

Universidad Nacional Autónoma de México

FACULTAD DE INGENIERIA

ESTUDIO ECONOMICO DE LA MINA

CHAMOLE GUANACEVI, DGO.

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A

JORGE BECERRIL MUCIÑO

MEXICO, D. F.

1979



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.

CAPITULO I

ANTECEDENTES

- 1.1.- Antecedentes
- 1.2.- Localización
- 1.3.- Datos Históricos
- 1.4.- Clima
- 1.5.- Hidrografía
- 1.6.- Actividades Mineras Actuales
- 1.7.- Actividades de la C. F. M.

1.1. ANTECEDENTES.

La Mina Chamole localizada en el distrito minero de Guanaceví, Dgo. se encontraba produciendo -- 1500 tons. mensuales en el período comprendido de 1976- a principios de 1977; y se pensaba en incrementar la -- producción, pero sucedió todo lo contrario, ya que en -- los últimos 10 meses de operación (Enero-Octubre) se -- obtuvo una producción de 712 tons. mensuales como promedio.

Los problemas surgidos en la mina Chamole -- causados por la baja producción que se tiene actualmente y como consecuencia inmediata la elevación en los -- costos de producción, fueron los factores estudiados -- para conocer las deficiencias y por los cuales fueron -- los temas que escogí en la elaboración de esta Tesis.

ESTUDIO ECONOMICO DE LA MINA CHAMOLE EN GUANACEVI, DGO.

Aunque el tema abarca la mina y el proyecto de ampliación de la Planta de Beneficio, el enfoque principal es hacia la mina donde se pretende efectuar -- le siguiente: "En lugar de explotar bloques de alta ley, reducir las leyes, aumentar la producción y obtener la- misma utilidad".

Este es el punto de vista que sostengo y -
calcularé el impacto económico que se obtiene al redu--
cir la producción de mineral sobre reservas de más alta
ley para aprovechar las de baja ley económicamente ex--
potables.

En lo que respecta al proyecto de ampliación
de la planta de beneficio propiedad de la C. F. M., que
se considera como inminente, ya que la producción ac--
tual de mineral por parte de los introductores está su--
perando día a día a la capacidad de tratamiento, lo ---
cual de no ampliarse la planta maquiladora de minerales
de la unidad Metalúrgica Guanacavé, puede causar un re--
trase en el desarrollo económico minero del distrito --
que actualmente está promoviéndose después de muchos --
años de permanecer inactivo.

1.2.- LOCALIZACION Y VIAS DE COMUNICACION

El distrito minero de Guanacavé, se localiza
en los alrededores del poblado del mismo nombre, ubi-
cado en la porción noroccidental del Estado de Durango-
y a 240 Kms. de la Ciudad de Durango.

(Referencia según plano de localización geográfica)

Las coordenadas geográficas son: 25°55'59"-

Latitud Norte y 105°57'37" longitud al W del meridiano de Greenwich, con una altitud media de 2100 mts. sobre el nivel del mar.

Se comunica con Tepehuanoes por medio de una brecha de 90 Kms. de longitud y con Villa Ocampo por un camino de terracería de 87 Kms. Tanto Tepehuanoes como - Villa Ocampo están comunicados con el resto del país por carreteras de primer orden.

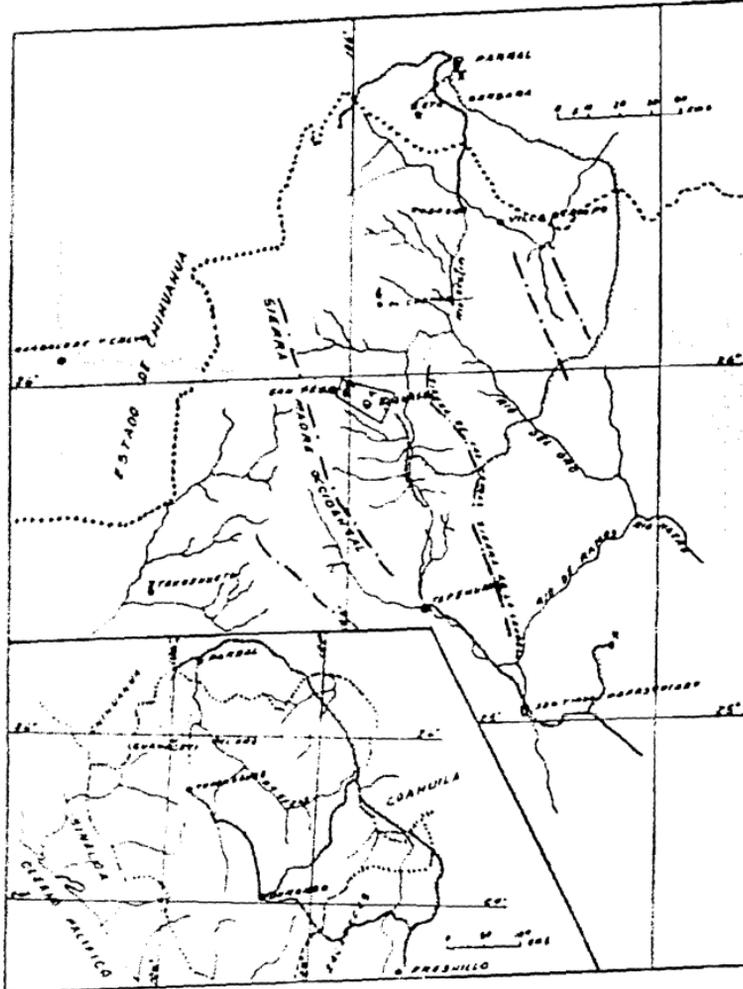
Los centros ferroviarios más cercanos al -- distrito, son Tepehuanoes y Rosario; de éste último a -- Guanaceví se comunica mediante un camino de terracería de 85 Kms.

Otra importante vía de comunicación es la - aerea centándose con un campo de aterrizaje en el pobla do de Los Nopales, situado a 8 Kms. al SE de Guanaceví. Este servicio se utiliza para el transporte de personal y carga ligera.

Además se cuenta con servicio de Correo Pos tal y Radio Comunicación con Parral, Chih.

1.3.- D A T O S H I S T O R I C O S

El Padre Jesuita Francisco J. Clavijero, al reseñar la insurrección de los indios tepehuanoes contra



EXPLICACION

- LIMITE DE ESTADOS
- VAS FERREAS
- — — — CAMINOS CARRETEROS
- · — · — DE HERRADURA
- • • • • POBLACIONES
- ✕ DISTRICTOS MINEROS
- · — · — SECCION GENERAL DE LAS SERRANIAS

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	LOCALIZACION DEL DISTRITO MINERO GUANACEVI
	JORCE BECERRIL M.
	FEBRERO /78

el Gobierno Español en 1616, consigna que en esa época Guanacoví era un mineral famoso. El Barón de Humbelt - en su obra sobre la Nueva España, lo menciona como un rico mineral de la sierra Madre Occidental y su acompañante Sr. Juan Bautista Pateni se quedó en el lugar dedicándose a la explotación de algunas minas hasta su muerte.

Se intensificaron los trabajos de explotación en el año de 1870 operando en esa época compañías tanto extranjeras como nacionales.

Empezó la declinación a partir del año de 1910 y a pesar de las dificultades debido a la situación política del país, la explotación continuó en mayor o menor escala hasta el año de 1914 en que se inundaron la mayoría de las minas como consecuencia de que se retiró del lugar la Compañía Minera Guanacoví - - Mining Co.

Después de 1914 la explotación de las minas se hizo esporádicamente por compañías pequeñas, -- por pequeños mineros y gambusinos que sin ningún título de propiedad explotaban las minas para después vender el mineral a un comprador de minerales en Guanacoví.

Hoy en día la administración de algunas mi

nas, el asesoramiento Técnico y la ayuda económica que proporciona la Unidad Metalúrgica Guanaceví, perteneciente a la Comisión de Fomento Minero, ha hecho que operen más de 30 pequeños mineros en toda el área; además de beneficiar algunos terreros para producir recursos económicos que sirvan para la apertura de nuevas minas que son fuentes de trabajo.

1.4.- C L I M A

El clima varía de templado a frío con temperaturas entre 4° y 32°C; la temporada de lluvias empieza en Junio y termina en Septiembre, aproximadamente, sin embargo, en Diciembre y Enero hay ventiscas y lluvias menudas conocidas como candelillos o agua nieve.

Respecto a la vegetación, que es variada, existen en las cercanías del pueblo los huixachos, manzanillas, táscates y gatúñes; ascendiendo a la sierra se pueden apreciar los encinos, pinos y cedros, que es otra riqueza que posee Guanaceví, ya que la Compañía Productos Forestales Mexicanos se encuentra en plena explotación de dichos bosques.

1.5.- H I D R O G R A F I A

La precipitación pluvial media es de 500 mm. anuales.

Existe una corriente pluvial de drenaje del distrito, que es alimentada principalmente de corrientes de aguas subterráneas y ésta, en tiempo de lluvias desemboca en el río Morelos. Toda esta agua es aprovechada -- para el cultivo de la región.

Para el abastecimiento de agua a la Planta de Beneficio, se tienen dos estaciones de bombeo, situadas en la mina Rosario y en el arroyo de Guanaceví; cada una con una bomba de 25 HP. y una capacidad de 6 Lts. -- per segundo. Todavía así existen problemas de abastecimiento de agua en el mes de Junio a causa de las filtraciones a lo largo del arroyo de que no existen escurrimientos dentro de la mina Rosario.

1.6.- ACTIVIDADES MINERAS ACTUALES

El desarrollo minero de la región se ha incrementado debido a una estabilización de la minería a partir de 1972 y con incrementos acelerados en la producción de mineral, por parte de los mineros al mejorarse las cotizaciones de los metales en 1974 y la devaluación de nuestra moneda en 1976.

Actualmente de las minas en producción se -
obtienen 6450 tons. mensuales (exceptuando Chamole, Me-
xicana y Arianeña) Distribuidas en la forma siguiente:

TABLA DE PRODUCCIONES Y RESERVAS DE LAS MINAS EN GUANACEVI, DGO.

M I N A	PRODUC/MES		PRODUC/MES FUTURA		RESERVAS	L E Y E S	
		Tons.		Tons.		Au gr/ton.	Ag gr/ton.
Chazole	712	Tons.	1500	Tons.	222h90	Tons.	
Mexicana	1300	"	2h75	"	170000	"	2
ArianeMa	1300	"	2h75	"	325000	"	1.5
S. Rafael	370	"	370	"	175000	"	3
Barradón	380	"	380	"	80000	"	2.8
S. Marcos	312	"	312	"	5000	"	1.2
S. Vicente	hh8	"	hh8	"	16000	"	0.8
S. Joaquín	78	"	78	"	2700	"	0.5
Previda	52	"	52	"	7000	"	0.9
Ignana	156	"	156	"	?	"	?
Capusaya	256	"	256	"	?	"	?
Abundancia	156	"	156	"	170000	"	1.6
Guadalupana	156	"	156	"	15000	"	1.9
Prieta	155	"	155	"	87000	"	1.1
Carnaval	78	"	78	"	12700	"	0.7
S. de Cristo	312	"	312	"	8000	"	12

M I N A	PRODUC/MES		PRODUC/MES FUTURA		RESERVAS		L E Y E S	
							Ag gr/ton.	Ag gr/ton.
El Sete	130	Tons.	130	Tons.	?		?	?
Prodilecta	500	"	500	"	90000	Tons.	3	280
Guadalupe	156	"	156	"	10000	"	2.6	315
Aguafe	208	"	208	"	4000	"	1.7	220
Carmen	103	"	103	"	17000	"	0.9	260
Fanny	234	"	234	"	35000	"	3	280
Carolina	182	"	182	"	?		?	?
Hajareña	78	"	78	"	?		?	?
Sta. Elena	104	"	104	"	?		?	?
La Martha	78	"	78	"	?		?	?
Nva. Alava	390	"	390	"	?		?	?
Cruz de C.	26	"	26	"	?		?	?
El Pervenir	312	"	312	"	?		?	?
La Sirena	260	"	260	"	?		?	?
El Terremoto	208	"	208	"	?		?	?
La Eureka	130	"	130	"	?		?	?
Ntra. Señora	<u>442</u>	"	<u>442</u>	"	<u>?</u>		<u>?</u>	<u>?</u>
T O T A L	6450	"	12900	"	1645390	"		

En la misma tabla se muestran los incrementos futuros de estas minas que pretenden alcanzar 12900 Tons. mensuales, ya que cuentan con las reservas de mineral su suficiente para respaldar una ampliación a la planta de beneficio, esto sin contar que existen minas que pueden -- abrirse y entonces la potencialidad minera del distrito-- sería enorme, siempre y cuando se siga trabajando con el mismo entusiasmo; además de tener el respaldo de las bunas cotizaciones de los metales, supongo que en unos 10-- años se localicen reservas cuantiosas económicamente ex--plotables.

Con las reservas positivas actuales se puede esperar que la actividad minera dure cuando menos 10 -- años, a una capacidad de beneficio de mineral de 12900 - tons. mensuales.

$$\frac{1,645,390}{12\ 900} = 127 \text{ meses} = 10 \text{ años}$$

1.7.- ACTIVIDADES DE LA C. F. M.

La Comisión de Fomento Minero estableció en Guanaceví en 1969 una planta de beneficio con la finalidad de hacer producir una área minera anteriormente importante que se dedicaba al gambusinaje.

La capacidad de la planta se ha modificado varias veces --
siendo su iniciación de 80 tons. por día hasta Septiem--
bre de 1972; de 1972 a finales de 1974, 120 tons. por --
día y de Octubre de 1974 a la fecha, 220 tons. por día.

La Comisión de Fomento Minero se encuentra --
actualmente administrando tres minas, las cuales son, --
MINA "CHAMOLE", "ARIANESA" y "MEXICANA", con las cuales --
se debe asegurar el 50% de la capacidad de la planta; --
además de beneficiar mineral de 30 mineros en pequeño de
la región de Guanaceví y San Pedro.

La Comisión de Fomento Minero proporciona --
ayuda económica y asesoría técnica; además de ayudar a --
realizar la venta de concentrados de los pequeños mine--
ros mediante un contrato colectivo de venta de concentra--
dos con la fundición.

De esta manera se cumplen los propósitos y --
objetivos que se han fijado a la Comisión de Fomento Mi--
nero.

CAPITULO II

INFORMACION GEOLOGICA

- 2.1.- Geología General
 - 2.1.1.- Fisiografía y Geomorfología
 - 2.1.2.- Rocas Igneas
 - 2.1.3.- Rocas Sedimentarias
 - 2.1.4.- Rocas Metamórficas
 - 2.1.5.- Geología Histórica
- 2.2.- Geología Estructural
- 2.3.- Yacimientos Minerales
 - 2.3.1.- Generalidades
 - 2.3.2.- Clasificación y Tipo de Yacimientos
 - 2.3.3.- Distribución
 - 2.3.4.- Mineralogía
 - 2.3.5.- Control de la Mineralización

2.1.- GEOLOGIA GENERAL

2.1.1.- FISIOGRAFIA Y GEOMORFOLOGIA

El marco fisiográfico regional en el que se ubica el distrito minero de Guanaceví, se encuentra dentro de la provincia de la Sierra Madre Occidental; se caracteriza por la presencia de formas topográficas cuyas elevaciones máximas son de 2600 mts. sobre el nivel del mar; contrastan fuertemente con la elevación promedio -- del poblado de Guanaceví que es de 1900 mts. sobre el -- nivel del mar.

Los relieves topográficos se han originado -- por fuertes fallamientos en bloques, los cuales están -- asociados a los agentes del intemperismo y erosión, así -- como a las diferentes resistencias de las rocas que pre-- dominan en el área.

2.1.2.- ROCAS IGNEAS

Rocas Igneas Intrusivas.

Se presentan en forma de diques cuya composi-- ción varía de los tipos ácidos a intermedios. Los princi--

ales afloramientos se encuentran en la porción NW del-- distrito y su potencia varía de 20 cms. a 40 mts. como -- máximo.

Diques Ácidos.- Los principales afloramien-- tos se localizan frente a la Mina San José Arianeña; con un rumbo general N 45°W y echado 72° buscando al SE se ob-- servan sistemas de diaclasas bien definidos con rumbo ge-- neral N 25° W. Estudios petrográficos hechos por el Con-- sejo de Recursos Minerales los han clasificado como pór-- fido riolíticos. En ejemplares de mano se observa que son de color verde claro y alteran a café rojizo. Su estruc-- tura es compacta y su textura es cristalina.

Sus componentes mineralógicos observables -- son; Cuarzo, Feldespatos, con abundantes ferromagnesia-- nos. Como alteración presentan cloritización y caoliniza-- ción moderados.

Diques Intermedios.- Los principales aflora-- mientos se localizan en la porción NW del distrito (véa-- se plano geológico regional). Como los anteriores presen-- tan la misma orientación. Estudios petrográficos hechos-- por el Consejo de Recursos Minerales los han clasificado como pórpidos andesíticos.

En ejemplares de mano puede observarse que son de color verde obscuro y alteran a café claro.

Su estructura es compacta y su textura es cristalina.

Los minerales que se observan son: ferro - magnesianos en su mayoría con muy poco cuarzo y feldes - patos. Como alteración predominante se observa la clo - ritización.

Rocas Igneas Extrusivas.- Las rocas ig - neas extrusivas que se presentan en el distrito minero - de Guanaceví, son en su mayoría de composición andesi - tica y se presentan como coladas y tobas en espesores - - no mayores de 50 mts., alternan con sedimentos arcillosos - y subyacen a una unidad de tobas riolíticas que se pueden observar en las partes más altas del distrito.

2.1.3.- ROCAS SEDIMENTARIAS

Las principales rocas sedimentarias del - - distrito son de tipo olástico y se presentan como conglo - merados y lutitas.

Conglomerado Guanaceví.- Se encuentra - -

distribuido ampliamente en la porción central del distrito; se considera que constituye la parte más baja de la columna estratigráfica pero no se puede observar su base porque ha sido expuesto por fuertes fallamientos en bloques. En algunos lugares se puede observar un contacto erosional con andesitas en la cima.

Se compone principalmente por fragmentos redondeados de cuarzo en un 40% aproximadamente, fragmentos andesíticos cuyo porcentaje es muy variable y en mucho menor cantidad puede observarse la presencia de esquistos micáceos en fragmentos muy pequeños; la matriz es principalmente arenó-arcillosa y en la mayoría de los casos adquiere tonalidades en café claro.

LUTITAS.- Se localizan en la porción SE del distrito. Se presentan como horizontes lenticulares cuyas potencias varían de 20 a 100 mts. alternando con tobas andesíticas. Se reconocen 3 horizontes cuyas características varían de lutitas alternadas con calizas arcillosas en la base de la columna a lutitas en la cima (véase columna estratigráfica)

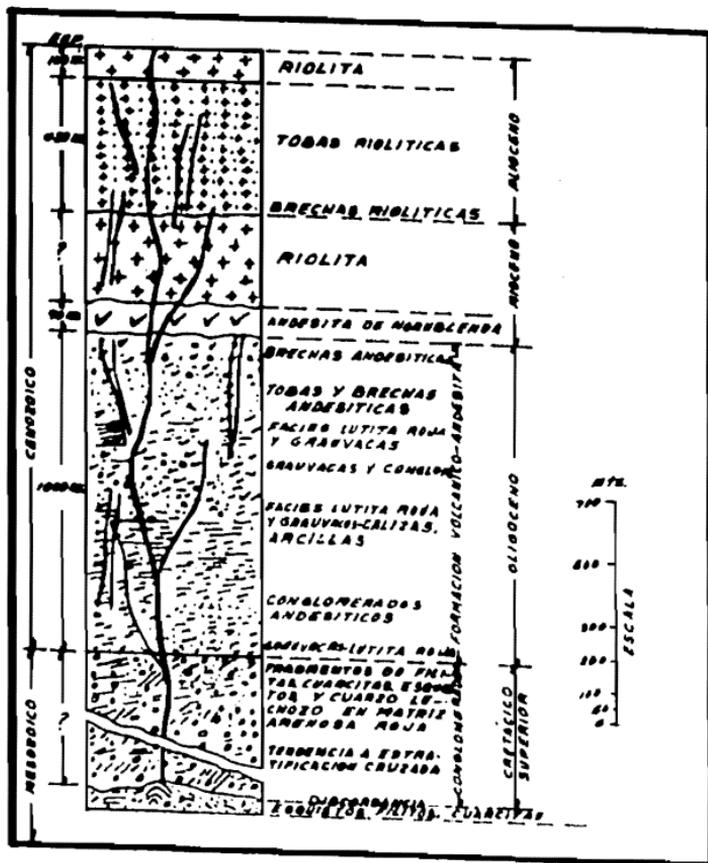
2.1.4.- ROCAS METAMORFICAS.

No se conocen rocas metamórficas de importancia en el distrito excepto los esquistos micáceos ya mencionados con anterioridad.

2.1.5.- GEOLOGIA HISTORICA

La geología histórica de la región se puede resumir en los siguientes eventos; durante la cima del cretácico superior o la base del cenozoico existieron -- depósitos de conglomerado de tipo lacustre que sufrieron fallamientos a causa de la orogenia laramide; posteriormente existió un período de erosión y durante el terciario depósito de rocas volcánicas de composición intermedia alternadas con capas arcillosas en un medio lacustre. Al final del período de vulcanismo se depositaron sobre las unidades anteriores riolitas, acompañadas por intrusiones en forma de diques de composición ácida a intermedia. La etapa hidrotermal es el período final que se presentó en forma de relleno de fracturas preexistentes.

Posterior al relleno hidrotermal han existido fallamientos que en ocasiones desplazan a las vetas. La etapa final fué de erosión y depósito de gravas en -- los valles cercanos al distrito.



COLUMNA DEL DISTRITO GUANACEVI, DURANGO.

2.2 .- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La estructura regional que puede observarse en el distrito es de tipo domico erosionado en la parte central acompañado por intensos fallamientos en bloques. Hacia la parte NW del distrito existe un horst que ha -- puesto en contacto el conglomerado Guanaceví con rocas - volcánicas; las fallas más importantes desde el punto de vista económico y una de las mejores guías para la explo_ración son aquellas que flanquean al horst; se reconocen 3 sistemas de fallas principales; El sistema N 50° W pre_senta echados de 70° a 80° tanto a l NE como al SW son - fallas normales de fuertes desplazamientos y bastante -- persistentes a rumbo.

El segundo sistema de fallas presenta rumbos N - S bien definidos y echados hacia el oriente, son fa_llas que han sido originadas por esfuerzos tensionales - causados por las fallas del sistema anterior, su distri_bución es más errática y sus desplazamientos no son de - importancia.

Un tercer sistema posterior a los anteriores presenta rumbos generales N 40° W y en ocasiones los des_plaza.

2.3.- YACIMIENTOS MINERALES

2.3.1.- GENERALIDADES

Las vetas del distrito minero de Guanaceví se presentan como afloramientos de cuarzo en forma de crestones bastante prominentes de la roca encajonante; esta alteración por lo común está relacionada con vetillas de cuarzo angostas y paralelas a la estructura principal.

Arman en conglomerados, andesitas, tobas andesíticas, lutitas, tobas riolíticas y riolitas, así como en contactos de falla entre conglomerados y andesitas o andesitas y lutitas; por las estadísticas de producción en poder de Comisión de Fomento Minero se sabe que el mayor tonelaje extraído hasta la fecha en el distrito procede de los cuerpos encajonados en los contactos conglomerado andesita y en andesitas; estas vetas generalmente son firmes, continuas tanto en sentido horizontal como vertical y los clavos bastante definidos y ricos -- con valores que ocasionalmente llegan a ensayar hasta 15 Kgs. por tonelada de plata y 200 grs. por tonelada de oro. Los cuerpos que se encajonan en las otras unidades son de comportamiento errático, a veces en forma trenzada

con ensanchamientos y angostamientos en sentido vertical y horizontal; presentan clavos de poca riqueza bastante-difíciles de localizar y por lo general se considera que a futuro ofrecen pocas perspectivas para la explotación. La mineralización de menos importancia y de la que no se tiene información estadística es aquella que encajona -- tanto en tobas reolíticas como en riolitas y se presenta como crestones poco potentes de cuarzo esteril general-- mente asociado a ligeras impregnaciones de óxidos de -- manganeso. Se considera que su importancia es nula por-- que además los afloramientos son difíciles de seguir a -- rumbo.

2.3.2.- CLASIFICACION Y TIPO DE YACIMIENTOS.

La mineralización del distrito se presenta - en forma de vetas con estructuras que se complican por - escalonamientos en sentido tanto horizontal como verti-- cal, así como en forma de lazos ovoides o en el mejor - de los casos como crestones firmes y continuos. Se ha -- observado en el interior de las minas que existe una am-- plia variedad en la forma en que se presentan las vetas; en algunos casos son cuerpos firmes de cuarzo asociado a

poca calcita con clavos localizados a partir de vetillas angostas; existen también varias en donde las vetas presentan la clásica estructura de escarpela constituida principalmente por fragmentos angulosos de andesitas que en ocasiones llegan a medir hasta 50 cms. de espesor, estos fragmentos se encuentran cementados por cuarzo, calcita o fluorita con sulfuros de plomo argentífero en forma de pequeñas bolsas que reemplazan parcial o totalmente al cuarzo.

En algunos lugares la mineralización se presenta como franjas angostas de cuarzo con mineralización en los extremos o raramente con una crustificación bien definida.

Los minerales de mena que se explotan en el distrito son sulfosales de plata, asociadas a cantidades de menor importancia de sulfuros de plomo y zinc, en gangas de cuarzo, calcita y fluorita. Se considera que la mineralización en el distrito se originó a partir de soluciones mineralizantes de origen hidrotermal por relleno de fracturas y fallas preexistentes; se clasifican -- por su mineralogía como del tipo epitermal.

2.3.3.- DISTRIBUCION

Las vetas se localizan en los dos primeros sistemas de fallas de los que ya se habló anteriormente en el punto de geología estructural (véase plano geológico regional); se define el sistema N 50° W como el de mayor importancia debido a que, como se mencionó anteriormente, forman los flancos de un horst de dimensiones regionales por lo que presentan bastante continuidad tanto en superficie como en el interior de las minas, como ejemplo de este sistema se tiene hacia el NW del poblado de Guasnaceví las vetas; Predilecta, Coloradas, San José-- Arianeña, San Marcos, Chanole y San Vicente; las vetas-- Porvenir, Santa Cruz, La Abundancia, La Iguana, América, se localizan sobre el flanco SW de la estructura antes mencionada. El sistema N - S en general puede observarse en todo el distrito pero principalmente entre las vetas del sistema anterior; como ejemplo de éstas se tienen las vetas Pelayo, San Juan Manzanilla, Aguaje, Paleros, etc.

2.3.4.- MINERALOGIA

La mineralogía de las vetas es sumamente ---

variada; se reconocen como minerales de ganga Pirolocita, manganita, wad, limonita, minerales arcillosos, rodo-ro-cita, calcita, cuarzo, fluorita, pirita, sheclita, blen-da y como minerales de mena; plata nativa, cerargirita, -pirargirita, proustita, galena argentifera, pirita argen-tifera, azurita, malaquita, calcocita, bornita, calcopi-rita, teluros de oro.

La distribución mineralógica en el distrito es confusa y no se tienen los estudios necesarios para afirmar con certeza cuales son las variaciones del zona-miento regional, sin embargo se sabe por estadísticas de producción en las minas que existen lugares en los que predominan minerales con alto contenido de manganeso co-mo es el caso de las minas; La Abundancia, La Prieta, Me-xicana, El Porvenir, etc. Del mismo modo existen lugares con alto contenido de minerales de cobre como es el caso de las minas; El Carnaval, La Carolina, La Blanca, Terre-moto, etc.

2.3.5. CONTROL DE LA MINERALIZACION

Los factores que controlan la mineraliza-ción en el distrito minero de Guanaceví, se pueden divi-dir por orden de importancia en los siguientes:

a) Factor estructural.- Se ha visto por estadísticas que las vetas localizadas en los flancos del horst son firmes, continuas y de gran atractivo para la exploración a rumbo y a profundidad porque fueron emplazadas en áreas fuertemente falladas con gran porosidad y permeabilidad lo que fué favorable para el depósito de las soluciones ricas en oro y plata.

b) Control Litológico.- Muchas de las vetas que actualmente se encuentran en producción están encajonadas en andesitas y tobas andesíticas pero con frecuencia se ha visto que cuando las vetas atraviesan horizontes sedimentarios de tipo arcilloso, los valores de oro y plata disminuyen abruptamente y vuelven a ser consistentes al llegar a los volcánicos andesíticos, esto se explica porque probablemente la composición de las rocas andesíticas, su preparación para recibir los fluidos mineralizantes y sus reacciones químicas con estos son más favorables que las condiciones que presentan los horizontes sedimentarios.

c) Control Mineralógico.- Es bastante complejo porque no se han hecho los estudios necesarios para definir las variantes con exactitud en cada una de las

minas ya que éstas varían de lugar; sin embargo, se sabe por experiencia que en las minas de El Aguaje los valores de oro y plata se encuentran en una ganga de rodocrocita y desaparecen cuando se presenta el cuarzo. En las minas de Chamole la mineralización costeable -- desaparece bruscamente cuando se presenta una ganga de fluorita masiva de color verde y se ha tomado como un buen indicio de la persistencia de la mena a profundidad la presencia de cristales de grano muy fino de --- fluorita de color violeta; en las minas de La Carolina los valores de plata se encuentran firmemente asociados a la pirita y desaparecen casi totalmente en la galena de grano medio.

CAPITULO III

ESTUDIO ECONOMICO DE LA MINA "CHAMOLE" A UNA PRODUCCION DE 1500 TONELADAS MENSUALES.

- 3.1.- Descripción general de la mina.
- 3.2.- Reservas de la mina "CHAMOLE" .
- 3.3.- Servicios y equipo para la operación de la mina.
- 3.4.- Descripción del método de explotación.
- 3.5.- Costos actuales de producción.
- 3.6.- Estimación de costos para 1500 tons. de producción mensual.

3.1.- DESCRIPCION GENERAL DE LA MINA.

La mina Chamole se encuentra al SW del poblado de Guanaceví, aproximadamente a 2.5 Kms.

Es una de las minas del distrito más antiguas y más consistentes en cuanto a producción en forma continua; su producción ha variado de 400 a 800 tons. mensuales y tiende a elevar su producción.

Tiene como minerales de mena económicamente explotables el oro y la plata.

Se tiene como minerales de ganga; limonita, fluorita y manganeso, éste último causa demasiados problemas en el proceso de beneficio, además de originar una baja recuperación en la flotación.

Existen 2 vetas principales las cuales fueron las que dieron origen a la mina Chamole y ellas son;

- a) Veta Chamole
- b) Veta Comadres

a) La veta Chamole tiene un rumbo general de $N 29^{\circ} W$ y con un echado promedio de 75° buzando hacia el Este con una potencia promedio de 1.20 mts.

b) Veta Comadres tiene un rumbo general de

N. 15° W y con un echado promedio de 73° buzando hacia el Este.

Estas 2 vetas principales han sido objeto de explotación por más de 200 años en varias etapas.

La mina Chamole cuenta con 222490 tons. positivas aproximadas de reservas con leyes que varían de 1 gr. de Au y 200 grs. de Ag a 4 gr de Au y 500 grs. de Ag. Las obras principales de la mina Chamole son:

a) El nivel de arrastre, con una longitud de 1700 mts. aproximadamente y es la obra de captación de todo el mineral para su acarreo hacia el exterior.

b) Los niveles más 50 y más 100 se encuentran arriba del nivel de arrastre.

c) Los niveles menos 25 menos 50 se encuentran abajo del nivel de arrastre.

d) Socavón de Los Ingleses es la obra más profunda sobre veta aproximadamente 50 mts. abajo del nivel de arrastre, pero no se encuentra comunicada con las obras superiores del cual existe el proyecto de mandar toda la extracción de mineral por dicho socavón.

El contratiro Wilson que actualmente sirve para extraer el mineral que es producido en los niveles - menos 25 y menos 50. (Véase plano de la mina Chamole)

3.2.- RESERVAS DE LA MINA CHAMOLE

A continuación se presenta el cuadro de reservas.

<u>CUERPO</u>	<u>TONELADAS</u>	<u>L E Y E S</u>	
		<u>Au gr/ton</u>	<u>Ag gr/ton</u>
Block A	11,836 Tons.	1.93	226
Block B	5,763 "	2.44	354
Block C	4,326 "	2.32	193
Block D	1,015 "	4.75	751
Block D - 1	?	?	?
Block E	6,485 "	1.80	207
Block F	29,642 "	1.71	193
Block G	15,732 "	1.88	185
Block H	?	?	?
Block I	2,801 "	2.20	388
Block J	1,975 "	3.40	363
Block K	7,015 "	2.12	319

<u>CUERPO</u>	<u>TONELADAS</u>	<u>L E Y E S</u>	
		<u>Au gr/ton</u>	<u>Ag gr/ton</u>
Block L	104,434 Tons.	1.96	271
Block I	4,579 "	1.33	229
Block II	4,512 "	2.01	292
Block V	488 "	2.06	414
Block VI	585 "	2.06	585
Block IX	?	?	?
Block S G I	580	1.89	214
Block S G II	2,892 "	3.59	483
Block S G III	3,555 "	2.18	355
Block S G IV	2,455 "	1.98	255
Block A	4,690 "	2.96	273
Block B	1,522 "	2.01	287
Block P	<u>5,605</u> "	2.80	385
	222,490 Tons.		

Ley media de las reservas;

Ley media Au $\frac{\text{Suma tons. (ley)}}{\text{Suma tons.}}$

Ley media Au $\frac{450,228}{222,490}$

Ley media Au 2.02 gr Au/ton

Ley media Ag $\frac{\text{Suma tons. (ley)}}{\text{Suma tons.}}$

Ley media Ag $\frac{53,183.985}{222,490}$

Ley media Ag 239 gr Ag/ton.

3.3.- SERVICIOS Y EQUIPO PARA LA OPERACION DE LA MINA

Debido a que no se cuenta con línea eléctrica de la Comisión Federal de Electricidad, en la mina hay -- una planta de 75 Kw que sirve para todos los servicios y requeridos, tales como: compresor, bombas, cargador de -- baterías y alumbrado.

Se cuenta con el siguiente equipo minero:

- 1.- 10 perforadoras, 4 Atlas RH - 656, 4 Toyo Ty-40 y 2- Atlas BEC 17.
- 2.- Una locomotora de baterías Clayton 24" con cargador- y 2 cajas de baterías con una capacidad de 10 tons.- de arrastre.
- 3.- Un compresor Atlas Copco DT - 24 de 600 ft³ de capacidad.

- 4.- Una resagadora para vía de 24" marca "Eimco"
- 5.- Un malacate eléctrico de 15 H. P. (Jopper)
- 6.- Un winche Atlas Copco
- 7.- 2 tinas de manto con capacidad de 700 y 300 kgs.-
- 8.- 7 carros mineros de 1 yd³ de capacidad

Todo este equipo se encuentra en regulares condiciones de trabajo; ya que constantemente se están-- cambiando operadores por la falta de la mano de obra --- que existe en la región, pues en su mayoría son campesinos que se retiran en tiempo de lluvias para sembrar sus tierras.

3.4.- DESCRIPCION DEL METODO DE EXPLOTACION.

Las vetas que actualmente se están explotando presentan las condiciones ideales para un tumbé sobre carga, ya que su potencia no es mayor de 1.50 mts. y considero que en la forma en la que se va llevando puede -- ser la más correcta, ya que por definición.

El tumbé sobre carga es ideal para vetas angostas.

Subniveles es ideal para yacimientos de gran

potencia, debido a que su preparación es demasiado costosa.

La segunda condición determinante del método de explotación es la dureza de la roca encajonante y la veta.

Las condiciones ideales del tumba sobre carga son: los respaldos de la veta deben ser consistentes, así como también el cuerpo de veta; la roca encajonante en estos yacimientos generalmente es conglomerado o andesita se encuentra poco alterado.

Además para la explotación de este rebaje existen 2 condiciones favorables para la elección de este método:

a) Es barrenar verticalmente, por lo tanto se necesita efectuar toda la preparación del rebaje antes de comensar a explotar.

b) Es barrenar horizontalmente y tiene como condiciones favorables que se va preparando y explotando por medio de bancos, además de que se cuida que los barrenos no se vayan sobre los respaldos.

Como consecuencia al punto "b" antes mencionado es la variable del método que se ajusta a las --

condiciones de;

Una mina de pequeña producción.

"ESCASEZ" en los recursos económicos.

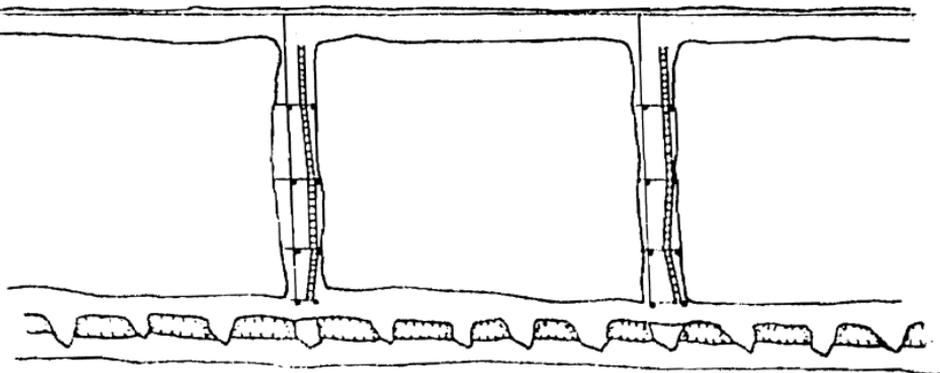
Creo que corresponde a la situación actual - que presenta la mina Chamole, aunque como desventaja se tiene, que no se puede disponer de todo el mineral inmediatamente, solo se puede obtener 1/3 del mineral tumbado.

A continuación haré una breve descripción -- del ciclo de obras y trabajo sin entrar al detalle.

Las preparaciones necesarias son;

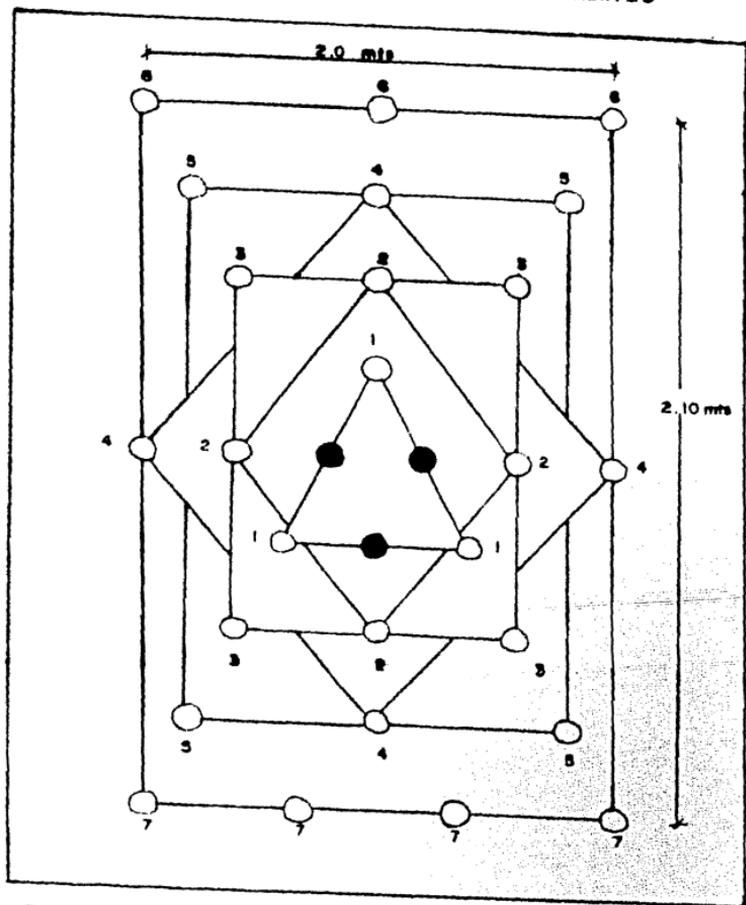
- 1.- Colocar un contrapozo al centro de determinado bloque desde el nivel inferior hasta comunicarlo con el -- nivel inmediato superior.
- 2.- Este contrapozo servirá de acceso al rebaje para bajar tuberías de agua y aire; además que a partir de él, se abren las frentes de preparación para ir determinando las dimensiones del rebaje; además nos sirve de exploración, ya que los clavos de mineral son a veces erráticos y varían tanto en posición en sentido vertical como en el horizontal.

(VER CROQUIS No. 1)



Preparación de un bloque para su explotación por el método de tumba sobre carga.

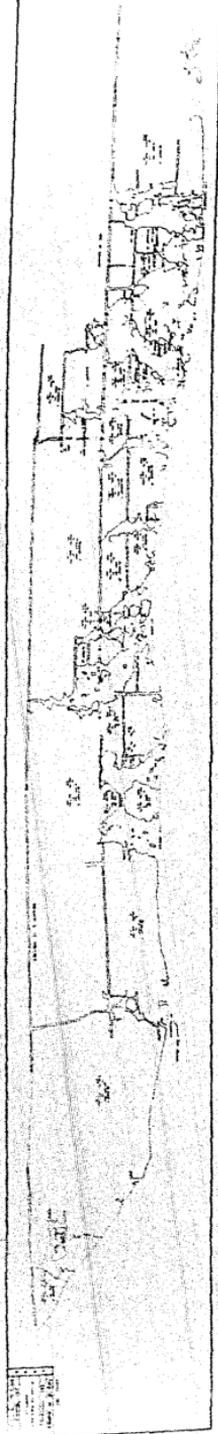
PLANILLA DE BARRENACION UTILIZADA EN LAS FRENTERAS



● BARRENOS NO CARGADOS

○ BARRENOS CARGADOS

N. TIEMPO DE DISPARO



3.- Colar contrapozos cortos de 3 mts. para tolvas de extracción del mineral a lo largo del nivel a cada 6 mts. de distancia, con la idea de dejar un pilar de cabeza de 3 mts. de espesor.

Se instalarán en cada uno de los contrapozos tolvas de madera, que tienen como finalidad la extracción del mineral cuando el rebaje se encuentra en plena explotación.

Como se puede observar en la plantilla de barrenación utilizada en frentes, se llevan 29 barrenos, - de los cuales solamente 26 son cargados con explosivo.

La longitud de cada barrenación es de 1.60 mts. obteniéndose 1.50 mts. efectivos; la escala utilizada de barrenos es de 0.80 mts. y 1.60 mts. de longitud. Los detonantes utilizados son cápsulas y bombillos de dinamita 45% especial. Los artificios de encendidos son: cañuela, conectores y thermalita. Cada barreno requiere:

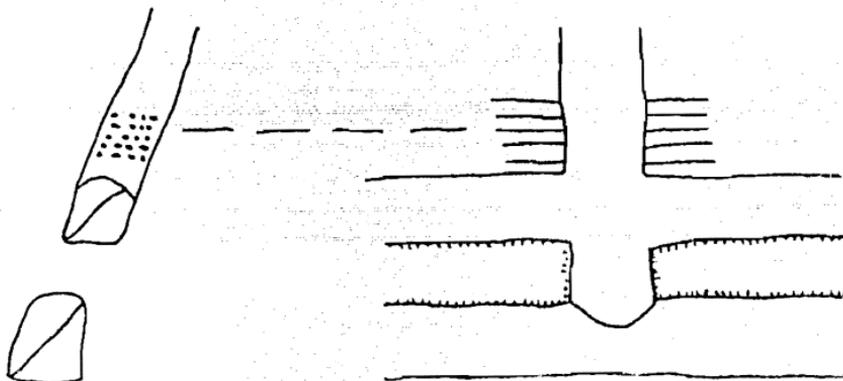
- a) Un bombillo de dinamita
- b) Un cápsul
- c) 1.8 mts. de cañuela
- d) Un conector
- e) Un Kg. de super mexamon "B"

Para el concepto de vías y tuberías, se usa-
riel de 24 libras por yarda en tramos de 6 mts. cada uno,
las planchuelas a usarse son 4 para cada tramo de vía, -
los durmientes se colocan a cada metro de distancia. Se-
menciona la vía porque es la que se utiliza en los nive-
les, pero en las frentes de preparación no se coloca és-
ta. Para las tuberías, se utiliza poliducto de alta re-
sistencia para agua y aire de 2" de diámetro para aire y
de 1" para agua.

EXPLOTACION.

El tumba de mineral se hará a partir de ca
da contrapozo de servicio, con barrenaciones horizonta-
les.

(VER CROQUIS No. 2)



La longitud de barrenación es de 1.80 mts.,
 la cantidad de barrenos que se pueden dar por turno/má-
 quina son:

Tiempo efectivo de barrenación = 279 min.

Velocidad de penetración de la maq. = 0.30 mts./min.

Longitud de los barrenos = 1.80 mts.

Tiempo por barreno = $\frac{1.80 \text{ mts.}}{0.30 \text{ mts./min.}}$

Tiempo por barreno = 6 minutos

Eficiencia de la máquina = 80 %

Encerrar barreno y cambio de barras = 5 minutos

Tiempo total por barreno = $6 + 5 = 11$ minutos

Num. de barrenos por maq./turno = $\frac{279}{11} = 25.36$

Num. de barrenos por maq./turno = 25 barrenos

Tomando un 80% de eficiencia de la máquina tenemos;

Num. de barrenos por maq./turno = 20 barrenos

La plantilla de barrenación en explotación - se ha experimentado y mediante observaciones y estadísticas, se ha concluido que la separación adecuada entre barrenos para un ancho promedio de 1.20 mts. debe ser de - 40 cms., por lo tanto según se observa en el croquis No. 2 cada hilera horizontal llevará 4 barrenos y habiendo - calculado el número de éstos que se pueden dar por turno, podemos calcular las toneladas tumbadas por turno.

Cálculo de toneladas tumbadas por turno.

No. de hileras = $\frac{200}{4}$

No. de hileras por turno = 5

Toneladas tumbadas:

a = ancho de la veta = 1.2 mts.

h = altura del corte = 2.0 mts.

L = longitud del barreno = 17 mts.

S = densidad del mineral = 2.5 tons./m³

V = volumen = a x h x L = 4.08 m³

Toneladas tumbadas = 4.08 (2.5)=10.20 tons/turno

3.5.- COSTOS ACTUALES DE PRODUCCION

Los costos de producción se incrementan o se decrecientan cuando la operación en la mina es eficiente o deficiente ya que por regla general una mala supervisión incrementa los costos, porque no se cuida de los recursos físicos y humanos y no se aprovecha al máximo de eficiencia.

En nuestro medio tendemos a desarrollar la rutina que se está llevando en la mina porque es la más fácil de seguir; pero un Ingeniero debe estar pendiente y efectuar los cambios necesarios, después de hacer un estudio minucioso para salirse de esa rutina fácil o incrementar la eficiencia.

Este trabajo podría empesarse mediante el cálculo de costos de las obras necesarias en la exploración-preparación y explotación; pero creo que es más conveniente expresar los gastos que lleva el Departamento de Contabilidad de la Unidad Metalúrgica Guanacoévi, para así encontrar una información más realista para llegar a consideraciones más exactas del problema.

Como se mencionó al principio de esta Tesis el ritmo de producción de la Mina Chamole era de 1500

tons. mensuales; pero en los últimos diez meses disminuyó la producción a un ritmo de 712 tons. mensuales y como se ha incrementado la cotización de la plata en el -- mercado mundial, lo que para los accionistas de la mina --al recibir utilidades, pasa desapercibida la falta de -- supervisión.

Esta situación no es conveniente porque se -- debe cuidar y aprovechar al máximo el yacimiento mineral o sea cuidar el rendimiento humano para producir un máxi -- mo de toneladas y como consecuencia, se van a tener más -- utilidades por aumento del valor del lote del mineral que se produzca.

A continuación se presentan por medio de ta -- blas los costos que tuvo esta mina en el período de Ene -- ro-Octubre de 1977, obteniéndose una producción de -- -- 7,120 tons., resultando 712 tons. mensuales como prome -- dio.

Exploración y desarrollo - - -	\$ 75.11/ton.
Explotación - - - - - - - - -	\$ 145.38/ton.
Costos indirectos - - - - - - -	\$ 103.20/ton.
Costo total por tonelada - - -	\$ 323.69/ton.

NOTA.- Los costos fueron obtenidos de los informes mensuales del Dpto. de Contabilidad de la Unidad Metalúrgica Guanaceví, dirigidos a la Cía. Minas de Chamole, S. A., por lo que si en algún renglón de los costos se considera bajo o alto, son condiciones exclusivas de la región. Estos costos se pueden ver en detalle en las tablas 1, 2 y 3 de este capítulo.

1) INFORMACION Y DESARROLLO

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	TOTAL	COSTO POR TORNILLO	COSTO TOTAL POR TORNILLO
Perforación													
Mazo de Oros	7,743.62	4,605.71	8,321.38	18,328.07	8,182.04	4,867.79	1,131.42	4,371.19	3,039.45	11,215.00	79,099.57	11.11	
Materiales	5,838.99	4,699.99	10,984.95	6,320.02	10,095.17	5,017.19	1,143.90	2,890.19	13,607.32	20,322.08	90,890.94	12.77	23.08
Reparos y Accesorios Interiores													
Mazo de Oros	4,323.43	5,644.26	8,238.09	4,177.14	7,334.40	4,775.21	4,007.24	3,240.10	11,337.03	6,970.10	68,007.06	9.56	
Materiales	1,094.34	--	--	98.60	67.74	--	1,199.00	4,074.45	334.35	--	8,818.16	1.23	10.79
Mantenimiento													
Mazo de Oros	2,315.28	2,439.98	2,316.98	1,644.11	3,190.16	2,089.13	2,134.61	4,016.28	4,127.72	2,559.54	21,633.77	3.89	
Materiales	--	979.32	--	--	193.89	2,071.19	--	879.02	--	--	4,679.98	0.69	4.33
Alimentación													
Mazo de Oros	--	183.94	--	--	4,490.85	2,117.35	2,934.37	3,120.86	1,359.41	1,772.32	16,129.10	2.27	
Materiales	56.72	--	--	--	2,614.24	2,408.21	1,540.01	3,382.29	991.13	--	10,966.60	1.54	3.91
Fijas y Tuberias													
Mazo de Oros	222.65	919.20	7,926.50	1,366.75	222.81	526.72	2,305.66	6,251.18	2,334.70	630.71	22,811.08	3.21	
Materiales	--	2,575.72	29,577.37	78.50	--	889.57	7,304.47	18,791.29	10,696.78	11,072.84	109,962.75	15.44	18.65
Aires Comprimidos													
Mazo de Oros	3,363.57	2,564.72	3,081.37	3,927.81	3,638.79	4,206.71	2,534.26	1,795.83	3,379.79	3,003.74	31,466.59	4.41	
Materiales	1,590.52	1,555.98	3,128.88	1,871.83	2,534.66	2,323.40	1,078.92	2,412.38	3,070.97	2,192.20	21,961.24	3.07	3.98
Perforación de Mujeres													
Mazo de Oros	--	--	308.04	--	--	--	--	1,182.34	--	--	1,490.34	0.21	
Materiales	331.93	192.35	--	162.18	2,672.22	439.63	531.64	172.65	22.42	--	4,524.99	0.63	0.84
Accesorios Perforación													
Mazo de Oros	3,542.37	--	389.65	3,086.18	5,304.10	998.04	1,224.14	6,489.18	11,462.07	6,032.41	28,990.14	4.07	4.07
Sumos													
Mazo de Oros	506.32	1,343.32	57.64	--	699.54	--	--	--	--	--	2,587.82	0.11	
Materiales	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0.17
Accesorios al Material													
Mazo de Oros	611.52	--	--	--	699.42	--	--	--	--	--	1,310.94	0.19	
Materiales	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	0.19

TOTAL 75.11

J E N I F L O T A C I O N

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	TOTAL	COSTO POR TONELADA	COSTO TOTAL TONELADA
Extracción													
Mano de Oera	8,126.75	11,293.13	6,020.88	11,321.77	7,959.62	7,099.62	9,995.64	5,334.94	5,660.00	10,516.54	83,480.84	11.72	
Materiales	10,796.92	14,067.22	7,130.00	10,614.41	11,716.73	9,625.25	12,454.44	6,655.37	7,433.00	10,533.34	110,133.98	15.43	27.11
Resaca													
Mano de Oera	13,046.71	13,214.95	7,131.36	6,701.13	11,298.89	8,746.95	12,989.07	12,415.21	17,087.21	12,678.78	110,324.45	15.50	
Materiales	--	--	--	--	63.00	189.62	249.16	64.13	697.75	1,326.61	2,665.30	6.31	16.41
Enteado													
Mano de Oera	3,005.67	3,132.15	1,687.82	184.54	--	--	--	--	--	--	8,970.98	1.43	
Materiales	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	1.13
A la Oera													
Mano de Oera	5,528.25	5,228.62	5,150.76	8,610.02	3,051.87	3,995.60	4,161.09	1,621.54	7,637.41	8,747.26	23,830.15	7.56	
Materiales	1,751.13	7,011.27	4,091.50	4,435.37	445.86	1,136.31	2,293.47	625.43	1,740.07	3,257.94	25,643.25	2.82	10.28
Aire Comprimido													
Mano de Oera	5,207.04	3,066.20	4,588.30	3,179.37	3,690.62	2,721.64	3,111.08	3,296.18	4,640.20	1,726.65	35,271.89	4.94	
Materiales	4,146.36	8,835.58	2,145.99	2,812.13	2,365.12	3,147.31	4,951.31	2,145.21	2,130.87	3,199.08	30,438.12	5.17	10.13
Óleo y Lubricante													
Mano de Oera	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Materiales	--	--	--	--	--	--	--	154.53	--	154.53	--	5.00	0.12
Costo de Insumos	4,295.42	4,760.25	3,918.58	4,271.52	5,676.19	5,332.50	4,929.33	1,425.11	6,101.36	5,043.32	46,611.53	6.54	5.14
Regeneración de Espuma													
Mano de Oera	2,126.68	1,749.15	626.09	666.64	1,809.54	1,991.21	3,819.18	3,726.11	1,170.14	621.23	15,928.47	7.25	
Materiales	4,706.62	3,925.73	7,674.70	2,200.29	5,483.35	1,139.66	747.19	1,074.14	15,368.98	5,541.65	52,615.33	12.51	12.26
Amortización del Material													
Mano de Oera	325.00	248.08	--	3,935.90	3,141.37	3,261.69	2,497.07	1,022.30	1,117.81	1,057.26	17,290.43	2.42	
Materiales	--	326.01	299.09	611.17	1,230.66	1,275.02	961.37	739.61	725.22	466.19	6,215.14	5.77	3.15
Mano de Oera y Materiales	2,146.68	1,484.38	1,926.19	1,355.00	1,310.40	5,010.34	3,243.76	1,770.90	2,225.32	3,110.98	23,705.56	3.33	3.13
Transportación, Man. y Materiales													
Mano de Oera	27,764.87	24,343.37	22,691.58	23,074.59	24,321.84	27,111.15	21,875.20	23,211.44	21,095.52	23,366.99	228,161.27	37.06	
Materiales	4,497.50	10,190.00	10,100.00	10,100.00	11,358.24	10,415.00	10,100.00	10,100.00	10,100.00	10,100.00	100,167.28	14.17	
Transportación	11,580.83	13,993.58	6,845.17	7,130.54	6,811.50	3,124.40	2,796.72	1,555.60	2,691.11	--	100,966.27	7.19	
Materiales	2,251.79	3,173.33	2,750.11	3,251.10	3,691.95	2,746.56	--	2,936.59	2,645.14	2,837.19	26,844.26	3.16	13.14

Para calcular el impacto económico que produce la baja productividad del elemento humano, me valí de un artificio para clasificar la información de los costos totales de la mina Chamole anteriormente mencionados y los agrupé en la forma siguiente:

Costos Directos:	}	Fijos
		Variables
Costos Directos:		Exploración y Desarrollo
		Explotación.
Costos Indirectos:	}	Fijos
		Variables

En los costos fijos se están incluyendo únicamente la mano de obra, ya que de no tener producción de mineral necesariamente se tendrán gastos en este concepto.

En los costos variables se comprenden exclusivamente materiales y accesorios, ya que de no producir mineral no se tendrá ningún gasto en este concepto. Se agrupan de esta manera, para demostrar en un caso extremo, que el producir una tonelada de mineral en un mes, -

esta nos costaría lo siguiente:

Total de costos directos Fijos	= \$	98,181.32
Total de costos directos Variables	= \$	82.11
Total de costos indirectos Fijos	= \$	40,527.24
Total de costos indirectos Variables	= \$	44.97
Comisiones y anticipos (Interes)	= \$	9,211.31
Maquila y Administración	= \$	<u>207.50</u>

Costo total para producir 1 Ton/mes	= \$	148,254.45

(Ver tablas 4, 5 y 6 de este capítulo)

Este valor obtenido de costo total por tonelada, aunque exagerado, nos demuestra qué tan peligroso puede resultar la falta de supervisión en la mina; esta cifra también nos refleja que a mayor y mejor supervisión los costos fijos se irán abatiendo con el aumento en el ritmo de producción, ya que se tratará de aprovechar a la máxima eficiencia al factor humano para producir mas tonelaje con la misma mano de obra.

En lo que respecta a los costos variables, - éstos permaneces constantes para cualquier número de toneladas producidas y estas solo se podrán abatir cuando se haya optimizado el método de explotación usado en la-

mina, previamente de haber educado al personal obrero a producir mas, a desperdiciar menos y cuidar los elementos con que este desarrolla su trabajo.

A continuación para seguir con el estudio,-- se presentan 3 tablas de costos calculados con base a un ritmo de producción de 712 toneladas mensuales que fué el promedio resultante de los 10 meses tomados para este estudio. (Tablas 4, 5 y 6).

- 4 (Costos de Exploración y Desarrollo
- 5) Costos de Explotación
- 6) Costos indirectos.

Divididos en fijos y variables, teniendo los costos unitarios en cada uno de estos conceptos.

6) COSTOS DE EXPLOTACION Y DESARROLLO

Costos Directos	Costo Total- 7,120 Tons.- Mano de Obra - Costo Fijo -	Costo/Tonelada Mano de Obra - Costo Fijo --	Costo/Tonelada Materiales -- Costo Variable
Barrenación	79,099.57	11.11	12.77
Resaga y Acarreos Interiores	68,097.06	9.56	1.23
Manteo	27,633.77	3.89	0.65
Adems	16,129.10	2.27	1.54
Vías y Tuberías	22,811.88	3.21	15.44
Aire Comprimido	31,466.59	4.41	3.07
Reparación de Equipo	1,490.34	0.21	0.63
Acero para Perforación	-o- -o- -	-o-	4.07
Bombas	2,687.02	0.37	-o-
Acarreos al Exterior	<u>1,310.94</u>	<u>0.29</u>	<u>-o-</u>
	250,726.27	35.21	39.40
47% Gastos de Superinten- cia.	<u>191,264.00</u>	<u>26.86</u>	<u>-o-</u>
	441,990.27	62.07	39.40

5) COSTOS DE EXPLOTACION

Costos Directos	Costo Total- 7,120 Tons.- Mano de Obra Costo Fijo -	Costo/Tonelada Mano de Obra - Costo Fijo	Costo/Tonelada Materiales --- Costo Variable
Barrenación	83,486.84	11.72	15.49
Resagado	110,324.45	15.50	0.37
Manteo	8,020.58	1.13	-0-
Ademes	53,830.15	7.56	2.89
Aire Comprimido	35,207.83	4.94	5.39
Vías y Tuberías	-0- -0-	-0-	0.02
Acero para Perforación	-0- -0-	-0-	6.54
Reparación de Equipo	15,939.40	2.25	7.81
Acarreo al Exterior	17,290.13	2.43	0.87
Muestras y Ensayo	-0- -0-	-0-	3.33
	<u>324,142.38</u>	<u>45.53</u>	<u>42.71</u>
53% Gastos de Superintendencia	215,690.69	30.29	-0-
	<u>539,823.07</u>	<u>75.82</u>	<u>42.71</u>
Superintendencia	228,167.22	32.05	
Sueldos de Oficina	100,970.75	14.18	
Topografía	50,966.27	7.15	
Vigilancia	<u>26,640.46</u>	<u>3.76</u>	
	406,944.70	57.14	

NOTA.- Los gastos de la Superintendencia fueron repar-
tidos proporcionalmente
47% a Explotación y De-
sarrollo 53% Explotación.

6) COSTOS INDIRECTOS

	Costo/7,120 Tons. Costo Fijo	Costo/Tonelada Costo Fijo	Costo/Tonelada Costo Variable
Traslado y Transp. de Personal	44,573.47	6.27	-0-
Gastos de Viaje	4,904.10	0.68	-0-
Previsión Social	167,601.37	23.54	-0-
Papelería y Útiles de Escrito- ric.	19,318.47	2.71	-0-
Correo, Telégrafo y Teléfono	13,683.26	1.93	-0-
Primas por Seguros y Fianzas	2,697.86	0.38	-0-
Gratificaciones y Compensaciones	71,357.00	10.03	-0-
Impuestos y Derechos	14,200.14	1.99	-0-
Caminos y Patios	-0- -0-	-0-	5.06
Fletes y Acarreos de materiales	-0- -0-	-0-	0.58
Manejo de Concentrados	-0- -0-	-0-	1.45
Sí para Infonavit	40,915.00	5.74	-0-
Fomento de Deportes	1,284.50	0.19	-0-
Gastos de Alimentación y Hospede- daje.	12,956.02	1.81	-0-
Seguridad	3,792.44	0.53	-0-
Multas y Recargos	3,506.69	0.49	-0-
Donativos	4,500.00	0.63	-0-
Fletes de Mina a Planta de Bens- ficio.	-0- -0-	-0-	19.54
Fletes de Concentración a Fundi- ción.	-0- -0-	-0-	18.08
Limpieza de Mineral	-0- -0-	-0-	0.26
	<u>405,272.42</u>	<u>56.92</u>	<u>44.97</u>

Para conocer el aspecto económico total de -- la mina Chamole, es importante saber cual es el valor de la producción en la mina.

Esta información la obtenemos de las liquidaciones de la Fundición y para apegarnos más a la realidad, investigué cual fué el valor de la producción y su diferencia con el valor final liquidado por la Fundición para saber si nuestro análisis es correcto y llevar un control confiable.

En la tabla siguiente se muestra la liquidación de los concentrados producidos de Enero a Octubre, se muestra la estimación de estos valores y la diferencia con el valor real liquidado en la fundición.

De Enero a Junio estas estimaciones fueron realmente inciertas, debido a un mal muestreo de los lotes de concentrado en la planta, exceptuando que en el mes de Febrero se calculó bien, pero en las demás la diferencia fué muy notable; por esta razón para valorar --- nuestra producción es necesario cuidar y vigilar muy de cerca todas las operaciones concernientes con la valorización de los concentrados..Afortunadamente para el mes de Octubre se pudo controlar este concepto.

El valor real de la producción de acuerdo --
con esta tabla de Enero a Octubre, fué de: 4'852,586.95-
y el valor que se recibió por cada tonelada beneficiada-
(7,120 tons.(fué de \$ 681.54/ton. de mineral que compa
rados con el valor de costo de producción por tonelada--
que fué de \$ 544.15/ton, se obtuvo una utilidad de - - -
\$ 137.39/ton.

(VER TABLA No. 7)

7) LIQUIDACION DE LOS CONCENTRADOS

	Valor estimado de la Producción	Diferencia de Liquidación	Valor Real de la Producción.
Enero	277,564.35	56,367.08	334,120.05
Febrero	648,836.00	-0-	648,836.00
Marzo	182,983.92	286,339.80	469,323.61
Abril	264,469.55	156,935.88	421,395.43
Mayo	345,866.38	218,562.60	564,428.98
Junio	417,326.42	155,986.94	573,313.36
Julio	153,400.60	29,950.97	183,351.57
Agosto	688,095.75	- 4,638.48	683,456.57
Septiembre	401,145.75	- 27,863.85	373,281.86
Octubre	598,310.87	2,768.65	<u>601,079.52</u>
			<u>4,852,586.95</u>

Ya descontado impuesto
y Maquila de Fundición

Valor Total/Tonelada =	$\frac{4,852,586.95}{7,120} =$	\$ 681.54/Ton.
Costos de Producción	2,304,672.80	
Maquila y Administración	1,477,400.00	
Comisiones por Anticipos (Interes)	92,113.10	
Costo Total de Producción-Ton.	$\frac{3,874,386.90}{7,120} =$	\$ 544.15/Tons.
Utilidad Obtenida/tonelada		137.39

(54)

3.6.- ESTIMACION DE COSTOS PARA 1500 TONS. DE PRODUCCION

En la tabla de estimaciones de gastos totales mensuales (Tabla No. 8) se expresa el total del costo fijo que es de \$ 147,919.87 y el total de costo variable que es de \$ 334.58, en lo que respecta al costo fijo, este se dividirá entre el número de toneladas producidas que en este caso son 1500 por mes, para después sumarle el total del costo variable y así obtener nuestro costo total por tonelada, que es de:

Tons.	C o s t o Fijo/ton.	C o s t o Variable/ton.	Costo Total Por tonelada
1500	98.61	+ 334.58	= 433.19

Además se presenta una tabulación de valores donde el rango de variación de la producción será de -- 500 a 1500 tons. mensuales de producción, (Tabla No. 9)- que es el intervalo que la mina Chamole puede ejecutar - con la gente y el equipo que posee actualmente. Posteriormente se calculará la ley mínima costeable de producción tomando en consideración las variaciones en la cotiza--- ción de la plata en el mercado mundial.

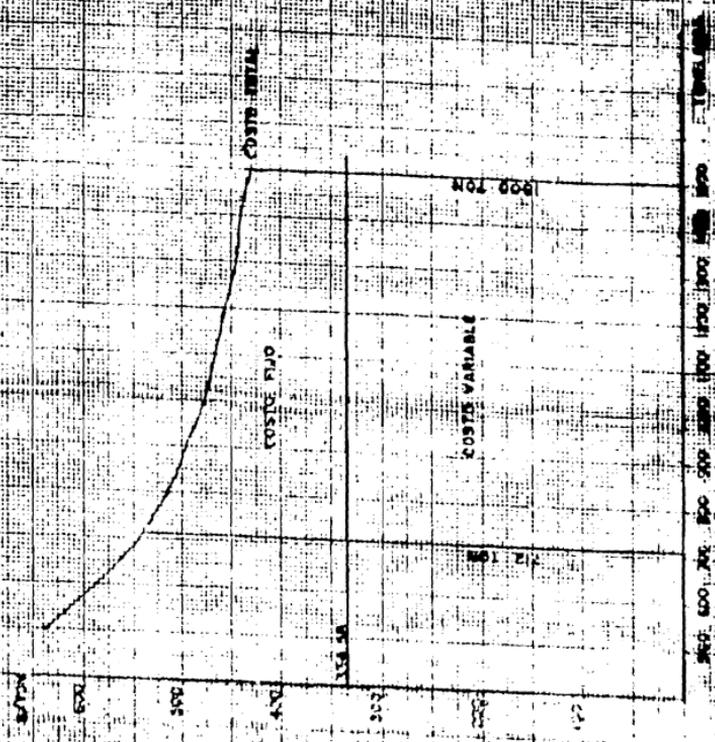
8) TABLA DE ESTIMACIONES DE COSTOS TOTALES MENSUALES

COSTOS DIRECTOS/MES	COSTO FIJO	COSTO VARIABLE
Exploración y Desarrollo	44,199.02	39.40
Explotación	<u>53,982.30</u>	42.71
T o t a l =	98,181.32	
COSTOS INDIRECTOS/MES		
Costos Indirectos	40,527.24	44.97
Comisiones y Anticipos (Interes)	9,211.31	-0-
Maquila y Administración	<u>-0-</u>	<u>207.50</u>
T o t a l =	49,738.55	334.58

9) TABLA DE COSTOS POR TONELADA EN FUNCION DE LA PRODUCCION

	<u>Costo Fijo por Tonelada</u>	<u>Costo Variable por tonelada</u>	<u>Costo Total por Tonelada</u>
500 Tons.	295.83	334.58	630.41
550 "	268.94	334.58	603.52
600 "	246.53	334.58	581.11
650 "	227.56	334.58	562.14
700 "	211.31	334.58	545.89
750 "	197.22	334.58	531.80
800 "	184.89	334.58	519.47
850 "	174.02	334.58	508.60
900 "	164.35	334.58	498.93
950 "	155.70	334.58	490.28
1,000 "	147.91	334.58	482.49
1,050 "	140.87	334.58	475.45
1,100 "	134.47	334.58	469.05
1,150 "	128.62	334.58	463.20
1,200 "	123.26	334.58	457.84
1,250 "	118.33	334.58	452.91
1,300 "	113.78	334.58	448.36
1,350 "	109.57	334.58	444.15
1,400 "	105.65	334.58	440.23
1,450 "	102.01	334.58	436.59
1,500 "	98.61	334.58	433.19

TABLA DE COSTOS / TON
 EN FUNCIÓN DE LA PRODUCCIÓN



0 n s a - 4.40 Bils.

Es. Ad. - \$ 1.028.00

L e 7 Ag.

Recuperación -

ald.

0 n s a - 4.70 Bils.

Es. Ad. - \$ 1.172.00

L e 7 Ag.

Recuperación -

ald.

0 n s a - 4.80 Bils.

Es. Ad. - \$ 1.240.00

L e 7 Ag.

Recuperación -

ald.

0 n s a - 4.90 Bils.

Es. Ad. - \$ 1.308.00

L e 7 Ag.

Recuperación -

ald.

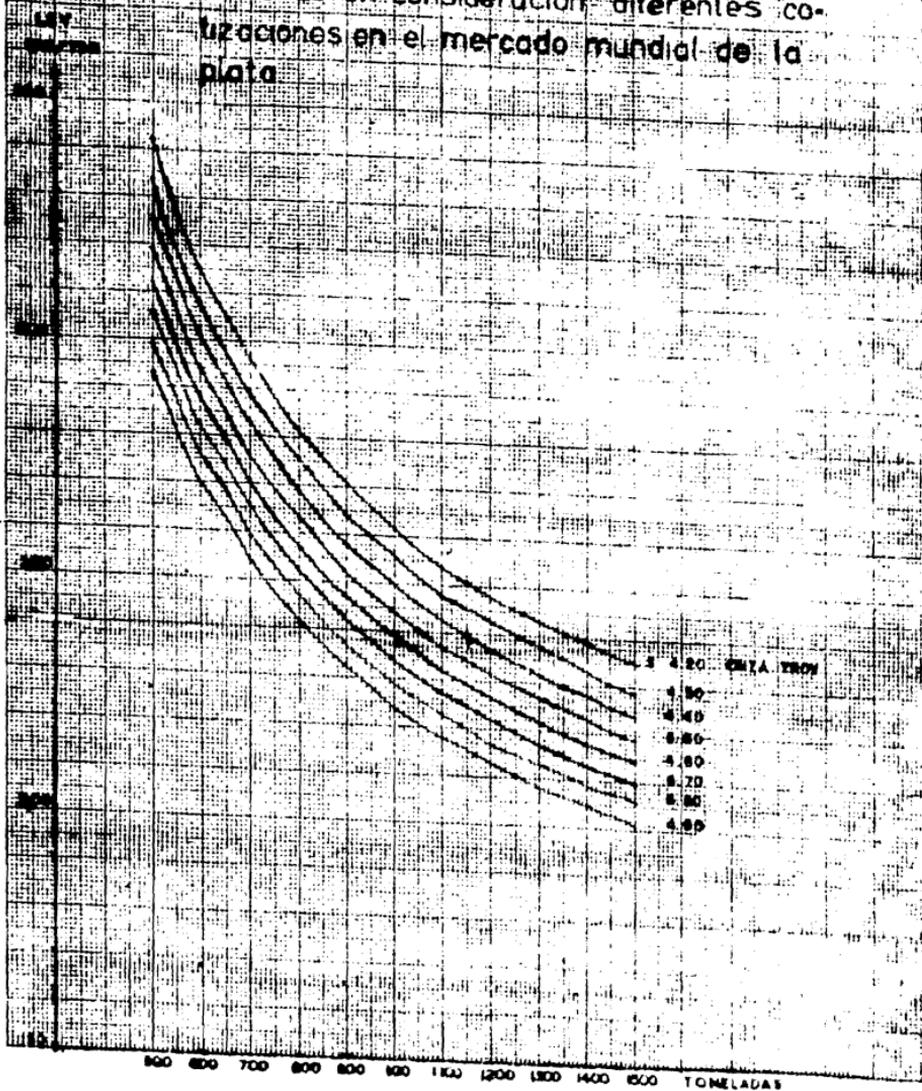
COMPRADAS

300	12	203	306	199	299	194	293	190
350	29	194	293	190	286	186	281	182
400	58	187	282	183	276	179	270	176
450	78	181	272	177	250	162	261	170
500	70	176	265	172	299	168	254	165
550	63	171	258	168	252	164	247	161
600	57	167	252	164	247	160	241	157
650	52	164	246	160	241	157	236	154
700	47	161	242	157	237	154	232	151
750	43	158	238	154	233	151	228	148
800	39	155	234	152	229	149	224	146
850	35	153	230	150	226	147	221	144
900	32	151	227	148	223	145	218	142
950	29	149	224	146	220	143	215	140
1000	27	147	222	144	217	141	213	138
1100	22	144	217	141	213	138	208	135
1200	18	142	213	139	209	136	204	133
1300	15	139	210	136	206	134	201	131

Tipo de Cambio 1 dolar = 21 pesos
Recuperación del 65 %

NOTA: Se
Ca
Im
"A
P
de
& C
B

Cálculo de la ley mínima costeable
 tomando en consideración diferentes co-
 lizaciones en el mercado mundial de la
 plata

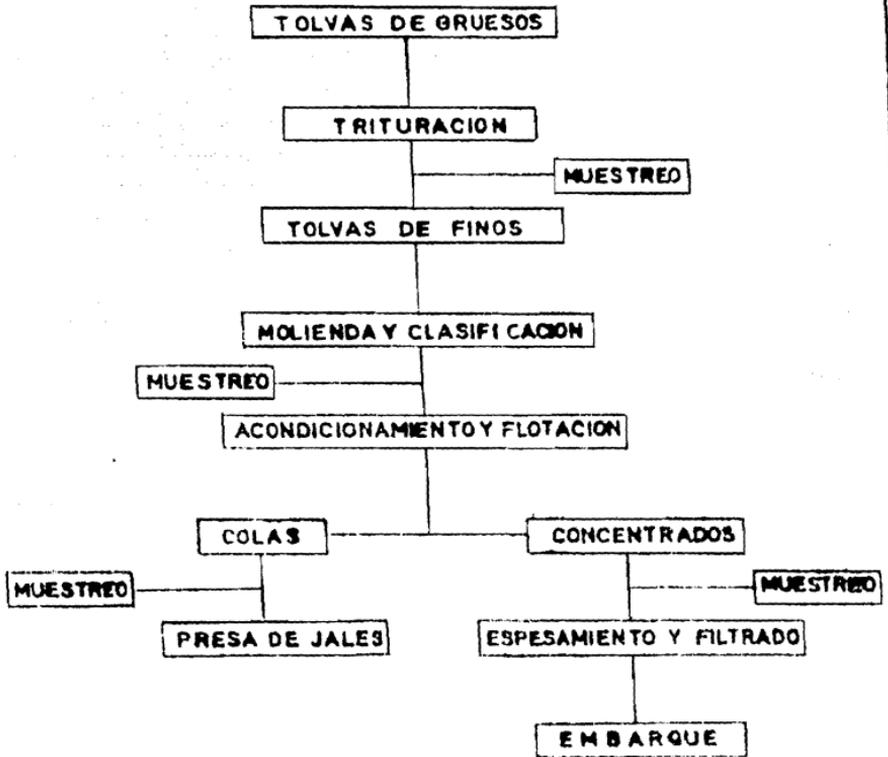


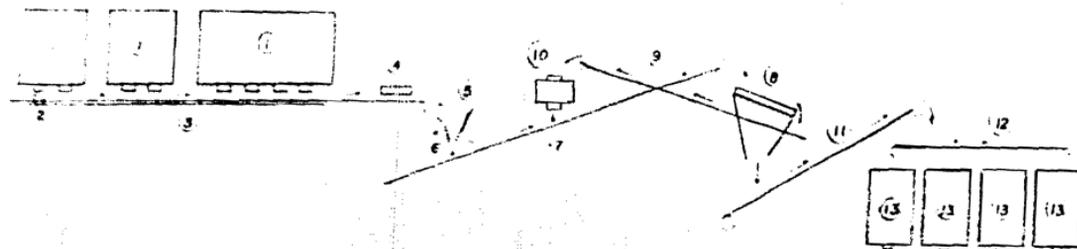
CAPITULO IV

AMPLIACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO

- 4.1.- Descripción de la Planta de Beneficio
 - 4.1.1.- Recibo de Minerales y Sección de -- Trituración.
 - 4.1.2.- Sección de Molienda y Clasificación.
 - 4.1.3.- Acondicionamiento y Filtrado
 - 4.1.4.- Espesamiento y Filtrado
 - 4.1.5.- Embarque de Concentrados
- 4.2. CALCULO DEL EQUIPO NECESARIO PARA LA -- AMPLIACION.
 - 4.2.1.- Trituración
 - 4.2.2.- Molienda
 - 4.2.3.- Flotación
 - 4.2.4.- Filtración

ESQUEMA DE TRATAMIENTO





- 1- TOLVAS DE GRUESOS
- 2- PLATO ALIMENTADOR
- 3- BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 4- ELECTROIMAN
- 5- PARRILLA FIJA
- 6- QUEBRADORA DE QUIJADA 15" x 24"
- 7- BANDA TRANSPORTADORA DE 24"
- 8- CRIBA VIBRATORIA DE 4 x 8'
- 9- BANDA TRANSPORTADORA DE 18"
- 10- QUEBRADORA SYMONS STD 3
- 11- BANDA TRANSPORTADORA DE 18"
- 12- BANDA TRANSPORTADORA DE 18"
- 13- TOLVAS DE FINOS

CT

UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	SECCION DE TRITURACION	
	J. BECERRIL M	AGOSTO/78

4.1.- DESCRIPCION DEL PROCESO DE BENEFICIO

4.1.1. RECIBO DE MINERALES Y SECCION DE TRITURACION

Actualmente la Planta de Beneficio recibe mineral de 30 minas de las cuales solamente 3 son administradas por la Comisión de Fomento Minero (Arianeña, Chamole y Mexicana) con las cuales se debe asegurar el 50 % de la capacidad de la Planta.

El mineral es transportado de las diferentes minas hacia la planta en camiones de volteo de 10 toneladas de capacidad, éstos camiones son pesados en una báscula que tiene una capacidad de 25 tons.

El mineral es enviado de la mina a un tamaño máximo de 8".

Se cuenta con 3 tolvas de gruesos, 2 con capacidad de 100 tons. y una de 200 tons.

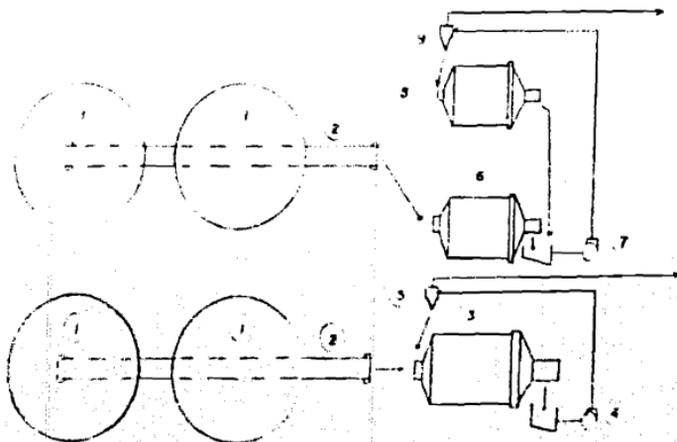
El mineral de estas tolvas es alimentado por medio de un plato alimentador de placas (2) --- hacia una banda transportadora (3) de 24" de ancho y 54.5 mts. de longitud con una velocidad de 43.29 -- mts./min; cerca de la polea de cabeza de esta banda se encuentra un electroimán (4) con el fin de quitarlo a la carga pedazos de hierro que pudieran dañar

el equipo en esta sección. Esta banda es la alimentadora a la quebradora primaria (6), previo a la quebradora se encuentra una parrilla estacionaria (5) de rieles con una abertura de $2 \frac{1}{2}$ " con la finalidad de quitar el mineral de $2 \frac{1}{2}$ " para aumentar la eficiencia de trituración a dicha quebradora. Esta quebradora tiene una abertura de admisión de -8 " y una abertura de descarga de $2 \frac{1}{2}$ " con una relación de trituración de 3.2; las dimensiones de esta quebradora son 15 " X 24 ", tipo blake accionada con un motor de 45 H.P. - el descargue de esta quebradora pasa a una banda transportadora (7) de 24 " de ancho y 49.9 mts. de longitud con una velocidad de 78.0 mts./min; esta banda alimenta a una criba vibratoria (8) de 4 ' X 8 ', con tela de abertura de $\frac{1}{2}$ " x $\frac{1}{2}$ " donde es clasificado el mineral; el mineral de mas $\frac{1}{2}$ " cae por medio de un canalón a una banda transportadora (9) de 18 " de ancho y 46.5 mts. de longitud con una velocidad de 56.93 mts./min. Esta banda alimenta a una quebradora secundaria de cono standard (10 ϕ de 3 ft accionada con un motor de 75 H.P. con una abertura de admisión de $-2 \frac{1}{2}$ " y una abertura de descarga de media pulgada con una relación de trituración de 5 ; el descar

gue de esta quebradora pasa a la banda (7) ya descri
ta anteriormente estableciéndose así un circuito ce---
rrado de trituración.

El producto de $+1/2^{\circ}$ de la criba vibrato---
ria pasa a una banda transportadora (11) de 18° de -
ancho y 69.8 mts. de longitud con una velocidad de ---
69.83 mts./min, esta banda descarga a otra banda trans---
portadora (12) que se encarga de distribuir la car---
ga a las 4 tolvas de finos (13); la longitud de esta
banda es de 14.8 mts. con una velocidad de 64.390 - --
mts/min. y 18° de ancho.

La capacidad de las tolvas de finos es de
100 tons. cada una.



1. TOLVAS DE FINOS
2. BANCAS TRANSPORTADORAS DE 18"
3. MOLINO WARCY 7' x 5'
4. BOMBA DENVER SRL 3" x 3"
5. CICLON KREBS D10
6. MOLINO ALLIS CHALMERS 6' x 5'
7. BOMBA DENVER SRL 3" x 3"
8. MOLINO ALLIS CHALMERS 5' x 4'
9. CICLON KREBS D10

UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	MOLIENDA	
	Y CLASIFICACION	
		J. BÉCERRIL M AGOSTO '78

4.1.2.- SECCION DE MOLIENDA Y CLASIFICACION

De las tolvas de finos (1) cae el mineral por medio de boquillas a 2 bandas transportadoras (2). (El mineral de las tolvas 1 y 2 cae a una banda; el mineral de las tolvas 3 y 4 cae a otra banda, - (ver diagrama) de 19" de ancho y 14.810 mts. de -- mts. de longitud con una velocidad de 34.390 mts./min. y éstas alimentan a los molinos.

Dentro de esta sección existen 2 circuitos de molienda.

Circuito 1.- Integrado por 2 molinos de - bolas, uno Allis Chalmers 6' x 5' (6) con motor de -- 110 H.P. y el otro Allis Chalmers 5' x 4' (8) con motor de 75 H.P. El mineral entra al molino 6' x 5' por medio de una caja alimentadora, dándosele 15 min. de molienda; en la descarga el molino tiene una criba -- Trommel de 1/4" de abertura.

El mineral de +1/4" cae por medio de un -- canal de descargue a una carretilla manual, el cual - es retornado por un operador hacia la caja alimentadora del molino 6' x 5'.

El mineral de -1/4" cae a una caja de alimentación

mentación en la que se encuentra instalada una bomba - de pulpas Denver SRL 3' x 3' (7), dicho producto -- es enviado a un ciclón Krebs D - 10 (9) donde se -- clasifica; los gruesos del ciclón pasan a molienda al molino 5' x 4'; el derrame del molino 5' x 4' cae a la caja de alimentación antes citada, donde se establece un circuito cerrado de molienda entre el molino - - -- 5' x 4' y el ciclón.

El derrame del ciclón pasa por gravedad a un tanque acondicionador.

Circuito 2.- Integrado por un molino - - - 7' x 5' Marcy de bolas (3) accionado por un motor de 150 H.P.

El mineral entra al molino 7' x 5' por medio de una caja alimentadora, dándosele 15 min. de molienda; en la descarga el molino tiene una criba - - - trommel de 1/4" de abertura.

El mineral de mas 1/4" cae por medio de un canal a una carretilla manual manejada por un operador el cual lleva el mineral a la caja alimentadora del molino 6' x 5'.

El mineral de - 1/4" cae a una caja de ali

mentación en la que se encuentra instalada una bomba de pulpas Denver SRL 3" x 3" (4), dicho producto es enviado a un ciclón Krebs D - 10 (5), donde se clasifica; los gruesos del ciclón regresan a remollienda al mismo molino 7' x 5' donde se establece un circuito cerrado de molienda entre el molino y el ciclón.

El derrame del ciclón pasa por gravedad a un tanque acondicionador.

CARGA CIRCULANTE.

Determinación de la carga circulante de los molinos.

FORMULA:
$$Co = \frac{d - o}{a - d}$$

DONDE:

d = Porcentaje acumulativo en cualquier malla en la descarga de molino.

o = Porcentaje acumulativo en la misma malla en el derrame del clasificador.

a = Porcentaje acumulativo en la misma malla en las arenas del clasificador.

ANALISIS GRANULOMETRICO

MALLA	DESCARGA DEL MOLINO		DERRAME CLASIFICADOR		ARENAS DE CLASIFICADOR	
	% PESO	% ACUM.	% PESO	% ACUM.	% PESO	% ACUM.
48	42.2		1.2		55.7	
65	15.3	57.6	6.6	7.8	18.2	73.9
100	9.5	67.1	9.4	17.2	9.6	83.5
150	5.7	72.8	10.2	27.4	4.2	87.7
200	6.1	78.9	12.4	39.8	4.1	91.8
-200	21.1	100.0	60.2	100.0	8.2	100.0

Se toman datos de dos mallas para efectuar un promedio.

MALLA 65

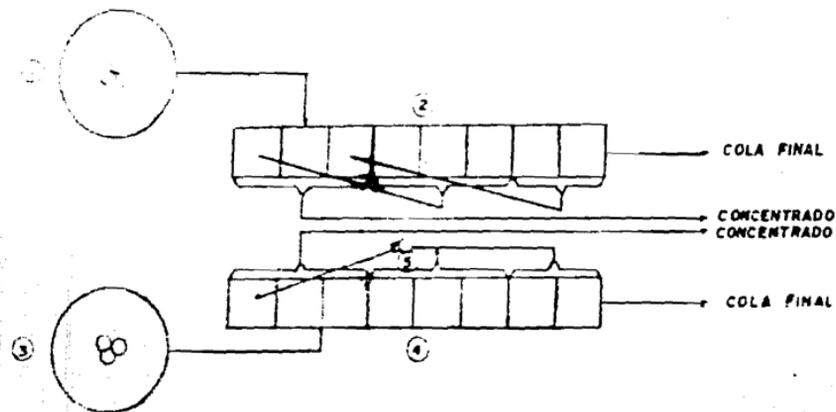
$$C_c = \frac{57.6 - 7.8}{73.9 - 57.6} = 3.05$$

MALLA 150

$$C_c = \frac{72.8 - 27.4}{87.7 - 27.8} = 3.05$$

PROMEDIO

$$C_c = 305\%$$



- 1.- TANQUE ACONDICIONADOR DE 5'x5'
- 2.- BANCO DE CELDAS SUB-A N.º 24
- 3.- TANQUE ACONDICIONADOR DE 5' x 5'
- 4.- BANCO DE CELDAS DR N.º 24
- 5.- BOMBA DENVER SRL 2" x 2"

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	FLOTACION	
	J. BECERRIL M.	AGOSTO/78

4.1.3.- ADONDITIONAMIENTO Y FLOTACION.

El derrame del ciclón del circuito 1 de --
molienda se recibe en un tanque acondicionador 5' x 5'
(3), accionado por un motor de 7.5 H.P. dándosele --
a la pulpa 10 min. de acondicionamiento. La gravedad-
específica de la pulpa es de 1200 con una dilución de-
3sl, habiéndose efectuado el tiempo de acondicionamien-
to de la pulpa; esta pasa a la flotación, a un banco -
de 8 celdas marca Fimsa (4) tipo Denver DR, con un -
volumen por celda de 50 ft³ y accionadas las celdas --
por 4 motores de 15 H.P. cada una.

La pulpa entra primeramente a la cabeza de
la 3a. celda. El producto de la flotación de esta cel-
da se considera concentrado final.

Los valores que no flotaron pasan a las --
celdas 4, 5 y 6 donde se obtiene un concentrado sucio-
este concentrado pasa por medio de una bomba de pulpas
Denver SRL 2" x 2" (5) accionada con un motor de - -
5 H.P. a la celda No. 1 para efectuarse la limpia.

Lo flotado en las celdas 7 y 8 pasa a la -
bomba de pulpas descrita anteriormente para enviarse -

a la celda No. 1 donde se efectúa su limpia.

El producto de las celdas 1, 2 y 3 es el -
concentrado final.

El derrame del ciclón del circuito 2 de mo-
lienda se recibe en un tanque acondicionador 5' x 5' -
(1) accionado por un motor de 7.5 H.P. dándosele a-
la pulpa 10 min. de acondicionamiento. La gravedad es-
pecífica de la pulpa es de 1200 con una dilución de --
3.1. Habiéndose efectuado el tiempo de acondicionamien-
to de la pulpa, esta pasa a la flotación a un banco de
8 celdas marca Finsa (2), tipo Denver sub-A, con un-
volumen por celda de 50 ft³ y accionadas las celdas --
por 4 motores de 15 H.P. cada uno.

La pulpa entra primeramente a la 2a. celda.
El producto de la flotación de esta celda se considera
concentrado final.

Los valores que no flotaron pasan primera-
mente a la celda 3; lo flotado en esta celda también -
se considera concentrado, posteriormente pasa a las --
celdas 4, 5 y 6 donde se obtiene un concentrado sucio,
este concentrado pasa por medio de gravedad a la celda
No. 1 para efectuarse la limpia.

Lo flotado en las celdas 7 y 8 pasa a la celda No. 3 por medio de gravedad, tomando los medios de flotación.

El producto de las celdas 1, 2 y 3 es el concentrado final.

ADICION DE REACTIVOS.

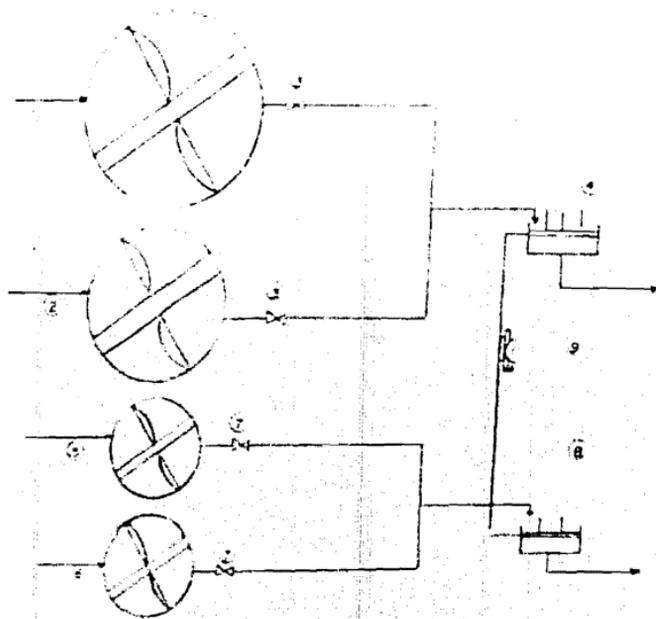
En los molinos se adiciona aerofloat-31, que es un promotor de sulfuros que ayuda a la recuperación de la plata. En el acondicionamiento se agrega --aero-promotor - 404 y como colector el complex - 122, en la flotación primaria se adiciona el complex- 130 como espumante.

En la flotación agotativa se adiciona nuevamente aero-promotor - 404 y complex - 122.

En la limpiadora se repite la adición de --aero-promotor - 404 y complex - 122, en ocasiones se --adiciona también complex - 130 como espumante, depen--diendo de las condiciones de operación.

A continuación se presenta un cuadro del --lugar y cantidades aproximadas de consumo de reactivos en Kgs./tonelada.

LUGAR DE ADICION	REACTIVOS				(KGS./TON)
	A.F-31	4-404	C-122	C-130	
MOLIENDA	0.045				
ACOND.		0.030	0.030		
FLOT. PRIM.					0.025
FLOT. AGOT.		0.005	0.005		
LIMPIADORA		0.005	0.005		0.010
T O T A L	0.045	0.040	0.040		0.035



1. TANQUE ESPESADOR DE 10' x 30'
2. TANQUE ESPESADOR DE 9' x 20'
3. BOMBAS DE DIAFRAGMA DE 1 1/2" x 1 1/2"
4. FILTRO DE DISCO DE 4'
5. TANQUE ESPESADOR DE 8' x 6'
6. TANQUE ESPESADOR DE 8' x 5'
7. BOMBAS DE DIAFRAGMA DE 1 1/2" x 1 1/2"
8. FILTRO DE DISCO DE 3'
9. BOMBA DE VACIO CAP. 400 PIES CUBICOS

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	FILTRACION
	RECERRIL M AGOSTO/78

4.1.4.- ESPEZAMIENTO Y FILTRADO.

El concentrado de las celdas DR pasa a un tanque espesador, ya sea a un 9' x 20' (2) accionado por un motoreductor de 3 H.P. dependiendo del lote de mineral que se esté beneficiando; irá el concentrado a cualquiera de los tanques antes citados. El concentrado de estos tanques es elevado por medio de 2 bombas de diafragma (una bomba por tanque) marca Decco de 1 1/2" x 1 1/2" (3) hacia un filtro de disco (4) con un diámetro de 9 pts. un area filtrante de 93 --- ft²/disco, 3 discos y accionando por un motor de 7.5 - H.P.

El concentrado filtrado es depositado en los patios de almacenamiento de concentrado.

El concentrado de las celdas Sub-A pasa a un tanque espesador. Se tienen tanques espesadores- 8' x 6' marca Denver (5 y 6), con un motor de 1.5 -- H.P. cada uno. El concentrado irá a cualquiera de estos dos tanques dependiendo del lote de mineral que se esté procesando. El concentrado de estos tanques es manejado por medio de 2 bombas (1 para cada tanque)-

de diafragma marca Decco de 1 1/2" x 1 1/2" (7) y --
enviado a un filtro de discos (8) de 3 fts de diáme-
tro, con 2 discos y un motoreductor de 3 H.P.

El concentrado filtrado es depositado en-
los patios de almacenamiento de concentrado. El siste-
ma de filtrado cuenta con una bomba de vacío marca - -
Nash (9) de 400 fts³ de capacidad.

4.1.5.- EMBARQUE DE CONCENTRADO

El concentrado seco (Máximo 8 % humedad-) se envía a la Fundición de Peñoles en Torreón, Coah.,- en camiones de 10 tons. de capacidad; el concentrado - se puede mandar a granel o en costalado en sacos de - - polipropileno.

BALANCE METALURGICO

Debido a la diversidad de minerales que se tratan en la Planta de Beneficio provenientes de 30 minas, se tomarán como base 8 muestras de mineral -- de características totalmente diferentes para formar un composito en el que está incluido el mineral de la Mina Chamole.

El composito formado arrojó el siguiente ensaye:

Ensaye de Cabeza	Au. (gr/ton)	Ag. (gr/ton)
	4.0	323

La prueba metalúrgica dió los siguientes resultados.

PRODUCTO	PESO	ENSAYE		CONTENIDOS		RECUPERACIONES	
		GRS/TON.		METALICOS.		Au.	Ag.
		Au.	Ag.	Au.	Ag.	Au.	Ag.
Concentrado	8.6	30.0	3.548	2.58	305.13	81.39	73.60
Medios	6.9	2.5	288	0.17	19.87	5.36	4.79
Colas	84.5	0.5	106	0.42	89.57	13.25	21.61
T o t a l	100.0			3.17	414.57	100.0	100.0

4.2.- CALCULO DEL EQUIPO NECESARIO PARA LA AMPLIACION

Como se mencionó en el Capítulo I, el -- distrito minero de Guanaceví, posee una enorme poten-- cialidad minera, por lo que es necesario una amplia-- ción a la planta de beneficio de minerales.

El cálculo del equipo se diseñará para -- una capacidad de 12,900 toneladas mensuales, ya que-- esta será la producción futura de las minas que ac-- tualmente se encuentran en operación; además de que-- éstas cuentan con las reservas positivas de mineral-- suficiente para respaldar una ampliación.

Como el abastecimiento de mineral por -- parte de todas las minas es de 500 tons./24 hs. tra-- bajando 6 días a la semana las minas y la planta de-- beneficio, las tratará en 7 días, por lo tanto la -- capacidad de la planta será de:

$$C = \frac{500 \times 6}{7} = 429$$

Capacidad de la planta 430 tons./24---

hs.

Se seguirá empleando el mismo flujo --

que se tiene actualmente, el cual ya fué descrito, por lo cual tendremos lo siguiente:

4.2.1.- TRITURACION.- Como se utilizan 2 turnos diarios para el acarreo y trituración, la capacidad mínima de las tolvas de gruesos será de 430 tons., pero como es conveniente contar siempre con un Stock extra de mineral, las tolvas se diseñaron para una capacidad de 800 tons.

Tolvas de Gruesos.-

Capacidad $C = 800$ tons.

Densidad $D = 2.5$ Tons/ m^3 .

Volumen $V = \frac{800}{2.5}$

$V = 370 m^3$ mas $1/3$ por abudamiento = $480 m^3$.

Por la versatilidad que se le debe dar a la Planta, al entrar diferentes lotes de mineral al proceso, se sugiere se construyan 4 tolvas de gruesos con capacidad de $120 m^3$ /cada una.

No se ponen dimensiones de las tolvas, ya que estas se tendrán que ajustar al lugar donde se vayan a construir.

La sección de trituración solo trabajará 6-días a la semana, por lo tanto esta sección se calculará por 500 tons./15 Hs.

CALCULO DE ALIMENTADOR.

Se necesitará un alimentador con las características siguientes:

$$\text{Capacidad } C = \frac{500}{15 \text{ Hs.}} = 33.3 \text{ ton/hora.}$$

Suponiendo una eficiencia del 80% se tiene lo siguiente:

$$33.3 (1.20) = 40.0 \text{ tons./hora.}$$

Por lo tanto se necesita un alimentador de 40 tons/hora de capacidad.

Consultando el Philip Rabone se encuentra que nuestro alimentador deberá ser de 12" de ancho con una inclinación de 5° para evitar encapanamientos en las boquillas de las tolvas.

CALCULO DE LAS BANDAS DE LA SECCION DE QUEBRADORAS.

Consultando el manual gates (selección y aplicación de bandas transportadoras) usaremos 5 bandas transportadoras, 1 de 24" de ancho y 4 de 18" de ancho-

con una velocidad de 60 ft/min. con una capacidad de --
40 tons./hora.

NOTA: La banda de 24" de ancho será la que
lleve los gruesos a la quebradora primaria.

CALCULO DE LA QUEBRADORA PRIMARIA

A la planta de beneficio entran 30 minerales
diferentes, por esta razón no se puede establecer un --
standard en tamaño y dureza de mineral por lo que no se
puede diseñar un equipo mediante tablas granulométricas
y por lo tanto haremos el cálculo como sigue;

ALIMENTACION	=	- 8"
DESCARGA	=	- 2 1/2"
R. T.	=	3.2:1
t. DE TRIT.	=	15 Hs.
- 8" 2 1/2"	=	70%
- 2 1/2"	=	30%

$$\text{Capacidad} = \frac{500 \times 0.70}{15} = 23.3 \text{ tons/hora}$$

Según catálogo, la adecuada es una quebrado
ra de quijada Hadfield de 30" x 12" accionada por un mo
tor de 55 H.P.

CALCULO DE LA CRIBA VIBRATORIA.

Capacidad = (4 tons/hora) ft² area cribante)

(1" de abertura de malla)

(Fórmula tomada del Philip Rabone).

Como nuestro descargue a tolvas de finos será de - 1/2" el tamaño de abertura de la malla será de 1/2". Por lo tanto tenemos lo siguiente:

$$\text{Area Cribante} = \frac{\text{Capacidad}}{(4 \text{ tons/hora})(1/2" \text{ de Abert.})}$$

$$\text{Area Cribante} = \frac{40 \text{ tons.}}{(4 \text{ tons/hora} (.5))}$$

Area Cribante = 20 ft² de area cribante.

Se le dará un factor de seguridad de 50 % - para cuando el mineral llegue húmedo.

20 (1.50) = 30 ft² de area cribante.

Según catálogo se usará una criba vibratoria con las siguientes características:

Tamaño 3' x 12'

Motor 5 H.P.

CALCULO DE LA QUEBRADORA SECUNDARIA

A esta quebradora llegará el mineral que no

fué cribado, por lo tanto tendremos:

ALIMENTACION = - 2 1/2"

DESCARGUE = - 1/2"

R. T. = 5.1

T. de TRIT = 15 Hs.

- 2 1/2" 1/2" = 70%

- 1/2" = 30%

Capacidad = $\frac{500 \times 0.70}{15} = 23.3$ tons/hora

Según catálogo, la adecuada es una quebradora Symons Standard de 3 fts accionada con un motor -- de 50 H.P.

CALCULO DE LAS TOLVAS DE FINOS.

Su capacidad debe ser 2 veces cuando menos la del tratamiento diario de la planta, con el objeto de satisfacer el acumulado del 7^a día.

Por la versatilidad que se le debe dar a la planta, al entrar varios lotes de mineral al mismo tiempo, se sugiere se construyan 6 tolvas de finos con capacidad de 150 tons. cada una.

No se calculan dimensiones de las tolvas, ya que éstas se tendrán que ajustar a las condiciones de relieve que presente el terreno donde se pretende -- instalar.

4.2.2.- M O L I E N D A.

BANDAS ALIMENTADORAS.- De las tolvas de finos pasará la carga a la mollienda por medio de bandas dosificadoras de mineral. Se necesitan 3 bandas en paralelo de iguales características. Según el manual gates- (Selección y aplicación de bandas transportadoras) se necesitan 3 bandas transportadoras de 18" de ancho y -- una velocidad de 45 ft/min.

CALCULO DE LOS MOLINOS.

CARGA	1 Kg.
MOLINO	8" x 6 1/2"
MOLIENDA	65 % - 200 MALLAS
t. de MOLIENDA	15 MIN.

FORMULA DE RITTINGHER:

$$\frac{T}{t} = \frac{D^{2.6} \times L}{d^{2.6} \times l}$$

DONDE:

T = Toneladas molidas 24/hs. a escala industrial.

t = Toneladas molidas 24/hs. a escala laboratorio.

D = Diámetro del molino a escala industrial.

d = Diámetro del molino a escala laboratorio.

L = Longitud del molino a escala industrial.

l = Longitud del molino a escala laboratorio.

T = $\frac{1440 \text{ min.}}{15 \text{ min.}} \times 96 \text{ Kgs.} = 0.096 \text{ tons.}$

t = 0.096 tons.

$$d^{2.6} \times l = \frac{8^{2.6} \times 6.5}{12}$$

$$d^{2.6} \times L = 0.27 \times 0.54$$

$$d^{2.6} \times l = 0.1458$$

Sustituyendo este valor en la fórmula, se-

tieno:

$$\frac{143.3}{0.096} = \frac{d^{2.6} \times L}{0.1458}$$

$$\text{Despejando } D^{2.6} \times L = \frac{143.3 (0.1458)}{0.696}$$

$$D^{2.6} \times L = 217.181$$

Haciendo constante el Diámetro D 7 ft se tiene

$$L = \frac{217.181}{7^{2.6}}$$

$$L = 4.54 \text{ fts.} = 5 \text{ fts.}$$

Corroborando con el catálogo, un molino - -
7' x 5' Marcy de bolas tiene una capacidad de 145 tons/
24 hs. por lo que se instalarán 3 molinos de este mis-
mo tipo para satisfacer las 430 tons/24 hs.

$$\text{Velocidad Crítica } V_c = \frac{54.2}{\sqrt{r}}$$

$$V_c = 28.98 \text{ r.p.m.}$$

$$\text{Velocidad Total } V_t = 0.80 V_c$$

$$V_t = 0.80 (28.98)$$

$$V_t = 23.18 \text{ r.p.m.}$$

$$\text{Carga de Bolas } C_v = 0.204h (v) (d)$$

DONDE:

C_v = Carga de bolas en toneladas

v = Volumen del molino en m^3

d = Densidad del hierro (bolas) 7.85

Volumen del Molino 7' x 5'

COMO:

$$V = \pi (r^2) (h)$$

DE DONDE:

$$r = 1.07 \text{ mts.}$$

$$h = 1.52 \text{ mts.}$$

POR LO TANTO:

$$V = 3.1416 (1.14) (1.52)$$

$$V = 5.44 \text{ m}^3$$

EN CONSECUENCIA:

$$Cv = 0.2044 (5.44) (7.85)$$

$$Cv = \underline{8.73 \text{ toneladas}}$$

$$H.P. = 150$$

BOMBAS:

Cada molino descarga a una bomba que mandará la pulpa a un ciclón para su clasificación.

A continuación se presenta el cálculo para una bomba.

$$\text{Carga} = 143.3 \text{ toneladas}$$

$$\text{Dilusión} = 25\% \text{ de sólidos } 3:1$$

$$\text{Vol. de la pulpa} = \frac{143.3}{2.6} + 143.4 (3)$$

$$\text{Vol. de la pulpa} = 55.11 + 429.9$$

$$\text{Vol. de la pulpa} = 485 \text{ m}^3/24 \text{ hs.}$$

$$\text{Gasto} = Q = \frac{485}{1440} = 0.33$$

$$1 \text{ m}^3/\text{min.} = 264.2 \text{ g.p.m.}$$

$$\text{g.p.m.} = 0.33 \text{ (} 264.2 \text{)}$$

$$\text{g.p.m.} = 87.18$$

Para satisfacer este gasto en cada molino -
se necesita una bomba de pulpas 3' x 3' SRI DENVER ----
accionada con un motor de 5 H.P.

CLASIFICACION.- Esta se realiza por medio de ciclones-
como ya se mencionó anteriormente.

$$\text{G.P.M.} = \frac{\text{T.P.H.} \times \text{ft}^3 \text{ de pulpa/ton. seca}}{8}$$

$$\text{Carga circulante} = 300 \%$$

$$\text{T.P.H.} = \frac{143.1 \text{ (3.0)}}{24}$$

$$\text{T.P.H.} = 17.9 \text{ tons./hora}$$

$$\text{Vol/ton seca} = \frac{485}{143.1}$$

$$\text{Vol/ton seca} = 3.38 \text{ m}^3 = 3380 \text{ dm}^3$$

$$1 \text{ ft}^3 = 28.4 \text{ dm}^3$$

$$\text{ft}^3/\text{ton seca} = \frac{3380}{28.4}$$

$$\text{ft}^3/\text{ton.seca} = 119$$

$$\text{G.P.M.} = \frac{17.9 \times 111}{8}$$

$$\text{G.P.M.} = 266.2$$

Un ciclón Krebs D - 10 nos satisface perfectamente este gasto.

4.2.3.- F L O T A C I O N

Se necesitan 3 bancos de flotación (uno pa
ra cada circuito de molienda) ya que se puede presentar
la situación de que cada molino esté procesando diferen
tes lotes de mineral.

CALCULO DE TANQUES ACONDICIONADORES.

La pulpa pasará por gravedad a los tanques-
acondicionadores.

Capacidad C = 143.3 tons. de mineral

Dilusión = 25 % de sólidos 3:1

t. de acondicionamiento = 10 min.

Volumen de la pulpa = $\frac{143.3}{2.6} + 143.3$ (3)

Volumen de la pulpa = 485 m³/24 hs.

Volumen de la pulpa = $\frac{485}{1440}$ m/min.

Volumen de la pulpa = 0.33 m³.min.

Volumen total de la pulpa = 0.33 (10 min.)

Volumen total de la pulpa = 3.3 m³

COMO: $1 \text{ m}^3 = 35.31 \text{ ft}^3$

ENTONCES TENEMOS; Volumen total de la pulpa = 116.5 ft³

Corroborando con la fórmula del philip rabone para cálculo de tanques acondicionadores, tenemos lo siguiente;

$V = T \times t \times c$ de donde;

T = Toneladas de sólidos en 24 hs.

t = Tiempo de contacto en minutos

c = Factor de capacidad

T = 143 toneladas t = 10 min. c = 0.075

$V = T \times t \times c$

$V = 143.3 (10) (0.075)$

$V = 107.5 \text{ ft}^3$

Según tabla de philip rabone para selección de tanques acondicionadores; Se requiere un tanque de - 6' x 6' para cada banco de flotación.

CALCULO DE LAS CELDAS DE FLOTACION

Capacidad = 143.3 toneladas

Dilusión = 31, 25 % de sólidos

t. de Flot. = 15 min.

Volumen de la pulpa = $\frac{143.3}{2.6} + 143.3$ (3)

Volumen de la pulpa = $485 \text{ m}^3/24 \text{ hs.}$

Volumen de la pulpa = $0.33 \text{ m}^3/\text{min.}$

Volumen total de la pulpa = $(0.33) (10 \text{ min.})$

Volumen total de la pulpa = 3.3 m^3

COMO: $1 \text{ m}^3 = 35.31 \text{ ft}^3$ Tenemos;

Volumen total de la pulpa = 116.52 ft^3

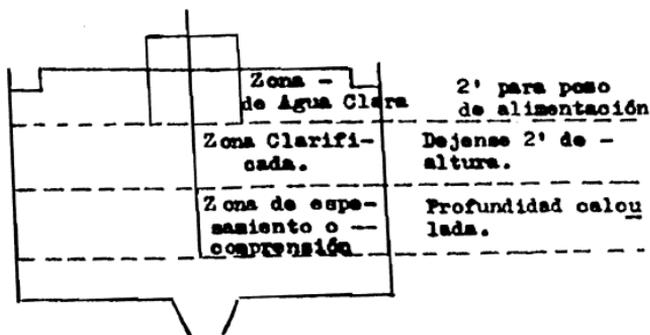
Según tabla de Philip Rabone usaremos 3 bancos de 8 celdas cada uno (uno para cada molino) tamaño-18 Sp con una sección de la celda de $32'' \times 32''$.

4.2.4.- FILTRACION.

Los concentrados obtenidos serán mandados a su respectivo tanque espesador por medio de gravedad.

CALCULO DE LOS TANQUES ESPESADORES.

Suponiendo una relación de concentración promedio de 15.1, para todos los lotes de mineral que se someterán a beneficio, por lo tanto tenemos lo siguiente;



Volumen del concentrado;

$$\text{Peso} = \frac{143.3}{15}$$

$$\text{Peso} = 9.5 \text{ toneladas}$$

$$\text{Volumen de concentrado} = \frac{9.5}{1.5} + 9.5 \quad (3)$$

$$\text{Volumen de concentrado} = 34.8 \text{ m}^3/24 \text{ hs.}$$

Se calculan campañas máximas de 1000 tons. de beneficio por lote de mineral, lo cual nos arroja - lo siguiente;

143.3 tons. molidas nos producen 34.8 m³ de conc.

1000 tons. molidas nos producen 242.8 m³ de conc.

Según Philip Rabone el concentrado deberá - do llegar a los filtros con un 20% de humedad como máxi - mo.

ENTONCES TENEMOS;

$$242.8 \text{ m}^3 - 80 \% = 48.56 \text{ m}^3 \text{ de concentrado.}$$

Como consecuencia se obtiene 48.56 m³ de --
concentrado con un 20% de humedad. Este será nuestro vo-
lumen en la zona de espesamiento o compresión del tan-
-que asentador.

48.56 (35.31) = 1714.65 ft³ de concentrado.

$$V = \pi r^2 h$$

$$1714.65 = 3.1416 (r^2) (h)$$

Haciendo constante h = 4 fts. tenemos:

$$r^2 = \frac{1714.65}{(3.1416)} (4)$$

$$r^2 = 136.51$$

$$r = 136.51$$

$$r = 11.68 \text{ fts.}$$

Se necesitan 6 tanques asentadores de 8'x22'
ya que se tendrán 2 tanques por circuito de molienda.

CALCULO DE LOS FILTROS.

Como se obtienen 9.5 de concentrado por cir-
cuito, se necesitará instalar 3 filtros de discos con -
las siguientes características.

Se dará un 50% de eficiencia de filtrado pa-
ra concentrados lamosos.

Según catálogo de Filtros Denver, los apro-
piados para utilizarse en la sección de filtración - -

serán de las características siguientes:

Capacidad = 15 tons./24 hs.

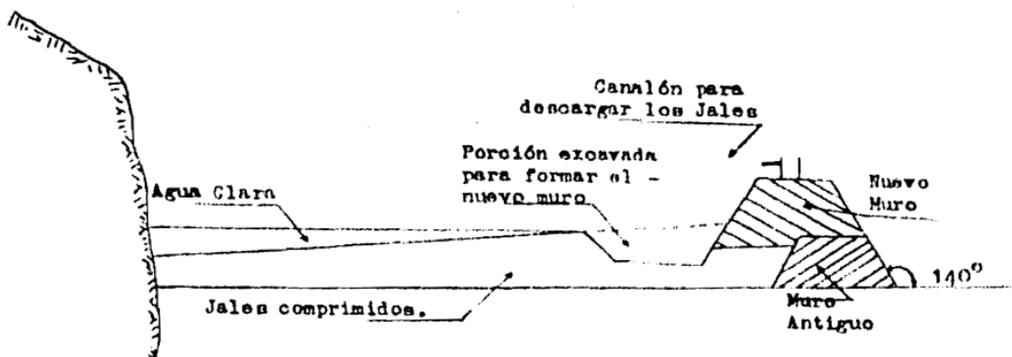
Area Filtrante = 66 ft²

No. de discos = 3

H. P.- = 1

FRESA DE JALES.-

Se usará el método de construcción del muro de retención por excavación (Ver diagrama)



CAPACIDAD DE CAPTACION DE JALES DE LA PRESA.

Se envían 402 tons/24 hs. a la presa de --
jales, por lo tanto se tiene:

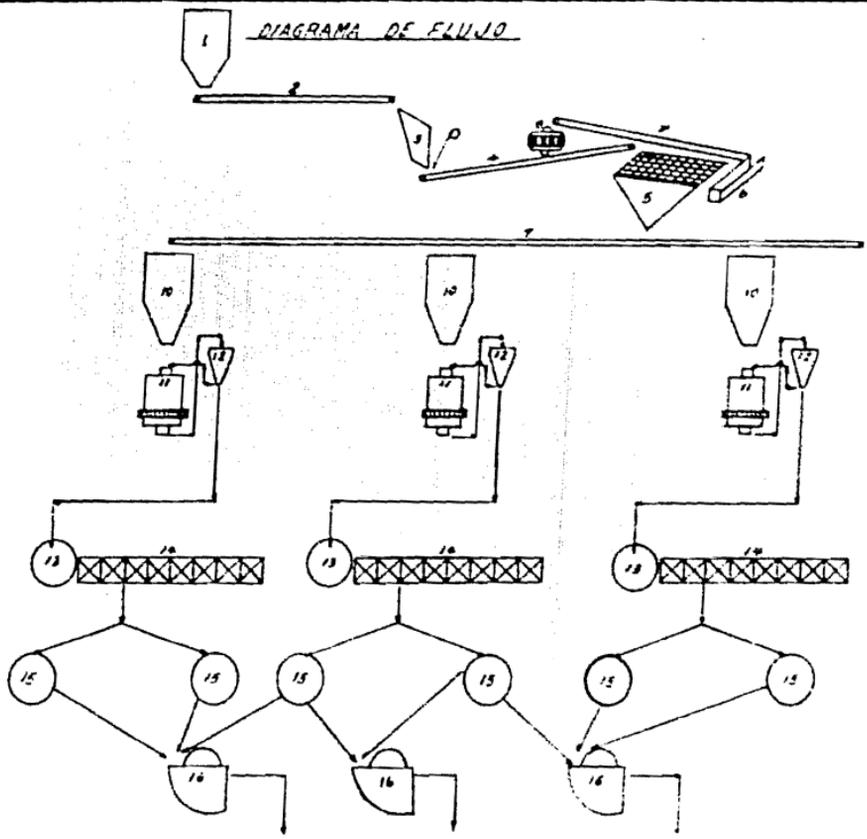
402 (360 días) = 144,720 tons. anuales

Por razones topográficas en las cercanías -
de la planta, se calcula una presa para una dep~~osita~~
ción de 5 años.

144,720 (5) = 723,600 tons. en 5 años

La presa de jales contará con canales de --
desagüe en los extremos, que tiene como finalidad, desa
guar la presa y recuperar el agua a los tanques de recu
peración.

DIAGRAMA DE FLUJO



AL PATIO DE EMBARQUES
DE CONCENTRADOS

AL PATIO DE EMBARQUES
DE CONCENTRADOS

LEYENDA DEL DIAGRAMA EXPLICATIVO DE FLUJO.

- 1.- TOLVAS DE GRUESOS.
- 2.- BANDA DE GRUESOS.
- 3.- QUEBRADORA DE QUIJADA.
- 4.- BANDA DE QUEBRADORAS.
- 5.- CRIBA VIBRATORIA.
- 6.- CANAL DE ESCARGUE
- 7.- BANDA DE RETORNO
- 8.- QUEBRADORA SECUNDARIA
- 9.- BANDA DE FINOS
- 10.- TOLVAS DE FINOS.
- 11.- MOLINOS DE BOLAS
- 12.- CICLONES (CLASIFICADORES)
- 13.- TANQUES ACONDICIONADORES.
- 14.- CELDAS DE FLOTACION.
- 15.- TANQUES ASENTADORES.
- 16.- FILTROS.

CAPITULO V

C O N C L U S I O N E S

1.- Trabajando a un ritmo de producción de 1500 tons/--mes, serán susceptibles de ser explotados un porcentaje más de los blocks muestreados. A continuación se mencionan dichos blocks.

BLOCK C = 4,326 Tons.

BLOCK F = 29,642 Tons.

BLOCK G = 15,732 Tons.

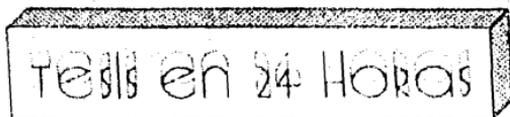
TOTAL = 49,700 Tons.

Este tonelaje nos representa 33 meses de producción continua de la mina.

2.- El cálculo de la ley mínima costeable se efectuó en base al valor de la plata, si se toma en consideración el valor del oro, aumentarían nuestras reservas estimadas, puesto que no se hizo mención al valor del oro en esta Tesis, pero nos representa aproximadamente 30 grs. de plata or igual a un gr. de oro.

3.- Con el aumento de la producción resultará económico el beneficio de mas de 10,000 tons. de terreros que se habían desechado por incosteables.

4.- Al aumentar la producción del mineral tratado en la planta, se obtendrá un beneficio mutuo (comisión --pequeño minero), aumentando consecuentemente las posibilidades económicas de la región.



Tesis en 24 Horas

**Tesis por computadora
el sistema más rápido y eficaz
Unico en la República**

Carretera 225, Sector C
Tel. 596 25 61

Calle 14, entre Avenida San General de
Carretera 225, Sector C