

24.1



# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Facultad de Ingeniería

## “Explotación del Bloque 12-550 de la Mina San Martín, Zacatecas”

### T E S I S

Que para obtener el título de:  
INGENIERO DE MINAS Y  
METALURGISTA

P r e s e n t a :

**José de Jesús Guillermo Moreno Guillén**



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

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

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

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

## CAPITULO 1

## GENERALIDADES

## 1.1.- LOCALIZACIÓN:

El distrito minero de San Martín está situado en la parte occidental del estado de Zacatecas, en el municipio de Sombrerete, con:  $23^{\circ}36' - 54''$  de latitud norte y  $103^{\circ}44' 05''$  de longitud al oeste de Greenwich.

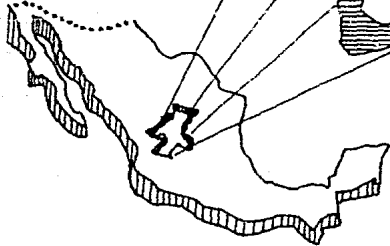
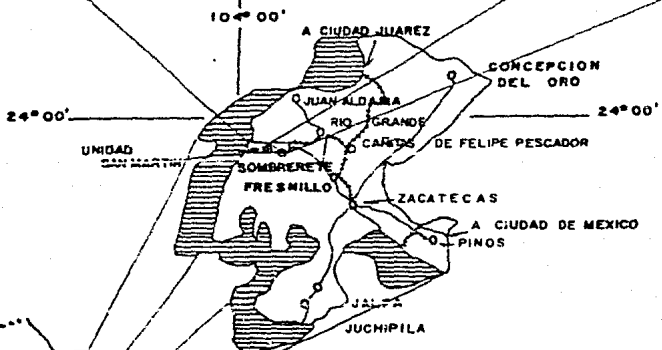
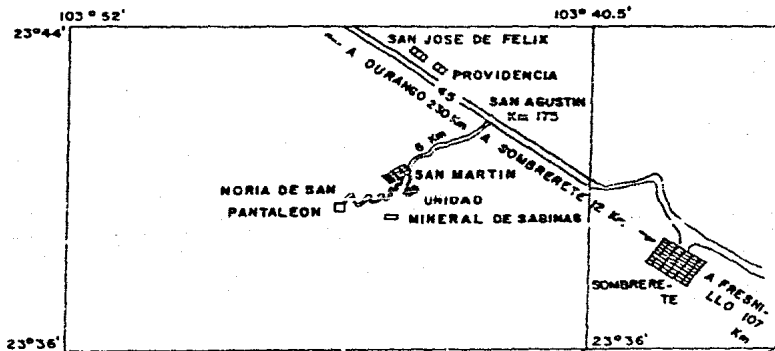
## 1.2.- VIAS DE COMUNICACION:

La unidad San Martín se comunica por la carretera No. 45 (Panamericana) que va de Zacatecas a Durango; en el kilómetro 175 entronca un camino pavimentado de 6 kilómetros, que une a la carretera con la unidad hacia el sur de dicho entronque y junto a la carretera Panamericana está la ciudad de Sombrerete, a la distancia de 12 kilómetros.

La ciudad de Sombrerete cuenta además de la carretera Panamericana, con un ramal de Ferrocarriles Nacionales de México, que entronca con la línea general Ciudad de México-Juárez en la población de Cañitas de Felipe Pescador, Zac; con una distancia de 125 kilómetros de Cañitas de Felipe Pescador a esta ciudad. La unidad cuenta con pista de aterrizaje para avionetas en San Juan del Alamo, a la distancia de 15 kilómetros hacia el noreste de la unidad minera de San Martín. ( Plano no. 1 ).

## 1.3.- SERVICIOS:

La unidad San Martín se abastece de agua de los pozos profundos perforados por la compañía: Proaño 1, Proaño 2, Divisadero 1, Divisadero 2 y San Agustín, para uso de la mina, Planta de Beneficio y en necesidades domésticas, dichos pozos se localizan a 12 kilómetros aproximadamente al noreste de la unidad.



U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	PLANO GENERAL DE LOCALIZACION Y ACCESO	
	MORENO GUILLEN J. J. GUILLERMO	TESIS PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 1

La energía Eléctrica es proporcionada por la Comisión Federal de - Electricidad, proveniente de la ciudad de Durango, Dgo.

El poblado de San Martín cuenta con una escuela primaria, una Clínica del I.M.S.S. para los trabajadores y empleados de la Cfa. Industrial Minera México, S. A. de C. V.

No cuenta directamente con servicios de telégrafo ni correo, ni autobuses foráneos y el lugar más cercano donde se pueden obtener éstos es en Sombrerete, Zac.

La unidad San Martín de la Cfa. Industrial Minera México, S. A. de C.V., cuenta con servicio telefónico para comunicarse a las oficinas en - la ciudad de México o a las demás unidades del Grupo I.M.M.S.A. de C.V.

#### 1.4.- CLIMA Y VEGETACIÓN

##### 1.4.1.- CLIMA:

El clima de la región es templado húmedo, con variantes frías con temperatura media anual de 13°C, alcanzando temperatura máxima en verano de 28°C, y de -5°C en invierno. El periodo de lluvias es entre los meses de junio a septiembre, siendo la precipitación anual de 260mm.

##### 1.4.2.- VEGETACIÓN:

La Vegetación típica de la región se compone de variedades de conf eras, robles, manzanita, encinas, nopales y algunas palmas.

#### 1.5.- ACTIVIDADES REGIONALES

##### 1.5.1.- ECONOMÍA:

Dentro de las principales actividades se cuentan la minería, el comercio, labores agrícolas por temporadas y ganadería.

#### 1.5.2.- CULTURA:

La ciudad de Sombrerete, es la cabecera del municipio, cuenta con 4 Jardín de niños, 8 escuelas Primarias, 3 Secundarias, 1 Preparatoria, - 1 Centro de Bachillerato Tecnológico Industrial y de Servicios y una Biblioteca Pública.

#### 1.6.- SALUDERIDAD:

Se tiene un hospital Clínica dependiente de la S.S.A., una Clínica del I.M.S.S. y una Clínica particular.

## 1.7.- ANTECEDENTES HISTORICOS DEL DISTRITO DE SAN MARTIN.

### 1.7.1.- HISTORIA DE LA REGION:

El descubrimiento del mineral de San Martín, obedeció al atractivo de la riqueza de sus vetas, lo remonta la historia al año de 1555, ligado con el descubrimiento de Contrerete, y no obstante que abunda la información de historiadores respecto a quien fué el descubridor de este mineral se inclinan por asociarla al capitán Juan de Tolosa, uno de los principales fundadores de Zacatecas, y a los también conquistadores españoles -- Juan Bautista de Herrera, fundador de la Villa San Juan Bautista de Herrera, Real y Linda de Contrerete; Martín Pérez, descubridor de Chalchihuites y, finalmente Francisco Ibarra, cuyo apellido lleva como nombre una de las vetas principales en la actualidad, conocida como Veta Ibarra.

En las reales cédulas del 1 al 18 de diciembre de 1556, enumeraban como bienes de Francisco de Ibarra las "Haciendas de Minas e ingenios en Zacatecas, Pánuco, San Martín y Contrerete" las cuales le costaron a Ibarra, según declaraciones suyas, noventa y dos mil pesos de oro.

Puede entonces considerarse que el descubrimiento de San Martín tuvo lugar a escasos 50 años después de que Cristóbal Colón viera suelo americano por primera vez y a 34 años después de la caída de Tenochtitlán.

En el año de 1561 San Martín fué sitiado por los indios chichimecas, llegándose a tener una guarnición permanente de soldados españoles -- para la protección de los trabajos que ahí se realizaban.

### 1.7.2.- HISTORIA DE LA COMPAÑIA INDUSTRIAL MINERA MEXICO, S. A. -- de C. V. UNIDAD SAN MARTIN:

En los años de 1905-1910 se conoce la existencia en el lugar, de una empresa minera denominada Minera San Martín; posteriormente, en el año de 1949, pasó a propiedad de la Compañía Francesa llamada Los Estrellas, S. A.

En el año de 1951, el 8 de Febrero se formó la Empresa Impulsora - Minera México, S. A., para proveer capital norteamericano a la minería mexicana, actuando como intermediaria entre las grandes empresas americanas y los pequeños mineros mexicanos.

En 1952, la Impulsora inició sus actividades en San Martín, y el primero de enero de 1953 se formó la Cía. Minera San Martín que operaría la mina y la Cía. Minera y Beneficiadora de Sombrerete, S. A., que operaría el primer molino que se instalaba en San Martín, después de la adquisición de capitales tanto de la Cía. Minera Dos Estrellas como de la Impulsora Minera México, S. A.

Estas dos empresas se fusionaron en Minera San Martín, S. A. de C.V. para que posteriormente pasara a ser propiedad del inmenso consorcio Minero mundialmente conocido por ASARCO, operando en San Martín a partir del 11 de junio de 1958 como Compañía Minera Asarco, S. A. la que después cambió su denominación el 17 de julio de 1965 a Asarco Mexicana, S. A. a raíz de la nacionalización de la Empresa antes citada; y finalmente, a partir del 24 de mayo de 1974, cambió a la razón social de Industrial Minera México, S. A. (I.M.M.S.A.) y en el año de 1985 se anexa a la razón social de Industrial Minera México, S. A. de C. V.

La unidad San Martín, propiedad de I.M.M.S.A. de C.V. es una de las más importantes productoras junto con otras Compañías particulares en la región de plata, cobre y zinc, como lo indica el cuadro siguiente:

1.7.3.- PRODUCCION MINERA EN EL MUNICIPIO  
DE SOMBRERETE DE  
1982 - 1983

AÑO	KILOGRAMOS		FLOMO	TONELADAS	
	ORO	PLATA		COBRE	ZINC
1982	200	84964	3547	4959	26679
1983	178	91509	4636	5283	30326

\* INFORMACION: Secretaría de Energía Minas e Industria Paraestatal



## 11 INFORMACION GEOLOGICA REGIONAL

### 11.1.- INFORMACION GENERAL:

La unidad San Martín, propiedad de I.M.M.S.A. de C.V., está localizada en el flanco oriental de la Sierra Madre Occidental y localmente en el flanco norte del cerro de la Gloria.

Dentro del área que comprende el distrito minero de San Martín, -- afloran rocas sedimentarias y se reconocen las formaciones Cuesta del -- Cura e Indidura, varios intrusivos graníticos, rocas volcánicas de composición riolítica y, como producto de la erosión, gravas y suelos. -- -- ( Plano No. 2 ).

### 11.2.- FISIOGRAFIA:

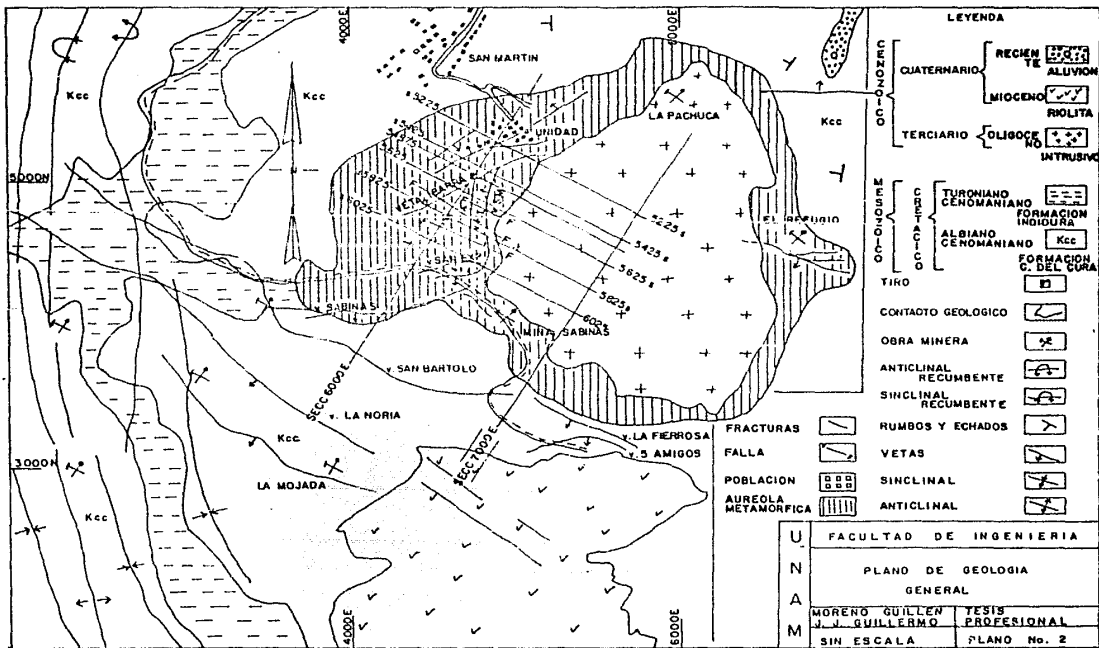
El área que comprende el distrito minero está situado dentro de la provincia fisiográfica de la meseta central (M. Alvarez Jr.) su paisaje es ta formado por lomeríos de rocas sedimentarias, predominando éstas, que -- contrastan con las mesetas con bordes acantilados de corrientes lávicas. ( Plano No. 3 ).

### 11.3.- GEOMORFOLOGIA:

En el área que comprende el distrito minero predominan rocas sedimentarias y zonas pequeñas de rocas ígneas; la topografía del terreno está regulada por el tipo de roca principalmente, estando en la etapa geomorfológica de madurez en su ciclo erosivo; la elevación es de 250 metros sobre las planicies circunvecinas y alcanza su máxima elevación en el cerro del Papantón, que tiene 3,126 m.s.n.m.

### 11.4.- HIDROGRAFIA:

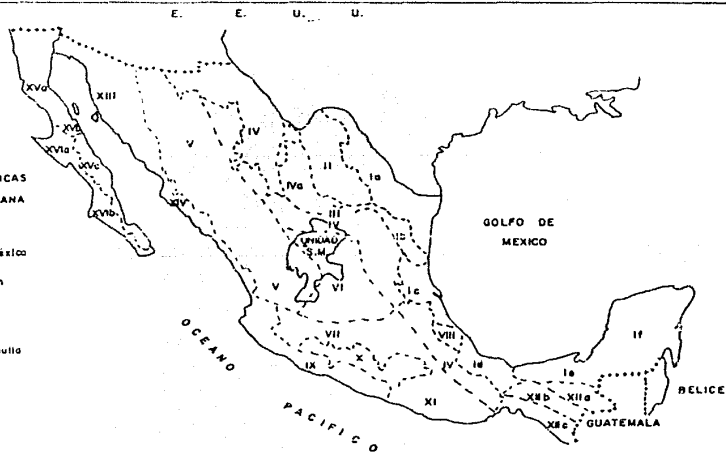
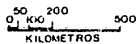
El patrón de desagüe en las rocas sedimentarias es de tipo radial y subparalelo, mientras que en las volcánicas se desarrolla de tipo detrítico. Fluyen los ríos Nombre de Dios y Suchil, los cuáles son afluentes -- del río San Pedro que desemboca en el Océano Pacífico.



**PROVINCIAS FISIOGRAFICAS  
DE LA REP. MEXICANA**

- I-Llanura costera del golfo de México  
 a-cuenca del Bravo  
 b-cuenca del río Purificación  
 c-cuenca de Pánuco-Tuspan  
 d-zona de Veracruz  
 e-zona pantanosa de Tabasco  
 f-Península de Yucatán  
 II-Región montañosa de Coahuila  
 III-Cuenca de Parícuti  
 IV-Sierra Madre Oriental  
 a-antigua zona lacustre  
 V-Sierra Madre Occidental  
 VI-Meseta Central  
 VII-Zona de fosas Tectónicas  
 VIII-Sierra de Chiconquilo  
 IX-Zona montañosa del suroeste  
 X-Cuenca del Balsas  
 XI-Zona Montañosa de Guerrero-Oaxaca  
 XII-Sierra de Chiapas  
 a-cristalina  
 b-calcedón  
 c-cristalina  
 XIII-Zona desértica de Sonora  
 XIV-Llanura costera de Sinaloa  
 XV-Sierra de Baja California  
 a-cristalina c-de la Postcristalina  
 b-volcánica  
 XVI-Llanura costera de Baja California  
 a-de Sebastian Vizcaino b-tray-Parícuti

M. ALVAREZ Jr.



U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	PLANO DE PROVINCIAS FISIOGRAFICAS	
	MORENO GUILLEN	TESIS PROFESIONAL
	J. J. GUILLERMO	ESCALA INDICADA PLANO No. 3

## 11.5.- GEOLOGIA HISTORICA DE LA REGION

La compañía I.M.M.S.A. de C.V. unidad San Martín lleva a cabo un programa para la determinación de la edad y génesis del yacimiento.

Las rocas que afloran en el área, son las calizas de la Formación Cuesta del Cura; por lo tanto la historia geológica de la región se hará a partir del depósito de las calizas mencionadas (Gieseke, A. 1956-1960). (Plano No. 4).

### Albiano - Cenomaniano

Hacia el Albiano - Cenomaniano temprano, el área de San Martín se tuvo invadida por el mar, alcanzando su máxima profundidad en la que se depositaron los sedimentos calcáreos de la Formación Cuesta del Cura; sin embargo, la presencia de capas de lutitas dentro de esta formación permite suponer que la línea de costa tuvo oscilaciones.

### Cenomaniano - Turoniano

Durante la parte alta del Cenomaniano temprano, las condiciones de depósito comienzan a cambiar, ya que se pasó de la sedimentación calcárea a la calcárea - arenosa, esta última representada en el área por calizas arcillosas y lutitas de la Formación Indidura. Este tipo de sedimentos indica las condiciones regresivas y transgresivas que tuvieron los mares y que se manifestaron durante todo el Turoniano.

### Cenoniano

Posteriormente se inició el depósito cíclico (areniscas y lutitas) que caracteriza a la Formación Caracol, la cual no aflora en el área, -- pero que pudo observarse cerca de ella. Este tipo de sedimentación continuó en la cuenca durante todo el Cretácico Superior, pero en el área no hay formación representativa de ese lapso.

ERA	SISTEMA	SERIE	PISO EUROPEO	SUR DE TEXAS Y NORESTE DE MEXICO	EDAD	HOJA APIZOLAYA	DISTRITO DE CONCEPCION DEL ORO	DISTRITO DE SAN MARTIN	HOJA EL SALADO	DISTRITO CHARCAS																			
CENOZOICA TERTIARIA	EOLICA	PLEOCENA			(2)		ALUVION	ALUVION	ALUVION	ALUVION CALICHE																			
											1																		
											5	PALMAS																	
											14	FORMACION	FORMACION																
											58																		
											63																		
											MESOZOICA CRETACICO	SUPERIOR	SOLFIANA	MAESTRIANTIANO	NAVARRO	72					TRONCO								
																						CAMBRIANO	TAYLOR	84	LUTITA PARRAS	LUTITA PARRAS	FORMACION CARACOL	FORMACION CARACOL	
																						SANTO MARIANO	AUSTIN		FORMACION CARACOL	F M CARACOL			
																						COCHINIANO	EAGLE FORD	99	FORMACION INCIURA	FORMACION INCIURA	FORMACION INCIURA	FORMACION INCIURA	FORMACION INCIURA
																						TURONIANO							
																						CENOMANIANO	WASHITA		CALIZA CUESTA DEL CURA	CALIZA CUESTA DEL CURA	CALIZA CUESTA DEL CURA	CALIZA CUESTA DEL CURA	CALIZA CUESTA DEL CURA
																						ALBIANO							
																						MEDIO SUPERIOR	TRINITY		F M LA PERA	F M LA PERA			
APETIANO	NUEVO LEON		CALIZA CUPIDO	CALIZA CUPIDO		CALIZA CUPIDO	CALIZA CUPIDO																						
BARRENIANO																													
HAUTERIVIANO	DURANGO		FORMACION TARAISES	FORMACION TARAISES		FORMACION TARAISES	FORMACION TARAISES																						
VALANGINIANO																													
BERRIASIANO																													
133																													
JURASICO SUPERIOR	SABINIANA		TITHONIANO	COTTON VALLEY O LACASITA		FORMACION LA CAJA	UNIDAD D	UNIDAD C	FORMACION LA CAJA	FORMACION LA CAJA																			
											PORTLANDIANO																		
											KIMMERIDIANO																		
											CALIZAZULOAGANO	ZULOAGA		ZULOAGA	ZULOAGA	ZULOAGA													



AUSENCIA DE FORMACIONES INTERMEDIAS



AUSENCIA DE AFLORAMIENTO

(2)

MILLONES DE AÑOS SEGUN LA ESCALA GEOCRONOLOGICA DE KULP (1961, P.111).

U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	TABLA DE CORRELACION	
A	ESTRATIGRAFICA	
M	MORENO GUILLEN Y J. GUILLERMO	TESIS PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 4

### Paleoceno - Eoceno

Durante el Paleoceno Tardío - Eoceno, tiene lugar la fase orogénica de la Revolución Laramíca, quedando claras evidencias en las rocas, ya que se observan abundantes pliegues.

El análisis de los rumbo en las estructuras del área sugiere que las fuerzas actuaron del W al E o bien del SW al NE.

### Oligoceno

Con la terminación de la época orogénica y es posible que simultáneamente con ella, se emplazaron los cuerpos intrusivos de composición granodiorítica, entre ellos el "Tronco" del Cerro de la Gloria, que alargaron y deformaron aún más a las rocas plegadas con anterioridad. Los esfuerzos producidos durante el emplazamiento del "Tronco", dieron origen a un sistema o sistemas de fracturas y fallas por las que posteriormente circularon los fluidos mineralizantes.

### Oligoceno - Mioceno

Posiblemente durante el Oligoceno Tardío y todo el Mioceno, tuvo lugar el depósito de los derrames félsicos en el área y sus alrededores. Durante el resto del Terciario, la actividad erosiva permitió la acumulación de fragmentos de rocas sedimentarias e ígneas en los valles, siendo posteriormente cementados con caliche.

### Reciente

Por último, la capa aluvial fue depositada durante el Reciente.

## 11.6.- ESTRATIGRAFÍA:

### 11.6.1.- FORMACIÓN CUESTA DEL CURA:

Imlay (1926, p 1925), definió como Formación Cuesta del Cura a una secuencia de calizas grises oscuras, de estratos ondulantes con intercalaciones de pedernal de color negro.

Su localización tipo se sitúa a 6.4 kilómetros al poniente de Parras, Coahuila, en donde el espesor es de 65 metros.

En San Martín ésta es la formación mayormente distribuida y se presenta como caliza gris obscura, de estratos ondulantes e intercalaciones de pedernal negro. Los estratos de la caliza están bien marcados, son uniformes y sus espesores varían de 10 a 40 centímetros, cortados por abundantes fracturas rellenas de calcita y siderita, observándose claramente la estratificación ondulante. En ellas se han encontrado fósiles de ammonites mal preservados, lo que dificulta su clasificación exacta, pero que pueden situarla en el Albiano Superior - Cenomaniano Inferior.

El espesor de la Formación Cuesta del Cura, en el área minera se encuentra desde los afloramientos en el Cerro de la Gloria y en su parte inferior se conoce por los barrenos hacia abajo dados desde el interior de la mina, se estima que ésta formación tiene un espesor conocido, de 770 metros.

Por su litología, la Cuesta del Cura se depositó en ambiente de — branca a causa de la transgresión de los mares del Albiano; sin embargo — el aumento de terrígenos hacia el inicio del Cenomaniano indica condiciones regresivas de depósito.

#### 11.6.2.- FORMACIÓN INDIDURA:

Kelly (1936, p. 1023), definió la Formación Indidura en la región de las Delicias, Coahuila describiéndola que en unos 30m. hay lutitas, calizas desquebrajadas y capas intactas de caliza.

Esta formación aflora en las estribaciones de las prominencias topográficas formadas por la Caliza Cuesta del Cura; por esta razón se le encuentra en franjas arcillosas y bastante erosionadas que bordean ambos lados del Cerro del Papatón.

La unidad consiste primordialmente de lutitas alternando con calizas arcillosas de grano fino, formando estratos de 10 a 30 cm. de espesor las primeras son de color verde oscuro a negro, muy fósiles; el color característico de intemperismo es pardo claro a oscuro, amarillento.



Las calizas son de grano muy fino y pasan gradualmente a calizas arcillosas en estratos de 10 a 40 cm. de espesor; su color en la superficie fresca es gris oscuro a negro y se intemperizan a gris y gris claro con tintes amarillos; aisladamente se observa escasos nódulos de pedernal negro a manera de bandas de 0.5 cm. de espesor, que se acusan a los lados.

En el arroyo de la Herradura (Tapia Ilanca, a 2 km. de la unidad - San Martín, hacia el norte) se midió una sección estratigráfica de aproximadamente 1,262 metros de espesor que incluye a la Cuesta del Cura e Indidura (Plano No. 5); esta última dió el espesor de 575 m. En la sección medida se colectó un ejemplar de *Inoceramus tabularis*, fósil índice del Turoniano, lo que sugiere que la edad de la Indidura en el área es del Cenomaniano - Turoniano.

Por su litología, la Formación Indidura parece haber sido depositada en ambiente somero con oscilaciones en la línea de costa, lo que propició el depósito de calizas arcillosas y lutitas.

#### 11.6.3.- ROCAS ÍGNIDAS:

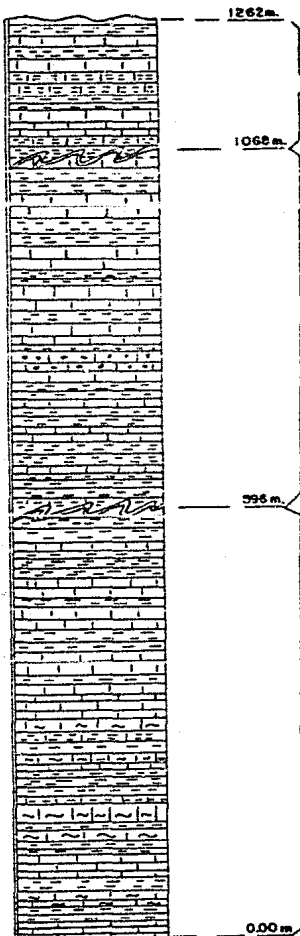
##### 11.6.3.1.- INTRUSIVO:

El "Tronco" de composición granodiorítica intrusiva irregularmente a la caliza Cuesta del Cura; en la superficie tiene un diámetro aproximadamente mayor de 2 km. y el menor de 1.5 km. semejado burdamente una elipse alargada en el sentido norte - sur.

El intrusivo presenta textura holocristalina, fanerítica, hipidiorfíca, con fanocristales de cuarzo, feldspatos potásicos y, en menor cantidad, plagioclasas, y como mineral accesorio, biotita.

El intrusivo en el interior de la mina, a la elevación del nivel - 8 (2,365 m.s.n.m.) hasta el nivel 12 (2,245 m.s.n.m.) se le desprende un apófisis que se ha localizado con certeza por barrenos de diamante en cada una de las secciones hechas cada 25 metros; este apófisis se ha interpretado como una trampa estructural mineralógica que contiene cuerpos

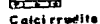
SECCION ESTRATIGRAFICA GENERALIZADA MEDIDA EN EL ARROYO  
HERRADURA (Topia Blanca) San Martin, Zec.



CALIZA CUESTA DEL CURA  
CALIZA ARCILLOSA COLOR GRIS  
OSCURO, CON ALTERNANCIA DE  
CALIZA COMPACTA E INTERCALA-  
CIONES DE LUTITA.



FORMACION INDIOURA  
CALIZA ARCILLOSA Y LUTITAS,  
LA CALIZA DE COLOR GRIS CLARO  
EN OCASIONES CON APARENCIA  
CALCILITICA COLOR NEGRO  
APARECEN AMLADAMENTE HORI-  
ZONTES DE CALCIRRUDITAS.



CALIZA CUESTA DEL CURA  
CALIZA CON HORIZONTES DE  
CALIZA ARCILLOSA ALTERNADA  
CON LUTITA, LA CALIZA ES LA-  
JOSA Y EXISTEN BANDAS DE  
PEDERNAL NEGRO.

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	SECCION ESTRATIGRAFICA GENERALIZADA	
	MORENO GUILLEN X. A. SULLANO	TESIS PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 5

de reemplazamiento en su interior; tiene longitud de 125 metros, con un ancho de 120 metros aproximadamente; la mayor parte del apófisis contiene minerales diseminados, principalmente calcopirita, covelita, pirita, arsenopirita y pirrotita. ( Plano No. 6 ).

#### 11.6.3.2.- EXTRUSIVAS:

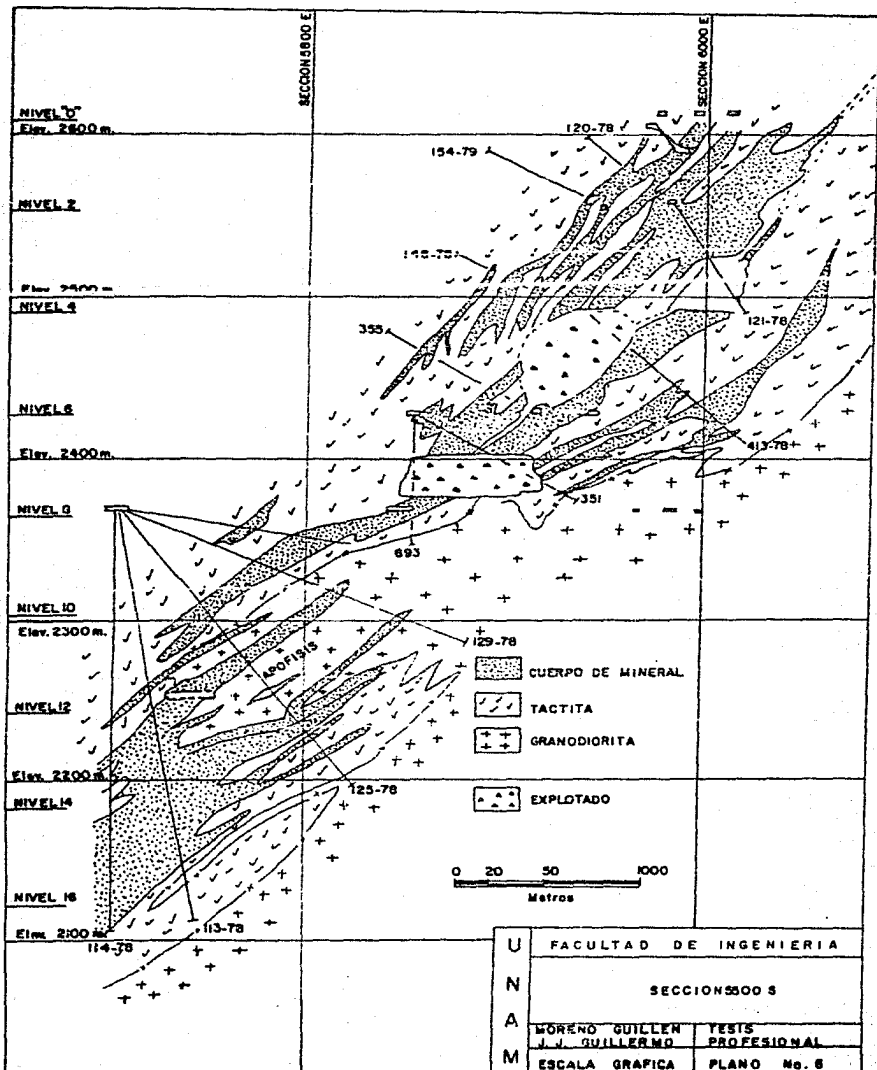
Sobre las Formaciones Cuesta del Cura e Indidura se tiene discordantemente una secuencia de derrames riolíticos de espesores aún no medidos, que forma las elevaciones de el Cerro Prieto y que cubre una superficie aproximada de 3.63 km<sup>2</sup>. Hay gran cantidad de fracturas, las cuales en su mayoría tienen un rumbo general de NE - SW. sus contactos son muy irregulares, formando escarpas profundas.

Esta roca presenta (Huang, W., p.60) textura microcristalina, afánítica, con poco contenido de fenocristales; como minerales esenciales, cuarzo y feldespatos potásicos; accesorios, trazas de minerales máficos; también hay depósito de tobas riolíticas.

#### 11.6.4.- ROCAS METAMÓRFICAS:

Durante la intrusión del "Tronco" granodiorítico, se formó una aureola metamórfica en los contactos con las calizas de la Formación -- Cuesta del Cura; la aureola metamórfica es asimétrica, ya que en el flanco norponiente el intrusivo tiene echado de 60° al norponiente y la extensión de la aureola es mucho mayor que en los otros contactos, el halo metamórfico tiene extensión aproximada de 30 kilómetros aproximadamente.

Esta aureola está formada por el metamorfismo de las calizas a rocas silicificadas, silicatadas y recristalizadas, debido principalmente a la acción del intrusivo, en ocasiones se presentan como auténticas tactitas ( skarn). principalmente skarn de granate, en donde la granatización consiste sobre todo en la formación de granularita.



## 11.6.5.- CONGLOMERADO Y RIUVIOLA:

Como producto de la erosión, se han cubierto grandes extensiones - de conglomerados de rocas sedimentarias e ígneas, generalmente mal clasificados, con cantos angulosos y redondeados, cementados con caliche; cubriendo las rocas del Cretácico.

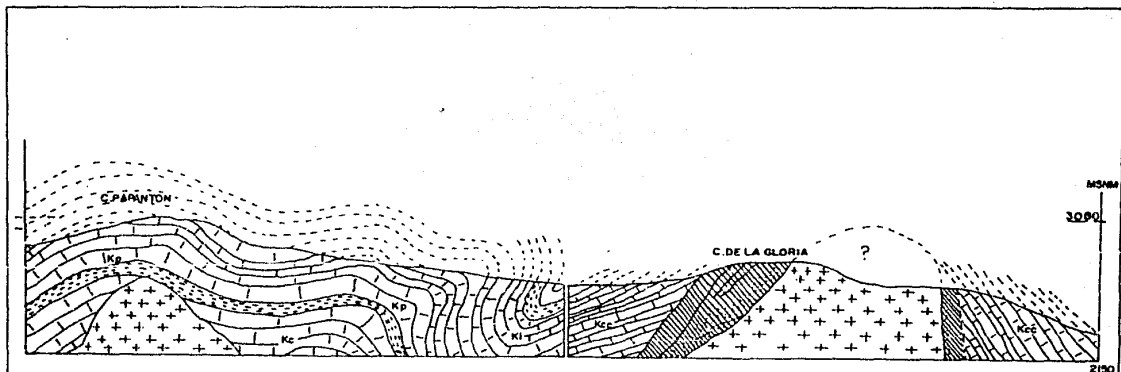
## 11.7.- GEOLÓGIA ESTRUCTURAL:

Dentro del área del distrito, los pliegues, al igual que las fraguras y fallas, tienen origen tectónico, como resultado del plegamiento de la Orogenia Laramérica, antes del vulcanismo sílfico y como consecuencia de la intrusión del "Tronco" granítico del Cerro de la Gloria. - - (Plano no. 7).

La secuencia sedimentaria de la región de San Martín sufrió plegamientos cuyo eje tiene rumbo norte franco y en el que los estratos tienen echados que varían entre  $10^{\circ}$  y  $20^{\circ}$  al oriente y poniente; esto hace suponer que los esfuerzos que causaron los plegamientos actuaron en dirección SW - NE.

Las formaciones Questa del Cura e Indicura presentan un sistema de fracturamiento por dirección preferencial al NE - SW y N - S; otras tantas tienen su rumbo al NE - SW; estos sistemas pudieron tener su origen durante la etapa de tensión y relajamiento que tuvo después de la fase compresiva de la Orogenia Laramérica.

Uno de los sistemas de fallas y fracturas más importantes en el distrito es producto de la intrusión de la granodiorita que causó fallas inversas, las cuales son tangenciales o aproximadamente paralelas al contacto tectita - intrusivo, formando un sistema común con rumbo generalizado de NE  $30^{\circ}$  y echado de  $60^{\circ}$  al poniente. Estas son auténticas vetas falla, como lo indica la presencia de material de falla, "albanda" que se les observa, tanto al alto como al bajo de las vetas.



LEYENDA

- |  |                           |  |         |
|--|---------------------------|--|---------|
|  | FORMACION INDIDURA        |  | CALIZAS |
|  | FORMACION CUESTA DEL CURA |  | LUTITAS |
|  | INTRUSIVO                 |  |         |
|  | FORMACION LA PEÑA         |  |         |
|  | CALIZA CUPIDO             |  |         |
|  | AUREOLA METAMORFICA       |  |         |
|  | MINERALIZACION            |  |         |
- NO AFLORAN {



U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	SECCIONES GEOLOGICAS DEL AREA	
	MORENO GUILLÉN	TESIS
	J. V. GUILLERMO	PROFESIONAL
	ESCALA INDICADA	PLANO No. 7

Las vetas de la región tienen aproximadamente una longitud horizontal de afloramiento de 900 metros; la persistencia vertical se tiene explorada hasta la elevación del nivel 16 ( 2,125 m.s.n.m.) o sea un total de 750 metros desde la superficie ( Cerro de la Gloria 2,875 m.s.n.m.).

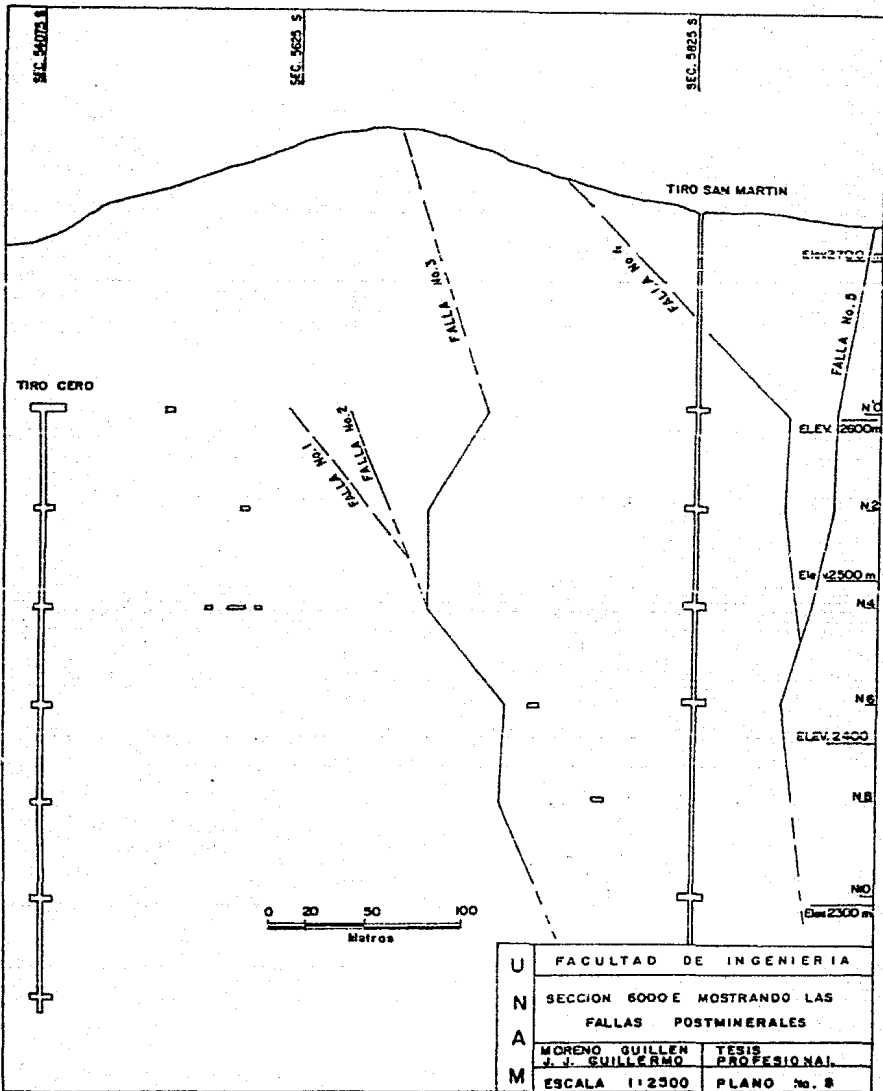
Después de la mineralización y posiblemente durante los derrames riolíticos y por tensión, se originó una serie de fallas del tipo normal, escalonadas, llamadas No. 1, 2, 3, 4 y 5 transversales a las vetas, con rumbos generales de N 70°W y echados de 80° a 90° al sur. (Plano No. 8 ).

Con los levantamientos en los diferentes niveles se ha observado que dichas fallas tienden a disminuir el desplazamiento horizontal de las estructuras mineralizadas, así como la potencia de dichas fallas. Estas fallas en los niveles superiores al nivel 12 desplazan a las vetas aproximadamente 20 metros horizontales. (Plano No. 9 ).

Las fallas número 1 y número 2, mostradas en el plano No. 8, tienen longitud aproximada de afloramiento de 70 metros y profundidad conocida de 70 metros, con rumbo de N 55°W y echados de 60° al sur; en los niveles 0 y 2 desplazan a las vetas 15 metros horizontales.

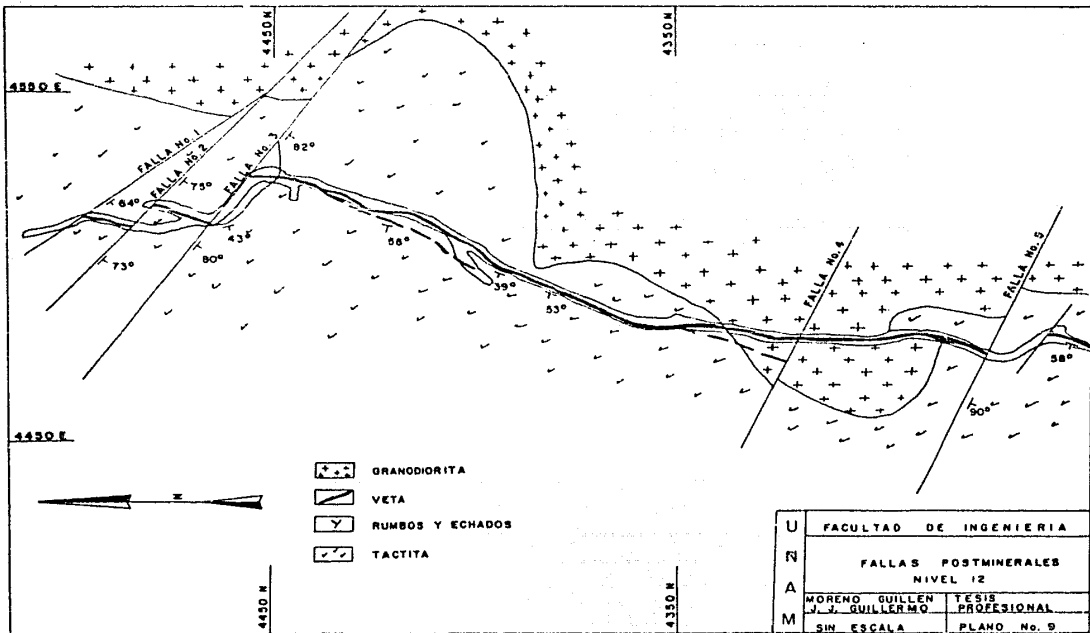
La falla número 3, una de las más persistentes a la profundidad, tiene longitud de 500 metros en la superficie y profundidad conocida de 605 metros; el desplazamiento de las vetas es de 30 metros en los niveles 0, 2, 4, 6 y 8; en el nivel 10 el desplazamiento es mínimo.

La falla número 4 tiene afloramiento horizontal aproximado de 60 metros y verticalmente está localizado en 330 metros, con desplazamiento horizontal de 18 metros. La falla número 4 se une con la falla número 5 a la elevación del nivel 4, para formar una sola, la cual se tiene levantada hasta el nivel 12.



U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	SECCION 6000E MOSTRANDO LAS FALLAS POSTMINERALES	
	MORENO GUILLERMO	TESIS PROFESIONAL
	V. J. GUILLERMO	PLANO No. 8
ESCALA 1:2500		





Los yacimientos minerales de San Martín son de tipo epigenético y se les ha identificado tres categorías de mineralización.

Vetas Mesotermales

Vetas Hipotermales

Cuerpos de Reemplazamiento Metasomático

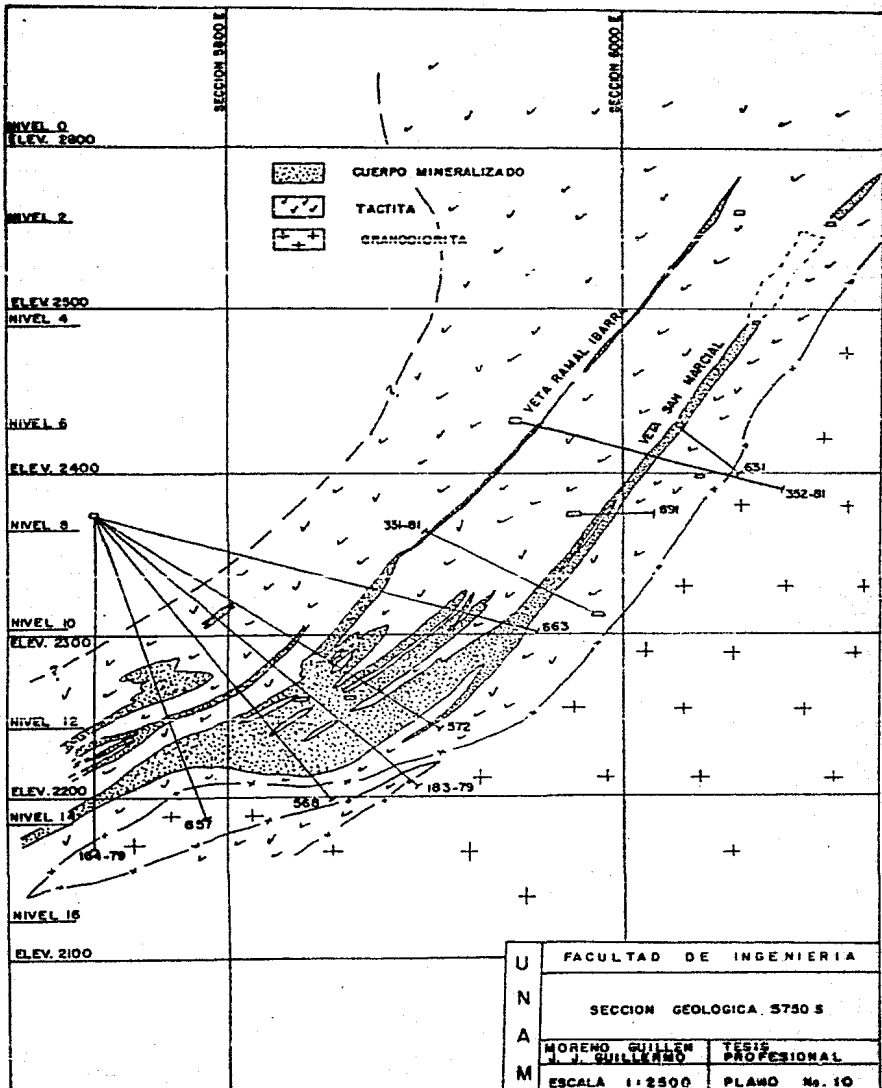
Las estructuras mineralizadas son de forma regular y grande. — tienen continuidad tanto lateral como a la profundidad: en conjunto — forman un gran cuerpo mineralizado, que tienen zonas discontinuas alternando con roca estéril y mineral y están formadas por vetas y cuerpos de reemplazamiento (Plano No. 10).

Las vetas tienen anchos que varían de 20 centímetros a 3 metros de espesor; estas vetas, zonas mineralizadas son paralelas al intrusivo y alcanzan un desarrollo a rumbo aproximadamente como 900 metros — horizontales.

Los cuerpos de reemplazamiento están íntimamente relacionados — con las vetas y éstas a su vez, con el intrusivo; estos cuerpos se presentan en forma tabular, cuyos espesores son muy variables, que van de 2 metros a 100 metros, además existen numerosos ramales que se desprenden, tanto en su echado como a rumbo de los cuerpos y vetas, estos — siempre son paralelos al intrusivo y a veces están en contacto con él.

Las vetas más importantes de las conocidas en San Martín son: — San Marcial, Ramal Ibarra, Ibarra, San Exedito, San Antonio y Animas las cuatro vetas mencionadas primero son las que actualmente se están explotando.

Junto con los cuerpos de reemplazamiento metasomático que son — de gran importancia económicamente por su contenido mineral y tonelaje como la de los cuerpos controlados por las estructuras de las vetas — San Marcial y Ramal Ibarra son las zonas mineralizadas económicamente costeables en donde se han desarrollado rebajes con ancho de 70 metros



y largo de 100 metros. La continuidad de estos cuerpos de reemplazamiento son conocidos desde la superficie hasta el nivel 16 que es el más profundo de la mina, a una elevación de 2176 m.s.n.m. o sea 424 m. abajo de la superficie o del nivel "0", en esta zona están las obras de los rebajes 12-550 y 12-800 que están entre las vetas San Marcial y Ramal Ibarra que va a ser el primero el problema de esta Tesis.

### 11.9.- ESPECIES MINERALES.

Tanto las vetas como los cuerpos de reemplazamiento tienen mineralogía típica del metasomatismo de contacto; que en orden de abundancia los minerales económicos son:

Esfalerita	ZnS	Esfalerita Marmatíca	ZnS Fe
Bornita	Cu <sub>5</sub> Fe S <sub>4</sub>	Pirrotita	FeS
Calcopirita	Cu FeS <sub>2</sub>	Galena	PbS
Arsenopirita	Fe AsS		

En menor proporción hay también:

Argentita	Ag <sub>2</sub> S	Estibnita	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>
Plata Nativa	Ag	Molibdenita	Mo S <sub>2</sub>
Tetrahedrita	3 Cu <sub>2</sub> S Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	Scheelita	Ca Wo <sub>4</sub>

Los minerales tienen como ganga de minerales los siguientes:

Grosularita	Ca <sub>3</sub> Al <sub>2</sub> [Si <sub>4</sub> O <sub>4</sub> ] <sub>3</sub>	Calcita	CaCO <sub>3</sub>
Tremolita	Ca <sub>2</sub> Mg <sub>5</sub> [Si <sub>4</sub> O <sub>11</sub> ] <sub>2</sub> [OH] <sub>2</sub>	Fluorita	Ca F <sub>2</sub>
Actinolita	Ca <sub>2</sub> (Mg,Fe) <sub>5</sub> Si <sub>8</sub> O <sub>22</sub> [OH] <sub>2</sub>	Cuarzo	Si O <sub>2</sub>
Pirita	Fe S <sub>2</sub>		

### 11.10.- ZONAS DE ALTERACION DE LOS YACIMIENTOS MINERALES.

Existen dentro del distrito minero y en los yacimientos, tres zonas perfectamente conocidas:

- a).- de óxidos
- b).- de enriquecimiento supergénico
- c).- de sulfuros primarios

La zona de óxidos tiene profundidad variable, debido posiblemente a la permeabilidad secundaria, ocasionada por fracturas y fallas posteriores.

En donde se presentan los minerales siguientes:

Azurita	$2 \text{CuCO}_3$	$\text{Cu}(\text{OH})_2$	Calcita	$\text{CaCO}_3$
Cuprita	$\text{Cu}_2\text{O}$		Hematita	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Malaquita	$\text{CuCO}_3$	$\text{Cu}(\text{OH})_2$	Pirolusita	$\text{MnO}_2$

La zona de enriquecimiento supergénico es variable, dependiendo de la profundidad de la zona de oxidación y comienzo de la zona de sulfuros primarios; en ella se han encontrado los minerales siguientes:

Bornita	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	Enargita	$\text{Cu}_3\text{AsS}_4$
Covelita	$\text{CuS}$	Tetrahedrita	$3\text{Cu}_2\text{S Sb}_2\text{S}_3$
Pirargirita	$3\text{Ag}_2\text{S Sb}_2\text{S}_3$		

En la zona de sulfuros primarios se han identificado los minerales siguientes:

Esfalerita	Galena	Argentita
Esfalerita Marmática	Pirita	Tetrahedrita
Calcopirita	Arsenopirita	Scheelita
Molibdenita	Plata nativa	Estibnita
Pirrotita	Bornita	

## 11.11.- ALTERACIONES

Las alteraciones más comunes en la caliza y en el área son:

La recristalización, silicatación, propilitización y granatización.

Las áreas donde se conjugan los cuerpos con vetas son los "clavos" que se han explotado del yacimiento, tamaño con leyes costeables donde se ha efectuado y las actuales reservas de mineral están constituidos en estas zonas.

Desde el nivel 8, hacia la profundidad las asociaciones mineralógicas costeables tienden a incrementarse, como lo afirman los estudios geológicos que se han efectuado en estos cuerpos que han dado resultados positivos, los cuales se han tomado como un indicador para — continuar con la exploración para incrementar las reservas en el futuro.

## CAPITULO 111

## DESCRIPCION DE LA MINA Y RESERVAS.

## 111.1.- DESCRIPCION DE LA MINA

El acceso principal actualmente al interior de la mina, es por medio de la rampa O-016 que parte desde la superficie a la elevación - 2600 m.s.n.m. y que corresponde al nivel "0", esta rampa esta colada - al bajo del cuerpo mineralizado con una longitud desde superficie hasta el nivel 12 de 3567 metros y una pendiente de 10% durante su trayecto se comunican con los niveles 2, 4, 6, 8, 9, 12 y 14 en esta fecha - ya llego al nivel 14 y se proyecta que en un futuro su continuación - hasta los niveles 16, 18 y 20.

Las maniobras de acceso dentro de la mina son a través de la -- rampa O-016, contando esta con un sistema de alumbrado y semáforos para tener seguridad y un control más efectivo en el tránsito de vehículos.

A la misma elevación de la rampa O-016, existe el socavón - --- O-020 que parte de la superficie y sirve de acceso hacia el "Tiro Cer5" la longitud de esta obra es de 560 metros hacia el sur, este socavón tiene la función del acarreo de mineral del tiro hacia la superficie - por medio de una locomotora Goodman con carros Gramby de 10 ton. de capacidad, hasta la planta de Beneficio de 2400 THPD.

La explotación actualmente se realiza en los niveles inferiores al nivel 4, ya que los niveles superiores como son el 0, 1 y 2 han sido explotados con anterioridad, en estos niveles hay obras muy antiguas e inaccesibles trabajadas algunas por los españoles, teniendose - aún mineral oxidado que puede explotarse.

Entre las instalaciones de la mina cuenta con 2 tiros de extracción, El Tiro Cero y el Tiro San Martín, que remite el mineral por medio de bandas transportadoras hasta las tolvas de la planta de benefi-

cio de 4400 IMPD.

El Tiro Cero tiene una profundidad de 426 m. y conecta desde el nivel 0 hasta el nivel 12, con 2 estaciones de Quebrado de mineral con capacidad de 400 ton/hora, las cuales tienen instalada una quebradora Pettibone de 36" Y 48", una en el nivel 8 y la otra en el nivel 12.

En el nivel 12 tiene una tolva para mineral quebrado con capacidad de 600 ton., con 2 descargas que alimentan a 2 skips respectivamente, los cuales son izados hasta descargar en la tolva de mineral instalada arriba del nivel "0".

El Tiro San Martín se excavó desde la superficie hasta el nivel 12, y fue una novedad su avance en cuanto al cuele de tiros, ya que este se realizó con 2 barrenos robbins de 7' de diámetro paralelos y verticales separados de centro a centro 17' (5.18 mts.), este tiro se desarrolló en 7 etapas de posición de máquina robbins, la longitud total del tiro es 545 mts., y tiene ventanillas en los niveles 2, 4, 6, 8, - 10 y 12, cuenta con una estación de quebrado de mineral, instalada en el nivel 12.

Los rebajes principales en explotación actualmente se localizan en los niveles siguientes:

NIVEL	ELEVACION (m.s.n.m.)	REBAJE
4	2492	4-007, 4-120, 4-500, 4-950
6	2427	6-350
8	2365	8-800, 8-800 RI
9	2305	9-550, 9-800
12	2245	12-550, 12-800

En preparación se encuentra en el nivel 14, el rebaje 14-550 y 14-800., a una elevación de 2,176 m.s.n.m.



## 111.2.- EXPLORACION Y DESARROLLO

El departamento de geología cuenta con un subdepartamento de exploración de diamante el cual es el encargado de vigilar y llevar el registro de toda la operación necesaria para la barrenación de diamante.

Para llevar a cabo los programas de exploración, el subdepartamento de exploración de diamante, cuenta actualmente con ocho máquinas en operación que tienen distribuidas tanto en el interior de la mina en el nivel 12 y nivel 14 como en la superficie.

La exploración tratando de conocer la continuidad de las estructuras mineralizadas se ha hecho con la información de los abanicos de barrenación localizados cada 25 m, se sigue este sistema explorando con abanicos de barrenos, hasta el nivel 16.

El departamento de geología elabora planos a una escala 1:500 y tiene como base un sistema de coordenadas arbitrarias, denominadas Sistema de Coordenadas Seccionales Geológicas, en dicho sistema cuenta con diferentes secciones E con rumbo de  $N 30^{\circ} E$ , las cuales son paralelas al rumbo general de las vetas, para poder mejor conocer el yacimiento mineral. En el caso de estructuras complejas se hacen secciones en base a barrenos de abanicos a intervalos de 12.5 metros.

### 111.2.1.- BARRENACION DE DIAMANTE

La barrenación de diamante es una herramienta con la cual se comprueba en algunas ocasiones la serie de teorías y especulaciones que se hacen en la búsqueda de reservas mineras, pero este sistema en nuestro yacimiento es la forma más directa para explorar y recabar datos para poder desarrollar e interpretar los cuerpos mineralizados en función a su posición en el espacio, dimensiones y leyes.

El yacimiento se ha dividido teniendo las secciones 25 metros de separación y toda información de los barrenos son pasados a estas secciones con sus leyes económicas, distribución de mineral y tapetate, su consistencia y zonas donde se hace necesario una mayor información para conocer mejor el yacimiento como realmente se presenta.

#### 111.2.2.- EXPLORACION COM OBRA DIRECTA.

Este sistema de exploración por medio de obra directa, es necesario para el desarrollo de la mina por lo común, es usada cuando no se tiene información para la continuación de una veta a profundidad; también es necesaria para cuando se inicia la preparación del nivel de descantación de los rebajes, aunque ya se tiene información con la barrenación de diamante y se tienen planos de los cuerpos mineralizados, se ajusta esta localización con obra directa.

#### 111.2.3.- GEOLOGIA DEL INTERIOR DE LA MINA.

Se lleva a cabo en todos los niveles, rebajes y obras de desarrollo los levantamientos geológicos de detalle de las vetas y cuerpos de reemplazamiento en la mina, se cuenta con planos a escala 1:500, previamente levantados topográficamente. Con los levantamientos geológicos de detalle de las vetas se toman los datos estructurales, que posteriormente tienen el objetivo de ser interpretados y conocer la posición de las estructuras, que se han explorado con barrenos de diamante con anterioridad.

Otro de los objetivos del levantamiento geológico en el interior de la mina es combinarlo con el muestreo para indicar si ya está en zona con mineral o está por llegar, así como si está fuera de la veta o cuerpo de reemplazamiento.

## 111.3.- RESERVAS.

Al hablar de las reservas, deberá quedar entendido, que éstas se refieren exclusivamente a los minerales con sulfuros complejos de oro, plata, plomo, cobre y zinc, que sean tratables al procedimiento metalúrgico de flotación diferencial y de los cuales se obtengan concentrados de cobre y zinc; no se incluye las reservas en los óxidos y en aquellas zonas donde se obtienen minerales que no rindan metalúrgicamente.

En el trabajo presente, no se hace el estudio detallado del cálculo de reservas, ya que los datos exactos la empresa los cataloga como de carácter confidencial.

La mina de San Martín cuenta actualmente con el total global con reservas de: 22,000.000 de toneladas de mineral, con leyes estimadas - de:

Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
130 gr/ ton.	0.37%	1.13%	5.05%	14.4%

La unidad se encuentra en una etapa de aumento en su producción diaria, fijando metas a corto y mediano plazo.

Tomando en cuenta la producción actual de 4400 toneladas diarias ó 110,000 ton. mensuales, se tiene que la unidad tendría reservas económicas para 16.6 años; aunque se espera que el ritmo de explotación sea de 6800 ton. diarias.

$$110,000 \frac{\text{ton}}{\text{mes}} \times 12 \frac{\text{mes}}{\text{año}} = 1'320,000 \frac{\text{Ton}}{\text{año}}$$

$$\frac{22,000.000}{1'320,000} = 16.6 \text{ años}$$

La cubicación de reservas se estiman principalmente con el -- muestreo de los nucleos de barrenación, muestreo de canal, y apoyados con los planos topográficos y geológicos.

El criterio establecido para la clasificación de reservas en la mina de San Martín es:

III.3.1.- Mineral explotable que se divide en:

III.3.1.1.- Mineral positivo y

III.3.1.2.- Mineral probable

III.3.2.- Mineral de Interés

III.3.3.- Mineral Inferido

III.3.1.- Mineral Explotable.- es aquel económicamente aprovechable, que por su grado de confiabilidad será utilizado en la planeación de producción a corto y largo plazos, así como en los estudios de viabilidad de nuevos proyectos o expansiones.

III.3.1.1.- Positivo.- es aquel mineral en el cual hay suficiente información a intervalos relativamente cortos y para que su -- distribución geológica está bien definida conociendo el tamaño, forma y contenido de ley es con una confiabilidad del 85% o más, o sea que ha sido determinado este mineral en todos los casos mediante obras directas en sentido horizontal, más obras directas en el sentido vertical, más la información de la barrenación de diamante.

III.3.1.2.- Probable.- es aquel mineral para el cual el tonelaje y leyes de la mena se estiman en parte por medidas, muestreos -- específicos y en parte por medio de proyecciones inferidas a distancias razonables, con base en su evidencia geológica y su distribución estimada de continuidad, forma y contenido de la mena o sea, -- la estimación con un 70% al 85% de confiabilidad, o sea que en estos casos será suficiente confirmar su existencia con mayor barrenación de diamante para cuantificar el bloque.

111.3.2.- Mineral de Interés.- Como son las zonas de mineral de interés, como su nombre lo indica, es para mantener constancia - de las áreas que requieren mayor estudio, en exploración, desarrollo, o bien, que puedan pasar a ser económicos por el simple aumento en los precios de los metales ó la disminución de los costos.

111.3.3.- Mineral Inferido.- Es aquel mineral que se infiere principalmente por los conocimientos de carácter geológico del depósito y para el cual hay poca o nada de información derivada de muestras y barrenos.

En la unidad San Martín al igual que las demás unidades de la Empresa, solo toma en cuenta para el cálculo de las reservas aquel mineral (minerales costeados) que por sus leyes de oro, plata, plomo, cobre y zinc, resultan económicamente explotables, ya que su valor puede sufragar a los costos de operación directos e indirectos; costos de refinación y entrega, recuperaciones y costos de producción y exploración de acuerdo con las reducciones fiscales automáticas o por convenio que se tenga con el gobierno federal y que arrojan una utilidad conveniente. Es por esto que en las reservas indicadas, no se incluyen las reservas o minerales incosteables o bien de baja ley.

#### 111.4.- MÉTODO DE EXPLOTACION

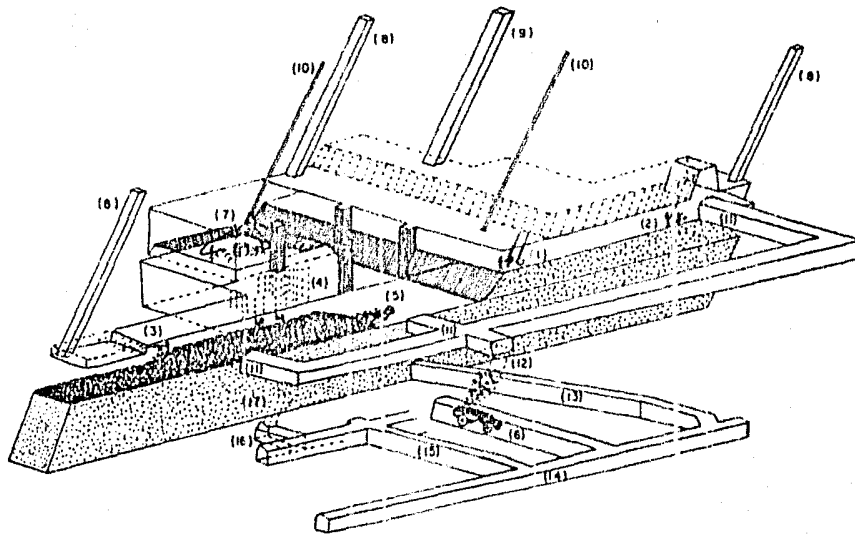
El método de explotación usado anteriormente en San Martín, - fué el de "Tumbe sobre carga", el cual fué utilizado en la explotación de las vetas donde el mineral tenía contenidos de ley alta y - en algunas ocasiones se dejaron pilares en zonas de baja ley ó en algunos casos también se dejó al alto o al bajo (siendo actualmente difícil el mineral del "bajo" recuperarlo,) para el ritmo de trabajo de esa época era conveniente aplicar este método por lo consistente de los respaldos aunque se tuvieron problemas, como: en la recuperación total de la explotación de mineral diseinado, no fué óptima, ahora se han hecho varios intentos para recuperarlo solamente el mineral dejado al bajo, para tumbarlo en ocasiones fué necesario

hacer nuevas preparaciones colándose contracañones en los subniveles y usando barrenación larga a partir de los contracañones, aprovechando el vacío del rebaje como ranura o cara libre, el mineral que se produjo tuvo una dilución bastante alta de 25% en algunas ocasiones se quedó embancado más de un 15% del tonelaje y como se utilizó barrenación larga, se produjeron bloques grandes que hubo necesidad de monear para su extracción, el mineral dejado al "alto" hasta la fecha no ha sido susceptible su recuperación. En realidad tomando como base la situación actual fué mal explotado anteriormente el yacimiento porque solo se extrajo el mineral de alta ley, pero en aquella época era conveniente explotarse de esa manera utilizando como se mencionó el método "Tumba sobre carga". No se detalla el sistema porque ya no es el que se utiliza actualmente.

Con la expansión de la producción de 2400 TMPD a 6800 TMPD, la unidad se vio en la necesidad de establecer un nuevo método para recuperar todo el mineral del yacimiento aprovechando en parte la consistencia del mineral y la roca encajonante, que pudiera mecanizarse, bajo en costos de producción y con una mayor productividad y una máxima recuperación y que fuera conveniente para incrementarse la producción, hasta el tonelaje deseado.

La decisión después de varios estudios y pruebas piloto, fué el de aplicar el sistema de Explotación Corte y Relleno Hidráulico con jales y pilares estelto, siendo un sistema que combina los métodos de "Corte y Relleno" y "Rebaje con Fortificación de pilares naturales" (Plano No. 11).

Debe contar con un nivel de acarreo principal para trasladar el mineral rezagado de rebaje y llevarlo a través de este nivel a un vaciadero o tolva de almacenamiento de mineral de la quebradora para reducirlo de tamaño y posteriormente depositarlo en los skips y ser mantedado por el tiro San Martín.



1 BARRENACION CON TRICICLO

2 CARGADO DE BARRENOS DE TRICICLO

3 CORTE HORIZONTAL DE EMPAREJE EN TECHO

4 ANCLAJE

5 REZAGADO

6 ACARREO

7 RELLENE HIDRAULICO CON JALES

8 CONTRAPOZOS DE VENTILACION

9 CONTRAPOZOS DE SERVICIOS, BAJADA TUBERIA AGUA, AIRE Y MANGUERA JAL

10 BARRENOS DE CONDUCCION DE JAL

11 ACCESOS A REBAJE (PIVOTEO)

12 METALLERA

13 ACCESO SILL

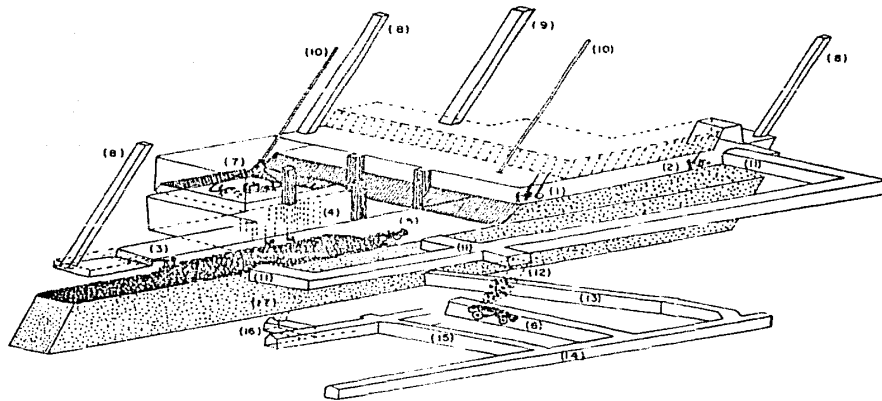
14 NIVEL DE ACARREO

15 ACCESO NIVEL DE DECATACION

16 MAMPARA ASENTAMIENTO SOLIDOS

17 CONTRAPOZO DE DECATACION

U	FACULTAD DE INGENIERIA
N	DIAGRAMA DEL SISTEMA DE EXPLOTACION "CORTE Y RELLENO HIDRAULICO CON JALES Y PILARES ESBELTOS"
A	LORENDO GUILLEN TESIS PROFESIONAL
M	J. V. GUILLERMO TESIS PROFESIONAL
	SIN ESCALA PLANO No. II



- 1 BARRENACION CON TRICICLO
- 2 CARGADO DE BARRENOS DE TRICICLO
- 3 CORTE HORIZONTAL DE EMPAREJE EN TECHO
- 4 ANCLAJE
- 5 REZAGADO
- 6 ACARREO
- 7 RELLENE HIDRAULICO CON JALES

- 8 CONTRAPOZOS DE VENTILACION
- 9 CONTRAPOZOS DE SERVICIOS, BAJADA TUBERIA AGUA, AIRE Y MANGUERA JAL
- 10 BARRENOS DE CONDUCCION DE JAL
- 11 ACCESOS A REBAJE (PIVOTEO)
- 12 METALERA
- 13 ACCESO SILL
- 14 NIVEL DE ACARREO
- 15 ACCESO NIVEL DE DECANTACION
- 16 MAMPARA ASENTAMIENTO SOLIDOS

17 CONTRAPOZO DE DECANTACION

U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	DIAGRAMA DEL SISTEMA DE EXPLOTACION "CORTE Y RELLENO HIDRAULICO CON JALES Y PILARES ESBEL-	
A	MORENO GUILLÉN	TESIS PROFESIONAL
M	J. J. GUILLERMO	SIN ESCALA PLANO No. 11



También contar con los contrapozos necesarios para ventilación y servicios para satisfacer las necesidades durante la explotación de estos rebajes.

Así mismo rampas que estén conectadas con los contrapozos metálicas, coladas al bajo del cuerpo mineralizado para el vaciado de mineral hacia el nivel de acarreo y por supuesto tener tiros de extracción para el mineral hacia la superficie como los que actualmente -- existan, el tiro Cero y el tiro San Martín (Plano No. 12).

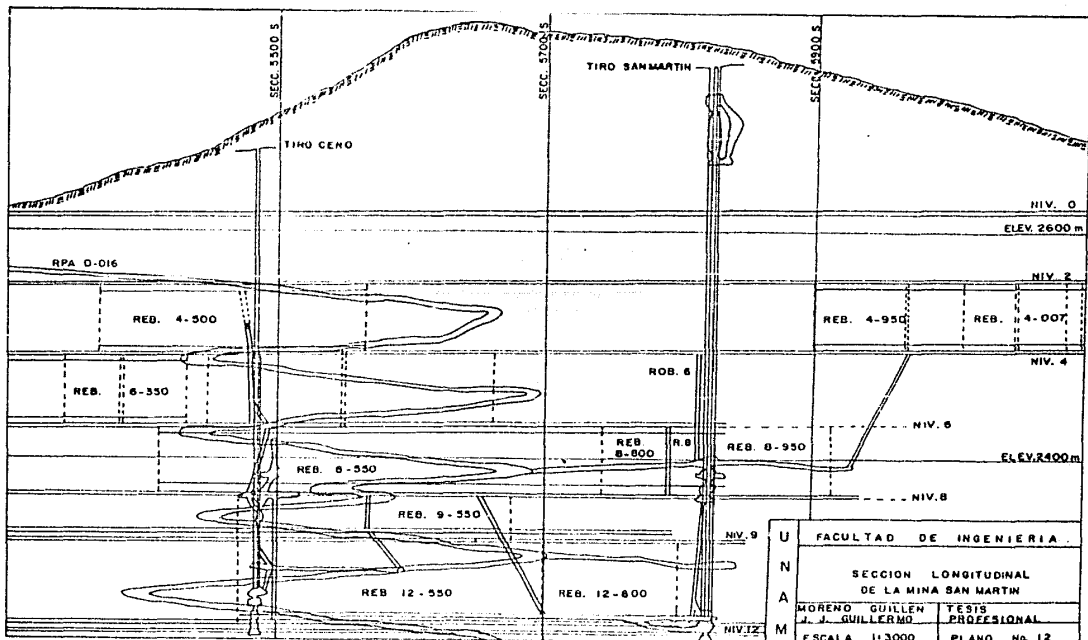
El sistema de explotación seleccionado debe cumplir con una -- rampa de servicios generales al bajo del cuerpo que lo abarque en toda su extensión y de ahí partieran rampas de acceso al rebaje, a medida que se vaya minando el cuerpo, éstas se colarán con pendiente negativa y se desbordará el techo hasta pivotarse y cambiar a una pendiente positiva, cuando pase de +15% de pendiente iniciar un nuevo -- acceso y así sucesivamente una serie de accesos hasta terminar con la explotación del rebaje en el sentido vertical.

Para el depósito y decantación de jales será necesario contar con un nivel de decantación y cruceros que servirán de mamparas para asentar las lamas y filtrar el agua que será bombeada a los niveles -- superiores y de ahí hasta la superficie para ser usada en el beneficio.

Arriba 7.0 m. del nivel de decantación se iniciará el primer -- corte (sill) de explotación donde se desplantarán los anillados principales.

Para la explotación del cuerpo mineral, en el sill, se hace necesario colar frentes y cruceros para delimitar el cuerpo en toda su extensión, para poder posteriormente iniciar el ciclado de operaciones del sistema, que es barrenación, disparado, anclaje, rezagado y -- relleno.

Para el sistema de relleno es necesario contar con una estación de ciclones para la clasificación de jales(arenas y lamas), siendo las arenas las que se utilizan en el relleno de jales. (Plano No. 13).



U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	SECCION LONGITUDINAL DE LA MINA SAN MARTIN	
	MORENO GUILLEN J. J. GUILLERMO	TESIS PROFESIONAL
	ESCALA 1:3000	PLANO No. 12

### III.4.1.-FACTORES FISICOS Y OPERACIONALES QUE INTERVINIERON EN LA SELECCION DE ESTE SISTEMA.

Los factores físicos que se consideraron para la selección de este sistema de explotación fueron los siguientes:

1.- Características Geométricas.- Debería tener las dimensiones mínimas necesarias en ancho, largo, altura y echado del cuerpo, para utilizar equipo mecanizado y producir grandes volúmenes de mineral.

El bloque 12-550 presenta las siguientes dimensiones:

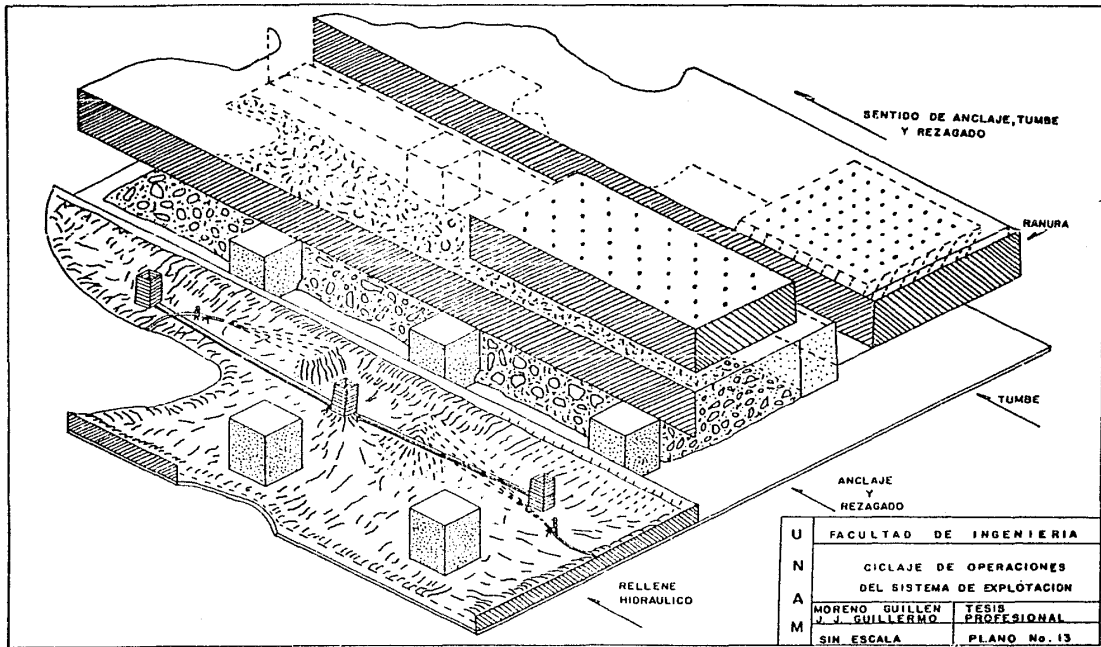
Tiene una anchura de 80 m, y una longitud promedio de 230 m, a rumbo, reduciendo su anchura a 25 m. en una longitud de 220 m, con una altura promedio de 60 m. y un echado promedio de 55°.

2.- Características Físicas.- Se tiene en cuenta el tipo de yacimiento y mineralización, la consistencia de la roca encajonante y del mineral.

Tipo de Yacimiento	Epizénético
Tipo de Mineralización	Vetas Mesotermales e hipotermales y cuerpos de reemplazamiento metasomático.
Roca encajonante	Consistente
Mineral	Consistente en excavaciones reducidas.

Los factores operacionales que se consideraron, son los siguientes:

1.- Disponibilidad del Equipo.- Buscar una máxima disponibilidad del equipo que redundará en una alta productividad y bajos costos.



- 2.- Productividad.- Debería ser un método productivo con la máxima recuperación y eficiencia y además selectivo.
- 3.- Mecanización.- La productividad depende del grado de mecanización que pueda alcanzarse y en este caso se buscó el máximo.
- 4.- Costos de Operación.- Debería ser económico, seguro y productivo con una máxima recuperación.

El sistema de corte y relleno hidráulico con jales y pilares esbeltos presenta las siguientes:

#### 111.4.2.- Ventajás.

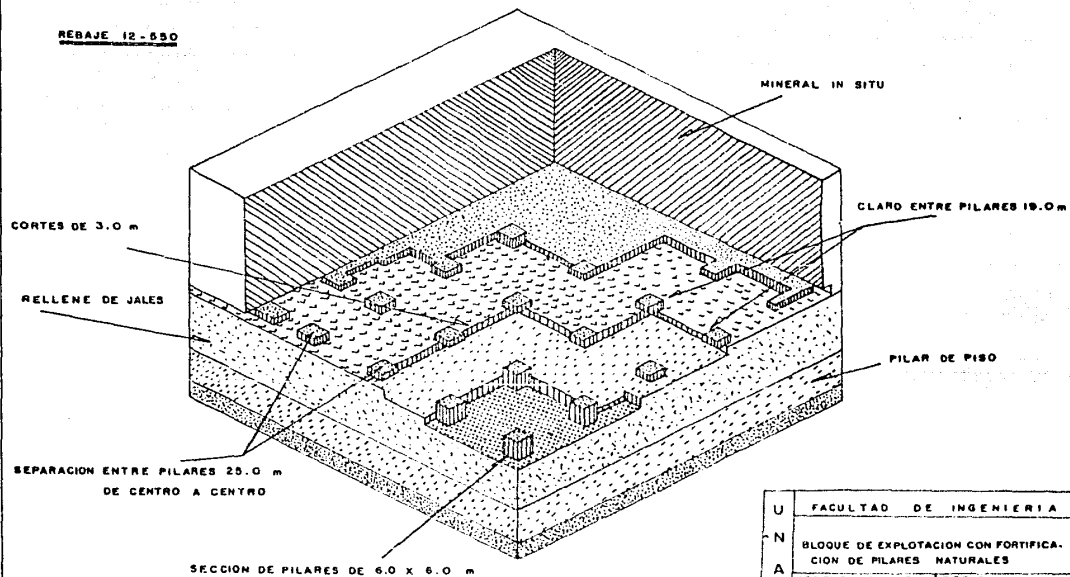
- a).- Se puede aplicar si los respaldos son consistentes y el mineral consistente.
- b).- La gente trabaja con la mayor seguridad, en todas las etapas de la operación.
- c).- Se dispone de inmediato de todo el mineral tumbado.
- d).- Se tiene buena ventilación.
- e).- Se obtiene una alta recuperación de un 80% a 95% del mineral, porque puede seguir las irregularidades que presenta el yacimiento.
- f).- Es un método selectivo y flexible durante la explotación.
- g).- Versatilidad del equipo, se presta para una alta mecanización.
- h).- Menor dilución del mineral en comparación a otros métodos.

- i).- Debido a las características estructurales de la roca, - la fortificación está basada en pilares naturales distribuidos isométricamente dejando claros de 19.0 mts. y da opción a tener una gran sección recta de trabajo . - (Plano. No. 14).

#### 111.4.3.- DESVENTAJAS.

- a).- Al disparar los barrenos se produce grandes rocas durante la explotación; hay necesidad de monear (barrenación secundaria) y plastear.
- b).- Hay necesidad de amacizar muy seguido el cielo y las caras de los pilares, ya que se pueden aflojar durante las pegaduras.
- c).- Es más caro que el sistema de tunbe sobre carga.
- d).- Se tiene que realizar muchas obras de preparación.
- e).- es un método que necesita mucha supervisión, para controlar el ciclaje de barrenar, disparar, anclar, rezagar el mineral quebrado y rellenar, ya que la producción depende de tener que rellenar las 24 horas del día, en este caso jales.
- f).- Para el rellene de jales sea el necesario debe contar con bombas en superficie y los impulsores de las bombas están sujetas a un desgaste prematuro por la acción abrasiva de los jales.
- g).- En la operación de rezagado es notorio que el tener pisos malos se debe a la falta de cuidado al rezagar de parte del operador, y hay problemas de dilución.

REBAJE 12-550



U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	BLOQUE DE EXPLOTACION CON FORTIFICACION DE PILARES NATURALES	
A	MORENO GUILLÉN	TESIS
M	J. J. GUILLERMO	PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 14

La preparación del sistema de explotación "Corte y Relleno Hidráulico con jales y pilares esbeltos", consiste en contar con rampas de acceso al bajo del rebaje, una vez dentro del cuerpo preparar frentes y cruceros para delimitar el cuerpo en toda su extensión, avanzar un nivel de decantación con cruceros y sus respectivos contrapozos además, contrapozos de ventilación y servicios, y contrapozos metalera y también contar con un nivel de acarreo.

Cada obra minera de preparación tiene un fin determinado y cumple una necesidad en la explotación del cuerpo mineralizado de una manera adecuada. La rampa de servicios generales es una de las obras mineras que sirve para el movimiento de vehículos en el servicio del rebaje, proveer el material requerido por el personal de tumba. (Plano No. 12).

Las rampas de acceso nos dan la pauta para que en cada corte que se hace en el rebaje, sirva para comunicarse a través de ella con la rampa de servicios generales hacia el rebaje.

Una vez realizado el primer acceso (sill) este se continua horizontalmente recibiendo el nombre de frente con una pendiente de 0.5%, ya dentro del cuerpo mineralizado hasta delimitar el cuerpo y a partir de esta frente se cuelan perpendicularmente cruceros hasta realizar la delimitación completa del cuerpo posteriormente desbordar estas frentes y cruceros para extraer todo el mineral del cuerpo en toda su extensión, dejando unicamente los pilares distribuidos uniformemente.

Los contrapozos de ventilación, servicios y metaleras tienen como objetivo satisfacer las necesidades de mejorar la calidad del aire por medio de la inyección y extracción de aire, en el interior de la mina; y usarse en introducir tuberías de aire y agua para la operación de barrenación en el rebaje y en el rezagado de mineral tumbado.



## 111.4.4.- RESUMEN

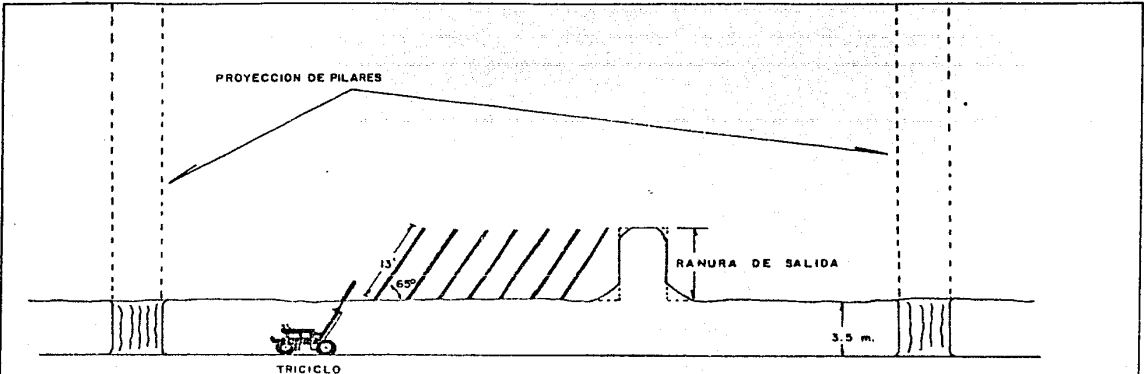
## 111.4.4.1.- OBRAS DE DESARROLLO.

- a).- Rampa general de servicios se cuele al bajo del cuerpo - de sección de 5.0 X 3.5 m. con pendiente 10% y conecta - cada nivel, su objetivo es proporcionar los accesos necesarios al rebaje para que pueda utilizarse el equipo con facilidad, se cuele con jumbo y se rezaga con Scoop-Tram

## 111.4.4.2.- OBRAS DE PREPARACION:

- a).- Rampas de acceso al rebaje de sección de 5.0 X 3.5 m., - con pendiente de 15% negativa y positiva, son rampas con una longitud pequeña que va de la rampa general de servicios al cuerpo mineralizado a medida que va subiendo el rebaje se pivotea a partir del rebaje hacia la rampa general de servicios, su objetivo es dar facilidad de - - transporte a los servicios del equipo mecanizado, se cuele con Jumbo y se rezagan con Scoop-Tram.
- b).- Frentes y cruceros de sección de 5.0 X 3.5 m., a partir de la rampa de acceso se cuele dentro del cuerpo mineralizado, siendo propiamente el sill de explotación, las frentes y cruceros con el fin de delimitar el cuerpo en toda su extensión, las frentes se cuele con -0.5% de - - pendiente y los cruceros se cuele horizontalmente, se cuele con Jumbo y se rezaga con Scoop-Tram.
- c).- Desborde de mineral entre frentes y cruceros, su sección es variable y la finalidad es desbordar las frentes y - - cruceros hasta delimitar cada uno de los pilares previamente diseñados y ubicados en el rebaje y desbordar el - resto de sección hasta delimitar los contornos del cuerpo mineralizado, se cuele con máquina de pierna neumática y se rezaga con Scoop-Tram.

- d).- Nivel de acarreo de sección de 8.0 X 3.50 m. va de el - primer acceso al rebaje 12-550 con dirección hacia la - rampa de acceso hacia vaciadero en tiro San Martín, su objetivo es trasladar el mineral del rebaje durante toda la vida de este, se cueña con Jumbo y máquina de - - pierna neumática y se rezaga con Scoop-Tram.
- e).- Nivel de decantación y cruceros de sección de 5.0 X 3.50 m., este nivel parte de la rampa general de servicios y va a todo lo largo del rebaje, teniendo cruceros distribuidos a cada 50.0 m. del nivel de decantación, su objetivo es realizar la decantación del rebaje durante toda la vida de este, se cueña con jumbo y se rezaga con - - Scoop-Tram.
- f).- Contrapozos de decantación de sección de 1.8 X 1.8 m., se comunican del "Bill" al nivel de decantación en los cruceros realizados, su objetivo es drenar el rebaje e instalar las torres de decantación sobre estos contrapozos, se cueña con máquina de pierna y se rezaga con - - Scoop-Tram.
- g).- Contrapozos de ventilación y servicios con sección de - 7' de diámetro, estos contrapozos son distribuidos estratégicamente a lo largo del cuerpo con el fin de tener la ventilación y los servicios en todas las áreas del rebaje, se cueñan con máquina robbins y se rezaga con - Scoop-Tram.
- h).- Contrapozo metalera, con sección de 7' de diámetro, este contrapozo es ubicado muy cerca del rebaje y se comunica al nivel de acarreo, su objetivo es que a medida que avance la explotación en el rebaje, se realicen pequeños cruceros para comunicarse a este y se vacie el mineral tumbado por dicho contrapozo.



FASE BARRENACION

U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	BARRENACION CON UPPERORLL	
A	TRICICLO	
M	MORENO GUILLEN	TESIS
	J. V. GUILLERMO	PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 18

NOTA: es conveniente hacer notar que el mineral que se tumbó en las obras de preparación en frentes y cruceros y en el desborde mismo esta disponible para su proceso de beneficio.

Una vez realizadas las obras de preparación se inicia la explotación del cuerpo mineralizado.

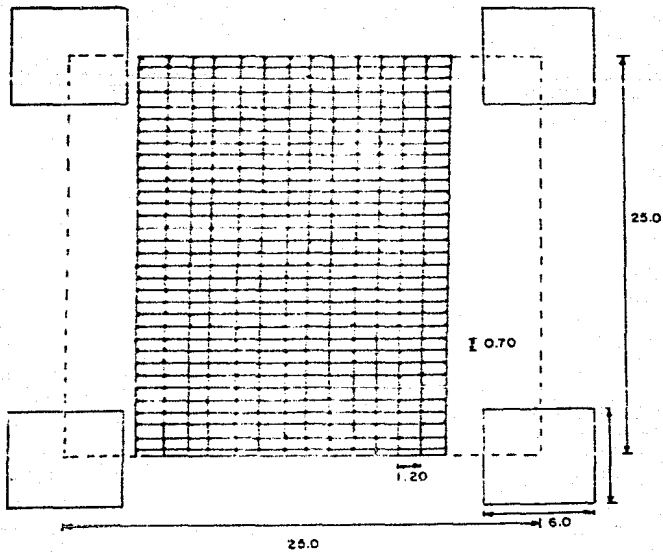
La explotación del rebaje 12-550 se inicia con la operación de tumbé para la cual se establece zonas de trabajo, de acuerdo a las diversas concentraciones mineralógicas que presenta el cuerpo.

La planeación inicial y preparación de las zonas principales de mineral dió como resultado que el rebaje 12-550 se compondría de 3 secciones o paneles de operación (tercios) para poder hacer el ciclo (Barrenación, anclaje, rezagado y rellene). Para el tumbé en cada panel se hace por medio de Upper drill (tríciclo) con una inclinación de  $65^{\circ}$ , esta inclinación a favor de la ranura y una longitud de barrenación de 13', los barrenos se hacen de acuerdo a una plantilla de barrenación establecida de 1.20 X 0.70 m. (Plano No. 15).

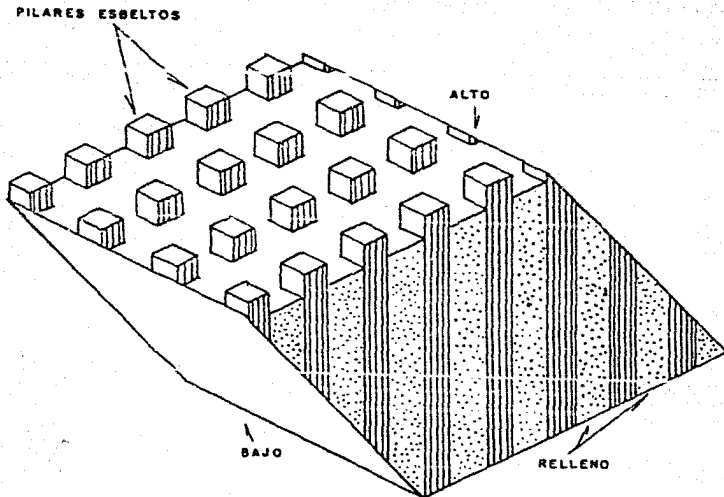
La forma de explotación es ascendente, la voladura es a base de estopines eléctricos para tener una seguridad mayor en la disparada. (Plano No. 16).

La fortificación es a base de anclaje y pilares naturales., para el anclaje, se hacen barrenos de 38mm. de diámetro, instalándose varilla corrugada estandar de 5/8" de diámetro y 7' de longitud, embebidas con cemento Portland tipo 1, se inyecta el cemento con una bomba especial calibrada a  $4.0 \text{ kg/cm}^2$  de presión.

La fortificación de los pilares naturales, esta basado en el diseño de estudios de Mecánica de Rocas, es conveniente en la explotación llevar un control para no afectar los pilares durante el minado ya que son la base para el sostenimiento de amplios claros en el tumbé, la separación entre pilares es de 25 m. de centro a centro y la sección transversal de cada pilar es de 6,0 m. (Plano No. 17).



U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	PLANTILLA PARA CONTROL DE BARRENCOS	
A	MORENO GUILLEN	TESIS
M	J. J. GUILLERMO	PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 16



- SEPARACION ENTRE PILARES  
25.0 m DE CENTRO A CENTRO
- SECCION TRANSVERSAL DEL  
PILAR 6.0 m.

U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	DISTRIBUCION ISOMETRICA DE LOS PILARES PARA EL REBAJE	
A	12-550	
M	MORENO GUILLEN J. J. GUILLEMO	TESIS PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO No. 17

Existen dos sistemas para conducción de los jales al interior de la mina, los sistemas 2400 y 4400, se hace referencia unicamente al sistema 4400 ya que es el suministra los jales para el rebaje - - 12-550. El sistema 4400 se inicia a partir del banco de las colas - finales de la Planta 4400 TMPD, teniendo 2 líneas de tubería extru pak de 8" (0.2032 m ) de diámetro, por gravedad es conducido los jales hasta una estación de 4 ciclones tipo 20D, instalados en superficie.

En la estación de ciclones se colaron 4 barrenos de diamante que van de superficie hasta el nivel 6 con 3" (0.0762 m ) de diámetro, y con las correspondientes longitudes que son: DDH 1 con 302.65 m, DDH 2 con 295.61 m, DDH 3 con 262.80 m, y DDH 4 con 286.95 m; los DDH 3 y DDH 4 son los que actualmente se utilizan para relleno.

Además se colaron 2 barrenos piloto de 11" (0.2794 m) de diámetro desde superficie hasta el nivel 6, el BP 1 con 310 m, y el BP-2 con 297 m, actualmente no están en funcionamiento.

Se instalaron bases de concreto con casquillo en la comunicación de cada barreno de diamante y barreno piloto en el techo y en el piso de cada obra con el objeto de instalar uno o varios tramos de manguera convertapipe para la unión entre casquillos.

A Partir del nivel 6 se colaron 2 barrenos de diamante que van del nivel 6 al nivel 8, el DDH 5 con 62.15m, y DDH 6 con 66.90m, de distancia vertical. En el nivel 8 se conectan 2 líneas de manguera convertapipe de 3" (0.0762 m) de diámetro que recorren horizontalmente una distancia de 200 m. para descolgarse por el contrapozo Robbins No. 9 con una distancia vertical de 141.51 m. para suministrar jal al rebaje 12-550.

Actualmente se está llevando a cabo la realización de 2 barrenos de diamante del nivel 8 al rebaje 12-550 para el suministro de jal.

El acarreo del rebaje 12-550 es a través de camiones Jarvis - Clark JDT-426 de 26 toneladas de capacidad y en el rezagado Scoop - Tram de 5Yd<sup>3</sup> de capacidad para el cargado de los mismos, la operación es realizada entre distancias cortas para buscar una eficiencia máxima del equipo.



111.4.5.- CUADRO SINOPTICO DEL EQUIPO  
EN OPERACION

TIPO DE OPERACION:	CANTIDAD	DESCRIPCION
1.- BARRENACION	164	Perforadoras Pneumáticas de - pierna.
	13	Upper Drill
	4	Jumbos
	1	Máquina Robbins.
2.- BARRENACION (Exploración)	8	Máquinas Prospectoras Explora coras.
3.- REZAGADO	23	Unidades Scoop-Tram.
4.- ARRASTRE	1	Locomotora
	10	Carros
5.- ACARREO	15	Unidades Camiones
6.- TRITURACION	3	Quebradoras de Quijada
7.- AIRE COMPRIMIDO	10	Compresores
8.- SERVICIOS	3	Malacates
	6	Ventiladores Estacionarios
	15	Ventiladores Interior Mina
	12	Bombas Interior Mina
	2	Tractores nivelación piso in- terior mina.
	5	Tractores Supervisión Mina.
	6	Subestaciones eléctricas
	2	Camiones Servicio General - - Mina.

## 111.4.5.1.- EQUIPO DE OPERACION EN MINA

## LISTA DE EQUIPO EN OPERACION ACTUAL EN MINA

TIPO DE OPERACION	CANTIDAD	DESCRIPCION
1.- BARRENACION	164	Perforadoras Neumáticas de pierna - (128) Gardner Denver mod. S 83 F y - (36) Tampella mod. T. 400 T.
	13	Upper drill, (3) fabricación nacional, (4) Atlas Copco y (6) fabricadas por Fabril Metálica.
	4	Jumbos, (2) Jarvis Clark mod. KJK 20 E y (2) Gardner Denver mod. JB-676 .
	1	Máquina Robbins 61-R-1235 7'Ø Rima 11" Ø Piloto.
2.- BARRENACION (Exploración)	8	Máquinas prospectadora exploradora (3) Atlas Copco mod. Diamec 250, cap. 250 m, (1) Long Year mod. L-38 - cap. 400 m, (2) Chicago Pneumática, - mod. CP-65, cap. 130 m, (1) Long -- Year mod. LY-44, cap. 500 m, y (1) - Boylsa mod. Bazooka, cap. 30 m.
3.- REZAGADO	23	Unidades Scoop-Tram, (17) Wagner, - mod. ST-5E cap. 5Yd3, (1) Wagner, - mod. ST-5A cap. 5Yd3, (4) Jarvis -- Clark mod. JS-500 cap. 5Yd3 y (1) Jarvis Clark mod. JL-450 cap. 5Yd3
4.- ARRASTRE	1	Locomotora Goodman Mod. MX 659, - cap. 10 Toneladas.
	10	Carros Gramby cap. 10 toneladas - cada uno.

TIPO DE OPERACION	CANTIDAD	DESCRIPCION
5.- ACARREO	15	Camión (6) Jarvis Clark mod. JDT-426 cap. 26 ton. (1) Kiruna mod. K-162 cap. 26 ton. y (3) Wagner, mod. MT-420 cap. 20 ton.
6.- TRITURACION	3	Quebradora de Quijada Pettibone mod. 3648 WRB tamaño 36" X 48" - cap. 350 TPH, instalados en (1)- nivel 8 (Tiro Cero), (1) nivel 12 (Tiro Cero) y (1) nivel 12 (Tiro San Martín).
7.- AIRE COMPRIMIDO	6	Compresor (1) Chicago Pneumático mod. 25D, cap. 1200 PCM, (1) Joy - Sullivan mod. C, cap. 1400 PCM, - (1) Ingersoll Rand mod. XLE-2HC, cap. 2400 PCM, (1) Joy Sullivan - modelo B, cap. 630 PCM, (1) Joy - mod. K-80, cap. 600 PCM. Localizada en la Planta de Compresores Antigua.
	4	Compresor (4) Ingersoll Rand mod XLE-2HC, cap. 2400 PCM. localizados en la Planta Nueva de Compresores.
8.- SERVICIOS		
8.1.- MALACATES	2	Malacate (1) Hepburn doble tambor semiautomático mod. K-7430 tamaño 60" X 120"Ø, cap. 2900 lbs. (Tiro Cero) (1) Hepburn doble tambor semiautomático mod. K-20081 tamaño 60" X 168"Ø, cap. 8000 -- lbs. (Tiro San Martín).
	1	Malacate Joshua Hardy (Tiro Cero nivel 4).
8.2.- EXTRACCION DE AIRE (Estacionarios)	2	Ventiladores Buffalo-Forge mod.-

TIPO DE  
OPERACION

## CAPACIDAD

## DESCRIPCION

54 cap. 80,000 PCM (1) en Tiro la -  
verde, sup.(1) en contrapozo Robbins  
No. 1, superficie.

- 1 Ventilador Buffalo-Forge, mod.48-D9,  
cap. 80,000 PCM.(instalado en contra-  
pozo Robbins No. 2, superficie.
- 1 Ventilador Buffalo-Forge, mod. 54, cap.  
80,000 PCM.(instalado en contrapozo -  
Robbins No. 3, superficie).
- 2 Ventilador Jeffrey, mod. 5HVA 60, cap.  
130,000 PCM.(instalado en contrapozo  
Robbins No. 16 zona central, superfie-  
cie y 1 instalado en contrapozo Ro-  
bbins zona sur, superficie).

8.3.- MOVIMIENTO DE  
AIRE INTERIOR MIRA  
(distribuidos en to-  
la mira).

- 1 Ventilador Buffalo-Forge mod.54 cap.-  
80,000 PCM (contrapozo robbins No.4 -  
niv. 4.).
- 2 Ventilador Buffalo-Forge Aerofoil - -  
cortina, capacidad 6000 PCM ( nivel -  
1P).
- 1 Ventilador Flakt-México, S. A. mode-  
lo PH MD 1.2, cap. 30,000 PCM nivel  
8 ).
- 2 Ventilador Flakt-México, S. A. Modelo  
PH MD 1.0 capacidad 24,000 PCM (1 en  
polvorin superficie, y 1 en cuarto -  
cañuelas nivel 8 ).
- 6 Ventilador Flakt-México, S. A. modelo  
PH MDL 120-6, capacidad 30,000 PCM -  
2 nivel 1P, 1 en rampa 9-600, 3 rampa  
0-016 en nivel 8, nivel 9 y nivel -  
10 . ).

TIPO DE OPERACION	CANTIDAD	DESCRIPCION
	2	Ventilador Evisa NY.cap. 30,000 - PCM (rebaje 9-550 y niv. 8).
	1	Ventilador AESA mod. L-1054 cap.- 80,000 PCM (contrapozo robbins no 12 nivel.8).
8.4.- DESAGUE BOMBEO INTERIOR MINA	3	Bombas Sulzer tamaño EE-20/SST, cap. 25.2 LPS (4 en niv. 4 y 4 en niv. 12).
	4	Bombas Ingersoll Rand mod. GTB cap. 400 GPM (4 en nivel 8).
8.5.- MANTENIMIENTO RAMPAS Y SUPERVISION (equipo)	2	Tractor Caterpillar mod. D-4, cap 10 ton. (mantenimiento Rampas y pisos de Jal.)
	5	Tractor Agrícola (2) Ford mod. F - 5000 y (3) Ford mod. F 6600 con cap. 5 ton. (supervisión).
8.6.- ABASTECIMIENTO DE ENERGIA ELECTRICA INTERIOR MINA.	6	Subestaciones eléctricas (1) subestación niv."0" 6600 V/440 V. (1) Transformador de 1000 KVA 13800/-460 V. (niv.4), (1) transformador de 1000 kVA 13800/460 V (niv.8), - (1) transformador de 500 KVA 13800/460 V (niv.8), (2) transformadores de 500 KVA c/u 13800/460 V (niv. 12).
8.7.- ACARREO EN SERVICIOS GENERALES MINA	2	Camión (1) Jarvis Clark mod. JUT-423 cap. 5 ton y (1) Jarvis Clark mod. JUT-4156 cap. 5 ton.

**PLANEACION PARA EXPLOTAR EL BLOQUE 12-550 DE ACUERDO  
CON SUS CARACTERISTICAS GEOLOGICAS-ESTRUCTURALES.****IV.1.- GENERALIDADES.**

La explotación del bloque 12-550 es uno de los primeros bloques que se están explotando en San Martín con el sistema de corte y relleno hidráulico con jales y pilares esbeltos, distribuidos isométricamente, en donde se va a explotar todo el cuerpo mineralizado y no únicamente las partes ricas como se hacía anteriormente, y espero que los mineros que lean esta tesis comprendan el esfuerzo de los técnicos de I.P.E.S.A. de C.V. para aprovechar al máximo el yacimiento mineral, -- que es un recurso no renovable y no "descremar" únicamente los yacimientos al explotar las zonas ricas.

Las dimensiones del bloque 12-550 son las siguientes:

Tiene una anchura máxima de 80 m. y una longitud promedio de -- 230 m, reduciendo su anchura mínima de 25 m. con una longitud de 220 m. a rumbo, con una altura promedio de 60 m. y un echado de 55°.

El método de "Corte y relleno" es aplicado en algunas minas del país en donde el 100% de mineral extraído, es reemplazado con algún tipo de relleno, (generalmente jal). Es recomendable donde el vacío dejado por el mineral extraído no puede permanecer por mucho tiempo -- abierto, o sea, sin ser rellenado, mineral medianamente consistente, es selectivo ya que se puede dejar el tepetate como relleno, y solamente remover la mena.

El sistema de explotación "Corte y Relleno Hidráulico con jales y pilares esbeltos", es altamente selectivo y flexible, permitiendo explotar cuerpos masivos muy irregulares y que contengan un tonelaje suficientemente grande como para absorber los altos costos de preparación.

Es fundamental conocer la consistencia de la roca encajonante y del mineral para la distribución y determinar la localización de los pilares distribuidos isométricamente, y que tengan un factor de seguridad entre 0.8 a 1 que según el concepto de Mecánica de Rocas - se pueda considerar como pilares estables.

#### IV.2.- DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA DEL NIVEL 12.

Es fundamental para el sistema de explotación "Corte y relleno hidráulico con jales y pilares esbeltos", contar con una amplia información geológica como son secciones y plantas donde se muestra la distribución de mena y ganga, en lo referente al cuerpo mineralizado, indicando las estructuras (vetas, fallas, etc.), distribución de valores (zoneamiento) y especies minerales del cuerpo.

Las plantas y secciones geológicas deben ser confiables, además de mostrar la posición de zonas estériles, discontinuidades, enriquecimientos y alteraciones así como definir los límites económicos del área a explotar.

Esta información geológica en la Unidad San Martín es confiable ya que está basada como se dijo antes en la información que se tiene en barrenación a diamante de abanicos sistemáticos (cada 25 metros) durante la exploración, dados a partir de los niveles en este caso del nivel 8 hasta el nivel 12.

Las reservas de mineral con que cuenta el rebaje 12-550 al igual que sus leyes, están definidas por la cubicación de varias vetas principales y mineral diseminado que son:

VELTA SAN MARCIAL  
Tonelaje 1'035,317 Ton.

#### Leyes

Ag	Pb	Cu	Zn
163	0.18	1.76	3.10

VETA RAMAL IBARRA  
Tonelaje 362,897 ton.

## Leyes.

Ag	Pb	Cu	Zn
86	0.31	1.63	6.27

VETA IBARRA  
Tonelaje 8,154 Ton.

## Leyes

Ag	Pb	Cu	Zn
83	2.7	0.17	1.94

Composito del mineral de las Vetas San Marcial, Ramal Ibarra e Ibarra, y su mineral diseminado entre ellas.

Veta	Toneladas	L e y e s			
		Ag	Pb	Cu	Zn
San Marcial	1'035,317	163	0.18	1.76	3.10
Ramal Ibarra	362,897	86	0.31	1.63	6.27
Ibarra	8,154	83	2.7	0.17	1.94
Total	1'406,368	142	0.228	1.71	3.91

Haciendo el composito correspondiente, se tiene lo siguiente:

Tonelaje 1'406,368 Ton.

## L e y e s

Ag	Pb	Cu	Zn
142	0.23	1.71	3.91



El factor de dilución esperado para el nivel 12, es el siguiente:

L e y e s

Ag	Pb	Cu	Zn.
8%	8%	10%	3%

Aplicando el factor de dilución se tendrá las leyes esperadas del blocus:

L e y e s

Ag	Pb	Cu	Zn
131	0.21	1.54	3.79

1V.3.- Secuencia de las obras necesarias que se realizan en el sistema de "Corte y relleno hidráulico con jales y pilares esbeltos".

Para la preparación del sistema de minado, las obras de preparación son semejantes a otros bloques, más no ocurre así en cuanto al diseño para cada rebaje debido a la morfología del cuerpo mineralizado.

Los pasos a seguir son los siguientes:

- 1.- Se cuela al bajo del cuerpo y en el intrusivo una rampa de servicios generales que va del nivel superior al nivel inferior en forma descendente la cuál servirá para colar todos los accesos necesarios durante la vida del rebaje.

2.- Una vez terminada la rampa general de servicios, o cuando el departamento de planeación lo establezca de acuerdo al programa de obras a desarrollar, se cuela el nivel de -- acarreo que servirá para toda la vida del rebaje.

3.- Siete metros arriba del nivel y a partir de la rampa general de servicios (Rampa O-016) se cuelan las rampas de -- acceso al rebaje, el primero con pendiente negativa hasta cambiar a pendiente positiva, e iniciar un nuevo acceso -- al rebaje y así sucesivamente una serie de accesos hasta terminar con la explotación del rebaje.

Estos accesos por lo general tendrán que tener longitudes entre 50 a 80 metros.

4.- Una vez cortado el contacto se sigue desarrollando el cru -- cero hasta llegar a cortar el otro contacto, obteniendose así el ancho y el largo del rebaje.

5.- Aproximadamente en el centro del rebaje (mital de la fren -- te) se dan dos cruceros perpendiculares a la frente y a -- rumbo de la mineralización con el objeto de llegar a los límites del rebaje.

6.- En esta nueva etapa de preparación del bloque, se cuenta con la comprobación de la información geológica y por lo tanto, se tiene también perfectamente definidas las sec -- ciones o tercios en las que se divide al rebaje, estando en condiciones de proyectar los 3 contrapozos de ventila -- ción y los 2 contrapozos de servicios, para el bloque -- 12-550.

7.- De los cruceros se cuelan frentes a cada 25 metros que -- tendrán la misma finalidad, reconocimiento de los contac -- tos entre el mineral y la roca encajonante.

- 8.- En esta etapa se está en condiciones de establecer y delimitar la distribución de los pilares esbeltos, efectuando se de la manera más conveniente y con un estricto control topográfico para evitar que se desplace y controlar así - la estabilidad del rebaje.
- 9.- Se procede al destorde de frentes y cruceros hasta los límites del cuerpo y respetando los pilares, obteniéndose - así el sill del rebaje sacando todo el mineral por camiones Jarvis Clark de 26 ton. por medio de la rarpa de acceso al nivel de acarreo para vaciarlo en una tolva de la - estación de quebrado en el tiro San Martín.
- 10.- Se cuele el nivel de decantación 7.0 metros abajo del - sill, siguiendo la dirección de la veta y respetando la - ubicación de los pilares, debido a tener un pilar de piso entre el sill y el nivel de decantación.
- 11.- Del nivel de decantación se cuelan 4 cruceros cada 50 metros al centro del cuerpo para dar los 4 contrapozos convencionales que servirán para el desplante de los anillados principales de decantación, utilizándose los mismos - cruceros como mamparas de retención de lamas.
- 12.- Del nivel 9 se da un crucero y después se cuele un contrapozo Robbins fuera del cuerpo hasta el nivel 12 que se utilizará como metalera.
- 13.- Una vez formado el sill se le da un corte efectivo de - - 3.0 metros al contracielo; con el objeto de iniciar el ciclaje de la operación.
- 14.- Cuando se le ha dado el corte al primer tercio del rebaje y después de reazarado el mineral, se nivela con un tractor Caterpillar D-4, se coloca una malla-acero que será -

- el refuerzo de una losa, aproximadamente de 0.20 metros - de grosor en todo el cuerpo; en los contrapozos de decantación se desplantan los anillados principales ó torres - de decantación y los anillados secundarios se comunican a través de canalones hacia los anillados principales, los anillados secundarios se asientan sobre el piso del sill-del rebaje. Una vez instalados los anillados principales y secundarios se vacía la losa, con una relación cemento-jal 1:10 aproximadamente.
- 15.- Se termina de vaciar la losa del primer tercio, justamente, cuando en el segundo tercio, ya se barrenó, se disparó, se ancló y se termina de rezagar.
- 16.- Se nivela el segundo tercio, se coloca la malla-acero para la losa, se levantan los anillados principales y secundarios y se vacía la losa de desplante, mientras tanto ya se fraguó la losa del primer tercio, mientras tanto, se termina de rezagar el tercer tercio.
- 17.- Se nivela el tercer tercio, se coloca malla-acero, se levantan los anillados principales y secundarios y se vacía la losa, justamente cuando el primer tercio se está rellenando mientras tanto en el tercer tercio habrá fraguado la losa.
- 18.- En el primer tercio se ha terminado de rellenar y se comienza a barrenar y en el segundo tercio se está rellenando.
- 19.- Se termina la barrenación del primer tercio pasandose de inmediato al segundo tercio entonces es cuando se puede disparar toda la mitad del primer tercio.

La operación óptima se logrará cuando en forma sincronizada se efectuó el ciclo de operación del rebaje, de esta manera todos los equipos estarán trabajando sin salir del rebaje.

- 20.- El mineral tumbado en los primeros 4 cortes se extrae por el primer acceso al rebaje, este se comunica a su vez al nivel de acarreo para ser llevado a la tolva de mineral quebrado en el Tiro San Martín, en el nivel 12.
- 21.- Para los siguientes cortes a partir del quinto corte se utilizará el contrapozo metalera que tendrá comunicación al nivel de acarreo para el vaciado de mineral tumbado en el rebaje 12-550.

Cabe hacer mención que en el nivel 12, se tiene un taller diesel para el mantenimiento preventivo y correctivo del equipo de rezagado y acarreo, porque todo el equipo no está cautivo, en el caso de no poderse arreglar en el interior se saca hasta la superficie para su reparación.

El Bloque 12-550 se encuentra actualmente en explotación a la elevación de 2,275 m.s.n.m. ya se terminó su preparación y lleva 8 cortes arriba del sill, de 3.0 metros de corte efectivo.

Para la realización del análisis económico, referente a los cálculos de los costos de la presente Tesis, es necesario indicar -- cuales son los criterios que se basaron para su elaboración.

- 1.- La memoria de cálculos fué realizada en el segundo semestre de 1986, finalizandose en el mes de noviembre.
- 2.- Se indica que el 90% del equipo de la Unidad San Martín, su adquisición fué de importación, por lo que el análisis económico, está basado en la estimación del valor actual del equipo en relación a un índice de precios en base al tipo de cambio.
- 3.- En el análisis, se emplea los tipos de cambio que utiliza la Dirección de Investigación Económica del Banco de -- México.
- 4.- Para el presente análisis económico, no se considera variación en la mano de obra ni en el concepto de mantenimiento. La información sobre el salario de la mano de obra fué proporcionada por la Oficina de Maza de la Unidad para el mes de noviembre de 1986.

El desarrollo del bloque 12-550, consiste en excavar, en:

- 1.- La rampa general de servicios, localizada a 50 m. del -- cuerpo mineralizado, siendo su excavación la continuación de la rampa del nivel 9 hasta el nivel 12, con 6 cruceros que servirán para almacenar la rezaga proveniente del -- tops.

Para la preparación del bloque 12-550, consiste en excavar -

en:

- 1.- Una rampa de acceso al rebaje ( al inicio de la preparación) para dar facilidad de transporte a los servicios - del equipo mecanizado.
- 2.- Una rampa del nivel de acarreo, para trasladar el mineral del rebaje durante toda la vida de éste.
- 3.- Un nivel de decantación y cuatro cruceros, para la decantación del rebaje y retención de lamas, con su respectivo contrapozo de decantación en cada crucero.
- 4.- Contrapozos de Ventilación y servicios, serán 3 contrapozos de ventilación y 2 contrapozos de servicios, con el fin de tener la ventilación y los servicios en todas las áreas del rebaje.
- 5.- Un contrapozo Metalera, para el vaciado de mineral tumba do en el rebaje.

- 6.- Dentro del sill de explotación, se realizan 5 frentes y 12 cruceros, con el fin de delimitar el cuerpo en toda su extensión. (Los nombres de las frentes se indican con respecto a la sección Este, siendo para el rebaje 12-550 las siguientes: FTE 5E, FTE 6E, hasta la FTE 9E; y los cruceros reciben su nombre con respecto a la dirección - Norte, siendo: CRO-1N, CRO 1N, CRO 2N, hasta el CRO 11N).
- 7.- Destorpe entre frentes y cruceros hasta delimitar cada uno de los 10 pilares ubicados en el rebaje, cabe hacer mención que los pilares son verticales y a medida que -- avance los cortes de explotación, de acuerdo al echado -- de 55° del cuerpo mineralizado, algunos pilares irán des-- separaciendo con el corte y otros se desplantarán isomé-- tricamente en el rebaje.

#### IV.4.- PREPARACION GENERAL PARA EL BLOQUE 12-550.

##### IV.4.1.- SUBIO DISEÑADO DE LA RAMPA GENERAL DE SERVICIOS (RAMPA O-016 ).

La rampa de servicios tiene una sección de 5.0 x 3.5m. (ancho y altura, respectivamente), un avance efectivo de 3.27 m. y 10% de pendiente negativa y en este caso se desarrolla del nivel 9 hasta el nivel 12, con una longitud de 640 m. partiendo de la elevación 2245 m.s.n.m.



El cuele de la rampa es al bajo del cuerpo a una distancia - de 50 m., con la finalidad de contar con una roca consistente y los accesos al rebaje sean en tramos cortos al cuerpo mineralizado.

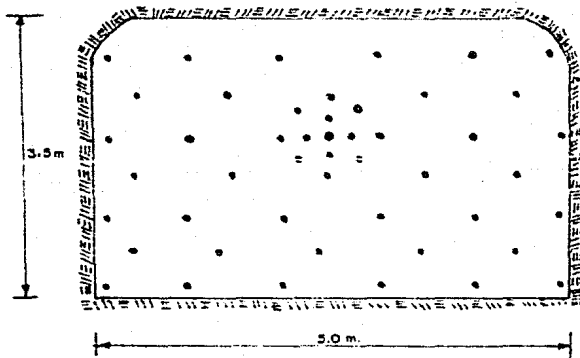
La perforación de los barrenos se efectuará con una máquina Jumbo de 2 plumas Jarvis Clark Paramático, con una longitud de carro de 15' (4.57).

Conforme se vaya avanzando el cuele de la rampa general de - servicios se hace necesario, realizar 6 cruceros que servirán para almacenar la rezaga proveniente del tope, estos cruceros se harán a cada 100 m. de la rampa general de servicios a partir del nivel 9 - hasta el nivel 12. Tendrán una sección igual a la de la rampa de - servicios y 10 m. de longitud cada uno.

1V.4.1.1.- PLANILLA DE BARRENACIÓN  
PARA LA RAMPA DE SERVICIOS DE SECCIÓN  
DE 5.0 X 3.5 M.

Para el trazo de la barrenación se utiliza cuña quemada cinco de oros, con un barrenado de salida central de 76.2 mm (3") de diámetro y 3.96 m (13') de longitud y los 4 barrenos restantes de la - cuña 47.625 mm. (1<sup>7</sup>/<sub>8</sub>" de diámetro y 3.36m. (11') de longitud, apoyando su salida con los primeros 4 barrenos ayudantes teniendo una longitud de separación de 12.5 cm. de centro a centro.

Como complemento se barrenan 39 barrenos como los siguientes: segundos ayudantes, de empareje, de cabeza y de piso, de 47.625mm. (1<sup>7</sup>/<sub>8</sub>" de diámetro y 3.36m. (11') de longitud, tendrán una separación entre cada barrenado de 50 cm. de centro a centro. El avance - efectivo es de 3.27m. por disparada; o sea 82.57% de avance por barrenado, es la eficiencia media de esta barrenación; quedando 0.60m. de longitud de chocolón. (Plano No. 18).



U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	PLANTILLA DE BARRENACION RAMPA GENERAL DE SERVICIOS SECCION 5.0 X 3.5 m	
A	MORENO GUILLEN	TESIS
M	GUILLEMO	PROFESIONAL
	SIN ESCALA	PLANO NO. 18

IV.4.1.1.1.- ESTIMACION DE COSTOS  
DE LA BARRENACION.

Jumbo.-- Para el cálculo de la depreciación del jumbo de 2 plumas Jarvis Clark Paramatic modelo MJM-20-B, su costo de adquisición fué de \$ 2'653,000.00 en 1982, que considerando una tasa de depreciación del 20% anual para depreciarse en 5 años, de acuerdo como la -- Compañía lo deprecia y 300 días laborables por año así como 2 turnos de trabajo por día, es de:

IV.4.1.1.2.- DEPRECIACION DEL EQUIPO

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M. N. ) UNITARIO	POR TURNO
Jumbo MJM-20-B (adquirido 1982)	(5 años X 300 días/año X 2 turnos/día 3000 turnos)	2'653,000.00	884.33
		Total	884.33

Costo por metro =  $884.33/3.27 (1) = \$ 270.44$  (1982)

(1) El avance efectivo es de 3.27m. por disparada, y se aplicará en las operaciones para la obtención del costo por metro, en los subsecuentes costos.

IV.4.1.1.3.- COSTO DEL EQUIPO A  
VALOR ACTUAL.

Aplicando el tipo de cambio (dolar controlado), se tiene:

$2'653,000 (1) /96.4800 (2) = 27,497.93$  Dls.

$27,497.93 \times 780.97 (3) = \underline{\$ 21'475.056.07}$

- ( 1 ) Costo Equipo Adquisición      1982  
 ( 2 ) Tipo Cambio      1982  
 ( 3 ) Tipo Cambio      1986

IV.4.1.1.4.- DEPRECIACION DEL EQUIPO  
 A VALOR ACTUAL.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( K.M.) POR TURNO
Jumbo MJM-20-B	( 3000 Turnos )	21'475,056.07	7,158.35

Total      7,158.35

Costo por metro =  $7,158.35/3.27 = \underline{\underline{2,189.10}}$       ( 1986 )

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de S.09.

IV.4.1.2.- COSTO DEL ACERO EN LA  
 BARRENACIÓN.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO (K.M.) POR TURNO
1 Broca en cruz de 4 pastillas 76.2mm (3") (Barreno central) de barrenación).	1080 m. (vida estimada promedio 272.72 turnos	73,185.00	268.35

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M.M.)	
		UNITARIO	POR TURNO
1 Barrena 13'1"	( 1080 m/3.96m.por - turno 272.72 turnos)	43,997.96	161.33
1 Broca en cruz de 4 pastillas 47.625 mm.(1 7/8")	( 272.72 turnos)	66,980.00	245.60
2 Barrena 13'1"	( 272.72 turnos)	43,997.96	322.66
1 Piedra afilar	( 120 afiladas vida estimada promedio de la piedra).	4,300.00	10.23
Total			<u>1008.17</u>

Costo por metro =  $1008.17/3.27 = \underline{\underline{308.31}}$

#### IV.4.1.2.1.- COSTO DE MANTENIMIENTO

CONCEPTO	COSTO ( M.M.) POR TURNO
( 1)Mantenimiento 70% (7,158.35 + 1008.17 = 8,166.52)	1,633.30
Total	<u><u>1,633.30</u></u>

( 1 ) El costo por concepto de mantenimiento del equipo se -  
estima en 20% del costo por turno, (equipo y acero de barrenación),  
en base a información proporcionada por el Departamento de Ingenie-  
ría Industrial.

Costo por metro =  $1,633.30/3.27 = \underline{499.48}$

IV.4.1.2.2.- COSTO MATERIALES EN LA  
BARRENACION.

CONCEPTO	COSTO ( L.S. ) UNITARIO	FOR TURNO
Aceite Rock drill Esp. Texaco (1/2 lt/turno)	311.57	155.79

Total 155.79

Costo por metro =  $155.79/3.27 = \underline{47.64}$

IV.4.1.2.3.- COSTO DE LA MANO DE OBRA  
EN LA BARRENACION.

CONCEPTO	SALARIO DIARIO	7 <sup>DA</sup> DIA	COMIF. 15% ( 1 )	TOTAL POR TURNO
1 Encargado mina	2,163.82	360.64	378.67	2,903.13
1 Perforista mina	2,028.70	338.12	355.02	2,721.84
1 Ayte. Perf. mina	1,967.96	327.99	344.39	2,640.34
			Total	<u>8,265.31</u>

( 1 ) La Oficina de Raya de la Unidad San Martín tiene un promedio de bonificación de 15%, por este concepto, en las obras mineras.

$$\text{Costo por metro} = 8,265.31/3.27 = \underline{\underline{2,527.62}}$$

IV.4.1.3.4.- RESUMEN COSTOS DE LA  
CONSTRUCCIÓN. ( 1986 ).

CONCEPTO	COSTO ( k.m. )	
	POR TUNEL	POR METRO
- Depreciación (equipo Jumbo)	7,158.35	2,189.10
- Acero (Brocas y Barrenas y piedra para afilar ).	1,008.17	308.51
- Mantenimiento ( equipo )	1,033.30	499.48
- Materiales ( aceite )	155.79	47.64
- Mano de Obra	8,265.31	2,527.62
<b>Total</b>	<u><u>18,220.92</u></u>	<u><u>5,572.15</u></u>

IV.4.1.3.- CALCULO DEL EXPLOSIVO  
REQUERIDO DE ACORDO CON LA PLAN  
TILLA DE BARRERACION.

## BARRERACION

CANTIDAD	TIPO DE BARRERO	MATERIAL
1	Barreno Gufa	ninguno (no se carga)
8	Barrenos de cufa	8 bombillos, uno en cada barreno.
$\frac{79}{48}$	Barrenos segundos aya dantes, de empareje, - de cabeza y de piso	79 bombillos, uno en cada barreno y 196.601 kg. de supermaxam en 47 barrenos.

IV.4.1.3.1.- CALCULO PARA DETERMINAR  
LA CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARGA  
DE COLUMNA.

## D A T O S.

( Lb ) Longitud Barreno	3.96 m.
( LT ) Longitud Taco	0.20 m.
( Lb ) Longitud Bombillo ( 8" )	0.2032 m.
( DE ) Densidad Explosivo	0.65 grs/cm <sup>3</sup>
( $\phi$ ) Diámetro Barreno (1 $\frac{7}{8}$ " )	48 mm.
( Lc ) Longitud Columna	

$$LC = LE - Lb - LT$$

$$LC = 355.68 \text{ cm.}$$



A = AREA

$$A = \frac{\pi d^2}{4}$$

$$A = 18.09 \text{ cm}^2$$

V = VOLUMEN

$$V = (A) (L)$$

$$V = (18.09) (355.68) = 6436.228 \text{ cm}^3$$

$$\text{Grs/bno.} = (V) (DE)$$

$$\text{Grs/bno.} = (6436.228) (0.65) = 4183.5 \text{ grs.}$$

$$\text{Kg/bno.} = 4.183 \quad (\text{supermaxon "D"})$$

Para los 47 barrenos de la plantilla de barrenación la cantidad de explosivo será:

$$47 \text{ bnos.} \times 4.183 \text{ kg/bno.} = \underline{\underline{196.60 \text{ kg.}}}$$

IV.4.1.3.2.- Cálculo para determinar la cantidad de explosivo en la carga de fondo.

D A T O S.

1 Bombillo compuesto de Dinamita 208A 100

(Ø) Diámetro Bombillo (1") 2.54 cm.

(L) Longitud Bombillo (8") 20.32 cm.

(DE) Densidad Explosivo 1.15 grs/cm<sup>3</sup>

IV.4.1.3.3.- CALCULO DEL VOLUMEN DE  
UN BOMBILLO.

$$A = \text{AREA}$$

$$A = \frac{\pi d^2}{4}$$

$$A = 5.07 \text{ cm}^2$$

$$V = \text{VOLUMEN}$$

$$V = A L$$

$$V = ( 5.07 ) ( 20.32 ) = 102.96 \text{ cm}^3$$

$$\text{Grs/bno.} = ( V ) ( DE )$$

$$\text{Grs/bno.} = ( 102.96 ) ( 1.15 ) = 118.4 \text{ grs.}$$

$$\text{Kg/bno.} = 0.118 \text{ (DINAMITA LOVEX 100 )}$$

Para los 47 barrenos de la plantilla de barrenación la cantidad de dinamita será:

$$47 \text{ bnos.} \times 0.118 \text{ Kg/bno.} = \underline{\underline{5.546 \text{ Kg.}}}$$

## IV.4.1.3.4.- COSTO DE EXPLOSIVO

MATERIAL	CANTIDAD	UNITARIO	COSTO ( P.S.V.) POR TURNO
Bombillo Dinamita Tovex 100	47 pzas.(0.1184 kg) 5.56 kg.	1090.84/kg.	6,065.07
Supermaxamón D.	47 bnos.(4.193 kg / bno).196.601 kg.	135.62/kg.	26,663.03
Conectores Ignita-Cord	47 Piezas.	54.77/pza.	2,572.31
Fulminantes Capsul No. 6	47 piezas	73.72/pza.	3,464.84
Cafueta Negra	4.5 tramos X 47 - bnos 211.5 m.	74.37/m.	15,729.26
Thermalita Cordón Ignita-Cord Tipo B.	30 m.	192.50/m.	5,775.00
( 1) Costos Varios 5% (del total)		81.09	<u>3,013.47</u>
		Total	<u><u>63,282.98</u></u>

( 1) El Departamento de Ingeniería Industrial ha estimado - en un 5% del costo total por implementos en el cargado de barrenos, como son: retacador, cargador de supermaxamón, cucharilla y accesorios.

$$\text{Costo por metro} = 63,282.98/3.27 = \underline{\underline{19,352.59}}$$

IV.4.1.4.- CONSUMO DE AIRE PARA  
BARRERACION.

La unidad San Martín cuenta en superficie con 2 plantas de -  
generación de aire comprimido para satisfacer las necesidades de la  
mina.

Se hace mención de la planta nueva, ya que es la que abaste-  
ce al nivel 12 y al rebaje 12-550, cuenta con 4 compresores Inger-  
soll Rand modelo XLE-2HC de 2400 PC. y motor de 400 H.P. cada uno.

Compresor.- Para el cálculo de la depreciación, el costo de  
adquisición de un compresor es de \$ 18'371,709.00 en 1984, el cual  
depreciaremos en 10 años, de 300 días cada año y 2 turnos por día,-  
con una tasa de depreciación del 10% anual, (de acuerdo como lo de-  
precia la Compañía).

Como la Compañía ha adquirido créditos al extranjero en dóla-  
res, al interés de 6.5% anual, la Unidad considera en sus artículos  
depreciarlos en el 10% y 20%, mencionado al principio.

IV.4.1.4.1.- DEPRECIACION DEL EQUIPO  
( UN COMPRESOR )

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO (a.b.) UNITARIO	FOR TURNO
Compresor Ingersoll Rand XLE-2HC.	(10 años X 300 días /año X 2 turnos/día = 6000 turnos)	18'371,709.00	3,061.95
( 1) Más 20% por con- cepto de mantenimien- to del costo por tur- no.			<u>612.39</u>
		Total	3,674.34

( 1 ) El departamento de Ingeniería Industrial, en la Unidad ha estimado, por concepto de mantenimiento un 20% en el equipo de generación de aire.

Costo por metro =  $3,674.34/3.27 = \$ 1,123.65$  ( 1984)

IV.4.1.4.2.- COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL.

Aplicando el tipo de cambio (dolar controlado), se tiene:

$18'371,709$  ( 1)/ $192.56$  ( 2) =  $95,407.71$  Dls.

$95,407.71$  X  $780.97$  ( 3) =  $74'510,560.75$

( 1 ) Costo Equipo adquisición 1984.

( 2 ) Tipo Cambio 1984

( 3 ) Tipo Cambio 1986

IV.4.1.4.3.- DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL ( UN COMPRESOR).

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO UNITARIO	( M. N. 1 ) POR TURNO
Compresor Ingersoll Rand XE-2HC	( 6000 turnos )	74'510,560.75	12,418.43
Más 20% por concepto de mantenimiento			<u>2,483.68</u>
		Total	<u>14,902.11</u>

Para 4 compresores = 14,902.11 X 4 = 59,608.44

Costo por metro = 14,902.11/3.27 = 4,557.22 (1986)

Para 4 compresores = \$ 4,557.22 X 4 = 18,228.88

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 4.06

IV.4.1.4.4.- COSTO DE LA MANO DE OBRA  
EN LA OPERACION (4 COMPRESORES)

CATEGORIA	SALARIO DIARIO ACTUAL	DÍAS	COSTO ( P.A.) POR MANT.
Compresorista	2,172.94	362.16	2,535.10
Op. 2 <sup>a</sup> Planta de Fuerza.	2,012.27	335.38	<u>2,347.65</u>
		Total	<u>4,882.75</u>

Costo por metro = 4,882.75/3.27 = 1,493.19

IV.4.1.5.- CALCULO DE ENERGIA ELECTRICA  
CONSUMIDA POR LOS 4 COMPRESORES.

En la Unidad se tiene un consumo total mensual promedio para la mina de 1 765 000 KWH y se pagó por este concepto \$41'106,850.00 ( N.N.), aplicamos un costo de \$ 23.29 KWH.

Por concepto de generación de aire comprimido se tuvo un consumo medio por mes de 447,420 KWH, y el costo medio por generación de aire es: \$ 23.29 KWH, pagandose al mes \$ 10'420,411.00.

IV.4.1.5.1.- COSTO DE 1000 Ft<sup>3</sup> DE  
AIRE COMPRIMIDO.

Los 4 compresores consumen 1600 HP, trabajan 2 turnos de 7.5 hr. cada uno, es decir durante 15 horas.

2 turnos = 15 hrs.

1 HP = 0.7457 KWH

Energía = 1600 HP x 0.7457 KWH = 1193.12 KWH

Cálculo de Energía por mes = 1193.12 x 15 = 17,896.80/día  
17,896.80/día x 25 días  
447.420 ( 1)

Costo de Energía = 17,896.80 x 23.29 = \$ 416,816.47 diario

( 1) Se comprueba que el cálculo del consumo mensual es correcto, de acuerdo a los datos proporcionados por el Departamento -  
Mecánico Eléctrico.

Los compresores tienen una capacidad de 2400 PCM, considerando que trabajan a una eficiencia volumétrica del 85%.

$$\text{Ft}^3/\text{día} = 4 (2400) \times 15 \times 60 \times 0.85$$

$$\text{Miles de ft}^3/\text{día} = 7.344$$

$$\text{Costo de } 1000 \text{ Ft}^3 = 416,816.47/7344 = \underline{\underline{\$ 56.76}}$$

Tiempo de barrenación de la rampa con 2 plumas ó máquinas del Jumbo, 3 hr. = 180 min.

$$\begin{aligned} \text{Ft}^3 \text{ consumidos} &= 2 \text{ máquinas} \times 173 \text{ ft}^3 = 346 \text{ Ft}^3/\text{min}/2 \text{ máquinas} \\ &346 \text{ Ft}^3/\text{min} \times 180 \text{ min} = \underline{\underline{62,280 \text{ Ft}^3/\text{min}.}} \end{aligned}$$

Más un 15% por fugas, soplado y cargado de barrenos del total consumido por las 2 máquinas, este porcentaje lo han determinado los estudios realizados por el Departamento de Ingeniería Industrial

$$\begin{aligned} \text{Más } 15\% \text{ de aire por} & \quad \underline{\underline{9,342 \text{ Ft}^3/\text{min}.}} \\ \text{fugas, soplado y cargado} & \\ \text{de barrenos.} & \end{aligned}$$

$$\text{El consumo total de aire comprimido} = \underline{\underline{71,622 \text{ Ft}^3/\text{min}.}}$$

El Costo por turno de 1000 Ft<sup>3</sup> de aire comprimido será:

$$71,622 \text{ Ft}^3/\text{min}. \times \$ 56.76 = \underline{\underline{\$ 4,065.26}}$$

$$\text{Costo por metro} = \$ 4,065.26/3.27 = \underline{\underline{\$ 1,243.20}}$$



## IV.4.1.6.- COSTO DE MANGUERAS

Para la conducción de aire y agua se utiliza mangueras de -- 1" y 1/2" de diámetro respectivamente, con una longitud de 15m. y -- una vida estimada de 5 meses aproximadamente, de acuerdo con estu-- dios realizados por el Departamento de Ingeniería Industrial en la Unidad.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO (M.M.) (PAGO. 15M.)	PER TURNO
Manguera 1" tipo 57 (3 capas)	( 5 meses X 35 días/mes X 2 turros/día ( 250 turnos)	40,412.75 (1986)	163.65
Manguera 1/2" Tipo 50.	( 250 turnos )	40,993.65 (1986)	163.97 <u>347.62</u>

$$\text{Costo por metro} = 347.62 / 3.27 = \underline{\underline{106.31}}$$

## IV.4.1.7.- COSTO DE TUBERIA

Para la conducción de aire y agua se utiliza tubería de 4" y 2" de diámetro y 6m. de longitud, se estima de acuerdo a estudios realizados por el departamento de Ingeniería Industrial la vida útil en 8 años.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( P.S.) UNITARIO	POR TUBO
Tubería 4" $\phi$ y 6m. de longitud C-40 Fe-Galv.	( 8 años X 300 días /año X 2 turnos/día = 4800 Turnos)	38,303.00 (1936)	7.98
Tubería 2" $\phi$ y 6 m. de longitud C-40 Fe-Galv.	( 4800 turnos)	16,731.00 (1936) Total	<u>7.48</u> <u>11.46</u>

$$\text{Costo por metro} = 11.46 / 3.27 = \underline{\underline{\$ 3.50}}$$

IV.4.1.8.- RESUMEN DE COSTOS  
 HANPA GENERAL DE SERVICIOS

CONCEPTO	COSTOS ( M. N.)	
	POR TURNO	POR METRO
- Depreciación (equipo Jumbo)	7,158.35	2,189.10
- Acero (Brocas, Barrenas y pie dra para afilar)	1,008.17	308.31
- Mantenimiento ( equipo )	1,633.30	499.48
- Materiales ( aceite )	155.79	47.64
- Mano de Obra ( Jumbo )	8,265.31	2,527.62
- Explosivos	63,282.98	19,352.59
- Depreciación (equipo compresor)	59,608.44	18,228.88
- Mano de Obra ( 4 compresores )	4,882.75	1,493.19
- Costo Energía Eléctrica por aire comprimido.	4,065.26	1,243.20
- Mangueras	347.62	106.31
- Tuberías	11.46	3.50
GRAN TOTAL	<u>150,429.43</u>	<u>45,099.82</u>

El costo estimado de la rampa de servicios de 640m. de longitud será:

$$\$ 45,999.82/m \times 640m. = \underline{\underline{\$ 29,439,894.80}}$$

El costo estimado para los 6 cruceros en la rampa de servicios será:

$$\$ 45,999.82/m \times 6 \times 10m. = \underline{\underline{\$ 2,759,989.20}}$$

#### IV.4.1.9.- COSTO ESTIMADO EN EL REZAGADO EN EL CUELE DE LA RAMPA DE SERVICIOS.

El rezagado de la rampa general de servicios de sección de 5.0 X 3.5m. se realiza con Scoop-Tram y su operación se hará de la siguiente manera.

Conforme se va avanzando el cuele de la rampa, se harán 6 cruceros de carga a cada 100.0 m. a partir del nivel 9 hasta el nivel 12, los cuales servirán para almacenar la rezağa proveniente del tope, evitando así la pérdida de tiempo al transportar el tepetate hasta otros rebajes en operación, de esta manera queda limpio el tope y de inmediato pueda comenzarse a barrenar la frente; posteriormente cuando el rebaje este en operación, los cruceros sirven, mediante un desborda, como lugar de carga de los Scoop-Tram a los camiones Jarvis Clark modelo JDT-426 de 26 ton. de capacidad, de esta manera la operación se hace con equipo diesel montado en llantas.

Para el cálculo de esta rampa se considera la combinación Scoop-Tram--Camión, tomando unicamente en cuenta los costos de equipo mano de obra, llantas, mantenimiento y diesel.

## IV.4.1.9.1.- COSTO DEL EQUIPO

El cálculo de la depreciación del Scoop-Tram modelo ST-5-B, - capacidad 5 yd<sup>3</sup>, el cual tuvo un costo de adquisición de - - - - - \$ 1'717,520.00 en 1975 y un camión Jarvis Clark JDI-426, tuvo un costo de adquisición de \$ 5'452,000.00 en 1985, a los dos se les aplica una tasa de depreciación de 20% anual y un tiempo de depreciación de 5 años de 300 días laborables por año y 2 turnos de trabajo por día.

El Scoop-Tram como el camión, acarrearán eficientemente durante el turno 400 ton. entre distancias de 150 - 200 metros, este dato - fué obtenido del Departamento de Ingeniería Industrial de la Unidad.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M.u.s.)	
		UNITARIO	POR TURNO
Scoop-Tram St-5B. (adquirido 1975)	(5 años X 300 días/año X 2 turnos/día = 3000 turnos).	1'717,520.00	572.50
		Total	<u>572.50</u>

Costo por metro =  $572.50/3.27 = 175.08$  ( 1975 )

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M.u.s.)	
		UNITARIO	POR TURNO
Camión JDI-426 Jarvis Clark (adquirido 1985)	(5 años X 300 días/año X 2 turnos/día = 3000 turnos)	5'452,000	1,817.33
		Total	<u>1,817.33</u>

Costo por metro =  $1,817.33/3.27 = 555.76$  ( 1985 )

IV.4.1.9.2.- COSTO DEL EQUIPO A  
VALOR ACTUAL.

Aplicando el tipo de cambio (dolar controlado), se tiene:

Scoop-Tram 3T-5B

1'717.520 ( 1) / 12.49 ( 2) = 137,511.61 Dls.

137,511.61 X 720.97 ( 3) = 107'392,441.50

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 62.53

Camión JDT-426 Jarvis Clark

5'452,000.00 ( 4) / 371.50 ( 5) = 14,675.64 Dls.

14,675.64 X 700.97 ( 6) = 10'281,071.02

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 2.10

- ( 1) Costo Equipo Adquisición 1975
- ( 2) Tipo Cambio 1975
- ( 3) Tipo Cambio 1986
- ( 4) Costo equipo adquisición 1985
- ( 5) Tipo Cambio 1985
- ( 6) Tipo Cambio 1986.

IV.4.1.9.3.- DEPRECIACION DE EQUIPO  
A VALOR ACTUAL.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( E.S.A.) UNITARIO	POR TURNO
Scoop-Tram ST-5B.	( 3000 Turnos)	107'392,441.50	35,797.48
Camión JDT-426 Jarvis Clark	( 3000 Turnos)	11'461,234.02	<u>3,820.41</u>
		Total	<u>39,617.89</u>

Costo por ton. = 39,617.89/400 ( 1) = \$ 99.04

( 2) Costo por disparada = 39,617.89/400 X 171.675 = 17,003.50

( 1) Se tiene un parámetro de 400 ton. se acarrean por turno, entre distancias de 150 a 200 m.

( 2) El costo por disparada se refiere únicamente para un tonelaje tumbado por turno de 171.675 ton. y 3.2Tm. de avance de la rampa de servicios.

IV.4.1.10.- COSTO DE LA MANO DE OBRA  
OPERADORES.

CONCEPTO	SALARIO DIARIO ACTUAL	7º DIA	BOAIF. 35% ( 1)	COSTO POR TURNO
1 Op. Pala Mec. gde.(camión Jarvis Clark JDT-426)	2,210.78	368.46	902.73	3,481.97
1 Op.Pala mec. mina (Scoop-Tram.)	2,107.21	351.20	860.44	<u>3,318.85</u>
			Total	<u>6,800.82</u>

Costo por ton. =  $6800.82/400 = \underline{\underline{\$ 17.00}}$

( 1 ) La bonificación asciende al 35% del salario correspondiente, de acuerdo a la estimación realizada en la Oficina de Raya, por este concepto, porque es primordial rezagar el tope no únicamente de la rampa de servicios, sino de otras obras de preparación.

( 2 ) Costo por disparada =  $6800.82/400 \times 171.675 = \underline{\underline{\$ 2,918.82}}$

( 2 ) El costo por disparada se refiere únicamente para un tonelaje tumbado por turno de 171.675 ton. y 3.27m. de avance para la rampa de servicios.

#### IV.4.1.11.- COSTO ESTIMADO DE LLANTAS

Las Llantas.- son elemento de costos importantes, el cuál debe tomarse siempre en cuenta en estos equipos Scoop-Tran y Camión JDT-426, tanto para el rezagado como para el acarreo de mineral dentro de los rebajes y traslado del mismo a contrapozos metalera, así como también en el rezagado de frentes de preparación.

##### SCOOP- TRAN 31-58 ( 1 )

Costo Llantas = \$ 37,000 ( 1980 )  
 Vida Estimada de duración = 2000 hrs.  
 Promedio de acarreo = 45 ton/hr.

##### CAMION JDT-426 ( 1 )

Costo Llantas = \$ 82,000 ( 1980 )  
 Vida Estimada de duración = 4000 hrs.  
 Promedio acarreo = 80 ton/ hr.



( 1 ) Esta información fué proporcionada por el Departamento de Ingeniería Industrial, referente al estudio de estimación de la vida útil de las llantas y el promedio de acarreo ton/hr. para cada equipo, por este concepto.

IV.4.1.11.1.- COSTO ESTIMADO DE  
LLANTAS A VALOR ACTUAL.

SCOP-Inst. Siete

Aplicando el tipo de cambio (dólar controlado), se tiene:

$$\$ 37,000.00 ( 2)/32.2561 ( 3) = 1590.98 \text{ Dls.}$$

$$1590.98 \times 780.97 ( 4) = \underline{\$ 1,242,507.98}$$

Carion JBL-426

Aplicando el tipo de cambio (dólar controlado), se tiene:

$$\$ 82,000.00 ( 2)/32.2561 ( 3) = 3,525.95 \text{ Dls.}$$

$$3,525.95 \times 780.97 ( 4) = \underline{\$ 2,753,666.35}$$

( 2 ) Costo Llantas adquisición 1960

( 3 ) Tipo Cambio 1980

( 4 ) Tipo Cambio 1986

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 33.58, para las llantas en autos equipos.

IV.4.1.11.2.- COSTO LLANTAS DEL EQUIPO  
A VALOR ACTUAL.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( M.M.) POR TON.
Scoop-Tram St-5B (llantas)	(2000 hrs. X 45 ton/hr = 90,000 ton. acarrea- das.)	1'242,507.98	13.81
Camión JDT-426 (llantas)	(4000 hr. X 80 ton/hr. = 320,000 ton. acarrea- das.)	2'755,666.55	<u>8.61</u>
		Total	<u>22.42</u>

Costo por ton. = 3 22.42

( 1 ) Costo por disparada = 22.42 X 171.675 = 3,848.05

( 1 ) El costo por disparada se refiere a un tonelaje tumbado de 171.675 ton. y 3.27 m. de avance efectivo.

IV.4.1.12.- COSTO ESTIMADO POR  
MANTENIMIENTO DEL EQUIPO.

Por concepto de mantenimiento del equipo, se considerará: la mano de obra, materiales y refacciones; se especifica, que para la mano de obra para el mantenimiento se contará con una cuadrilla de 2 personas para la combinación Scoop/tram—Camión. El departamento de Ingeniería Industrial ha estimado 400 ton. para el acarreo, para ser aplicado por este concepto.

IV.4.1.12.1.-COSTO ESTIMADO MANO  
DE OERA MANTENIMIENTO.

CONCEPTO.	SALARIO DIARIO ACTUAL	7 <sup>o</sup> DIA	BONIF. 15% ( 1 )	Total POR TURNO
Mecánico 1 <sup>a</sup>	2,202.90	367.15	385.50	2,955.55
Ayte.Mecánico	2,057.65	342.94	360.08	<u>2,760.67</u>
			total	5,716.22

Costo por ton. =  $5,716.22/400 = \underline{\underline{\$ 14.29}}$

( 2 ) Costo por disparada =  $5,716.22/400 \times 171.675 = \underline{\underline{\$ 2,453.33}}$

( 1 ) La Oficina de Raya, ha estimado un 15% en la bonificación de la mano de obra por este concepto.

( 2 ) El costo por disparada se refiere a un tonelaje tumbado de 171.675 ton. y 3.27m. de avance efectivo.

IV.4.1.12.2.- COSTO ESTIMADO DE DIESEL

El Departamento de Ingeniería Industrial ha estimado por este concepto que una máquina diesel consume 120 lts./turno, con un costo actual de \$ 78.90/lts. y el costo de grasas, lubricantes, etc. los han estimado en 25% del costo de combustibles.

CONCEPTO	CANTIDAD	UNITARIO	COSTO ( M.M.) POR TURNO
Aceite Diesel	120 lts./turno	78.90	9,468.00
Grasas lubricantes Más 25% del costo de combustibles.			<u>2,367.00</u>
		Total	<u><u>11,835.00</u></u>

Costo por ton. =  $11,835.00/400 = \underline{\underline{\$ 29.59}}$

( 1 ) Costo por disparada =  $11,835.00/400 \times 171.675 = \underline{\underline{\$5,079.43}}$

( 1 ) El costo se refiere a un tonelaje de 171.675 ton. y -  
3.27m. de avance efectivo.

14.4.1.12.3.- COSTO ESTIMADO POR  
REFACCIONES DEL EQUIPO.

El costo estimado por concepto de refacciones se hace en base a una fórmula aplicada por los fabricantes del equipo diesel, la cuál es considerada y ha sido aprobada por el Departamento de Ingeniería Industrial en la Unidad para todos sus estudios.

Equipo Mecanizado =  $\frac{(\text{Valor a depreciar}) (\text{Factor de cond. de trab.}) (6 \text{ hr})}{K (\text{Factor de lubricación.})}$

( 1986 ) Camión JDT-426 =  $\frac{(11'461,274.92) (0.5) (6)}{13,000 (1)} = 2,644.90$

( 1986 ) Scoop-Tram ST-5B =  $\frac{(107'392,441.50) (0.5) (6)}{10,000 (1)} = 32,217.73$

Total  $2,644.90 + 32,217.73 = \underline{\underline{\$34,862.63}}$

Costo por ton. =  $34,862.63/400 = \underline{\underline{\$ 87.16}}$

( 1 ) Costo por disparada =  $34,862.63/400 \times 171.675 = \underline{\underline{\$ 14,062.60}}$

( 1 ) El costo por disparada se refiere a un tonelaje tumbado de 171.675 y 3.27m. de avance efectivo.

IV.4.1.12.4.- RESUMEN COSTOS  
DE MANTENIMIENTO.

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. )	
	POR TON.	POR DISPARADA
Mano de Obra	14.29	2,453.33
Materiales (diesel)	23.58	5,079.43
Refacciones	<u>87.15</u>	<u>14,862.60</u>
Total	<u>124.02</u>	<u>22,495.36</u>

IV.4.1.13.- RESUMEN GENERAL DE  
COSTOS POR RESERVA.

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. )	
	POR TON.	POR DISPARADA
- Equipo (Scoop-Tram Camión JBT-426)	39.04	17,003.50
- Mano de Obra (Ope- radores Scoop-Tram -- Camión.)	17.00	2,918.82
- Llantas (Scoop-Tram --Camión)	22.42	3,848.95
- Mantenimiento (Mano de Obra, Materiales y refacciones).		
- Mano de Obra (mante- nimiento)	14.29	2,453.33
- Materiales (Diesel)	23.58	5,079.43
- Refacciones (Scoop-Tram --Camión.)	<u>87.16</u>	<u>14,862.60</u>
	<u>260.50</u>	<u>46,266.63</u>

#### IV.4.1.14. VENTILACION.

Como se esta utilizando equipo diesel para el rezagado en el tope del avance en obras y posteriormente se utilizará para el acarreo en la explotación, es necesaria la ventilación forzada en la mina.

El Departamento de Ingeniería Industrial tiene como parámetro instalar un ventilador cada 100 a 150 m. promedio en el desarrollo, y cabe pensar que es conveniente adquirir varios ventiladores y no solamente uno cada vez que aumentarán los precios, y así obtener en su instalación una eficiencia del 85% en los ventiladores.

El averce de la zona de servicios se utilizó 4 ventiladores marca Flakt-México, S.A. de 30,000 PCM y 6.5 pulgadas de presión estática, con ductos de lona ahulada de 30" de diámetro, que por resplamento interno de la Unidad San Martín, tiene que debe llegar el extremo del ducto por lo mínimo 30m. antes del tope de la obra, -- irrigando siempre con aire limpio el tope, el cual retornará ya viciado por la misma zona y saldrá por los contrapozos de extracción de aire que se colarán posteriormente y servirán exclusivamente con la finalidad de ventilar toda la zona.

#### IV.4.1.14.1.-COSTO ESTIMADO DEL EQUIPO

VENTILADOR.- El ventilador marca Flakt-México, S.A. tiene un costo de \$ 2'809,572.00 en 1985, que a una tasa de depreciación de 10% anual, depreciándose este, en un tiempo de 10 años, con 300 -- días laborables por año y 2 turnos de trabajo por día, de acuerdo -- con lo señalado por la Administración de la Compañía.

## IV.4.1.14.2.- DEPRECIACION DEL EQUIPO.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO (M.N.) POR TURNO
1 Ventilador Flakt-México, S.A.	(10 años X 300 días/ año X 2 turnos/día 6000 turnos.)	2'809,572.00	468.26
		Total	<u>468.26</u>

Costo por metro =  $468.26/3.27 = 143.20$  ( 1985)

## IV.4.1.14.3.- COSTO DEL EQUIPO A VALOR REAL

Haciendo uso del tipo de cambio (dólar controlado), se tiene:

$2'809,572.00 (1)/371.50 (2) = 7,562.78$  Dls.

$7,562.78 \times 782.97 (3) = 5'906,302.68$

( 1 ) Costo Equipo Adquisición 1985

( 2 ) Tipo Cambio 1985.

( 3 ) Tipo Cambio 1986.

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 2.10

## IV.4.1.14.4.- DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR REAL

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( M.N.) POR TURNO
1 Ventilador Flakt-México, S.A.	( 6000 turnos)	5'906,302.68	984.38
		Total	<u><u>984.38</u></u>

Costo por metro =  $984.38/3.27 = \underline{\underline{\$ 301.03}}$

( 1 ) Costo por disparada =  $984.38/ 171.675 = \underline{\underline{\$ 5.73}}$

( 1 ) El costo por disparada se refiere a un tonelaje de - -  
171.675 y 3.27 m. de avance efectivo.

#### IV.4.1.14.5.- COSTO DE MADERALES-

Las dimensiones de un ducto de lona ahulada, para la conducción de aire es de 20.0 m. de longitud y 30" de diámetro. El Departamento de Ingeniería Industrial ha estimado la vida útil de lona ahulada en 3 años, siendo la base, en el cálculo de la depreciación

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO UNITARIO	( M.N.) POR TURNO
Lona ahulada — 30" Ø X 20.0 m. ( 1 tramo )	( 3 años X 300 días/año X 2 turnos/día = 1800 turnos).	6.035.35	3.35
		Total	<u><u>3.35</u></u>

Costo por metro =  $3.35 / 3.27 = \underline{\underline{\$ 1.02}}$

( 1 ) Costo por disparada =  $3.35/171.675 = \underline{\underline{\$ 0.02}}$

( 1 ) El costo por disparada se refiere a un tonelaje tumbado de 171.675 ton. y 3.27 m. de avance efectivo.



IV.4.1.14.6.- COSTO DE ENERGIA ELECTRICA  
CONSUMIDA POR VENTILACION.

La unidad tiene un consumo total mensual promedio para la mina de 1'765,000 KWH y se pagó por este concepto \$ 41'106,850.00 - ( M.N.), por lo que aplicamos un costo de \$ 23.29 KWH.

Por concepto de ventilación se tuvo un consumo por mes promedio de 430,000 KWH y se pago por este concepto \$ 10'014,700.00 - ( M.N.), por lo cual el costo es de \$ 23.29 KWH.

CONCEPTO	H P MOTOR	KWH	HORAS TRABAJADAS	TOTAL CONSUMO KWH/TURNO	COSTO(M.N.) POR TURNO.
4 ventiladores de 40 HP, cap. 30,000 PCM.	40	931.60	7.0	6521.20	26,084.80
				Total	<u>26,084.80</u>

$$\text{Costo por metro} = 26,084.80/3.27 = \underline{\underline{7977.00}}$$

$$( 1 ) \text{ Costo por disparada} = 26,084.80/171.675 = \underline{\underline{151.94}}$$

( 1 ) El costo por disparada se refiere a un tonelaje tumbado de 171.675 ton. y 3.27m. de avance efectivo.

## 1V.4.1.14.7.- RESUMEN COSTOS DE VENTILACION.

CONCEPTO	COSTO POR TURNO	( P.M. ) POR METAQ.
Equipo (Ventilador Flakt-México, S.A.)	984.38	301.03
Materiales (Lona - ahulada)	3.35	1.02
Energía Eléctrica ( 4 ventiladores)	26,084.80	7,977.00
	<u>27,072.53</u>	<u>9,279.05</u>

IV.4.1.14.8.- RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA  
GENERAL DE SERVICIOS  
( INCLUYE 6 CRUCEROS.)

CONCEPTO	COSTO ( M.M. )		TOTAL ( PARA 700 m.)
	<u>POR TURNO</u>	<u>POR RETRO</u>	
<u>BARRENACION</u>	150,419.43	45,999.82	<u>\$ 32'199,874.00</u>

PARA 700 M X 45,999.82/m = 32'199,874.00

CONCEPTO	COSTO ( M. M. )		
	<u>POR TURNO</u>	<u>POR DISPONDA</u>	
<u>REZAGADO</u>	269.50	46,266.63	<u>\$ 9'904,171.56</u>

PARA 700 M X \$ 46,266.63/disp./3.27 m.=9'904,171.56

CONCEPTO	COSTO ( M. M. )		
	<u>POR TURNO</u>	<u>POR RETRO</u>	
<u>VENTILACION</u>	27,072.55	8,279.05	<u>\$ 5'795,335.00</u>

PARA 700 M X \$ 8,279.05/m = 5'795,335.00

GRAN TOTAL \$ 47'899,389.56

El costo de la rampa general de servicios de una longitud de 640 m. más 60 m. de cruceros tiene un costo a valor actual de -----  
\$ 47'899,389.56

#### IV.4.2.- COSTO ESTIMADO EN ACCESOS AL CUERPO MINERALIZADO .

Para continuar con la preparación del bloque 12-550, se hace necesario, para abrir frentes al nivel del "Sill" y realizar posteriormente frentes y cruceros para delimitar, pilares y avanzar la amplitud total del cuerpo mineral, colar el primer crucero de acceso a partir de la rampa general de servicios, las características de esta etapa se indican posteriormente.

Los accesos al cuerpo mineralizado son de una sección de 5.0 x 3.50 m. y 15% de pendiente negativa, desarrollándose a partir de la rampa general de servicios (Rampa C-016) al bajo del cuerpo, - estos accesos son cruceros cortos de 50.00 m., que se inician con pendiente negativa de - 15% para posteriormente pivotarse en forma ascendente a partir del rebaje hacia la rampa general de servicios, desbordándose únicamente el cielo del acceso hasta tener una pendiente positiva 15%, en el que, ya no es posible utilizarla, porque es la pendiente calculada de diseño, para que en el equipo montado en llantas se obtenga su mayor eficiencia ya que al tener una pendiente mayor del 15% tendremos problemas por forzar al equipo, - trayendo como consecuencia un mayor mantenimiento preventivo ó correctivo para el equipo.

Estos cruceros darán servicio para el acceso de personal y - equipo diesel, este crucero al cuerpo sirve para un promedio de 4 - cortes, de una altura vertical de 3.5m. cada uno, aproximadamente - 14.0 m.

##### IV.4.2.1.- ACCESOS AL BLOQUE 12-550 .

Al inicio del rebaje se deben colar 2 accesos uno para la zona norte (rebaje 12-550) y otro para la zona sur (rebaje 12-800) - por lo que se considera el cálculo únicamente del primer acceso al rebaje 12-550, ya que es el que estamos estudiando en esta Tesis.

Al primer acceso al rebaje 12-550 se le denomina rampa 12-475 con una sección de 5.0 X 3.5 m. y una longitud de 50.0 m. y con una pendiente de - 15%.

Esta obra será igual a la ya estudiada en rampa general de -- servicios por lo cual se tomarán los mismos costos.

IV.4.2.2.- RESUMEN DE COSTOS DE LA  
RAMPA DE ACCESO AL CUERPO  
MINERALIZADO. ( BARRIACION)

CONCEPTO	COSTO ( M. N. ) POR TONAJE	POR METRO
- Depreciación (equipo Junbo)	7,158.35	1,189.10
- Acero (Brocas, Barrenas y piedra para afilarse).	1,008.17	308.31
- Mantenimiento ( equipo)	1,633.30	499.48
- Materiales ( Aceite )	155.79	47.64
- Mano de Obra ( Junbo )	8,265.31	2,527.62
- Explosivos	63,282.98	19,352.59
- Depreciación (equipo compresor)	52,608.44	18,228.88
- Mano de obra (4 compresores)	4,862.75	1,493.19
- Costo Energía Eléctrica por aire comprimido	4,065.26	1,243.20
- Mangueras	347.62	106.31
- Tuberías	11.45	3.50
	<u>150,419.43</u>	<u>45,999.82</u>

1V.4.2.3.- RESUMEN DE COSTOS DE LA  
RAMPA DE ACCESO AL CUERPO  
MINERALIZADO (RELAGADO)

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. ) POR TON.	FOR DISPARADA
- Equipo (Scoop-Tram---Camión - -- JDT-426)	59.04	17,005.50
- Mano de Obra (Operadores Scoop-Tram---Camión)	17.00	2,915.82
- Llantas (Scoop-Tram----- Camión)	22.42	3,848.95
- Mantenimiento (Mano de - Obra, Materiales y Refac ciones)		
- Mano de Obra (Mantenimiento)	14.22	2,455.33
- Materiales (Diesel)	22.59	5,079.43
- Refacciones (Scoop-Tram---Camión)	<u>87.10</u>	<u>14,962.60</u>
	<u>262.50</u>	<u>46,266.63</u>

IV.4.2.4.- RESERVA DE COSTOS DE LA  
 RAMPA DE ACCESO AL CUERPO  
 MINERALIZADO. ( VENTILACION)

CONCEPTO	COSTO ( N. M.)	
	POR TURNO	POR METRO
- Equipo ( Ventilador Flakt-México, S. A.)	984.38	301.03
- Materiales (Lona ahulada)	3.35	1.02
- Energía Eléctrica ( 4 Ventiladores)	26,084.80	7,277.00
	<u>27,072.53</u>	<u>8,579.05</u>

IV.4.2.5.- RESUMEN DE COSTOS DE LA  
RAMPA DE ACCESO AL CUER  
PO MINERALIZADO.

CONCEPTO	COSTO ( h.n. )		TOTAL ( PARA 50.0M. )
	<u>POR TURNO</u>	<u>POR METRO</u>	
<u>PARALELACION</u>	150,419.43	45,999.82	<u>2'299,991.00</u>

PARA 50m X \$ 45,999.82/m = 2'299,991.00

CONCEPTO	COSTO ( h.n. )		
	<u>POR TON</u>	<u>POR DISPARADA</u>	
<u>RELAGADO</u>	269.50	46,266.63	<u>\$ 707,440.83</u>

PARA 50 m. X \$ 46,266.63/ton = 707,440.83

CONCEPTO	COSTO ( h.n. )		
	<u>POR TURNO</u>	<u>POR METRO</u>	
<u>VENTILACION</u>	27,072.53	8,279.05	<u>\$ 413,952.50</u>

PARA 50 m. X \$ 8,279.05/m = 413,952.50

GRAN TOTAL

\$ 3'421,384.33

El costo de la rampa de acceso de una longitud de 50.0m. tie  
ne un costo a valor actual de \$ 3'421,384.33



#### IV.4.3.- COSTO ESTIMADO DEL NIVEL DE ACARREO.

El nivel de acarreo, es una de las obras mineras más importantes dentro de las obras de preparación de un bloque para su explotación, generalmente el nivel de acarreo se cuele a partir del tiro — hacia la zona mineralizada, lo cual no sucede de esta manera, para el nivel de acarreo del rebaje 12-550; esta obra, se va a tener que colar a partir de la rampa 12-475 (rampa de acceso al rebaje 12-550) y conectarse con el tiro San Martín. Esta forma de avanzar la rampa del nivel de acarreo, se debe a que como ya contamos con una rampa general de servicios y tenemos una maquinaria eficiente para obtener una alta productividad, y por ello un avance más rápido, esta obra va a tener una longitud de 200 m, con una sección de 8.0 X 3.5m y — una pendiente de -1%.

El cuele de este nivel de acarreo, se hace con Jumbo Jarvis — Clark de 2 plumas paramático modelo JJK-20-B y se tomará como dirección para el cuele la línea central del proyecto, con una sección de 5.0 X 3.5m, posteriormente se hará necesario desbordar 5.0m. para obtener la sección proyectada de 8.0 X 3.5m, los desbordes son a cada lado de 1.5m, de avance efectivo, el desborde se hace con máquina de pierna Gardner Denver S83E.

La operación y los costos del nivel de acarreo serán igual, a los de la rampa general de servicios ya analizada, porque tendrá las mismas dimensiones en su inicio (primera etapa), solamente habremos de calcular los costos de barrenación y acarreo para el desborde necesario a cada lado de la rampa (segunda etapa), para obtener la sección proyectada de 8.0 X 3.5m; presentando el resumen de los costos — de las 2 etapas para la rampa del nivel de acarreo.

IV.4.3.1.- RESUMEN COSTOS DE LA RAMPA  
DEL NIVEL DE ACARREO, BARRE  
NACION. (PRIMERA ETAPA).

CONCEPTO	COSTO ( M. N.)	
	POR TURNO	POR METRO
- Depreciación (Equipo Jumbo)	7,158.35	2,189.10
- Acero (Brocas, barrenas y piedra para afilar)	1,008.17	308.31
- Mantenimiento (equipo)	1,633.30	499.48
- Materiales Aceite	155.79	47.64
- Mano de Obra (Jumbo)	8,265.31	2,527.62
- Explosivos	63,282.98	19,352.59
- Depreciación (equipo compresor)	59,608.44	18,228.88
- Mano de Obra (4 compresores)	4,882.75	1,493.19
- Costo Energía Eléctrica por aire comprimido	4,065.26	1,243.20
- Mangueras	347.62	106.31
- Tuberías	11.46	3.50
	<u>150,419.43</u>	<u>45,999.82</u>

IV.4.3.2.- RESUMEN DE COSTOS DE LA  
CAMPA DEL NIVEL DE ACARREO,  
REZAGADO ( PRIMERA ETAPA).

CONCEPTO	COSTO POR TON.	(M. N. ) POR DISPARADA
- Equipo (Scoop-Tram—Camión)	99.04	17,003.50
- Mano de Obra (operadores Scoop-Tram camión)	17.00	2,916.82
- Llantas (Scoop-Tram— camión)	22.42	3,848.95
- Mantenimiento (Mano de Obra, Materiales y Refac ciones)		
- Mano de Obra (Mantenimiento)	17.29	2,453.33
- Materiales (Diesel)	29.59	5,079.43
- Refacciones (Scoop-Tram—Camión)	87.16	14,962.60
	<u>264.50</u>	<u>46,266.63</u>

IV.4.3.3.- RESUMEN DE COSTOS DE LA  
RAMPA DEL NIVEL DE ACARREO,  
VENTILACION (PRIMERA ETAPA)

CONCEPTO	COSTO ( M.N. )	
	POR TURNO	POR METRO
- Equipo (Ventilador Flakt-México,S.A.)	984.38	301.03
- Materiales (Lona ahulada)	3.55	1.02
- Energía Eléctrica (4 ventiladores)	26,084.80	7,966.00
	<u>27,072.53</u>	<u>8,272.05</u>

IV.4.3.4.- RESUMEN DE COSTOS DE LA  
RAMPA DEL NIVEL DE ACARREO  
( PRIMERA ETAPA ).

CONCEPTO	COSTO (M.N.)		TOTAL (para 200 m)
	POR TONNO	POR METRO	
<u>Barreración</u>	150,419.43	45,999.82	<u>9'199,964.00</u>

Para 200 m. X 45,999.82 = 9'199,964

CONCEPTO	COSTO ( M. N. )		
	POR TON.	POR LISPARRADA	
<u>REZAGALO</u>	269.50	46,266.63	<u>2'829,763.30</u>

Para 200 m. X 46,266.63/dia./3.27d. = 2'829,763.30

CONCEPTO	COSTO ( M.N. )		
	POR TONNO	POR METRO	
<u>VENTILACION</u>	27,072.53	8,279.05	<u>1'655,610.00</u>

Para 200 m. X 8,279.05 = 1'655,610.00

GRAN TOTAL 13'685,537.30

El costo de la rampa del nivel de acarreo en la primera etapa de 200 m. tiene un costo a valor actual de \$ 13'685,537.30

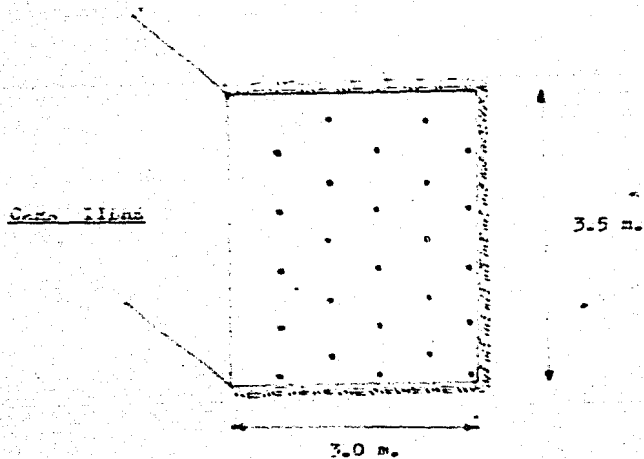
1V.4.3.5.- PLANTILLA DE BARRENACION  
PARA EL DESBORDE DE LA -  
RAMPA DEL NIVEL DE ACARREO.

Para el trazo de la barrenación para el desborde, se utilizará una sección de 3.0 X 3.5m. (ancho y altura respectivamente), con un avance efectivo de 1.50 m. y una densidad de roca de 3.0 ton/m<sup>3</sup>.

No se hará ninguna ranura de salida, ya que se usará como -- tal, la cara libre que será la de la rampa 12-475, de donde partirá el nivel de acarreo.

Se hará una barrenación cuatrapeada, con una separación horizontal entre barrenos de 0.60m. de centro a centro y una separación vertical entre barrenos de 0.35m. de centro a centro, se barrenarán 28 barrenos de 1.50m. ( 5' ) y un diámetro de barreno de 38mm. para obtener un avance efectivo de ( 5' ) 1.50m. disparada. La plantilla de Barrenación se muestra en la siguiente pagina:

IV.4.3.6.- PLANTILLA DE BARRERACION PARA DESBORDE  
DE LA RAMPA DEL NIVEL DE ACARREC  
SECCION DE 3.0 X 3.5 M.



#### IV.4.3.7.- CALCULO DEL DESBORDE DE LA RAMPA DEL NIVEL DE ACARREO.

Para obtener la sección de proyecto de 8.0 X 3.5m, una vez colada una rampa de 5.0 X 3.5m, de sección se hará un desborde de 200 m. de longitud, con una altura de 3.5m, y un avance efectivo de 1.5m, en ambos lados de la rampa, es decir:

$$200m \times 3.5m \times 1.5m = 1,050 \text{ m}^3$$

$$1,050 \text{ m}^3 \times 2 = 2,100 \text{ m}^3$$

Se tiene una densidad de la roca de 3.0 ton/m<sup>3</sup>

$$2,100 \text{ m}^3 \times 3.0 \text{ ton/m}^3 = \underline{\underline{6,300 \text{ ton.}}}$$

Se tendrá que desbordar 6300 ton, con una sección de - - - 3.0 X 3.5m, y un avance efectivo de 1.50 m. por turno.

#### IV.4.3.8.- DEPRECIACION DEL EQUIPO.

Se hace con máquina de piedra neumática Gardner Denver - - - 883F con un costo de adquisición de \$ 29,497.50 en 1976, con una tasa de depreciación de 10% anual, la depreciados en 10 años de 300 días por año y 2 turnos por día de trabajo.



CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( M.N. )	
				100 POR TURNO
Máquina de piedra Gadner Denver S 83 P.	(10 años X 300 días/ año X 2 turnos/día 6000 turros.)	29,497.50		4.92
			Total	<u>4.92</u>

Costo por turno = \$ 4.92 ( 1976 )

#### IV.4.3.9.-COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL

Aplicando el tipo de cambio (dolar controlado), se tiene:

29,497.50 ( 1 ) / 19.95 ( 2 ) = 1478.57 Dls.

1478.57 X 780.97 ( 3 ) = 1,154,719.92

( 1 ) Costo Equipo Adquisición 1976

( 2 ) Tipo Cambio 1976

( 3 ) Tipo Cambio 1986

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 39.15

## IV.4.3.10.- DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( M.N. ) POR TURNO
Máquina de piedra na Gardner Denver S 83 F.	( 6000 Turnos )	1'154,719.92	192.45
( 1 ) Más 20% por mantenimiento -- del costo por -- turno.			<u>38.49</u>
		Total	<u><u>230.94</u></u>

( 1 ) El departamento de Ingeniería Industrial ha estimado - un 20% en mantenimiento del costo por turno en las máquinas neumáticas perforadoras de piedra.

$$\text{Costo por metro} = 230.94 / 1.50 = \underline{\underline{\$ 153.96}}$$

## IV.4.3.11.- COSTO DE LA MANO DE OBRA PARA DESBORDE

CATEGORIA	SALARIO DIARIO ACTUAL	7 <sup>o</sup> DIA	BONIF. 15%( 1 )	COSTO(M.N.) TOTAL POR TURNO.
Encargado Mina (como perforista estan a contrato)	2,163.82	360.64	378.67	2,903.13
Ayto.de Perforis ta mina.	1,967.96	327.99	344.39	<u>2,640.34</u>
			Total	<u><u>5,543.47</u></u>

Costo por metro =  $5,543.47 / 1.50 = \underline{\underline{\$ 3,695.64}}$

( 1 ) La Oficina de Raya ha estimado un 15% en la bonificación por este concepto.

IV.4.3.12.- CALCULO DE EXPLOSIVO REQUERIDO DE ACUERDO CON LA PLANTILLA DE BARRENACION.

CANTIDAD	TIPO DE BARRENO	MATERIAL QUE REQUIERE
28	Barrenos de desborde	28 bombillos, 0.808 kg. supermaxamón "D" para cada barreno.

IV.4.3.13.- CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARGA DE COLUMNA.

Kg/bno = 0.808 ( Supermaxamón D )

Para 28 barrenos de la plantilla de barrenación, la cantidad de explosivo será:

28 bnos X 0.808 kg/bno. = 22.63 kg.

IV.4.3.14.- CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARGA DE FONDO.

Kg/bno = 0.118 (dinamita Tovex 100 )

Para los 28 barrenos de la plantilla de barrenación, la cantidad de dinamita será:

28 bnos X 0.118 kg/bno/bilo. = 3.316 kg.

COSTO EXPLOSIVO

MATERIAL	CANTIDAD	UNITARIO	COSTO ( M. N. ) POR UNIDAD
Bombillo Dinamita Tovex 100	28 piezas(0.118 kg. por pza.)(- - 3.316 kg. por 28 pza.)	1,090.84/kg	3,616.57
Supermexamon "D"	28 bnos.(0.508 kg. por bno)(22.03 kg. por 28 bnos.)	155.62/kg.	3,069.08
Conectores Ignita-Cord.	28 piezas	54.73/pza.	1,532.44
Fulminantes Capsul No. 6	28 piezas	73.72/pza.	2,064.16
Cañuela Negra	(2m/tramo X 28 bnos. 56 m.)	74.37/m	4,164.72
Thermalita Cordon IGNITA-CORD Tipo B.	15 m.	192.50/m.	2,887.50
( 1 )Costos Varios ( 5% del total)		<u>81.33</u>	<u>866.72</u>
	Total		<u>18,201.16</u>

( 1 ) El departamento de Ingeniería Industrial estima que en un 5% del costo total por turno, debe cargarse por implementos en el cargado de barrenos, como son: retacador, cargador de supermaxamón, cucharilla y accesorios.

Costo por metro =  $18,201.19 / 1.50 = \underline{\underline{\$ 12,134.12}}$

14.4.3.15.- RESUMEN COSTO DEL DESBORDE DEL NIVEL DE AGUAS, BARRENACION - (SEGUNDA ETAPA).

CONCEPTO	COSTO POR TURNO	( N. h. ) POR METRO
- Equipo (Máquina Gardner Denver 3 83 T.)	230.94	153.96
- Mano de Obra (Barrenación Máquina)	5,543.47	3,695.64
- Explosivos	<u>18,201.19</u>	<u>12,134.12</u>
Total	<u>23,975.60</u>	<u>15,983.72</u>

14.4.3.16.- RESUMEN COSTO DEL DESBORDE DEL NIVEL DE AGUAS, REZAGADO - (SEGUNDA ETAPA).

CONCEPTO	COSTO POR TON.	( N. h. ) POR DISPARADA. ( 47.25 ton) ( 1 )
- Equipo (Scoop-Tram--Camión)	99.04	4,679.64
-Mano de Obra (opera- dores Scoop-Tram-Camión)	17.00	803.25

CONCEPTO	COSTO ( M. N. )	
	POR TON.	POR DISPARADA ( 47.25 ton)( 1)
- Llantas (Scoop-Tram-camión)	22.42	1,059.345
- Mantenimiento (Mano de Obra, Materiales y Refacciones)		
- Mano de Obra (Mantenimiento)	14.29	675.20
- Materiales (Diesel)	29.59	1,398.13
- Refacciones (Scoop-Tram-Camión)	<u>87.16</u> <u>269.50</u>	<u>4,118.31</u> <u>12,723.875</u>

( 1 ) El costo por disparada se obtuvo en base a un tonelaje tumbado de 47.25 ton. ( 3.0m. X 3.5m. X 1.5m. X  $\frac{3 \text{ ton}}{m^3}$  = 47.25 ton).

IV.4.3.17.- RESUMEN DE COSTOS DEL DESBORDE (SEGUNDA ETAPA.)

CONCEPTO	POR TURLO	COSTO ( M. N. )		TOTAL ( PARA 6300 TON)
		POR METRO		
<u>BARRENACION</u>	23,975.60	15,983.72	<u>2,13,162.67</u>	

$$\frac{200}{3} \times 2 \times 15,983.72 = 2,131,162.67$$

CONCEPTO	COSTO ( M. N. )		TOTAL
	POR TON.	POR DISPARADA	
<u>REZAGADO</u>	269.50	12,733.875	<u>1'697,850.00</u>

$\frac{200}{3} \times 2 \times 12,733.875 = 1'697,850.00$

GRAN TOTAL

3'829,012.67

Para la segunda etapa el costo a valor actual del desborde -  
será: \$ 3'829,012.67

14.4.3.18.- RESUMEN GENERAL DEL COSTO DE LA  
RAMPA DEL NIVEL DE ACARREO - -  
( PRIMERA Y SEGUNDA ETAPAS ).

CONCEPTO		COSTO ( M. N. )
BARRENACION	1 <sup>a</sup>	9'199,964.00
	2 <sup>a</sup>	2'131,162.67
REZAGADO	1 <sup>a</sup>	2'829,763.30
	2 <sup>a</sup>	1'697,850.00
VENTILACION	1 <sup>a</sup>	<u>1'655,910.00</u>
		<u>\$ 17'514,549.97</u>

El costo de la rampa del nivel de acarreo de una longitud de  
200 m. y una sección de 1.0 X 3.5m, tiene un costo a valor actual -  
de \$ 17'514,549.97

IV.4.4.-COSTO ESTIMADO DEL NIVEL  
DE DECANTACION Y CUATRO  
CRUCEROS.

Hasta ahora se ha preparado el bloque 12-550, tratando de dar servicios al equipo que se utiliza y en parte para delimitar el cuerpo mineralizado.

Como se dijo anteriormente, el sistema de explotación que hemos considerado más conveniente para explotar en forma selectiva este bloque 12-550, tomando en cuenta las características del mineral como de la roca encajonante, es el de corte y relleno con jales y pilares uniformemente distribuidos con 6.0m, de cada lado o sea  $36m^2$ , de sección y 25.0 m, de separación de centro a centro en ambos sentidos.

Por lo tanto, ahora tenemos que hacer la preparación para utilizar los jales de la Planta de Beneficio como relleno y al mismo tiempo decantar el agual de los jales y conducirla de tal manera que no lleguen al nivel de acarreo ni a la rampa de servicios, porque todo el drenaje se conduce a una pileta realizada especialmente para ello, que se encuentra a un costado de la rampa de servicios, bombeándose el agua a dos piletas del nivel 12 al nivel 8 y a su vez al nivel 4 y del nivel 4 a superficie por medio de las piletas que se localizan en el nivel 2430, distribuyéndose el agua nuevamente a la mina y a la Planta de Beneficio.

Para la realización del nivel de decantación, ésta obra se cuea, rompiendo a partir de la rampa general de servicios, se inicia con un crucero de 50 m. y 7m. abajo del sill con una pendiente de 4.12%, para posteriormente avanzar el nivel de decantación que se cuea a la mitad aproximadamente, siguiendo la dirección de las vetas con el objeto de colar los cuatro cruceros distribuidos cada 50 m, y de allí colar los contrapozos, donde se van a desplantar los



anillados o torres principales de decantación.

La longitud total del nivel de decantación para el rebaje -- 12-550 es de 392.50m, con una sección de 5.0 X 3.5m, los 4 cruceros en el mismo nivel de decantación 2 serán de 18.00m, y los otros 2 - de 10.00m, respectivamente, separados como se dijo anteriormente es los cruceros entre si a cada 50.0m, de longitud para que tengan una área de influencia, que cubra todo el rebaje ayudándose con anillados secundarios, y hacer más eficiente la decantación de agua de los jales.

Longitud total del nivel de decantación y cruceros:

$$392.50m - 2 (18.00m) + 2 (10.00m) = 448.50 m.$$

El avance se efectúa con Jumbo Jarvis Clark de 2 plizas paramático modelo LJM-20B y se utilizará la misma plantilla de carrenación de la rampa general de servicios.

Debido a que el nivel de decantación en lo que respecta a la sección y avances son los mismos que el de la rampa general de servicios se considerará los mismos costos que se obtuvieron para ella y se calcularán para una longitud de 448.50m, del nivel de decantación.

17.4.4.1.-RESUMEN DE COSTOS DE BARRENACION  
NIVEL DE LEGANTACION Y 4 CAUCEROS.

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. )	
	POR TURNO	POR METRO
- Depreciación (equipo Jumbo)	7,159.35	2,189.10
- Acero (Brocas, barrenas y piedra para afilar).	1,000.17	305.51
- Mantenimiento (equipo)	1,633.30	499.48
- Materiales (aceite)	155.79	47.64
- Mano de Obra (Jumbo)	8,265.51	2,527.62
- Explosivo	61,782.98	19,352.59
- Depreciación (equipo compresor)	59,006.44	18,228.53
- Mano de Obra (4 compresores)	4,852.75	1,493.19
- Costo Energía Eléctrica para Aire.	4,065.26	1,243.20
- Mangueras	347.62	106.51
- Tuberías	11.46	3.50
GRAN TOTAL	<u>150,419.43</u>	<u>45,999.82</u>

IV.4.4.2.- RESUMEN DE COSTOS DE RELAGADO  
NIVEL DE DECANTACION Y 4 CRU-  
CEROS.

CONCEPTO	COSTOS ( M. D. ) POR TON.	POR DISPARADA (171.675 TON.)
- Equipo (Scoop-Tram-- camión JDT-426 )	99.04	17,003.50
- Mano de Obra (Opera- dores Scoop-Tram--Ca- mión).	17.00	2,916.82
- Llantas (Scoop-Tram- Camión)	22.42	3,848.95
- Mantenimiento(Mano de Obra, materiales y Re- facciones)		
- Mano de Obra (Manteni- miento)	14.29	2,453.35
- Materiales (diesel)	29.59	5,079.43
- Refacciones (Scoop-Tram Camión)	67.16	11,462.60
GRAN TOTAL	<u>269.50</u>	<u>46,266.63</u>

1V.4.4.3.- RESUMEN DE COSTOS DE VENTILACION  
DEL NIVEL DE DECONTACION Y 4 CRU  
CEROS.

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. ) POR TURNO	
- Equipo (ventilador - Flakt-México, S.A.)	984.38	301.03
- Materiales (Lona - Ahulada)	3.35	1.02
- Energía Eléctrica (4 Ventiladores)	26,024.86	7,077.00
	<u>27,072.59</u>	<u>8,279.05</u>

IV.4.4.4.- RESUMEN DE COSTOS DEL NIVEL DE  
DECANTACION Y 4 CRUCEROS.

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. )		TOTAL (PARA 448.50 M)
	POR TURNO	POR METRO	
<u>BARRENACION</u>	150,419.43	45,999.82	<u>20'630,919.27</u>

Para 448.50m, X \$ 45,999.82 = 20'630,919.27

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. )		TOTAL
	POR TOR.	POR DISPARADA	
<u>REZAGADO</u>	269.50	46,266.63	<u>6'345,744.21</u>

Para 448.50m. X \$46,266.63/disp/3.27m, = 6'345,744.21

CONCEPTO	COSTOS ( M. N. )		TOTAL
	POR TURNO	POR METRO	
<u>VENTILACION</u>	27,072.55	8,279.05	<u>3'713,153.93</u>

Para 448.50m, X \$8,279.05/m = 3'713,153.93  
GMA. TOTAL

30'669,817.41

El costo del nivel de decantación de 4 cruceros con una longitud total de 448.50m, tiene un costo a valor actual de - - - -

\$ 30'669,817.41

#### IV.4.5.- COSTO ESTIMADO EN FRENTE Y CRUCEROS DEL SILL.

Para continuar con la preparación del bloque 12-550, se hace necesario, una vez realizado el acceso al cuerpo mineralizado, llevar a cabo dentro de él, la preparación de frentes y cruceros de una sección de 5.0 X 3.5m, a partir de la rampa de acceso, siendo precisamente el sill de explotación, se realizan 5 frentes y 12 cruceros con el fin de delimitar el cuerpo en toda su extensión, las obras mencionadas se cuellan por el centro de una cuadrícula de pilares previamente diseñados para el rebaje 12-550; las frentes se cuellan con + 0.5% de pendiente y los cruceros se cuellan horizontalmente, para posteriormente realizar el desborde de frentes y cruceros hasta delimitar cada uno de los 10 pilares ubicados en el rebaje.

La perforación de los barrenos se efectúa con una máquina -- Jumbo de 2 pluzas Jarvis Clark; la longitud total de 5 frentes y 12 cruceros es = 323 metros.

Esta obra será igual a la ya estudiada en rampa general de servicios por lo cual se tomarán los mismos costos.

De el estudio IV.4.1.- Rampa General de Servicios, se tiene:  
 Costo por metro = \$45,999.82 por barrenación pag. 70., costo por disparada = \$46,266.63 por rezagado pag. 80., y costo por metro = \$ 3,279.05 por ventilación pag. 85.

#### IV.4.5.1.- RESUMEN DE COSTOS DE FRENTE Y CRUCEROS (PREPARACION DEL SILL DE EXPLOTACION).

CONCEPTO	FOR TURNO	COSTO ( P. A. ) POR METRO	TOTAL
BARRENACION	150,419.43	45,999.82	<u>37'857,851.86</u>

Para 323m. X 45,995.82 = 37'857,851.86

CONCEPTO	COSTO ( M. R. )		TOTAL
	POR TON.	POR DISPA MADA.	
REZAGALO	269.50	46,266.63	<u>11'644,475.99</u>

Para 823 m. X 46,266.63/disp/3.27m. = 11'644,475.99

CONCEPTO	POR TON.	POR METRO	TOTAL
ENTIBLADO.	27,072.55	8,279.05	<u>6'813,658.15</u>

Para 823 m. X 8,279.05 = 6'813,658.15

GRAN TOTAL 56'315,986.00

El costo de 5 frentes y 12 cruceros de una longitud total de 823 m. tiene un costo a valor actual de \$ 56'315,986.00

#### IV.4.5.2.- RESERVORES DE FRENTES Y CRUCEROS

Simultáneamente con la realización de frentes y cruceros se hace el desborde de las mismas, hasta delimitar cada uno de los pilares y contornos del cuerpo mineralizado, el desborde se hace con máquina de piedra neumática Gardner Denver SEEF, teniendo un avance efectivo de 2.00 m.

De acuerdo a un plano geológico donde se muestra la planta del rebaje 12-550 a la elevación del sill, en el que se observan los límites y contornos del rebaje 12-550, se obtuvo el siguiente tonelaje a desbordar:

$$6004m^2 \times 3.5m. = 21,014m^3$$

$$21,014m^3 \times 2.8 \text{ ton}/m^3 = 58,839.20 \text{ ton.}$$

En lo referente a la Mano de Obra se contará con 3 cuadrillas por turno, formadas por un encargado de Mina y un ayudante de perforista mina cada una.

MÁQUINA DE PIERNA PNEUMÁTICA. - Para el cálculo de la depreciación, el costo de adquisición de una máquina de pierna fué de - - - \$ 1'252,489.50 en 1983, que considerando una tasa de depreciación del 10% anual, para depreciarse en 10 años de 300 días por año y 2 turnos de trabajo por día, es de:

#### 1V.4.5.3.- DEPRECIACION DEL EQUIPO

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIACION	COSTO ( M. U. )	
		UNITARIO	POR TURNO
Máquina Neumática Cagner Denver - - 3 43 F	(10 años x 300 días, año x 2 turnos/día = 6000 turnos)	1'252,489.50	208.74
			Total 208.74

Costo por metro =  $208.74 / 2.00 = 104.37$  (1983)

#### 1V.4.5.4.- COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL

Aplicando el tipo de cambio (dolar controlado), se tiene:

$1'252,489.50$  (1) /  $161.31$  (2) =  $7764,48$  Dls.

$7764,48$  x  $780.97$  (3) =  $6'063,825.94$  (1986)

( 1 ) Costo equipo adquisición 1983

( 2 ) Tipo de cambio 1983

( 3 ) Tipo de cambio 1986



## IV.4.5.5.- DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M. N. ) UNITARIO	POR TURNO
Máquina Neumática Gadner Denver S83P.	(6000 turnos )	6'063,825.94	1010.63
Total			<u>1010.63</u>

Costo por metro =  $1010.63/2.00 = \underline{\underline{\$505.31}}$  (1986)

Con un índice de precios en base al tipo de cambio de 4.84

## IV.4.5.6.- COSTO DEL ACERO EN LA BARRENACION

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M. N. ) UNITARIO	POR TURNO
1 Barra de 7 pies 38 mm. acero integral	(520m. vida esti maca procedio - 243.72 turnos - de barrenación)	31.046.53	127.38
Total			<u>127.38</u>

Costo por metro =  $127.38/2.00 = \underline{\underline{\$ 63.69}}$

## IV.4.5.7.- COSTO DE LA MANO DE OBRA.

CATEGORIA	SALARIO DIARIC	7º DIA	BONIF. 15% (1)	No. PERS.	TOTAL POR TURNO
Encargado Mina	2,163.82	360.64	378.67	3	8,709.39
Ayte.Perf.Mina	1,967.96	327.99	344.39	3	<u>7,921.02</u>
Total					<u>16,630.41</u>

Costo por metro =  $16,630.41/6.0 \text{ m.} = \underline{\underline{\$ 2,771.73}}$

(1) La oficina de raya de la Unidad San Martín, tiene un promedio de bonificación de 15% por este concepto, en las obras mineras.

#### IV.4.5.8.- CALCULO DE EXPLOSIVO REQUERIDO

BARRENACION		
CANTIDAD	TIPO DE BARRERO	MATERIAL QUE SE REQUIERE.
33	Barrenos para desborde	33 bombillos - - 42.075 kg. de super mexamon "D".

#### IV.4.5.9.- COSTO EXPLOSIVO

MATERIAL	CANTIDAD	COSTO ( M. N. )	
		UNITARIO	POR TURNO (1)
Bombillo Dinami ta Torax - 100	33 piezas 0.1184 kg. 3.9072 kg.	\$ 1,090.84/kg	\$4,262.13
Supermexamon "D"	33 barrenos (1275 kg. 42.75 kg)	133.62/kg	5,706.21
Conectores Ignita-Cord	33 piezas	54.73/pza.	1,806.09
Fulminantes Capsul No. 6	33 piezas	73.72/pza.	2,432.76
Cañuela negra	2.5/tramo X 33 = 82.5 m.	74.37/metro	6,135.52
Thermalita Cordon Ignita-Cord tipo B.	20 metros.	192.50/metro	3,850.00
		Total	<u><u>24,192.71</u></u>

Costo por metro =  $24,192.71/2.00 = \underline{\underline{\$12,096.35}}$

Para 3 cuadrillas

Costo por metro =  $12,096.35 \times 3 = \underline{\underline{36,289.05}}$

(1) Los costos de explosivos estan basados en un avance efectivo de 2.0 m. y una sección de 3.0 X 3.5 m. para desborde de 33 barrenos; teniendose  $31.0 \text{ m}^3$  y una densidad de  $2.3 \text{ ton/m}^3$  produciendo un tonelaje de 58.80 ton. por turno, para una cuadrilla.

IV.4.5.10.- RESERVA DESBORDE FRENTE Y CUCEROS EN LA BARRERACION.

BARRERACION.

CONCEPTO	POR METRO
- Equipo (máquina neumática de pierna Gardner - Denver 385F.)	505.31 .
- Acero (Barra de 7 pies, 38 mm. aceró integral)	63.69
- Mano de Obra - de 2 personas cada una).	2,771.73
- Explosivos	<u>12,096.35</u>
Total	<u><u>15,437.08</u></u>

Costo por ton. =  $15,437.08/29.20$  (1) = 528.66

(1) para un tonelaje de  $58.40/2.00 \text{ m.} = 29.20$  ton. disparada.

En el estudio IV.4.1 de la rampa General de servicios, se tiene que el costo por tonelada = \$ 269.50 por rezagado pag. 20. el cual se tomará el mismo para rezagar el mineral tumbado en estas obras.

#### IV.4.5.11.- RESUMEN COSTOS DEL DESBORDE DE FRENTE Y CRUCEROS

CONCEPTO	COSTO ( P. M. ) POR TON.	TOTAL (PARA 58,839.20 TON)
BARRENACION	528.66	<u>31'105,931.00</u>
Para 58,839.20 X 528.66 = 31'105,931.00		
REZAGADO	269.50	<u>15'857,164.00</u>
Para 58,839.20 X 269.50 = 15'857,164.00		
TOTAL		<u>46'963,095.00</u>

El costo del desborde de frentes y cruceros, para un tonelaje a desbordar de 58,839.20 ton. tiene un costo a valor actual de - - -  
\$ 46'963,095.00

#### IV.4.6.- CONTRAPOZOS DE SERVICIO, VENTILACION Y CHORRO O - TRANSFERENCIA DE MINERAL.

Los contrapozos de servicio, ventilación y chorro ó transferencia de mineral son obras de preparación muy importantes para el bloque 12-550 ya que estos contrapozos una vez excavados sirven durante toda la explotación del mismo en la ventilación y para mover el mineral tumbado, los contrapozos se colarán con una máquina contrapocera Robbins 61R y son rimados a 7' de diámetro.

Los contrapozos necesarios para la explotación del bloque -- 12-550 son los siguientes:

SERVICIOS.— Se cuelan dos contrapozos de servicios con la finalidad de tener en las áreas de producción los servicios necesarios como son bajar tuberías para aire de 2"φ y para agua de 4"φ, manrueras convertapipe de 3"φ y 19.0 m. de longitud para el relleno hidráulico en el rebaje, que son muy necesarias para llevar a cabo los ciclos de explotación del rebaje; los contrapozos de servicios se cuelan dentro del cuerpo mineral e irán desapareciendo a medida que avance el tubaje del rebaje 12-550.

VENTILACION.— Se cuelan tres contrapozos exclusivamente para la ventilación del rebaje, siendo esta su función primordial, se cuelan al alto y fuera del cuerpo mineral pero muy cerca de este, con una distancia de 10 mts. aproximadamente del cuerpo mineralizado y su ubicación será: uno en la zona norte del rebaje 12-550 cuya función será inyectar aire limpio; otro, central dentro del rebaje, para extracción del aire viciado y el último en la zona sur del rebaje para inyección de aire limpio. Cabe hacer notar que el rebaje -- 12-550 y el rebaje 12-300 que esta contiguo se encuentran comunicados a un contrapozo central donde se realiza la extracción de aire viciado para ambos rebajes, y a su vez forman parte de un circuito de ventilación principal de un sistema de 3 circuitos que se utilizan para la mina San Martín.

CRUCERO O DE TRANSFERENCIA.— Se cuelan un contrapozo robbins para la transferencia de mineral del rebaje 12-550 hacia el nivel de acarreo y se colará al bajo y fuera del cuerpo, teniendo comunicación por medio de un crucero corto al rebaje 12-550.

A continuación se describe en un cuadro sinóptico los contrapozos de servicios, ventilación y transferencia de mineral, indicando sus características principales para el rebaje 12-550.

CUADRO SIMULACION

CONTRAPUNTO DE SERVICIOS, VENTILACION Y TRANSPARENCIA  
 CARACTERISTICAS PRINCIPALES

OBJETIVO	SUB. P/C	LOCALIZACION	NÚMERO	L.I. (m.)	INCLINACION	COORDENADAS			LEV. (K)	D. H. (K)	D. V. (K)
						PTG.	N	E			
S	9	NIVEL 8 AL NIVEL 12 DE LA TORRE.	N 07°51'32.4"W	140.514	52°26'37.2"	R C	4730.90 4734.10	4434.20 4448.60	2366.76 2255.75	85.659	111.385
S	24	NIVEL 9 AL NIVEL 12 DE LA TORRE.	N 50°43'47.6"W	61.560	75°07'10.7"	R C	4797.63 4805.75	4351.82 4338.52	2319.50 2263.00	15.010	59.500
V	12	NIVEL 8 AL NIVEL 12 DE LA TORRE.	N 51°13'09"W	144.018	60°12'47"	R C	4435.60 4475.30	4319.40 4267.50	2371.602 2255.759	66.577	116.312
V	17	NIVEL 8 AL NIVEL 12 DE LA TORRE.	N 50°19'42.8"W	191.860	61°56'51.2"	R C	4316.30 4673.90	4446.50 4377.35	2477.000 2257.880	90.227	169.32
V	16	SUPERFICIE AL NIVEL 12 DE LA TORRE.	N 64°05'14.5"W	519.450	70°21'25.8"	R C	4604.66 4755.75	4766.452 5227.250	2742.792 2757.757	157.410	495.035
T	15	NIVEL 8 AL NIVEL 12 DE LA TORRE.	N 60°12'04"W	170.019	65°54'48.6"	R C	4758.50 4781.50	4411.50 4476.00	2460.10 2251.80	49.707	110.30

NOTA:

- L.I. Distancia inclinada
- R. Recepción
- C. Comunicación
- H. serie
- L. Ert
- LEV. Elevación
- DH. Distancia horizontal
- DV. Distancia vertical
- S. Contrapunto de servicio
- Y. Contrapunto de ventilación
- T. Contrapunto de transparencia

Los contrapozos de servicios, ventilación transferencia de mineral como se mencionó anteriormente se colarán con máquina Robbins 61-R de 7 pies de diámetro, a continuación se indican las actividades que desarrolla la Máquina Robbins para excavar estos contrapozos.

ACTIVIDADES DE LA MÁQUINA ROBBINS.	TIEMPO PROMEDIO POR ACTIVIDAD Y SUS DIMENSIONES.
1.- Perforación del Barreno piloto de 11" de diámetro.	12 m./turno
2.- Rimado de 7 pies de diámetro	3 m./turno
3.- Cambio de estación	6 días de 2 turnos/día
4.- Cambio de Broca piloto a rima.	1 día de 2 turnos/día
5.- Tiempo de operación en cada turno	5.5 hrs.
6.- Dimensiones de la Estación Máquina Robbins.	11.0 X 10.0 X 6.5 m.
7.- Construcción de las bases para la instalación de la Máquina Robbins.	4.0 X 3.0 X 0.5 m = 6m <sup>3</sup>

#### IV.4.6.1.- ESTIMACION DE LOS COSTOS DE LOS CONTRAPOZOS.

MÁQUINA ROBBINS.- Para el cálculo de la depreciación de la máquina Robbins 61-R debe considerarse su costo de adquisición que fué de \$ 17'965,712.00 en 1976, la compañía considera una tasa de depreciación de 10% anual para depreciarla en 10 años, y 300 días laborables por año, así como 2 turnos de trabajo por día, es de:

## 1V.4.6.2.- DEPRECIACION DEL EQUIPO

CONCEPTO	FORMA DE DEPRE- CIAR.	COSTO ( N. N. ) UNITARIO	POR TURNO
Máquina Robbins 61-R (adquirido en 1978)	(10 años X 300 días / año X 2 turnos/ día = 6000 turnos)	17'965,712.00	2,994.28
Total			<u>2,994.28</u>

Costo por metro = \$ 2994.28/3.00 = \$ 998.09 ( 1978)

## 1V.4.6.3.- COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL

Aplicando el tipo de cambio (dolar controlado), se tiene:

17'965,712.00 (1)/22.7670 (2) = 789,111.96 Dls.

789,111.96 X 780.97 (3) = \$ 616'272,767.60

( 1 ) Costo equipo adquisición 1978

( 2 ) Tipo de cambio 1978

( 3 ) Tipo de cambio 1986

## 1V.4.6.4.- DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( N. N. ) UNITARIO	POR TURNO
Máquina -- Robbins 61-R (incluye 110 tubos máq. - Robbins).	( 6000 turnos )	616'272,767.60	102,712.13
Total			<u>102,712.13</u>



Costo por metro =  $102,712.13/3.00 = \underline{34,237.37}$  (1986)

El índice de precios al tipo de cambio actual es de 34.30 veces de incremento.

IV.4.6.5.- ACCESORIOS DE LA MAQUINA ROBBINS

CONCEPTO	FORMA DE DEPRE- CIAR.	UNITARIO	COSTO ( N.N.) POR TURNO
Juego de corta- dores, 23 pzas. rima de 7 pies.	(1) (350m. vida esti- mada para un juego de cortadores - - 350/m entre 3m/tur- no = 116.67 turnos)	11'794,180.00	101,090.08
Broca tricónica de 11"Ø (piloto) adquirida en 1982	(1) (450 mts. vida - estimada 450m/12m por turno = 37.5 tur- nos)	954,545,00	25,454.53
Total			<u>126,544.61</u> (1982)

(1) Los avances fueron de acuerdo a los estudios realizados -  
por el Departamento de Ingeniería Industrial de San Martín.

IV.4.6.6.- COSTO DE LOS ACCESORIOS A VALOR ACTUAL

JUEGO CORTADORES

$11'794,180.00$  (1) /  $148,500$  (2) =  $79,422.08$  Dls.

$79,422.08 \times 780.97$  (3) =  $\$ 62'026,261.82$

## BROCA TRICOMICA

954,545.00 (1)/148.500 (2) = 6,427.91 Dls.  
 6,427.91 x 780.97 (3) = \$ 5'020.004.87 (1986)

- ( 1 ) Costo de Adquisición 1982  
 ( 2 ) Tipo de Cambio 1982  
 ( 3 ) Tipo de cambio 1986

IV.4.6.7.- CALCULO DE LOS ACCESORIOS DE LA MAQUINA ROBBINS  
 A VALOR ACTUAL.

CONCEPTO	FORMA DE DE- PRECIAR.	COSTO ( P. N. )	
		UNITARIO	POR TURNO
Juego de cortado- res 23 piezas — (rima de 7 pies)	( 116.67 turnos)	62'076,261.82	531,638.48
Broca tricónica de 11" (piloto)	( 37.5 turnos)	5'020,004.87	<u>133,866.79</u>
		Total	665,505.27

Costo por metro = 665,505.27/3.00 m. = 221,835.09 (1986)

El índice de precios en base al tipo de cambio actual es de  
 5.25

IV.4.6.8.- COSTO DE LA MANO DE OERA  
 OPERACION MAQUINA ROBBINS

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7° DIA	BONIF. (1)	TOTAL POR TURNO.
Op.Máq.Robbins	2,195.89	365.98	60.00	2,621.87

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7º DIA	BONIF. (1)	TOTAL POR TURNO.
Ayte.Op.Máq.Robb.	2,028.70	338.12	60.00	2,426.82
Total				<u>5,048.69</u>

(1) La oficina de raya de la unidad San Martín tiene que cobrar \$20.00 por metro líneal en avance.

$$\text{Costo por metro} = 5,048.69/3.00 = \underline{\underline{1,682.89}}$$

#### IV.4.6.9.- CONSTRUCCION BASE PARA MAQUINA ROBBINS.

La dimensión de la base de concreto de la máquina Robbins es 4.0 X 3.0 X 0.5 m. con un volumen de concreto igual a 6.0 m.

De acuerdo a la agenda del constructor (1979), señala que para llegar a conocer las cantidades necesarias para elaborar un metro cubico de concreto, con un agregado grueso de 38 mm. de dimensiones máximas, para estimar el costo de los 6 m<sup>3</sup> de la base.

PROPORCION	CEMENTO	ARENA	GRAVA	AGUA
1:1.5:2	472 kg.	0.468 m <sup>3</sup>	0.623 m <sup>3</sup>	0.215 m <sup>3</sup>

#### IV.4.6.10.- MATERIALES BASE MAQUINA ROBBINS.

CONCEPTO	CONCRETO		COSTO ( M. N. )	
	(PARA 1m <sup>3</sup> )	(PARA 6m <sup>3</sup> )	UNITARIO	TOTAL POR TURNO
Cemento	472	2832	45.04/kg.	127,574.23

CONCEPTO	CONCRETO		UNITARIO	COSTO ( P. N. )	
	(PARA 1m <sup>3</sup> )	(PARA 6m <sup>3</sup> )		TOTAL POR TURBO	
Arena m <sup>3</sup>	0.468	2.808	7,000.00/m <sup>3</sup>	19,656.00	
Grava m <sup>3</sup>	0.623	3.738	7,000.00/m <sup>3</sup>	26,166.00	
Agua m <sup>3</sup>	0.215	1.290	113.67/m <sup>3</sup>	146.64	
				<u>173,542.87</u>	

Se utilizará varilla corrugada de 3/8" de diámetro y 12 m, de longitud, se requerirán 25.20 metros lineales de varilla y madera - para hacer el molde de la base de 1" X 12" X 16', requiriéndose - - 3.5 piezas.

CONCEPTO	CANTIDAD REQUERIDA	UNITARIO	COSTO ( P. N. )	
			POR TURBO	
Varilla 3/8"Ø 12 m. longitud	25.20 m.	125.00/m	3,150.00	
Madera de - - 1" X 12" X 16' (pino)	3.5 piezas (1)	2,992.76/pza.	7,481.90	
			Total <u>10,631.90</u>	

(1) las 3.5 piezas de madera requeridas están en base a las dimensiones de la base de la máquina Robbins.

Para estimar el costo por metro en cada base, se hará de la siguiente manera: considerando la suma total de las distancias inclinadas de los seis contrapozos dividida entre el número de ellos, obteniéndose así la longitud promedio de barrenación para cada contrapozo, lo cual nos servirá para estimar el valor por metro de la barrenación por concepto de la construcción de la base de la máquina - Robbins.

A continuación se muestra el cálculo respectivo:

CONTRAPOZO	IDIGITUD ( DIST. INCL.) ( m )
S	140.514
S	61.560
V	154.018
V	191.860
V	519.450
T	120.819
Total	<u>1168.22 m.</u>

1168.22 mts/6 C/P = 194.70 m. (procedio)

#### RESUMEN COSTO DE MATERIALES

CATEGORÍA	COSTO ( P. A. N. ) POR UNID.
Agresados	\$ 173,542.87
Varilla y Madera	10,381.90
Total	<u>183,924.77</u>

Costo por metro =  $183,924.77 / 194.70 = \underline{\underline{\$ 944.65}}$

IV.4.6.11.- COSTO DE LA MANO DE OBRA EN LA CONSTRUCCION DE BASE PARA MAQUINA ROBBINS (incluye la mezcla y el vaciado)

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7°DIA	BONIF. 15%(1)	No. PERS.	TOTAL POR TURNO
Albañil	2,059.19	343.20	360.35	1	2,762.74
Ayte. Albañil	1,957.75	326.29	342.60	2	5,253.28
Fuón Superr.	1,929.59	321.60	337.67	3	7,766.58
				Total	<u>15,782.60</u>

Costo por metro =  $\$ 15,782.60 / 194.70 = \underline{\underline{\$ 81.06}}$

Se indica además que se utilizará 3 turnos para el traslado - de materiales y equipo, así como preparar la madera y posteriormente realizar en un turno más la mezcla y el vaciado, por lo cual el costo por metro esta en base a 4 turnos en la Mano de Obra.

Costo por metro =  $15,782.60 / 194.70 \times 4 = \underline{\underline{\$ 324.24}}$

IV.4.6.12.- RESUMEN DE COSTOS PARA CONTRAPOSOS DE SERVICIOS VENTILACION Y TRANSPERENCIA DE MINERALES.

CONCEPTO	COSTO ( P. N. ) POR METRO ( 1986 )
Equipo (Máq. Robbins)	34,737.37
Accesorios (rima 7 - pies, broca Tricónica 11" Ø piloto)	221,835.09
Mano de Obra (operación Máq. Robbins.)	1,682.89
Construcción Base (Máq. Robbins)	944.65

CONCEPTO	COSTO ( M. N. ) POR METRO ( 1986 )
Mano de Obra ( Const. Base ) ( incluye 3 turnos más por preparación y traslado de materiales )	324.24
Total	<u>259,024.24</u>

14.4.6.13.- RESUMEN TOTAL DE COSTOS DE LOS CONTRAPOZOS -  
ROBBINS.

El costo estimado de los contrapozos Robbins para el bloque  
12-550, será el siguiente:

SERVICIOS

C/P NUMERO	LONGITUD INCLINADA ( m )	COSTO ( M. N. ) POR METRO	TOTAL POR CONTRA- POZO.
9	140.514	259,024.24	36'396,532.06
24	61.560	259,024.24	15'945,532.21
			<u>\$ 52'342,064.27</u>

VENTILACION

C/P NUMERO	LONGITUD INCLINADA ( m )	COSTO ( M. N. ) POR METRO	TOTAL POR CONTRA- POZO.
12	134.018	259,024.24	34'713,910.60
17	191.860	259,024.24	49'696,390.69
16	519.450	259,024.24	134'550,141.50
			<u>218'960,442.80</u>

CHORRO O TRANSFERENCIA

C/P NUMERO	LONGITUD INCLINADA	POR METRO	COSTO ( H. K. )
			TOTAL POR CONTRAPOZO.
15	120.819	259,024.24	<u>31'295,049.65</u>

El costo total de los seis contrapozos Robbins a valor actual será de \$ 302'597,556.70

En base a todos los costos obtenidos a valor actual, se hará el resumen de los costos totales en la preparación y costo por tonelada para el bloque 12-550, para lo cual es necesario conocer el tonelaje a excavar.

A continuación se hace el cálculo del tonelaje del bloque -- 12-550, se tiene las siguientes dimensiones:

Tiene una anchura máxima de 80 m. y una longitud promedio de 230 m, reduciendo su anchura mínima a 25 m, con una longitud de 220 m, con una altura promedio de 60 m. y un echado de 55° a 60° y una densidad del mineral de 2.8 ton/m<sup>3</sup>, y considerando un pilar de piso de 4.0 m. abajo del sill de explotación.

Tonelaje estimado de acuerdo a las dimensiones de este bloque se tiene:

Una superficie de:

$$80 \text{ m.} \times 230 \text{ m.} = 18,400 \text{ m}^2 \times 56 \text{ m.} = 1'030,400 \text{ m}^3$$

$$1'030,400 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ ton/m}^3 = \underline{2'885,120 \text{ ton.}}$$

Otra superficie de:

$$25 \text{ m.} \times 220 \text{ m.} = 5,500 \text{ m}^2 \times 56 \text{ m.} = 308,000 \text{ m}^3$$

$$308,000 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ ton/m}^3 = \underline{862,400 \text{ ton.}}$$



Sumando las dos superficies, se tiene; el tonelaje siguiente:

$$2'885,120 + 862,400 = \underline{3'747,520 \text{ ton.}}$$

Del cuerpo mineral del rebaje 12-550 y se le disminuirá el tonelaje dejado por pilares.

$$10 \text{ pilares } \times 6\text{m.} \times 6\text{m.} \times 56 \text{ m.} = 20,160 \text{ m}^3$$

$$20,160 \text{ m}^3 \times 2.3 \text{ ton/m}^3 = \underline{46,448 \text{ ton.}}$$

Entonces se tendrá, que realmente se minarán:

$$3'747,520 \text{ ton.} - 46,448 \text{ ton.} = \underline{3'691,072 \text{ ton.}}$$

En resumen, se hará el cálculo del costo por tonelada en base a las 3'691,072 ton. que se explotarán.

IV.4.6.14.- RESUMEN TOTAL DE COSTOS DE PREPARACION DEL NIVEL 12-550.

<u>CONCEPTO</u>	<u>TOTAL EN LA PREPARACION</u>	<u>COSTO ( M. U. )</u>	<u>POR TON.</u>
- RAMPA GENERAL DE SERVICIOS Y 6 CRUCEROS (700m, sección 5.0 X 3.5 m.)	47'899,380.56		12.98
- RAMPA DE ACCESO AL REBAJE (50m, sección 5.0 X 3.5m.)	3'421,384.33		0.93
- RAMPA DEL NIVEL DE ACARREO (200m, sección 5.0 X 3.5m)	17'514,549.97		4.75
- NIVEL DE DECARTEACION Y 4 - CRUCEROS(448.50m,sección - 5.0 X 3.5m.)	30'689,817.41		8.31
- SEIS CONTRAPOZOS DISTRIBUIDOS EN:(servicios 2,Ventilación 3 y de transferencia 1, longitud total 1168.2 m.y 7 pies de diámetro).	302'597,556.70		81.98

<u>CONCEPTO</u>	<u>COSTO ( P. N. )</u>	
	<u>TOTAL EN LA PREPARACION</u>	<u>POR TON.</u>
- FRENTE Y CRUCEROS DEL SILL (5 frentes y 2 cruceros, longitud total - 823.0m, con sección - 5.0 X 3.5 m.)	56'315,986.00	15.26
- DESEBORDE DE FRENTE Y CRUCEROS HASTA DELIMITAR EL CUERPO MINERALIZADO - (58,839.20 ton. Totales)	46'963,095.00	12.72
TOTAL	<u>505'401.770.00</u>	<u>136.93/TON.</u>
- Más un 30% de Imprevistos (1)	<u>151'626,531.00</u>	<u>41.68/TON.</u>
GRAN TOTAL	<u>657'022.301.00</u>	<u>178.61/TON.</u>

(1) El porcentaje estimado de 30% de imprevistos se consideró en función a las obras de preparación que no se calcularon, ya que se mencionan únicamente - las obras principales en la etapa de preparación - del rubro 12-550.

#### IV.4.7.- EXPLOTACION DEL REBAJE 12-550

Una vez que han sido realizadas las frentes y cruceros y efectuado el desborde correspondiente en ellos, hasta delimitar los pilares y el contorno del cuerpo mineralizado en sus dimensiones reales, se inicia propiamente la operación de tumba, para la cual se establecen zonas de trabajo, de acuerdo a las diversas concentraciones mineralógicas que presente el cuerpo mineralizado.

##### IV.4.7.1.- OPERACIONES EN EL CICLAJE

La planeación de la preparación para la explotación de la zona mineralizada, esta compuesta de 7 secciones ó áreas de trabajo — (tercios), para iniciar los ciclos de operación que consisten en: barrenación, rezagado (anclaje) y relleno hidráulico; cada sección de trabajo mide 50m. de largo y 19m. de ancho, la barrenación se hace con Upper drill (tricielo), que utiliza una barrena de 13' (3.98m.) de longitud y una inclinación de 65° en la barrenación, esta inclinación se realiza en dirección hacia la ranura que se hace al principio en cada sección de trabajo y posteriormente realizar una barrenación de empareje de cielo con máquina neumática de pierna, cuando ya ha sido realizado el corte en el área de trabajo; al mismo tiempo — que se realiza esta operación se lleva a cabo el anclaje conforme se va avanzando en el tumba.

##### IV.4.7.2.- CALCULO DEL EQUIPO PARA LA BARRENACION DE TUMBE. SE ACUERDO AL TUMBLAJE ESTIMADO EN LA PRODUCCION.

Para llevar a cabo una operación sistematizada a gran escala en este rebaje para obtener costos de producción reducidos es necesario indicar cuales serán los principios que nos conducirían para conseguir la producción planeada de 2000 ton. por día de este bloque y concientes aún así para protegernos aún más se estima que deba efectuarse con un 30% de imprevistos. para obtener un tonelaje de 2600 ton. por día. Para conseguir esta producción se tiene que

seleccionar el equipo de tumbado más conveniente y afortunadamente — cuenta con él, la Unidad San Martín, ya que se puede utilizar para la perforación triciclo ó Upper drilla y en aquellos lugares donde no sea posible emplearlos, efectuar la barrenación con máquina neumática de pierna.

Se considera que la barrenación con triciclo será de un 80% y el resto con equipo convencional. De acuerdo con los datos de operación que tiene Planeación y Control. La remoción de mineral debe pensarse en hacerse con equipo de máximo rendimiento como Scop-Trams que también tiene esta Unidad, como se dijo anteriormente debe contar con servicios de ventilación, metaleras cercanas para obtener una máxima eficiencia en este equipo y un relleno de fácil unejo como son los jales.

La Unidad cuenta con equipo de acarreo muy eficiente como camiones JDT-426 de 26 ton. de capacidad que lleva el mineral hasta el tiro San Martín para ahí mantearlo y entregarlo a la Planta de Beneficio.

#### IV.4.7.3.- TUMBADO (BARRENACION)

- Estimación de la producción diaria  
2000 ton. X 1.30 (1) = 2600 TRPD  
(1) Karzen de protección.

- Porcentaje de mineral tumbado con triciclo y máquina neumática de pierna.

2600 X 0.80 = 2080 Ton/día (triciclo)

2600 X 0.20 = 520 Ton/día (máquina neumática de pierna).

IV.4.7.4.- CALCULO DEL NUMERO DE TRICICLOS  
NECESARIOS EN LA OPERACION TRA-  
BAJANDO 2 TURNOS / DIA.

Se conoce que la productividad del triciclo es de 60 barrenos por turno, un triciclo compuesto de dos carros o plumas con una plantilla de barrenación de 1.2 X 0.70 m, y una longitud de barrena de - 13' (3.96m). Se ha estimado un porcentaje de pérdida debido al piso y al contracielo disperejo de un 5%; entonces tenemos lo siguiente:  $3.96 \times 0.05 = 0.20m$ . de pérdida. por lo cual la barrenación efectiva por viso y contracielo disperejo será de  $3.96 - 0.20 = 3.76m$ . aunado a un porcentaje de pérdida por chicoloneo de 10%, se tiene lo siguiente:  $3.76 \times 0.10 = 0.38m$ , la barrenación efectiva será igual a --  $3.76 - 0.38 = 3.38m$ . y como tiene una inclinación de  $65^\circ$ , el corte - efectivo vertical es de 3.07m. aproximadamente 3.00 m.

Entonces considerando el área de influencia de la plantilla - de barrenación de 1.2 X 0.70m, y la barrenación efectiva de 3.38m, - se tiene que cada barreno producirá:

$3.38m. \times 1.2 \times 0.7 \times 2.8 = 7.95$  ton. por barreno X 60% de la - eficiencia del equipo será igual a 5.36 ton. por barreno, ahora bien considerando el tumba con triciclo es de 2080 ton/6.36 ton. por barre no se necesitarán 327 barrenos.

Ahora obtendremos el número de puebles  $327$  barrenos/60 barre nos por turno = 5.45  $\pm$  6 puebles., y dividiendo el número de puebles - entre los turnos por día, se obtendrá que el número de triciclos re- queridos por turno para obtener la producción diaria, obteniendose - así:  $5.45$  puebles/2.0 turnos/día = 2.73 triciclos  $\pm$  3 triciclos por - turno, entonces se requieren 3 triciclos por turno para obtener la producción programada, operados por un perforista por cada triciclo o sean 6 hombres en los dos turnos.

Para la barrenación con 6 triciclos, considerando un 80% en la disposición del equipo Upper drill, en el turno de primera se barrenará con 3 triciclos, 180 barrenos con una barrenación efectiva de 3.38m. lo cual se obtendrá el siguiente tonelaje:

$$\begin{aligned}
 180 \text{ barrenos} \times 3.38 \text{ m.} &= 608.4 \text{ m.} \\
 608.4 \text{ m.} \times 0.80 &= 486.72 \text{ m.} \\
 486.72 \text{ m.} \times 1.2 \times 0.7 \text{ m.} \times 2.8 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} &= \underline{\underline{1144.76 \text{ ton.}}}
 \end{aligned}$$

y para el segundo turno se tendrá para completar el tonelaje 147 barrenos obteniendo el siguiente tonelaje:

$$\begin{aligned}
 147 \text{ barrenos} \times 3.38 \text{ m.} &= 496.86 \text{ m.} \\
 496.86 \text{ m.} \times 0.80 &= 397.49 \text{ m.} \\
 397.49 \text{ m.} \times 1.2 \text{ m.} \times 0.7 \text{ m.} \times 2.8 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} &= \underline{\underline{934.89 \text{ ton.}}}
 \end{aligned}$$

El tonelaje diario programado será:

$$1144.76 \text{ ton} + 934.89 = \underline{\underline{2079.65 \text{ ton.}}}$$

En realidad trabajando en esta forma se obtendría la producción deseada, para lograr esta producción como se dijo es necesario barrenar 327 barrenos cuando menos por día.

#### IV.4.7.5.- ESTIMACIÓN DEL COSTO EN LA BARRENACIÓN.

Upper Drill. - El cálculo de la depreciación de un Upper Drill (triciclo), podemos obtener la que a partir de su costo de adquisición, que fué en el año de 1981 de \$ 1'247,267.00 considerando una tasa de depreciación del 20% anual, y depreciación de 5 años, 300.- días laborables por año y trabajando 2 turnos por día, es de:

## 14.4.7.6.- DEPRECIACION DEL EQUIPO

Para el cálculo se considera 3 Upper drill por turno.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( M. N. ) POR TURNO
1 Upper drill (triciclo)	(5 años X 300 días/ año X 2 turnos/día = 3000 turnos)	1'247,267.00	415.75
Total			<u>415.75</u>

Costo por día = 415.75 X 6 = \$ 2494.60

Costo por ton. = 2494.60/2079.65 = \$1.19

para valor del -  
equipo en 1981.

14.4.7.6.1.- COSTO DEL EQUIPO a  
VALOR ACTUAL.

aplicando el tipo de cambio (dólar controlado) se tiene:

1'247,267.00 (1)/26.2289 (2) = 47,553.15 Dls.

47,553.15 X 780.97 (3) = \$ 37'137,583.56

( 1 ) Costo Equipo Adquisición 1981

( 2 ) Tipo de Cambio 1981

( 3 ) Tipo de Cambio 1986

La variación de precios o índice de precios en base al tipo de cambio al año 1981 a 1986 es de 29.77 veces.

1V.4.7.6.2.-DEPRECIACION DEL EQUIPO A  
VALOR ACTUAL.

Se considera 3 Upper drill por turno.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	UNITARIO	COSTO ( E. N. ) POR TURNO
1 Upper drill (triciclo)	(5000 turnos)	57'137,583,56	12,379.19
Total			<u>12,379.19</u>

Costo por día = 12,379.19 X 6 = \$ 74,275.14

Costo por ton. = 74,275.14/2079.65 = 35.71 1986

Para 6 tricilos = 35.71/ton X 6 tricilos = 214.26

1V.4.7.7.- COSTO DE LA MANO DE OBRERA  
EN LA BARRENACION.

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7° DIA	BONIF. 30% (1)	Total
Perforista Mina	2,028.70	338.12	710.04	3,076.86
Total				<u>3,076.86</u>

Costo por día = 3076.86 X 6 = 18,461.16

Costo por ton = 18,461.16/2079.65 = 8.87

Para 6 personas = 8.87/ton. X 6 personas = 53.22



- (1) La oficina de raya de San Martín paga un promedio de bonificación de 30% en las obras mineras.

#### IV.4.7.8.-COSTO DEL ACERO PARA BARRENAR

Para la barrenación se utiliza dos barrenas de 13' (3.96m) de longitud con un costo de \$ 43,997.96 cada una, la vida útil estimada de una barrena es de 250m. según el Departamento de Ingeniería Industrial.

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAS	COSTO ( U. N.) UNITARIO	POR TURNO
2 Barrenas 13' y 13' longitud	250m. vida estimada - por barrena, se barrenan 30 barrenos de 13' por turno. = 118.8m; 250m. vida útil/118.8m /turno = 2.10 turnos)	\$ 43,997.96	41,902.92
Total			<u>41,902.92</u> (1)

(1) Costo por turno de dos barrenas para un triciclo

Costo por día = \$ 41,902.92 X 6 triciclos = 251,417.52

Costo por tan. = 251,417.52/2079.65 = \$ 120.89

Costo del Acero para los 6 triciclos = \$ 725.34

#### IV.4.7.9.- COSTO DE LA MANO DE OBRA MANTENIMIENTO UPPER DRILL

La mano de obra para el mantenimiento de un Upper drill esta compuesta de una cuadrilla de 1 mecánico mina y 1 ayudante de mecánico mina, por un turno, estas dos personas se encargan del mante

nimiento triciclo, en el turno y en la reparación de las máquinas neumáticas en el taller de mantenimiento del interior de la mina, o sea se consideran cargados al mantenimiento de la barrenación.

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7 <sup>o</sup> DIA	BONIF. 15% (1)	TOTAL POR TURNO.
Mecánico Mina	2,202.90	367.15	385.50	2,955.55
Ayte.Mecánico Mina,	2,075.01	345.84	363.12	2,783.97
			Total	<u>2,779.52</u>

Costo por día = 5779.52 X 6 cuadrillas = 34,477.12

Costo por ton = 34,477.12/2079.65 = 16.55

El costo para 6 cuadrillas será = 16.55 X 6 = 99.30

#### 14.4.7.10.- COSTO DE LA TUBERÍA PARA AIRE COMPRIMIDO.

Para el tumbé en el rebaje, es conveniente calcular el costo de tubería para aire comprimido, para abastecer de aire a los triciclos, para lo cual se considera una longitud de 96.Om. para la instalación de la tubería e implementos necesarios para su ensamble.

En 96.Om. se instalan 16 tubos de 2"Ø con una longitud de - 6 m. cada uno.

CONCEPTO	CANTIDAD	UNITARIO	COSTO ( M. R. ) PARA 96.Om.	Por día.
Tubos de 2"Ø	16	6,731.32	107,701.12	215,402.24
Coples	12	440.00	5,280.00	10,560.00
Reducciones de 2" - 1"	4	228.88	915.52	1,831.04
Tapones de 1"	4	166.00	664.00	1,328.00

CONCEPTO	CANTIDAD	UNITARIO	COSTO ( M. N. ) PARA 96.0M.	POR DIA.
Tuerca Unión de 2".	1	140.28	140.28	280.56
Tuerca Unión de 1".	1	135.60	135.60	271.20
"T" de 2"	2	1,913.82	3,827.64	7,655.28
			<u>Total 118,664.16</u>	<u>237,328.32</u>

Costo por día =  $3 \times 118,664.16 \times 2 = \underline{\underline{\$ 237,328.32}}$

Costo por ton. =  $237,328.32 / 2079.65 = \underline{\underline{114.11}}$

El costo total para la tubería para aire para los 6 triciclos será  $114.11 \times 6 = \underline{\underline{\$ 684.66}}$

#### IV.4.7.11.- COSTO DE LA TUBERÍA PARA AGUA

CONCEPTO	CANTIDAD	UNITARIO	COSTO ( M. N. ) PARA 96.0M.	POR DIA.
Tubos de 1"	16	4,207.13	67,314.08	134,628.16
"T" de 1"	2	513.82	3,027.64	6,055.28
Coples de 1"	12	325.50	3,906.00	7,812.00
Tapones de 1"	4	126.80	507.20	1,014.40
Tuerca Unión 1"	2	130.21	260.42	520.84
Valvúlas con- puerta de 1"	2	3,100.00	6,200.00	12,400.00
			<u>Total 81,215.34</u>	<u>162,430.68</u>

Costo por día. =  $81,215.34 \times 2 = \underline{\underline{162,430.68}}$

Costo por ton. =  $162,430.68 / 2079.65 = \underline{\underline{78.10}}$

El costo total para la tubería para agua para los 6 triciclos será  $78.10 \times 6 = \underline{\underline{\$ 468.60}}$

## 1V.4.7.12.- COSTO DEL EQUIPO COMPRESOR

De acuerdo al inciso 1V.4.1.4.3. de la depreciación del equipo pag. 65, se tiene:

Costo por turno para 4 compresores = \$ 59,608.44/turno

Costo por día = \$ 59,608.44/turno X 2 turnos/día = \$119,216.88

Costo por ton. = \$ 119,216.88/2079.65 = 57.32

1V.4.7.13.- COSTO DE LA MANO DE OBRA  
EQUIPO COMPRESOR.

De acuerdo al inciso 1V.4.1.4.4. de costo de la Mano de Obra en operación (4 compresores) pag. 65, se tiene:

Costo por turno = \$ 4,882.75

Costo por día = 4882.75/turno X 2 Turnos/día = 9765.50

Costo por ton. = 9765.50/2079.65 = 4.69

## 1V.4.7.14.- COSTO DE ENERGIA ELÉCTRICA.

De acuerdo al inciso 1V.4.1.5.1.- del costo de 1000 Ft<sup>3</sup> de aire comprimido pag. 67, se tiene:

Costo de 100 Ft<sup>3</sup> = \$ 56.76

El tiempo de barrenación para el tumbé de un triciclo con 2 carros ó plumas es de 3 horas = 180 min.

Ft<sup>3</sup> consumidos = 2 Máquinas X 125 Ft<sup>3</sup> = 250 Ft<sup>3</sup>/min/2 máquinas  
250 ft<sup>3</sup>/min X 180 min. = 45,000 ft<sup>3</sup>/min.

Más un 15% por fugas, soplado y cargado de barrenos del total consumido por las dos máquinas.

$$45,000 \text{ ft}^3/\text{min.} \times 0.15 = \underline{5750 \text{ ft}^3/\text{min.}}$$

El consumo total de aire comprimido = 51,750 ft<sup>3</sup>/ min.

El costo por turno de 1000 Ft<sup>3</sup> de aire comprimido será:

$$51.750 \text{ ft}^3/\text{min} \times \$ 56.76 = \underline{\$ 2,937.33}$$

$$\text{Costo por día} = \$ 2,937.33 \times 6 = \underline{\$ 17,623.98}$$

$$\text{Costo por ton.} = \$ 17,623.98/2079.65 = \underline{\underline{8.47}}$$

#### 1V.4.7.15.- COSTO DE MANGUERAS

De acuerdo al inciso 1V.4.1.6 de costo de mangueras pag. 68, se tiene:

$$\text{Costo por turno} = \$ 347.62$$

$$\text{Costo por día} = \$ 347.62 \times 6 = \underline{2085.72}$$

$$\text{Costo por ton.} = 2085.72/2079.65 = \underline{\underline{\$ 1.00}}$$

IV.4.7.16.- RESUMEN DE COSTOS DE TUNEL  
EN LA BARRENACION.

CONCEPTO	COSTO ( P. N. ) POR TOM.
- Depreciación (equipo Upper drill, 6 triciclos)	214.26
- Mano de Obra (operación Upper drill, 6 hombres)	53.22
- Acero (2 barrenas de 1"Ø y 13' de longitud, para 6 Upper drill.)	725.34
- Mano de Obra (Mantenimiento equipo Upper drill, 6 cuadrillas)	99.30
- Tubería para aire comprimido (6 triciclos)	684.66
- Tubería agua (6 triciclos)	468.60
- Depreciación (equipo compresores, 4 compresores)	57.32
- Mano de Obra (equipo compresor)	4.69
- Costo de Energía Eléctrica (por aire comprimido)	8.47
- Mangueras	1.00
	<u>2.316.86</u>

1V.4.7.17.- COSTO DEL EQUIPO DE  
VOLADURA.

EXPLOSOR./Se utilizará un explosor VW-450 con un costo de - -  
\$ 1'417,000.00 adquirido en 1986 se depreciará con una tasa de depre-  
ciación de 10% anual, en 10 años con 300 días por año y 2 turnos de  
trabajo por día, es de:

CONCEPTO	FORMA DE DEPRECIAR	COSTO ( M. N.)	
		UNITARIO	POR TURNO
Explosor VW-450	(10 años X 300 días / año X 2 turnos/día = 6000 turnos)	1'417,000.00	236.16
(1)Accesorios un 23.52%	(6000 turnos)	333,278.40	55.54
			<u>Totale 291.71</u>

(1) Los accesorios son: un galvanómetro, una pila para galva-  
nómetro, una pinza para fulminantes y un juego de pilas  
para el explosor VWE-450, estimándose el costo de acceso-  
rios de 23.52% del costo del explosor.

Costo por día =  $291.71 / \text{turnos} \times 2 \text{ turnos} / \text{día} = \underline{\underline{\$ 583.42}}$

Costo por ton. =  $583.42 / 2079.65 = \underline{\underline{0.28}}$

1V.4.7.18.- CALCULO DEL EXPLOSIVO REQUERIDO  
DE ACUERDO A LA PLANICILLA DE BA-  
RRENACION.

LB = Longitud Barreno 13' (3.9624 m.)  
Lb = Longitud Bombillo 2" (0.2032m. se utilizan 2 bombi-  
llos en cada barreno).  
DE = Densidad explosivo 0.65 grs/cm<sup>3</sup> (supermexamón)  
Ø = Diámetro Barreno 38 mm. = 3.8 cm.  
LC = Longitud Columna  
LC =  $3.9624 - (0.2032) (2) = 3.556\text{m.} = 355.6 \text{ cm.}$

Para el cálculo de explosivos nos basamos en una disparada - para el rebaje 12-550 de 327 barrenos disparados por día.

Para 327 barrenos X 2.62 kg/bno 856.74 kg (carga de columna)  
de supermexaron "D"

IV.4.7.19.- CALCULO PARA LA  
CARGA BOMBILLOS

Un bombillo pesa en valor medio 0.1184 kg/bombillo de dinamita Tovex 100, como se utilizan 2 en cada barreno se tiene - - - - 0;2368 kg/2 bombillos.

Para 327 barrenos X 0.2368 kg/2 bombillos /bno. = 77.43 kg.

IV.4.7.20.- COSTO EXPLOSIVO PARA  
327 BARRENOS (carga  
procedio en 2 turnos)

MATERIAL	CANTIDAD	COSTO ( M.N. )	
		UNITARIO	TOTAL
Bombillos Dinamita Tovex	327 barrenos X 2 pig zas/bno. = 654 pzas. (0.1184 kg) 77.43Kg.	1,090.84/kg.	<u>84,463.74</u>
Supermexaron	327 barrenos (2.62 kg) 856.74 kg.	135.62/kg.	<u>116,191.07</u>
Estopin MS de 5 mts. 1 c/bno.			
25 MS	44	566.00/pza.	24,904.00
50 MS	30	597.32/ "	17,919.60
75 MS	30	641.52/ "	19,245.60
100 MS	30	633.65/ "	19,009.50
125 MS	30	646.13/ "	19,383.90
150 MS	30	636.50/ "	19,095.00



MATERIAL	CANTIDAD	COSTO ( M. n. )	
		UNITARIO	TOTAL
175 MS	30	641.00/Pza.	19,230.00
200 MS	30	653.00/ "	19,590.00
250 MS	30	648.88/ "	19,466.40
300 MS	43	685.52/ "	29,477.36
Total	327		<u>207,321.46</u>
Cable guia (duplex, ca libre 20 )	240 metros	47.36/m.	11,366.40
Alambre (conec tor No. 12 )	30 metros	173.80)m.	<u>5,214.00</u>
		Total	<u>424,556.57</u>

Costo por ton. =  $424,556.57 / 2079.65 = \underline{\underline{\$ 204.15 \text{ Ton.}}}$

IV.4.7.21.- MANO DE OBRERA EN EL CARGADO DE  
BARRENOS DE UPPER DRILL.

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7 <sup>o</sup> DIA	BONIF. 15% (1)	TOTAL POR TURNO.
1 encargado mina.	2,163.82	360.64	379.66	2,903.12
1 Perforista mina.	2,028.70	338.12	355.023	2,721.84
1 Ayte.Perf. Mina.	1,967.96	327.99	344.392	<u>2,640.34</u> 8,265.31

Se considera que dos cuadrillas de 3 hombres cada una pueden cargar un promedio de 1105.26 mts. en un día que equivale a 327 barrenos de 3.38 m. de barrenación efectiva o sea 2079.64 ton. por día.

Costo por día = 8,265.31/turno X 2 turnos /día = 16,530.62

Costo por ton. = 16,530.62/2079.65 ton. = \$ 7.94

(1) La oficina de raya ha estimado un 15% en la bonificación por este concepto, para obras mineras.

14.4.7.22.- RESUMEN DE COSTOS EN TUNEL  
POR EXPLOSIVOS.

CONCEPTO	COSTO ( M.R.) POR TON.
- Equipo para voladura (explosor)	0.28
- Explosivo (327 barrenos)	204.15
- Mano de Obra (cargado de barrenos, 2 cuadrillas)	7.94
Total	<u>212.37</u>

El costo por tonelada producida por las máquinas neumáticas para obtener un tonelaje de 520 ton. por día, no se indican ya que el Departamento de Ingeniería Industrial considera que los costos generados por este concepto son de la misma cuantía que los originados por el Upper drill.

IV.4.7.23.- COSTO ESTIMADO EN LA  
MANO DE OBRA PARA -  
ANCLAJE EN EL TUMBE.

Una vez realizado el tumbte es necesario efectuar una barreración de empareje en el cielo del rebaje, la cual no se analizará en este estudio, debido a que los costos por este concepto no son muy altos, tomando en cuenta el tonelaje del bloque.

Para llevar a cabo la operación de anclaje en forma sistematizada en el rebaje 12-550, nos basaremos en el cálculo de sus costos a partir de el "hueco" dejado por la disparada, es decir, anclar toda la superficie que se tendrá inmediatamente después de los 327 barrenos disparados. Para el anclaje de esta "zona" se requiere de 9 cuadrillas por día, formada de 5 hombres cada una; distribuidas las cuadrillas de la siguiente manera:

Cinco cuadrillas en el primer turno y 4 cuadrillas en el segundo turno; las cuales instalarán un promedio de 22 anclas por turno por una cuadrilla, de acuerdo a estudios realizados por el Departamento de Ingeniería Industrial.

Se tiene una superficie para anclar de 17.94 m. y 14.95 m. - en donde se distribuyen 196 anclas en 14 líneas por líneas separadas 1.38 m. entre líneas de anclas, y 14 líneas de anclas, separadas 1.15m. entre anclas, de acuerdo a la plantilla de anclaje diseñada para el rebaje 12-550 que se estudiará ampliamente en el capítulo V.

De acuerdo a la sección de anclaje de 1.15 X 1.38m, y a la profundidad de los barrenos de 7 pies y una densidad de la roca de 2.8 ton/m<sup>3</sup>, se tiene lo siguiente:

$$196 \text{ anclas} \times 1.15\text{m.} \times 1.38\text{m.} \times 2.13\text{m.} \times 2.8 \text{ ton/m}^3 = 1822.85 \text{ ton.}$$

Tonelaje anclado por día = 1,822.85 ton.

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7 <sup>º</sup> DIA	ZONA 15% (1)	TOTAL POR CUADRILLO
Perforista Mina	2,228.70	339.12	355.02	2,721.84
Ayto. Perf. Mina	1,967.96	327.99	344.39	2,640.34
Renegador	1,939.50	323.25	339.41	2,602.17
			Total	<u>7,964.35/una cuadrilla</u>

Costo por día = 9 cuadrillas x 37,964.35/cuadrilla = 371,679.15

Costo por ton. = \$ 71,679.15/1822.85 ton. = 39.32

IV.4.7.24.- COSTO ESTIMADO EN LOS MATERIALES  
PARA 196 ANCLAS.

Se utilizará en el anclaje varilla corrugada de 5/8" de diámetro y 7 pies de longitud cuyo peso específico de la varilla es de 3.72 kg. para una longitud de 2.13m. se tiene una recuperación del 50% es decir, se vuelve a utilizar una vez más para este fin, el cemento se inyecta en el barrero que anclada a 3.57 kg. en cada ancla, el barrero será de 1.5" el costo estimado se indica a continuación:

CONCEPTO	CANTIDAD	COSTO (u. l.) para 196 ANCLAS.
Varilla 5/8"	196 anclas x 3.72 kg/trazo /Ancla x 3280.35/trazo.	124,128.20
Cemento	196 anclas x 3.57 kg/ancla x 3 45.04/kg.	<u>31,918.32</u>
	Total	225,643.58

Costo por ton. = 225,643.58/1,822.85 ton = 123.77

IV.4.7.25.- RESUMEN DEL COSTO DE ANCLAJE  
EN EL TUBO.

152

CONCEPTO	COSTO ( M. N. ) POR TON.
- Mano de Obra (en el anclaje, para 9 cuadrillas)	39.32
- Materiales (varilla, cemento, para 196 anclas)	<u>123.78</u>
Total	<u><u>163.10</u></u>

IV.4.7.26.- RESUMEN TOTAL DE COSTOS DE LA  
BARRENACION Y ANCLAJE.

CONCEPTO	COSTO ( M. N. ) POR TON.
- Barrenación	2,316.86
- Explosivos	212.37
- Anclaje	<u>163.10</u>
Total	<u><u>2,692.33</u></u>

IV.4.7.27.- ESTIMACION DEL COSTO  
POR ACARREO.

Este costo por ton. será el mismo que se obtuvo para el rezgado en la rampa general de servicios, debido a que está en función de los mismos parámetros que se obtuvieron:

CONCEPTO	COSTO ( M. U.) POR TON.
rezagado	269.50
Total	<u>269.50</u>

Se concluye lo siguiente, que el costo por ton. tumbada y - rezagada será :

IV.4.7.28.- RESUMEN DEL COSTO ESTIMADO  
EN TORRE, ANCLAJE Y ACARREO.

CONCEPTO	COSTO ( M. U.) POR TON.
- Barrenación y Explotación	2,529.23
- Anclaje	163.10
- Rezagado	<u>269.50</u>
Total	<u>2,961.83</u>

IV.4.7.29.- RELIEVO HIDRÁULICO

Para evaluar esta fase de la operación, partiremos desde el momento en que es rezagado el primer corte, para poder recuperar - el último corte del rebaje futuro, es decir, que - - - - -

se iniciará en el nivel inferior a este rebaje 12-550, es necesario construir una losa de concreto en el piso del rebaje, esa losa soportará el relleno de jales y permitirá, como ya se dijo, explotar el rebaje inferior y el pilar de piso del rebaje 12-550.

**IV.4.7.30.- COSTO ESTIMADO DE LA LOSA DE PISO POR MATERIALES.**

De acuerdo a la superficie obtenida para el rebaje 12-550 en el sill de explotación se estimó que se requerirán 23,540 m<sup>2</sup> de mallacero y 2500 ton. de cemento gris.

CANTIDAD	UNIDAD	COSTO ( h. n. ) TOTAL
23,540 m <sup>2</sup> mallacero	2,565.00/m <sup>2</sup>	60'380,100.00
2,500 ton cemento.	45.04/kg.	112'600,000.00
		<u>172'980,100.00</u>
Más un 15% en la Mano de Obra (1)		25'947,015.00
		<u><u>198'927,115.00</u></u>

(1) El departamento de Ingeniería Industrial estimó un 15% - del total de materiales por concepto de Mano de Obra.

Costo por ton. = \$ 198'927,115.00/3'954,720 ton = \$ 50.30

**IV.4.7.31.- COSTO ESTIMADO EN LA MANO DE OBRA PARA RE LLENO.**

El personal necesario para todo el manejo de relleno se considera en 9 hombres por turno y trabajando 3 turnos por día para te

ner un ritmo de producción para el rebaje 12-550 de 2600 ton. por -  
dfa, se obtiene el siguiente costo por ton:

CATEGORIA	SALARIO DIARIO	7 <sup>o</sup> DIA	BONIF. 15% (1)	TOTAL POR TURNO	
1 Sotaminero	2,459.45	406.58	426.90	3,272.94	3,272.94
1 Adenador	2,028.70	338.12	355.02	2,721.84	2,721.84
1 Ayte. de Ade- mador.	1,967.96	327.99	344.39	2,640.34	2,640.34
6 Rezagador	1,939.50	323.25	339.41	2,602.16	15,612.97
				Total	<u>24,248.09</u>

Costo por dfa = 24,248.09/turno X 3 turnos/dfa = 372,744.27

Costo por ton. = 372,744.27/2600 ton. = 142.98

1V.4.7.32.- RESUMEN COSTO ESTIMADO  
EN MELLERAC.

CONCEPTO	COSTO ( M. n. ) POR TON.
Materiales	50.30
Mano de Obra	<u>27.98</u>
	<u>78.28</u>



14.4.7.33.- RESUMEN COSTO TOTAL  
ESTIMADO EN LA ETA-  
PA DE EXPLOTACION.

CONCEPTO	COSTO ( N. L.) POR TON.
Barrenación	2,316.86
Disparo	212.37
Anclaje	163.10
Rezagado	269.50
Relleno	78.28
	<u>\$ 3,040.11</u>
(1) Más 30% de Impre- vistos.	<u>\$ 912.03</u>
	<u>\$ 3,952.14</u>

- (1) El porcentaje esti-  
mado de 30% de impre-  
vistos se consideró  
en función de costos  
no obtenidos en las  
diferentes etapas de  
explotación para el -  
rebaje 12-550.

RESUMEN DEL ESTUDIO DE  
LA PRESENTE Tesis.

El objetivo principal de este estudio fué señalar todas las etapas mineras que fueron necesarias realizar en el desarrollo, -- preparación y explotación del rebaje 12-550, así como el cálculo o estimación de sus costos directos.

Ya que no fué el objetivo fundamental de esta Tesis señalar los costos indirectos necesarios para el disfrute de este rebaje, -- por información del departamento de Planeación y Control estos costos indirectos lo estiman en un 40% del costo directo de explotación.

Los resúmenes de costos a valor actual a los que se llegaron en el sistema de explotación de Corte y Relleno Hidráulico con Jales y Pilares Esbeltos fueron los siguientes:

-El costo en la preparación es de:	178.01 /ton.
-El costo en la explotación es de:	3,952.14 /ton.
-los costos indirectos son 40% de los costos directos = 4,130.15 - es de:	1,652.06 /ton.
-El costo del tratamiento en la - Planta de Beneficio (1) es de:	<u>2,100.00 /ton.</u>
GRAN TOTAL	<u>\$ 7,882.21 /ton.</u>

(1) Información proporcionada por el Departamento de Planeación y Control.

Por lo anteriormente señalado y aunado a las ventajas que -- tiene el sistema de explotación creemos que es el sistema de explotación más adecuado para grandes volúmenes de mineral como es el -- cuerpo de San Martín, Zac.

## CAPITULO No. V.

SISTEMAS DE REFORZAMIENTO BASADOS EN LOS ESTUDIOS DE  
MECANICA DE ROCAS PARA EL BLOQUE 12-550.

## V.1.- GENERALIDADES

La compañía I.M.V.S.A. de C.V., cuenta con un centro de capacitación de Investigaciones en Mecánica de Rocas, la cual entre sus objetivos es la de estudiar los diferentes sistemas de explotación aplicados en las unidades que tienen en operación, con la finalidad de establecer los principios de esta ciencia que es la Mecánica de Rocas; para la Mina de San Martín especialmente se hizo un estudio minucioso con el objeto de explotar todo el yacimiento mineral, no como se hacia anteriormente, el de explotar aquellas zonas y/o vetas con mineral rico, en donde el tamaño de excavación es reducido y no es necesario ampliarse y llegar al límite en donde la abertura sea demasiado grande y llegar a rebasar los límites elásticos de la roca con predominancia a la ruptura a la tensión.

Al considerar la explotación del bloque 12-550, en donde hay vetas mesotermales é hipotermales y cuerpos de reemplazamiento metasomático formando un gran cuerno mineralizado en tactitas, en la zona mineralizada, para este rebaje se tiene ancho medio de 80 mts. y un largo de 230 mts, es obvio que no hay una roca resistente para efectuar una excavación de este tamaño, para recuperar el 100% del mineral, por lo cual es necesario buscar la solución empleando conceptos de Mecánica de Rocas. Como no es posible hacer este tipo de excavaciones, se vió la posibilidad de dejar pilares, para lo cual se tenía varias soluciones.

La primera, de explotar una zona con corte y relleno y efectuando una excavación de 15 a 20 metros de ancho y largo hasta los límites transversales del cuerpo mineralizado y dejar un pilar de --

las mismas dimensiones y efectuar nuevamente otra excavación, lo que se dejaría más del 50% del mineral del yacimiento; aunado, también - en considerar que se tendrían que dejar "Caballos de Tepetate" que - se pudieran encontrar al realizarse las excavaciones, debido a la -- distribución de los valores del cuerpo mineralizado, se buscaron o-- tras alternativas, llegándose a concluir que el sistema de explotación más conveniente para la mina de San Martín era el de Corte y Relleno Hidráulico con Jales y dejando pilares verticales uniformemente distribuidos de acuerdo a una plantilla de pilares perfectamente diseñado su distribución, teniendo la facilidad que estos pilares -- pueden incrementarse en número, en el caso de ampliarse la zona mineralizada y reducirse si la zona mineralizada tuviera un ancho de 30 mts. aproximadamente sin dejar pilares, pero si la zona mineralizada comienza a ampliarse se desplantarían nuevamente pilares uniformemente distribuidos para no permitir una excavación muy ancha en ambos sentidos.

Como los pilares se diseñaron verticalmente y la zona mineralizada tiene una inclinación de  $60^{\circ}$ , se puede iniciar el pilar en el - bajo ó cercano a el hasta llegar al alto en los cortes superiores, - desapareciendo este pilar pero ubicando otro ú otros que sigan la -- misma plantilla de pilares ya diseñada.

Las dimensiones de los pilares se pueden calcular de acuerdo con las técnicas fijadas en mecánica de rocas.

Estas técnicas están basadas en las propiedades geomecánicas de la roca, cabe hacer mención que las clasificaciones Ingenieriles de las rocas están basadas a su vez en sus propiedades como son: la resistencia a la compresión simple y el módulo de elasticidad; también se involucran algunas características más como la mineralogía, textura y estructura que presentan las rocas, así como su distribución litológica.

Estas características litológicas se pueden obtener de una clasificación de las rocas in situ obtenidas de los núcleos o testigos - de los barrenos de diamante, que sirvieron para conocer y cuantificar las reservas del yacimiento de San Martín, se basa esta técnica de estudiar el RQD (Rock Quality Designation) en los barrenos de diamante dados desde el nivel 8 hasta el nivel 12, cubriendo la zona donde se encuentra el rebaje 12-550.

#### V.2.- ESTUDIO DE RQD (indicación de la calidad de la roca)

El estudio de R Q D ( ROCK QUALITY DESIGNATION), es indicar la calidad de la roca y se basa en el procedimiento de la recuperación - que se tiene del testigo ( Core), la cual es función indirecta de el número de fracturas ó la cantidad de roca suelta ó alterada que se corta al sacar los testigos de una muestra de la masa rocosa, esta medida se logra suando la longitud total recuperada del testigo, pero -- contando solo las piezas de tamaño de 4" (10 cm) o mayores que no estén fuertemente alteradas, y suando esta longitud del núcleo recuperado; el resto del testigo o del núcleo no recuperado o alterado, no se cuenta como longitud recuperada, y es la que nos señala la debilidad ó alteración de la roca cortada.

#### Ejemplo:

Si se barrenan de 60 a 120 m. promedio en cada perforación para obtener los núcleos o testigos que sirven para el estudio de R Q D para el rebaje 12-550, el R Q D promedio obtenido fué el siguiente:

Longitud perforada	= 90.00 m. por barreno
recuperado	= 69.30 m. por barreno
R Q D =	$69.30/90.00 = 77\%$

La calificación de la roca se obtiene consultando el cuadro sinóptico de la determinación y calificación del R Q D donde se determina la calidad de la roca, cortada en el barreno, se obtiene lo siguiente:

## V.2.1.- CUADRO SINOPTICO DEL RQD

DETERMINACION DEL RQD (% de recuperación del testigo)	CALIDAD
0-25	MUY POBRE
25-50	POBRE
50-75	REGULAR
75-90	BUENA
90-100	EXCELENTE

Basandonos en el cuadro sinóptico anterior del RQD, el cual nos indica que para un 77%, la calidad de la roca para el rebaje - 12-550 es buena porque esta recuperando entre el 75 al 90%.

Otro de los estudios en donde nos indica la clasificación Ingenieril de la roca, basandose en un importante propiedad de ella, que es la resistencia a la compresión simple o uniaxial, se muestra a continuación.

## V.3.- CLASIFICACION INGENIERIL DE LA ROCA

CLASE	DESCRIPCION	RESISTENCIA A LA COMPRESION - SIMPLE O UNIAXIAL.		
A	RESISTENCIA MUY ALTA	Sobre	2250	Kg/cm <sup>2</sup>
B	RESISTENCIA ALTA	1120	- 2250	Kg/cm <sup>2</sup>
C	RESISTENCIA MEDIA	560	- 1120	Kg/cm <sup>2</sup>
D	RESISTENCIA BAJA	280	- 560	Kg/cm <sup>2</sup>
E	RESISTENCIA MUY BAJA	Menos de	280	Kg/cm <sup>2</sup>

El valor medio obtenido del estudio realizado en la clasificación de los testigos o núcleos, se pudo obtener que nuestra roca tiene una resistencia a la compresión simple o uniaxial de  $2000 \text{ Kg/cm}^2$ , - que puede considerarse de una resistencia alta.

Ya determinadas las propiedades de la roca para el rebaje -- 12-550, se puede calcular cuales serán las dimensiones que tendrán -- los pilares y la separación o luz entre ellos, de acuerdo a sus características físicas y litológicas.

#### V.4.- CALCULO DE LA SEPARACION O LUZ ENTRE PILARES

Para la obtención de la separación o luz entre pilares es, necesaria la siguiente información:

Ta = Módulo de ruptura (5835.7 ton/m<sup>2</sup>)

t = Tamaño máximo de "caídos" de rocas del cielo o techo de los rebajes abiertos ( 1.20 m.)

Fs = Factor de seguridad de acuerdo a criterios de diseño del Departamento de Mecánica de Rocas ( Fs 8.0)

Pe = Peso específico (2.8 Ton/m<sup>3</sup>)

Ls = Separación o luz entre pilares

Para obtener esta separación se aplica la siguiente fórmula:

$$Ls = \left[ \frac{2 \text{ Ta } t}{Fs \text{ Pe.}} \right]^{1/2} \quad Ls = \left[ \frac{(2) (5835.7) (1.20)}{(8.0) (2.8)} \right]^{1/2}$$

$$[625]^{1/2} = \underline{\underline{25.01 \text{ m}}}$$

Se obtiene una separación ó luz entre pilares de 25.0 m. de centro a centro para el rebaje 12-550, en ambos sentidos. Ahora tenemos que conocer de que tamaño serán los pilares:

#### V.5.- CALCULO DE LAS DIMENSIONES DE LOS PILARES PARA EL REBAJE 12-550 DE ACUERDO CON LOS CRITERIOS DE MECANICA DE ROCAS.

Para el diseño de pilares, se usará el método llamado "Diseño

de pilares en rocas masivas por el método de tres dimensiones", el cual se basa en la resistencia a la compresión de la roca.

La separación entre cada pilar es de 25.0 m. de centro a centro y la estabilidad de los pilares dependerá que el factor de seguridad (  $F_s$  ) se encuentre dentro de un rango establecido.

Este factor de seguridad según el Departamento Central de Mecánica de Rocas deberá estar entre el rango de  $[0.8 < F_s < 1.0]$ .

Para obtener las dimensiones de los pilares es necesario tener la siguiente información, esta se valúa en base a planos topográficos de curvas de nivel en superficie, secciones geológicas y secciones del rebaje 12-550 en donde se desplantarán los pilares diseñados, la cual es básica para el cálculo de pilares, es conveniente indicar que la sección del pilar se tomará en un principio arbitrariamente y reduciéndose hasta llegar a la sección del pilar que cumpla con el factor de seguridad en el rango establecido.

#### V.5.1.- INFORMACION REQUERIDA

$P_e$  = Peso específico de la roca (2.8 Ton/m<sup>3</sup>)  
 $H_p$  = Altura promedio pilar (80m. de nivel a nivel)

La resistencia a compresión simple se obtuvo, en base a una gran cantidad de muestras que se sometieron a pruebas para la determinación de la resistencia a compresión simple, obteniendo:

$C_c$  = Resistencia a compresión simple (2000 Kg/cm<sup>2</sup>)  
 $h$  = Profundidad desde donde se desplantará el rebaje hasta superficie. (410 m.)

El área total estará en función de el área obtenida del claro (en este caso  $25 \times 25 = 625m^2$ ), entre 2 pilares, o también conociéndose como el área tributaria (área de influencia) que tendrá un pilar.



Area total (At) = Area Tumba (Atu) + Area Pilar (Ap)

Atu = 25 X 25 = 625m<sup>2</sup>; Ap = a un pilar X sección transversal del pilar.

Area del pilar (Ap) = un pilar X sección transversal del pilar  
1 X 6 X 6 = 36m<sup>2</sup>.

Se aplicarán las fórmulas siguientes (propuestas por los investigadores J.Parker, Holland, Cleland y Singh).

Sv = Psh	kg/cm <sup>2</sup>
Sp = Sv X At/Ap	kg/cm <sup>2</sup>
R = 1 - Ap/At	%
Cp = Co [0.778 + 0.222 (Wp/Hp)]	kg/cm <sup>2</sup>
Fs = Cp/Sp	Adimensional.

Donde:

Sv = Esfuerzo vertical  
 Sp = Esfuerzo promedio sobre pilares  
 R = % de recuperación  
 Cp = Resistencia de los pilares o compresión  
 Wp = Ancho pilar  
 Hp = Altura pilar  
 Fs = Factor de seguridad

El diseño de los pilares, se definió como un pilar esbelto - (Post Pillar) como una columna de roca, expuesto por sus cuatro lados y diseñado para fallar, de tal manera que la ruptura ocurrirá 3 cortes abajo del piso de explotación, es decir abajo de la línea de relleno, en el caso de fallar, el relleno nos ayudará para la seguridad del rebaje.

En la práctica el diseño de pilares puede reducirse a una evaluación real de un factor de seguridad, el cual se puede definir por la resistencia de los pilares a compresión entre el esfuerzo promedio sobre los pilares, expresandose como:

$$F_s = C_p / S_p$$

Generalmente la estabilidad del pilar puede especificarse como:

$$F_s < 0.8 \quad \text{indica una estructura inestable.}$$

$$\text{si } 0.8 \leq F_s \leq 1.0 \quad \text{indica una estructura estable.}$$

En base a un gran número de muestras de núcleos se hicieron pruebas de las propiedades de la roca para determinar la resistencia a compresión simple o uniaxial de la roca, como anteriormente se indicó.

El esfuerzo vertical esta en función de la altura donde se desplantarán los pilares y el peso específico de la roca. la cual se indica:

$$S_v = \gamma_e h$$

Al minar una área cercana a un pilar de cierta medida y una alta proporción de extracción, el esfuerzo promedio sobre pilares -- puede indicarse de la siguiente manera:

$$S_p = S_v (A_t / A_p)$$

Para el rebaje 12-550 se determinó después de varios tanteos que el tamaño en el diseño del pilar fuera de 6.0m, de lado por lado separados 25.0m. de centro a centro desplantandose en el sill del rebaje 12-550 a una elevación de 2245 m.s.n.m.

Para comprobar si estuvimos dentro de las normas del factor -- de seguridad se procedió a realizar el cálculo respectivo:

#### V.5.2.- CALCULO DE LOS PILARES

##### CALCULOS

$$S_v = 410 \times 10^2 \times 0.0028 = 114.8 \quad \text{kg/cm}^2$$

$$\begin{aligned}
 Sp &= 114.8 \times (625 \times 10^4 / 36 \times 10^4) = 1993.05 \text{ kg/cm}^2 \\
 Cp &= 2000 [0.778 + 0.222 (6.0 \times 10^2 / 60 \times 10^2)] = 1600.4 \text{ kg/cm}^2 \\
 R &= 1 - 36/625 = 0.9424 \times 100 = 94.24\% \\
 Fs &= 1600.4 / 1993.05 = 0.803 \\
 &[0.8 \leq Fs \leq 1.0]
 \end{aligned}$$

Estuvo correcto porque está dentro de los límites permitidos como puede observarse.

RESUMEN: para el rebaje 12-550 se tendrá una separación entre pilares de 25.00 m. de centro a centro y una sección transversal del pilar de 6.0m. y un factor de seguridad obtenido de 0.803, el cual - indica una estructura estable.

Aunque ya tenemos bases técnicas en la separación de pilares y escuadría de ostos, conocemos que el yacimiento de San Martín es - muy variable en sus características estructurales y para trabajar - con mayor seguridad y efectividad en el caso de llegar a ese tipo - de zonas debilitadas era conveniente anclar todo el yacimiento an- tes de su tumbé, por lo tanto para completar este requisito, a con- tinuación se procede a conocer la distribución de las anclas y el - acero necesario para soportar el techo.

#### V.6.- CALCULO DE LA PLANTILLA DE ANCLAJE Y SU DISTRIBUCION EN EL CIELO DEL REBAJE 12-550.

Esta plantilla comprenderá el área entre los pilares de una separación de 25m. de centro a centro en ambos sentidos, para ello se requiere la siguiente información:

- Pe = Peso específico de la roca (2.8 ton/m<sup>3</sup>)
- Y = Espesor promedio de los caídos del cielo ( 1.2 m.)
- X = Ancho del rebaje (panel) (25 m)
- Z = Longitud del rebaje (panel) ( 25 m)
- L = Longitud de anclas ( 7 pies)

En base a la experiencia que se ha tenido en la separación de anclas y líneas de anclas para la Mina de San Martín, y especialmente para el rebaje 12-550, se propuso que el número de anclas por línea propuesto fuera 21 y el número de líneas por panel fuera 17 basados en estudios hechos en los rebajes, existentes en la mina San Martín.

$N1 = \text{Número de anclas por línea propuesto} \quad (N1 + 21)$

$N2 = \text{Número de líneas por panel propuesto} \quad (N2 + 17)$

#### V.6.1.- ESFUERZO A TENSIÓN DE LAS ANCLAS ( $Wb$ )

Para la determinación del esfuerzo a tensión de las anclas, se basa en el efecto de suspensión de las rocas, el cual esta en relación al esfuerzo de cedencia del acero estructural empleado en la Unidad San Martín (varilla corrugada de 5/8"Ø), se aplica el esfuerzo a tensión de las anclas obtenido en la carta para diseño (mostrada al final del cálculo, Plano No. ) de anclas para obtener el factor de Reforzamiento, el cual se calcula con la siguiente fórmula:

$$Wb = \frac{Pe \times YZ}{(N1 - 1)(N2 - 2)} = Wb \quad (\text{TON.})$$

Sustituyendo valores, se tiene:

$$Wb = \frac{(2.8) (25) (1.2) (25)}{(21 - 1) (17 - 1)} = \frac{2100}{396} = 5.3035 \text{ TONS.} = 5303 \text{ kg.}$$

$$Wb = \frac{5303.03}{0.4535} = 11,693.56 \text{ lb.}$$

#### V.6.2.- ESPACIAMIENTO ENTRE ANCLAS.

El espaciamiento entre anclas y entre líneas obtenidos fueron calculados como sigue, se comparó con los llevados a cabo por la experiencia en otros rebajes y concluyéndose que no había una diferencia notoria.

$$E_1 = \frac{X}{(N_1 + 1)} = \frac{25}{(21 + 1)} = 1.13m. \quad X \quad \frac{1 \text{ Ft}}{.3048m} = 3.71 \text{ Ft}$$

### V.6.3.- ESPACIAMIENTO ENTRE LINEAS DE ANCLAJE

$$E_2 = \frac{Z}{(N_2 + 1)} = \frac{25}{(17 + 1)} = 1.38m. \quad X \quad \frac{1 \text{ Ft}}{.3048m} = 4.53 \text{ Ft}$$

Una vez obtenidos el valor de la tensión de las anclas ( $W_b$ ) - y la separación o espaciamiento entre anclas y entre líneas de anclas, se obtendrá el factor de reforzamiento, el cual nos indicará - si el diseño es el apropiado o no para el anclaje del rebaje 12-550.

El factor de reforzamiento se obtiene llevando estos datos a la carta para diseño de anclas, donde se obtendrá este factor que deberá ser mayor de 1.5 (de acuerdo con criterios de diseño) para considerarse dentro de un diseño para trabajar con una mayor seguridad.

Como se observa en la carta para diseño de anclas por efectos de fricción (del libro Rock Bolting pag. 70) se obtiene un factor de reforzamiento de 1.53 que es mayor de 1.50. (Plano No. 19.)

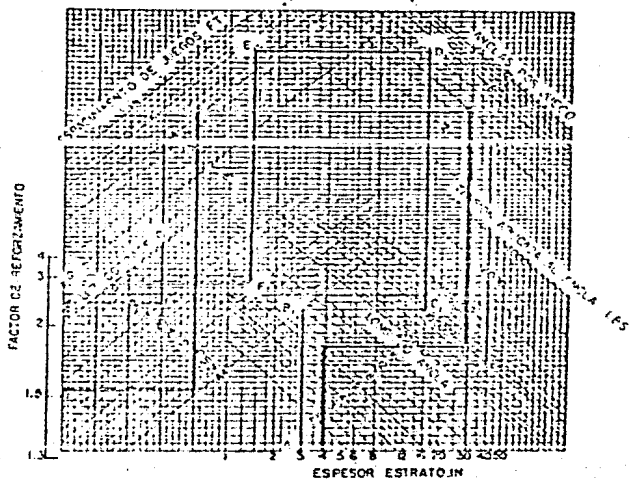
Por lo cual se comprueba que estuvo correcto y es mayor del - lfmite permitido.

RESUMEN.- Se concluye que para una sección del rebaje de 25m. de ancho por 25m. de longitud, se puede instalar anclas de 7 pies de longitud con una separación entre anclas de 1.13 m. y separación entre líneas de anclas de 1.38m. con un factor de reforzamiento de - - 1.53 mayor de 1.50 el cual nos indica que el diseño propuesto es - el adecuado, para las condiciones estructurales del rebaje 12-550.

## V.7.- OBSERVACIONES

Cabe hacer mención, que al diseñar una plantilla de anclaje, se pretende establecer un sistema de explotación más eficaz y más seguro, porque la experiencia y observación del cielo del rebaje 12-550 se ha visto que no es una roca homogénea, por lo cual cambia de una zona a otra las características y con ello sus parámetros, y no vamos a exponer al personal y equipo a que sufran accidentes, si no se lleva una supervisión más estrecha. Con el anclaje estandarizamos el procedimiento, mayor seguridad y continuidad en los trabajos de explotación.

El objetivo principal de este capítulo fué el de mostrar aspectos prácticos y consideraciones de la técnica de Mecánica de Rocas aplicada a los sistemas de reforzamiento de excavaciones mineras mediante pilares naturales y en una plantilla de anclaje que de seguridad, no se pretendió incursionar a los aspectos teóricos de las fórmulas indicadas y solamente el suscrito muestra los resultados de campo, que han permitido la explotación segura de un yacimiento mineral de baja ley, aprovechando equipo de mayor rendimiento para reducir costos y principalmente aprovechar al máximo un recurso mineral no renovable.



FACTOR DE REFORZAMIENTO OBTENIDO 1.53

U	FACULTAD DE INGENIERIA	
N	CARTA PARA DISEÑO DE ANCLAS POR EFECTOS DE FRICCIÓN	
A	MORENO GUILLEN	TESIS PROFESIONAL
M	J. J. GUILTERMO	
	SIN ESCALA	PLANO No. 19

## CAPITULO VI

REVISION Y JUSTIFICACION DEL EQUIPO Y DE LOS PARAMETROS DE LA NUEVA PLANTA DE BENEFICIO DE CAPACIDAD 4400 - TON/ 24 HRS.

## VI.1.- GENERALIDADES

El mineral proveniente de la mina es manteado por medio de 2 skips de capacidad de 10 toneladas del tiro San Martín, este mineral va a una tolva de gruesos (5"), con dos alimentadores vibrato-- rios transportandose el mineral a la sección de trituración de la - Planta de beneficio, por medio de una banda transportadora de 36" - del tipo de montaje suspendido, localizada en el interior del socavón San Martín, y fuera de este socavón San Martín está suspendida en bastidores de fierro los cuales se construyeron ex profeso hasta llegar a dos tolvas de gruesos de 800 LM cada una de la Planta de - Beneficio de 4400 TMPD.

El transportador de gruesos tiene las siguientes caracteris-- ticas:

Capacidad	410 TMPH
Ancho	36" con rodillos de 35", longitud c. a c. de las poleas 408 m.
Desnivel	28.7m.
Velocidad	275 p.p.m. (pies por minuto)
Potencia	125 HP

En esta banda existe un separador magnético para que todos - los fragmentos metálicos, varillas, clavos, etc. provenientes de la mina no pasen a las quebradoras porque podrían dañarlas, con las - siguientes características:

Marca	ERIEZ
Modelo	Tipo ELECTRO MAGNETICO MOD. 75B con charola de 30" X 48".
Capacidad	VARIABLE DE 150 A 200 TMPH.



## VI.2.- CRITERIOS DE DISEÑO

La Planta de Beneficio tiene una capacidad de 4400 toneladas métricas diarias y tiene un tiempo de operación de 25 días por mes, parando los lunes para realizar el mantenimiento preventivo, por lo cual, operará 6 días a la semana.

Estará compuesta por las siguientes secciones:

- a) Trituración
- b) Molienda
- c) Flotación
- d) Filtrado y secado
- e) Recuperación de agua

Las leyes de los minerales que se están tratando son:

Ag	.113	grs/ton.
Pb	0.32	%
Cu	0.96	%
Zn	4.62	%
Fe	11.81	%

El departamento de Geología estimó obtener las siguientes -- leyes en el mineral:

Leyes.	Decremento o incremento obtenido en base a leyes de Planta (%).
Ag 130 grs/ton.	- 17.1
Pb 0.15 %	+146.2
Cu 1.13 %	- 15.0
Zn 5.05 %	- 8.5
Fe 14.4 %	- 17.9

Salvo la ley del plomo que tuvo un incremento de +146.2%, - las demás leyes se han reducido de un 17.9 a un 8.5%, por lo que el

mineral fué cubicado con apreciación del geólogo y no está incluida la dilución del mineral que siempre sucede, aunque podemos reducirla al mínimo porque el sistema de Explotación elegido, es selectivo pero en ocasiones habrá diluciones porque existe "carga" que no es posible tumbarla por la posición fija de los pilares, ya que se encuentran uniformemente distribuidos en todo el cuerpo mineralizado.

#### VI.2.1.- CONCENTRADOS A OBTENER.

Debido a que los minerales tienen Ag, Pb, Cu, Zn y Fe, se obtendrán concentrado de Cu-Pb y concentrado de Zn, en caso necesario se pensó posteriormente en la separación del concentrado de Cu-Pb, en obtener un concentrado de Pb y un concentrado de Cu, además si existen valores, principalmente Ag en las piritas, pirrotitas y arsenopiritas (% de Fe) etc. se obtendrá cuando sea económico concentrado de Fe.

#### VI.2.2.- BALANCE METALURGICO

La Planta de Beneficio de 4400 TMPD ya está en operación y en 4 meses se obtuvo el siguiente Balance Metalúrgico.

PRODUCTO	BALANCE								METALURGICO					
	P B U		LEYES				CONTENIDOS				RECUPERACIONES			
	Ton	(%)	(gr/ton)	(%)			(kg)	(TON)			(%)			
		Ag	Pb	Cu	Zn	Ag.	Pb	Cu	Zn	Ag.	Pb	Cu	Zn	
CALEZAS	117,886.6	100	113	.32	.96	4.62	13,321.19	277.24	1,131.71	5,446.35	100	100	100	100
CONC. DE Cu - Pb	4,276.4	5.67	1500	5.21	19.00	10.68	8,415.56	248.45	812.45	456.71	63.17	65.86	71.79	8.25
CONC. DE Zn	7,091.5	8.01	108	0.26	0.91	24.00	765.88	18.44	64.54	3,829.42	5.75	4.89	5.70	70.21
COLAS	106,511.9	90.36	59	0.10	0.24	1.09	4,139.75	110.35	254.69	1,160.22	31.08	29.25	22.51	21.21

## VI.2.3.- CALIDAD DE LOS CONCENTRADOS

Las leyes de los concentrados obtenidos de cobre y zinc como lo muestra el Balance Metalúrgico, son:

<u>CONCENTRADO</u>	<u>L E Y E S</u>			
	(gr/ton)		(%)	
	Ag	Pb	Cu	Zn
COBRE-PLOMO	1968	5.81	19.00	10.68
ZINC	108	0.26	0.91	54.00

Se está desperdiciando Zn en el concentrado de Cobre que se espera en un futuro, se deprima y se recupere en el concentrado de Zinc.

VI.2.4.-RECUPERACIONES (%) y RELACION DE CONCENTRACION (R.C.)

Las recuperaciones y su relación de concentración de los concentrados de cobre y zinc son las siguientes:

<u>CONCENTRADO</u>	<u>L E Y E S</u>				
	(gr/ton)		(%)		
	Ag	Pb	Cu	Zn	R.C.
COBRE-PLOMO	63.17	65.86	71.79	8.38	27.568:1
ZINC	5.75	4.89	5.70	70.31	16.623:1

## OBSERVACIONES:

Cabe hacer mención que el balance metalúrgico se observa que se van en las colas, valores de plata con una ley de 38.864 gr/ton, aunque al parecer buena, pero la recuperación es baja de 63.17% de Plata en el concentrado de Cobre-Plomo.

### VI.3.- PLANTA DE TRITURACION

De las 2 tolvas de 800 TM cada una de mineral grueso, el mineral de 5" se envía a través de una banda transportadora de 36" y descarga a una criba vibratoria (5' X 16' doble cama) el producto de --5" a 3/4", se va a una trituradora secundaria (de cono 5<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" $\phi$  cabeza standar cerrada 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>"); el mineral cribado de -3/4" se recoge con una banda transportadora de 42", en esta misma banda se recibe el -- mineral triturado de 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" proveniente de la trituradora secundaria, citada anteriormente.

El mineral es transportado a una "tolva de mineral intermedio" de capacidad viva 360 ton; la cual tiene dos descargas y envía el -- mineral a dos cribas vibratorias; la primera criba vibratoria (8' X 20' doble cama con telas de 1" X 1" de la de arriba y de 1/2" X 1/2" la de abajo), el producto de -1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" a 1/2" se envía a una trituradora terciaria (de cono 7" $\phi$  cabeza corta cerrada 3/8") donde se quiebra el mineral de a -1/2" y la segunda criba vibratoria (de 5' X 16' doble cama, la de arriba de 1" X 1" y la de abajo de 1/2" X 1/2"), - el mineral de -1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" a 1/2" se envía a otra trituradora terciaria (de cono 5<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" $\phi$  cabeza corta cerrada 3/8"), donde se tritura el mineral a -1/2"; estos productos se recogen y se envían directamente a la banda transportadora de 42" que viene de la trituradora secundaria y se envía a la tolva de mineral intermedio para realizarse el ciclo cerrado; y el producto obtenido de las 2 cribas secundarias de -1/2" se envía a una banda transportadora de 36", la cual descarga - directamente a una banda reversible para descargar, indistintamente a dos silos de finos de capacidad 3250 TM.

Los dos silos cuentan con dos descargas, cada uno, por lo que envía el producto a 4 alimentadores de banda de 30" para alimentar, cuando se requiera al molino 1 ó al molino 2 indistintamente.

En resumen el equipo para triturar el mineral que se recibe de la mina, con tamaño máximo de 127 mm (5") a un tamaño de (1/2")

se realiza en trituración de 2 etapas con una Quebradora de cono de cabeza standar como secundaria y otras 2 quebradoras terciarias cabeza corta, estas últimas en circuito cerrado mediante transportadores de banda y cribas vibratorias para clasificación y control del mineral triturado.

Las características principales de los equipos instalados son las siguientes:

**CRIBA SECUNDARIA.**- que recibe el mineral procedente de la mina y descarga el producto grueso a la Quebradora de cono cabeza standar y el producto fino (mineral intermedio) al transportador de banda No. 1 del circuito cerrado de trituración:

Marca	Allis Chalmers
Modelo	KH RFL-F10 doble cama (1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> " X 1 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> " la de arriba y 3/4" X 5" la de abajo)
Tamaño	5' X 16' motor 15 H.P.
Capacidad	450 T.D

**Quebradora No. 1**

Quebradora de cono cabeza standar para triturar el mineral de tamaño mayor a 38 mm. (1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" que llega de la mina.

marca	MONBERG
Modelo	SYMONS Cabeza Standar
Tamaño	5 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> "Ø servicio pesado
Motor	200 HP/900 RPM.
Transmisión	Poleas y Bandas "V"

**TRANSPORTADOR DE BANDA No. 1.**- Del circuito cerrado de trituración que también recibe el producto triturado de la quebradora - - secundaria y terciaria y los finos -3/4" de la criba secundaria.

Capacidad	815 T.M.P.H.
Ancho	42", rodillos a 35°
Long. c. a c. de poleas	85 m.
Altura del levante	12 m.
Velocidad	385 P.P.M.
Potencia	100 H.P.
Reductor	2110 Y2 FALK

TRANSPORTADOR DE BANDA No. 2. - Referente al circuito cerrado de trituración que maneja el mismo producto que el transportador No. 1, de 42" y va a la tolva de mineral intermedio.

Capacidad	815 T.M.P.H.
Ancho	42", rodillos a 35°
Long. c. a c. de poleas	14.5 m.
Altura	4.0 m.
Velocidad	385 P.M.
Potencia	40 H.P.
Reductor	2080 - Y2 FALK

TRANSPORTADOR DE BANDA No. 3. - Del circuito cerrado de trituración, manejando el mismo producto que el transportador No. 1.

Capacidad	815 T.M.P.H.
Ancho	42", rodillos a 35°
Long. c. a c. de poleas	71 m.
Altura	20.5 m.
Potencia	125 H.P.
Reductor	2120 - Y2 FALK

TOLVA DE MINERAL INTERMEDIO. - Recibe el producto de los transportadores de las bandas de 42", del circuito cerrado y que permite alimentar simultáneamente a las 2 cribas "terciarias".

Capacidad	360 T.O.
Dimensiones	12.4 X 4.9m X 8.0m altura
Sección	Piramidal.

ALIMENTADOR DE BANDA No. 4.- que recupera el mineral intermedio de la tolva para alimentarlo a una criba terciaria.

Capacidad	535 TPH máxima
Ancho	60", banda plana
Long. c. a c. de poleas	5.0 m.
Altura	0.0 Horizontal
Velocidad	Variable 82-55 PPM
Motor	20 HP. motor variador Louis-Allis mod. AC-256

ALIMENTADOR DE BANDA No.5.- que recupera el mineral intermedio de la tolva y alimenta a la otra criba terciaria.

Capacidad	280 TPH, máxima
Ancho	42", banda plana
Long. c. a c. de poleas	6.2 m.
Altura	0.0 m. horizontal
Velocidad	Variable 82-55 PPM
Motor	10 HP, motovariador Louis/allis mod. AC-216

DOS CRIBAS TERCIARIAS.- para clasificar el mineral triturado descargando el producto fino en un transportador de banda que alimenta los silos de finos y el producto grueso, con tamaño -  $1\frac{1}{2}$ " y  $\frac{1}{2}$ " a las cuerdadoras de cono de cabeza corta.

CRIBA No. 2

Marca	Allis- Chalmers
Modelo	XH RIPL-FLO, doble cama (1" X 1") la de arriba y $1\frac{1}{2}$ " X $1\frac{1}{2}$ " la de abajo)
Tamaño	8' X 20"
Motor	40 H.P.
Capacidad	620 TPH.



## CRIBA No. 3.-

Marca	Allis-Chalmers
Modelo	XH RIPL-FLO, doble cama, (1" X 1" la de arriba, 1/2" X 1/2" la de abajo).
Tamaño	5' X 16'
Motor	15 HP
Capacidad	450 TMPH

DOS QUEBRADORAS TERCIARIAS DE CONO, CABEZA CORTA.- que reciben el producto grueso de las correspondientes cribas terciarias, que es un producto  $-1\frac{1}{2}"$  a  $1\frac{1}{2}"$  se alimentan a la quebradora de cono cabeza corta con las siguientes características:

## QUEBRADORA No. 2.-

Marca	Nordberg
Modelo	SYMONS, quebradora de cono, cabeza - corta.
Tamaño	7'Ø servicio pesado
Motor	350 HP 720 RPM
Transmisión	Poleas y Bandas "V"

## QUEBRADORA No. 3.-

Marca	nordberg
Modelo	SYMONS, quebradora de cono, cabeza - corta.
Tamaño	5 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> 'Ø servicio pesado
Motor	200 HP
Transmisión	Poleas y Bandas "V"

TRANSPORTADOR DE ZANDA PARA EL MINERAL FINO.- El mineral de  $-1\frac{1}{2}"$  va directamente a otro transportador de 36" el cual descargará en los silos de finos.

Capacidad	410 TMPH
Ancho	36", rodillos a 35°
Long. c. a c. de poleas	75.3 m.
Altura	Horizontal
Velocidad	260 PPM
Motor	15 HP
Reductor	7 C2-02

TRANSPORTADOR DE BANDA PARA EL MINERAL FINO.-el cual recibe - el material manejado por el anterior en la zona de transferencia y todo el producto de -  $1/2"$  va a los silos finos.

Capacidad	410 TMPH
Ancho	36", rodillos a 35°
Long. c. a c. de poleas	59.5 m.
Altura	10.3 m.
Velocidad	260 PPM
Motor	40 HP reductor 2090 Y2 FALK

PESADOR DE BANDA TRANSPORTADORA PARA CONTROLAR EL TONELAJE.- producido en la sección de trituración y que llega a los silos de - finos instalados en la banda transportadora:

Marca	RAKSEY
Modelo	Microtech 201, con indicador de flujo instantáneo y totalizador digital, local y remoto.

MUESTREADOR PRIMARIO Y SECUNDARIO.- Se localizan entre la -- banda transportadora de 36" y la banda reversible para obtener las muestras para la determinación de las leyes de mineral que se alimentan a la Sección de Molienda y Flotación.

Muestreador	Primario seco
Marca	Harrison Cooper
Modelo	Powerol PWR-1200, 48" de carrera, 1 HP con cortador tipo "B" de 12" de long. y abertura ajustable de 2".
Muestreador	Secundario seco
Marca	Harrison Cooper
Modelo	Rotatorio RVR-300 con cortador de 12" de radio, motor de 1/4 H.P.

( 1) El equipo de trituración para facilidades en las manio-  
bras de quebrado y cribado cuenta con una grua viajera:

Marca	Campos Hermanos
Capacidad	20 ton/gancho auxiliar de 5 ton.
Claro c. a c. rieles	11.8 m.
Levante	19 m.

SISTEMA DE COLECCION DE POLVOS. - En las transferencias de las  
bandas transportadoras, cribas, alimentación y descarga de las que-  
bradoras, existen campanas de recolección de polvos, para evitar la  
contaminación del medio ambiente, ayudando a que las condiciones de  
trabajo sean más seguras, en esta sección de trituración.

Las características de este sistema son las siguientes:

#### VENTILADOR

Marca	New York Blower- EVISA
Modelo	30 GL/GL- 784- RIM
Capacidad	42,000 A CFM
Presión estática	16" C.A.
Motor	200 H.P./ 1750 RPM
Transmisión	Poleas y Bandas

COLECTOR

Marca	Enviro- CANMSA
Modelo	A-33-042-J-02, tipo humedo
Capacidad	42,000 S. CFM
Eficiencia	99%
Dimensiones	4.6m Largo X 2.7m. Ancho X 2.8m. Alto
Consumo de agua	210 GPM
Presión del agua	15-20 p. sig.

BOMBAS PARA AGUA DE ALIMENTACION AL COLECTOR

Marca	Fairbanks Morse
Modelo	5531-2" X 3"
Gasto	230 GPM
CDT	100'
Motor	15 HP/1750 RPM.

A demás para llevar a cabo la recolección de polvos es necesario tener los suficientes implementos como son: ductos, compuertas, campanas, etc. con la finalidad de disminuir la contaminación del medio Ambiente.

SUB-ESTACION ELECTRICA PARA LA PLANTA DE TRITURACION. - La Planta de trituración cuenta con una subestación eléctrica para abastecer las necesidades que se le presenten ya que tiene la capacidad suficiente para mover todo el equipo eléctrico, de las siguientes características:

Marca	Industrias IEM
Modelo	Tipo compacto, servicio Intemperie
Capacidad	2000 KVA
Relación de transf.	13.8 KV-480 V.
Equipos	2 Transformadores de 1000 KVA, - conexión Delta Estrella.

El equipo que comprende desde el transportador reversible — sobre los dos silos de finos, los silos mismos y el sistema de recuperación de mineral para alimentar a los dos molinos, las características principales de estos equipos se describen a continuación:

TRANSPORTADOR DE BANDA REVERSIBLE.— Para alimentar a uno u otro silo.

Capacidad	410 TMPH
Ancho	36", rodillos 35°
Long. c. a c. de poleas	12.5m.
Altura	Horizontal
Velocidad	260 PPM
Motor	7.5 H.P./1750 RPM
Reductor	5 C2-02 FALK

DOS SILOS DE FINOS.—Para almacenamiento de mineral triturado, la Planta de Beneficio tiene una capacidad viva de almacenamiento de 1.5 días de operación ó 6500 TM por día.

Las características principales de los 2 silos definidos son los siguientes:

<u>Capacidad</u>	3250 TM cada uno
<u>Dimensiones</u>	12.2 m. diámetro X 20.0 M. de Altura.
<u>Mat. de Construcción</u>	Concreto reforzado.

Para Extraer el mineral de los silos se hace por:

Cuatro Alimentadores de Landa.— se extrae el mineral de los dos silos, por medio de 2 alimentadores en cada silo y a traves de ellos a los transportadores uno corto y otro largo, que a su vez — alimentan a los dos molinos primarios de bolas, para pedir aumento o disminuir en la alimentación a los molinos, esto se puede hacer — desde la caseta central, donde se revisa que la molienda llegue en base a lo requerido.

DOS ALIMENTADORES DE BANDA CORTOS

Capacidad	55-110 T.M.P.H.
Ancho	30", rodillos 35°
Long. c. a c. poleas	8.9 m.
Altura	Horizontal
Velocidad	Variable 45-92 P.P.M.
Motovariador	5 HP/ louis Allis AC-186

DOS ALIMENTADORES DE BANDA LARGOS

Capacidad	55-110 T.M.P.H.
Ancho	30", rodillos 35°
Long. c. a c. poleas	13.3 m.
Altura	Horizontal
Velocidad	Variable 45-92 P.P.M.
Motoreductor	Louis Allis AC-185/5 HP

Los silos están controlados electrónicamente por medio de un control Automático de nivel. Con indicación de % de carga en ellos y control de alto y bajo nivel en el tablero de trituración, para alimentar a uno u otro silo con el transportador reversible, el control automático tiene las características siguientes:

Marca	Killtronics.
Modelo	Miranger 111 Tranceiver tipo sonar con indicadores de % de carga para montaje en tablero.

#### V1.4.- PLANTA DE MOLIENDA Y FLOTACION DE SULFUROS.

La Planta de Molienda y Flotación está dividida en dos secciones principales:

##### V1.4.1.- Molienda

##### V1.4.2.- Flotación de Sulfuros

- a) Circuito de Pb-Cu<sub>2</sub>sep.Pb y Cu
- b) Circuito de Zn.
- c) Circuito de Fe.

## VI.4.1.- MOLIENDA

El mineral proveniente de la planta trituradora se descarga en dos silos ( 1 y 2 ) de una capacidad de 3250 TM cada una, estos dos silos cuentan con dos chutes alimentadores cada uno y descargan el producto con una granulometría de  $-1/2"$  a dos bandas transportadoras de 30" cada una, y de ellas a través de un transportador de banda de 30", para enviar el producto a una caja colectora e introducirlo a los molinos primarios de bolas ( 1 y 2 ) de capacidad de 2500 TMSPP y de 14.5'Ø X 17' de longitud, cada uno, cabe hacer notar que el mineral puede ser enviado del silo 1 ó del 2 indistintamente al molino primario 1 ó al molino primario 2, previniendo posibles fallas del sistema.

El producto introducido al molino primario de bolas 1, mineral molido en húmedo (pulpa) se descarga en una caja colectora, de donde se bombea la pulpa a una torre de ciclones (compuesta de 3 ciclones D-20 B en arreglo radial), el producto grueso retorna nuevamente al molino 1 y el producto fino se envía a una caja y éste a su vez a dos tanques acondicionadores para cobre de 12'Ø X 12' - - conectados en serie, de ahí la pulpa se envía a una caja colectora, que a su vez lo envía a un distribuidor.

Para el producto introducido al molino primario de bolas 2, - la pulpa se descarga en una caja colectora, de donde se bombea la pulpa a una torre de ciclones (compuesta de 3 ciclones D-20 B en arreglo radial), el producto grueso retorna nuevamente al molino 2 y el producto fino se envía a la misma caja donde descarga el producto fino proveniente de los ciclones del circuito del molino 1 - para ser enviada a los dos tanques acondicionadores para cobre y de ahí al distribuidor.

#### VI.4.2.- FLOTACION DE SULFUROS

La sección de Flotación esta dividida en cuatro circuitos - principales de: primera flotación del Plomo-Cobre y con circuito -- adicional para la separación de Plomo-Cobre, la tercera será el circuito de Flotación de los sulfuros de zinc y un cuarto circuito para la Flotación de Fierro, esta sección se tiene para cuando se presenten condiciones anormales en recuperación principalmente de la - Plata que se recuperan sus contenidos en un concentrado de Fierro.

Se describen los circuitos principales de Flotación a continuación:

##### VI.4.2.1.- CIRCUITO DE FLOTACION PLOMO- COBRE

La pulpa proveniente de los dos tanques acondicionadores para cobre se envía a un distribuidor, el cual reparte la pulpa a dos -- bancos de 7 celdas "WEMCO" de 500 pies cúbicos cada uno para la flotación primaria y agotativa de cobre, el concentrado primario o concentrado sucio de Pb-Cu se bombea a dos bancos de 13 celdas "Denver" sub-A No.30, 100 pies cúbicos cada uno, para su limpieza en 3 etapas el concentrado final o limpio se muestra y se envía por gravedad al espesor de concentrado de Cobre-Plomo, y de ahí se envía a los - filtros de tambor para vaciarse al patio de concentrados de Cobre-Plomo de 188 TMSPD, actualmente.

Los medios de flotación Agotativa de Cobre-Plomo y las colas de la flotación limpiadora de Cobre-Plomo se envían a una caja colectora y de ahí a una estación de dos ciclones D-15 B en la remolienda de cobre, el grueso va al molino de remolienda de cobre de 8'Ø X 10' en circuito cerrado, la descarga del molino se envía nuevamente a los ciclones, y los finos se envían a una caja colectora y de ahí al distribuidor para nuevamente su repartición al circuito de Plomo-Cobre.



Las colas de la flotación Primaria-Agotativa de Plomo-Cobre de los dos bancos se alimenta a dos tanques acondicionadores en serie de 12'Ø X 12', de ahí posteriormente se bombea y se envía a un distribuidor de pulpa para alimentar al circuito de Flotación de Zinc (las colas de la flotación Primaria-Agotativa de Pb-Cu pasan a ser cabezas en el circuito de la flotación Primaria-Agotativa de Zinc).

#### V1.4.2.2.- CIRCUITO DE FLOTACION DEL ZINC.

Del distribuidor de pulpa se alimenta a 2 bancos de 11 celdas cada uno "Denver" DR de 300 pies cúbicos, para realizar la flotación primaria ó agotativa de zinc.

El concentrado sucio de zinc que se obtiene en las primeras 6 celdas de cada banco, se envía a una caja colectora la cual bombea a una estación de ciclones en la remolienda de zinc, el producto grueso se envía para la remolienda de zinc a un molino de bolas de 8'Ø X 12' en circuito cerrado, y el fino de los ciclones se envía a una caja colectora y a través de bombas se bombea la pulpa a una caja y de ahí a un distribuidor para repartir la pulpa a los dos bancos de 13 celdas de 100 pies cúbicos cada uno, para realizar la flotación limpiadora de zinc en 3 etapas, el concentrado limpio de zinc se envía a una caja colectora, donde se muestrea y se alimenta por gravedad a un tanque espesador de concentrado de zinc de 90'Ø X 10' de altura, posteriormente se envía a los 3 filtros de tambor y de ahí al patio de concentrados de zinc de 392 TMSPD.

Los medios de zinc de los dos bancos de la flotación de la limpiadora de zinc, y los medios de zinc de los dos bancos de la flotación primaria agotativa de zinc van a una caja colectora de medios de zinc, posteriormente de ahí van a los dos tanques acondicionadores de zinc, para regresar nuevamente al circuito de zinc a través de el distribuidor para repartir a los dos bancos de la flotación primaria agotativa de zinc.

### VI.4.2.3.- CIRCUITO DE SEPARACION PLOMO- COBRE

Cuando el ensaye de la alimentación del mineral indique que - hay plomo en cantidades substanciales se puede llevar a cabo la separación Plomo-Cobre, esta se haría de la siguiente manera:

Para realizar la separación de Plomo-Cobre, el concentrado -- Limpio Plomo-Cobre proveniente de los dos bancos de la flotación limpiadora de Cobre se envían a un tanque acondicionador de 10'ϕ X 10' añadiéndose (SO<sub>2</sub>) Dióxido de Azufre, posteriormente a través de unas bombas se enviaría a un banco de 8 celdas para realizar la flotación primaria agotativa Plomo-Cobre, la cual tendrá 3 etapas, estas celdas serán "Denver" Sub-A No. 30 de 100 pies cúbicos de capacidad, en la primera etapa el concentrado limpio de Plomo se deprime y sale en las colas de este banco y se enviaría a una caja colectora de Plomo y a su vez a un tanque espesador de concentrado de Plomo de 50'ϕ X 10' de altura, y a través de bombas verticales se enviaría a un filtro de tambor de 10'ϕ X 14' y posteriormente al patio de concentrados de Plomo.

La segunda etapa, los medios de Pb-Cu se envían nuevamente - al tanque acondicionador para Plomo, y la tercera etapa, el concentrado sucio de Cu que se flota en las primeras 6 celdas de la flotación primaria agotativa de Plomo-Cobre se enviarían a un tanque de 8 celdas para realizar la flotación limpiadora de cobre, en tres etapas y el concentrado limpio de cobre se enviaría a una caja colectora de concentrado de cobre, para muestrearlo y posteriormente enviarlo a un tanque espesador de concentrado de cobre de 70'ϕ X 10' de altura para enviarse a través de bombas verticales a un filtro - de tambor y obtener concentrado de cobre para posteriormente vaciarse al patio de concentrados de cobre.

Las colas de este banco de flotación limpiadora de cobre se retornan nuevamente al tanque acondicionador de Plomo, para acondicionar el mineral y enviarlo nuevamente a la flotación primaria Agotativa de Plomo-Cobre.

## VI.4.2.4.- CIRCUITO DE FIERRO

Para cuando exista condiciones anormales de fierro, se haría de la siguiente manera: las colas provenientes de los dos bancos de la flotación primaria agotativa de cobre, se enviarían a un acondicionador para fierro de 14'Ø X 14' de altura, se añadiría  $H_2SO_4$  - ácido sulfúrico, y posteriormente se enviaría a un banco de 6 celdas para la flotación de fierro (Pirrotita) de 500 pñes cúbicos de capacidad, las colas de este banco se envían a una caja colectora y a través de bombeo se envía nuevamente la pulpa a los dos tanques - acondicionadores de zinc, para enviarse al circuito de Flotación - Primaria Agotativa de Zinc.

El concentrado obtenido de fierro (con valores de plata) se envía a una caja colectora para posteriormente enviarse a través de bombas a un separador magnético de 36"Ø X 36" de longitud, la parte magnética se enviaría a un flujo normal a cajas colectoras de fierro para hacerles un muestreo para determinar sus leyes existiendo dos alternativa; una, si en caso de que no presente en sus leyes valores económicos se enviará al sistema de jales y la otra alternativa en dado caso de tener valores económicos se enviaría nuevamente a la cabeza de flotación de Zinc.

La parte no magnética o colas del separador magnético presenta dos opciones, la primera opción (flujo normal) se enviaría a una caja colectora y de ahí a través de bombas enviarlo a los tanques - acondicionadores de Zinc para su flotación en el circuito de zinc, y la segunda opción enviarlo al espesador de concentrado de zinc -- por gravedad, para dar flexibilidad a la operación, se considerará la opción de pasar el concentrado limpio de zinc por el separador magnético, regresando lo magnético al proceso, o sea la cabeza de - flotación de zinc, y no lo magnético al espesador de concentrado de zinc.

Como se observa el circuito de Flotación de Fierro operará dependiendo de la ley en las cabezas.

Las características principales de los Equipos de las secciones de Molienda y Flotación de Sulfuros se describen a continuación

#### MOLIENDA

LOS TRANSPORTADORES O ALIMENTADORES DE BANDA.- para alimentación a molinos (uno para cada molino)

Capacidad	110 T/MPH (máxima)
Ancho	30" , rodillos a 35°
Long. c. a c. poleas	21.6 m.
Desnivel	5.9 m.
Velocidad	125/80 pies por minuto
Motor	7 1/2 H.P. Motovariado

#### DOS PESADORES PARA BANDA DE 30"

Marca	RAMSEY
Capacidad	125 T/MPH
Modelo	10-11 A con totalizador

#### DOS MOLINOS PRIMARIOS

Marca	ALLIS CHALMERS
Tipo	de bolas
Tamaño	14 1/2'φ X 17' largo
Capacidad	110 T/MPH
Motor	Sincrono, 2,000 HP/200 RPM

## SEIS CICLONES PARA MOLIENDA PRIMARIA

Marca	KREBS
Tamaño	D-20B
Arreglo	Tres en arreglo radial para cada molino.

## CUATRO BOMBAS PARA LA CLASIFICACION DE LA MOLIENDA PRIMARIA

Marca	DENVER
Modelo	S&L-C
Tamaño	12" X 10" X 25"
Gasto	2000 GPM
C.D.T.	49'
Motor	100 HP/1750 RPM

## GRUA VIAJERA PARA MOLIENDA

Marca	HERCULES
Capacidad	15 TM
Claro	16.9 m.
Levante	15 m.

## MEBESTREADOR PRIMARIO PARA CABEZA DE FLOTACION

Marca	HARRISON COOPER
Modelo	ERV-2005
Carrera	16"

## FLOTACION DE SULFUROS

## CIRCUITO DE PLOMO-COERE

## DOS ACONDICIONADORES

Marca	"DENVER"
Tamaño	12"Ø X 12"
Motor	20 HP/900 RPM

## DOS BOMBAS HORIZONTALES

Marca	"DENVER"
Tipo	SRL-C
Tamaño	10" X 8" X 21"
Gasto	1600 GPM
C.D.T.	61'
Motor	75 HP/1750 RPM

## DOS BANCOS DE 7 CELDAS PARA FLOTACION PRIMARIA AGITATIVA

Marca	"WERC0"
Tamaño	500 pies cúbicos
Arreglo	CA-4C-CL-3C-CD
Motor	40 HP/900 RPM (uno solo)

## CUATRO BOMBAS VERTICALES EN LAS CANALETAS

Marca	GALIGHER
Tamaño	21/2"φ X 60"
Gasto	120 GPM
C.D.T.	30'
Motor	7 1/2 HP/1200 RPM

## DOS BANCOS DE 13 CELDAS PARA FLOTACION.-Limpiadora de Flomo-Cobre.

Marca	"DENVER"
Modelo	Sub-A
Tamaño	No. 30,100 pies cúbicos
Arreglo	7-4-2
Motores	25 HP Dual, 15 HP. Simplex.

## UN MOLINO DE REOLIENDA.- para el mineral de Plomo-Cobre.

Marca	MARCY
Tamaño	8'Ø X 10'
Motor	300 HP/1200 RPM

## DOS CICLONES PARA MOLIENDA

Marca	KREBS
Tamaño	D-15-E-854

## DOS BOMBAS HORIZONTALES.- Para molinos de remolienda

Marca	DENVER Srl-C
Tamaño	8' X 16" X 18"
Gasto	600 GPM
C.D.T.	57'
Motor	40 HP/1200 RPM

## DOS BOMBAS VERTICALES.- para finos de remolienda

Marca	GALIGHER
Tamaño	4"Ø X 60"
Gasto	300 GPM
C.D.T.	60'
Motor	25 HP/900 RPM

## CIRCUITO DE SEPARACION DE PLOMO- COBRE

## UN ACCIONADOR PARA SEPARACION

Marca	" DENVER "
Tamaño	10"Ø X 10'
Motor	15 HP/900 RPM

DOS BOMBAS HORIZONTALES.- para alimentación Banco Separación  
Plomo-Cobre.

Marca	"DENVER"
Tipo	SRL-C
Tamaño	8" X 6" X 18"
Gasto	680 GPM
C.D.T.	50'
Motor	25 HP/1800 RPM

UN BANCO PRIMARIO.- Aportativo de Plomo-Cobre de 8 celdas

Marca	"DENVER"
Tipo	Sub-A
Tamaño	No. 30 100 pies cúbicos
Arreglo	6-2
Motor	25 HP-1800 RPM dual.

UN BANCO DE 8 CELDAS LIMPIADORAS.- para separación Plomo-Cobre

Marca	"DENVER"
Tipo	Sub-A
Tamaño	No. 30 100 pies cúbicos
Arreglo	4-2-2
Motor	25 HP/1800 RPM-dual

CIRCUITO DE ZINC

DOS ACONDICIONADORES.- Para flotación de zinc.

Marca	"DENVER"
Tamaño	12' $\phi$ X 12'
Motor	20 HP/900 RPM



## DOS BOMBAS HORIZONTALES

Marca	DENVER
Tipo	SRL-C
Tamaño	12" X 10" X 25"
Gasto	2050 GPM
C.D.T.	50'
Motor	100 HP/300 RPM

## UN DISTRIBUIDOR DE PULPA AUTOPROPULSADO

Marca	PIPSA
Tamaño	8'Ø

DOS BANCOS DE 11 CELDAS.- para flótación primaria agotativa de zinc.

Marca	DENVER
Tipo	DR
Tamaño	300 pies cúbicos
Arreglo	6C-5C
Motor	30 HP/1200 RPM

UN MOLINO DE REACLIENDA PARA ZINC, AGOTATIVOS Y MEDIOS DE /-  
CONCENTRADO DE ZINC.

Marca	MARCY
Tamaño	8'Ø X 12'
Motor	350 HP/1200 RPM

## DOS CICLONES PARA REMOLIENDA DE ZINC.

Marca	XRELS
Tamaño	D-15 B.

## DOS BOMBAS HORIZONTALES PARA REMOLIENDA DE ZINC

Marca	DENVER
Tipo	SRL-C
Tamaño	8" X 6" X 18"
Gasto	940
C.D.T.	59'
Motor	40 HP/1200 RPM

## DOS BOMBAS VERTICALES.- Para finos de remoliendas de zinc.

Marca	GALIGHER
Tamaño	480 GPM
C.D.T.	50'
Motor	30 HP/900 RPM

UN DISTRIBUIDOR DE PULPA AUTOPROPULSADO.- para alimentar --  
flotación limpiadora.

Marca	DENVER
Tamaño	6'ø

## DOS BANCOS DE 13 CELDAS.- Para flotación limpiadora de zinc

Marca	DENVER
Tipo	Sub-A
Tamaño	No. 30 100 pies cúbicos
Arreglo	7-4-2
Motor	25- HP/1200 RPM Dual 15- HP/1200 RPM Simplex.

## DOS BOMBAS HORIZONTALES.- para medios de zinc.

Marca	DENVER
Tipo	SRL-C
Tamaño	8" X 6" X 18"
Gasto	700 GPM
C.D.T.	58'
Motor	40 HP/1200 RPM

## GRUA VIAJERA PARA MANTENIMIENTO

Marca	Campos Hermanos
Capacidad	5 Tm.
Claro	16.9 m.
Levante	16.0 m.

## DOS SOPLADORES.- para aire de flotación primaria

Marca	FLAT
Modelo	HEED-3-040
Capacidad	7,200 PCM
Presión	42 onzas/pulgada <sup>2</sup>
Motor	150 HP/1750 RPM

## DOS SOPLADORES.- para aire de flotación limpiadora

Marca	FLAT
Modelo	HEED-3-025-c-d
Capacidad	4800 PCM
Presión	24 onzas/pulg. <sup>2</sup>
Motor	75/HP/1750 RPM.

UN COMPRESOR.- para aire de servicios, para lavar pisos y destapar tuberías.

Marca	INGERSOLL RAND
Modelo	100 EHX tipo 40
Capacidad	440 PCM
Presión	100 ps.
Motor	100 HP-1750 RPM

#### DIEZ BOMBAS VERTICALES DE PISO

Marca	GALICHER
Tamaño	2 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> " $\phi$ X 48"
Gasto	100 GPM (8); 130 GPM. (2)
Motor	(3) 10 HP (4) 20 HP (2) 10 HP (1) 7 1/2 HP.

#### CIRCUITO DE FLOTACION DE FIERRO

##### UN ACONDICIONADOR PARA FLOTACION DE FIERRO

Marca	"DENVER"
Tamaño	14'6" X 14'
Motor	30 HP/900 RPM

##### UN BANCO DE 6 CELDAS.- para flotación de fierro

Marca	"DENVER"
Tipo	DR
Tamaño	500 pies cúbicos
Arreglo	CA-6C-CD
Motor	40 HP-1200 RPM dual

##### DOS BOMBAS HORIZONTALES.- para alimentar separación magnética

Marca	"DENVER"
Tipo	SRL-C
Tamaño	5" X 4" X 14"
Gasto	320 GPM.
C.D.T.	62'
Motor	20 HP/1800 RPM.

## UN TAMBOR SEPARADOR MAGNETICO PRIMARIO DOBLE TAMBOR

Marca	ERIEZ MAGNETICS
Modelo	CDA
Tamaño	36" X 36" long.
Capacidad	1000 gauss.
Eficiencia	75%

## UN TAMBOR SEPARADOR MAGNETICO SECUNDARIO.- Tambor sencillo

Marca	ERIEZ MAGNETICS
Modelo	CDA
Tamaño	36" X 18" long.
Capacidad	1000 gauss
Eficiencia	90%

DOS BOMBAS HORIZONTALES.- para regresar colas de flotación de fierro al circuito de zinc.

Marca	"DENVER"
Tipo	SRI-C
Tamaño	18" X 8" X 21"
Gasto	1,500 GPM
C.D.T.	68'
Motor	75 HP/1800 RPM

Se cuenta además con una subestación eléctrica para el equipo de molienda con las siguientes características:

Marca	Industrias Ibk
Modelo	Tipo Compacto
Servicio	Itemperia
Capacidad	5,000 KVA
Relación de Transf.	17-8 KV-4.160 KV
Equipos	3 transformadores de 2,500 KVA Delta-Estrella.

Para mantenimiento de los molinos primarios se cuenta con una grúa viajera de 15 ton. de capacidad y para el mantenimiento de las celdas de flotación y molinos de remolienda, con una grúa de 5 ton. de capacidad. Para suministrar aire comprimido y aire para flotación se cuenta con un compresor de 600 P.C. y sopladores para el volumen y presión requeridos por las celdas.

### VI.4.3.- APLICACION DE LOS REACTIVOS EN LA FLOTACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO.

En los circuitos de flotación descritos anteriormente se empleó un proceso de concentración de minerales sulfurosos de cobre, plomo y zinc, el cual recibe el nombre de "Flotación Diferencial" - que se refiere a aquellas operaciones que involucran la separación de tipos similares de mineral, la flotación diferencial puede decirse que en ella interviene la concentración y remoción subsecuente de sulfuros de un mineral.

#### VI.4.3.1.- AGENTES DE FLOTACION

Los Agentes de Flotación se clasifican: como colectores, espumantes ó modificadores, a continuación se indica la función de cada uno de ellos.

VI.4.3.1.1.- LOS COLECTORES.- constituyen el corazón del proceso de flotación, puesto que es el reactivo que produce una película hidrofóbica sobre la partícula de mineral: cada molécula colectora esta compuesta de un grupo polar y uno no polar, cuando se adhieren a la partícula mineral, estas partículas quedan orientadas en tal forma que el grupo no polar o hidrocarburo queda extendido hacia afuera, tal orientación da como resultado una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral.

Los colectores se clasifican de la siguiente manera:

- 1.- Aniónicos para minerales sulfurosos.
  - 1.1.- Xantatos
  - 1.2.- Tiocarbamatos
  - 1.3.- Ditiósfatos
  - 1.4.- Tiocarbonilida
  - 1.5.- Anhidrosulfuros Xantico-alcanoicos.

## 2.- Aniónicos para minerales no sulfurados.

### 2.1.- Ácidos Grasos

## 3.- Catiónicos para minerales no sulfurados.

### 3.1.- Aminas Alquílicas

### 3.2.- Compuestos Amoniacales Cuaternarios.

VI.4.3.1.2.- **ESPUMANTES.**- El propósito del espumante es la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas que se cargan a través de la pulpa hasta que puedan ser removidas de las celdas de flotación, esto se logra impartiendo cierta dureza temporal a la película que cubre la burbuja, la vida de la burbuja individual es por lo tanto prolongada, hasta que pueda ser más estabilizada por la adherencia de partículas minerales y juntarse con otras burbujas en la superficie de la pulpa, para formar una espuma. Sin embargo, una vez sacada de las celdas de flotación, la espuma debe disgregarse rápidamente, a fin de evitar interferencia con las subsecuentes operaciones de proceso.

Los espumantes se clasifican de la siguiente manera:

- 2.1.- Dow Froth (R) 250
- 2.2.- Alcoholes : (MIEC)
- 2.3.- Aceite de pino : (terpineol)
- 2.4.- Ácido cresílico : (Xylenol)
- 2.5.- Polialcoxiparafinas.

VI.4.3.1.3.- **MODIFICADORES.**- La lista de agentes acondicionadores ó modificadores empleados en la flotación, es grande y variada, generalmente incluye todos los reactivos cuya función principal no es ni coleccionar ni espumar. Los modificadores pueden actuar como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersores, etc, un depresor es cualquier reactivo que inhibe o previene la adsorción de un colector por una partícula de mineral y de ahí que prevenga su flotación, por otro lado, los activadores fomentan la adsorción del



colector, frecuentemente, un solo compuesto puede llevar a cabo varias funciones.

La clasificación de los Agentes Modificantes se basa en los resultados obtenidos directos y no al final de su adición a la pulpa del mineral.

Los modificadores se clasifican de la siguiente manera:

3.1.- Modificadores de pH

3.2.- Modificadores de la superficie

3.3.- Precipitantes para sales solubles

3.1.- Modificadores de pH

1.1.- Cal:  $\text{CaO}$

1.2.- Ceniza de Sosa:  $\text{Na}_2\text{CO}_3$

1.3.- Sosa Cáustica:  $\text{NaOH}$

1.4.- Acidos:  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ,  $\text{HCl}$

3.2.- Modificadores de la superficie

2.1.- Cationes: Ba, Ca, Cu, Pb, Zn, Ag.

2.2.- Aniones:  $\text{SiO}_3$ ,  $\text{PO}_4$ ,  $\text{CN}$ ,  $\text{CO}_3$ , S.

2.3.- Coloides Orgánicos: Dextrina, Almidón, goma, etc.

3.3.- Precipitantes para sales solubles (precipitación o remoción de hierro).

3.1.- Cationes: Ca, Ba.

3.2.- Aniones:  $\text{CN}$ ,  $\text{CO}_3$ ,  $\text{PO}_4$ ,  $\text{SO}_3$ .

3.1.- MODIFICADORES DE pH.- Con raras excepciones la efectividad de todas las clases de agentes de flotación depende en gran parte del grado de alcalinidad ó acidez de la solución de la pulpa. Consecuentemente uno de los objetivos fundamentales de la investigación hecha sobre flotación, es descubrir el valor óptimo del pH para determinada combinación de reactivo y mineral, para conseguir una flotabilidad y selectividad máxima.

Los reguladores de alcalinidad más comúnmente empleados, son la cal y la ceniza de sosa.

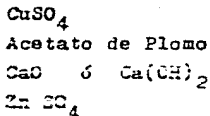
Debido a su bajo costo, la cal se usa en todos los circuitos de flotación donde no es objetable el ion cálcico, e incluyendo la mayoría de los circuitos de flotación de cobre y zinc. Algunos minerales como la pirita y en menor proporción la galena, ofrecen una tendencia a adsorber los iones de calcio en preferencia al colector y como resultado son menos fácilmente flotables en una pulpa que contiene cal.

El control de pH ácido se obtiene generalmente con ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ). Entre otros reactivos que a menudo se consideran como modificadores del pH, se puede citar el ácido hidrófluórico -- (HF), el bicarbonato de sodio ( $NaHCO_3$ ), los fosfatos de sodio y sulfuros alcalinos. A pesar de ello, algunos compuestos se emplean generalmente para otros fines además del mero control de pH.

3.2.- MODIFICADORES DE LA SUPERFICIE.- El modificar la superficie de las partículas minerales para mejorar la selectividad del proceso de flotación, es probablemente la función más importante y compleja que llevan a cabo los agentes modificadores. El término -- "modificar la superficie" se emplea en su más amplio sentido, para incluir la adsorción como la interacción iónica de los agentes modificantes en la superficie del mineral. Para que el agente modificante de la superficie sea efectivo debe adherirse selectivamente a un mineral o grupo de minerales contenidos en el mineral bruto. El resultado puede entonces ser tanto la actividad como la depresión del

mineral cuya superficie se ha modificado, dependiendo de la reacción del colector con el modificador de superficie absorbido.

3.2.1.- AGENTES CATIONICOS.- Aunque todos los iones metálicos pueden considerarse como Agentes Modificantes de la superficie, solo unos cuantos se emplean comúnmente como tales y estos son:



El cobre, uno de los más importantes tiene aplicación en la esfalerita (sulfuro de zinc) que resulta inafectada por el Xantato; los iones de cobre se agregan a la pulpa como sulfato de cobre - - ( $\text{Cu SO}_4$ ), el cobre es absorbido en las superficies de la esfalerita reemplazando al zinc y formando una película de sulfuro de cobre en la esfalerita. Esta, se comporta como un mineral de cobre que puede flotarse con xantato, además el sulfato de cobre tiene otra función como activante.

3.2.2.- AGENTES ANIONICOS.- Entre los principales modificadores de la superficie activos-anionicos, pueden citarse los sulfuros, cianuros, carbonatos y fosfatos, así como agentes reductores y oxidantes. En este respecto podría considerarse al aire como el agente de flotación verdaderamente universal.

El control de la oxidación de superficie mediante calor, aire oxidantes ó agentes reductores, puede proporcionar selectividad en la separación por flotación.

Entre los reactivos más comúnmente empleados para la depresión de minerales de sulfuros, zinc, hierro, y cobre, se encuentran los cianuros que se añaden usualmente como cianuro de sodio ( $\text{Na CN}$ ), ó cianuro de calcio ( $\text{Ca (CN)}_2$ ).

3.2.3.- COLOIDES ORGÁNICOS.- Los coloides orgánicos se emplean para proteger ciertas superficies minerales contra la acción de otros agentes de flotación. Como resultado, todos estos compuestos podrían considerarse como depresores que, cuando se emplean en exceso, pueden no permitir la flotación con colectores tanto aniónicos como catiónicos, su aplicación principal se halla en minerales conteniendo arcillas ó esquistos carbonáceos.

VI.4.3.2.- XANTATOS.- Se emplean como colectores para la flotación de minerales de sulfuro, son completamente solubles en agua y relativamente estables. Los nombres de los xantatos se basan en el alcohol empleado en su fabricación.

El Z-11 ó xantato isopropílico de sodio ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos. Generalmente es un poco más potente que los xantatos de estilo y a menudo puede sustituirse por ellos con una definida reducción en la cantidad del colector requerido. Los xantatos isopropílicos se emplean principalmente para la flotación de minerales complejos de plomo-zinc y cobre-hierro, en los cuales los principales minerales sulfurados son calcopirita, calcocita, enargita, valena, esfalerita, barnatita, pirita y pirrotita.

En la planta de San Martín se utilizan los siguientes reactivos, aplicados en los circuitos de flotación, indicándose su aplicación o uso.

## REACTIVO

## APLICACION O USO

CAL  
CaO

REGULADOR Alcalino y agente dispersante de sulfuros y no flotación de sulfuros.

SULFATO DE COBRE  
 $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$

Activador para esfalerita, arsenopirita y oro sucio cuando se usa con sosa cáustica.

REACTIVO	APLICACION O USO
SULFATO DE ZINC - ( $Zn SO_4$ )	Depresor para la esfalerita y piritas en la flotación selectiva de Plomo, zinc y, depósitos de cobre.
CIANURO DE SODIO - Na CN	Depresores de sulfuros de fierro y zinc, también depresor del sílice en presencia de ácidos grasos.
XANTATO ISOPROPILICO DE SODIO.	Colector, compuesto de alcohol isopropílico (3 átomos de carbono) usado en la flotación diferencial de depósitos de minerales de Pb, Zn, Fe, ó de depósitos de Pb, Cu, Zn, Fe en sulfuros como calcopirita, enargita, galena, esfalerita, pirita y pirrotita.
METASILICATO DE SODIO	Dispensor y regulador de lamas, depresor de sílice.
DEXTRINA	Depresor de fierro y cuarzo
BISULFATO DE SODIO $Na_2S_2O_5$ (similar al sulfato de sodio) $Na_2 SO_3$	Depresor para sulfuros de zinc y fierro, usado en lugar de cianuro particularmente en depósitos que contienen plata.
AEROPROTH (AF-70)	Espumante para Ag, Au, Cu y Zn en depósitos de sulfuros.

Para el circuito de Cobre-Plomo se mencionan los reactivos siguientes:

- 1.- SULFATO DE ZINC ( $Zn SO_4$ ).- su función es la de deprimir el zinc.
- 2.- COMPLEJO ( $Na CN-ZnSO_4$ ).- en proporción de 60-40% respectivamente este complejo es empleado como depresor de Fe y Zn.

- 3.- BISULFITO DE SODIO.-  
( $\text{NaHSO}_3$ ) su función es la de deprimir el zinc y el fierro.
- 4.- XANTATO ISOPROPILICO.-  
DE SODIO ( R-343) Su función es la de un colector selectivo de cobre.
- 5.- AEROPROTH-70.- Agente de flotación como espumante.
- 6.- DEXTRINA.- Depresor de fierro y cuarzo.

Para el circuito de zinc se utilizan:

- 1.- SULFATO DE COBRE.-  
( $\text{CuSO}_4$ ) Su función es la de activar al zinc.
- 2.- XANTATO ISOPROPILICO  
DE SODIO (R-343) Su función es la de ser un colector de zinc.
- 3.- AEROPROTH-70.- Agente de flotación como espumante.
- 4.- OXIDO DE CALCIO.-  
( $\text{CaO}$ ) Es un modificador del pH y utilizado como depresor de piritas, ya que estas no flotan en circuitos muy alcalinos.

No se hace mención de los reactivos empleados en el circuito de separación cobre y plomo ya que actualmente la baja ley de plomo no permite hacer una separación de éste y se recupera en el concentrado de cobre.

En el área de filtración se utiliza el crisanol que es un flocculante, con el propósito de floccular sólidos en agua ú otros medios acuosos (pulpas) para inducir que las partículas individuales se reúnan en forma de flóculos, y se emplea además en el área de filtración en los espesadores.

A continuación se enlistan los reactivos con sus consumos, - concentraciones y se indica en donde se realiza su preparación para la alimentación por gravedad a los tanques de consumo diario, a los circuitos de flotación y acondicionamiento.

#### CAL (regulador alcalino)

Consumo	0.400 Kg/ton.
Concentración	5%
Preparación	2 tanques con agitación mecánica de 7.4m. de diámetro X 5.0m. de altura.
Distribución	Circuito cerrado con bombas galigher vacseal, potencíametros monetel y -- válvulas Clarkson Tipo "H".

#### SULFATO DE COBRE (activador en circuito de zinc)

Consumo	0.700 kg/ton.
Concentración	10%
Preparación	1 tanque con agitación mecánica de 2.1mØ X 3.2m. altura.
distribución	Tanque de diario de 1.8m. de diámetro X 2.0m. altura y 4 dosificadores - - Clarkson.

#### SULFATO DE ZINC (depresor para zinc en circuito de cobre)

Consumo	0.300 kg/Ton.
Concentración	10%
Preparación	1 tanque con agitación mecánica de - 2.4m. diámetro X 3.4m. altura.
Distribución	Tanque de día de 1.8m. diámetro X - 2.0m. altura. y 4 dosificadores - - Clarkson.

#### COMPLEJO (sulfato de zinc- Cianuro de sodio)

Consumo	Sulfato de zinc	0.090 kg/ton
	Cianuro de sodio	0.060 kg/ton.

Concentración	7.5 %
Preparación	Tanque con agitación mecánica de 2.1m.diámetro X 2.0m.altura, con 5 dosificadores - - Clarkson.
CIANURO DE SODIO (depresor de sulfuros de fierro y zinc, en el circuito de cobre)	
Consumo	0.040 kg/ton.
Concentración	3.0%
preparación	Tanque con agitación mecánica de 1.6m.diámetro X 3.4m.altura.
Distribución	Tanque de diario de 1.5m.diámetro X 1.5m.altura y 4 dosificadores Clarkson.
XANTATO ISOPROPILICO DE SODIO (colector usado en los dos circuitos de flotación de cobre-Plomo y zinc.)	
Consumo	0.060 kg/ton
Concentración	5%
Preparación	Tanque con agitación mecánica de 1.6m.diámetro X 2.6m.altura.
Distribución	Tanque de día de 1.5m.diámetro X 1.5m. altura con 8 dosificadores Clarkson.
METASILICATO DE SODIO( dispersante y regulador de lanas)	
Consumo	0.030 kg/ton.
Concentración	5%
Preparación	Tanque con agitación mecánica de 1.6m. diámetro X 2.6m. altura.
Distribución	Tanque de día de 1.2m. diámetro X 1.5m. altura y 2 dosificadores Clarkson.



**BISULFATO DE SODIO** (depresor para sulfuros de zinc, en el -  
circuito de cobre-Plomo).

Consumo	0.080 kg/ton.
Concentración	7.5%
Preparación	Tanque con agitación mecánica de 1.6m. de diámetro X 2.6 m. altura.
Distribución	Tanque de diario de 1.5m. de diámetro X 1.5m. altura, con 2 dosificadores - Clarkson.

**DEXTRINA** (depresor de fierro y cuarzo, en el circuito de - -  
Cobre-Plomo)

Consumo	0.200 kg/ton.
Concentración	5%
Preparación	Tanque con agitación mecánica de 2.8m. de diámetro X 3.4m. altura.
Distribución	Tanque de diario de 2.1m. diámetro X - 2.0m. de altura y 5 dosificadores - - Clarkson.

**ABROFROTH (AF-70)** (espumante empleado en ambos circuitos de  
flotación Cobre-Plomo y zinc).

Consumo	0.045 kg/ton.
Concentración	100%
Preparación	No requiere
Distribución	Tanque de diario de 0.6m. de diámetro X 0.9m. de altura y 6 dosificadores Clarkson.

**CRISANOL (floculante, en el área de filtración)**

Consumo	0.060 kg/ton.
Concentración preparación	2%
Distribución	Tanque con agitación mecánica de 2.6m. diámetro X 3.0 altura.
	Tanque de diario de 1.8m. diámetro X 2.0m. de altura y 5 dosificadores - Clarkson.

Todos los derrames del área de preparación de reactivos van a una pileta de neutralización en donde se les añade una lechada de cal. Las aguas neutralizadas se mandan a la presa de jales.

**ESPESADORES DE CONCENTRADOS.**

Comprende los tanques espesadores, sus mecanismos, bombas, - piletas para derrames, piletas de decantación y agua recuperada.

Los equipos instalados tienen por objeto aumentar la concentración de sólidos de la pulpa, para que los filtros respectivos - trabajen con mayor eficiencia al disminuir el agua que se obtiene en el vertedor perimetral de el espesador, permitiendo recuperar el agua de inmediato para el proceso.

Las principales características de los equipos instalados en esta área son las siguientes:

**ESPESADOR PARA CONCENTRADO DE ZINC.**

Tamaño	90'Ø X 10'
Capacidad	408 TMS PD
% Sol. Alim.	36%
% Sol. Desc.	55%
Mecanismo	LIRCO, tipo "B" servicio pesado por de 262,500 unidad Motriz de 60' de diámetro, con motor de 5 HP.

Tanque de conectores reforzado soportado en columnas.

#### ESPEADOR PARA CONCENTRADO DE COBRE

Tamaño	70' Ø X 10'
Capacidad	181 TMS PD
% Sol. Alim.	25%
% Sol. Desc.	55%
Mecanismo	EIMCO, servicio pesado tipo "B" par de 122,500 No. Unidad Matriz de 50" de diámetro, con motor de 3 HP.

Tanque de concreto reforzado soportado en columnas.

#### ESPEADOR PARA CONCENTRADO DE PLOMO

Tamaño	50' Ø X 10'
Capacidad	109 TMS PD
% Sol. Alim.	12.5 %
% Sol. Desc.	55%
Mecanismo	Dorr-Oliver Cabletoq. Tipo "A" par de 60,000 No. Unidad Motriz de 48" con motor de 3 HP.

El agua recuperada de los tanques espesadores se decanta para recuperar los pocos sólidos que arrastre, en 3 piletas de decantación de 18.0m. de ancho X 18.0 m. de longitud X 1.80m. de profundidad, y una vez decantada se almacena y se regresa al proceso.

La pulpa espesada de cada concentrado se bombea con bombas -- verticales galigher a los filtros del tambor.

Para los derrames de emergencia se cuenta con una piletta debajo de cada tanque espesador, los que tienen puerta de acceso para recuperar la carga decantada con un cargador frontal.

## VI.5.- PLANTA DE FILTRACION

## VI.5.1.- FILTROS Y ALMACEN DE CONCENTRADOS.

Con la filtración de los concentrados en los filtros de tambor, se consigue reducir la humedad de los mismos de un 45% (55% de sólidos como se descargan de los espesadores) de 8 a 10% de humedad para posteriormente arear el concentrado hasta reducir a un 8% de humedad para su embarque.

Los concentrados ya secos se embarcan por camiones (trailers) a las fundiciones y se cuenta con una báscula en esta sección para pesar los embarques.

Los filtros de tambor requieren para su operación de un sistema de vacío suministrado por bombas de vacío de tipo anillo lúcido y de aire comprimido de baja presión suministrado por sopladores de aire.

Las características de los equipos principales en esta instalación se describen a continuación:

## 3 FILTROS DE TAMBOR PARA CONCENTRADO DE LINC.

Marca	EIMCO
Modelo	Tambor raspador
Tamaño	11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ' de Ø X 20' de longitud
Area filtrante	720 pies cuadrados
Capacidad	240 T.M.P.D.

Se utilizan dos actualmente y queda uno de refacción.

## 1 FILTRO DE TAMBOR PARA CONCENTRADO DE COBRE

Marca	EIMCO
Modelo	Tambor raspador
Tamaño	11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> ' de $\phi$ X 20' de longitud
Area filtrante	720 pies cuadrados
Capacidad	240 TYPD

## 1 FILTRO DE TAMBOR PARA CONCENTRADO DE PLOMO

Marca	EIMCO
Modelo	Tambor raspador
Tamaño	10' de $\phi$ X 14' de longitud
Area filtrante	4 40 pies cuadrados
Capacidad	1 10 IMPD

4 BOMBAS DE VACIO (una para cada filtro de 11<sup>1</sup>/<sub>2</sub>'  $\phi$  X 20' LONG)

Marca	NASH
Modelo	CL 4003
Capacidad	17000 A CFM
Motor	250 HP-1200 RPM
Transmisión	Poleas y Bandas "V"

1 BOMBA DE VACIO (para filtro 10' $\phi$  X 14' longitud)

Marca	NASH
Modelo	CL 3003
Capacidad	2,200 ACEN
Motor	150 HP/1200 RPM
Transmisión	Poleas y Bandas "V"

## 3 SOPLADORES para aire de los filtros

MARKA	Sutarbilt
Modelo	6 LVF
Capacidad	840 CFM A 3.5 p seg.
Motor	20 HP/1750 RPM
Transmisión	Poleas y bandas "V"

## 1 BASCULA PARA CAMIONES

Marca	Revuelta
Modelo	RCC-18100 V-5
Capacidad	100 Tons.
Plataforma	18.0 M. X 3.0 M.

## VI.6.- SISTEMA DE JALES

Las colas de flotación se alimentan por gravedad al espesador de colas finales localizado en el área de la planta en el cual se recupera agua utilizada para el proceso y además incrementar la concentración de sólidos en la pulpa en la descarga inferior del espesador.

Las colas espesadas se envían en tuberías por gravedad a una estación de bombeo a la presa de jales (depósito para desechos) y en la cual se recupera el agua contenida en la pulpa y la que capta la cuenca por las lluvias.

El agua recuperada de la presa de jales y del espesador de colas se usa nuevamente en el proceso.

En la estación de rebombeo de jales se tienen instalados dos sistemas de bombeo, uno para el manejo de jales completos (sin operación de la estación de relleno de mina) y otro para manejo de colas directamente a la presa.

Los jales se envían a una estación de relleno de mina en la cual mediante separadores hidráulicos (ciclones) se separan las lamas que se van a la presa y los gruesos (arenas) que se envían para el relleno de las excavaciones en el interior de la mina.

Las principales características de los equipos instalados se detallan a continuación.

**CICLONES EN ESTACION DE RELLENO DE MINA**

Marca	2 Krebs
Tamaño	D-20B
Capacidad	4300 TMPD/ 1100 GPM
% Sol.	47%

**ESPEPADOR PARA COLAS FINALES**

TAMAÑO	150' Ø X 10'
Capacidad	1120 TMPD
% Sol. Alim.	22%
% Sol. Desc.	50%
Mecanismo	EIMCO, servicio pesado, tipo "C" columna central, par de 400,000 No. Unidad motriz de 60' de Ø con mo- tor de 5 H.P.

**BOMBAS PARA MANEJO DE LAJES EN ESTACION DE REBOMBEO, 2 SISTEMAS DE 4 BOMBAS EN SERIE.**

Marca	DENVER
Modelo	SRL-C HD
Tamaño	10" X 8" X 21"
Gasto	1500 GPM
CDT	80' c/u (total 302')
Motor	100 HP/1750 RPM

**BOMBAS PARA MANEJO DE LAJAS ESPESADORAS.- en estación de -  
rebombeo, 2 sistemas de 4 bombas en serie.**

Marca	DENVER
Modelo	SRL-C HD
Tamaño	50" X 4" X 14"
Gasto	350 GPM
CDT	77' c/u (total 308')
Motor	30 HP/1750 RPM

Tuberías del área de la Planta a estación rebombeteo.-2 líneas 8"  $\phi$ , extrupak RD17 con 3.5 de pendiente promedio y 3000m. de longitud.

BOMBAS PARA EL AGUA RECUPERADA DE LA PRESA

2 bombas verticales columna corta.

Marca	PERLESS TISA (lub. por aceite)
Modelo	12 1B de 8 pasos
Gasto	670 GPM
CDT	521'
Motor	150 HP/1760 RPM

PRESA DE JALES

área	8 ha.
Capacidad	180,000 m <sup>3</sup> /1 año (bordo-indicador a 9.1 m. de altura.)
Volumen Inicial	
Capacidad	2'100,000m <sup>3</sup> /7 años (bordo a elevación final de proyecto 37m. de altura.)
Volumen final	

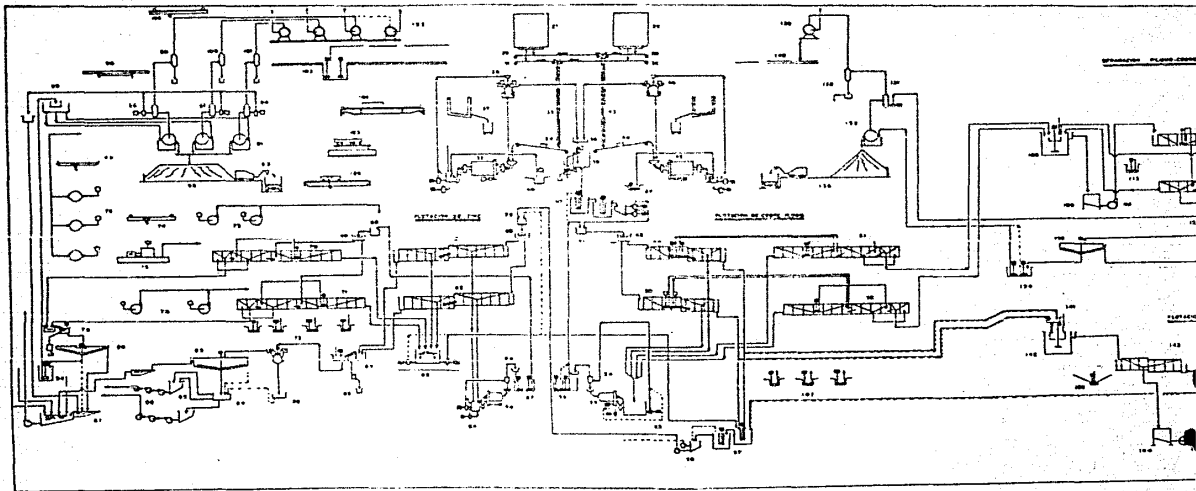
VI.7.- EMPALQUES DE CONCENTRADO

El concentrado seco de zinc (máximo 8% de humedad) una parte se envía a la fundición de Peñoles en Torreón, Coah., y otra a Tampico Tamps. donde se envía el concentrado como exportación a Brasil, Alemania e Italia, así como a la Electrolítica de zinc en San Luis Potosí, S.L.P. y el concentrado de cobre se envía a la Planta de Cobre de San Luis Potosí, en camiones de 40.0 tons. promedio de capacidad.

Diagrama de Flujo, (Plano No. 20).







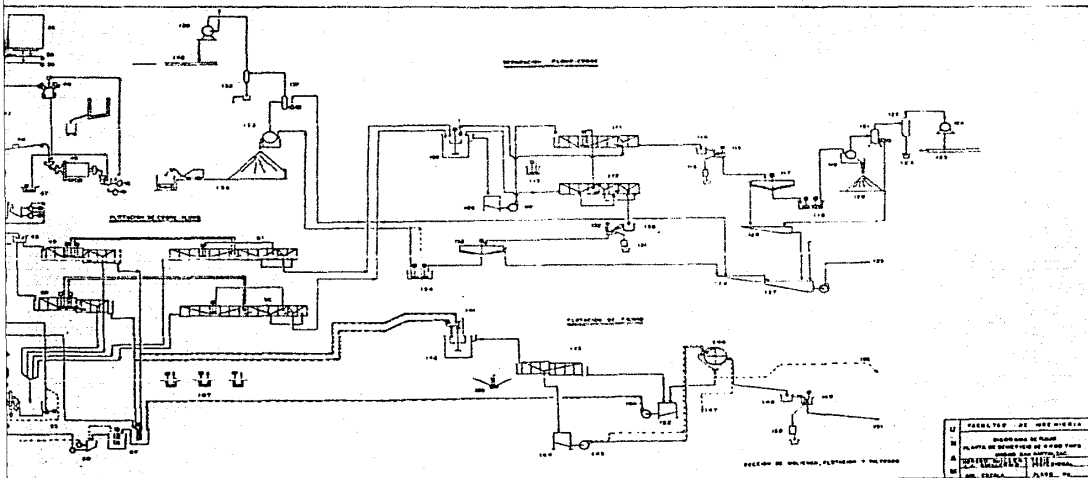


DIAGRAMA DE FLUJO E IDENTIFICACION DE EQUIPO DE LA PLANTA  
DE BENEFICIO 4400 TM/ 24 HRS.

- 1.- TOLVA DE MINERAL GRUESO, CAP. 800 TON.
- 2.- TOLVA DE MINERAL GRUESO, CAP. 800 TON.
- 3.- ALIMENTADOR VIBRATORIO
- 4.- ALIMENTADOR VIBRATORIO
- 5.- TRANSPORTADOR DE BANDA ( 76 " )
- 6.- SEPARADOR MAGNETICO AUTOM. PINNELL MARCA BRIDE
- 7.- DETECTOR DE METALES
- 8.- CRIBA VIBRATORIA ( 5' X 16' DOBLE CARRA 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" X 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" Y 3<sup>3</sup>/<sub>4</sub>" X 5"
- 9.- TRITURADORA SECUNDARIA (DE CONO 5<sup>1</sup>/<sub>2</sub>'Ø CARRERA STD. C. 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" )
- 10.- TRANSPORTADOR DE BANDA (42")
- 11.- TRANSPORTADOR DE BANDA (42")
- 12.- TRANSPORTADOR DE BANDA (42")
- 13.- TOLVA DE MINERAL INTERMEDIO CAP. 360 TON.
- 14.- ALIMENTADOR DE BANDA (60")
- 15.- ALIMENTADOR DE BANDA (42")
- 16.- CRIBA VIBRATORIA 8' X 30', DOBLE CARRA 1" X 1" Y 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" X 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>"
- 17.- TRITURADORA TERCIANA (DE CONO 7'Ø CARRERA CURVA C. 3<sup>3</sup>/<sub>8</sub>" )
- 18.- CRIBA SECUNDARIA (5' X 16' DOBLE CARRA 1" X 1" Y 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" X 1<sup>1</sup>/<sub>2</sub>" )
- 19.- TRITURADORA TERCIANA (DE CONO 5<sup>1</sup>/<sub>2</sub>'Ø CARRERA CURVA C. 5<sup>5</sup>/<sub>8</sub>" )
- 20.- TRANSPORTADOR DE BANDA ( 76" )
- 21.- TRANSPORTADOR DE BANDA ( 76" )
- 22.- PESADOR DE BANDA MARCA HANCOCK
- 23.- MUESTREADOR PRIMARIO MARCA HARRISON COOPER
- 24.- MUESTREADOR SECUNDARIO MARCA HARRISON COOPER
- 25.- TRANSPORTADOR DE BANDA REVERSIBLE ( 76" )
- 26.- SILO DE FINOS CAP. 3250 TON.
- 27.- SILO DE FINOS CAP. 3250 TON.
- 28.- ALIMENTADOR DE BANDA CURVO (50")
- 29.- ALIMENTADOR DE BANDA LARGO (50")
- 30.- ALIMENTADOR DE BANDA LARGO (50")
- 31.- ALIMENTADOR DE BANDA CURVO (30")
- 32.- GRUA VIAJERA CAP. 20 TON.

- 33.- TRANSPORTADOR DE BANDA (30")
- 34.- PESADOR DE BANDA
- 35.- MOLINO PRIMARIO DE BOLAS, CAJA DE DESCARGA Y TRAMPA DE BOLAS.
- 36.- DISTRIBUIDOR RADIAL CON 3 CICLOS
- 37.- ALMACEN DE BOLAS Y BOTE TRANSPORTADOR DE BOLAS
- 38.- CAJA COLECTORA
- 39.- CAJA COLECTORA, SUBSTRADOR PRIMARIO Y SECUNDARIO
- 40.- TANQUES ACCONDICIONADORES PARA COBRE (PCS)
- 41.- CAJA COLECTORA
- 42.- DISTRIBUIDOR DE PULPA
- 43.- TRANSPORTADOR DE BANDA (30")
- 44.- PESADOR DE BANDA
- 45.- MOLINO PRIMARIO DE BOLAS, CAJA DE DESCARGA Y TRAMPA DE BOLAS.
- 46.- TORRE CON 3 CICLOS
- 47.- BOMBA DE PISO
- 48.- BOMBA DE PISO
- 49.- FLOTACION PRIMARIA AGOTATIVA DE COBRE, BANCO DE 7 CELDAS 500 Ft<sup>3</sup>
- 50.- FLOTACION PRIMARIA AGOTATIVA DE COBRE, BANCO DE 7 CELDAS 500 Ft<sup>3</sup>
- 51.- FLOTACION LIMPIADORA DE COBRE, BANCO DE 13 CELDAS 100 Ft<sup>3</sup>
- 52.- FLOTACION LIMPIADORA DE COBRE, BANCO DE 13 CELDAS 100 Ft<sup>3</sup>
- 53.- CAJA DE DESCARGA Y TRAMPA DE BOLAS
- 54.- CICLO DE RECUPERACION DE COBRE
- 55.- CICLO DE RECUPERACION DE COBRE
- 56.- CAJA COLECTORA Y BOMBAS VERTICALES
- 57.- TANQUES ACCONDICIONADORES PARA ZINC
- 58.- CAJA COLECTORA Y BOMBAS HORIZONTALES
- 59.- CAJA COLECTORA
- 60.- CAJA COLECTORA Y DISTRIBUIDOR DE PULPA
- 61.- FLOTACION PRIMARIA AGOTATIVA DE ZINC, BANCO DE 11 CELDAS 300 Ft<sup>3</sup>
- 62.- FLOTACION PRIMARIA AGOTATIVA DE ZINC, BANCO DE 11 CELDAS 300 Ft<sup>3</sup>
- 63.- CAJA COLECTORA ADICION DE ZINC.
- 64.- CAJA DE DESCARGA Y TRAMPA DE BOLAS, CAJA COLECTORA Y BOMBAS VERT.
- 65.- CICLO DE RECUPERACION DE ZINC.
- 66.- MOLINO DE RECUPERACION DE ZINC.
- 67.- CAJA COLECTORA Y BOMBAS VERTICALES
- 68.- CAJA COLECTORA

- 69.- CAJA Y DISTRIBUIDOR DE PULPA
- 70.- FLOTACION LIMPIADORA DE ZINC, BANCO DE 13 CELDAS 100 Ft<sup>3</sup>
- 71.- FLOTACION LIMPIADORA DE ZINC, BANCO DE 13 CELDAS 100 Ft<sup>3</sup>
- 72.- BOMBAS DE PISO
- 73.- SOPLADORES PARA FLOTACION PRIMARIA
- 74.- GRUA MONORRIEL DE 1.5 TON PARA SOPLADORES PARA FLOTACION
- 75.- COMPRESOR PARA SERVICIOS
- 76.- SOPLADORES ROTATORIOS PARA ALIMENT. DE AIRE A FILTROS
- 77.- POLIPASTO DE 1 TON. PARA SOPLADORES PARA FILTROS
- 78.- SOPLADORES PARA FLOTACION LIMPIADORA DE ZINC.
- 79.- CAJAS COLECTORAS Y MUESTREADOR PRIMARIO
- 80.- TANQUE ESPESADOR DE CONCENTRADO DE ZINC (90' X 10')
- 81.- PILETA DE AGUA RECUPERADA DE ZINC
- 82.- BOMBAS A RECUPERACION DE AGUA, PARA TANQUE DE AGUA REC. DE ZINC.
- 83.- TANQUE ESPESADOR COLA FINAL ( 170' X 10' )
- 84.- CAJA COLECTORA
- 85.- CAJAS COLECTORAS
- 86.- BOMBAS HORIZONTALES PARA ENVIO A LA PIEDRA DE JALES
- 87.- CAJAS COLECTORAS Y MUESTREADOR PRIMARIO Y SECUNDARIO
- 88.- CAJA COLECTORA
- 89.- CAJA DE CRUESCOS
- 90.- DOS POLIPASTOS DE 2.5 TON. ACOPADOS PARA FILTROS
- 91.- FILTROS DE TAMBOR
- 92.- ALMACEN CONCENTRADO DE ZINC.
- 93.- CARGADOR FRONTAL
- 94.- BOMBAS VERTICALES
- 95.- DISTRIBUIDOR DE PULPA
- 96.- BOMBA DE FILTRADO
- 97.- BOMBA DE FILTRADO
- 98.- BOMBA DE FILTRADO
- 99.- TRAMPA DE HUREDAL
- 100.- TRAMPA DE HUREDAL
- 101.- TRAMPA DE HUREDAL
- 102.- BOMBAS DE VACIO
- 103.- PILETA PARA AGUA RECUPERADA DE SELLO DE BOMBAS DE VACIO.

- 104.- GRUA VIAJERA CAP. 15 TON. AREA MOLINO
- 105.- BASCULA PARA CARIONES CAP. 100 TON.
- 106.- GRUA VIAJERA 5 TON. PARA FICTACION PRIMARIA ZINC.
- 107.- BOMBAS DE PISO
- 108.- TANQUE ACONDICIONADOR PARA PLOMO ( 10' Ø 10' )
- 109.- CAVA COLECTORA
- 110.- BOMBAS VERTICALES
- 111.- FLOT. PRIMARIA AGOTATIVA PE-CH, BANCO DE 8 CELDAS SUE-A No. 70
- 112.- FICTACION LIMPADORA DE COBRE, BANCO DE 8 CELDAS SUE-A No. 70
- 113.- BOMBAS DE PISO
- 114.- CAJAS COLECTORAS CONCENTRADO PLOMO
- 115.- MUESTREADOR PRIMARIO CONCENTRADO PLOMO
- 116.- MUESTREADOR SECUNDARIO CONCENTRADO PLOMO
- 117.- ESPESADOR PARA CONCENTRADO DE PLOMO ( 50' Ø X 10' )
- 118.- BOMBAS VERTICALES PARA CONCENTRADO PLOMO
- 119.- FILTRO DE TAMBOR PARA CONCENTRADO PLOMO
- 120.- ALMACEN DE CONCENTRADO DE PLOMO
- 121.- RECIPIENTE DE FILTRADO
- 122.- TRAMPA DE SUELDAD
- 123.- TANQUE DE SELLO
- 124.- BOMBA DE VACIO PARA FILTRO DE PLOMO
- 125.- CARALETA COLECTORA AGUA DE SELLO
- 126.- FILETA DE DECONTACION AGUA RECUPERADA DE PLOMO
- 127.- FILETA DE DECONTACION AGUA RECUPERADA DE PLOMO-COBRE
- 128.- FILETA DE DECONTACION DE AGUA RECUPERADA DE COBRE
- 129.- BOMBAS HORIZONTALES A TANQUE DE AGUA RECUPERADA DE PLOMO-COBRE
- 130.- CAJAS COLECTORAS CONCENTRADO COBRE
- 131.- MUESTREADOR SECUNDARIO PARA CONCENTRADO COBRE
- 132.- MUESTREADOR PRIMARIO CONCENTRADO DE COBRE
- 133.- ESPESADOR PARA CONCENTRADO DE COBRE ( 70' Ø X 10' )
- 134.- BOMBAS VERTICALES PARA CONCENTRADO DE COBRE
- 135.- FILTRO DE TAMBOR
- 136.- ALMACEN DE CONCENTRADO DE COBRE
- 137.- RECIPIENTE DE FILTRADO
- 138.- TRAMPA DE SUELDAD

- 139.- BOMBAS DE VACIO ( AGUA DE SELLO)
- 140.- BOMBAS DE VACIO A PILETA AGUA RECUPERADA DE SELLO
- 141.- CAJA COLECTORA
- 142.- ACONDICIONADOR PARA FIERRO ( 14" Ø 14)
- 143.- FLOTACION DE FIERRO, BARCO DE 6 CELDAS DE 500 Ft<sup>3</sup>
- 144.- CAJA COLECTORA
- 145.- BOMBAS HORIZ
- 146.- SEPARADOR MAGNETICO
- 147.- CAJA, A LA CALEZA DE FLOTACION DE ZINC
- 148.- CAJAS COLECTORAS CONCENTRADO FIERRO
- 149.- MUESTREADOR PRIMARIO CONCENTRADO FIERRO
- 150.- MUESTREADOR SECUNDARIO CONCENTRADO FIERRO
- 151.- AL SISTEMA DE COLAS FINALES
- 152.- CAJA, AL ESPESADOR DE CONCENTRADO DE ZINC POR GRAVEDAD
- 153.- CAJA COLECTORA
- 154.- BOMBAS HORIZONTALES, HACIA LOS TANQUES ACONDICIONADORES DE ZINC
- 155.- CARA ACCORRIEL 5 TON. PARA BOMBAS DE VACIO.



## ANEXO

## CALCULO DE LA UTILIDAD NETA ESTIMADA

Para la determinación de la utilidad neta estimada, se obtendrá conociendo el estado de resultados anual estimado de la Unidad San Martín, e iniciaremos con la obtención del cálculo de la Proforma de liquidación de concentrados de Cobre y Zinc.

El objetivo del presente cálculo es indicar el aspecto económico, ya que es un punto muy importante dentro de la economía de la Unidad San Martín, el conocer su utilidad neta estimada.

Cabe hacer mención que la información que se presenta es estimada y por lo cual no indica el estado real que guarda la Compañía con respecto a la Unidad San Martín por considerarla Información Confidencial, el presentar el cálculo indicado de las Proformas de liquidación, es con la finalidad de determinar las ventas estimadas de la Unidad, para a su vez obtener el estado anual estimado y así conocer la utilidad neta estimada.

En base a la producción real y de acuerdo al Balance Metalúrgico, promedio mensual obtenido, se calcularán los pagos y deducciones para una ton. de concentrado en la liquidación de la fundición de Cobre y de Zinc.

## BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO		L E Y E S			
	TON	(%)	(GR/TON)		( % )	
			Ag	Pb	Cu	Zn
Cabezas	117,886.6	100	113	.52	.96	4.62
Conc. Cu-Pb	4,276.2	3.63	1968	5.81	19.00	10.68
Conc. Zn	7,091.5	6.01	108	0.26	0.91	54.00
Colas	100,518.9	90.36	39	0.10	0.24	1.09

PRODUCTO	C O N T E N I D O S			
	(KG)	(KG)		
	Ag	Pb	Cu	Zn
Cabezas	13,321.19	377,237.12	1'131,711.36	5'446,360.92
Conc. Cu-Pb	8,415.56	248,447.22	812,478.00	456,698.16
Conc. Zn	765.88	18,437.90	64,532.65	3'829,410.00
Colas	4,139.75	110,352.00	254,700.71	1'160,252.76

## NOTA:

PRODUCCION POR UN MES DE 25 DIAS

Relación de Concentración para Cu-Pb 27.568:1  
 Relación de Concentración para Zn 10.633:1

En el Balance Metalúrgico no se muestra la ley -  
 de Arsenico contenida en el concentrado de Cu-Pb,  
 la cual tiene 2.2% de este elemento.

## FUNDICION DE COBRE (1)

Costos de Tratamiento.- Se hará una deducción por cada ton, de \$ 79.44 para concentrados cobrizos.

Muestreo.- Se deducirán \$5.00 por cada lote que contenga - menos de 5 ton. y \$10.0 por cada lote menor de una tonelada.

### PAGOS

Plata.- Cuando el ensaye no sea menor de 50 gramos por tonelada, se pagará todo el contenido al 95% del precio.

Piomo.- Ensaye por vía seca (húmeda menos 1.5 unidades), -- cuando el contenido no sea menor de 5%, se pagará por el 50% de la cotización.

Cobre.- Ensaye por vía húmeda. Se pagará por el 90% del -- contenido con deducción mínima de 5 kilogramos y máxima de 13 kilogramos por tonelada en concentrados.

### DEDUCCIONES

Zinc.- Por el contenido que exceda de 3.0% se hará una deducción de \$0.25 por cada unidad; fracciones en proporción.

Arsenico.- En concentrados se hará una deducción por todo - el contenido, a razón de \$0.50 por cada unidad; fracciones en proporción.

(1) Fuente de Información: Costos de Tratamiento, pagos y - deducciones de I.N.M.S.A. de C.V. planta de San Luis Potosí. (1984)

PROFORMA DE LIQUIDACION PARA EL CONCENTRADO  
DE COBAL.

Se hace el cálculo en base a una ton. de concentrado, y en --  
moneda de U.S.A.

1.- COTIZACIONES

1.1.- Plata	\$ 5.57/oztr	\$ 179.08	Dlls/kg.
1.2.- Plomo	\$ 0.2742 Dlls/lb	\$ 0.0247	Dlls/kg.
1.3.- Cobre	\$ 0.6286 Dlls/lb	\$ 1.3858	Dlls/kg.
1.4.- Zinc	\$ 0.4060 Dlls/lb	\$ 0.8950	Dlls/kg.

2.- CONVERSIONES

- 2.1.- 1000 grs/31.103 grs/oztr = 32.1512 oztr  
 2.2.- 1 kg. = 2.2046 Lb  
 2.3.- Tipo de Cambio \$ 835.46 (M.N.) por dolar

3.- PAGOS

3.1.- Pago de la plata en el concentrado de Cu-Pb, se tiene:

1.968 kg. X 0.95 = 1.8696 kg. (contenido a pagar)

1.8696 kg. X 179.08 Dlls/kg. = \$334.81

3.2.- Pago del plomo en el concentrado de Cu-Pb, se tiene:

5.81% - 1.5% = 4.31%

43.1 Kg. (contenido a pagar)

y se pagará el 60% de la cotización del Plomo.

\$ 0.6047 Dlls/kg. X 0.60 = \$ 0.36282 Dlls/ kg.

43.1 kg. X 0.36282 Dlls/ kg. = \$ 15.63

3.3.- Pago del Cobre en el concentrado de Cu-Pb, se tiene:

190 Kg. - 13 Kg. = 177 Kg.

177 kg. X 0.90 = 159.3 kg. (contenido a pagar)

159.3 kg. X \$1.3858 Dlls/ kg. = \$220.76

4.- DEDUCCIONES

4.1.- Por contener Zn en exceso en el concentrado de Cu-Pb.

10.68% - 8% = 2.68% (porcentaje a deducir)

2.68% X 106.8 kg./100 = 2.86 kg. (contenido a deducir)

2.86 kg. X \$ 0.25 Dlls. = 0.715

4.2.- Por contener As, en el concentrado de Cu-Pb.

2.2% X 22 kg/100 = 0.484 kg. (contenido a deducir)

\$ 0.50 X 0.022 = \$ 0.011

0.484 kg. X \$ 0.011 = 0.0054.3.- Para la maquila se deducirá \$ 79.83 por ton.4.4.- Por muestreo se deducirá \$ 5.00 por ton.

4.5.- Impuestos, se determinarán los derechos sobre minería:

Para la plata el 7%: 334.51 X 0.07 = \$ 23.43

Para el Plomo el 5%: 15.63 X 0.05 = \$ 0.78

Para el Cobre el 5%: 220.76 X 0.05 = \$ 11.03

Total de impuestos \$ 35.24RESUMEN DE PAGOS

Plata	\$ 334.81
Plomo	\$ 15.63
Cobre	\$ 220.76
Total	<u>\$ 571.20</u>

RESUMEN DE DEDUCCIONES

Contener Zinc	\$	0.715
Contener Arsenico	\$	0.005
Maquila	\$	79.85
Muestreo	\$	5.00
Impuestos	\$	<u>35.24</u>
Total	=	120.79

5.- Valor neto de liquidación para Cobre

Valor neto de liquidación de concentrados de Cu-Pb.

$$571.20 - 120.79 = \underline{\underline{\$ 450.41}}$$

Valor neto de liquidación por ton. de mineral.

$$\$ 450.41 / 27.548 (1) = \underline{\underline{16.35}}$$

(1) Relación de concentración del Cobre.

En moneda Nacional el valor neto estimado de liquidación por ton. de mineral, será:

$$\$ 16.35 / \text{ton.} \times \$ 835.46 / \text{Dlrs} = \underline{\underline{13.659.77}} \quad (\text{N.N.})$$

FUNDICION DE ZINC (2)COSTO DE TRATAMIENTO:

Se cobrarán \$ 151.01 por tonelada métrica seca de concentrados, además se hará un cargo de \$ 110.00 por ton. de zinc contenido basado en el costo actual de la energía eléctrica.

PAGOS

Zinc.— Se pagará con el 85% del contenido, con deducción mínima de 8 unidades, al precio de Zinc.

Plata.— Se descontarán 150 gramos del ensaye respectivo y se pagará por el 60% del contenido resultante al 95% del promedio de las cotizaciones.

DEDUCCIONES

Los castigos por impurezas no se deducirán como son: cloro, -- fluor, Arsenico, Antimonio Biquel y Cobalto.

(2) Fuente de Información: Metalúrgica Mexicana Peñoles, S.A.;  
Torreón, Coah. ( 1984)

PROPORMA DE LIQUIDACION PARA EL  
CONCENTRADO DE ZINC.

Se hace el cálculo en base a una ton. de concentrado, y en -  
moneda de U.S.A.

1.- PAGOS

1.1.- Pago de la plata en el concentrado de Zn. se tiene:

0.106 kg.

0.108 Kg. X 0.60 = 0.0648 kg. (contenido a pagar)

Se pagará el 95% de la cotización de la Plata

179.08 Dlls/ kg. X 0.95 = \$ 170.126 Dlls/kg.

170.126 Dlls/kg. X 0.0648 = 11.024

1.2.- Pago del Zinc, se tiene:

54% - 8% = 46%

460 kg.

460 kg. X 0.85 = 391.0 kg. (contenido a pagar)

\$ 0.8590 Dlls/kg X 391.0 kg = \$335.869

2.- DEDUCCIONES

2.1.- Para la máquina se deducirá \$ 151.01/ ton.

2.2.- Se hará una deducción por \$ 110.00 por ton. de zinc.  
contenido basado en el costo actual de energía eléctrica.



2.3.- Impuestos, se determinarán los derechos sobre minería:

Para la plata el 7% : \$ 11.024 X 0.07 = \$ 0.77  
 Para el Zinc el 5% : \$ 335.869 X 0.05 = \$ 16.79

Total de Impuestos \$17.56

RESUMEN DE PAGOS

Plata	\$	11.024
Zinc	\$	<u>335.869</u>
Total	\$	<u>346.893</u>

RESUMEN DE DEDUCCIONES

Maquila	\$	151.01
E. Eléctrica		110.00
Impuestos		<u>17.56</u>
Total	\$	<u>278.57</u>

3.- Valor neto de liquidación para Zinc.

Valor neto de liquidación de concentrados de Zn.

\$ 346.893 - \$ 278.57 = \$ 68.323

Valor neto de liquidación por ton. de mineral

68.323/16.623 (2) = \$ 4.11

(2) Relación de Concentración del zinc.

En Moneda Nacional el valor neto estimado de liquidación por ton. de mineral, será:

$$\$ 4.11/ \text{ton} \times \$ 835.46/\text{Dfls} = \$ 3,433.74 \text{ (M.N.)}$$

El valor neto estimado de liquidación por ton. de mineral, será:

$$\$ 13,659.77 + \$ 3,433.74 = \underline{\underline{\$ 17,093.51}} \text{ (M.N.)}$$

Para el cálculo de la utilidad neta estimada, se tiene conocimiento que actualmente se produce 4400 ton/día y se espera incrementar esta producción hasta 6000 ton/día, para lo cual, se tomará como base la producción de 4400 ton/ día.

ESTADO DE RESULTADOS ANUAL ESTIMADO

CONCEPTO	UNITARIO ( M. N. POR TON. )	ANUAL ( MILES DE PESOS )
VENTAS (1)	17,093.51	22,563'433.2
COSTOS DE PRODUCCION	14,043.23	18,537'063.6
DIRECTOS (PREPARACION Y EXPLOTACION)	4,150.15	5,451'798.0
PLANTA DE BENEFICIO	2,100.00	2,772'000.0
FLETE A PLANTA DE FUNDICION	5,981.35	7,895'382.0
IMPREVISTOS (15%)	1,831.73	2,417'583.6
UTILIDAD BRUTA ESTIMADA	3,050.28	4,026'369.6
GASTOS DE OPERACION	2,492.06	3,289'519.2
ADMINISTRACION	1,652.06	2,180'719.2
PAGOS A BANCOS (2)	840.00	1,108'800.0
UTILIDAD GRAVABLE	558.22	736'850.4
I.S.R. (42%)	234.45	309'477.2
P.T.U. (10%)	55.82	73'685.0
UTILIDAD NETA ESTIMADA	<u>267.94</u>	<u>353'638.2</u>

- (1) Incluye deducción por maquila de fundición e impuestos
- (2) Los gastos por este concepto fueron estimados ya que se carece de información al respecto.

Observaciones: Se nota que la utilidad neta estimada es de - \$ 267.94/ ton., estando en relación a las leyes del yacimiento, siendo estas muy bajas debido a una explotación de volúmenes muy grandes de mineral y a la cotización de los metales.

## CAPITULO VII

## CONCLUSIONES Y OBSERVACIONES.

- 1.- Es necesario hacer una observación muy importante, en el proyecto de ampliación que se está llevando a cabo en la Unidad de San Martín, Zac. en la que de una producción inicial de 2400 ton. por día se trata de llegar a obtener 6800 ton. por día, es un reto muy grande para todos los integrantes de la unidad San Martín, actualmente se ha alcanzado una etapa de esta meta teniéndose una producción diaria, aproximadamente, de 4400 tons. y se piensa en un futuro próximo llegar al objetivo planeado.
- 2.- Para llegar a las metas fijadas en la Unidad San Martín, es loable la participación realizada por ingenieros técnicos y prácticos mexicanos en todos los departamentos de: Mina, Planeación y Control, Mecánico Eléctrico, Mecánico Diesel, Molino y Seguridad, y muy especialmente un reconocimiento al personal sindicalizado que sin su participación no se hubiera hecho posible los logros alcanzados hasta el momento.
- 3.- Un proyecto así, trae como consecuencia indudablemente, muchos cambios y modificaciones en cada una de las etapas en su realización y en operación trayendo como consecuencia la necesidad de obtener los parámetros adecuados para la producción planeada que es una de las metas para lograr este objetivo.
- 4.- El presente estudio de esta Tesis fue dar a conocer un sistema de explotación como es el de "Corte y Relleno - Hidráulico con Jales y Pilares Esbeltos" aplicados a un gran cuerpo mineralizado que cumpliera con las características estructurales del yacimiento y con una alta mecanización para obtener una gran producción y bajos cos-

tos, siendo actualmente muy importante esta consideración.

Todavía hay retos para resolver, como los siguientes:

- 1.- Para tener un mayor conocimiento a profundidad del yacimiento es conveniente dar un mayor apoyo a los estudios de barrenación a diamante, sin olvidar aquellos estudios referentes a la génesis del yacimiento, porque nos ayudará a tener un mayor conocimiento en el comportamiento estructural del yacimiento y establecer las bases para proyectar la explotación a profundidad.
- 2.- En el tumbé del rebaje es conveniente realizar estudios en cuanto a la plantilla de barrenación del triciclo, es decir en su separación entre anclas debido a que se obtiene una fragmentación en la disparada de algunas rocas mayores a 1.50 m. de diámetro y por lo cual, se necesita "plastear" y a veces "monear" la roca teniendo un mayor consumo de explosivo.
- 3.- Uno de los problemas es la falta de gente, para realizar y llevar a cabo adecuadamente la producción programada que a la fecha no se ha logrado; por lo cual, es conveniente realizar un estudio para aumentar la producción ya sea en base a la mecanización; es decir, aumentar el número de equipos o sustituir el actual por otros equipos, ó realizar un estudio para determinar las causas por las cuales hay un alto índice de renunciadas, debido principalmente a los salarios tan bajos que percibe el personal sindicalizado y personal técnico.
- 4.- Actualmente, se tiene un problema en la estación de bombeo de jales ubicada a un costado de la presa de jales, es necesario recalcular nuevamente los dos circuitos porque constantemente hay derramamientos de jales hacia el - - - - -

riachuelo y trae como consecuencia la afectación en la muerte a los animales, y problemas con los propietarios de los terrenos donde cruza las líneas de conducción de jales.

- 5.- Es necesario llevar a cabo programas de capacitación al personal sindicalizado como técnico para cumplir y resolver los problemas que se presentan en la operación de la mina - como en la Planta de Beneficio.
  
- 6.- Es obvio que existen y existirán infinidad de problemas durante la operación en la mina y en la planta de Beneficio - para llevar a cabo las metas programadas y recordando las palabras de un estimado ingeniero que nos dijo en una ocasión "es necesario hablar sobre el problema existente tal y como se presenta para buscar la manera de resolverlo y no buscar culpables, sino llegar a solucionarlo y lograr las metas fijadas".

#### CONCLUSIONES

Se está entrando a un nuevo concepto de minería que afortunadamente el personal técnico y, en general, están siendo partícipes de este cambio, que será alcanzar a futuro una explotación de los yacimientos más tecnificada, que para el país es salir de procedimientos rudimentarios, que traen como consecuencia un alto costo en su operación, y disfrutar de minerales ricos quedando sin participar económicamente gran cantidad de mineral de baja ley.

- 1.- Estudio de criterios de diseño para un sistema de Corte y Relleno en la Unidad Santa Eulalia, de I.M.M.S.A. de C.V.  
ING. GPE. DURON C.  
ING. MODESTO RDGUEZ. B.
- 2.- Geología del Distrito Minero - de San Martín, Zac. I.M.M.S.A. de C.V. 1974.  
ING. F. ESCANDON
- 3.- Reportes Privados de la Unidad San Martín, Zac. I.M.M.S.A. de C.V. 1960.  
ING. A. GIESEKE.
- 4.- Petrología  
ING. T. W. HUANG.
- 5.- Mecánica de Rocas Aplicado al minado Subterráneo (memoria del curso 1981)  
ING. R. NAVA.
- 6.- Información proporcionada por - los Departamentos de Planeación y Control, Mina, Molino, Contabilidad, Oficina de Raya, Mecánico Diesel, Mecánico Eléctrico, de la Cía. I.M.M.S.A. de C.V. - Unidad San Martín, Zac. en 1986.  
THE DOW CHEMICAL COMPANY
- 7.- Fundamentos de Flotación
- 8.- Apuntes de Explotación de Minas - I y II  
ING. A. BERNAL B.
- 9.- Apuntes de Explotación de Minas - III y IV.  
ING. D. GOMEZ R.

## I N D I C E

CAPITULO No. I GENERALIDADES		No. PAGINA
1.1.-	LOCALIZACION	1
1.2.-	VIAS DE COMUNICACION	1
1.3.-	SERVICIOS	1
1.4.-	CLIMA Y VEGETACION	2
1.4.1.-	CLIMA	2
1.4.2.-	VEGETACION	2
1.5.-	ACTIVIDADES REGIONALES	2
1.5.1.-	ECOLOGIA	2
1.5.2.-	CULTURA	3
1.6.-	SALUBRIDAD	3
1.7.-	ANTECEDENTES HISTORICOS DEL DISTRITO DE SAN MARTIN	4
1.7.1.-	HISTORIA DE LA REGION	4
1.7.2.-	HISTORIA DE LA COMPAÑIA INDUSTRIAL MINERA MEXICO, S. A., DE C.V. UNIDAD SAN MARTIN	4
1.7.3.-	PRODUCCION MINERA EN EL MUNICIPIO DE SOMBRERETE DE 1987 A 1993	5
CAPITULO No. II INFORMACION GEOLOGICA REGIONAL		
11.1.-	INFORMACION GENERAL	6
11.2.-	FISIOGRAFIA	6
11.3.-	GEOMORFOLOGIA	6
11.4.-	HIDROGRAFIA	6
11.5.-	GEOLOGIA HISTORICA DE LA REGION	7
11.6.-	ESTRATIGRAFIA	9
11.6.1.-	FORMACION CUESTA DEL CURA	9
11.6.2.-	FORMACION INDIVIDUAL	10
11.6.3.-	ROCAS IGNEAS	11
11.6.3.1.-	INTRUSIVAS	11
11.6.3.2.-	EXTRUSIVAS	12
11.6.4.-	ROCAS METAMORFICAS	12
11.6.5.-	CONGLOMERADO Y ALUVION	13
11.7.-	GEOLOGIA ESTRUCTURAL	13



11.8.-	YACIMIENTOS MINERALES	15
11.9.-	ESPECIES MINERALES	16
11.10.-	ZONAS DE ALTERACION DE LOS YACIMIENTOS MINERALES	17
11.11.-	ALTERACIONES	18

CAPITULO No. 111 DESCRIPCION DE LA MINA Y RESERVAS

111.1.-	DESCRIPCION DE LA MINA	19
111.2.-	EXPLORACION Y DESARROLLO	21
111.2.1.-	PREPARACION DE DIAMANTE	21
111.2.2.-	EXPLORACION CON OBRA DIRECTA	22
111.2.3.-	GEOLOGIA DEL INTERIOR DE LA MINA	22
111.3.-	RESERVAS	23
111.3.1.-	MINERAL EXPLOTABLE	24
111.3.1.1.-	MINERAL POSITIVO	24
111.3.1.2.-	MINERAL PROBABLE	24
111.3.2.-	MINERAL DE INTERES	24
111.3.3.-	MINERAL INFERRIDO	24
111.4.-	METODO DE EXPLOTACION	25
111.4.1.-	FACTORES FISICOS Y OPERACIONALES QUE INTERVINIERON EN LA SELECCION DE ESTE SISTEMA	28
111.4.2.-	VENTAJAS	29
111.4.3.-	DESVENTAJAS	30
111.4.4.-	RESUMEN	32
111.4.4.1.-	OBRAS DE DESARROLLO	32
111.4.4.2.-	OBRAS DE PREPARACION	32
111.4.5.-	CUADRO SINOPTICO DEL EQUIPO EN OPERACION	37
111.4.5.1.-	EQUIPO DE OPERACION EN MINA LISTA DE EQUIPO EN OPERACION ACTUAL EN MINA	38

CAPITULO No. 1V PLANEACION PARA EXPLOTAR EL BLOQUE 12-550 DE -  
ACUERDO CON SUS CARACTERISTICAS GEOLOGICAS - ES  
TRUCTURALES.

1V.1.-	GENERALIDADES	42
1V.2.-	DESCRIPCION GEOLOGICA DEL NIVEL 12.	43

1V.3.-	SECUENCIA DE LAS OBRAS NECESARIAS QUE SE REALIZAN EN EL SISTEMA DE "CORTA Y RELLENO HIDRAULICO CON CALAS Y PILARES ASSELTOS".	45
1V.4.-	PREPARACION GENERAL PARA EL BLOQUE 12-550	52
1V.4.1.-	COSTO ESTIMADO DE LA MAPA GENERAL DE SERVICIOS - - ( MAPA 0-016 )	52
1V.4.1.1.-	PLANTILLA DE DETERMINACION PARA LA MAPA DE SERVICIOS DE SECCION DE 5.0 X 5.5 M.	53
1V.4.1.1.1.-	ESTIMACION DE COSTOS DE LA DETERMINACION	54
1V.4.1.1.2.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO	54
1V.4.1.1.3.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	54
1V.4.1.1.4.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	55
1V.4.1.2.-	COSTO DEL ACCESO EN LA DETERMINACION	55
1V.4.1.2.1.-	COSTO DE MANEJO EN LA DETERMINACION	56
1V.4.1.2.2.-	COSTO MANTENIMIENTO EN LA DETERMINACION	57
1V.4.1.2.3.-	COSTO DE LA MANO DE OBRERA EN LA DETERMINACION	57
1V.4.1.2.4.-	RESERVA COSTOS DE LA DETERMINACION ( 1986 )	58
1V.4.1.3.-	CALCULO DEL EXPLOSIVO NECESARIO DE ACUERDO CON LA PLANTILLA DE DETERMINACION	59
1V.4.1.3.1.-	CALCULO PARA DETERMINAR LA CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARCA DE COLOMAN.	59
1V.4.1.3.2.-	CALCULO PARA DETERMINAR LA CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARCA DE FONDO.	60
1V.4.1.3.3.-	CALCULO DEL VOLUMEN DE UN BOMBILLO	61
1V.4.1.3.4.-	COSTO DE EXPLOSIVO	62
1V.4.1.4.-	CONSUMO DE ENERGIA PARA DETERMINACION	63
1V.4.1.4.1.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO ( UN COMPRESOR )	63
1V.4.1.4.2.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	64
1V.4.1.4.3.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL ( UN COMPRESOR )	64
1V.4.1.4.4.-	COSTO DE LA MANO DE OBRERA EN LA OPERACION ( 4 COMPRESORES )	65
1V.4.2.5.-	CALCULO DE ENERGIA ELECTRICIDAD CONSUMIDA POR 100 4 COMPRESORES	66
1V.4.1.5.1.-	COSTO DE 1000 Ft <sup>3</sup> DE AIRE COMPRIMIDO	66
1V.4.1.6.-	COSTO DE PASADIZOS	68
1V.4.1.7.-	COSTO DE TUNELERIA	69
1V.4.1.8.-	RESERVA DE COSTOS MAPA GENERAL DE SERVICIOS	70
1V.4.1.9.-	COSTO ESTIMADO EN EL RESUMEN EN EL COSTO DE LA MAPA DE SERVICIOS.	71

IV.4.1.9.1.-	COSTO DEL EQUIPO	72
IV.4.1.9.2.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	73
IV.4.1.9.3.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	74
IV.4.1.10.-	COSTO DE LA RAMPA DE OBRAS OPERADORES	74
IV.4.1.11.-	COSTO ESTIMADO DE LLANTAS	75
IV.4.1.11.1.-	COSTO ESTIMADO DE LLANTAS A VALOR ACTUAL	76
IV.4.1.11.2.-	COSTO LLANTAS DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	77
IV.4.1.12.-	COSTO ESTIMADO POR MANTENIMIENTO DEL EQUIPO	77
IV.4.1.12.1.-	COSTO ESTIMADO RAMO DE OBRAS MANTENIMIENTO	78
IV.4.1.12.2.-	COSTO ESTIMADO DE DIESEL	78
IV.4.1.12.3.-	COSTO ESTIMADO POR REPARACIONES DEL EQUIPO	79
IV.4.1.12.4.-	RESUMEN COSTOS DE MANTENIMIENTO	80
IV.4.1.13.-	RESUMEN GENERAL DE COSTOS POR RELAGADO	80
IV.4.1.14.-	VENTILACION	81
IV.4.1.14.1.-	COSTO ESTIMADO DEL EQUIPO	81
IV.4.1.14.2.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO	82
IV.4.1.14.3.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	82
IV.4.1.14.4.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	82
IV.4.1.14.5.-	COSTO DE ACCESORIOS	83
IV.4.1.14.6.-	COSTO DE ENERGIA ELECTRICA CONSUMIDA POR VENTILACION	84
IV.4.1.14.7.-	RESUMEN COSTOS DE VENTILACION	85
IV.4.1.14.8.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA GENERAL DE SERVICIOS (INCLUYE 6 CRUCEROS)	86
IV.4.2.-	COSTO ESTIMADO DE ACCESOS AL CUERPO MINERALIZADO	87
IV.4.2.1.-	ACCESOS AL BLOQUE 12-550	87
IV.4.2.2.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA DE ACCESO AL CUERPO - MINERALIZADO ( BARRERACION )	88
IV.4.2.3.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA DE ACCESO AL CUERPO - MINERALIZADO ( MINERABO )	89
IV.4.2.4.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA DE ACCESO AL CUERPO - MINERALIZADO ( VENTILACION )	90
IV.4.2.5.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA DE ACCESO AL CUERPO - MINERALIZADO	91
IV.4.3.-	COSTO ESTIMADO DEL NIVEL DE ACARNEO	92
IV.4.3.1.-	RESUMEN COSTOS DE LA RAMPA DEL NIVEL DE ACARNEO, - BARRERACION, ( PRIMERA ETAPA ).	93
IV.4.3.2.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA RAMPA DEL NIVEL DE ACARNEO, RELAGADO ( PRIMERA ETAPA ).	94

IV.4.3.3.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA MAQUINA DEL NIVEL DE ACARREO, VENTILACION ( PRIMERA ETAPA )	95
IV.4.3.4.-	RESUMEN DE COSTOS DE LA MAQUINA DEL NIVEL DE ACARREO, ( PRIMERA ETAPA )	96
IV.4.3.5.-	PLANTILLA DE DEMARCACION PARA EL DESBORDE DE LA MAQUINA DEL NIVEL DE ACARREO.	97
IV.4.3.6.-	PLANTILLA DE DEMARCACION PARA DESBORDE DE LA MAQUINA DEL NIVEL DE ACARREO SECCION 3.0 X 3.5 M.	98
IV.4.3.7.-	CALCULO DEL DESBORDE DE LA MAQUINA DEL NIVEL DE ACARREO	99
IV.4.3.8.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO	99
IV.4.3.9.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	100
IV.4.3.10.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	101
IV.4.3.11.-	COSTO DE LA PUNTA DE OJERA PARA LESIONAR	101
IV.4.3.12.-	CALCULO DE EXPLOSIVO REQUERIDO DE ACUERDO CON LA PLANTILLA DE DEMARCACION	102
IV.4.3.13.-	CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARGA DE COLUMNA	102
IV.4.3.14.-	CANTIDAD DE EXPLOSIVO EN LA CARGA DE FONDO	103
IV.4.3.15.-	RESUMEN COSTO DEL DESBORDE DEL NIVEL DE ACARREO, DEMARCACION. ( SEGUNDA ETAPA )	104
IV.4.3.16.-	RESUMEN COSTO DEL DESBORDE DEL NIVEL DE ACARREO, RESAGADO. (SEGUNDA ETAPA)	104
IV.4.3.17.-	RESUMEN DE COSTOS DEL DESBORDE (SEGUNDA ETAPA )	105
IV.4.3.18.-	RESUMEN GENERAL DEL COSTO DE LA MAQUINA DEL NIVEL DE ACARREO. ( PRIMERA Y SEGUNDA ETAPA )	106
IV.4.4.-	COSTO ESTIMADO DEL NIVEL DE DEMARCACION Y CUATRO CRUCEROS.	107
IV.4.4.1.-	RESUMEN DE COSTOS DE DEMARCACION NIVEL DE DEMARCACION Y CUATRO CRUCEROS	109
IV.4.4.2.-	RESUMEN DE COSTOS DE RESAGADO NIVEL DE DEMARCACION Y CUATRO CRUCEROS	110
IV.4.4.3.-	RESUMEN DE COSTOS DE VENTILACION DEL NIVEL DE DEMARCACION Y CUATRO CRUCEROS	111
IV.4.4.4.-	RESUMEN DE COSTOS DEL NIVEL DE DEMARCACION Y CUATRO CRUCEROS	112
IV.4.5.-	COSTO ESTIMADO EN FRENDES Y CRUCEROS DEL SILL	113
IV.4.5.1.-	RESUMEN DE COSTOS DE FRENDES Y CRUCEROS ( PREPARACION DEL SILL DE EXPLOSION )	113
IV.4.5.2.-	DESBORDES DE FRENDES Y CRUCEROS	114
IV.4.5.3.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO	115
IV.4.5.4.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	115

IV.4.5.5.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	116
IV.4.5.6.-	COSTO DEL ACERO EN LA BARRENACION	116
IV.4.5.7.-	COSTO DE LA MANO DE OBRA	116
IV.4.5.8.-	CALCULO DE EXPLOSIVO REQUERIDO	117
IV.4.5.9.-	COSTO EXPLOSIVO	117
IV.4.5.10.-	RESUMEN DE SOBRES FRENTES Y CRUCEROS EN LA BARRENACION	118
IV.4.5.11.-	RESUMEN COSTOS DEL SOBRES DE FRENTES Y CRUCEROS	119
IV.4.6.-	CONTRATOS DE SERVICIOS, VENTILACION Y CROCHO O TRANSFERENCIA DE MINERAL.	119
IV.4.6.1.-	ESTIMACION DE LOS COSTOS DE LOS CONTRATOS	122
IV.4.6.2.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO	123
IV.4.6.3.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	123
IV.4.6.4.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	123
IV.4.6.5.-	ACCESORIOS DE LA MAQUINA ROEBLINS	124
IV.4.6.6.-	COSTO DE LOS ACCESORIOS A VALOR ACTUAL	124
IV.4.6.7.-	CALCULO DE LOS ACCESORIOS DE LA MAQUINA ROEBLINS A VALOR ACTUAL.	125
IV.4.6.8.-	COSTO DE LA MANO DE OBRA OPERACION MAQUINA ROEBLINS	125
IV.4.6.9.-	CONSTRUCCION BASE PARA MAQUINA ROEBLINS	126
IV.4.6.10.-	MATERIALES BASE MAQUINA ROEBLINS	126
IV.4.6.11.-	COSTO DE LA MANO DE OBRA EN LA CONSTRUCCION DE BASE PARA MAQUINA ROEBLINS (INCLUIDA LA ALICATA Y EL VACIADO)	129
IV.4.6.12.-	RESUMEN DE COSTOS PARA CONTRATOS DE SERVICIOS VENTILACION Y TRANSFERENCIA DE MINERALES	129
IV.4.6.13.-	RESUMEN TOTAL DE COSTOS DE LOS CONTRATOS ROEBLINS	130
IV.4.6.14.-	RESUMEN TOTAL DE COSTOS DE PREPARACION DEL BLOQUE 12-550	132
IV.4.7.-	EXPLOTACION DEL MINERAL 12-550	134
IV.4.7.1.-	OPERACIONES EN EL CICLAJE	134
IV.4.7.2.-	CALCULO DEL EQUIPO PARA LA BARRENACION DE TORNE, DE ACUERDO EN EL TONELAJE ESTIMADO EN LA PRODUCCION	134
IV.4.7.3.-	TORNE ( BARRENACION )	135
IV.4.7.4.-	CALCULO DEL NUMERO DE CICLOS NECESARIOS EN LA OPERACION TRABAJANDO 2 TORNEOS/ DIA.	136
IV.4.7.5.-	ESTIMACION DEL COSTO EN LA BARRENACION	137
IV.4.7.6.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO	138
IV.4.7.6.1.-	COSTO DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	138
IV.4.7.6.2.-	DEPRECIACION DEL EQUIPO A VALOR ACTUAL	139
IV.4.7.7.-	COSTO DE LA MANO DE OBRA EN LA BARRENACION	139

IV.4.7.8.-	COSTO DEL ACEBO PARA BARRENAR	140
IV.4.7.9.-	COSTO DE LA MANO DE OBRA FANTERIALETO UPPER DRILL	140
IV.4.7.10.-	COSTO DE LA TUBERIA PARA AIRE COMPRESIDO	141
IV.4.7.11.-	COSTO DE LA TUBERIA PARA AGUA	142
IV.4.7.12.-	COSTO DEL EQUIPO COMPRESOR	143
IV.4.7.13.-	COSTO DE LA MANO DE OBRA EQUIPO COMPRESOR	143
IV.4.7.14.-	COSTO DE ENERGIA ELECTRICA	143
IV.4.7.15.-	COSTO DE MANGUERAS	144
IV.4.7.16.-	RESUMEN DE COSTOS DE TUNEL EN LA BARRELACION	145
IV.4.7.17.-	COSTO DEL EQUIPO DE VOLADURA	146
IV.4.7.18.-	CALCULO DEL EXPLOSIVO REQUERIDO DE ACUERDO A LA PLANTILLA DE BARRELACION	146
IV.4.7.19.-	CALCULO PARA LA CARGA DE ESCALILLOS	147
IV.4.7.20.-	COSTO EXPLOSIVO PARA 327 BARRENOS (CARGA PROBEDIO EN 2 TURNOS)	147
IV.4.7.21.-	MANO DE OBRA EN EL CARGADO DE BARRENOS DE UPPER DRILL	148
IV.4.7.22.-	RESUMEN DE COSTOS EN TUNEL POR EXPLOSIVOS	149
IV.4.7.23.-	COSTO ESTIMADO EN LA MANO DE OBRA PARA ANCLAJE EN EL TUNEL.	150
IV.4.7.24.-	COSTO ESTIMADO DE LOS MATERIALES PARA 196 ANCLAS	151
IV.4.7.25.-	RESUMEN DEL COSTO DE ANCLAJE EN EL TUNEL	152
IV.4.7.26.-	RESUMEN TOTAL DE COSTOS DE LA LAMINACION Y ANCLAJE	152
IV.4.7.27.-	ESTIMACION DEL COSTO POR ACARNEO	153
IV.4.7.28.-	RESUMEN DEL COSTO ESTIMADO EN TUNEL, ANCLAJE Y ACARNEO	153
IV.4.7.29.-	RELLENO HIDRAULICO	153
IV.4.7.30.-	COSTO ESTIMADO DE LA LOSA DE PISO POR MATERIALES	154
IV.4.7.31.-	COSTO ESTIMADO EN LA MANO DE OBRA PARA RELLENO	154
IV.4.7.32.-	RESUMEN COSTO ESTIMADO EN RELLENO	155
IV.4.7.33.-	RESUMEN COSTO TOTAL ESTIMADO EN LA ETAPA DE EXPLOTACION	156

CAPITULO No. V SISTEMAS DE REFORZAMIENTO BASADOS EN LOS ESTUDIOS DE MECANICA DE ROCAS PARA EL BLOQUE 17-550.

V.1.-	GENERALIDADES	158
V.2.-	ESTUDIO DE RQD (INDICACION DE LA CALIDAD DE LA ROCA)	160
V.2.1.-	CUADRO SINOPTICO DEL RQD	161

V.3.-	CLASIFICACION INGENIERIL DE LA ROCA	161
V.4.-	CALCULO DE LA SEPARACION O LUZ ENTRE PILARES	162
V.5.-	CALCULO DE LAS DIMENSIONES DE LOS PILARES PARA EL REBAJE 12-550 DE ACUERDO CON LOS CRITERIOS DE MECANICA DE ROCAS	162
V.5.1.-	INFORMACION REQUERIDA	163
V.5.2.-	CALCULO DE LOS PILARES	165
V.6.-	CALCULO DE LA PLANTILLA DE ANCLAJE Y SU DISTRIBUCION EN EL CIELO DEL REBAJE 12-550.	166
V.6.1.-	ESFUERZO A TENSION DE LAS ANCLAS (Wb)	167
V.6.2.-	ESPACIAMIENTO ENTRE ANCLAS	167
V.7.-	OBSERVACIONES	169

CAPITULO No. VI REVISIO. Y JUSTIFICACION DEL EQUIPO Y DE LOS PARÁMETROS DE LA NUEVA PLANTA DE BENEFICIO DE CAPACIDAD 1400 TON/ 24 HRS.

VI.1.-	GENERALIDADES	170
VI.2.-	CRITERIOS DE DISEÑO	171
VI.2.1.-	CONCENTRADOS A OBTENER	172
VI.2.2.-	BALANCE METALURGICO	172
VI.2.3.-	CALIDAD DE LOS CONCENTRADOS	174
VI.2.4.-	RECUPERACIONES (%) Y RELACION DE CONCENTRACION ( H.C. )	174
VI.3.-	PLANTA DE TRITURACION	175
VI.4.-	PLANTA DE MOLIEDA Y FLOTACION DE SULFUROS	184
VI.4.1.-	MOLIEDA	185
VI.4.2.-	FLOTACION DE SULFUROS	186
VI.4.2.1.-	CIRCUITO DE FLOTACION FLUORO-COBRE	186
VI.4.2.2.-	CIRCUITO DE FLOTACION DEL ZINC.	187
VI.4.2.3.-	CIRCUITO DE SEPARACION FLUORO-COBRE	188
VI.4.2.4.-	CIRCUITO DE FIERRO	189
VI.4.3.-	APLICACION DE LOS REAGENTES EN LA FLOTACION DE LA PLANTA - DE BENEFICIO.	201
VI.4.3.1.-	AGENTES DE FLOTACION	201
VI.4.3.1.1.-	LOS COLECTORES	201
VI.4.3.1.2.-	ESPUMANTES	202

VI.4.3.1.3.-	MODIFICADORES	202
VI.5.-	PLANTA DE FILTRACION	214
VI.5.1.-	FILTROS Y ALMACEN DE CONCENTRADOS	214
VI.6.-	SISTEMA DE JALES	216
VI.7.-	EMBARQUES DE CONCENTRADO	218
	DIAGRAMA DE FLUJO E IDENTIFICACION DE EQUIPO DE LA PLANTA DE BENEFICIO 4400 TM/24 HRS.	219
	ANEXO	
	CALCULO DE LA UTILIDAD NETA ESTIMADA	224
	BALANCE METALURGICO	225
	FUNDICION DE COBRE	226
	PROPORMA DE LIQUIDACION PARA EL CONCENTRADO DE COBRE	227
	VALOR NETO DE LIQUIDACION PARA COBRE	229
	FUNDICION DE ZINC	230
	PROPORMA DE LIQUIDACION PARA EL CONCENTRADO DE ZINC	231
	VALOR NETO DE LIQUIDACION PARA ZINC	232
	ESTADO DE RESULTADOS ANUAL ESTIMADO	233
CAPITULO No. VII.-	CONCLUSIONES Y OBSERVACIONES	235
	BIBLIOGRAFIA	238
	INDICE	239