de 60 - Ton. por hora. Estos alimentadores descargan en las bandas transportadoras que van con rumbo al molino; una al molino del lado derecho y otra al molino del lado izquierdo, las dos son de 24" y tienen una báscula cada una.

La banda transportadora lleva el mineral a los molinos número 1 ó al número 2. Estos molinos son de bolas y de medidas 10'6"x 14' llevan un sistema atomizador de grasa - cada uno para la corona y piñón, su motor respectivo, las chumaceras están conectadas a su control en el tablero -- CP-2A ó CP-2B según que se trate del molino número 1 ó -- del molino número 2 para indicar alta temperatura por medio de luz ámbar, otra luz indica alta temperatura en el estator de los motores. Estos motores tienen embrague magnético el que se conecta cuando el motor alcanza su velocidad sincrónica además se ayuda al molino por medio de gatos manuales que tiene en ambos apoyos y que al ser accionados lo levantan. La conexión del embrague es mediante control local que consiste de un interruptor con selector de ajuste, arranque de marcha, y para; con botones de paro de emergencias. El control remoto consiste de un botón de paro en emergencias para cada molino en su tablero respectivo el CP-2A ó el CP-2B

### ALIMENTACION A LOS MOLINOS.

Los molinos reciben mineral de un tamaño de  $- 1/2''$  y cada molino muele 1052.6 Ton. de mineral por día. Cada molino recibe 1144 Ton. de agua nueva por día y 351 Ton. de agua de recuperación. Recibe además lo grueso de los ciclones. De modo que entre los dos molinos se pueden moler 2105.2 toneladas de mineral por día.

### DESCARGA DE LOS MOLINOS.

Cada molino descarga en un bote colector la cantidad de 5613.9 Ton. de pulpa por día y en ella van las siguientes proporciones: 4210.4 Ton. de sólidos y 1403.5 Ton. de agua. La velocidad de la descarga es de 544 galones por minuto de la pulpa.

### DESCARGA DE LOS BOTES COLECTORES.

Mediante una bomba con sello de agua en el collarín se envía la pulpa a los ciclones, esta bomba es de tamaño ; - 8"x 6", Tipo SRL -C con una capacidad de 500 a 1400 galones por minuto. 1600 r.p.m. y tiene su máxima eficiencia a 50 %. En estos botes colectores se agrega agua nueva en la cantidad de 1495.0 Ton. por día más 108.9 Ton. de agua en el sello del collarín. La pulpa se aumenta a 7217.8 -- Ton. métricas por día.

### ALIMENTACION A LOS CICLONES.

Existen cuatro ciclones 2D-20B Marca Crebs, correspondiendo dos para cada molino y que trabajan en paralelo, se reparten la carga entre los dos.

La bomba SRL-C envía la carga que consta de: 7217.8 Ton de pulpa por día, con la siguiente proporción: 4210.4 Ton. de sólidos y 3007.4 Ton. de agua.

Los ciclones clasifican enviando lo grueso a remolienda en el mismo molino. Lo fino pasa por muestreadores y va al primer banco de celdas de flotación.

#### CARGA DE UN SOLO CICLON.

La alimentación que recibe un sólo ciclón es de 3608.9 Ton. de pulpa por día, con 2105.2 Ton. de sólidos y 1503.7 Ton. de agua.

#### DESCARGA DE UN SOLO CICLON.

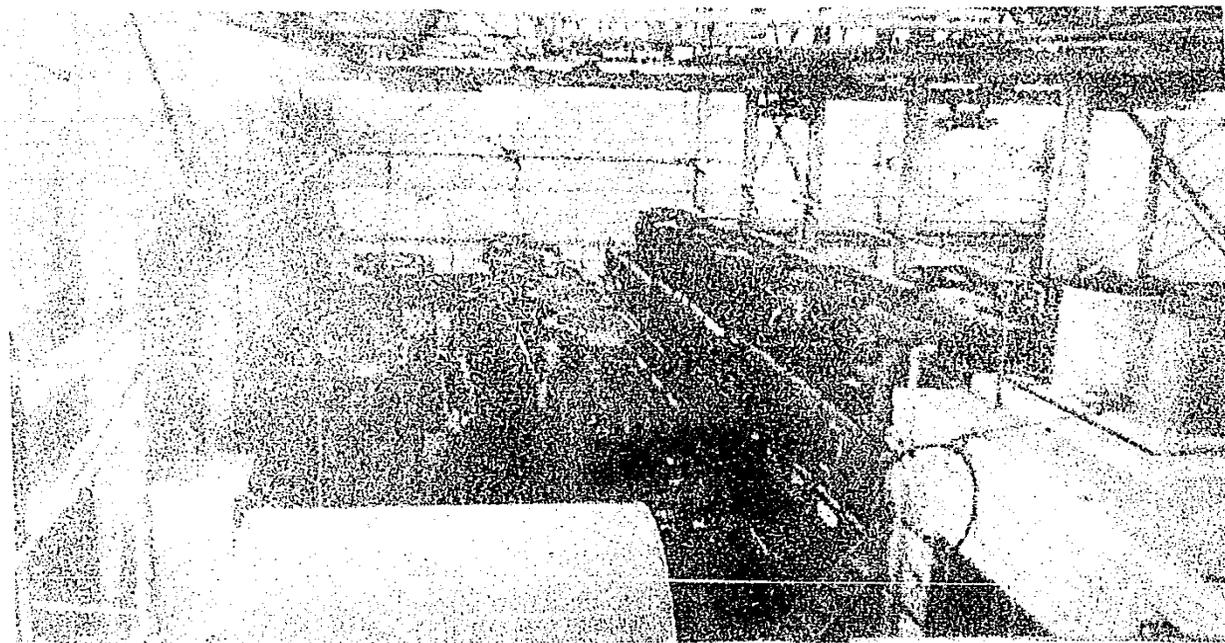
La descarga del ciclón se divide en dos, la descarga de finos por la parte superior y la descarga de gruesos por la parte inferior.

#### FINOS

Los finos que salen son: 1503.7 Ton. de pulpa por día - que contiene 526.3 Ton. de sólidos y 977.4 Ton. de agua.

#### GRUESOS

Los gruesos que salen son: 2105.2 Ton. de pulpa por día que contiene 1578.9 Ton. de sólidos y 526.3 Ton. de agua, - estos gruesos van al molino para remolienda.



FOTOGRAFIA DEL DEPARTAMENTO DE FLOTACION.

### BANCOS DE FLOTACION.

Existen tres bancos de flotación, uno de flotación primaria, otro de flotación secundaria y un tercero de flotación de limpia.

El banco de flotación primaria tiene 12 celdas es del número 30 DR. En estas celdas se producen dos productos: el derrame que es un concentrado sucio y lo deprimido que son las colas finales.

El banco de flotación secundaria esta dividido en dos partes: una llamada de celdas "primeras limpiadoras" que son seis del número 24 DR y la otra parte llamada de "celdas depuradoras" ó "agotativas" que tambien consta de seis celdas del número 24 DR. Ambas partes producen cuatro productos. Un producto que va a la bomba de resumidero vertical, para remitirlo a la cabeza del banco terciario. Otro producto que es concentrado final que va a los ciclones para que lo clasifique en lamas para el espesador y gruesos para el filtro. El tercer producto de este banco retorna al banco de flotación primaria. El cuarto producto son las colas finales que van a los ciclones para ser clasificadas en lamas para el tanque espesador de colas y gruesos que van a la presa de jales.

El banco de flotación terciario es llamado de "celdas segundas limpiadoras" que son cuatro del número 24 de Flujo Libre. Este banco produce dos productos: concentrado final que va al tanque espesador de concentrados y los medios que regresan al banco de flotación secundaria.

Todos los bancos son de marca Denver. Los motores de los bancos de flotación se controlan mediante el tablero de control CP-3 asi como el soplador.

La adición de reactivo se hace por medio de válvulas - Clarkson y contadores cíclicos.

#### DENSIDADES.

Para la determinación de la Gravedad Específica de pulpas y líquidos se usan las "Escalas Denver de la Densidad de la Pulpa". Con este aparato se efectua la determinación exacta de la gravedad específica de la pulpa de la caja de derrame de los molinos y del derrame por abajo y arriba de los ciclones para ejercer una vigilancia estricta y controlarlos. La pulpa tiene una densidad de 1.89 en el bote colector donde descargan los molinos, de 1.58 al entrar a -- los ciclones, los finos que salen de los ciclones tienen una densidad de 1.28 y los gruesos una densidad de 1.58.

La escala se puede calibrar para una capacidad de 2.300 gr. cubriendo el rango normal de las densidades, pero puede añadirse un peso adicional en el contrapeso de la barra para aumentar el rango hasta 3.300 gr. para cuando se usa "medio pesado" en aquellas Plantas de Beneficio que tratan magnetita, ferrosilicio se aumenta hasta 4.000 gr. La escala trae tablas especiales para densidades de la pulpa.

#### BOMBAS.-

Las bombas que circulan la carga en la Planta de Beneficio de Inguarán son de marca SRL Denver Tipo Sub-base deslizable, así como la Standard. Estas bombas son de fácil inspección y de rápida reparación de partes. Los tamaños:-- 3"x 3" y 8"x 6". Las bombas tienen larga succión y en los dos pueden arrastrar altas densidades. Tanto la voluta como el impulsor son moldeados, también las lamas y son de:

a).- Hule Natural.

b).- Hule Químico.

Algunas refeciones son de:

1.- Acero Estañado.

2.- Monel.

3.- Titanio.

4.- Bronce.

5.- Teflón.

6.- Cerámica.

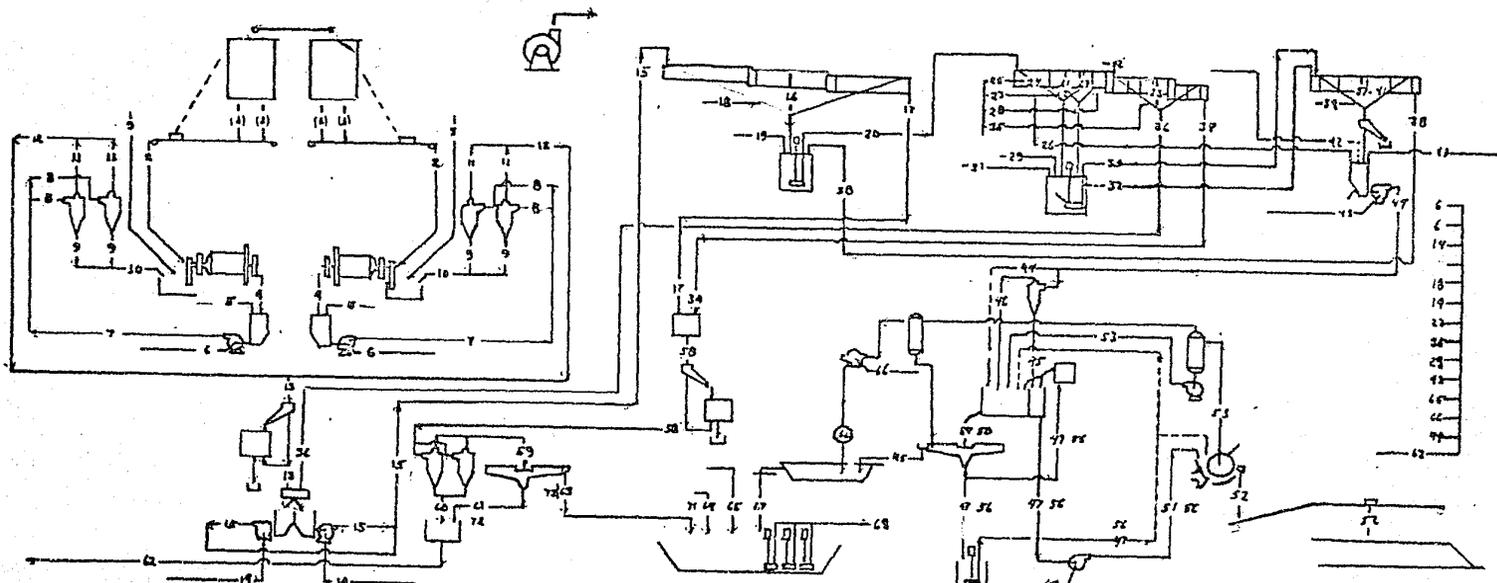
Todas estas bombas pueden también operar con impulsores metálicos. Las bombas reciben horizontalmente y despiden - verticalmente. El motor lo tienen acoplado y es el apropiado a su máxima eficiencia. Su máxima eficiencia es a 50 %.

#### FILTRO.-

En la Planta de Beneficio de Inguarán, Mich. se tiene un filtro Marca Oliver, de vacío. Medidas de 8'x 8'. El filtro es un tambor montado horizontalmente en su base en donde tiene un tanque. Está armado por travesaños longitudinales formando una rejilla radial, a intervalos regulares se ve repartido en gajos que sostienen la cara lateral del tambor. La cara lateral es un enrejado fino que aparece como formado por celdas, este enrejado se halla conectado por tubos a la válvula localizada en la parte central -- que en algunas ocasiones lo conectan con el compresor de aire y otras veces lo unen a la bomba de vacío. La cara lateral del tambor lleva la lona que es el medio filtrante -- cubriéndolo todo alrededor, la lona está unida al tambor -- con cuerdas especiales que entran en indiduras con todo y

lona dejándola tirante. Los extremos del tambor se encuentran protegidos por anillos de acero, pero que permiten la la inspección fácilmente. El tambor gira por medio de una polea conectada a un motor individual, cuando el segmento de círculo se encuentra sumergido en la pulpa que contiene el tanque, entra en función el vacío subccionando hacia la lona mayor cantidad de pulpa que continua adherida al girar el tambor y al salir del agua se seca más formando el "pastel", que se despega cuando entra la compresión y la cuchilla limpiadora, obligándolo a caer en la banda. El concentrado en forma de pulpa conforme se va alimentando queda en suspensión debido a un agitador en rotación no permitiendo que se asiente y se pegue al tanque.

El equipo que está instalado en esta Planta es el siguiente y se muestra en el Diagrama de Tratamiento No.27.



TESIS PROFESIONAL		UNAM
DIAGRAMA DE FLUJO		F.A.C. de ING.
PLANTA DE BENEFICIO		M. AVILES V.
INGUARAN MICHOACAN		
SIN ESCALA	PLANO 28	1971

## INTERPRETACION DEL DIAGRAMA DE MOLIENDA

- 1.- Banda alimentadora de 30" una de velocidad constante y otra de velocidad variable.
- 2.- Banda transportadora de 24"
- 3.- Molino de bolas 10'6"x 14'
- 4.- Bote colector
- 5.- Entrada agua de recuperación
- 6.- Bomba de 8"x 6"
- 7.- Tubos de alimentación a los ciclones.
- 8.- Ciclones en serie.
- 9.- Descargue de gruesos de los ciclones.
- 10.- Retorno de gruesos al molino.
- 11.- Descargue de finos de los ciclones
- 12.- Tubos conductores de pulpa.
- 13.- Muestreador primario.
- 14.- Muestreador secundario.
- 15.- Bomba de pulpa 8"x 6"
- 16.- Banco de celdas de flotación Primario. Celdas agitadoras
- 17.- Colas y caja para muestrear.
- 18.- Agua pura para lavar en el banco agitador
- 19.- Recipiente y bomba con resumidero vertical de 2.1/2"
- 20.- Tubería conductora del concentrado sucio a la primera limpiadora (Banco)
- 21.- Banco de celdas Primeras Limpiadoras.
- 22.- Derrama a las Celdas Depuradoras o Agotativas.
- 23.- Entrada de agua para lavar.
- 24.- Producto de dos celdas. Concentrado
- 25.- Entrada agua para lavar.

INTERPRETACION DEL DIAGRAMA DE MOLIENDA  
(Continua)

- 26.- Tubería del concentrado
- 27.- Tubería del concentrado hacia la bomba vertical.
- 28.- Agua para lavar.
- 29.- Entrada agua pura
- 30.- Tubería de la bomba vertical hacia el banco Segundo limpiador
- 31.- Bomba de Resumidero Vertical 2.1/2"
- 32.- Recipiente del concentrado y de la bomba vertical.
- 33.- Derrame sucio que vuelve al banco primario
- 34.- Colas finales.
- 35.- agua para lavar.
- 36.- Tubería del derrame sucio que vuelve al banco Primario
- 37.- Banco de celdas segun las limpiadoras
- 38.- Colas del banco Segundo Limpiador que retornan al banco Primer Limpiador.
- 39.- Agua recuperada para limpiar.
- 40.- Entrada de agua recuperada
- 41.- Muestreador.
- 42.- Bote o recipiente.
- 43.- Bomba 3"x 3"
- 44.- Tubería de la bomba a los ciclones
- 45.- Ciclón de concentrado derrame de gruesos
- 46.- Derrame de finos del ciclón hacia el tanque espesador de concentrados
- 47.- Bomba de 1.1/2 x 1.1/4" al filtro
- 48.- Derrame del tanque espesador de concentrados a la pileta de almacenamiento.

INTERPRETACION DEL DIAGRAMA DE MOLIENDA  
(Continua)

- 49.- Selle de collarin de la bomba de concentrado
- 50.- Tubería del concentrado que va de la bomba al filtro
- 51.- Filtro de tambor de 8' de diámetro por 8' de long.
- 52.- Caja receptora de concentrado seco, banda transportadora de 24" No.10 Carro repartidor manual.
- 53.- Bomba de Filtro, Trampa de aire
- 54.- Tanque espesador de concentrados de 35' de diámetro - por 10' de altura.
- 55.- Bomba resumidero vertical bajo el tanque espesador Cons.
- 56.- Tubería de concentrado al filtro.
- 57.- Muestreador primario de colas
- 58.- Muestreador secundario de colas finales.
- 59.- Tanque espesador para colas y ciclones
- 60.- Derrame inferior de los ciclones a la presa de jales.
- 61.- Derrame inferior del tanque espesador de jales a la presa de jales.
- 62.- Tubería rumbo a la presa de jales.
- 63.- Derrame del tanque espesador de colas por la parte superior rumbo al depósito de agua recuperada.
- 64.- Recuperación de agua de las colas.
- 65.- Levantadora de agua pura.
- 66.- Bomba de vacio y descarga a la pileta.
- 67.- Descargue de la pileta al depósito de agua recuperada
- 68.- Tubería de alimentación agua pura.
- 69.- Bombas verticales de agua recuperada.
- 70.- Tubería rumbo a la presa de jales.
- 71.- Recuperación de agua.
- 72.- Recipiente de colas finales bajo el tanque espesador

## LABORATORIO METALURGICO.

En el Laboratorio Metalúrgico es donde se busca el mejor tratamiento de los minerales, que se quieren beneficiar. Este Laboratorio es el control de la Planta de Beneficio.

Los trabajos que se realizan son los siguientes:

- 1.- Determinaciones Granulométricas.
- 2.- Investigación de Tiempos.
  - a).- De Molienda.
  - b).- Flotación Primaria.
  - c).- Acondicionamiento.
  - d).- Flotación de Limpia.
  - e).- Flotación de Segunda Limpia.
- 3.- Estudio de la mejor dilución: relación agua-sólidos.
- 4.- Control de calidad de los reactivos y dosificación.
- 5.- Preparación de Compósitos de Minerales.
- 6.- Determinación del P.H. más conveniente de la pulpa y la flotación en general.
- 7.- Balances metalurgicos, calculando los contenidos y porcentajes de los ensayos en cuanto a cabezas, concentrados y colas finales de los diferentes minerales que se ensayan.

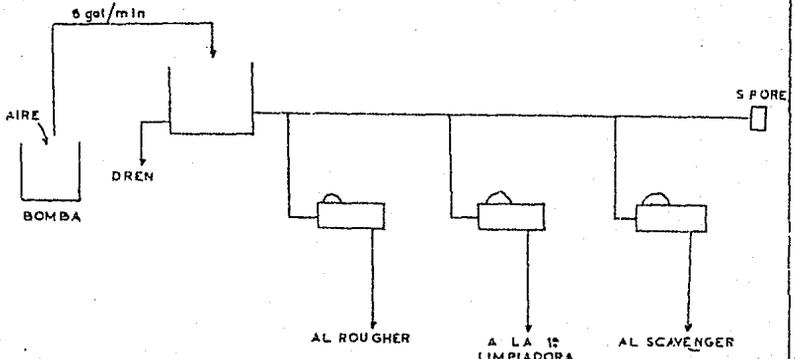
### DETERMINACIONES GRANULOMETRICAS.

- 1.- Pruebas de análisis de cribas ó análisis granulométrico que sirven para conocer la distribución de valores y el porcentaje de contenidos en cada una de las mallas con el objeto de determinar si la molienda deseada es la indicada para la liberación; parcial o total auxiliándose con el microscopio.

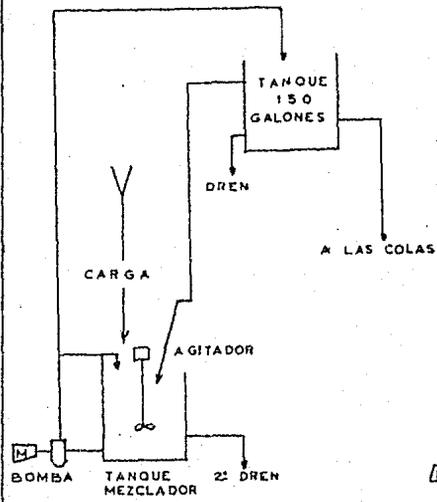
### PROCEDIMIENTO.

- 1.- Se pesan 1000 gr. de la muestra.
- 2.- Se muele a -200 mallas. Porque de antemano ya sabemos que a esta molienda se liberan los valores.

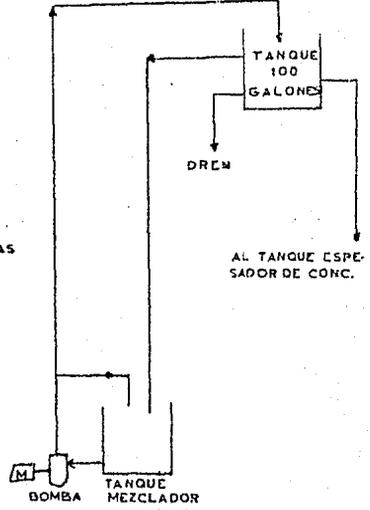
FLUJO DEL D-250



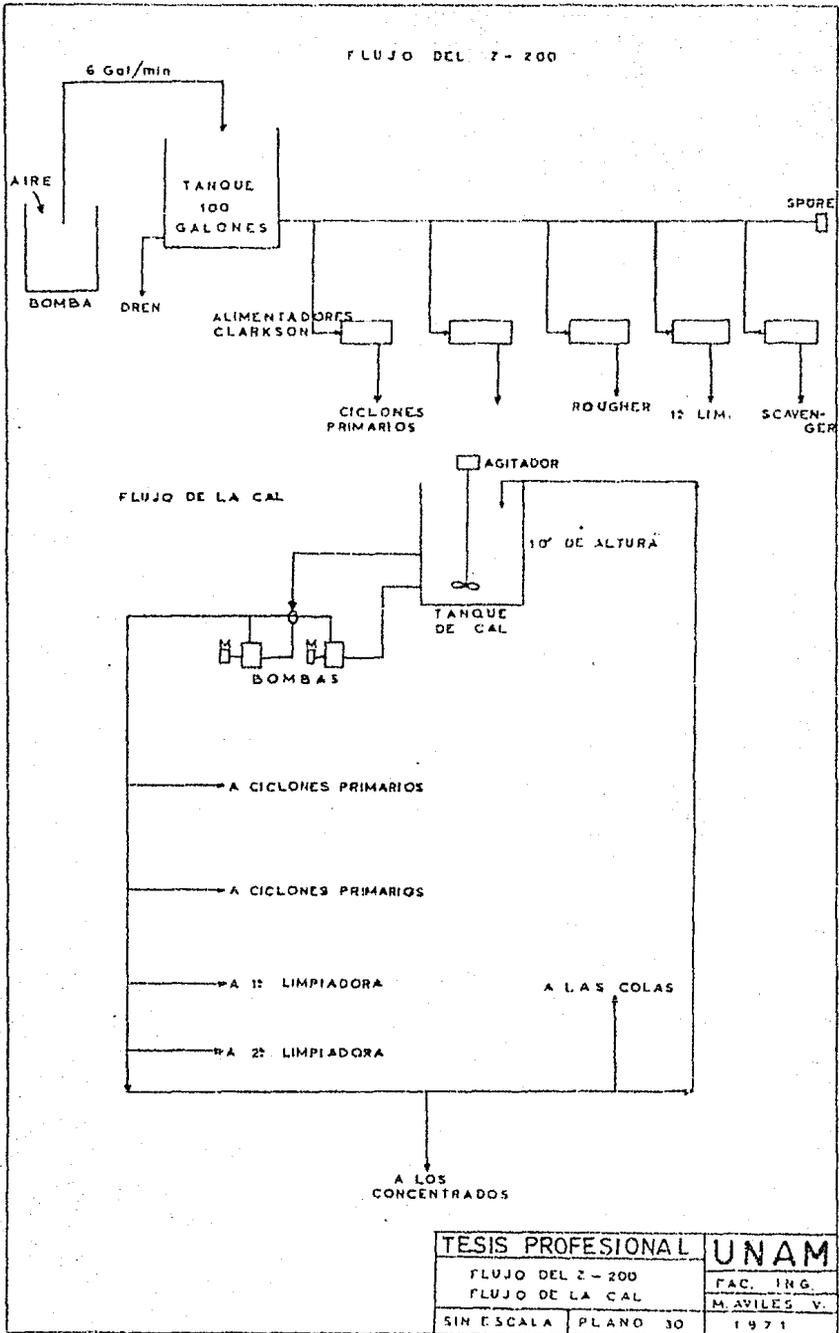
FLUJO DEL COMPLEX



FLUJO DEL FOSTATO



TESIS PROFESIONAL		UNAM
DISTRIBUCION DE REACTIVOS		
SIN ESCALAS	PLANO 2º	FAC. ING. M. AVILES V.
		1 9 7 1



TESIS PROFESIONAL		UNAM
FLUJO DEL Z-200		FAC. ING.
FLUJO DE LA CAL		M. AVILES V.
SIN ESCALA	PLANO 30	1971

- 3.- Se lava la muestra en una malla No.200  
 4.- El retenido de la malla No.200 se pone a secar a 105°C  
 5.- Se le hace pasar por las mallas:

Números

+ 48  
 + 65  
 + 100  
 + 150  
 + 200

- 6.- Se pesan cada uno de los retenidos de las diferentes mallas.

EJEMPLOS.

CABEZAS				COLAS			
Mallas	Retenidos		%	Mallas	Retenidos		%
+ 48	200 gr.		20	+ 48	216 gr		21.6
+ 65	110 "		11	+ 65	112 "		11.2
+ 100	106 "		10.6	+ 100	106 "		10.6
+ 150	70 "		7.0	+ 150	70 "		7.0
+ 200	68 "		6.8	+ 200	68 "		6.8
- 200	X "		X	+ 200	X "		X

- 7.- Se suman los porcentajes y esta suma se subtrae de -- 100% y el resultado es lo que pasó por la malla No. --  
 --200 En nuestro ejemplo se tiene para cabezas -200 = --  
 = 44.6 % y para colas -200 = 42.8 %
- 8.- El cálculo por mallas para encontrar los porcentos se efectua de la siguiente manera:

$$\begin{array}{r} \text{Mallas } -35 + 48 \\ 1000 - 100 \\ \hline 200 - X \end{array}$$

$$x = \frac{(200)(100)}{1000} = 20$$

$$\begin{array}{r} \text{Mallas } -48 + 65 \\ 1000 - 100 \\ \hline 110 - X \end{array}$$

$$x = \frac{(110)(100)}{1000} = 11$$

El análisis de cribas nos dice que al tener en esta mollienda buenas recuperaciones, es suficiente a -200 mallas- porque es en este tamaño en donde vamos a tener 44.6 % de la recuperación de valores.

#### FLOTACION.

Es el proceso de concentrar minerales en donde se puede segregar los minerales en uno o varios productos. En nuestro caso tenemos el concentrado de cobre que contiene la mayor cantidad de este metal. El otro producto son las colas y contiene la substancia sin valor comercial para nosotros.

Los reactivos usados flotación de Inguarán, pueden considerarse de tres clases:

- 1.- Modificadores.
- 2.- Colectores
- 3.- Espumantes.

Hay una gran variedad de colectores amemplearse y sólo se determina el más conveniente de acuerdo a los minerales a deprimirse, y los minerales a flotarse. La elección del modificador depende solamente de los minerales a deprimirse; las sales solubles y del agua a emplearse; mientras -- que los componentes de la ganga y la alcalinidad de la pulpa son los factores que imperan para la selección del espumante, para una aplicación especial, a veces no reconocida pero hay suficiente evidencia que justifica su validez. Como colector, el más conveniente para los minerales de Inguarán es el Z-200 que dió mejores condiciones de selectividad y menos consumo de reactivo. Como depresor de la pirita, la cal y el espumante D-250 que formó espuma perfectamente manejable-

## -PRUEBAS DE FLOTACION DEL MINERAL DE COBRE.

En Inguarán se trata de óxidos y sulfuros. Descripción de las muestras: El cobre consiste de sulfuros principalmente de chalcopirita diseminada con cantidades pequeñas de plata y trazas de oro, con ganga silicosa. El que se presenta en forma de óxidos representa la parte superior del cuerpo mineral (chimenea) con 2.30 % de Cu. de los cuales un 45% no es sulfuro. En esta muestra los sulfuros son chalcopirita, chalcosita y pirita; los óxidos son crisocola ( $\text{CuSiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), malaquita  $\text{CuCO}_3(\text{OH})_2$  y azurita con la fórmula  $3\text{CuO} \cdot 2\text{CO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$  asociado con mineral verde amarillento, cuarzo y calcita.

## ANALISIS TIPICO DE ESTOS DOS MINERALES.

## SULFURO DE COBRE

Mineral	Gr/Ton.		%	%	%	%	%	%
Grav. Esp.	Au	Ag	Cu	$\text{CuO}_x$	Fe	S	Insol.	CaO
2.65	.38	5.0	1.85	.11	4.45	2.36	74.6	3.6

## OXIDO DE COBRE.

2.63	.02	5.7	2.30	1.05	5.65	1.21	76.4	1.37
------	-----	-----	------	------	------	------	------	------

La pulpa del mineral del óxido de cobre da una acidez de 5.8 En la flotación del mineral oxidado de cobre el concentrado contenía 23.5% de Cu con recuperación de 42.0%. Los reactivos fueron diferentes a los que se usan en la flotación de Cu para el sulfuro de Inguarán. Quedó probado que el mineral oxidado tiene baja recuperación de Cu.

Una muestra mezcla de 25% de Cu y 75% de sulfuro demostró pérdida en la recuperación: 81.6%

Otra muestra con 5 % de óxido y 95% de sulfuro dio recuperación de 96.2 %. El grado del concentrado del cobre permanece siempre igual a  $33.5 \pm 0.5$  %. La recuperación de la plata no se ve afectada en ninguna proporción.

Resumen: Lo más conveniente es mezclar 5% de mineral oxidado con 95% de mineral de mina para obtener buenos resultados y aprovechar el mineral oxidado.

Esta fue la prueba que dió resultado para la Molienda

I.- Molino de Belas.

II.- Mezcla de 1000 gr. + 500 c.c. de agua (Dilución 1:2)

III.- Para el P.H. 0.5 gr. de cal (1.0 lb/Ton.)

IV.- Reactivo (Z-200) 10 c.c. al 0.5% de dilución o sea 0.10 lb/Ton.

V.- Tiempo total de molienda, 10 minutos.

#### Acendicionamiento

I.- Tiempo de acondicionamiento 5 minutos, por lo que no es necesario el tanque acondicionador, se efectúa en el circuito dentro de las bombas con 40% de sólidos.

II.- Lleva reactivo (Z-200) alta resistencia 0.42 lb/Ton.

#### Rougher de Cobre.

I.- Cal hasta P.H. de  $9.0 \pm 0.5$

II.- Espumante D-250 0.02 lb/Ton.

III.- Tiempo de flotación del rougher 10 minutos.

## Celdas Primeras Limpiadoras

- I.- Reactivo D-250 espumante 0.01 lb/Ton.  
 II.- Tiempo de flotación de limpia, 10 minutos

## Celdas Segundas Limpiadoras

- I.- En 4 minutos se obtiene concentrado limpio sin reactivos

De esta manera se obtiene el 97% de recuperación y el concentrado de cobre muy limpio con  $33 \pm 0.5\%$  de Cu

Las características de los reactivos usados son las siguientes:

## REACTIVO Z-200

El colector Z-200 es el resultado de una extensa investigación efectuada con el objeto de desarrollar un colector más efectivo para la separación cobre-hierro.

Caracteres Físicos.- Químicamente el Z-200 es isopropil - etil-tiencarbomato, un líquido insoluble en agua, estable en medios ácidos o alcalinos y con las siguientes propiedades físicas:

Densidad, gr/c.c. a $10^{\circ}\text{C}$ .....	1.006
Densidad, gr/c.c. a $20^{\circ}\text{C}$ .....	0.997
Viscosidad, a $10^{\circ}\text{C}$ en cps.....	8.1
Viscosidad, a $20^{\circ}\text{C}$ en cps.....	5.5
Punto de Ignición $^{\circ}\text{C}$ .....	101
Range de Ebullición 0.9 mm Hg $75^{\circ}\text{C}$ .....	de 70 a 74
Punto de Congelación $^{\circ}\text{C}$ .....	de -11 a -18

El colector Z-200 permite la flotación de cemento de cobre y sulfuros de cobre en pulpas ácidas; y la flotación de minerales de cobre en pulpas neutras o alcalinas.

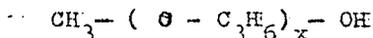
Su selectividad contra la pirita es su característica más evidente. Bajo ciertas condiciones puede considerarse-

conveniente emulsificar el Colector Z-200 para aumentar su dispersibilidad y mejorar el control del reactivo, especialmente en casos donde solamente se requieren cantidades pequeñas, o cuando el tiempo disponible para el acondicionamiento es limitado, como en circuitos de cobre.

REACTIVO DOWFROTH 250  
(D-250)

El espumante D-250 es compuesto sintético. Llena ampliamente la necesidad de la Industria Minera como agente espumante poderoso y de carácter no colector. Asegura la obtención de la espuma apropiada para virtualmente cualquier clase de flotación de minerales sulfurados o no sulfurados.

Material sintético, químicamente es: éter metílico de glicol polipropileno, con características uniformes. Líquido de baja viscosidad, completamente soluble en agua y puede representarse por la siguiente fórmula:



no es un compuesto sencillo más bien consiste de una mezcla de homologos de peso molecular variable, cuya distribución muy iniforme se controla estrictamente durante su elaboración. El número de la designación D-250 se refiere a su peso molecular promedio, igual a 250.

Caraterística .	Dowfroth 250
Peso molecular promedio	250
Densidad Específica, 25°C	0.976
Viscosidad, 25°C, en cps.	10.2
Libras/Galón, 25°C	8.15
Kilos/litro, 25°C	0.976
Punto de Ebullición, 760 mm Hg.	252
Punto de Congelación °C	-71

Punto de Ignición °F 300

ESPECIFICACION DE CONTROL

Rango de Ebullición, 760 mm Hg °C	de 238 a 247
Densidad Específica, 25°C	de 0.976 a 0.983
Viscosidad, 25°C	de 10.2 a 12.5

El D-250 ha trabajado con éxito en concentraciones hasta de una cuarta parte ó tercera parte de las concentraciones que normalmente requieren otros espumantes.

Por su gran estabilidad y gran solubilidad en el agua es posible que el agua de retorno todavía tenga propiedades espumantes que ayuden en las operaciones de flotación.

Actúa como solvente para otros reactivos espumantes, - como cuando se mezcla con aceite de pino, ácido cresílico, aceite combustible, kerosene, ó creosota. No ataca ni deteriora los impulsores y otros artefactos de las celdas de flotación, ni de las bombas de pulpa. La espuma producida por el D-250 en la máquina de flotación es sumamente viva y su fragilidad tiene efectos importantes sobre el desprendimiento de la ganga. A pesar de su estabilidad, - la espuma generada en las celdas es notable por la facilidad con que se rompe en las canales y bombas de pulpa.

Por ser completamente soluble en el agua puede ser dosificado con facilidad y precisión. La concentración de la solución a emplearse se puede regular según las necesidades de la Planta de Beneficio.

No requiere tiempo de acondicionamiento por lo que se presta para ser alimentado en etapas directamente a dis-

tintos puntos del circuito, puro o en forma de solución.

Debido a su baja evaporación las pérdidas por evaporación del D-250 son muy insignificantes. Cuando se almacena en vasijas abiertas por el punto de congelación muy bajo, no se presenta ningún problema en el almacenaje a la intemperie en todos los climas.

No existe ningún problema para la salud en el manejo ordinario del D-250. No es excesivamente irritante a los ojos ni a la piel, y su toxicidad sistemática no es especialmente peligrosa.

CANTIDADES USADAS DE REACTIVOS						
REACTIVOS	lb / SOLIDOS POR TON. DE MINERAL	lb / SOLIDOS POR DIA	% DE SOLUCION CIRCULANTE	SOLUCION POR DIA	CAL / DIA	G. P. M.
CAL	3.00	6.000	15	40.000	48.600	303.0
Z - 200	0.048	96	100	96	12.8	0.0087
D - 250	0.05	100	100	100	13.3	0.0097
COMPLEX 50	0.03	60	0.5	12.000	1440.0	1.00
FOSFATO	0.02	40	5	800	96.00	0.67

TESIS PROFESIONAL	UNAM
REACTIVOS	FAC. ING.
	M. AVILES V.
TABLA 1	1271

## DEPOSITO DE JALES O PRESA DE JALES.

El depósito de jales quedará localizado en la parte más baja de la elevación del cerro de Inguarán y hacia el Sur, del mismo, donde se transforma en colina y se junta con el valle, aprovechando la vaguada formada por dos talwegs pequeños, que bordearán al Este y al Oeste el bordo inicial.

Este bordo tiene dos finalidades:

- 1.- Proporcionar un punto de arranque para el depósito de colas.
- 2.- Proporcionar una base estable para la presa, la que es tará formada por material inestable.

El bordo inicial se construirá con materiales terrosos-tendidos en capas de 20 cm. de espesor como máximo y compactadas a 95% de densidad. Tendrá una longitud de cresta de 1.83 m. con una altura máxima de 17 m. Bajo el bordo inicial irá un "dren" de arena y grava que terminará en la punta de roca. Se recomiendan pendientes hacia afuera del bordo inicial de dos y media a uno y en los siguientes de tres a uno. Para la parte interior del bordo la pendiente será de 1.1/2 a 1. Bajo el nivel original del terreno se pondrán 725 m. de tubo de 18" de diámetro para agua que se obtendrá de la decantación, a intervalos se construirán torres de decantación y debajo del bordo inicial se construirá una trinchera de encaje de un mínimo de 1.5 m. de profundidad para que no fluya el agua debajo del bordo y llegue a correrse. La pendiente de playa es del 1% y la zona de arenas tendrá 45 m. mínimo tomando en cuenta la pendiente del terreno.

Altura de la cresta inicial 636.5 m.

Altura de la última cresta 663.5 m.

Altura total..... 27.0

Los nuevos bordos se formarán por el depósito de los jales de tal manera que la arena quede cerca del bordo y los finos fluyan con el agua hacia el interior de la presa. Para el estanque líquido se recomienda que deberá mantenerse a un mínimo de 15 m. aguas arriba de la orilla de la presa de jales.

La pendiente exterior arriba del bordo inicial, deberá formarse por una serie de pequeños bordos como se muestra en el plano. El dren filtrante de arena y grava bajo el bordo y sobre el lado interior del mismo, es una medida de conservación porque el lugar está en una zona sísmica de orden III.

La porción arenosa exterior de los bordos formados con jales, arriba del bordo inicial, debe tener un ancho de 2 m. en la corteza exterior de la presa, porque de lo contrario la presa podrá fallar y la pendiente que deben tener estos bordos será de 2.1/2 a 1.

En la República Mexicana, donde ha habido necesidad de presa de jales, siempre se ha tenido en cuenta la topografía del terreno y la hidrografía. En terrenos montañosos, la línea de división de las aguas que separa dos vertientes está claramente definida y es muy importante su localización para una presa y además fácil de construirla. En terreno llano es muy difícil saber a simple vista cuales son las líneas de separación de las aguas. Con el objeto de que las aguas pluviales no inunden la presa de jales,-

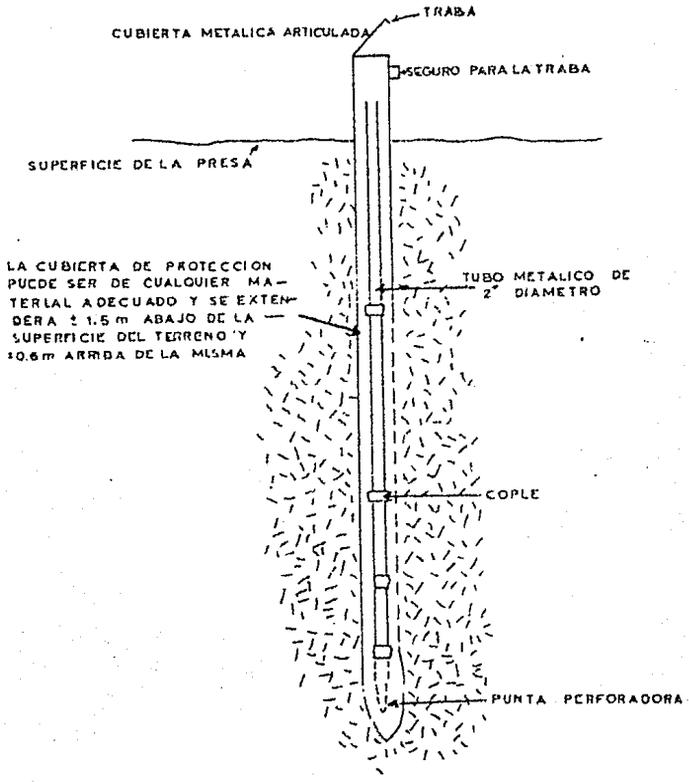
ni la fellenen con detritus se sugiere en estos casos drenarla aguas arriba. Por la forma de la presa es necesario cambiar con frecuencia las posiciones de los ciclones. Se requieren caballetes para soportar las líneas de descarga.

Deben instalarse piezómetros en las pendientes de la presa y se tomarán lecturas del nivel del agua con los piezómetros, porque el agua no debe llegar a 15 m. sobre la horizontal de la superficie exterior, en el caso de que esto sucediera hay peligro en la estabilidad de la presa.

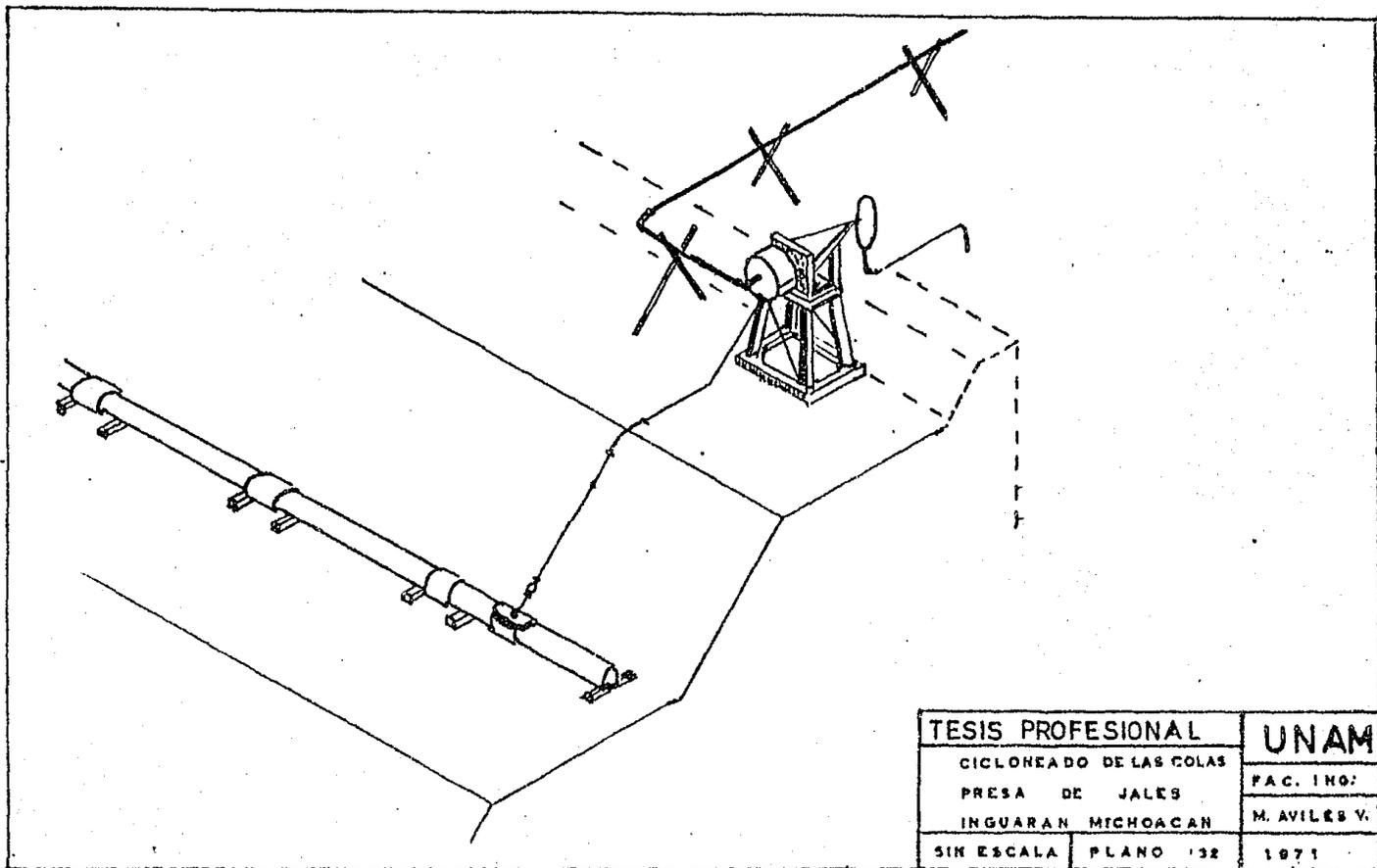
Las medidas correctivas serían: 1.- Bajar el nivel del estanque de depósito dentro de la presa. 2.- La instalación de puntos de bombeo que reduzcan la distancia. 3.- En cualquier caso revisar las condiciones dentro del Departamento de Ingeniería de la Compañía y con algún consultor en Mecánica de los Suelos.

Los diques y bordos construidos con las arenas están sujetos a la erosión, la fuerte precipitación y la gran velocidad del viento que prevalecen en Inguarán durante ciertas épocas del año.

La tubería principal de asbesto cemento de 10" sobre la parte superior del bordo inicial conectado a una caja de distribución con elevación suficiente para que fluya la pulpa por la tubería y que proporcione 5 lb/in<sup>2</sup> de presión a la entrada del ciclón. A cada 6 m. se colocarán silletas sobre esta tubería, cada silleta tendrá una conexión para tubo de 4" que permita la instalación de una válvula. Desde dicha válvula se llevará la tubería unida por coples vitaulic, o una manguera para conectar la tubería unida principal a la entrada de cada ciclón de 10" montado sobre un soporte de 2.40 m. de altura.



TESIS PROFESIONAL		UNAM
PERFIL DE LA TRINCHERA DE ENCAJE BAJO EL BORDO INICIAL		
		FAC. ING.
		M. AVILES V.
SIN ESCALA	PLANO 31	1971



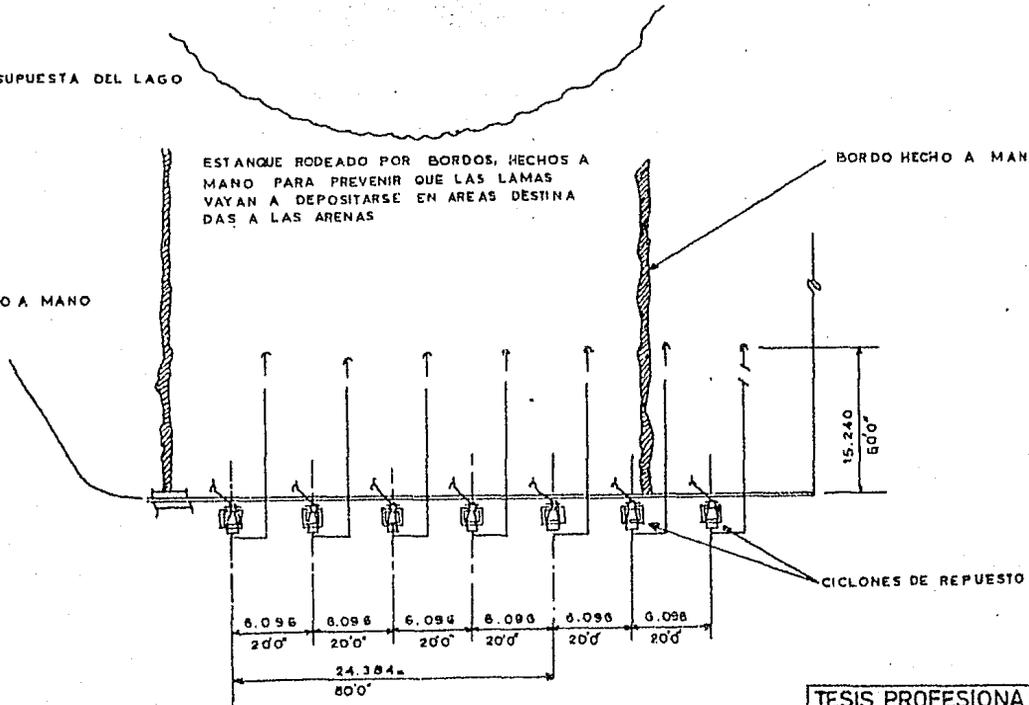
TESIS PROFESIONAL		UNAM
CICLONEADO DE LAS COLAS		
PRESA DE JALES		PAC. 110:
INGUARAN MICHOACAN		M. AVILES V.
SIN ESCALA	PLANO 132	1971

POSICION SUPUESTA DEL LAGO

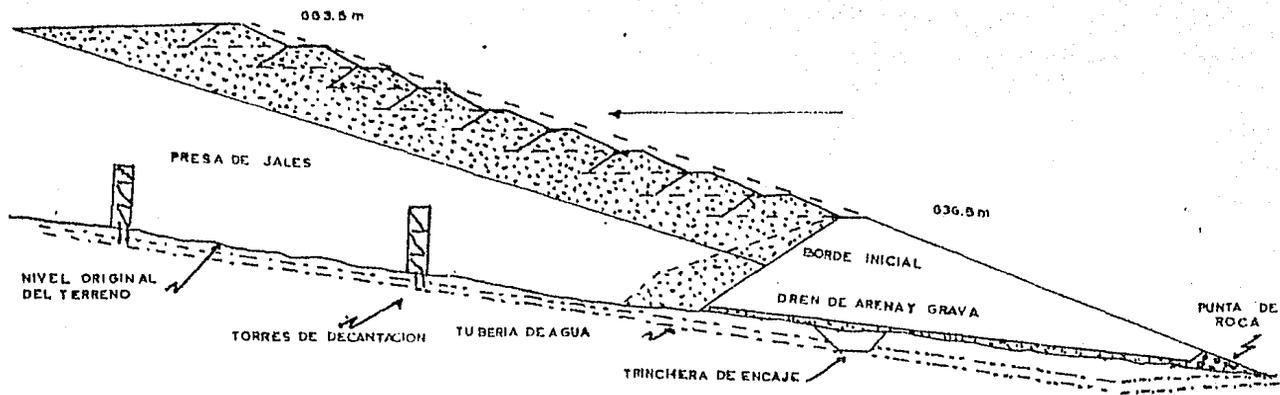
ESTANQUE rodeado por bordos, hechos a mano para prevenir que las lamas vayan a depositarse en areas destinadas a las arenas

BORDO HECHO A MANO

BORDE HECHO A MANO



TESIS PROFESIONAL		UNAM
DISTRIBUCION DE LOS CICLONES EN LA PRESA DE JALES		
SIN ESCALA PLANO 33		FAC. ING. M. AVILES V. 1071



TESIS PROFESIONAL		UNAM
CONSTRUCCION		FAC. ING.
PRESA DE JALES		M. AVILES V.
INGUARAN MICHOACAN		
SIN ESCALA	PLANO 34	1971

## OBSERVACIONES.

- 1.- En los alimentadores Apron, se observó que el caballaje del motor de velocidad variable era escaso.
- 2.- En la quebradora de quijadas 1-A se notó que la operación quedaba sujeta al vaciado del trascavo en la tolva y que el sistema tenía mayor capacidad.
- 3.- En el cerro hacia el Este del departamento de quebradoras Symons se notaban fuertes deslaves.
- 4.- Que la carga húmeda tapaba el chute que va de la criba número uno hasta la banda No.6 y con golpes sobre la báscula se destapaba.
- 5.- En la parte superior de las tolvas de finos el tejadocubre la banda No.7 y los motores dejando una area sin tejado.
- 6.- La falta de agua que obliga a parar la Planta a pesar de tener dos tanques de almacenamiento; uno de agua fresca y otro de agua recuperada y tener además bombas potentes - en Cuimbo.
- 7.- Que cuando llegó el clásico "apagón" por falta de energía eléctrica en el Cóbano; todo se paró automáticamente - tal como se había planeado, pero al regresar la fuerza se quemó un motor del filtro.

## SUGERENCIAS A LAS OBSERVACIONES.

- 1.- Que en los alimentadores Apron se ponga un motor mayor de 10 H.P.
- 2.- En la quebradora 1-A de mineral de compra se debe estudiar la forma de una rápida alimentación de la tolva de la quebradora y cuando se pueda se arranquen: el alimentador-

de velocidad variable con una carga constante, la banda - No.1 y al mismo tiempo se triture con la quebradora 1-A, para satisfacer la demanda de carga del sistema.

3.- Se sugiere se ponga el muro de retención que evitará que en tiempo de aguas se forme un lodazal entre las bandas 3 y 6 así como en el departamento de quebradoras planta baja.

4.- Que al "chute" se le pongan a intervalos cortos, desde arriba hasta abajo, compuertas que permitan introducir barras destapadoras y se efectue el destapado por etapas sin golpear la lámina.

5.- Se sugiere se aumente la cubierta de las tolvas de finos para evitar almorzar agua en lugar de carga  $-1/2$ " en tiempos de lluvias.

6.- Se sugiere que los ingenieros Geólogos localicen agua en las cercanías además de Cuimbo, se instalen bombas y tuberías, que arrimen mayor cantidad de agua para que en periodo de secas no haga falta a la Planta de Beneficio y a las Unidades Habitacionales.

7.- Que se procure que los motores eléctricos no se "puenteen" o sea se conecten directamente al tablero general de la planta de fuerza, para que en caso de un paro por falta de energía eléctrica y retorno de la misma no se quemem los motores, sino que permanezcan parados y se de comenzo al arranque general de todo el sistema.

CALCULO DE LA LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE COBRE QUE SE PRODUCEN MENSUALMENTE EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE INGUARAN, MICHOACAN Y QUE SE REMITEN A LA FUNDICION DE SAN-LUIS POTOSI, S.L.P. MEXICO.

#### 1.- LOTE

Lote de 1000 Ton. mensuales de concentrados de cobre con 5 % de humedad; transportadas en camiones.

#### 2.- CONSIDERACIONES.

Fecha de Cálculo	31 de julio de 1971
Tipo de Cambio	\$ 12.49125

#### 3.- MOVIMIENTO DE PESO

1000 Ton - (1000 x 5% de num.) = 995 Ton. secas.

#### 4.- COTIZACIONES.

Ag New York a \$ 1.58994 Dólls la onza Troy  
Cu New York a \$ 0.5115 Dólls la libra Avoird

El cobre se cotiza al promedio aritmético entre las cotizaciones "Export Refinery" y "Domestic Refinery" de New York segun el Metal Week

Factores de Conversión a kilos:

32.1507 onzas Troy = 1 kilo  
2.204625 libras Avoird = 1 kilo

Costo en dolares por kilo:

Ag New York a \$ 1.58994 x 32.1507 = \$ 51.11768  
Cu New York a \$ 0.5115 x 2.204625 = \$ 1.12766

Costo en Moneda Nacional por kilo:

1 kilo de Ag = \$ 51.11768 x 12.49125 = \$ 638.5257  
1 kilo de Cu = \$ 1.12766 x 12.49125 = \$ 14.0858

Estos valores fluctuan de acuerdo a las cotizaciones en la bolsa de valores de New York.

#### 5.- ANALISIS DEL CONCENTRADO.

## 5.- ANALISIS DEL CONCENTRADO

LEYES	CONTENIDOS
Ag 54 gr/Ton	0.054 Kg/Ton.
Cu 32.92 ‰	329.20 " "
Pb 0.3 ‰	3.00 " "
Cal 3.6 ‰	36.00 " "
Ins 17.8 ‰	178.00 " "

## 6.- PAGOS DE LA FUNDICION.

La plata se paga el 95 % de la Cotización y el 100 % - del Contenido. Suponemos que el 5 % se queda en la Fundición para el pago de fletes porque el valor cotizado es en New York y la Fundición está en San Luis Potosí, S.L.P.

$$\text{Ag } 0.054 \text{ Kg/Ton} \times (0.95 \times 638.5237) = \$ 32.7563$$

El cobre se paga el 90 % del Contenido y el 100 % de la Cotización. Suponemos que el 10 % se queda en la Fundición para el pago de fletes porque al igual que la plata la Cotización es en New York.

$$\text{Cu } 329.20 \text{ Kg/Ton.} \times 0.90 = 296.28 \text{ Kg/Ton.}$$

$$296.28 \times 14.0858 = \dots\dots\dots \$ 4,173.3408$$

$$\text{Suma Pagos de la Fundición....} \quad \$ 4,206.0971$$

## 7.- DEDUCCIONES DE LA FUNDICION.

La Maquila la cobran: Por una tonelada con 30 % de cobre a \$ 18.41 dólares más \$ 0.75 por cada 1% que pase de 30 % Como en nuestro caso tenemos 32.92 ‰ nos pasamos de lo establecido por la Fundición y nos aumentan la Maquila  $2.92 \times 0.75 = \$ 2.19$  La Maquila sale a \$ 20.60 dólares.

$$20.60 \times 12.49125 = \$ 257.3198$$

Por acuerdo del Gobierno Mexicano la Fundición deduce el cobre de 5 kilos mínimo hasta 13 kilos máximo por concepto de pérdidas al fundir. Tomando para nuestro caso la deducción mínima:

$$5.00 \times 14.0858 = \$ 70.4290$$

El insoluble lo cobran a \$0.10 de dólar la unidad, tomada como 1% Como en nuestro concentrado tenemos 17.8% -- nos cobrarán \$ 1.78 que dan:

$$1.78 \times 12.49125 = \$ 22.2344$$

$$\text{TOTAL.....} \quad \$ 349.9832 \quad \text{DEDUCCIONES.}$$

## 8.- IMPUESTOS.

Ag	Producción:	0.054	x	44.30	= \$	2.27
	Exportación:	0.054	x	172.31	= \$	8.84
Cu	Producción:	296.20	x	1.142	= \$	338.35
	Exportación:	296.20	x	3.885	= \$	<u>1,151.05</u>
SUMA DE LOS IMPUESTOS.....						\$ 1,500.51

Aplicando ahora la fórmula:

$$\text{PAGOS} - (\text{DEDUCCIONES} + \text{IMPUESTOS}) = \text{TOTAL/TON.}$$

$$4,206.10 - (349.98 + 1,500.51) = \$ 2,355.61$$

## 9.- LOTE

$$\text{Lote de } 995 \text{ Ton. Secas} \times \$ 2,355.61 = \$ 2,343,831.95 \text{ M.N.}$$

## 10.- FLETES.

$$\text{Fletes a } \$ 100.00 \times 1000 \text{ Ton.} = \$ 100,000.00$$

No hay Tercería, ni Representante de FF.CC. por hacer el transporte en camiones, y no haber elemento.

Aplicando ahora la fórmula:

$$\text{LOTE} - (\text{FLETES} + \text{TERCERIA} + \text{REPRESENTANTE}) = \text{TOTAL.}$$

$$2,343,831.95 - 100,000.00 = \$ 2,243,831.95 \text{ M.N.}$$

## 11.- PERCEPCION NETA FEDERAL.

La Compañía Asarco mexicana S.A. en la Unidad de Inguarán, Mich. esta considerada como un mediano minero.

## EJEMPLO DE PERCEPCIONES POR MES

De	Hasta	Consideración.
6,000	25,000	Pequeño minero
25,000	250,000	Mediano Minero
250,000	en adelante	Gran minero

Por esta consideración de mediano minero, recibe un subsidio automático de:

$$\frac{250,000 - 100,000}{3,000} = \frac{150,000}{3,000} = 50 \% \text{ de la percepcion neta federal (P.N.F.)}$$

Otra interpretacion es que el Gobierno Mexicano con el objeto de mexicanizar la mineria decreto que las companias en manos de extrangeras recibirian un subsidio automatico del 50% si lograban que predominara el capital Mexicano - Asarco se encuentra en este caso.

Ag 0.054	x	\$ 216.6083	=	\$ 11.70
Cu 296.20	x	" 1.1065	=	" <u>326.75</u>
Total (P.N.F.)				\$ <u>338.45</u>

Lote de 995 Ton. x 338.45 = \$ 336,757.75

De este se le reintegramel 50% como subsidio automatico

VALOR DEL LOTE	\$ 2,243,831.95
Sub-Aut.(P.N.F.)	\$ <u>168,370.05</u>
VALOR TOTAL DEL LOTE	\$ 2,412,210.80

**CALCULO DE LA MAQUILA Y DE LAS LEYES MINIMAS QUE ACEPTAR LA PLANTA DE BENEFICIO DE INGUARAN, MICHOACAN.**

Los calculos que se desarrollarán a continuacion tienen por objeto conocer las leyes de Cobre y Plata mínimas que permitan cubrir todos los gastos de operacion de la Planta sin que se pretenda obtener una ganancia muy grande con la maquila que se les cobrará a los mineros en pequeno.

Para resolver este problema se requiere conocer:

- 1.- La inversión hecha en la Unidad de Inguarán.
- 2.- La inversión hecha en la Planta de Beneficio.
- 3.- El % de la amortización de las construcciones.
- 4.- El % de la depreciación de la maquinaria instalada.
- 5.- Costos de Operación.

Conociendo estos puntos se puede saber el coste de la maquila que se impondrá a los mineros por procesar sus minerales sin considerar fundentes ya que sera otro renglón.

Conocida la maquila se podrá pasar a calcular las leyes mínimas de Cobre y Plata aceptadas.

El detalle de la inversión que se efectuó en Inguarán, en toda la unidad se resume a continuación, anotando los -cargos por sección tanto en mano de obra, como en materiales.

## DETALLE DE LA INVERSION, DE LA UNIDAD DE INGUARAN

Estudios Geologicos, Geofisicos y Geoquímicos, Perforación de - Diamante.....	\$ 6.000,000.00
Reparación y equipo de la Mina.....	\$ 16.100,000.00
Población: Casas, Escuela, Mercado Hospital, etc.....	\$ 13.500,000.00
Sistema de aprovisionamiento de agua..	\$ 5.400,000.00
Sistema de aprovisionamiento de energía eléctrica.....	\$ 8.000,000.00
Caminos interiores y exteriores.....	\$ 4.000,000.00
Pista de aterrizaje y otras Comunicaciones.....	\$ 1.100,000.00
Edificios Auxiliares: Talleres, Almacén, Oficinas, etc.....	\$ 8.600,000.00
Ingeniería y Diseño de toda la Unidad.....	\$ 12.300,000.00
Planta de Beneficio.....	\$ 50.000,000.00
Misceláneos.....	\$ 9.200,000.00
	<u>\$ 134.200,000.00</u>
Capital de Operación: Materiales, Refacciones, etc.....	\$ 15.800,000.00
Total.....	<u>\$ 150.000,000.00</u>

DETALLE DE LA INVERSION CORRESPONDIENTE A LA PLANTA DE BENEFICIO.

Población: Casas, Escuela Mercado, Hospital, etc... (50%).....	\$	6.750,000.00
Sistema de aprovisionamiento de agua (100%).....	\$	5.400,000.00
Sistema de aprovisionamiento de energía eléctrica (90%).....	o	7.200,000.00
Camino interiores y Exteriores (50%)..	\$	2.000,000.00
Pista de aterrizaje y otras Comunicaciones (50%).....	o	250,000.00
Edificios Auxiliares: Talleres, Almacén, Oficinas etc.. (50%).....	\$	4.300,000.00
Ingeniería y Diseño de toda la Unidad (50%).....	o	2.150,000.00
Planta de Beneficio (100%).....	\$	50.000,000.00
Misceláneos (50%).....	\$	4.500,000.00
	o	<u>86.950,000.00</u>
Capital de operación: Materiales, Refacciones, etc. (50%).....	\$	7.900,000.00
Total.....	\$	<u>94.850,000.00</u>
Para la Mina corresponde a:	\$	55.150,000.00
Planta de Beneficio:	\$	94.850,000.00
		<u>150.000,000.00</u>

Como dato complementario calcularemos el costo por tonelada instalada y es:

$$\text{Costo} = \frac{150 \times 10^6}{2 \times 10^4} = \$ 75,000.00$$

Ahora vamos a calcular:

1.- Amortización.

2.- Depreciación.

La primera en 20 años: la segunda en 10 años.

	Amortización	Depreciación
Platación: Casas, etc.		
Escuela Mercado, etc...	\$ 6.750,000.00	
Caminos int. y ext....	\$ 2.000,000.00	
Pista de aterrizaje...	\$ 550,000.00	
Edif. Aux.....	\$ 4.300,000.00	
Ing. y Diseño.....	\$ 6.150,000.00	
Planta de Beneficio...	\$ 20.000,000.00	
Miscelaneos.....	\$ 4.600,000.00	
Cap Op. Mat. Ref.....	\$ 7.900,000.00	
Planta de Beneficio...		\$ 29.400,000.00
Sistema Apr. Agua.....		\$ 5.400,000.00
Sist. Apr. Energía Eléc.		\$ 7.200,000.00
	<u>\$ 52.850,000.00</u>	<u>\$ 42.000,000.00</u>

Por otro lado tenemos que la capacidad diaria de la Planta es de 2000 Ton. y trabaja durante 350 días al año.

$$2000 \times 350 = 700,000 \text{ Ton/año.}$$

$$\text{Amortización} = \frac{52.850,000}{700,000 \times 20} = \$ 3.78/\text{Ton.}$$

$$\text{Depreciación} = \frac{42.000,000}{700,000 \times 10} = \$ 6.00$$

Carga por amortización y depreciación = \$ 9.78/Ton.

pasaremos al cálculo de los costos de operación - directas, los cuales están divididos en tres partes que son: Mano de Obra, Materiales y Fuerza.

#### MANO DE OBRA.

Se contará con el personal que a continuación se enlistó para la operación de la Planta, indicando su salario, - séptimo día y pagos de turno extra; siendo media hora para el segundo turno y una hora para el tercer turno, según lo estipula la Ley Federal del Trabajo. El Departamento de quebradoras trabajará sólo dos turnos.

##### Quebradoristas

$$1 \times (32.21 + 7^{\circ} \text{ día}) = 32.21 + 5.37 = 37.58$$

$$1 \times (37.58 + 1/2 \text{ Hr}) = 37.58 + 2.35 = 39.93$$

##### Peones de Quebradoras.

$$2 \times (30.49 + 7^{\circ} \text{ día}) = 60.98 + 10.16 = 71.14$$

$$2 \times (30.57 + 1/2 \text{ Hr}) = 71.14 + 4.49 = 75.63$$

##### Molineros.

$$1 \times (35.56 + 7^{\circ} \text{ día}) = 35.56 + 5.93 = 41.49$$

$$1 \times (41.49 + 1/2 \text{ Hr}) = 41.49 + 2.59 = 43.08$$

$$1 \times (43.08 + 1/2 \text{ Hr}) = 43.08 + 2.59 = 45.67$$

##### Fletistas.

$$1 \times (33.49 + 7^{\circ} \text{ día}) = 33.49 + 5.58 = 39.07$$

$$1 \times (39.07 + 1/2 \text{ Hr}) = 39.07 + 2.44 = 41.51$$

$$1 \times (41.51 + 1/2 \text{ Hr}) = 41.51 + 2.44 = 43.95$$

## Preseros

$$1 \times (33.49 + 7^{\circ} \text{ Día}) = 33.49 + 5.58 = 39.07$$

$$1 \times (39.07 + 1/2 \text{ Hra}) = 39.07 + 2.44 = 41.51$$

$$1 \times (41.51 + 1/2 \text{ Hra}) = 41.51 + 2.44 = 43.95$$

## Peones de Molino

$$1 \times (29.62 + 7^{\circ} \text{ Día}) = 29.62 + 4.94 = 34.56$$

$$1 \times (34.56 + 1/2 \text{ Hra}) = 34.56 + 2.16 = 36.72$$

$$1 \times (36.72 + 1/2 \text{ Hra}) = 36.72 + 2.16 = 38.88$$

## Pesadores cargadores.

$$1 \times (34.00 + 7^{\circ} \text{ Día}) = 34.00 + 5.87 = 39.87$$

$$1 \times (39.87 + 1/2 \text{ Hra}) = 39.87 + 2.49 = 42.36$$

$$1 \times (42.36 + 1/2 \text{ Hra}) = 42.36 + 2.49 = 44.85$$

## Jefes de Turno

$$2 \times (56.78 + 7^{\circ} \text{ Día}) = 113.56 + 18.92 = 132.48$$

$$2 \times (66.24 + 1/2 \text{ Hra}) = 132.48 + 7.10 = 139.58$$

$$2 \times (69.79 + 1/2 \text{ Hra}) = 139.58 + 7.10 = 146.68$$

$$\text{Total} \dots\dots\dots \$ 1259.56$$

Costo de la mano de obra:

$$\text{Costo} = \frac{1259.56}{2000 \text{ Ton.}} = \$ 0.63 / \text{Ton.}$$

## MATERIALES

Los reactivos que se usarán en el proceso serán: Cal. Z - 200, D-250, Fosfato. También se consideran como materiales los consumos de fierro, el desgaste de los conos - de las quebradoras, laines y bolas del molino, lubricantes y grasas, etc.

	Kg/ton.	Precio	Costo/Ton.
Conos de Quebradoras	0.070	4.50	0.32
Lainas de Molino	0.300	4.50	1.35
Bolas de Molino	0.800	4.50	3.60
Lubricantes			0.50
CaI	0.454	0.25	0.11
Z-200	0.100	12.00	1.20
D-250	0.005	12.00	0.06
Fosfato			0.20
Costo por concepto de material		\$	7.34

### FUERZA

Para conocer el costo por este concepto, se necesita co  
nocer el caballaje instalado, el cual se conoce con la rela  
ción que se enlista a continuación:

APARATO	H.P.
Quebradora de Quijada	50.00
Quebradora de Cono Symons No.2	200.00
Quebradora de Cono Symons No.3	200.00
Banda No.2	20.00
Banda No.3	25.00
Banda No.4	5.00
Banda No.5	30.00
Banda No.6	20.00
Banda No.7	3.00
Banda No.8 (a)	5.00
Banda No.8 (b)	5.00
Banda No.8 (c)	5.00
Banda No.8 (d)	5.00
Banda No.9 (a)	3.00
Banda No.9 (b)	3.00
Banda No.10	3.00
Lubricación Quebradora No.2	5.00
Lubricación Quebradora No.3	5.00
Sist. Hidr. Quebradora No.2	10.00
Sist. Hidr. Quebradora No.3	10.00
Colector de Polvos	50.00
Criba No.1 Dúplex	10.00
Criba No.2 Simple	7.50
Criba No.3 Simple	7.50
	<u>687.00</u>

## FUERZA (Continua)

APARATOS	H.P.
Anterior.....	687.00
Quebradora Lab.	10.00
Grúa Viajera	0.75
Grúa Molino	12.25
Grúa Viajera en Flotación	11.75
Celda DR-30 No.1	30.00
Celda DR-30 No.2	30.00
Celda DR-30 No.3	30.00
Celda Dr-30 No.4	30.00
Celda DR-30 No.5	30.00
Celda DR-30 No.6	30.00
Celda DR-24 No.1	20.00
Celda DR-24 No.2	20.00
Celda DR-24 No.3	20.00
Celda DR-24 No.4	20.00
Celda DR-24 No.5	20.00
Celda DR-24 No.6	20.00
Celda DR-24 No.7	20.00
Celda DR-24 No.8	20.00
Filtro de Vacío	1.50
Com. filtro de Vacío 1	5.00
Com. Filtro de Vacío 2	10.00
Soplador para Celdas	75.00
Bomba Vacío Flotación	75.00
Tanque de Cal No.1	10.00
Bomba de Tanque de C. 1	10.00
Bomba de Tanque de C. 2	10.00
Tanque Xantato No.1	2.00
Tanque Xantato No.2	2.00
Tanque Asentador 1	1.50
Tanque Asentador 2	2.00
Tanque Asentador 3	1.00
Reactivos a Flotación No.1	0.25
Reactivos a Flotación No.2	0.25
Reactivos a Flotación No.3	0.25
Reactivos a Flotación No.4	0.25
Reactivos a Flotación No.5	0.25
Reactivos a Flotación No.6	0.25
Reactivos a Flotación No.7	0.25
	<u>1283.70</u>

## FUERZA (Continua)

APARATO	H.P.
Anterior.....	1283.70
Tanque de 150' No.1	7.50
Tanque de 150' No.2	7.50
Tanque de 150' No.3	0.25
Molino No.1	800.00
Molino No.2	800.00
Vacio del Molino No.1	40.00
Vacio del Molino No.2	40.00
Bomba de Emergencia	15.00
Concentrados Finales	40.00
Concentrados Finales 2	40.00
Bomba de Vacio No.1	3.00
Bomba de Vacio No.2	75.00
Concentrados Finales 3	15.00
Bomba Diafragma	1.00
De Ciclón a Filtro	2.00
Agua de Recuperación No.1	40.00
Agua de Recuperación No.2	40.00
Agua de Recuperación No.3	40.00
Bomba de Flotación a Filtro No.1	10.00
Bomba de Flotación a Filtro No.2	15.00
Bomba de Flotación a Filtro No.3	15.00
Tanque de Agua No.1	60.00
Tanque de Agua No.2	60.00
Cortador de Muestreo No.1	0.33
Cortador de Muestreo No.2	0.33
Cortador de Muestreo No.3	0.33
Presa de Jales No.1	30.00
Presa de Jales No.2	30.00
Manga de Cuimbo No.1	75.00
Manga de Cuimbo No.2	75.00
Manga de Cuimbo No.3	75.00
Flotación 1	7.50
Flotación 2	7.50
Flotación 3	1.50
Suma.....	<u>3737.24</u>
Alumbrado 10 %	<u>373.72</u>
Consumo total de Fuerza.....	4110.96 H.P.

Transformando H.P. a Kilowatts se tendrá:

$$4110.96 \times 0.746 = 3066.78 \text{ Kilowatts}$$

Suponiendo que los motores trabajen las 24 horas, se -  
tendrá:

$$3066.78 \times 24 = 73603 \text{ kw-Hra.}$$

Como el Kw-Hra. tiene un precio de \$ 0.25 el gasto dia-  
rio será:

$$73603 \times 0.25 = 18,400.75$$

Como se procesan 2000 Ton. diarias, el costo por concep-  
to de fuerza es:

$$\text{Costo} = \frac{\$ 18,400.75}{2000 \text{ Ton.}} = \$ 9.20$$

## COSTO INDIRECTO.

Per este concepto tenemos el personal que labora en el Laboratorio, Administración y como Materiales: Papelería, Reactivos del Laboratorio, etc.

ADMINISTRACION.	SUELDO MENSUAL.
Superintendente del Molino	\$ 6,000.00
Vicesuperintendente "	\$ 5,500.00
Metalurgista	\$ 3,000.00
Centador	\$ 2,500.00
Auxiliar	\$ 1,200.00
LABORATORIO	
Ensayador	\$ 2,500.00
Analizador	\$ 1,200.00
TALLERES	
Soldador	\$ 1,200.00
Mecánico	\$ 1,200.00
Electricista	\$ 1,200.00
MATERIALES VARIOS	\$ 5,400.00
Total Coste Indirecto.....	\$ 24,700.00

Como en un mes se procesan 2000 x 30 = 60,000 Ton.

$$\text{Costo} = \frac{24,700}{60,000} = \$ 0.41$$

## RESUMEN.

Costo Directo	
Mane de Obra.....	\$ 0.63
Materiales.....	\$ 7.34
Fuerza.....	\$ 9.20
Total Costos Directos.....	\$ 17.17
Costo Indirecto	
Administración.....	\$ 0.41
Amortización y Depreciación....	\$ 9.78
Gastos de Real. (Supuesto) ....	\$ 12.04
Costo de Operación.....	\$ 39.40
Imprevistos.....	\$ 3.40
COSTO DE LA MAQUILA.....	\$ 42.80

## CALCULO DE LAS LEYES MINIMAS.

Conociendo la maquila pesamos a calcular las leyes mínimas aceptadas por la Planta.

## 1.- Consideraciones.

Fecha de cálculo: Junio de 1971  
 Tipo de Cambio: \$ 12.49125

## 2.- Cotizaciones.

Ag New York a 1.58994 Dolls. la onza Troy  
 Cu New York a 0.05115 Dolls. la libra avoird.  
 Costo en Dólares por kilo:  
 Ag New York 1.58994 x 32 = 50.87808 Dolls./Kilo.  
 Cu New York 0.05115 x 2.2= 0.11253 Dolls./Kilo.  
 Costo en Moneda Nacional por kilo:  
 Ag 50.87808 x 12.49125 = \$ 631.50 M.N./Kilo  
 Cu 0.11253 x 12.49125 = \$ 14.06 M.N./Kilo

## 3.- Precios pagados.

Ag a 630.75 \$/Kilo.  
 Cu a 13.05 \$/Kilo.

Maquila a \$ 42.80 por tonelada.

## Impuestos:

Ag Producción \$ 44.30 Por Kilo.  
 Exportación \$ 172.31 " "

Cu Producción \$ 1.142 " "  
 Exportación \$ 3.885 " "

Subsidio automático de 50 % de la Percepción Neta Federal

Ag Producción \$ 45.1476 Por Kilo.  
 Exportación \$ 169.1857 " "

Cu Producción \$ 1.1065 " "  
 Exportación \$ 4.1704 " "

Suponiendo que el mineral sólo contiene plata y nada de cobre; úsamos la siguiente fórmula para encontrar el contenido de la plata.

## FORMULA

$$C_{Ag} = \frac{M}{\{V_{Ag} + P(P.N.F.)_{Ag} S_a + E(P.N.F.)_{Ag} S_a\} - \{IP_{Ag} + IE_{Ag}\}}$$

En donde:

$C_{Ag}$  = Contenido de la plata en Kg/Ton.

M = Costo de la maquila en M.N.

$V_{Ag}$  = Valor del kilo de la plata M.N. (Pagos)

$P(P.N.F.)_{Ag}$  = Percepción Neta Federal correspondiente a la Producción de la plata en M.N. según informe mensual de Fomento Minero.

$E(P.N.F.)_{Ag}$  = Percepción Neta Federal correspondiente a la exportación de la plata en M.N. según informe mensual de Fomento Minero.

$IP_{Ag}$  = Impuesto de Producción de la plata en M.N. según el Informe mensual de Fomento Minero.

$IE_{Ag}$  = Impuesto de Exportación de la plata en M.N. según el Informe mensual de Fomento Minero.

$S_a$  = Subsidio Automático que recibe la Empresa en %

Substituyendo en la fórmula.

$$C_{Ag} = \frac{42.00}{(630.75 + 22.5730 + 84.5928) - (44.30 + 172.31)}$$

$$C_{Ag} = \frac{42.80}{521.31} = 0.0821 \text{ Kg/Ton. de Ag Recuperables}$$

La recuperación debido a la concentración de la Planta es de 32 % entonces:

$$\text{Ley} = \frac{\text{Contenido}}{\text{Recuperación}} = \frac{0.0021}{0.32} = 2.56$$

3.00 gr/Ton en las cabezas del mineral como ley mínima de Plata.

Ahora suponiendo que el mineral sólo contiene cobre y nada de plata, usemos la misma fórmula con los datos del cobre.

$$C_{\text{Cu}} = \frac{M}{\{V_{\text{Cu}} + P(\text{P.N.F.})_{\text{Cu}} S_a + E(\text{P.N.F.})_{\text{Cu}} S_a\} - (IP_{\text{Cu}} + IE_{\text{Cu}})}$$

$$C_{\text{Cu}} = \frac{42.80}{(13.05 + 0.5532 + 2.0858) - (1.142 + 3.885)}$$

$$C_{\text{Cu}} = \frac{42.80}{10.66} = 4.01 \quad \frac{4.01 \times 1000}{32 \times 100}$$

$$\text{Ley} = \frac{40.1}{32} = 1.25 \text{ Margen de pérdidas} = 1.20 \% \text{ de cobre}$$

en la cabeza del mineral.

## BIBLIOGRAFIA.

- MINE PLANT DESIGN. W.W. Staley
- GEOLOGIA ESTRUCTURAL Marland P. Billings
- YACIMIENTOS MINERALES  
DE RENDIMIENTO ECONOMICO Alan M. Bateman.
- TRATADO DE LABOREO  
DE MINAS I y II C.H. Fritzsche
- METALURGIA I-II-III-IV Apuntes de la clase del Ing.  
David Contreras Castro.
- METODOS DE EXPLOTACION  
DE MINAS I y II Apuntes de la clase del Ing.  
Arnulfo Bernal Beltran.
- METODOS DE EXPLOTACION  
DE MINAS III y IV Apuntes de la clase del Ing.  
David Gómez Ruiz.
- ELEMENTS OF MINING Lewis Robert S. y George B. Clark
- ELEMENTS OF ORE DRESSING Arthur F. Taggart
- ELECCION Y CRITICA DE  
LOS METODOS DE EXPLOTACION  
EN MINERIA. B. Stoces.
- TEXTBOOK OF ORE DRESSING Robert H. Richards
- TRATADO DE METALURGIA GENERAL H. O. Höfman
- HANDBOOK OF MINERAL DRESSING Arthur F. Taggart
- ANALISIS QUIMICO CUALITATIVO  
INORGANICO Ing. Ramón Dominguez R.
- PROYECTOS MINEROS METALURGICOS Apuntes de la clase del Ing.  
David Contreras Castro.
- PROYECTOS MINEROS Apuntes de la clase del Ing.  
Arnulfo Bernal Beltran
- ARCHIVOS DE LA A.S.A.R.C.O. Unidad Inguarán, Mich.