



# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

EXPLOTACION DEL CUERPO  
"LAS EULALIAS", CHARCAS,SLP

TESIS PROFESIONAL  
Que Para obtener el titulo de  
Ingeniero de Minas y Metalurgista

Presenta:

MIGUEL ANGEL MARTINEZ LUYANDO

DIRECTOR DE TESIS: M. C. MAURICIO MAZARI HIRIART



Mexico, D.F.

2000

204575



Universidad Nacional  
Autónoma de México



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

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

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

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

**ESTA TESIS NO SALE  
DE LA BIBLIOTECA**



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA  
DIRECCIÓN  
60-1-079

**SR. MIGUEL ANGEL MARTINEZ LUYANDO**  
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el profesor Ing. Mauricio Mazari Hiriart y que aprobó esta Dirección para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

**EXPLOTACION DEL CUERPO "LAS EULALIAS", CHARCAS, S.L.P.**

- RESUMEN**
- I GENERALIDADES**
- II INFORMACION GEOLOGICA**
- III SITUACION MINERA ACTUAL**
- IV EXPLOTACION DEL CUERPO "LAS EULALIAS"**
- V EVALUACION FINANCIERA**
- VI PLANTAS DE BENEFICIO**
- CONCLUSIONES**
- RECOMENDACIONES**
- ANEXO**
- BIBLIOGRAFIA**

Ruego a usted cumplir con la disposición de la Dirección General de la Administración Escolar en el sentido de que se imprima en lugar visible de cada ejemplar de la tesis el título de ésta.

Asimismo, le recuerdo que la Ley de Profesiones estipula que se deberá prestar servicio social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito para sustentar examen profesional.

Atentamente  
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"  
Ciudad Universitaria, a 25 de enero del 2000  
EL DIRECTOR

  
\_\_\_\_\_  
**ING. GERARDO FERRANDO BRAVO**

GFR\*RLLR\*gtg  
↓

A mi esposa Angela por su valioso apoyo y estímulos.

A mis hijos: Flor Angélica, Miguel Gerardo y JR por ser mis grandes motivos.

A mis padres Rogelio y Susana por su gran ejemplo y amor incondicional.

Con cariño a mis hermanos: Paloma, Susana, Martha, Rogelio y Flor Gabriela.

A todos mis profesores, amigos y compañeros que directa o indirectamente ayudaron en la elaboración del presente trabajo y muy en especial al Ingeniero Mauricio Mazari por su atinada dirección en el desarrollo de ésta tesis.

## INDICE

RESUMEN .....	3
<b>CAPITULO I: GENERALIDADES.....</b>	<b>5</b>
1.1. Introducción.....	5
1.2. Objetivos del Trabajo.....	5
1.3. Localización y vías de acceso.....	6
1.4. Población, Economía y Servicios.....	6
1.5. Clima y vegetación.....	6
1.6. Historia minera.....	8
<b>CAPÍTULO II: INFORMACIÓN GEOLÓGICA.....</b>	<b>9</b>
2.1. Fisiografía y Geomorfología.....	9
2.2. Historia Geológica.....	9
2.3. Geología Regional.....	9
2.4. Geología Estructural.....	10
2.5. Geología Local (Estratigrafía).....	12
2.6. - Yacimientos Minerales.....	13
2.6.1. Origen del yacimiento.....	13
2.6.2. Tipos de yacimientos.....	16
2.6.3. Paragénesis del yacimiento.....	16
2.6.4. Zoneamiento.....	17
2.7. Mineralogía.....	17
2.8. Reservas de Mineral.....	18
2.8.1. Mineral Explotable.....	18
2.8.2. Mineral de Interés.....	18
<b>CAPÍTULO III: SITUACIÓN MINERA ACTUAL.....</b>	<b>22</b>
3.1. Descripción General.....	22
3.2. Operaciones Mineras.....	22
3.2.1. Cuartos y Pilares con Bancos Descendentes.....	23
3.2.2. Corte y Relleno Hidráulico con Pilares.....	24
3.3. Ventilación.....	28
3.4. Equipo Disponible.....	28
3.5. Servicios y Recursos.....	29

<b>CAPITULO IV: EXPLOTACIÓN DEL CUERPO "LAS EULALIAS"</b> .....	<b>31</b>
4.1. Condiciones y características del Depósito. ....	31
4.2. Volumen, Tonelaje y Ley promedio del Deposito. ....	31
4.3. Selección del método de minado.....	36
4.4. Planeación de las Operaciones .....	37
4.4.1. Obra Minera de Acceso .....	37
4.4.2. Sill Iniciador.....	40
4.4.3. Diseño de Pilares.....	43
4.4.4. Rampas de acceso a Bancos .....	48
4.4.5. Tumba de mineral.....	48
4.4.6. Sistema de anclaje .....	56
4.4.7. Ventilación .....	56
4.5. Resumen de operación .....	61
4.5.1. Resumen de obras mineras .....	61
4.5.2. Índices operativos.....	61
4.5.3. Requerimientos.....	63
4.6 Ruta Crítica .....	64
<b>CAPÍTULO V: EVALUACIÓN FINANCIERA</b> .....	<b>67</b>
5. 1. Análisis de costos.....	67
5.1.1. Costos de inversión .....	67
5.1.2. Costos de operación.....	69
5.2. Ingresos por el valor del mineral.....	71
5.2.1. Liquidación de concentrados.....	71
5.2.2. Producción de concentrados.....	73
5.3. Depreciación.....	75
5.4. Estado de Resultados.....	75
5.5. Periodo de Cancelación.....	76
5.6. Ganancia.....	77
5.7. Tasa de Ganancia o Rentabilidad.....	77
<b>CAPITULO VI: PLANTAS DE BENEFICIO</b> .....	<b>78</b>
6.1. Operaciones Metalúrgicas.....	78
6.1.1. Trituración.....	78
6.1.2. Molienda y Flotación .....	79
6.1.3. Sistema de Jales .....	80
6.2. Índices Operacionales.....	81
<b>CONCLUSIONES</b> .....	<b>85</b>
<b>RECOMENDACIONES</b> .....	<b>85</b>
ANEXO : Cálculo de la plantilla de barrenación para la rampa general de acceso y para obras de desarrollo en general.....	87
BIBLIOGRAFIA.....	91

## RESUMEN

La Unidad Minera de Charcas, localizada al norte de la ciudad de San Luis Potosí (110 km) cuenta actualmente con una producción de 4,500 ton por día; producción que es dada por sus tres minas en operación: San Bartolo; Rey-Reyna y La Aurora.

Se aplican dos sistemas de explotación, el de Relleno Hidráulico con Pilares Esbeltos (San Bartolo y Rey-Reyna), y el de Salones y Pilares con Bancos Descendentes aplicable a la mina Aurora. Esto obedece a las características geológico-estructurales de los diferentes depósitos minerales.

Actualmente continúan las exploraciones en los lotes mineros que tiene concesionada la compañía. Dentro de éstos se encuentra el lote "Las Eulalias", en el que por medio de exploraciones geofísicas y geológicas se pudo determinar la existencia de un depósito mineral del mismo nombre y del cual se conocen algunas características geológicas como su forma y su mineralogía debido a la interpretación y ensaye de los núcleos de barrenación a diamante.

Con base en ésta información, el presente trabajo pretende complementar las características del depósito mineral como: volumen, tonelaje, ley media y valor total del depósito. Así mismo, tomando en cuenta todas éstas características, se selecciona y propone el método de explotación que más se adecua al yacimiento mineral. Este método es el de Salones y Pilares con Bancos Descendentes el cual en su respectivo inciso se desglosa la metodología para ésta selección.

Posterior a la selección del método de minado, se describen las obras mineras más importantes para la preparación, explotación y extracción del cuerpo mineral, así como el transporte del mismo hacia la planta de beneficio. Todo ello aprovechando la infraestructura ya existente de la unidad minero-metalúrgica para con esto obtener la eficiencia y productividad del método propuesto.

En la Planta de Beneficio se emplea el sistema de flotación selectiva de sulfuros polimetálicos a partir del cual se obtienen concentrados de Plomo, Cobre, Zinc y Hierro.

El proceso metalúrgico describe la secuencia que pasa el mineral crudo desde su llegada a la planta hasta el embarque de los diferentes concentrados. Así mismo, se hace mención de algunos parámetros de operación.

Se realiza el cálculo del análisis financiero del proyecto en función principalmente de los costos de éste y de la utilidad que arrojaría la explotación del yacimiento. El resultado que arroja el análisis financiero es bastante positivo por lo que se recomienda la continuidad del proyecto.

Finalmente se llegan a algunas conclusiones y se mencionan algunas recomendaciones que se consideran necesarias para complemento del presente trabajo.

Una de las conclusiones más importante está la de disminuir los costos de inversión mediante la transferencia de equipo mecanizado de las áreas en donde hay una baja utilización de los mismos hacia las necesidades del proyecto.

De igual manera, entre las recomendaciones más importantes se destaca la de incrementar los estudios de exploración y soportar mejor la información de las reservas mediante más barrenos a diamante en una misma estación de barrenación.



## CAPITULO I: GENERALIDADES

### 1.1. Introducción.

En toda unidad minero-metalúrgica no se puede hablar de trabajos completos de operación; si éstos no cuentan con trabajos de exploración que pudieran arrojar información y posibilidades de incrementar las reservas de mineral prolongando así la vida de la mina.

El presente trabajo muestra un ejemplo de como a partir de información de las exploraciones geofísicas y geológicas, se inician los trabajos de preparación y explotación de un cuerpo mineral, que si bien no incrementaría la producción a nivel unidad, si sustituiría la producción de algunos rebajes que se encuentran en su etapa final de explotación y con ello conservar el ritmo de producción actual.

En éste caso se parte de un estudio geofísico y que es complementado por una exploración de barrenos a diamante estratégicamente distribuidos dando lugar para poder interpretar dicha información y definir que se trata de un yacimiento mineral a manera de manto cuya características físico-geológicas se calculan y describen en su respectivo inciso. Esta información permite analizar los métodos de minado que son aplicables a mantos, donde se hace una selección en función a las ventajas y desventajas de cada método de minado.

Este trabajo se puede considerar como un proyecto minero-metalúrgico el cual pretende que con la infraestructura actual de la unidad y sin mas inversión de equipo y maquinaria, se aprovechen los recursos existentes para emplearlos en otras áreas de trabajo.

### 1.2. Objetivos del Trabajo.

Entre los objetivos más importantes podemos señalar los siguientes:

- Dar seguimiento a los trabajos de exploración para la obtención de información sobre el depósito mineral "Las Eulalias" y formamos un patrón de características que servirán para la toma de decisiones en la selección del método de minado a aplicar.
- Seleccionar objetivamente un sistema de explotación considerando los aspectos geológicos, operativos y económicos y con ello buscar óptimos resultados de trabajo.
- Preparar nuevas áreas de trabajo para sustituir por rebajes que se encuentren en su etapa final de explotación.
- Una vez seleccionado el método de explotación, planear las operaciones de las obras de desarrollo, preparación, tumba y la operación de la extracción del mineral y el engrane con la operación de la Unidad.
- Calcular sus costos y estimar la utilidad que reflejaría la explotación del yacimiento mineral.
- Presentar como influye el proyecto en el proceso metalúrgico.

### 1.3. Localización y vías de acceso.

El Distrito minero de Charcas se encuentra localizado a 110 km al norte de la ciudad de San Luis Potosí. Sus coordenadas geográficas son: Latitud Norte 23°07'47" y longitud Oeste 101°06'37". Se encuentra a una elevación sobre el nivel del mar de 2,200 metros.

Para llegar a la ciudad de Charcas, se toma la carretera Federal SLP-Zacatecas, a 30 km se encuentra la desviación y de ahí son otros 100 km de carretera totalmente pavimentada. También al norte de Charcas por carretera pavimentada de 80 km, se comunica a la carretera Federal No. 57 SLP-Matehuala. Por otra parte, a 14 km al poniente del poblado, se encuentra la estación de ferrocarril Los Charcos, que forma parte de la línea México-Laredo. (Ver figura 1).

### 1.4. Población, Economía y Servicios.

La ciudad de Charcas tiene un número de habitantes de aproximadamente 25,000; de los cuales alrededor de 10,000 corresponden exclusivamente al área urbana del poblado. En la unidad minera prestan sus servicios un promedio de 1,100 personas, lo equivalente a un 5% del censo global, lo que la pone como principal actividad económica de la región, seguida por la ganadería, agricultura y el comercio.

La población cuenta con las siguientes instituciones educativas:

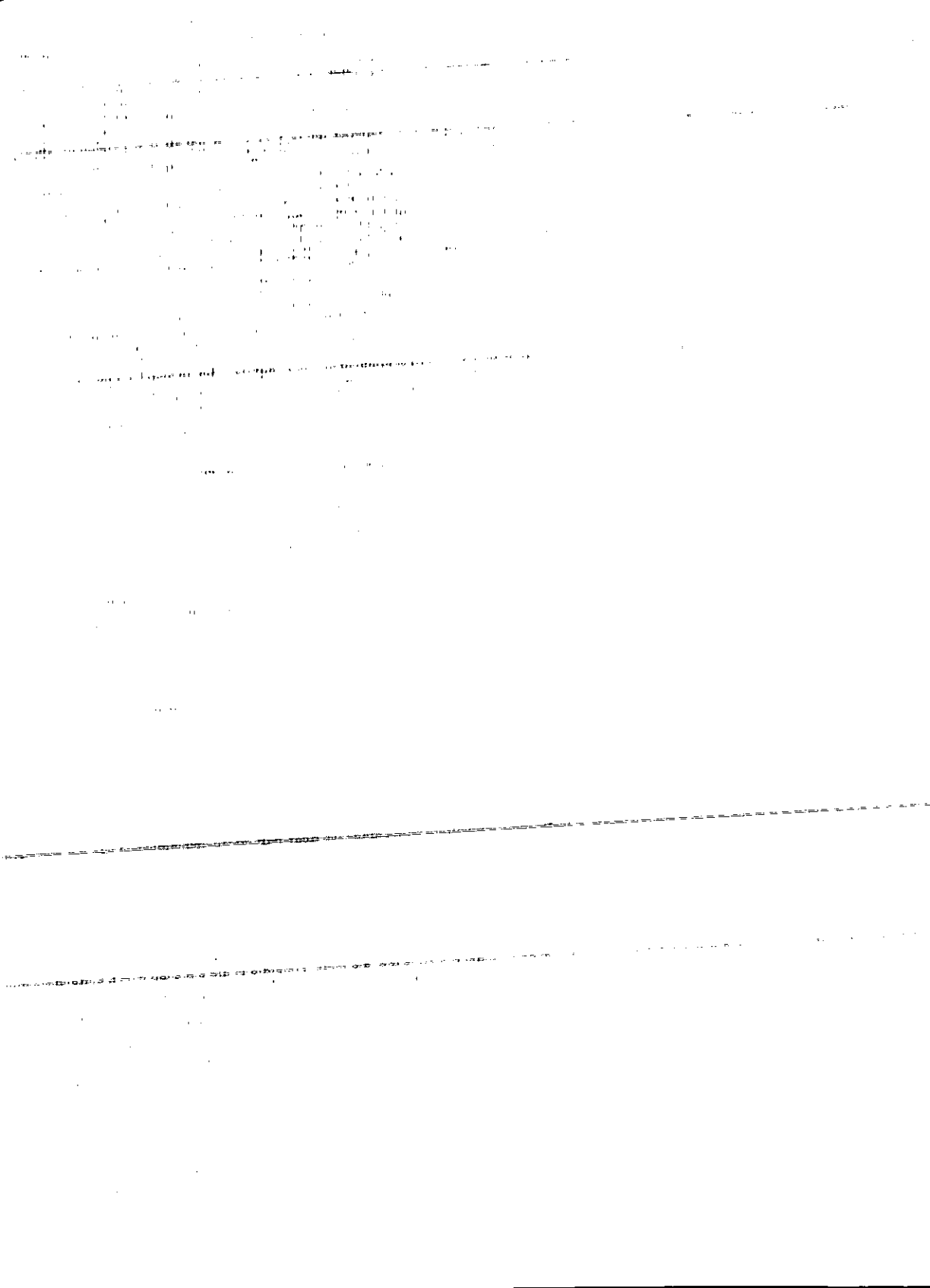
- 5 escuelas pre-primarias
- 6 escuelas primarias
- 2 escuelas secundarias (una es nocturna)
- 1 escuela técnica (CETIS)
- 1 escuela preparatoria.

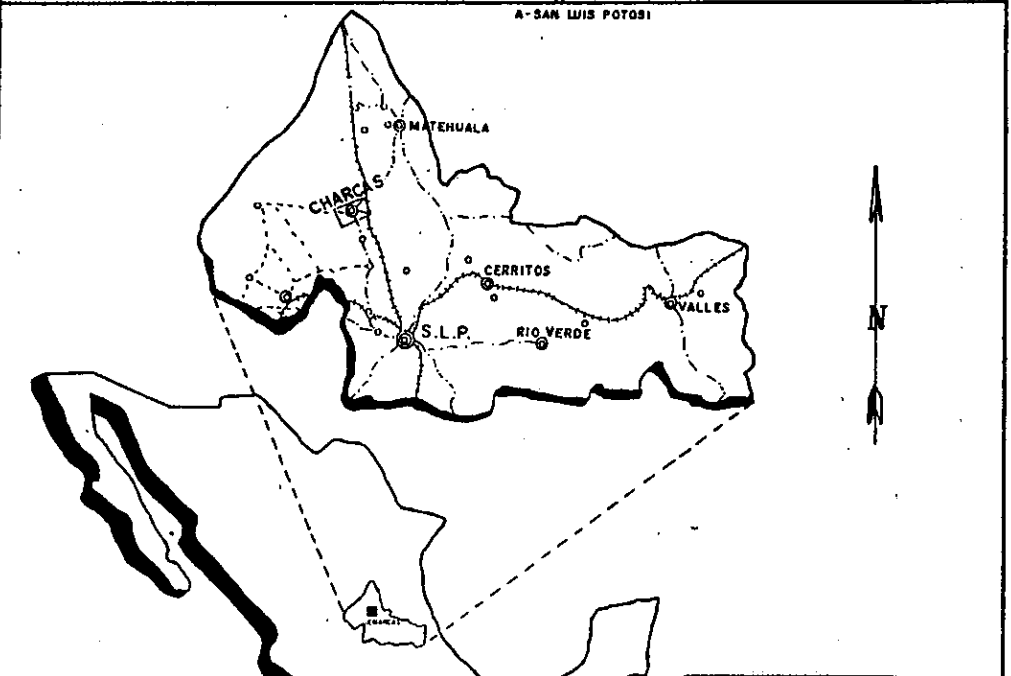
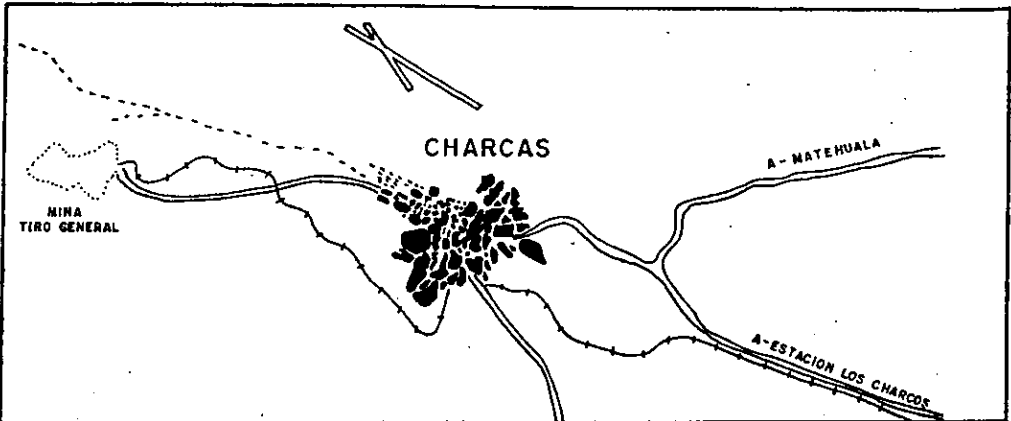
La población cuenta con energía eléctrica suministrada por la CFE y agua potable suministrada por tres pozos profundos. Así mismo cuenta con oficinas de telégrafos, correo y radio. Además cuenta con tres instituciones de salud: IMSS, ISSSTE y SSA.

### 1.5. Clima y vegetación.

El clima es de tipo semiárido con lluvias escasas de 360 a 500 mm al año, ocurriendo las mayores precipitaciones entre julio y agosto. Existen frecuentes heladas en invierno con temperaturas mínimas de -3°C y temperaturas máximas de 38°C, siendo la temperatura media anual de 18°C.

La flora es característica de las zonas semiáridas por lo que es frecuente encontrar mezquite, nopal, biznaga, gobernadora, matorrales y zacatal.





<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
<b>PLANO DE LOCALIZACION CHARCAS, S. L. P.</b>	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE.-2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 1

## 1.6. Historia minera.

Charcas fue fundada en 1574 por Don Juan De Oñate Cortes con el nombre de Real de Natividad. En el año de 1583 fueron descubiertas por un fraile franciscano las vetas principales como son: Leones y Santa Isabel, que le dieron origen a la mina. Estas vetas fueron trabajadas por numerosos propietarios hasta el año de 1589 en que fueron unificadas por una persona de nombre Nereo Sescosse.

Para el año de 1605 el escritor español Don Alfonso de la Mota escribía: El Real de Charcas fue muy prospero en su descubrimiento, pero decayeron las leyes y fue parcialmente abandonada; lo cual nos indica que efectivamente las explotaciones se iniciaron antes del año 1600.

De 1810 a 1811 se formó una compañía que trabajó en las minas de San Joaquín y Santa Rosa, pero dejó de operar por causa de la guerra de Independencia que afectó a todo el país.

Del año de 1862 a 1868, un grupo de compañías restauraron los antiguos trabajos, produciendo mil cargas (92 toneladas) semanarias, con lo cual daban trabajo a mas de 460 operarios. El mineral que se extraía con mas de 1,500 gramos de plata por tonelada era exclusivamente de la zona oxidada y se beneficiaba por el método de patio.

En 1870, éste poblado fue casi abandonado debido al agotamiento de las minas al haber alcanzado la zona de sulfuros, los cuales no eran beneficiables con los métodos de aquella época. El distrito volvió a resurgir con el descubrimiento de la flotación selectiva en el año de 1907.

En aquel año se instaló una planta de beneficio para concentrar alrededor de 100 toneladas diarias de mineral. En 1911 la compañía Metalúrgica Nacional y la American Smelting and Refining Company compraron los derechos de explotación a la compañía minera Tiro General y en 1924 la propiedad la propiedad paso a la compañía minera ASARCO, SA.

En julio de 1965 fue adquirida por empresarios mexicanos cambiando su denominación por ASARCO Mexicana, S.A y en 1975 se le dio el nombre de Industrial Minera México, SA de CV.

## CAPÍTULO II: INFORMACIÓN GEOLÓGICA

### 2.1. Fisiografía y Geomorfología.

El Distrito Minero de Charcas se encuentra ubicado en la porción centro-oriente de la Provincia Fisiográfica denominada 'Mesa Central' constituida por sierras de origen tectónico y valles intermontañosos de origen aluvial. Ver figura 2.

Estas sierras están compuestas principalmente de calizas cretácicas que son más resistentes a la erosión, generalmente presentan perfiles redondeados y drenaje escaso. El ciclo erosivo es de madurez avanzada debido a que puede observarse como la erosión ha dejado al descubierto rocas triásicas con un gran desarrollo de drenaje tipo dentrítico constituido por arroyos intermitentes, formando valles hacia el oriente del distrito, constituidos por relleno de aluvión y cubiertos parcialmente por caliche.

### 2.2. Historia Geológica.

La historia geológica del área se inicia en el Triásico Superior, donde una transgresión marina permite el depósito de sedimentos arcillo-arenosos de la formación Zacatecas. A fines del Triásico y principios del Jurásico Superior una emersión interrumpe el depósito de sedimentos marinos, los cuales sufren una intensa erosión, depositándose sobre de estos, en el Jurásico Medio, sedimentos continentales representados por la formación La Joya.

Desde el Jurásico Superior hasta el Cretácico Superior se depositó una secuencia arcillo-calcárea que comprende las formaciones Zuloaga, La Caja, Taraises-Cupido, La Peña y Cuesta del Cura. Las formaciones Indidura y Caracol, con afloramientos escasos correspondientes al Cretácico Superior, dan evidencia de un periodo regresivo, anunciando la retirada de los mares hacia el Oriente<sup>2</sup>.

Toda esta secuencia fue afectada por esfuerzos tectónicos de la Orogenia Laramide, la cual plegó y falló a este paquete de rocas, posteriormente vino el emplazamiento de rocas intrusivas durante el Terciario. Durante el Eoceno Medio se emplazó un intrusivo llamado localmente "El Temeroso" originando fracturas radiales y periféricas, dando lugar al emplazamiento de depósitos minerales. Por último tenemos la erosión de las partes altas y acumulación de sedimentos en las áreas bajas durante el periodo Cuaternario, por lo que existen pocos afloramientos debido a que la mayor parte del área se encuentra cubierta por aluvión y caliche.

### 2.3. Geología Regional

Los rasgos estructurales presentes, dan evidencia de tres etapas tectónicas: La primera relacionada con el metamorfismo regional que sufrieron las rocas del Triásico, la segunda producto de la Orogenia Laramide y la tercera ocurrió en el Plioceno y obedece a esfuerzos de distensión que dieron origen a un sistema de fracturas con orientación Noroeste-Sureste y fallas normales N-S que afectaron las estructuras anteriores.

<sup>1</sup> De acuerdo a la división de Erwin, 1959

<sup>2</sup> Castañeda, 1984

Regionalmente afloran rocas que van desde el Cretácico Inferior hasta el Reciente. Las más antiguas representan sedimentos de cuenca y de plataforma, mientras que las rocas sedimentarias del Cretácico Superior están representadas por sedimentos de cuenca de poca profundidad. El Terciario viene representado por derrames y estructuras riolíticas que suprayacen a las formaciones más antiguas.

Rocas más recientes son los conglomerados continentales que se presentan discordantes sobre las rocas del Cretácico. Por último los sedimentos clásticos de relleno, se encuentran ampliamente distribuidos dentro del valle, asignándoles una edad cuaternaria.

#### 2.4. Geología Estructural.

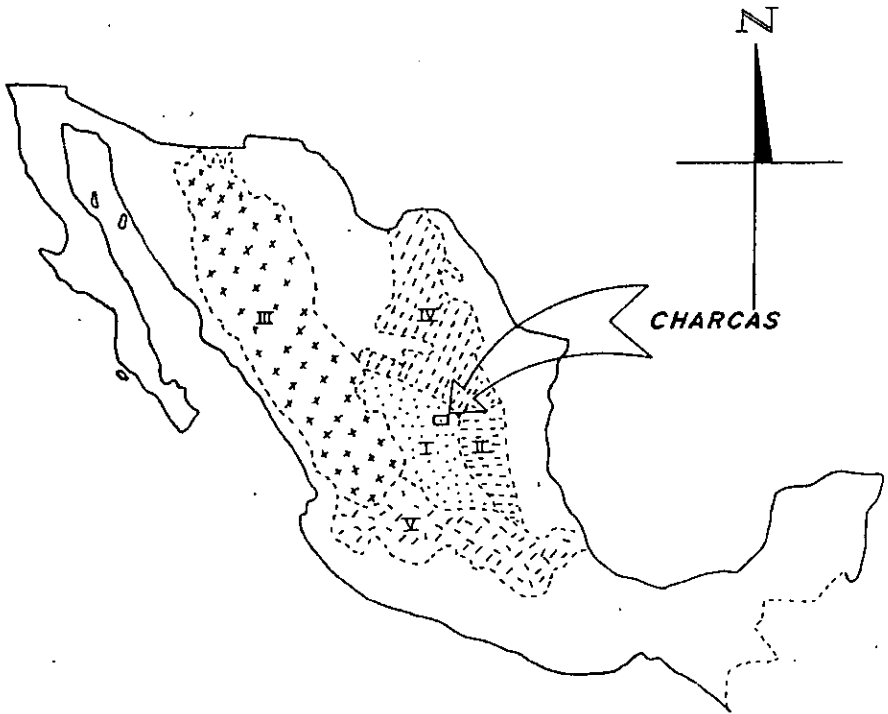
La principal estructura que se observa en el área es un anticlinal doblemente buzante con orientación aproximada N-S, denominado San Rafael. Existen además varias estructuras anticlinales y sinclinales locales, tanto en rocas triásicas como en los flancos de dicho anticlinorio.

Existe una roca ígnea intrusiva emplazada durante el Eoceno Medio llamado El Temeroso, de composición granodiorítica y es el cuerpo intrusivo de mayor importancia del área clasificado como una cuarzomonzonita, observándose una aureola de metamorfismo en las formaciones sedimentarias contiguas al intrusivo.

El sistema de fracturas y fallas preliminares fue el resultado, por un lado, de los movimientos orogénicos de la revolución Laramide y por otro los esfuerzos tencionales que produjo el emplazamiento del Stock granodiorítico. En ambos casos, las estructuras fueron rellenadas por soluciones mineralizantes, ya que estas estructuras son pre-minerales.

Se definen tres sistemas de estructuras mineralizadas:

- El formado por las vetas Leones y Santa Isabel, Santa Rosa, La Viejita, Santa Inés, Veta Nueva, San Rafael, Progreso y fracturas rellenas que se encuentran en las Bibianas y El Potosí. Este conjunto presenta un rumbo preferencial al NW con variaciones E-W como es el caso de Las Margaritas, El Potosí y los desprendimientos que tiene la veta San Rafael.
- Son fallas y vetas que se orientan sensiblemente al NE como las vetas San Salvador y San Sebastián.
- Queda definido por fallas y fracturas mineralizadas concéntricas que se encuentran en los márgenes del Stock El Temeroso y en este sistema se localizan los principales cuerpos de reemplazamiento.



- I - MESETA CENTRAL Y PARTE DE LA CUENCA MESOZOICA DEL CENTRO DE MEXICO
- II - PLATAFORMA VALLES, S. L. P.
- III - SIERRA MADRE OCCIDENTAL
- IV - SIERRA MADRE ORIENTAL
- V - CINTURON NEOVOLCANICO
- ☐ - CHARCAS

- ☐ ROCAS IGNEAS
- ☐ DEPOSITOS CUATERNARIOS
- ☐ ROCAS SEDIMENTARIAS
- ☐ RÓCAS IGNEAS MAS RECIENTES

<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
<b>PROVINCIAS FISIOGRAFICAS</b>	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE. 2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 2



## 2.5. Geología Local (Estratigrafía).

La Litología que conforman los diferentes tipos de roca que afloran localmente en el área, corresponde a la siguiente clasificación<sup>3</sup>:

- Rocas Sedimentarias.- Corresponden a la Columna Estratigráfica que comprende las siguientes formaciones (figura 3):
- Formación Zacatecas.- Se distribuye en las partes bajas y más erosionadas del anticlinorio San Rafael. La constituye una secuencia de sedimentos arcillo-arenosos y filitas de origen marino con espesor promedio de 1,000 a 1,500 m y edad del Triásico Superior.
- Formación La Joya.- Presenta dos litologías definidas; La Dominante (superior) formada por conglomerados arenosos con fragmentos de roca metamórfica, lutitas y areniscas. En la secuencia Inferior son lutitas y tobas de grano fino color rojizo. Se estima un espesor de 70 m con una edad del Triásico Superior y el Jurásico Inferior, con actividad volcánica.
- Formación Zuloaga.- La representa la caliza arcillosa, micro-cristalina, carbonatada con lentes de pedernal; concordantes con la formación La Caja. El espesor se calcula en 600 m aproximadamente con edad del Jurásico Superior en un ambiente de depósito en mares cálidos, poco profundos, es decir, áreas de plataforma.
- Formación La Caja.- Secuencia de calizas arcillosas y lutitas laminares de color gris a rosa violeta, con nódulos de fierro. La secuencia se distingue por las impresiones de amonitas en las capas arcillosas. El espesor considerado es de 100 m y edad del Jurásico Superior depositada en facies de mar abierto, somero y con circulación restringida.
- Formación Taraises-Cupido.- Formación de alternancias de calizas arcillosas con lutitas calcáreas con nódulos de fierro y lentes de pedernal negro. El espesor se considera de 300 m y edad del Cretácico Inferior.
- Formación La Peña.- Se presenta en calizas arcillosas con bandas de pedernal negro y lutita calcárea. El espesor alcanza 250 m con edad del Cretácico Inferior en un ambiente de depósito de aguas medianamente profundas con aporte de terrígenos.
- Formación Cuesta del Cura.- La formación más actual en las inmediaciones de la Unidad con afloramientos en las faldas de los cerros inmediatamente al sur y norte de la misma. Está constituida por caliza gris claro en capas delgadas y plegadas, cuya principal característica es la estratificación de los lentes y bandas de pedernal negro. El espesor es de 300 m aproximadamente con edad de los últimos periodos del Cretácico Inferior y principios del Superior, cuyo depósito se desarrollo en ambiente de cuenca con ligeros basculamientos indicados por la presencia de terrígenos intercalados en las calizas.
- Caliche y Aluvión.- Lo constituye un espesor de 30 m formando el talud de los cerros que se extiende hasta los valles cubriendo en discordancia a las rocas mesozóicas. La erosión activa ha permitido el depósito de una delgada capa de suelo y aluvión que se extiende principalmente hacia las inmediaciones del poblado Noria Pinta.

<sup>3</sup> Castañeda, 1984

- **Rocas Igneas.**- En esta clasificación las rocas se subdividen en:

**Rocas Intrusivas.**- El cuerpo de mayor importancia y representatividad de estas rocas es el Stock 'El Temeroso' y su composición la determina un granito que varía a granodiorita con una edad K-Ar asignada de 46.6 millones de años, determinada en la cristalización de la Biotita. Sus mejores afloramientos se exponen al W de la mina San Bartolo y rampa El Rey extendiéndose hacia el SW de la mina San Sebastián.

Así mismo, se emplazan gran número de diques de composición riolítica y granítica, los cuales están íntimamente relacionados con el Stock del Temeroso, distribuidos en fracturamiento regional N-S y E-W; su edad es anterior a la mineralización, ya que alojan los depósitos minerales de relleno de fisuras (figura 4).

**Rocas Extrusivas.**- La constituyen afloramientos aislados, formando mesetas en ocasiones con bordes escarpados, encontrándose al E y S de la población de Charcas, con un espesor que oscila de 150 a 200 m. Están constituidas por tobas, tobas líticas, tobas riolíticas y una ignimbrita riolítica.

**Rocas Metamórficas.**- Corresponden a las rocas que sufrieron metamorfismo de contacto principalmente y las constituyen los skarns y las corneanas cuarzo-feldespáticas que ocurren en las aureolas de contacto de las rocas sedimentarias y los cuerpos intrusivos. Los skarns originalmente fueron calizas y dolomitas casi puras, mientras que las corneanas inicialmente fueron areniscas compuestas de cuarzo, feldespato y plagioclasas. Posiblemente el metamorfismo tuvo lugar hacia las postrimerías del Eoceno, formando dos zonas importantes de alteración:

En los alrededores de la mina La Bufa con un afloramiento de Skarn y variaciones de calizas recristalizadas, siendo inicialmente rocas de la formación Taraises-Cupido.

Mina Las Bibianas, donde se observa una secuencia de skarns y corneanas cuarzo-feldespáticas y formando parte inicial de las formaciones Zacatecas y Zuloaga.

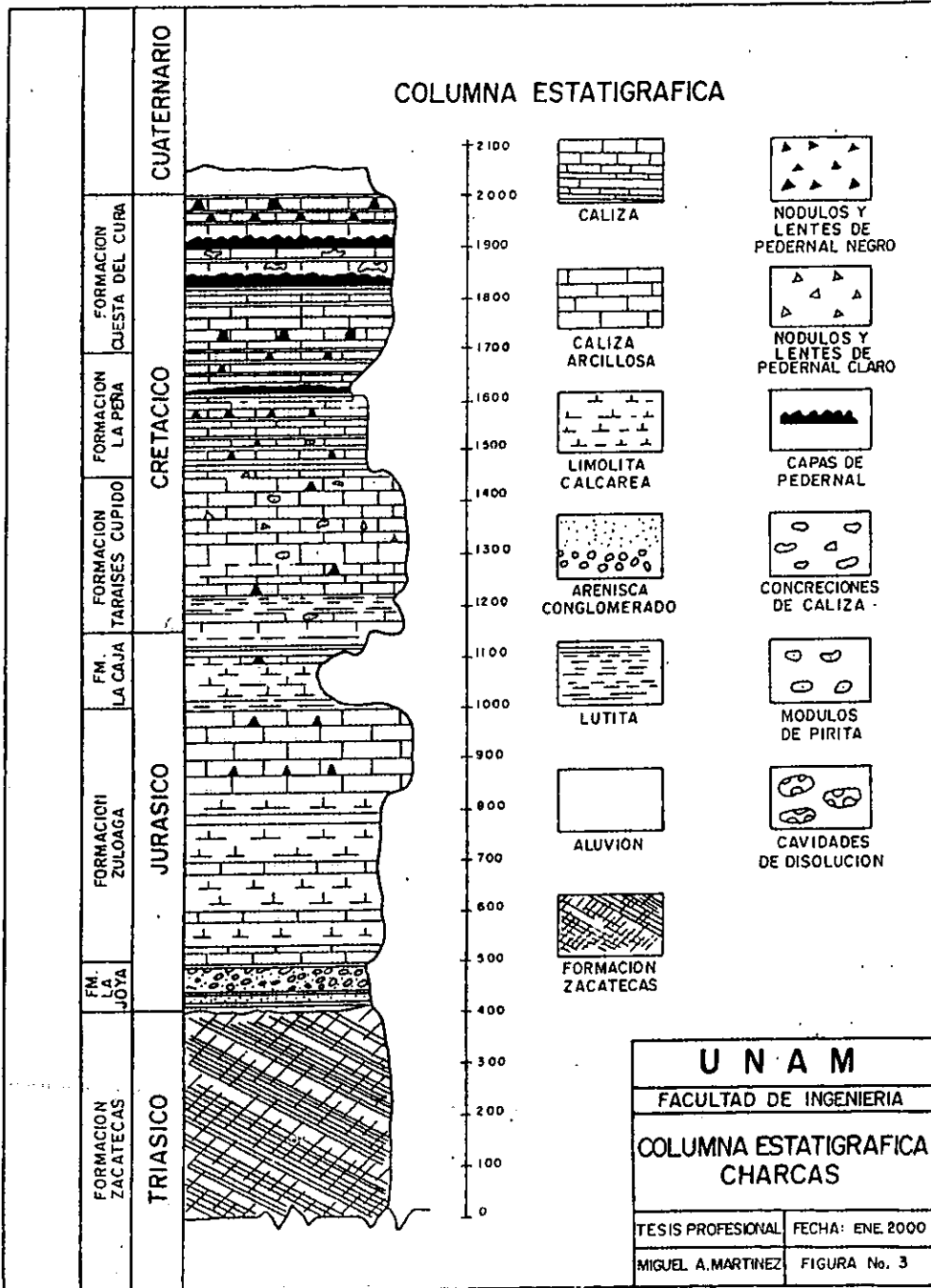
## **2.6. - Yacimientos Minerales.**

### **2.6.1. - Origen del yacimiento**

Los yacimientos minerales del área mineralizada de Charcas se originaron de soluciones acuosas de sulfuros complejos que han sido derivados de un magma profundo y los elementos minerales fueron transportados en soluciones a través de fracturas y fallas regionales. La depositación y cristalización ocurrió en orden de relativa estabilidad en temperatura, presión y saturación de los sulfuros complejos, resultando el zoneamiento que más adelante se describe.

Butler en 1971 determinó la edad del Stock por métodos radiométricos, resultando del Eoceno Superior; consecuentemente se sugiere que la mineralización tuvo su aparición a fines del Eoceno u Oligoceno Temprano, lo cual es correlacionable con diversas etapas ocurridas en otros distritos mineros de la Provincia Metalogenética de la Mesa Central. Por otro lado se tienen evidencias de campo de que el intrusivo es pre-mineral, pues se observan claramente que algunas vetas formalizan en el mismo y los cuerpos mineralizados en su vecindad tienen un origen común al de las vetas, por lo que el intrusivo no puede ser la fuente de la mineralización.

## COLUMNA ESTATIGRAFICA



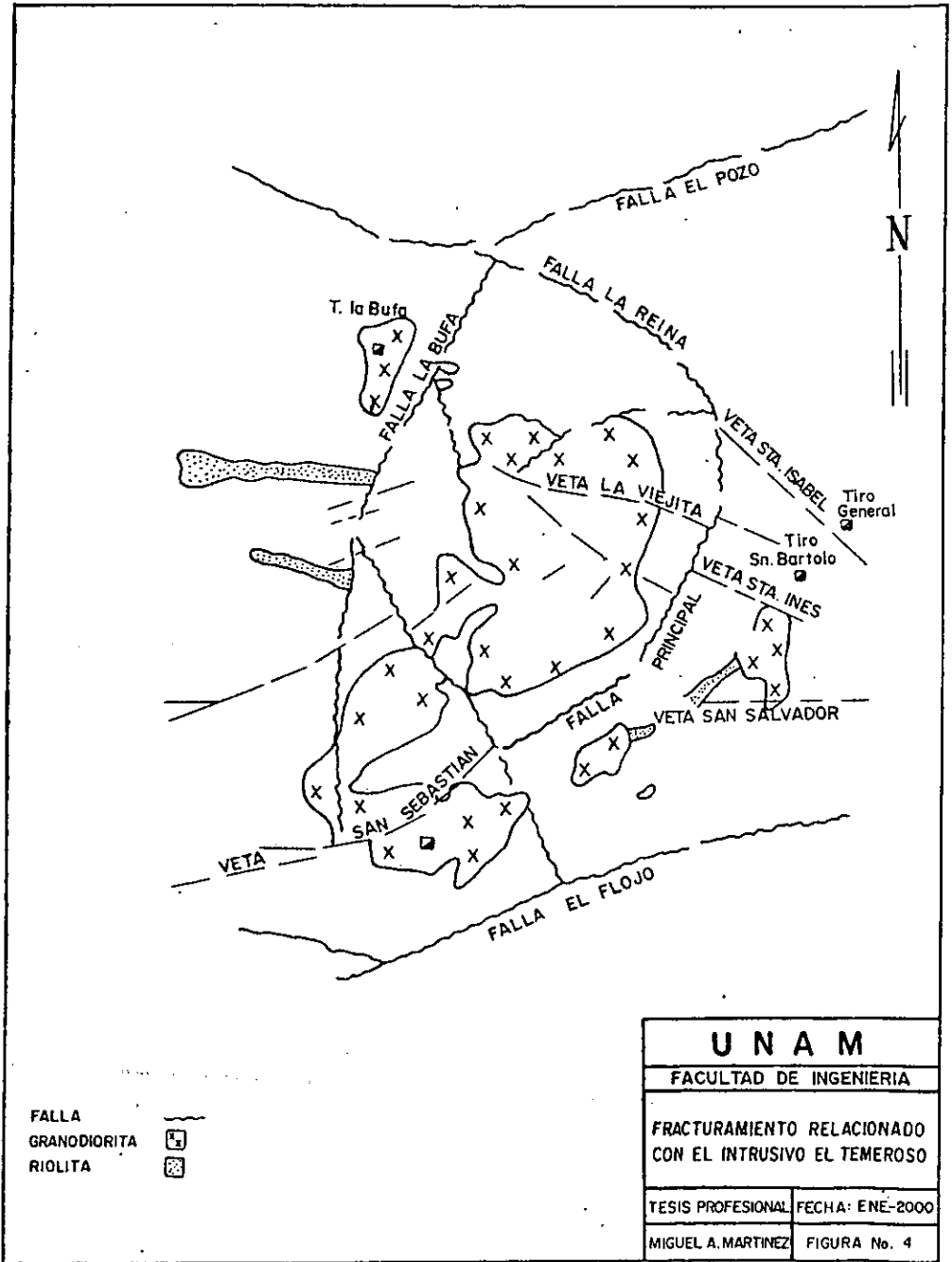
**U N A M**

FACULTAD DE INGENIERIA

**COLUMNA ESTATIGRAFICA  
CHARCAS**

TESIS PROFESIONAL      FECHA: ENE. 2000

MIGUEL A. MARTINEZ      FIGURA No. 3



FALLA  
 GRANODIORITA  
 RIOLITA



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
FRACTURAMIENTO RELACIONADO CON EL INTRUSIVO EL TEMEROSO	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE-2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 4

El yacimiento se hospeda en rocas carbonatadas del Jurásico-Cretácico y es aquí donde se depositan los cuerpos y vetas más ricos debido al emplazamiento de un cuerpo intrusivo en estas rocas. Así mismo, existen cuerpos mineralizados de relleno de fisuras que se alojan en lutitas y areniscas del Triásico Superior.

### 2.6.2. - Tipos de yacimientos

Los depósitos minerales se pueden clasificar como una transición de yacimientos pirometasomáticos a hipotermales, dando lugar a cuerpos de reemplazamiento y relleno de fisuras respectivamente, ya que las características físicas y mineralógicas que se encuentran en el área mineralizada corresponden a las mencionadas por Leengren<sup>4</sup> en su clasificación.

Los cuerpos de reemplazamiento ocurren como masas de mineral de forma irregular y se encuentran encajonados en calizas de la formación Cuesta del Cura, la cual ha sido reemplazada por sulfuros, conservando su estratificación original dándole a los cuerpos una apariencia bandeada en los que se aprecia una alternancia de las capas de caliza con el mineral emplazado. Los límites son muy imprecisos y solamente se delimitan por fallas o contacto con el intrusivo. Estos cuerpos de reemplazamiento están asociados a zonas de contacto con el intrusivo, ocasionando metamorfismo de contacto con la consecuente formación de las zonas de skarn.

Los yacimientos de relleno de fisuras son característicos de los yacimientos hipotermales y los cuerpos representativos son las vetas, siendo las más importantes las de Leones y Santa Isabel. Este grupo de vetas ocupa una zona de fallamiento en el contacto entre las calizas y la roca intrusiva y generalmente presentan pórfido en el alto y calizas en el bajo. Es evidente que los depósitos originales estuvieron sujetos a los procesos de oxidación y enriquecimiento supergénicos en la parte más superficial, el cual consistió en la solución y depositación de los minerales de plata, debido a la percolación de las aguas superficiales.

La temperatura de cristalización fue de 350° y 400°C, tanto para los cuerpos de reemplazamiento como de relleno de fisuras, basado en estudios paragenético<sup>5</sup>.

### 2.6.3. - Paragénesis del yacimiento

La paragénesis del yacimiento quedó determinada por Butler en 1972 y confirmada por Castañeda en 1984, quienes sugieren dos etapas de mineralización:

- Primera Etapa.- Comprende minerales ricos en plata, plomo y zinc con abundante calcita y pequeñas cantidades de cuarzo y calcopirita.
- Segunda Etapa.- Es donde existe una relación de cobre y plata, en la cual los minerales más característicos son calcopirita, galena argentífera, pirita y escasa esfalerita.

<sup>4</sup> Clasificación de yacimientos minerales, libro del cual es Autor.

<sup>5</sup> Butler, 1972; Castañeda, 1984

La secuencia del depósito nos indica que el primer mineral en formarse fue la pirita seguida de la esfalerita; posteriormente aparece la calcopirita y después la galena que se encuentra reemplazando a los primeros.

A la galena le continúan los depósitos de la hematita a la cual le sigue el cuarzo y finalmente la calcita que se encuentra reemplazando frecuentemente a todos los minerales formados anteriormente.

#### 2.6.4. - Zoneamiento.-

Localmente es posible observar un zoneamiento tanto en sentido vertical como horizontal.

**Zoneamiento Vertical.-** Se observa en las estructuras mineralizadas que la esfalerita y la galena decrecen a profundidad, a medida que existe un incremento de calcopirita.

**Zoneamiento Horizontal.-** Se tiene una disminución de esfalerita y galena del N-E al S-W, con un aumento considerable de calcopirita.

Regionalmente se observa un zoneamiento horizontal, ya que existen minerales de alta temperatura como la calcopirita y la bornita; hacia el núcleo del anticlinorio San Rafael y hacia los bordes de éste, solamente se encuentran minerales de baja temperatura como la estibinita y óxido de antimonio.

**Controles de la mineralización.-** En las áreas mineralizadas las soluciones fueron controladas por factores fisicoquímicos y principalmente litológicos. Los cuerpos de reemplazamiento han sido controlados por las condiciones de pureza de las calizas, contenido de arcilla y grado de recristalización, pues si este es alto, aumentan las posibilidades de reemplazamiento. Por otro lado, el contacto entre el intrusivo y las rocas sedimentarias, sirvieron como trampas litológicas estructurales para el depósito de fluidos minerales, así como algunos diques riolíticos que se intrusionaron en calizas, sirvieron como preparadores del terreno y a la vez actuaron como receptores de soluciones mineralizantes.

Ahora bien, las principales estructuras mineralizadas tienen un rumbo NW 70 SE y echados hacia el NE y SW interceptadas por otro sistema con rumbo NE 20 SW controlando así la mineralización. No existe un marcado control estratigráfico dado que la secuencia sedimentaria y los cuerpos minerales atraviesan las formaciones Cuesta del Cura y Zuloaga.

#### 2.7. - Mineralogía.

La mineralogía de los yacimientos económicos del Distrito, corresponden al grupo de los sulfuros. Así, los minerales que constituyen las menas son:

- Mena de Zn: Esfalerita (sulfuro de zinc)
- Mena de Pb: Galena (sulfuro de plomo)
- Mena de Cu: Calcopirita (sulfuro de cobre-fierro)
- Mena de Ag: Principalmente argentita (sulfuro de plata) y en menor proporción la diaforita (considerada como sulfosal de plata)
- Mena de Fe: Pirita (sulfuro de hierro) y calcopirita.

Además existe un grupo de minerales no considerados económicos, más por su valor desde el punto de vista mineralógico, es importante mencionarlos: bornita, covelita,

malaquita, crisocola, smithsonita, tetra-hedrita, cerucita, arsenopirita, diopsida, wollastonita, epidota, grosularita, calcita, cuarzo y silicoboratos representados por la damburita y datolita, entre los más sobresalientes.

## **2.8. - Reservas de Mineral.**

La Unidad de Charcas cuenta con personal y equipo dedicada a la exploración tanto para conocer la continuidad de los cuerpos en explotación, así como la exploración de los posibles cuerpos minerales en los alrededores de los yacimientos existentes de la unidad; por ello, como se puede apreciar en la figura 5, se encuentran los Lotes Mineros de Exploración concesionados por la compañía (dentro de los cuales, se encuentra localizado el cuerpo Las Eulalias ). La exploración sigue la secuencia lógica de: prospección, exploración geofísica y exploración geológica, hasta la determinación de un cuerpo mineral positivo.

A continuación se describen los criterios empleados por IMMSA para la clasificación de sus reservas:

### **2.8.1. - Mineral Explotable.-**

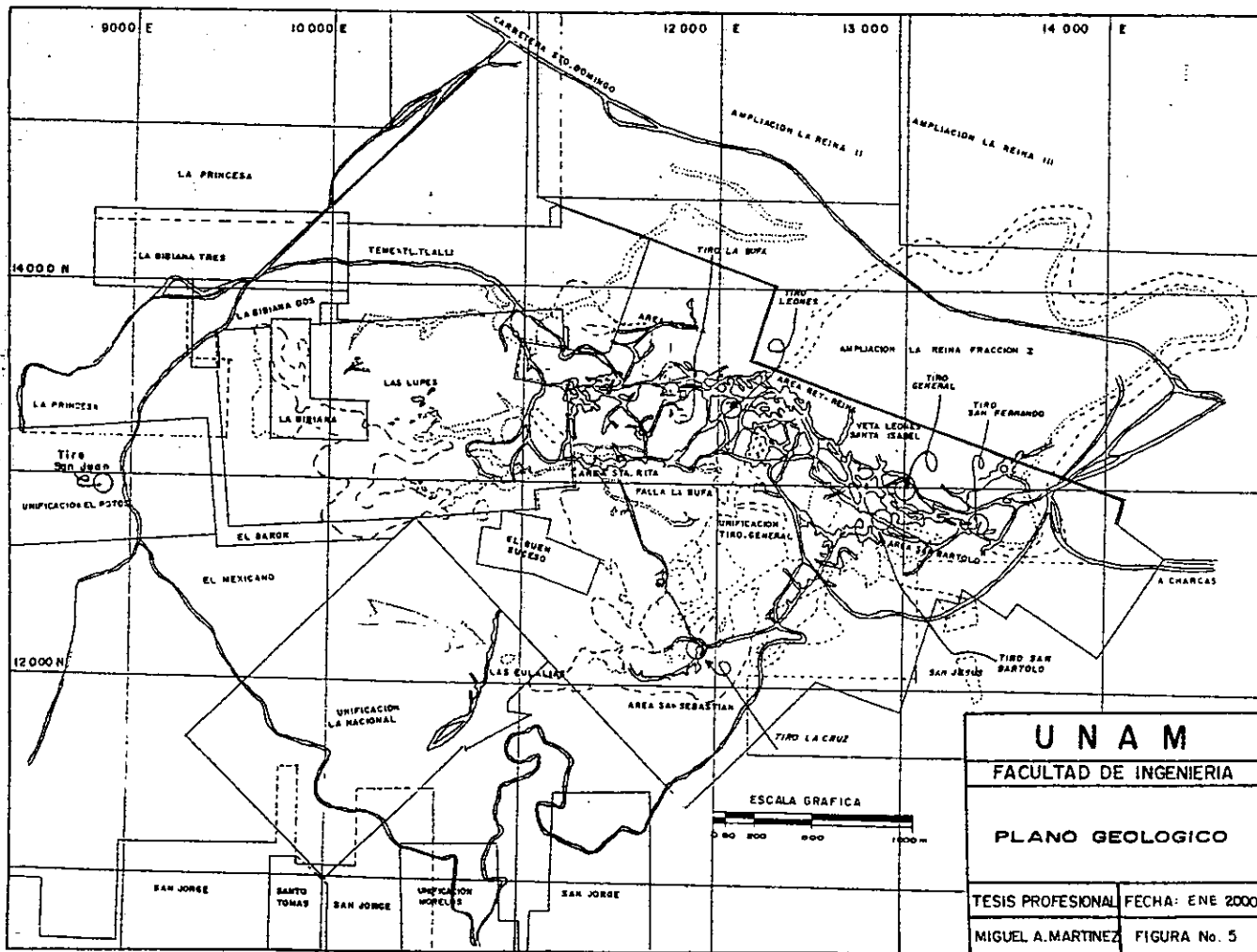
Son aquellas reservas que se clasifican como positivas, probables y quebrado.

- **Mineral Positivo.-** Es aquel en donde existe suficiente información (barrenación a diamante a cada 30m y/o muestreo de canal a cada 2m); y para el cual el carácter geológico esta bien definido, así las dimensiones, forma y contenido de la mena tiene confiabilidad arriba del 85%.
- **Mineral Probable.-** Es aquel para el cual el tonelaje y leyes de la mena se estima en parte por medidas y muestreos específicos y en parte por proyecciones a distancias de hasta 30 m, con base a evidencias geológicas con probabilidad estimada de continuidad, forma y contenido del 70 al 80%; por tanto, en éste caso será suficiente la barrenación a diamante para cuantificar un bloque, siempre y cuando entre barrenos no haya una separación mayor de 30m.
- **Mineral Quebrado.-** Es aquel que ya se encuentra en tal condición al estimar las reservas de mineral y es equivalente en confiabilidad al mineral positivo.

### **2.8.2. - Mineral de Interés.**

Se reportan como mineral de interés los siguientes:

- **Mineral Medido.-** Es aquel que en su determinación tiene una confiabilidad equivalente al mineral positivo, pero que no es costeable su explotación por su baja ley o por los mismos costos para explotar dicho mineral.
- **Mineral Indicado.-** Llena los mismos requisitos de confiabilidad que el mineral probable, pero no es costeable su explotación por las mismas razones del párrafo anterior.
- **Mineral Inferido.-** Se infiere principalmente de amplios conocimientos de carácter geológico del depósito y para el cual hay poca información derivada de barrenos y muestreo de canal.





- **Mineral Oxidado.**- Como su nombre lo indica, es el mineral oxidado para el cual no se cuenta actualmente con los medios de procesamiento y beneficio.

**Metodología para el calculo de reservas.** El método utilizado en el calculo de reservas es el de cubicación a partir de secciones transversales al eje mayor del cuerpo mineralizado y con separaciones no mayores a 30m. La información vaciada en cada sección es la obtenida de los resultados de ensaye del testigo de barrenación, así como de muestreo de canal tomado en niveles desarrollados o rebajes en operación. Pero para el caso de bloques nuevos, una vez interpretada geológica y estructuralmente la sección, se considera que la zona de influencia se extiende hasta la mitad de las distancias de las secciones contiguas. Esto quiere decir que, secciones separadas a cada 30m, tendrán una zona de influencia de 15m por cada uno de sus lados.

A manera de resumen, la estimación de reservas en la Unidad de Charcas al 1° de enero de 1998 es la siguiente:

Tabla 1  
Estimación de Reservas

Mineral	Toneladas Métricas Secas (TMS)	Ag. g/t	Pb	Cu	Zn	Valor Dis.ft
			%			
Explotable	Probadas 4'902,360	80	0.36	0.26	4.84	36.12
	Probables 2'680,221	70	0.37	0.29	5.26	37.79
De Interés	8'387,625	68	0.42	0.27	5.13	37.23
<b>Total</b>	<b>15'970,206</b>	<b>72</b>	<b>0.39</b>	<b>0.27</b>	<b>5.06</b>	<b>36.93</b>

Fuente: Informe Mensual de la Unidad Minera. Enero de 2000

Para éste análisis se tomaron los siguientes valores unitarios, y en donde ya están considerados los costos de fundición refinación y embarque:

Elemento	Dis.
1 g de Plata	0.08
1% de Plomo	9.38
1% de Cobre	12.90
1% de Zinc	4.75

Es importante considerar que actualmente se tienen los siguientes costos de producción:

- Mina 5.86 Dls./ton producida
- Molino 3.32 "
- Indirectos 5.10 "
- Total 14.28 "

Por tanto, se puede considerar que el valor mínimo costeable es de 14.29 Dls./ton producida<sup>8</sup>.

Debido a que las características estructurales del yacimiento "las Eulalias" es parte del objetivo de este trabajo, se mencionará en el capítulo cuatro donde se analizará el sistema de minado de este cuerpo mineral.

---

<sup>8</sup> Datos del Informe Mensual, Enero, 1998

## CAPÍTULO III: SITUACIÓN MINERA ACTUAL

En este capítulo se mencionan las condiciones actuales de operación de la Unidad, partiendo desde las operaciones mineras hasta la descripción de su infraestructura, así como los servicios y recursos de la misma.

### 3.1. Descripción General.

La Unidad de Charcas cuenta con tres minas en operación: Aurora, Rey-Reina y San Bartolo, con una cuota de producción de: 1,750; 2,250 y 500 ton/día respectivamente, haciendo un total de 4,500 ton/día. Esta producción a su vez alimenta a dos Plantas de Beneficio:

- Planta I con una capacidad de: 1,250 ton/día
  - Planta II con una capacidad de: 3,400 ton/día
- Total: 4,650 ton/día Plantas combinadas.

De la producción de Plantas combinadas, se tienen las siguientes producciones de concentrados:

- Concentrado de Zinc 274 ton/día embarcado a SLP (Planta Electrolítica).
- Concentrado de Plomo 12 ton/día embarcado a Torreón, Coahuila.
- Concentrado de Cobre 23 ton/día embarcado a SLP (Planta de Cobre).

### 3.2. Operaciones Mineras.

Los cuerpos de San Bartolo y Rey-Reina, son cuerpos de reemplazamiento y relleno de fisuras, por tanto sus formas son chimeneas irregulares y vetas no muy uniformes. Particularmente la mina Rey-Reyna tiene dos cuerpos tipo chimeneas irregulares de aproximadamente 1,500 m<sup>2</sup> cada uno por una altura hasta donde se tiene explorado positivamente de 1,200 m esta mina también tiene en explotación un cuerpo tipo veta de un ancho promedio de 10 m por 300 m de largo y la misma altura que las chimeneas. San Bartolo cuenta con dos cuerpos en explotación tipo chimeneas de 800 m<sup>2</sup> por una altura aproximada de 300 m. En el caso de la mina Aurora, el yacimiento es igualmente de reemplazamiento pero a manera de manto; con una potencia promedio de 35 m y una inclinación de 30 grados. Por consiguiente en la unidad se manejan principalmente dos métodos de explotación:

- Cuartos y Pilares con Bancos Descendentes.- Se aplica en la mina Aurora y algunos rebajes de Rey-Reina. (Figura 6)
- Corte y Relleno Hidráulico con Pilares Esbeltos.- Aplicado a las minas San Bartolo y Rey-Reyna. (Figura 7)

### 3.2.1 - Cuartos y Pilares con Bancos Descendentes.

Este método es aplicable a mantos cuyo espesor de mineralización sobrepasa los 10 m, respetando la altura máxima de pilares de 30 m con sección de 6 x 6 m y un claro entre pilares de 12 m; según el estudio de mecánica de rocas realizado en el área<sup>7</sup>.

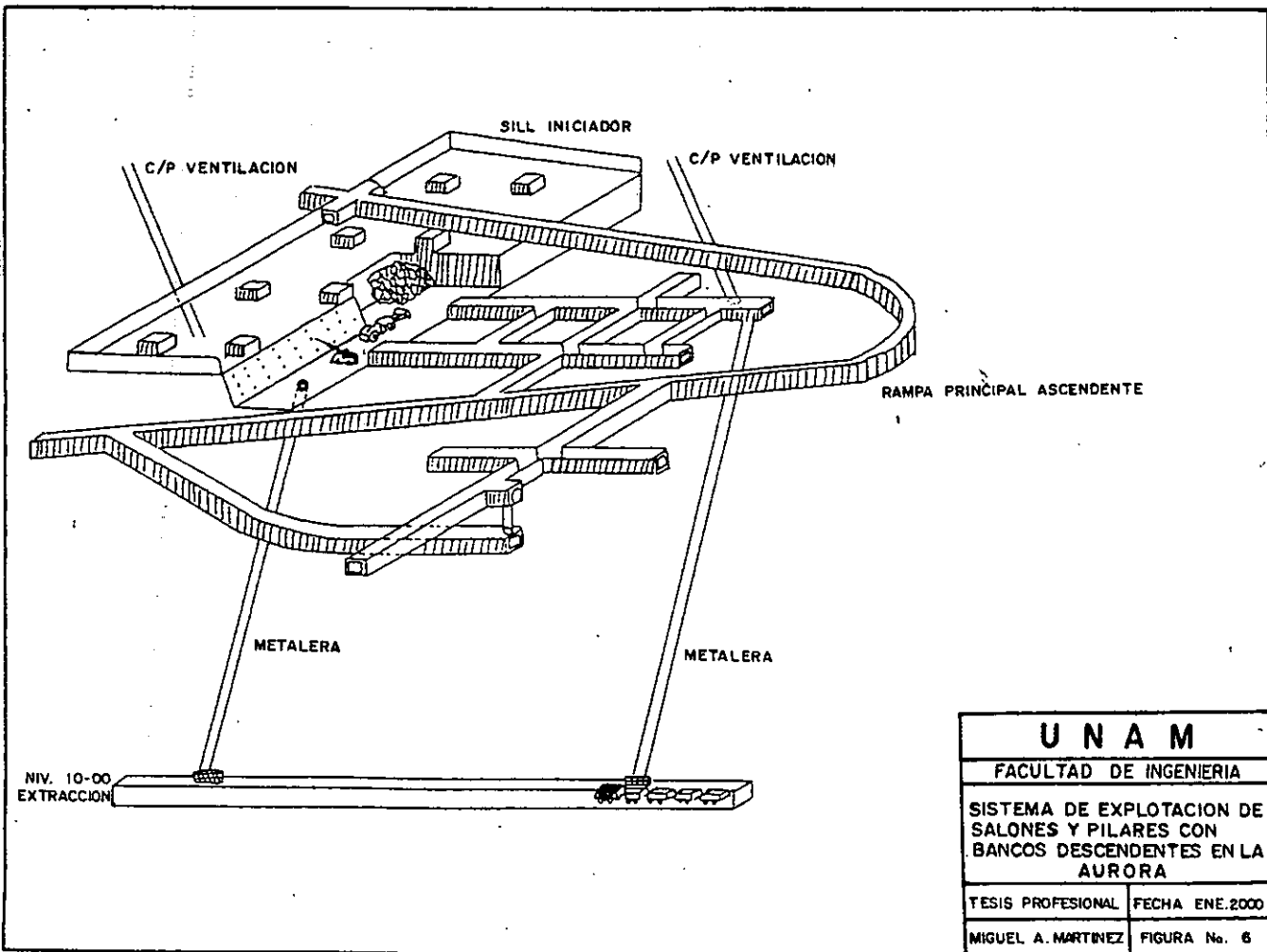
- Preparación: La preparación de la obra comienza con la apertura de un sill iniciador (salones de 12 x 12 m y pilares de 6 x 6 m) y de 3.5 m de altura, realizando para ello una frente principal y colando cruceros a cada 12 m y perpendiculares a la frente, hasta el límite de la mineralización y a partir de estos cruceros se desborda hacia los costados del mismo dando la configuración de los pilares y el claro entre ellos de acuerdo a los estándares mencionados en el párrafo anterior.

Una vez que se va preparando el sill es necesario anclar, por sistema, cielo y pilares con varilla corrugada y cemento con base en una plantilla predeterminada de 1x1m y si el terreno presenta demasiada fragilidad, se debe cerrar las dimensiones de la plantilla.

Paralelamente a estas obras, se van preparando una rampa descendente al bajo de la estructura mineralizada, con una sección de 4 x 3 m y pendiente de 12 % cuya finalidad es dar acceso a los subsecuentes bancos por minar, así como para el rezagado del mineral, dejando una diferencia de elevación de 6 m de un acceso a otro, ya que será la altura del banco a explotar y al mismo tiempo colar el contra-pozo comunicando las dos obras, cielo de la rampa y piso del banco anterior, desbordando éste hacia las tablas hasta obtener la dimensión de barrenación de tumba.

- Tumba: Para la barrenación de los bancos se emplean tres Jumbos electro-hidráulicos para una plantilla de 1.2 x 1.5 m (B x E) y diámetro de 5 cm. La barrenación se lleva a cabo horizontalmente con altura promedio de banco de 6 m y 12 m de longitud como máximo con la finalidad de respetar la disposición de los pilares desde el inicio del sill. El explosivo que se emplea para el tumba en la mina Aurora es Hidrogel en su presentación de 2.5 x 12.5 cm como explosivo de alta densidad y Super Mexamón D como explosivo de baja densidad y el cual es el que efectúa el trabajo del fracturamiento de la roca; como artificios se emplean Estopin Nonel MS y LP con retardos desde el número uno hasta el número 12 y del uno hasta el 14 respectivamente. Estos estopines van conectados entre sí por Primacord o cordón detonante para iniciarlos.
- Rezagado: Debido a que la distancia de acarreo entre los bancos y las metaleras oscila entre los 800 y 1,000 metros y la distancia económica de desplazamiento para los Scoop-tram se considera de 200 m (según especificaciones de los fabricantes), se utiliza camiones bajo perfil con capacidad de 24 toneladas los cuales son cargados por equipo de 4.6 m<sup>3</sup> (6.0 yd<sup>3</sup>) en el mismo lugar de la disparada del banco, vaciando en un contra-pozo Robbin's destinado para metalera, el cual comunica al nivel general de acarreo (nivel 10).

<sup>7</sup>Nava, 1986



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA DE EXPLOTACION DE SALONES Y PILARES CON BANCOS DESCENDENTES EN LA AURORA	
TESIS PROFESIONAL	FECHA ENE.2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 6

<b>Ventajas</b>	<b>Desventajas</b>
Bajo costo de minado	Alta dilución en tumbe (10%)
Alta productividad	
Disponibilidad inmediata del mineral	
Perspectiva de recuperación de pilares	

### **3.2.2. Corte y Relleno Hidráulico con Pilares Esbeltos.**

Los cuerpos minados por este método poseen características geológicas como una inclinación mayor de 50° y potencias mayores de 10 m (aunque para seleccionar un sistema de minado no deben tomarse estos u otros rangos en un sentido estricto) y debido a la irregularidad en la mineralización, ofrece la selectividad en el tumbado además de la seguridad en la explotación, ya que utiliza las arenas de las colas finales para el relleno de cavidades dejadas por la explotación del mineral.

- **Preparación.-** El block a explotar se delimita con dos niveles, superior e inferior, habiendo entre estos una distancia vertical de 30 m aproximadamente. Se cuelga una rampa general al bajo de la estructura con pendiente al 12 % para servicios y para ir dando accesos en cada corte minado a medida que se avanza. A partir del nivel inferior se va colando una frente principal el cual iniciará el Sill de desplante, colando cruceros perpendiculares a la frente, respetando los parámetros dictaminados por los estudios de mecánica de rocas, para dejar pilares de 6 x 6 m y claros entre pilares de 12 m como máximo. Los cruceros se desbordan hacia las tablas hasta alcanzar la configuración de los pilares y el claro entre ellos. Así mismo se realizan barrenos con máquina Stenwick de 10 cm de diámetro, según la extensión del rebaje, para la conducción de las arenas clasificadas que servirán para el relleno hidráulico. Cuando se tienen definidos los niveles inferior y superior topográficamente, se cuelgan contrapozos de ventilación (mínimo dos) en los extremos del cuerpo para que exista flujo de aire a lo largo del rebaje y durante la explotación del block.
- **Tumbado.-** Esta fase inicia a partir del sill de desplante con una ranura en el cielo para posteriormente contar con dos caras, la de barrenación y la de salida. A medida que se va avanzando, el mineral tumbado sirve como piso para conservar una barrenación horizontal en cada corte. Al tiempo que se va avanzando en los cortes se rellena la parte ya rezagada dejando una altura de cielo a relleno de 3.5 m, ciclando las faces de tal manera que mientras en una área se tumba en otra área opuesta se rellena. El equipo utilizado para barrenar, es con máquina de pierna para una plantilla de barrenación de 1 x 1.20 m (B x E) y diámetro de 38 mm (1 1/2"). La barrenación se lleva a cabo horizontalmente con una altura de corte promedio de 3 m. El explosivo que se emplea es el mismo que en la mina Aurora, pero los iniciadores son fulminante del número 6 y cañuela de 2.4 m. de longitud, éstas conectadas por ignitacord a los conectores de las cañuelas.

- Rezagado.- Se realiza según las necesidades de producción de cada rebaje, con Scoop-tram de 4.5 m<sup>3</sup> (6 yd<sup>3</sup>) y 1.5 m<sup>3</sup> (2 yd<sup>3</sup>). En el caso de la mina Rey-Reina, el mineral se deposita en contra-pozos Robbin's de 2.13m a 2.4m de diámetro destinados para metaleras que desembocan al nivel principal de acarreo -nivel 10-, para luego ser manteado por el tiro Leones a superficie. En lo que se refiere a la mina San Bartolo, el material minado se rezaga y deposita en metaleras que conectan con el nivel general de acarreo en esa mina, nivel-18, para mantearse a superficie por el tiro San Bartolo.
- El relleno hidráulico inicia desde la clasificación de las colas, residuo final del proceso de concentración, en arenas (gruesos) y lamas (finos) por medio de hidrociclones, inyectando a la mina las arenas que poseen un tamaño de + 200 mallas a 100 % con la finalidad de percolar el agua que transporta este material. Las arenas son transportadas a través de barrenos de 10 cm de diámetro colados para tal fin.

En el interior, las arenas se distribuyen a las obras por medio de circuitos, empleando para ello barrenos entre nivel y nivel y tubería Stru-Pak de 7.6 cm de diámetro para conectarse. En el rebaje se delimitan las áreas a rellenar con bordos de las mismas arenas, y para conducir el agua que se percola a través de éstas, se desplantan torres de decantación construidas con madera de 15 x 15 cm y de un metro de sección forrada con tela de henequén. El tepetate producto de las obras de preparación es insuficiente para el relleno de las obra, por lo que el sistema hidráulico se requiere para satisfacer estas necesidades. Las ventajas de este método de explotación son:

- Permite la disponibilidad inmediata del mineral
- Se minimizan los problemas de inestabilidad al rellenar
- Baja dilución ya que el método es selectivo (2 %).

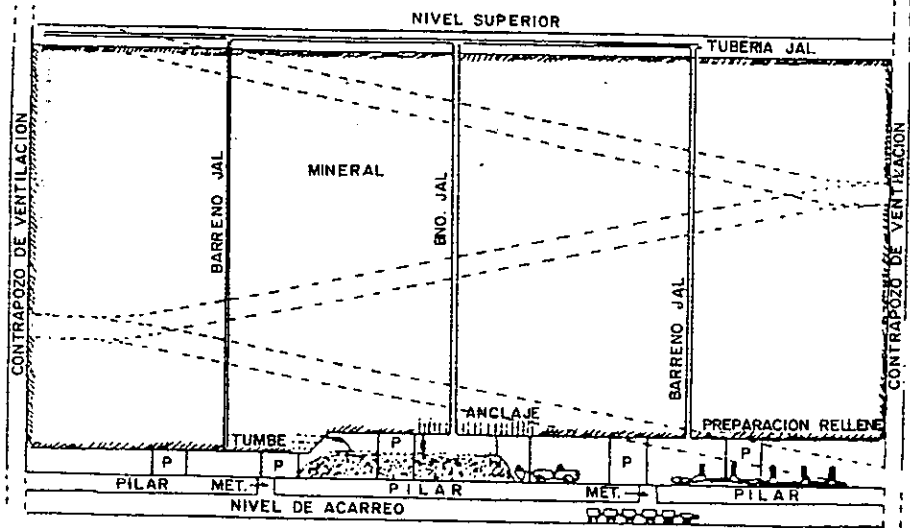
#### Acarreo de mineral.

Para esta fase de la operación, se cuenta con 3 niveles principales de acarreo:

Nivel 10. Recibe el mineral de las minas Aurora y Rey-Reina, en el cual se emplea una locomotora tipo Trolley con capacidad de acarrear hasta 150 ton y otra de motor diesel de 100 ton para accionar carros mineros tipo Gramby de 5.6 m<sup>3</sup>. El mineral acarreado en este nivel se mantea por el tiro Leones a superficie.

Nivel 12. Recibe el mineral producto de los rebajes del mismo nivel 12, en el que se utiliza una locomotora de 50 ton de motor diesel para accionar carros de 2.8 m<sup>3</sup> tipo Gramby. El mineral acarreado de esta zona se deposita en una metalera Robbin's que desemboca a la parrilla del nivel 18 y se mantea por el tiro San Bartolo.

Nivel 18. Recolecta el mineral de las tolvas de recepción de los rebajes en la mina San Bartolo. El acarreo se realiza por una locomotora de baterías de 6 ton para accionar carros mineros de 2.8 m<sup>3</sup> tipo Gramby. El mineral se deposita en la parrilla del nivel-18 y se mantea a superficie por el tiro San Bartolo.



**U N A M**

FACULTAD DE INGENIERIA

SISTEMA DE CORTE Y RELLENO  
HIDRAULICO CON PILARES Y  
MECANIZADO CON RAMPAS

TESIS PROFESIONAL    FECHA: ENE. 2000

MIGUEL A. MARTINEZ    FIGURA No. 7



### Manteo de Mineral.

La extracción de mineral se lleva a cabo por dos tiros:

**Tiro Leones.** El mineral producto de las minas Aurora y Rey-Reina, se reduce de tamaño antes de ser manteado empleando para ello una quebradora de quijada de 0.91m x 1.21m, la cual reduce el tamaño de 0.61m que pasa por la parrilla, a 0.15m.

El mineral quebrado se deposita a una tolva que descarga a un alimentador de bandas que a su vez descarga en los cartuchos de alimentación a los skips. El manteo se realiza en skips tipo Jetto, con capacidad nominal de 8 ton. Estos son accionados por un malacate de fricción marca Herpburn de 2.28m de diámetro para un total de peso suspendido de 50 ton y un motor de 1,000 hp (métricos).

**Tiro San Bartolo.** El mineral producto de San Bartolo y N-12 de Rey-Reina, se reduce de tamaño a 12 cm en la parrilla del N-18 por medio de una quebradora de quijada de 0.81m x 1.0m, que descargan a las tolvas que alimentan los cartuchos y estos a su vez a los skips. Estos skips con capacidad nominal de 5 ton son accionados por un malacate de enrollamiento doble tambor de 3m de diámetro con 2 embragues y una capacidad de 12.5 ton de peso suspendido, accionado por un motor de 600 hp.

### 3.3. Ventilación.

La ventilación existente es de dos tipos:

- **Ventilación Natural.**- La constituye el flujo de corriente de aire que circula por convección desde superficie, a través de las principales obras de acceso, como es el caso de Tiros, Rampas y Contra-pozos. Este flujo de aire no es suficiente para ventilar la totalidad de las obras, por tanto es necesario inyectar aire extra al interior de la mina por medio de ventilación forzada.
- **Ventilación Forzada.**- Actualmente los circuitos de ventilación se desahogan por contra-pozos Robbin's hasta superficie, empleando extractores marca Buffalo Forge de las siguientes capacidades: uno de 37 metros cúbicos por segundo y cinco de 61.3 m<sup>3</sup>/s, además de dos extractores Flakt de 14 m<sup>3</sup>/s, un Air-equip de 14 m<sup>3</sup>/s y un Jeffrey de 51.4 m<sup>3</sup>/s. Para interior mina se emplean 20 ventiladores Flakt, auxiliares a los circuitos principales los cuales son accionados por motores de 15 y 30 hp.

Se cuenta con una capacidad instalada de 438.3 m<sup>3</sup>/s, una capacidad real de trabajo de 309 m<sup>3</sup>/s y un requerimiento por ley de 207 m<sup>3</sup>/s, lo cual significa una eficiencia del 70 % en el sistema y un alivio del 33 % por encima del requerimiento por ley.

### 3.4.- Equipo Disponible.

La unidad para las operaciones en la mina cuenta con el siguiente equipo:

Cantidad	Características
5 Jumbos	4 Atlas Copco de una pluma y barrena de 4.2m
	1 Garden Denver una pluma y barrena de 3.6m
	1 Eimco Secoma una pluma y barrena de 3.6m
25 Scoop-tram	6 LHD-915 B Eimco de 3.8m <sup>3</sup>
	3 LHD-925 B Eimco de 3.8m <sup>3</sup>
	2 LHD-912 B Eimco de 1.5m <sup>3</sup>
	6 ST-5B Wagner de 3.8m <sup>3</sup>
	1 ST-2B Wagner de 1.5m <sup>3</sup>
	2 ST 8A Wagner de 6.1m <sup>3</sup>
	5 JS-500 J. Clark de 3.8m <sup>3</sup>
5 Camiones mineros	JDT-426 J. Clark de 20 ton
5 Locomotoras	2 de diesel de 6 y 9 ton marca Clayton
	2 tipo trolley de 15 y 20 ton, Clayton y Goodman respectivamente.
	1 de baterías de 9 ton marca Goodman.
40 Carros mineros	20 de 2.3 m <sup>3</sup> tipo Gramby
	20 de 5.6 m <sup>3</sup> tipo Gramby
160 perforadoras	Modelo S-83-F con pierna neumática.

A todo este equipo se le proporciona mantenimiento preventivo programado así como mantenimiento correctivo en caso necesario.

### 3.5. Servicios y Recursos.

La Unidad cuenta con una planta de compresores con una capacidad de 670 m<sup>3</sup>/min, a una descarga de 7 kg/cm<sup>2</sup> de presión. Para las líneas principales se ocupa tubería de 30 y 20 cm de diámetro y para la red que cubre los rebajes y lugares de trabajo, se utiliza tubería de 10 y 5 cm de diámetro.

Para el suministro de agua limpia, se cuenta con tres pozos profundos situados a 3 y 16 km de la Unidad Minera: pozos "Camposanto", "El Clérigo" y "la Borcilla", donde en promedio se obtienen 45.2 litros por segundo (lps). Además se emplea agua recuperada para uso exclusivo de las Plantas de Beneficio y el rellene hidráulico.

El siguiente cuadro muestra el abastecimiento y consumo de agua en la Unidad en LPS

Fuente de abastecimiento	Consumo	Agua limpia	Agua rec.	Total	
Recuperación Plantas	33	Plantas de Ben.	36	50	86
Rec. Rebombéo mina	28	Rellene Hidráulico	---	12	12
Bombeo de los Pozos	46	Mina	6	---	6
		Servicios Generales	3	---	3
<b>Total</b>	<b>107</b>				<b>107</b>

Energía Eléctrica.- La capacidad instalada en la sub-estación de la unidad es de 12,750 kw alimentada desde la Presa de Infiernillo por una línea de 115,000 volts.

El consumo promedio en kw/h/ton molida es:

Planta	Malacate	Compresores	Bombeo mina	Bom. Pozos	Varios	Total
27.14	5.49	4.49	2.09	2.59	7.99	49.79

Se cuenta también con un Almacén General, un Polvorín para explosivos y otro para artificios, así como talleres como mecánico, eléctrico, automotriz, diesel, neumático y de mantenimiento civil (carpintería, albañilería, plomería, etc.).

El personal que labora en la Unidad está distribuido de la siguiente manera:

	Mina	Molino	Manto.	Misceláneos	Total
<b>Empleados de confianza</b>	21	19	29	61	130
<b>Personal sindicalizado</b>	448	160	240	132	980
<b>Total</b>	<b>469</b>	<b>179</b>	<b>269</b>	<b>193</b>	<b>1,110</b>

## CAPITULO IV: EXPLOTACION DEL CUERPO "LAS EULALIAS"

En el presente capítulo se describen las principales características geológicas y físicas del cuerpo mineral Las Eulalias, con base en esta información, se definirán los métodos de explotación aplicables y considerando algunos factores de viabilidad a nivel Unidad, seleccionar el sistema que mejor se adecue al yacimiento y a las necesidades de la empresa. Posteriormente, una vez seleccionado el método de explotación, se describirán las operaciones más importantes en la aplicación de dicho sistema.

### 4.1. Condiciones y características del Depósito.

El cuerpo Las Eulalias se encuentra a 2.5 km al SW de las instalaciones de la Unidad, está localizado en una área donde afloran las formaciones La Caja y Zuloaga, aunque no de manera clara y uniforme debido al alto grado de metamorfismo que se presenta. Los controles estructurales y estratigráficos, al igual que los otros depósitos de la Unidad, se da por medio de un apófisis de un intrusivo pórfido-granítico de forma irregular, que llega a formar trampas estructurales favorables a cuerpos de reemplazamiento.

Por medio de exploraciones geofísicas (polarización inducida y resistividad aparente) así como exploración directa por barrenación de diamante, se logró determinar que la mineralización en ésta área de estudio se presenta en forma de mantos estratiformes, aunque también se encuentran en formas irregulares dentro de ciertas capas que tienen una granitización menor.

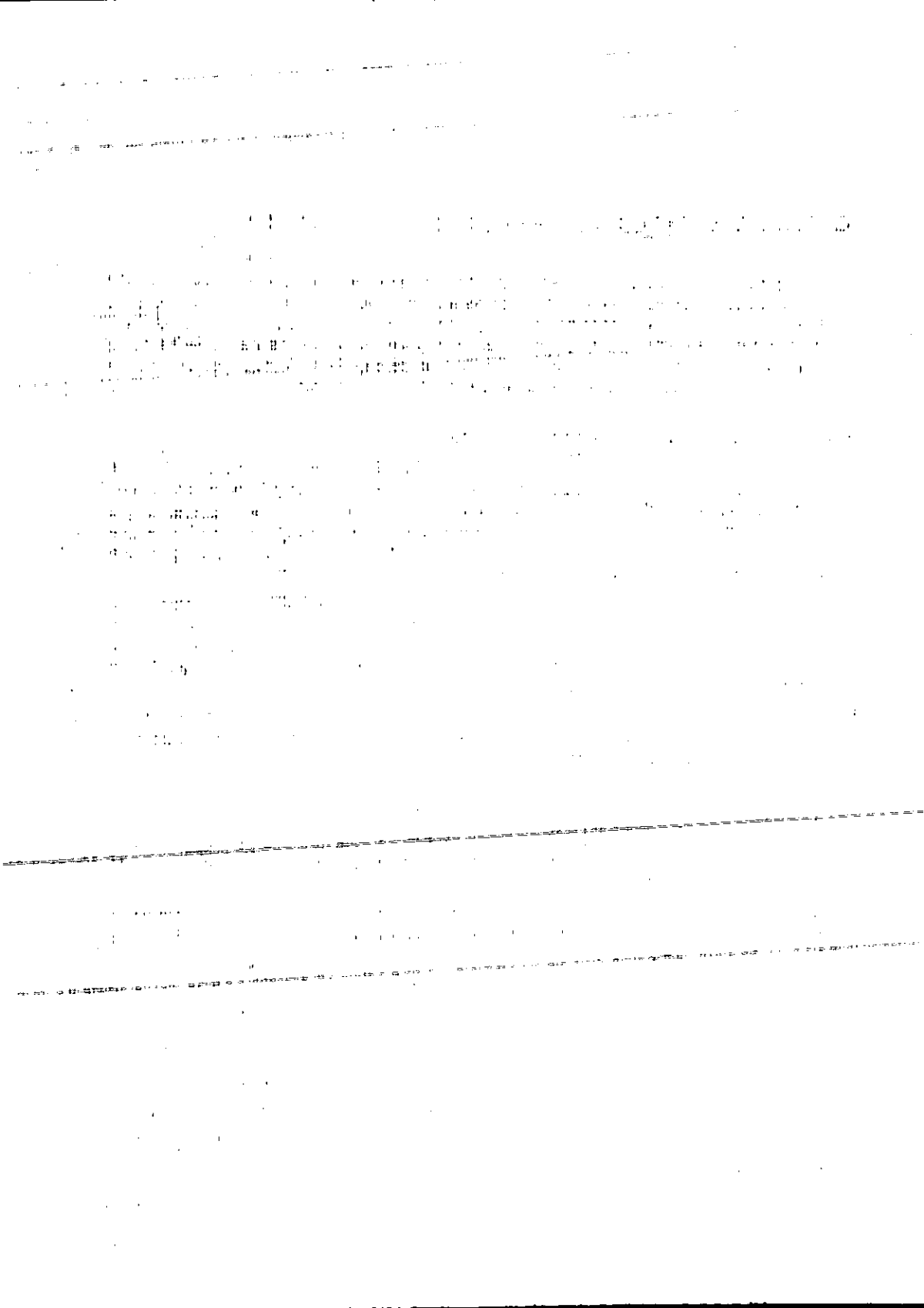
La mineralización es principalmente Esfalerita con algo de Galena, Calcopirita y Argentita, siendo la ganga de Cuarzo, Calcita y Siderita. Esta mineralización es del tipo de Reemplazamiento Hidrotermal.

### 4.2. Volumen, Tonelaje y Ley promedio del Depósito.

Para determinar el volumen y por consiguiente el tonelaje, se aplicó la misma metodología que emplea la Compañía para el cálculo de sus reservas y que es el método de Secciones Transversales.

Para el caso en particular del cuerpo Las Eulalias, se consideraron principalmente cinco secciones transversales al eje mayor del depósito (ver figuras 8, 9, 10), separadas entre sí 30m y arrojando la siguiente información:

Sección	No. De barrenos	Ancho prom.(m)	Área (m <sup>2</sup> )	Ley promedio			
				Ag g/t	Pb -----%	Cu	Zn
A - A'	3 barrenos	15.5	1,500	12	0.01	0.05	8.20
A' - A''	4 barrenos	8.0	1,400	38	0.23	0.15	4.00
B - B'	6 barrenos	9.3	2,400	32	0.82	0.06	4.38
B' - B''	4 barrenos	7.2	1,600	65	1.45	0.15	5.30
C - C'	4 barrenos	35.2	1,700	72	2.64	0.26	8.00



Empleando la siguiente fórmula y tomando la información de la tabla anterior, tenemos que:

$$V = (A_1(D_1) + (A_1 + A_2)D_2/2 + \dots + (A_{n-1} + A_n)D_n/2)$$

Donde: V = Volumen total del depósito

A = Área de la sección

D = Distancia entre secciones

Sustituyendo valores:

$$V = (1,500(10) + (1,500 + 1,400)30/2 + (1,400 + 2,400)30/2 + (2,400 + 1,600)30/2 + (1,600 + 1,700)30/2 + 1,700(6))$$

$$V = 235,200 \text{ m}^3$$

Si la densidad del mineral es de 3 ton/m<sup>3</sup>, tenemos que:

$$T = V \times \rho$$

Donde: T = Tonelaje total del depósito

V = Volumen total del depósito

$\rho$  = Densidad del mineral

Sustituyendo valores:

$$T = 235,200 \text{ m}^3 \times 3 \text{ ton/m}^3$$

$$T = 705,600 \text{ toneladas de mineral.}$$

Tomando en cuenta una recuperación del 86 % y cerrando números, tenemos:

$$T = 600,000 \text{ toneladas.}$$

Para obtener la ley promedio del cuerpo mineral, se aplica la fórmula que se utiliza en el método de secciones transversales, en su modalidad de cambio gradual, por tanto:

$$L_p = ((A_1L_1 + A_2L_2)D_1/2 + \dots + (A_{n-1}L_{n-1} + A_nL_n)D_{n-1}/2) / V$$

Donde: L<sub>p</sub> = Ley promedio

A = Área de la sección

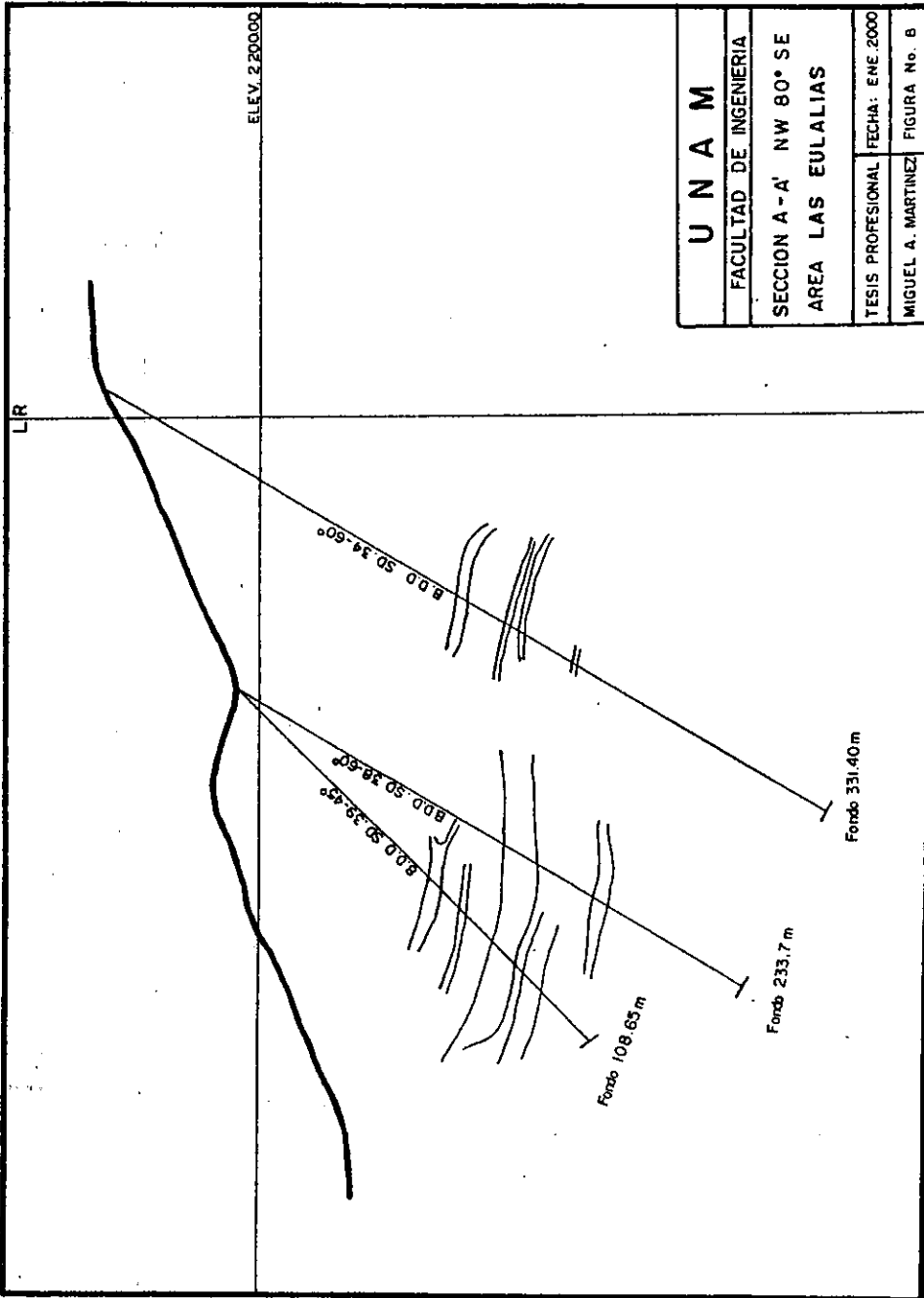
L = Ley de la sección

D = Distancia entre secciones

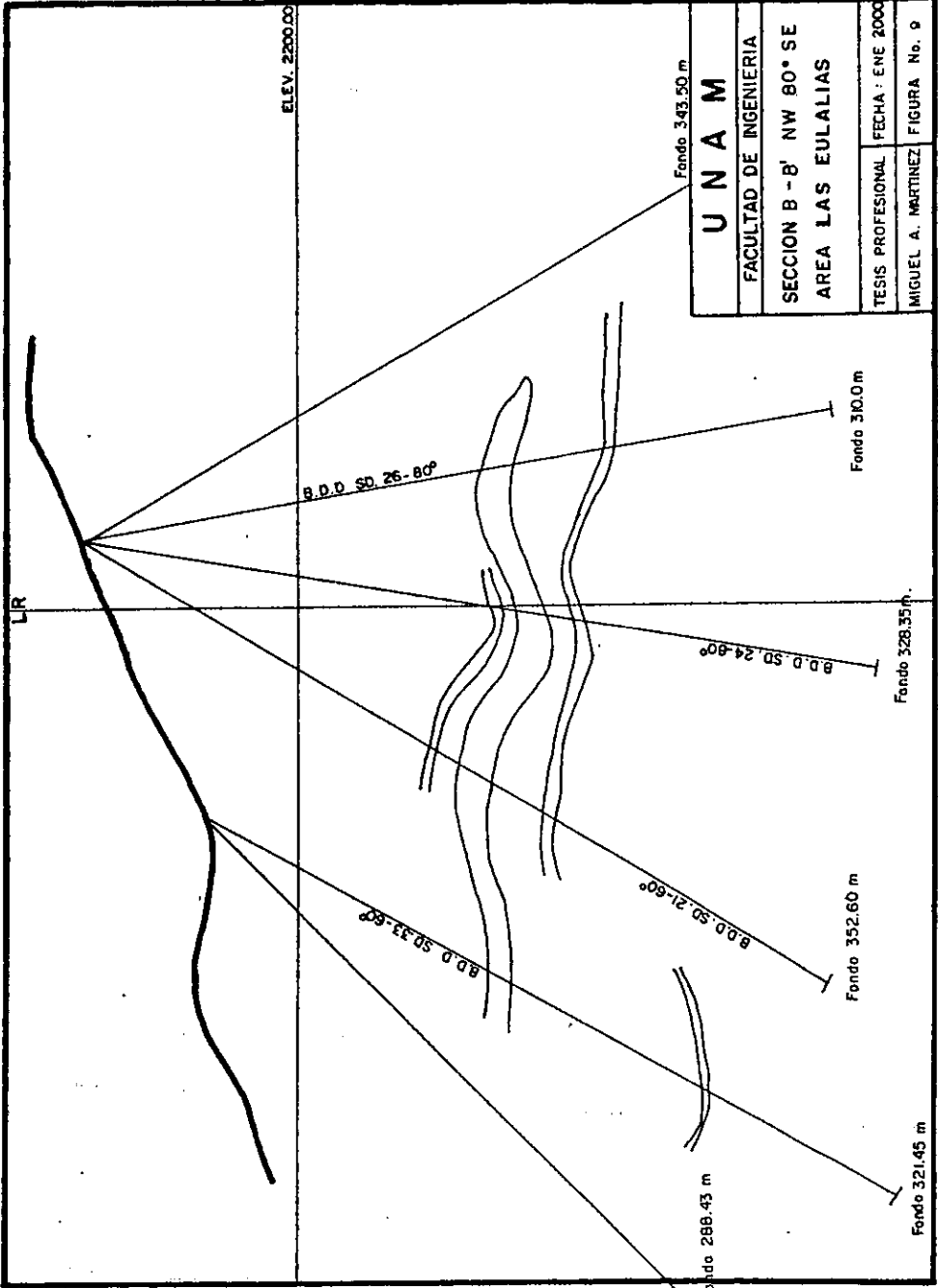
V = Volumen del depósito

Sustituyendo valores en la fórmula para obtener ley promedio de cada elemento, dió como resultado lo siguiente:

Ag	Pb	Cu	Zn
g/t	----- % -----		
42.68	1.5	0.17	6.89



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SECCION A - A' NW 80° SE	
AREA LAS EULALIAS	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE.2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. B



ELEV. 2200.00

LIR

B.D.D. SD. 26-80°

Fondo 343.50 m

**UNAM**

FACULTAD DE INGENIERIA

SECCION B - B' NW 80° SE

AREA LAS EULALIAS

TESIS PROFESIONAL

FECHA: ENE 2000

MIGUEL A. MARTINEZ

FIGURA No. 9

Fondo 310.0 m

B.D.D. SD. 24-80°

Fondo 328.35 m

B.D.D. SD. 21-60°

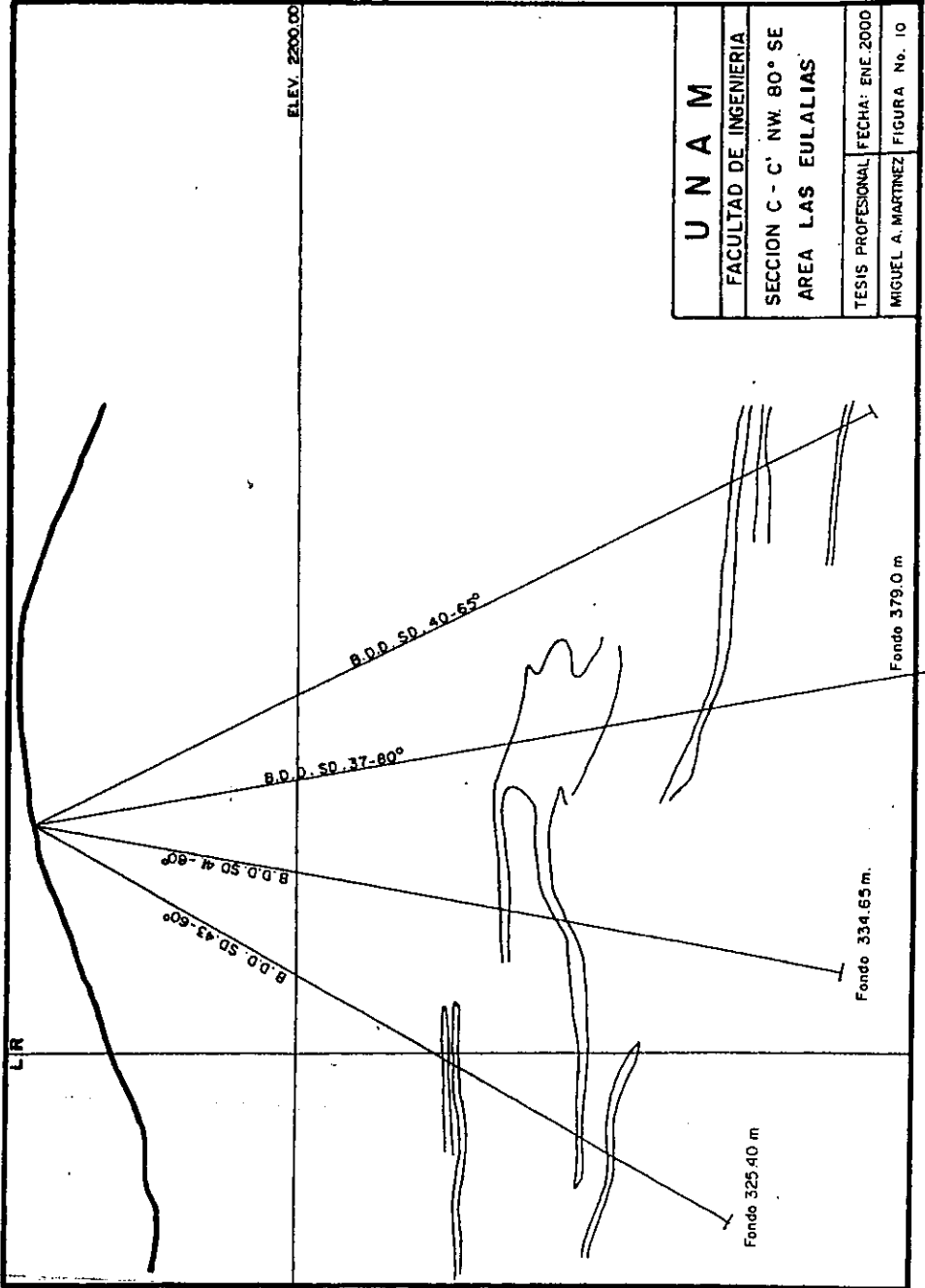
Fondo 352.60 m

B.D.D. SD. 33-60°

Fondo 288.43 m

Fondo 321.45 m





<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SECCION C - C' NW. 80° SE	
AREA LAS EULALIAS	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE. 2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 10

### 4.3. Selección del método de minado

En la selección del método de minado, es necesario considerar algunos factores que son decisivos para llevar a cabo óptimamente las operaciones planeadas. Estos factores son los siguientes:

- Geológicos.- Son todos aquellos en donde se considera la forma, tamaño, posición espacial, grado de mineralización y distribución de los valores dentro del depósito. De igual forma, también se considera las propiedades mecánicas del yacimiento y de la roca encajonante.
- Operativos.- Dentro de éstos se toma en cuenta el ritmo de producción, capacidad instalada de la Planta, grado de mecanización y capacitación del personal, así como la posibilidad de un incremento de producción o ampliación de la Planta. Paralelamente a éstos factores, se deben considerar la seguridad de las operaciones y prevención de contaminación ambiental.
- Económicos.- Como son los costos de minado, precio del producto, rangos de producción y las posibilidades económicas de la empresa.

Para este proyecto ya se han establecido algunos factores de tipo geológicos y físicos del yacimiento. El paso siguiente es considerar los aspectos operativos de la Unidad y su engrane con las operaciones como es ritmo de producción deseado, servicios, equipo existente, tamaño de las obras y sobre todo la seguridad del sistema.

Cabe mencionar que el estudio de mecánica de rocas aplicado a los núcleos de barrénación hechos en el cuerpo Las Eulalias - básicamente un análisis de RQD y resistencia a la compresión-, arrojaron como resultado un porcentaje del 75 al 80 %, lo que coloca tanto al cuerpo mineral como a la roca encajonante de una calidad buena y que para fines de explotación serían de competentes a semi-competentes.

En este caso, la selección del sistema de minado no es un problema, ya que si estamos hablando de un cuerpo a manera de manto, tendremos que emplear uno o unos de los sistemas aplicables a mantos. Estos sistemas son:

- Rebajes Abiertos
- Cuartos y Pilares
- Salones y Pilares con Bancos Descendentes

Aunque se mencionó en el párrafo anterior de la calidad del mineral y la roca encajonante, no se puede hablar de un sistema de rebaje abierto dadas las dimensiones que se proyectan del yacimiento (ancho promedio de 60 m y largo promedio de 320 m), ya que se podría provocar un colapso principalmente en la parte central del rebaje una vez que estuviese abierto, por tanto sería necesario dejar pilares estratégicamente diseñados, o sea que, se podría aplicar el sistema de Salones y Pilares. Por otro lado y como se puede apreciar en la figura 11, en donde se muestra una proyección longitudinal del cuerpo, éste tiene en uno de sus extremos una potencia promedio de 10 m, y en el otro extremo, alcanza hasta los 30 m, por lo que también se puede hablar de un sistema de Banqueo ya que es un método altamente productivo y podría sin ningún problema sustituir la producción de los rebajes que se encuentran en su etapa final de producción.

Estos rebajes (correspondientes a los cuerpos Rey-Reina), en conjunto suman unas 400 a 450 ton/día por el método de Rellene Hidráulico, y en la práctica se ha observado que el sistema de banqueo -aplicado a la mina Aurora- puede producir hasta 648 ton por banco. Ajustando este sistema al cuerpo Las Eulalias, se puede resumir que, de acuerdo a las características físico-geológicas del yacimiento y sumando las necesidades de operación de la Unidad, el método que más se adecua al yacimiento y mejor rendimiento ofrece es el de SALONES Y PILARES CON BANCOS DESCENDENTES.

#### **4.4. Planeación de las Operaciones**

Una seleccionado el método de explotación, el siguiente paso es la descripción de las operaciones a realizar, o sea un orden en el desarrollo de obras mineras y las operaciones que se irán realizando de manera lógicamente progresiva para cumplir lo más claramente posible con los objetivos anteriormente señalados.

##### **4.4.1. Obra Minera de Acceso**

La primera obra minera a diseñar será aquella que permita el acceso al yacimiento y que sirva como tránsito de personal, equipo, maquinaria y transporte de mineral.

Una obra de acceso, al igual que el método de explotación, debe adecuarse al yacimiento para que permita extraer el mineral al menor costo posible. Entre las obras existentes para el acceso al interior de una mina, se encuentran:

- Tiro Vertical
- Tiro Inclinado
- Rampa
- Túnel
- Socavón

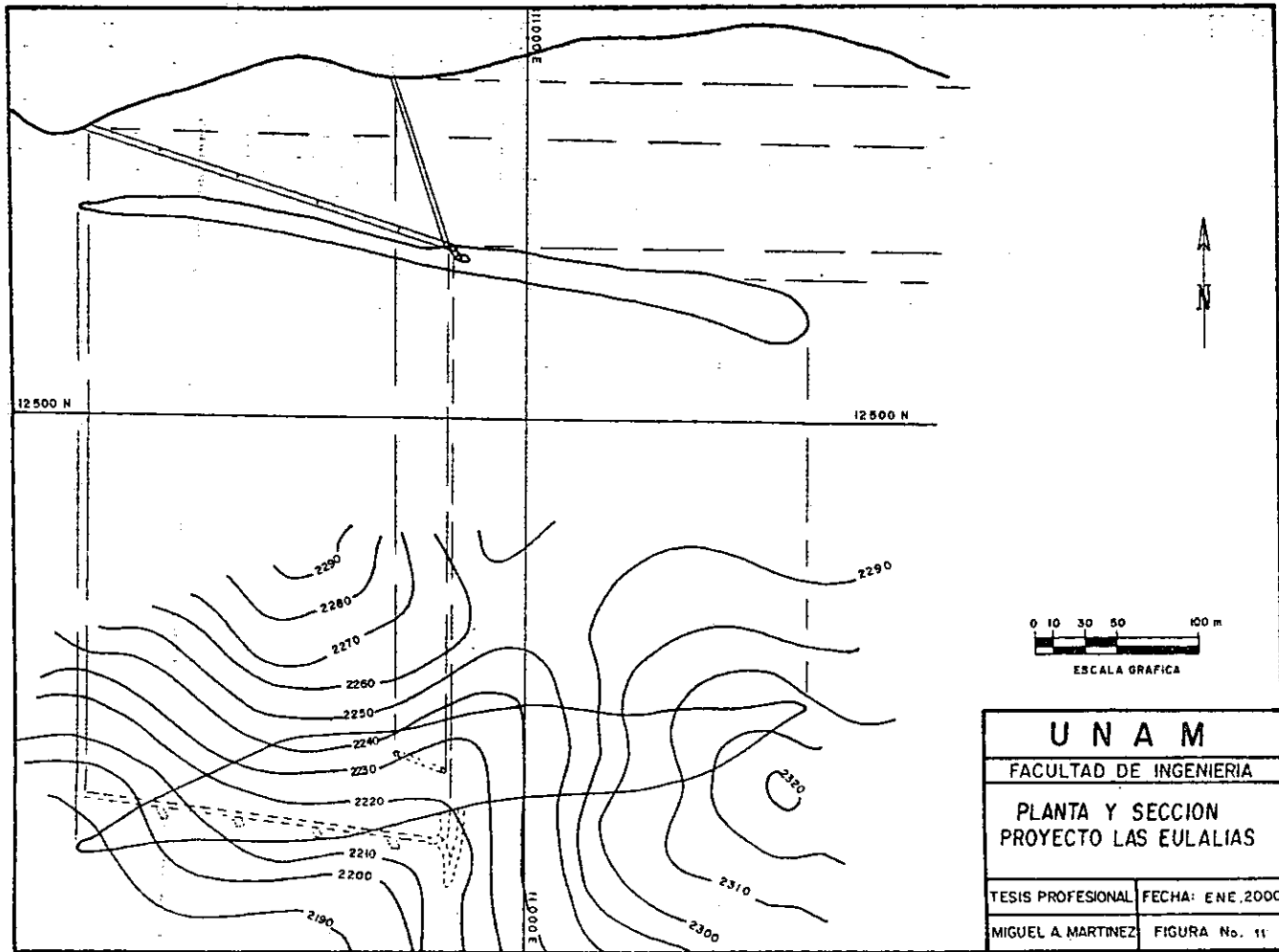
Para el caso de este proyecto, el yacimiento se encuentra en altiplano y a una profundidad de 130 m, lo que dejaría afuera la posibilidad de emplear un túnel o socavón. El tiro vertical es aplicable pero para aquellos cuerpos que son de dimensiones importantes en sentido vertical como son las vetas, chimeneas, cuerpos diseminados, stockwork, etc., por lo que descartamos esa alternativa y nos deja la posibilidad de utilizar tiro inclinado o rampa de acceso. Una manera de elegir la mejor opción es analizando sus ventajas y desventajas.

Tiro Inclinado		Rampa	
Ventajas	Desventajas	Ventajas	Desventajas
Se puede colar menos obra, aumentando la inclinación del tiro	Altos costos de inversión en cuele e instalación de equipo para manto	No existe costos extras de los costos de cuele	Tiene rango limitado de inclinación, lo que significa colar más obra por metro de profundidad
Altamente productivo una vez instalado el sistema de transporte			

El tiro inclinado nos permitiría llegar más rápidamente al yacimiento ya que su cuele puede tener mayor inclinación que el de una rampa, pero como en el caso de las minas de carbón, se tiene que instalar equipo de transporte como bandas de cadena, canchilones o bien, carros mineros jalados por malacaté, lo que implicaría mayores costos de inversión.

En el caso de la rampa, la máxima inclinación que debe tener es del 12% que sería la máxima pendiente por donde puede transitar el equipo diesel eficientemente.

Al inspeccionar la topografía superficial del lote, existe un punto en donde se reduce la diferencia de elevación entre el yacimiento y la superficie del terreno como se observa en la figura 11. Esta diferencia es de aproximadamente 30 m lo que implica colar un total de  $30 \text{ m} / 12\% = 250 \text{ m}$  de rampa. Por otra parte, para el transporte de mineral a superficie, la Compañía cuenta con camiones mineros, por tanto ya no se agregaría costos de inversión en la extracción del mineral. Por consiguiente la mejor elección para nuestro proyecto es una RAMPA GENERAL DE ACCESO.



Así mismo, tomando en cuenta el posible equipo que se puede emplear en el sistema seleccionado como son lo scoop-tram, camiones mineros, jumbos, etc., la sección que más conviene es la de 4 m de ancho por 3.5 m de alto, ya que los equipos señalados oscilan entre los 2.20 m y 2.40 m de ancho, dejando un espacio libre a cada lado de 0.80 m para servicios y/o tránsito a pie. En cuanto a lo alto, en la práctica se ha observado que los camiones mineros de 20 t ya con carga pueden alcanzar hasta los 3.0 m, por tanto la altura que se propone para la obra sería suficiente para evitar que el mineral golpeará el cielo y se pudiera caer del camión provocando trastornos en la operación del transporte de dicho mineral. Ver la sección propuesta en la figura 11 bis. El cálculo de la plantilla de barrenación se muestra en el anexo 1 del presente trabajo. Será necesario colar a cada 50 m cruceros a todo lo largo de la rampa que funcione como descansos o escapes para evitar congestamiento en el tránsito de equipo o transporte de mineral. Estos deberán de ser de la misma sección de la rampa general y de 7 m de longitud.

La rampa, de acuerdo a la longitud que se mencionó desde su rompimiento en superficie, se proyecta que llegue a la parte media del depósito longitudinalmente hablando para fines de explotación que se detallará en otro párrafo.

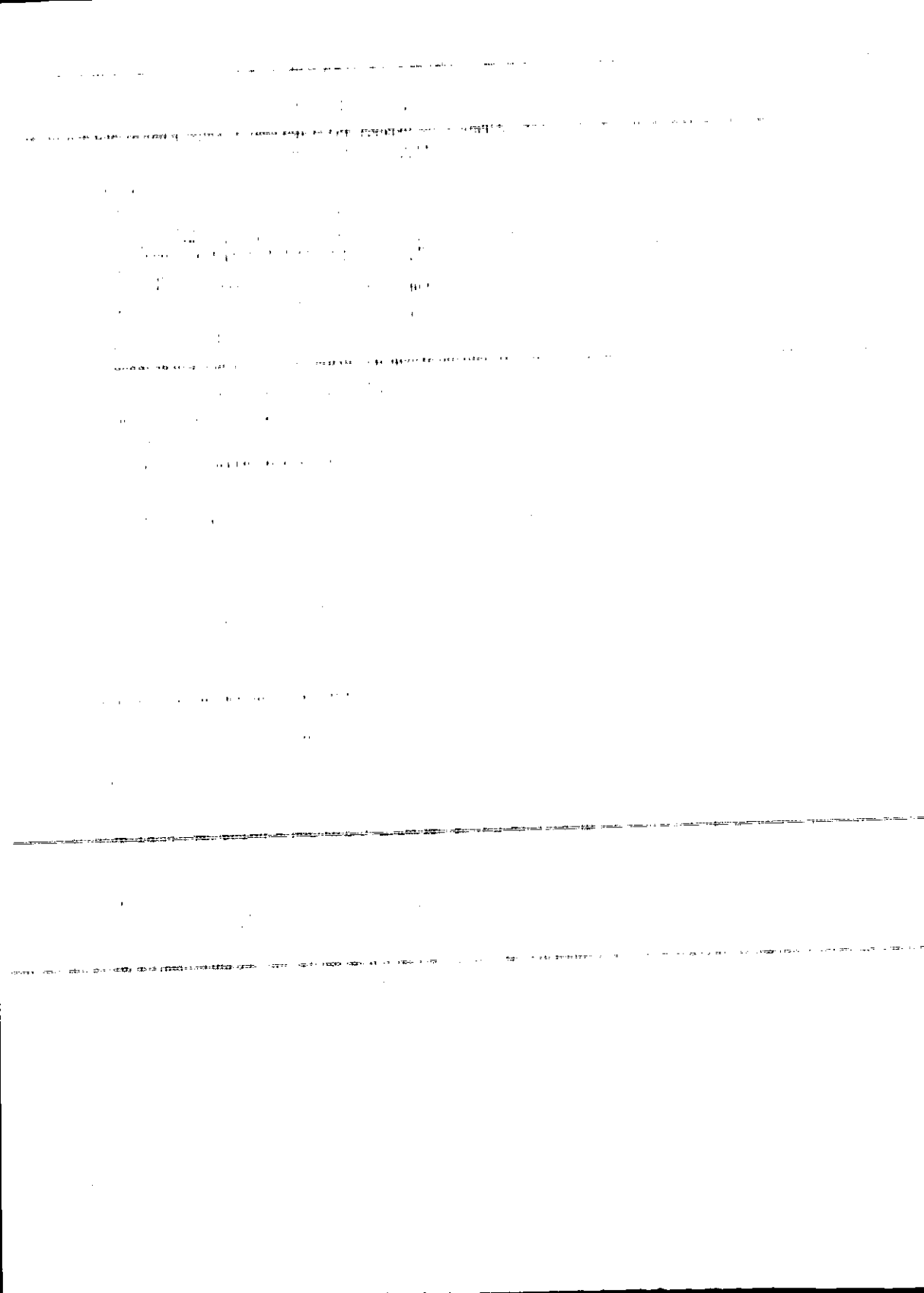
Una vez que la rampa llegue a la profundidad a que se encuentra el manto, ésta tendrá cierto grado de curvatura para poderle llegar al cuerpo transversalmente y a partir de ahí desarrollar lo que será el Sill iniciador. Ver figura 11.

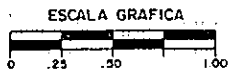
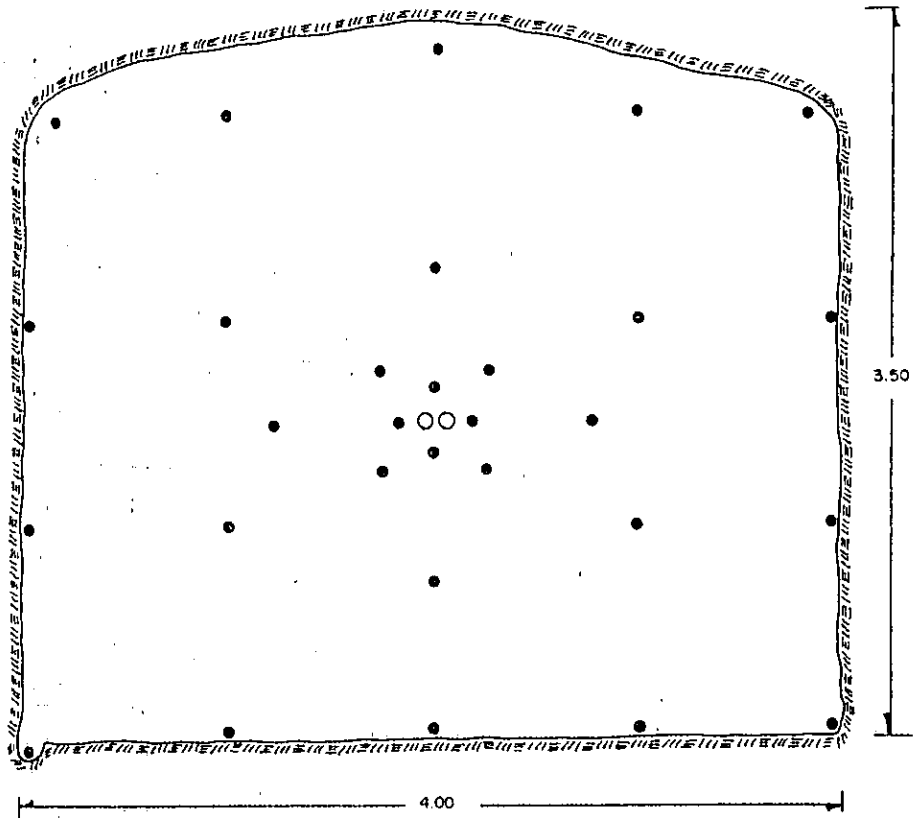
#### 4.4.2. Sill Iniciador

El Sill iniciador consistirá en el cuele de frentes y cruceros a todo lo largo y ancho del manto hasta los límites con el contacto estéril. Esto permitirá conocer exactamente el yacimiento en su composición mineralógica y sus características fisicogeológicas.

Es importante mencionar que a partir de la comunicación de la rampa general al yacimiento, el cuele del primer crucero sobre mineral atravesando el manto transversalmente servirá como referencia para dividir a dicho manto en dos zonas: zona Oriente y zona Poniente, esto con fines de explotación que se detallará en su respectivo inciso.

De acuerdo a lo anterior se tratará de desarrollar primeramente lo que será el sill Oriente y posteriormente el sill Poniente. Esto obedece a que como se describió en otro punto, el manto en su zona Oriente alcanza su mayor potencia, con lo que podríamos en dicha zona iniciar el sistema de explotación por bancos, amortiguando así los costos generados por los desarrollos del sill Poniente y demás desarrollos de preparación. Ver figura 12.





**U N A M**

FACULTAD DE INGENIERIA

DISEÑO DE UNA PLANTILLA  
PARA OBRAS DE DESARRO-  
LLO.

TESIS PROFESIONAL

FECHA: ENE:2000

MIGUEL A. MARTINEZ

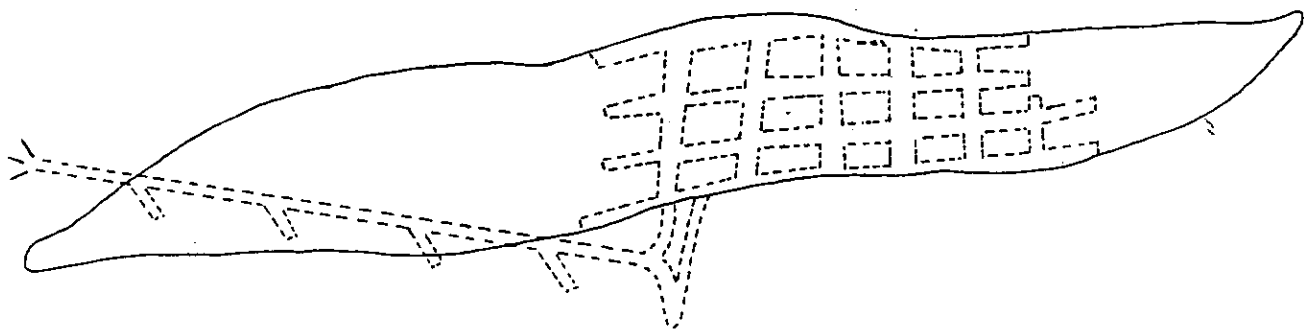
FIGURA No.11 BIS



SILL PONIENTE



SILL ORIENTE



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SILL ORIENTE SILL PONIENTE	
TESIS PROFESIONAL	FECHA : ENE. 2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 12

Cabe mencionar que el Sill Iniciador comprende desde el desarrollo de frentes y cruceros hasta la conformación de lo que serán los salones y pilares; por tanto, es necesario conocer las dimensiones que tendrán los pilares para poder así desbordar estas obras paralelamente a las caras que tendrán dichos pilares.

#### 4.4.3. Diseño de Pilares.

Es importante que el diseño de pilares sea cuidadosamente calculada ya que de ahí se obtiene la información que de manera segura sea aprovechable la mayor cantidad de mineral recuperable.

Para el diseño de los pilares en el cuerpo "Las Eulalias", se tomaron en cuenta dos criterios:

- A partir de un cálculo matemático considerando en principio la resistencia que pueden soportar los pilares a los esfuerzos de compresión vertical, dicha información se obtiene de los análisis que se le hicieron a los núcleos de barrenación en el laboratorio y a la estimación del peso sobre el cuerpo mineral. Con ello se podrá obtener un factor de seguridad y que servirá de base para el diseño de la sección que tendrán los pilares.
- A partir de la experiencia en el campo, analizando el comportamiento de los pilares que se encuentran en condiciones semejantes en cuanto a su posición espacial y condiciones mecánicas similares a las que tendrán los pilares a diseñar.

Se conjuntarán los dos criterios para particularizarlos al diseño más eficientemente posible de los pilares de "Las Eulalias".

De los 300 núcleos de barrenación analizados, se obtuvo una resistencia promedio de 1,000 kg./cm<sup>2</sup>, lo que se considera una resistencia alta a la compresión.

Calculando el peso que hay arriba del cuerpo mineral, podemos asumir que la carga es igual al peso de la roca, por tanto:

$$W = \rho \cdot h \cdot 1.4$$

donde:

W = Al peso o esfuerzo vertical sobre el cuerpo mineral

$\rho$  = Densidad de la roca = 2.5 t/m<sup>3</sup> (rocas sedimentarias)

h = La profundidad a la que se encuentra el manto.

Sustituyendo valores:

$$W = 2.5 \text{ t/m}^3 \cdot 130\text{m} \cdot 1.4$$

$$W = 455 \text{ t/m}^2$$

$$W = 45.5 \text{ kg/cm}^2$$

Que es el esfuerzo vertical sobre el manto de mineral.

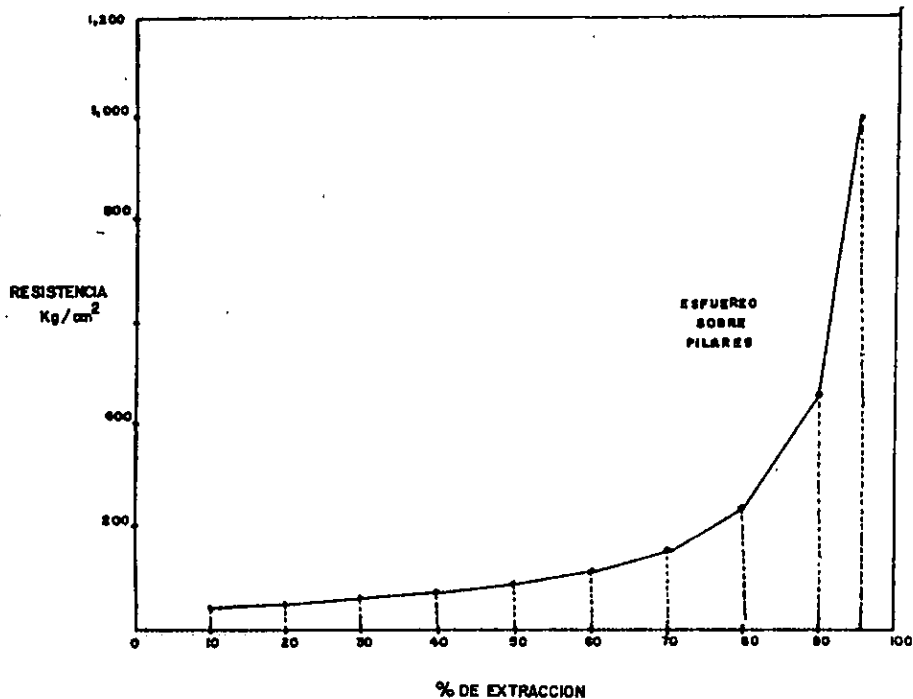
Una primera aproximación de la sección que tendrán los pilares, será viendo que porcentaje de mineral se puede extraer antes que el peso sobre los pilares venza su resistencia. Una manera de saber es graficar la carga de los pilares contra el porcentaje de extracción.

Para la siguiente gráfica se tomó en cuenta la particularidad de que el yacimiento se encuentra a la profundidad de 130 m y que sobre el mismo se genera un esfuerzo vertical de  $45.5 \text{ kg./cm}^2$ ; esto quiere decir que cuando se extraiga el 50% del mineral, el resto del yacimiento habrá de soportar el doble del esfuerzo original, o sea alrededor de  $91 \text{ kg./cm}^2$ , y así sucesivamente hasta alcanzar a igualarse el esfuerzo vertical con la resistencia de lo que serán los pilares.

La gráfica que a continuación se presenta, en su eje "Y" se muestra la carga que soportarán los pilares hasta el límite de su resistencia al esfuerzo vertical, mientras que en el eje "X" aparece el porcentaje de extracción del yacimiento mineral. La curva resultante es producto de la expresión matemática siguiente:

$$45.5 \text{ Kg./cm}^2 / 1 - (\text{razón de extracción } (\%))$$

<u>% de extracción</u>	<u>esfuerzo sobre pilares kg/cm2</u>
10	50.5
20	56.8
30	65.0
40	75.8
50	91.0
60	113.7
70	151.6
80	227.5
90	455.5
95.45	1,000.0



**U N A M**

FACULTAD DE INGENIERIA

GRAFICA

RESITENCIA - %EXTRACCION

TESIS PROFESIONAL

FECHA (ENERO 2000)

MIGUEL A. MARTINEZ

FIGURA No. 12 BIS

Esto quiere decir que la carga sobre los pilares es igual a la resistencia de la roca, cuando el 95.45% del mineral es extraído a la profundidad de 130 m, lo que significa dejar pilares de 5 m x 5 m por salones de 15 m. Una recuperación bastante alta sin duda alguna, pero considerando un factor de seguridad para tales condiciones del yacimiento de 2.5, significaría que:

$$1,000 \text{ kg/cm}^2 / 2.5 = 400 \text{ Kg./cm}^2 \text{ que sería la máxima resistencia de los pilares.}$$

Revisando la gráfica anterior e interpolando, se podrá extraer como máximo hasta un 86% de mineral, que significaría dejar pilares de 6m de ancho por claros entre pilares de 10 m.

Con este primer diseño de pilares, se podrá corroborar por medio de las fórmulas matemáticas siguientes, si tales dimensiones cumplen satisfactoriamente con el factor de seguridad. Por tanto:

$$RCP = RCU(0.788 + 0.222(EP/AP))$$

$$WP = W(EP + CP)^2 / EP^2$$

Donde:

RCP = Resistencia a la compresión de los pilares

RCU = Resistencia a la compresión uniaxial

EP = Ancho de los pilares (6 m)

AP = Altura de los pilares (20 m en promedio)

WP = Esfuerzo promedio actuando sobre los pilares

W = Esfuerzo vertical sobre el yacimiento (45.5 kg./cm<sup>2</sup>)

CP = Claro entre pilares (10 m)

Sustituyendo valores:

$$RCP = 1,000 \text{ kg/cm}^2 (0.788 + 0.222(6.0 \text{ m}/20 \text{ m}))$$

$$RCP = 855 \text{ kg/cm}^2$$

Ahora:

$$WP = (45.5 \text{ kg/cm}^2 (6 \text{ m} + 10 \text{ m})^2) / 6 \text{ m}^2$$

$$WP = 324 \text{ kg/cm}^2$$

Por otro lado, para obtener el factor de seguridad:

$$FS = RCP / WP$$

En donde existe la condición siguiente:

Si FS es menor a 1 entonces los pilares serán inestables.

Si FS es mayor a 1 " " " " estables.

Sustituyendo valores:

$$FS = 855 \text{ kg/cm}^2 / 324 \text{ Kg./cm}^2$$

$$FS = 2.63$$

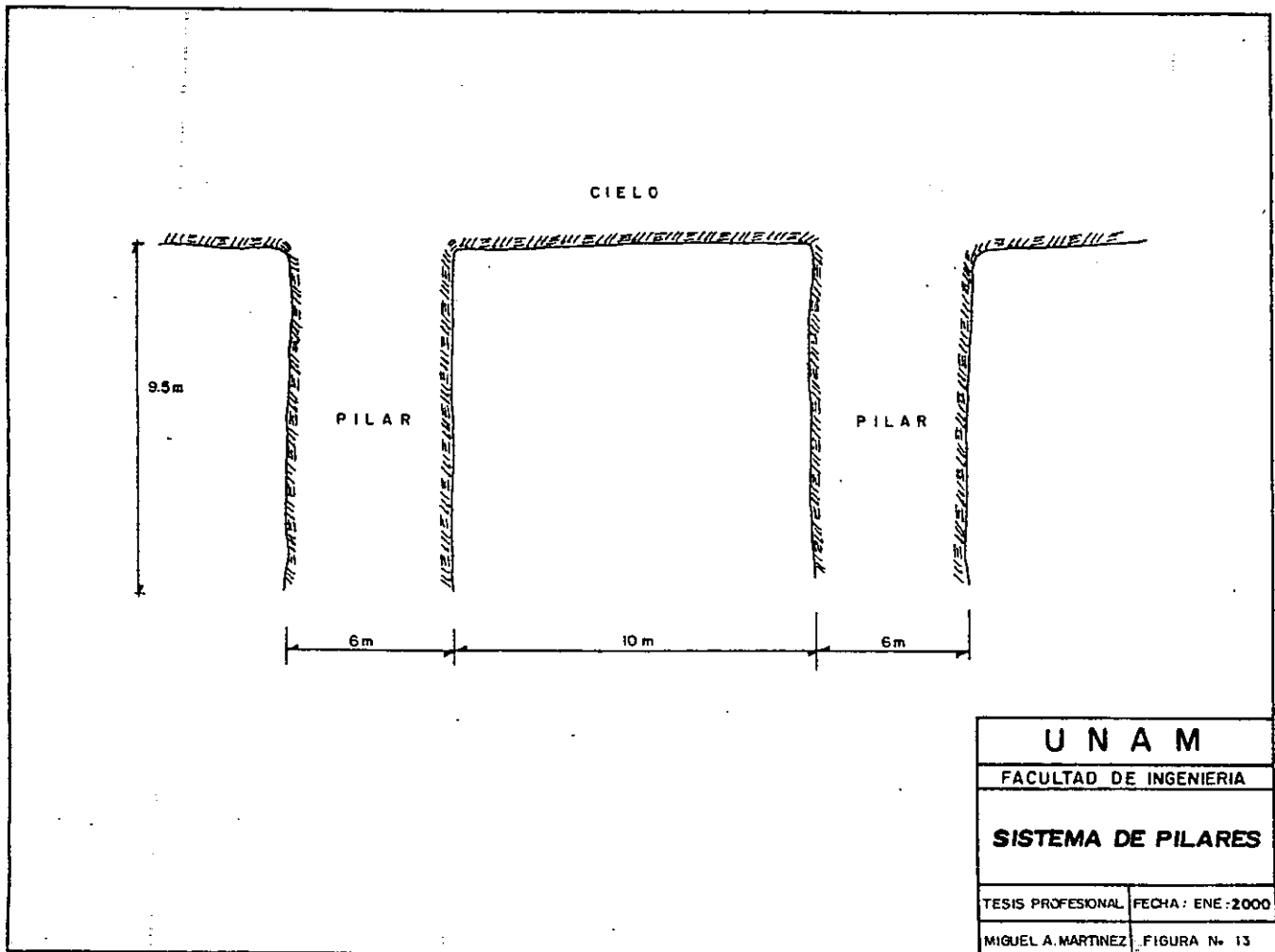
Que es mayor a uno, y por tanto el diseño de los pilares cumple satisfactoriamente con el factor de seguridad.

Empleando un segundo criterio, como se mencionó al principio del inciso, es estudiando el comportamiento de los pilares en el campo que están en condiciones semejantes a los pilares por diseñar; estos pueden ser los pilares de la mina Aurora y los pilares de Rey-Reyna en el nivel 2, ya que se encuentran a la misma profundidad y sus características mecánicas y geológicas son muy semejantes a los estudiados en los núcleos de los barrenos del cuerpo Las Eulalias.

En la Aurora los pilares varían de 6 a 7 m de sección por claros de 10 a 12 m, pero en altura estos pilares llegan a medir hasta los 35 m, lo que muestra muy bien su resistencia a los esfuerzos de compresión y tangenciales, ya que en el tiempo que llevan expuestos no han presentado fracturamiento ni desgajamiento.

En Rey-Reina los pilares varían de 6 y hasta 8 m, pero porque el sistema permite dejar más material estéril en dichos pilares, pero en cualquier caso tampoco se ha registrado un colapso por debilitamiento de pilares pese a la irregularidad del terreno.

Como se puede observar, empleando los dos criterios nos llevan a concluir que el diseño de los pilares en el cuerpo Las Eulalias de 6 m de sección por claros de 10 m, son altamente seguros y en donde nos permite extraer hasta un 86% del cuerpo mineral.



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
<b>SISTEMA DE PILARES</b>	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE-2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA N. 13

#### 4.4.4. Rampas de acceso a Bancos.

Al hablar de un sistema de explotación por Salones y Pilares con Bancos Descendentes, se está diciendo que una vez desarrollado el sill iniciador, se tendrá que diseñar rampas negativas con el objeto de llegar abajo del piso del sill; en este caso, como se detallará en el siguiente inciso, los bancos serán de 6 m de alto, por tanto si las rampas tendrán una altura de 3.5 m, se necesitará llegar de 2.5 m a 3 m abajo del sill para completar la altura que tendrán estos bancos. Una vez que se encuentre la rampa abajo del sill se comunicará ambas obras por medio de un contrapozo el cual servirá de ranura para desbordar hasta el límite de los pilares y formar así lo que serán los bancos de explotación. Ver figura 14.

Estas rampas serán de la misma sección de la rampa general y al 12% negativa. Por tanto se necesita colar un total de 50 m para poder llegar a 3 m abajo del sill. Esta distancia se calculó de acuerdo a la siguiente expresión matemática:

$$X = 6 \text{ m} / 12\% = 6 \text{ m} / 0.12 = 50 \text{ m}$$

Estos 50 m de rampa servirán para la explotación de un corte de banco, pero ya se mencionó en la descripción geológica del manto, que en su extremo oriente alcanza hasta los 30 m de potencia, lo que significa que será necesario colar cuatro rampas de las mismas características para poder extraer en cuatro cortes de banco el mineral que ofrece el manto. Ver figura 15.

Como en todo proyecto, es necesario ir estableciendo algunos índices para con base en ello poder calcular los costos más significativos del proyecto e ir determinando su evaluación lo más eficientemente posible. En el anexo 1 se desglosa el consumo de explosivo por metro lineal de avance y el cálculo de dichos índices.

#### 4.4.5. Tumbe de mineral

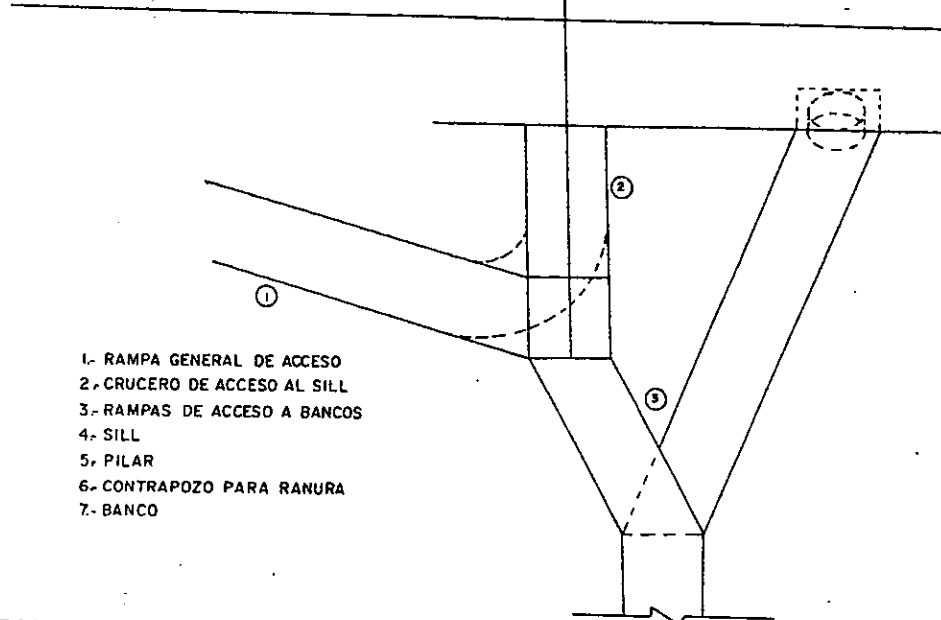
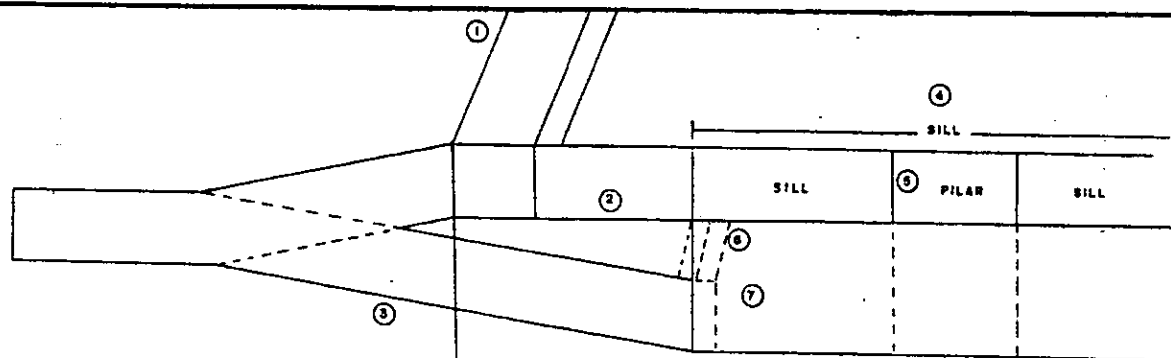
En el presente proyecto se consideran dos etapas para el tumbado de mineral; la primera etapa es al desbordar las tablas de las frentes y cruceros del sill iniciador hasta alcanzar los límites del diseño de pilares. La segunda etapa es la voladura de bancos una vez que se tengan listos para su explotación.

Como se mencionó en el punto 4.4.2., sobre la división del yacimiento en dos zonas (zona oriente y zona poniente), se desbordará y harán los preparativos para el banqueo primeramente en la zona oriente y posteriormente en la zona poniente. Esto es con el objeto de estar disfrutando del tumbado de mineral de la zona oriente, mientras se continúan con los desarrollos de la zona poniente, y poder amortiguar costos de preparación y operación.

Se escogió la zona oriente para iniciar banqueo por su potencia y sus posibilidades de obtener un mayor número de bancos.

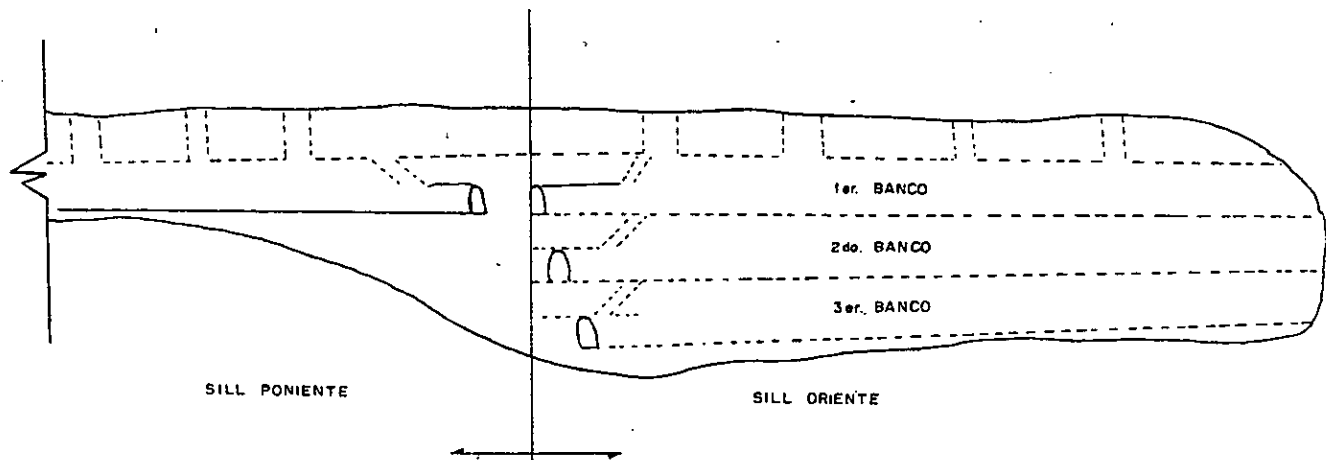
El tumbado por desborde de frentes y cruceros, se da una vez que se han calculado las secciones de los salones y pilares. En este caso, en donde los salones se les calcularon 10 m de claro, quiere decir que a las frentes y cruceros de 4 m de ancho, se tendrá que desbordar en una de sus tablas hasta 6 m para alcanzar el límite del pilar. La barrenación se hará con jumbo con barrenas de 3.8 m, además será paralela a las tablas de los desarrollos para evitar irregularidades en los pilares y facilitar así su amacice y anclaje.





- 1.- RAMPA GENERAL DE ACCESO
- 2.- CRUCERO DE ACCESO AL SILL
- 3.- RAMPAS DE ACCESO A BANCOS
- 4.- SILL
- 5.- PILAR
- 6.- CONTRAPOZO PARA RANURA
- 7.- BANCO

<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
OBRAS DE PREPARACION PARA LA EXPLOTACION DE BANCOS. (PROYECTO LAS EULALIAS)	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE. 2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 14



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
<b>CORTES DE BANCO EN EL SILL ORIENTE</b>	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE: 2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA N. 15

La plantilla será rectangular con bordos y espaciamentos a los que se han estado optimizando en la práctica de 1 m x 1.1 m respectivamente. (Ver figura 16 ). Nótese que el último barrenos superior de la última línea está ubicado más abajo que sus colineales, esto es con el objeto de que la esquina quede arqueada y los esfuerzos del cielo sean más eficientemente repartidos a las tablas y pilares.

Por cada voladura de desborde se espera tumbar:

$$T=V \cdot \rho$$

Donde:

V= volumen

$\rho$ = densidad

Sustituyendo:

$$T=[(3.8)(0.96)(3.5)(6)] \cdot 3$$

$$T= 230 \text{ t}$$

El tumbado de bancos comenzará una vez que la ranura de acceso a los mismos esté comunicada por el contrapozo de preparación y abierta la ranura hasta el límite de los pilares. Dadas las dimensiones que tendrán los bancos (10 m de largo x 6 m de alto), será necesario el empleo de equipo de barrenación mecanizado como son los Jumbos; estos permitirán conservar el paralelismo de los barrenos para tener un buen fracturamiento y seguir conservando caras uniformes tanto de tablas como de pilares.

El acero que empleará el Jumbo será barrenas de 3.8 m, así como brocas con diámetro de (48mm). En cuanto al explosivo, igualmente se empleará como agente el Super Mexamón D y como carga de fondo, bombillo Tovex 100. A diferencia de los desbordes y desarrollos, como dispositivos de iniciación se utilizarán Noneles MS de diferente periodo de retardo, conectados entre sí por cordón detonante Primacord.

Como se puede observar en la figura 17, la plantilla de barrenación calculada en el anexo 1 para bancos, consta de 48 barrenos de producción (sin contar los barrenos de la voladura controlada). Con esto, podemos calcular el volumen y tonelaje en cada voladura de banco y por tanto los índices de consumo de explosivo:

$$T=V \cdot \rho$$

$$T= [(3.8 \cdot 0.96)(10 \cdot 6)] \cdot 3.0$$

$$T= 656 \text{ t / voladura de banco}$$

Para calcular la cantidad de Super Mexamón por barrenos, se aplica la siguiente formula:

$$C_e = L_b \cdot T$$

Donde:

$C_e$ = Columna explosiva

$L_b$ = Longitud del barrenos

T= Taco del barrenos

En la práctica se ha observado que se dan buenos resultados cuando el taco es igual al bordo, por tanto:

$$C_e = 3.8 - 1.1.$$

$$C_e = 2.7 \text{ m}$$

Para calcular la cantidad de carga en kg/m, se aplicará la siguiente fórmula:

$$C_e = (\rho_e) \cdot (D_e)^2 / 1273$$

Donde:

$C_e$  = Densidad de carga explosiva

$\rho_e$  = Densidad del explosivo en el barreno

$D_e$  = Diametro del explosivo dentro del barreno

Sustituyendo valores:

$$C_e = (0.8)(48)^2 / 1273$$

$$C_e = 1.45 \text{ kg/m}$$

Por tanto, si la  $C_e = 2.7$ , el consumo de explosivo por barreno es de 4 kg, aunque en la práctica se ha empleado hasta 3.5 kg por barreno con buenos resultados, por 48 barrenos que tendrán los bancos, se requiere un total de explosivo por voladura de 168 kg.

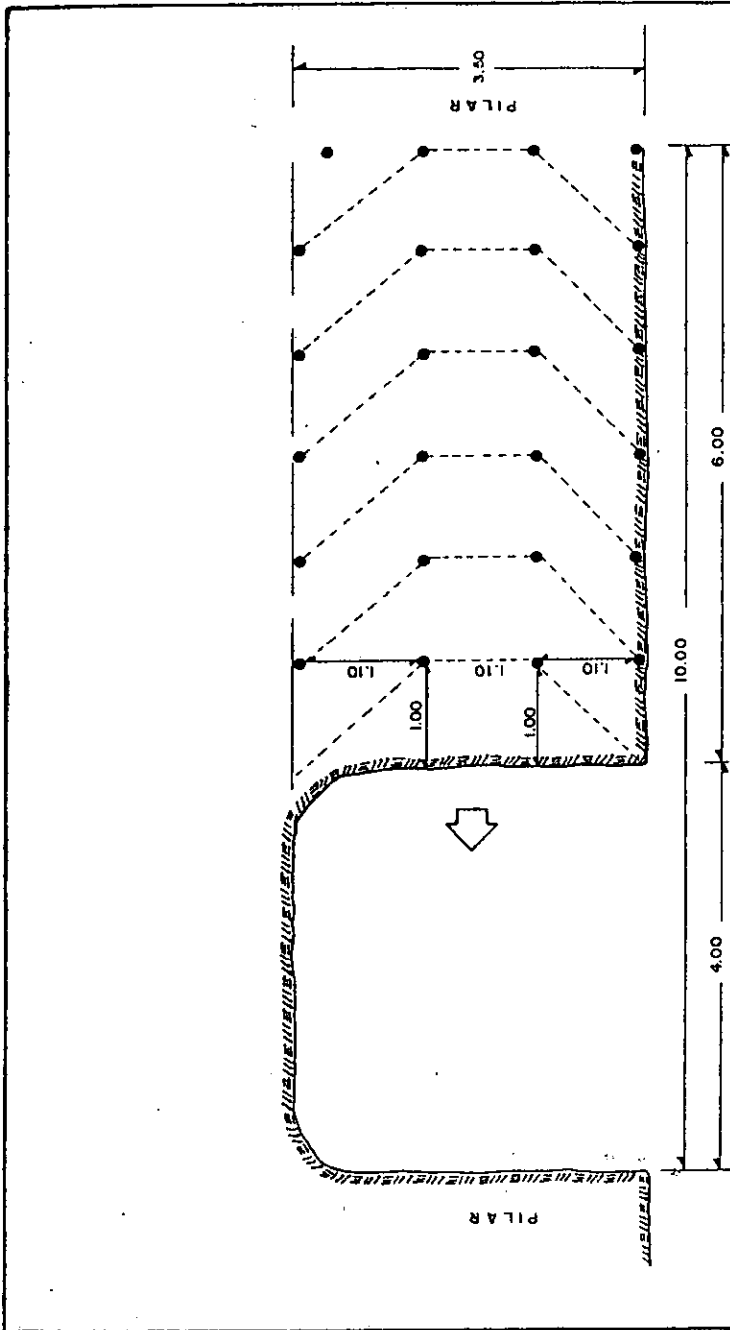
Para la voladura controlada en donde su cálculo se observa igualmente en el anexo 1, el número de barrenos cargados por banco será de 14, únicamente estarán cargados un metro de la longitud del barreno para evitar el sobre-rompimiento en las tablas de dicho banco, por tanto, el total de explosivo será de 182 kg por voladura.

En cuanto al alto explosivo, se considera una pieza de tovox 100 con un peso de 0.08 kg por barreno cargado, por tanto:

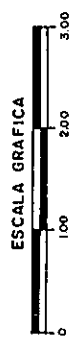
$$62 \text{ barrenos} \cdot 0.08 = 5 \text{ kg}$$

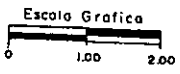
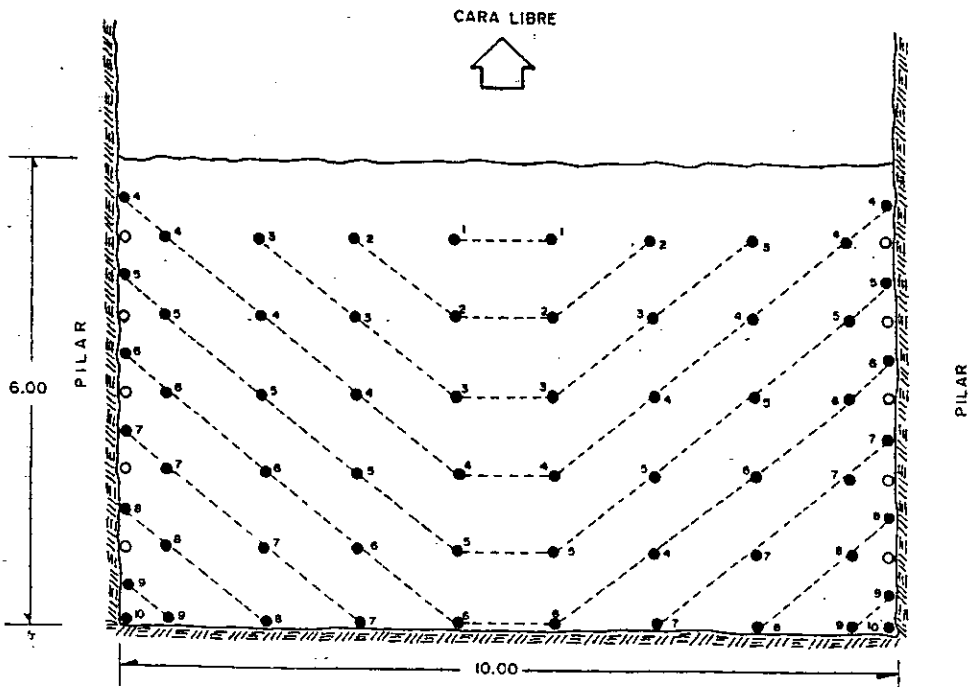
Con ésta información se podrá obtener los índices de consumo de explosivo por tonelada tumbada en bancos:

Super Mexamón D	182 kg / 657 t = 0.280 kg/t
Tovex	5 kg / 657 t = 0.008 kg/t
Noneles	62 pza / 657 t = 0.094 pza/t
Primacord	25 m / 657 t = 0.038 m/t



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
<b>PLANTILLA DE DESBORDE EN EL SILL INICIADOR</b>	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE.-2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 10





<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
DISEÑO DE UNA PLANTILLA DE BARRENACION PARA UN BANCO DE PRODUCCION "PROYECTO LAS EULALIAS"	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE.-2.000
MIGUELA. MARTINEZ	FIGURA No. 17

#### 4.4.6. Sistema de anclaje

Se tiene idea de la calidad de la roca tanto del yacimiento como del material estéril, pero la experiencia en el campo ha enseñado que en el macizo rocoso se presentan discontinuidades por fallas, fracturas o por el contacto entre dos tipos de roca, lo que hace que existan zonas menos estables. Por tanto es necesario incluir en éste trabajo, un sistema de fortificación mediante el anclaje de cielo, tablas y pilares con el objeto de reducir o eliminar las posibilidades de accidentes por desprendimiento de rocas.

Un sistema que nos ofrece un mayor número de ventajas entre los existentes, es el de varilla corrugada cementada neumáticamente en los barrenos para ese fin. Este proceso consiste en que una vez dado el barreno con máquina de pierna o Jumbo, se inyecta la lechada de cemento por medio de una bomba neumática, posteriormente se inserta la varilla de 1.5 cm de diámetro y a una longitud de 2.1 m. Este anclaje tendrá una plantilla cuadrada de 1.2 x 1.2 metros, (de acuerdo al estudio de mecánica de rocas realizado en 1990 en otros cuerpos con características semejantes). El sistema se deberá reforzar en caso de encontrar material deleznable, con maya ciclónica sujeta con tubo ranurado (split-set) y zarpeada con lechada de cal. Por otro lado, podrá variar la longitud de la varilla dependiendo también de las condiciones del terreno en el que pudiesen desprenderse rocas de tamaño considerable, por lo que a mayor sea la anchura de una falla, mayor será la longitud del ancla (Ver figura 18).

#### 4.4.7. Ventilación

El consumo de aire requerido por ley, se basa de acuerdo a los artículos 135 y 144 del Reglamento de Seguridad en los Trabajos de Minas, donde se señala la cantidad de aire que debe suministrarse a las áreas donde se encuentre equipo y personal laborando, con el objeto de mantener el suficiente oxígeno respirable por el personal y la combustión de las máquinas.

A continuación se calcularán los requerimientos de aire por ley de acuerdo al personal y equipo que trabajará en la mina Las Eufracias cuando ésta se encuentre a toda su capacidad de operación.

Es importante hacer notar que se manejará una cierta cantidad o volumen de aire en función a los HP que genera cada motor de combustión y al volumen de aire requerido por persona para posteriormente calcular el volumen total necesario, con base en lo establecido por la Ley antes mencionada.

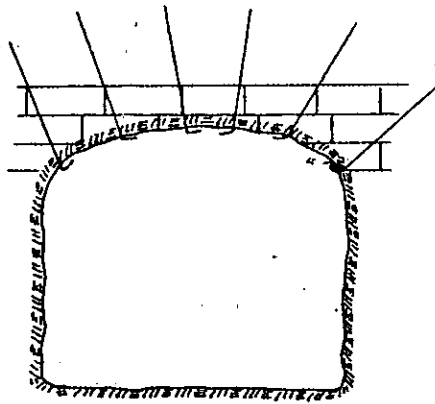
Equipo	HP	M3 x min x HP	Aire requerido
1 Tractor de servicios	122	2.125	259 M3 x min.
1 Camión minero	272	2.125	578 "
2 Scoop-tram	470	2.125	1,000 "
1 Jumbo	76	2.125	161 "
Personal		Ft3 x min x persona	Aire requerido
12		1.5	18 M3 x min.
Total:			2,016 "

Para cubrir estas necesidades de aire, se requiere que exista un circuito de ventilación, por lo que será necesario diseñar un contrapozo estratégicamente ubicado en el interior de la mina y comunicado hasta superficie, donde se instalará un ventilados tipo Jeffrey con capacidad de 3,116 M<sup>3</sup> x min. para lograr así cubrir con lo requerido por ley con un excedente de 35%.

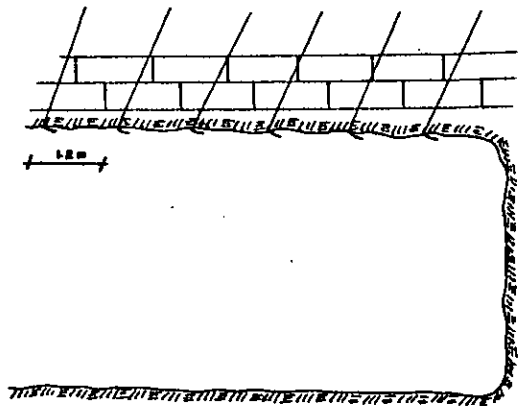
Como se puede apreciar en la figura 19, el contrapozo tendrá una longitud de 130 m y será colado por medio de una máquina contrapozera Robbin's modelo 61R y con piña de 1.8 m de diámetro (propiedad de la unidad).

Una vez terminado el contrapozo e instalado el ventilador, éste funcionará como un extractor, por lo que forzará que la entrada de aire fresco a la mina sea por la rampa general de acceso pasando por las obras mineras hasta el contrapozo por donde saldrá el aire viciado. Cuando ya se encuentren desarrollados tanto el sill oriente como el poniente, se podrá proyectar otros dos contrapozos Robbin's en ambos extremos del cuerpo mineral para auxiliar la entrada de aire fresco completando y eficientando así el circuito de ventilación.

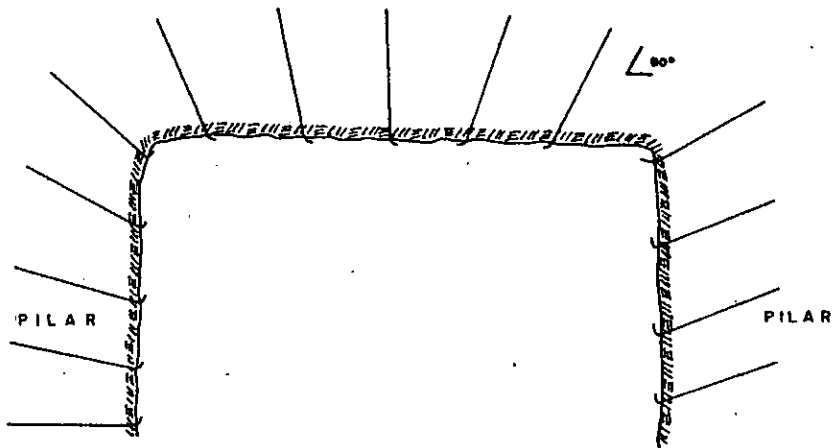




SECCION TRANSVERSAL



SECCION LONGITUDINAL



**U N A M**

FACULTAD DE INGENIERIA

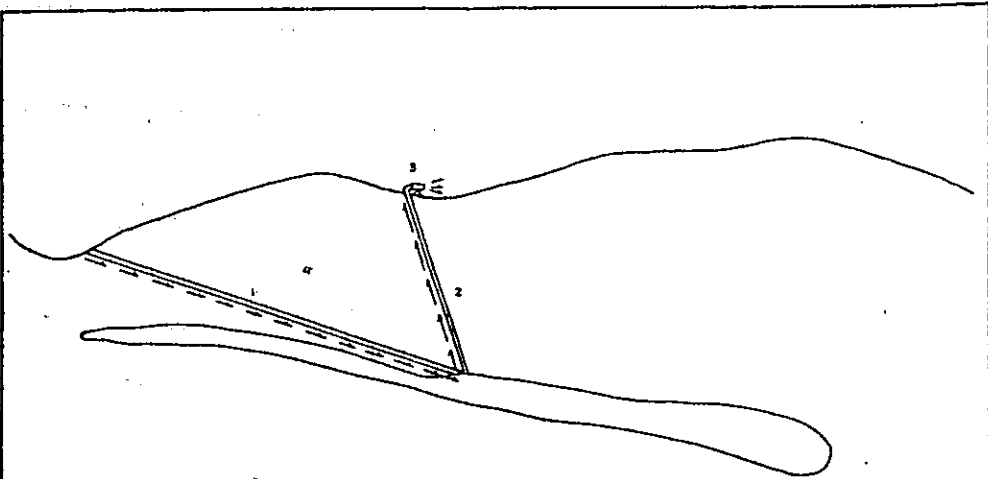
SISTEMA DE ANCLAJE  
EN DESARROLLOS Y REBAJE

TESIS PROFESIONAL

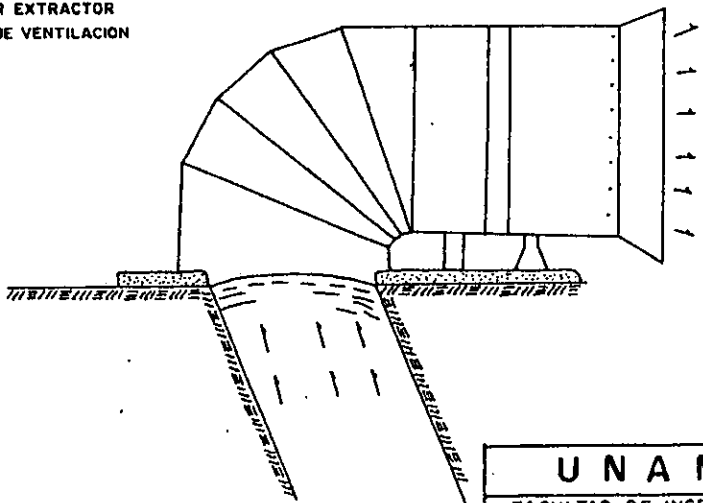
FECHA: ENE.-2000

MIGUEL A. MARTINEZ

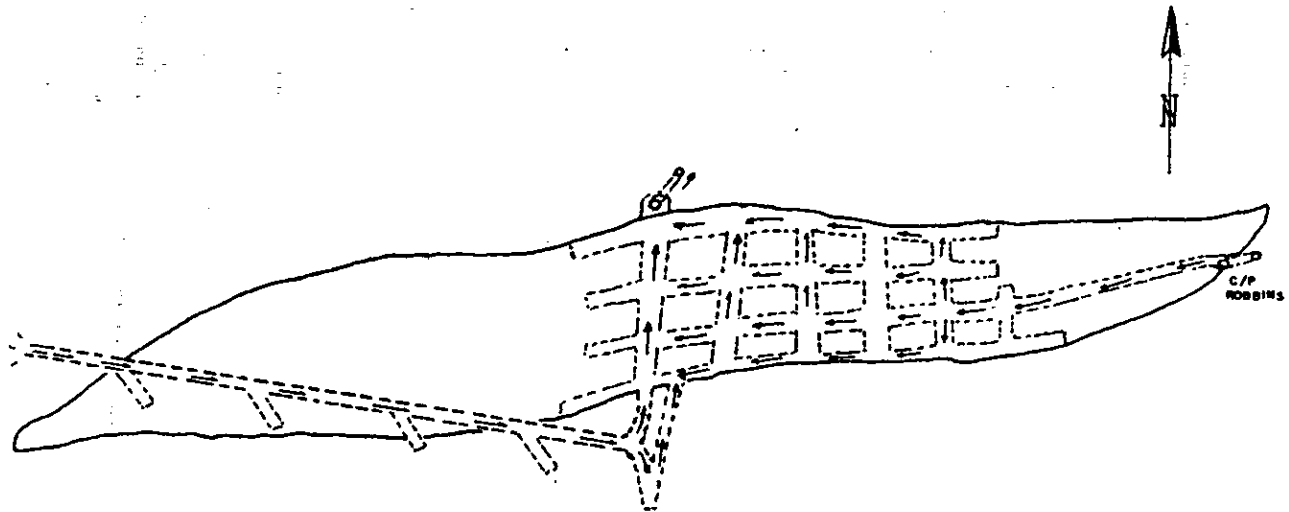
FIGURA No. 1B



- 1.- RAMPA GENERAL
- 2.- CONTRAPOZO DE VENTILACION
- 3.- VENTILADOR EXTRACTOR
- DIRECCION DE VENTILACION



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA DEL CIRCUITO DE VENTILACION PARA PROYEC- TO LAS EULALIAS	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE.2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA N. 19



**UNAM**

FACULTAD DE INGENIERIA

FLUJO  
DE VENTILACION

TESIS PROFESIONAL FECHA: ENE. 2000

MIGUEL A. MARTINEZ FIGURA No. 19 BIS

#### 4.5. Resumen de operación

En este inciso se dará una descripción a manera de resumen de las obras mineras a diseñar, así como de los índices operativos más significativos que servirán para la evaluación de este trabajo. Finalmente se mencionará los requerimientos de equipo y personal para poder llevar a cabo el presente proyecto.

##### 4.5.1. Resumen de obras mineras

El total de obras proyectadas son las siguientes:

Obra	Características	Longitud
Rampa general de acceso	de 4 m x 3.5 m y 12% (-)	250 m
Escapes a cada 50 m	misma sección (cuatro de 9 m)	36 m
Frentes y cruceros delimitando el manto	misma sección	2,390 m
Rampas de acceso a bancos	misma sección y 12% (-)	200 m
Contrapozos para abrir ranura	sección de 1 m <sup>2</sup>	15 m
Contrapozos de ventilación	Robbin's de 1.8 m de diámetro	130 m
Camino de terracería	de 5 m de ancho	2,500 m
Sub-estación eléctrica	de 5 m <sup>2</sup> x 4 m de alto	-----

Además se tendrán 65 pilares de soporte con sección de 6 m<sup>2</sup> y un total de 600,000 toneladas a tumbar.

La producción estará en función al equipo de barrenación, rezagado y transporte, ya que con maquina de pierna se podrán tumbar unas 380 toneladas, mientras que con jumbo se llega a tumbar hasta unas 720 toneladas. Este jumbo se designará de la mina Aurora. En cuanto al equipo de rezagado y transporte, es importante mencionar que ya en la etapa de explotación de bancos, se necesitarán dos camiones mineros para transportar a superficie el mineral producto de desbordes y de los mismos bancos. De igual forma, el transporte de mineral hasta la planta de beneficio, será con camiones de volteo.

En otro capítulo se mencionará que la unidad cuenta con dos plantas de beneficio. La planta que recibirá el mineral producto de la mina "Las Eulalias", será la planta I ya que cuenta con tolva de captación para recibir el mineral de dichos camiones.

##### 4.5.2. Índices operativos

Generalmente en todo proyecto, se debe tomar en cuenta los índices operativos para poder determinar algunos costos al inicio y durante la vida de éste, ya que representan una forma medible para la evaluación del proyecto.

Un índice es la relación de un producto o acción con uno de los insumos o recursos utilizados para obtenerlo, expresándose de la siguiente manera:

$$\text{Índice} = \text{insumo o recurso} / \text{producto obtenido}$$

Por tanto, de acuerdo a la práctica y experiencia en el campo, se han podido determinar algunos índices operativos que servirán como base para el cálculo de materiales y recursos que se necesitarán para la explotación del cuerpo "Las Eulalias".

Los índices<sup>8</sup> operativos que se tomarán en cuenta para este proyecto por ser los más significativos, son:

<b>Consumo de acero</b>	
Broca de 38mm	0.008 pzas. / ton. producida
Barrena cónica de 1.8 m	0.002 "
Barrena cónica de 2.4m	0.003 "
Barrena cónica de 3.9m	0.001 "
Broca de 48mm para Jumbo	0.0008 "
Acero para Jumbo 4.2m	0.0002

<b>Consumo de explosivo</b>	
Super Mexamón D	0.300 Kg. / ton. producida
Tovex	0.010 "
Noneles	0.110 Pz. / ton. producida
Primacord	0.045 m / ton. producida

<b>Consumo de aceites</b>	
Aceite para perforadora de pierna	0.016 lts. / ton. producida
Aceite para Jumbos	0.009 "
Aceite para equipo diesel	0.045 "
Aceite diesel	1.330 "

De igual forma, es importante considerar la productividad de la mano de obra con base a la calculada y obtenida de las demás minas de la Unidad con el mismo sistema de explotación:

<b>Productividad mano de obra</b>	
Toneladas tumbadas por hombre turno	80 t
Metros de avance por hombre turno	0.5 m

<sup>8</sup> Datos proporcionados por el Departamento de Ingeniería Industrial.

### 4.5.3. Requerimientos

Los requerimientos son principalmente equipo, maquinaria y personal especializado para poder llevar a cabo el proyecto.

En el siguiente cuadro se muestra los requerimientos más importantes así como sus características y condición de adquisición ya sea: compra, rehabilitación o contratación.

Descripción	Características	Condición
Un Scoop-tram	4.6 m c	Existente en la Unidad
Un Camión minero	24 t	"
Un Jumbo	electro-hidráulico	"
Un tractor agrícola	para servicios	"
Una camioneta	3 t	"
Dos camiones de volteo	10 t	"
Dos máquinas perforadoras	modelo S-83	Necesidad de compra
Dos columnas neumáticas	Diferentes tamaños	"
Dos lubricadores	De bola cap. 1 lt	"
Un compresor portátil	14.1 m3	Rehabilitación
Una bomba de cemento	Neumática	Necesidad de compra
Una bomba para desagüe	Neumática	Rehabilitación
Dos cargadores neumáticos	Cap. para 20 Kg.	Necesidad de compra
Tubería para aire comprimido	De 5 cm de diámetro	Rehabilitación y compra
Tubería para el agua	De 2.5cm "	Necesidad de compra
Mangueras para aire comprimido	De 2.5cm "	"
Mangueras para agua	De 1.3cm "	"
Manguera auxiliar para aire	De 5cm "	"
Válvulas para aire y agua	De 5cm y 2.5cm diám.	"
<b>Requerimientos de Personal:</b>		
Un Jefe de mina		Contratación
Dos Supervisores		"
Dos operadores de equipo diesel		Reubicación
Cuatro perforistas		"
Dos operadores de servicios		"

#### 4.6 Ruta Crítica

Cuando una compañía llevará a cabo un proyecto, tiene necesidad de auxiliarse con herramientas que le permitan una buena planeación. Una técnica para cumplir con este cometido es el método de ruta crítica, en donde se elabora un diagrama a manera de redes de actividades secuenciales, visualizando así los tiempos de cada actividad para determinar la duración del proyecto; con ésto además se puede organizar, ejecutar, controlar y evaluar el proyecto en cuestión en sus diferentes etapas.

Este método se aplica ordenando las actividades que lo comprenden, se calcula su duración y su tiempo de programación para determinar las actividades críticas y no críticas. Para tal efecto este proyecto considera como actividades los trabajos de mayor importancia, su orden numérico se basa en la secuencia lógica de ejecución y da la posición que ocupa en el diagrama de ruta crítica, por tanto, su duración depende de las condiciones en que se realiza cada trabajo y la experiencia de los trabajos similares hechos en la Unida de Charcas.

Las actividades críticas y no críticas definen los tiempos flotantes totales, libres y de interferencia cuyo significado es:

**Tiempo flotante total.**- es el exceso del tiempo disponible sobre el tiempo de ejecución requerido, o sea, indica número de días que una actividad puede retrasarse sin afectar la duración total del proyecto.

**Tiempo flotante libre.**- es el tiempo que puede ser excedido en la terminación de una actividad sin afectar a ninguna otra actividad del proyecto, ni en su tiempo flotante ni en la duración total del proyecto.

El tiempo flotante de interferencia es la diferencia entre el tiempo flotante total y el tiempo flotante libre. Esto es, que mientras la terminación de la actividad en este tiempo no afecta la duración total del proyecto, si afecta la duración de las actividades subsecuentes disminuyendo sus tiempos totales respectivos.

Las actividades con tiempo flotante total igual a cero, son actividades críticas, ya que no pueden modificarse sin afectar la duración total del proyecto. Las líneas que unen a todas las actividades críticas vienen a formar lo que se conoce como ruta crítica, la cual comprende de un extremo a otro del diagrama y se representa con una doble línea.

Al analizar la hoja de programación por ruta crítica del proyecto, podemos concluir que:

Se tienen que realizar un total de 22 actividades para llevar a cabo el proyecto desde su inicio hasta el disfrute del mineral tumbado por el sistema seleccionado de Bancos Descendentes.

El tiempo en que tomará el proyecto desde su puesta en marcha hasta el momento de estar tumbando mineral de los bancos será de 72 semanas por tanto, de acuerdo a los cálculos de los tiempos flotantes, existen 14 actividades críticas dentro del proyecto las cuales de retrasarse afectaría la duración total del proyecto.

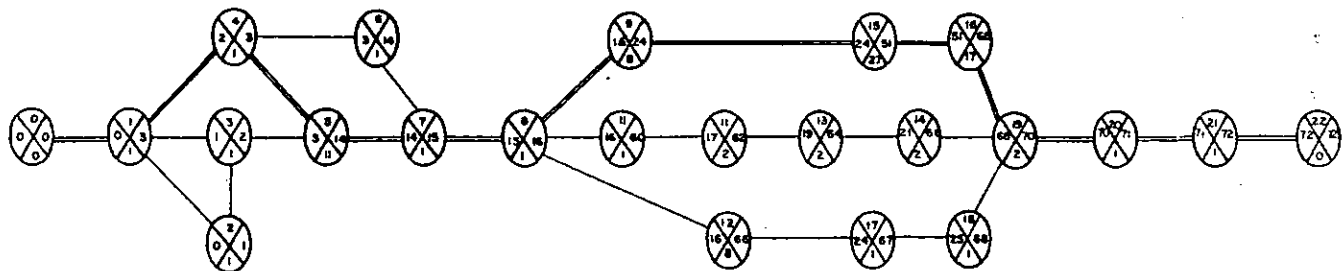
## HOJA DE PROGRAMACION POR RUTA CRITICA

Proyecto: Explotación del cuerpo "Las Eulalias"

Perido de tiempo: semanas

No.	Actividad	Dura- ción	Más Próxima		Más Alejada		Tiempo Faltante			Act. Crítica
			Inicio	Termina	Inicio	Termina	Total	Libre	Inter.	
0	Inicio del proyecto	0	0	0	0	0	0	0	0	
1	Reacond. Camino mina	1	0	1	2	3	2	1	1	
2	Inst. sub-estación eléct.	1	0	1	0	1	0	0	0	*
3	Inst. compresor portátil	1	1	2	1	2	0	0	0	*
4	Inst. serv. Aire y agua	1	2	3	2	3	0	0	0	*
5	Rampa general y escapes	11	3	14	3	14	0	0	0	*
6	Alargar servicios	1	3	4	13	14	10	10	0	
7	Crucero de acceso al manto	1	14	15	14	15	0	0	0	*
8	Frente transversal al manto	1	15	16	15	16	0	0	0	*
9	Frente ote. Longit. al manto	8	16	24	16	24	0	0	0	*
10	Barreno piloto al centro	1	16	17	59	60	43	0	43	
11	Rimado para c/p Robbin's	2	17	19	60	62	43	0	43	
12	Frente poniente	8	16	24	58	66	42	0	42	
13	Barreno piloto oriente	2	19	21	62	64	43	0	43	
14	Rimado c/p Robbin's	2	21	23	64	66	43	1	42	
15	Cuele frentes y cruceros ote.	27	24	51	24	51	0	0	0	*
16	Desborde " " " "	17	51	68	51	68	0	0	0	*
17	Barreno piloto ext poniente	1	24	25	66	67	42	0	42	
18	Rimado " " " "	1	25	26	67	68	42	42	0	
19	Rampa de acceso a banco	2	68	70	68	70	0	0	0	*
20	C/p ranura para banco	1	70	71	70	71	0	0	0	*
21	Desborde del c/p ranura	1	71	72	71	72	0	0	0	*
22	Inicia tumbe de banco	0	72	72	72	72	0	0	0	*





LEYENDA



RUTA CRITICA



<b>UNAM</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PROGRAMACION POR RUTA CRITICA	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENERO 2000
MIGUEL A. MARTÍNEZ	FIGURA No. 20

## CAPÍTULO V: EVALUACIÓN FINANCIERA

En el presente capítulo se analizan los costos de inversión, más los costos de operación y mantenimiento así como los gastos administrativos. Todos estos egresos se compararán con los ingresos a obtener por la venta de los concentrados producidos en el periodo de explotación del yacimiento mineral.

Esta evaluación permitirá saber que tan rentable resulta el proyecto, de tal modo que se podrá determinar la continuidad del mismo o replantear alternativas de solución.

### 5.1. Análisis de costos

Se comenzará por dar una definición resumida de cada uno de los costos. Se entiende por costos de inversión, aquellos que por su naturaleza se realizan inicialmente como es la compra de equipo y los materiales que por su valor y duración, no se consideran dentro de los costos de operación. Así mismo, dentro de estos costos se consideran aquellas obras que no son comunes pero si necesarias para llevar a cabo el proyecto. Los costos de operación y mantenimiento son todos los costos relacionados con los trabajos rutinarios que se hacen en la mina como es el consumo de materiales para el tumbe y producción de mineral y materiales para el mantenimiento del equipo en general. Los gastos administrativos son todos los gastos de oficina para el control, manejo y administración del proyecto.

Normalmente para el análisis de costos de un proyecto minero, se debe tener suficiente información sobre el ritmo de producción óptimo; equipo requerido; duración del proyecto; personal necesario, y los insumos. Si partimos de que el equipo y maquinaria está en función al ritmo de producción, entonces será conveniente aclarar que para nuestro trabajo, de haber empleado la fórmula de Taylor, se tendría una vida de 6 años a un ritmo de producción de 333 t/día, producción que podría ser dada con equipo de perforación de máquina de pierna, pero el presente proyecto no maneja el yacimiento como una mina independiente de la Unidad Minera, sino como un cuerpo que viene a sustituir a algunos rebajes de la mina Rey-Reyna que se encuentran en su etapa final de producción, utilizando así mucho del equipo mecanizado y maquinaria ya existente en la Unidad, tal y como se menciona en el inciso 4.5.3. Además por otro lado, se pretende recuperar la inversión en el menor tiempo posible, por tanto se considerará para efecto de este análisis el empleo de equipo como el Jumbo para el cuele de todas las obras de desarrollo y el tumbe del mineral así como Scoop-tram y Camiones mineros para la producción del mismo. De tal modo se podrán obtener en la etapa de producción del proyecto más de 650 t/día.

#### 5.1.1 Costos de inversión

Debido a que la rampa general de acceso será una obra que se realizará en una sola ocasión y que servirá para toda la vida del proyecto, la manejaremos como una inversión. Por tanto comenzaremos por desglosar lo que costará realizar 283 m de rampa<sup>9</sup>.

<sup>9</sup> Datos proporcionados del informe mensual de la Unidad, Agosto de 1999

CONCEPTO	COSTO POR METRO LINEAL	COSTO TOTAL DE OBRA
Acero (brocas, barras, Coples, zancos, etc.)	\$ 148.00	\$ 41,884.00
Explosivo	\$ 150.14	\$ 42,490.00
Mano de obra	\$ 114.36	\$ 32,364.00
Otros (administrativos y Consumo de energía)	\$ 103.13	\$ 29,184.00

Otros gastos (administrativos y operativos), representan por experiencia práctica un 25% del total de los costos principales, por tanto:

En resumen, el costo total de la obra será de -----\$ 145,923.00

Otro costo de inversión será el reacondicionamiento del camino de terracería de la Planta de Beneficio a lo que será el patio de la mina, donde se considera el tiempo en que trabajará un operador de un tractor de oruga, así como el mantenimiento y gastos generados del mismo tractor durante el reacondicionamiento del camino. Es importante mencionar que el tractor de oruga pertenece a la compañía desde hace seis años, por tanto, ya no se incluye para éste ejercicio la depreciación del mismo.

Longitud total de reacondicionamiento-----	2.5 km
Costo por metro lineal de reacondicionamiento -----	\$ 3.68
Costo total de reacondicionamiento -----	\$ 9,200.00

Para la inversión en la compra y rehabilitación de equipo, como se muestra en el punto 4.5.3. son los siguientes:

Dos perforadoras para el sistema de anclaje-----	\$ 44,000.00
Dos columnas neumáticas -----	\$ 2,000.00
Una bomba neumática para cemento-----	\$ 3,000.00
Dos lubricadores de bola -----	\$ 1,000.00
Un cargador neumático de mexamón -----	\$ 2,500.00
Otros materiales para el empleo del equipo-----	\$ 3,000.00
Total compra de equipo y materiales-----	\$ 55,500.00

**Costos de instalación de servicios y rehabilitación de equipo:**

Rehabilitación e instalación de un compresor portátil ----	\$ 15,000.00
Rehabilitación de una bomba Wilden -----	\$ 2,500.00
Instalación de la línea de agua -----	\$ 3,200.00

Total instalación y rehabilitación de equipo ----- \$ 20,700.00

**Gran total costos de inversión: ----- \$ 227,123.00**

**5.1.2. Costos de operación**

Estos costos se consideran para aquellas obras que serán necesarias para la preparación y explotación del manto como es el sill iniciador, rampas de acceso a bancos, contra-pozo Robbin's para ventilación, así como contrapozos ranura, desbordes, anclaje, y tumbado de bancos; además estos costos se irán dando en el transcurso de la vida del proyecto al igual que los gastos administrativos.

El cálculo del costo de las obras de preparación y explotación se muestra como un costo de un solo evento, pero en realidad el total de los mismos se distribuirá a lo largo de toda la vida productiva del proyecto.

Los principales costos operativos son los siguientes:

CONCEPTO	COSTO UNITARIO	TOTAL DE OBRA	COSTO TOTAL
Rampa de acceso a bancos	\$515.62 ML	200 m	\$ 103,124.00
Frentes y cruceros	\$515.62 ML	2,390 m	\$ 1' 232,332.00
C/p Robbin's de ventilación	\$860.00 ML	130 m	\$ 111,800.00
Contrapozos ranura	\$245.00 ML	15 m	\$ 3,675.00
Desbordes de frentes y cruceros	\$3.78 M3	227,660 M3	\$ 860,555.00
Costo por metro cubico tumbado	\$3.78 M3	372,340 M3	\$ 1' 407,445.00
Costo por tonelada molida	\$ 21.18	600,000 t	\$13'908,000.00

Es importante mencionar que en el cálculo de todos estos costo ya están integrados los costos por mantenimiento, administrativos y de materiales de operación en general, por tanto, el total general de costos operativos es: -----\$ 17'626,931.00

En la siguiente tabla se muestran los egresos del proyecto en periodos de tiempo anuales mostrando la inversión al inicio y las que se harán durante el proyecto, en función al tiempo requerido mostrado en la ruta crítica y aunado a los costos operativos que tendrán un comportamiento constante y que solo se verán afectados por el valor del dinero en el tiempo.

Tiempo del proyecto desde su inicio hasta el tumbé de mineral según ruta crítica = 72 semanas

Tiempo en años = 1.5 años

Total años en etapa de explotación:

$N^{\circ}$  de años = (tonelaje total a explotar / días de op. Anual) / producción diaria

$N^{\circ}$  de años = (600,000 / 300) / 650

$N^{\circ}$  de años = 3.08 años

Tiempo	costo de Inversión	costos de operación	total egresos
1° año	\$ 151,415.00	-----	\$ 151,415.00
2° año	\$ 75,705.00	\$ 2'919,188.50	\$ 2'994,893.50
3° año		\$ 5'838,377.00	\$ 5'838,377.00
4° año		\$ 5'838,377.00	\$ 5'838,377.00
5° año (medio año)		\$ 2'919,188.50	\$ 2'919,188.00
<b>Total</b>			<b>\$ 17'742,250.5</b>

## 5.2. Ingresos por la venta de concentrados.

En este inciso se mostrará el cálculo aproximado de los ingresos durante la explotación del proyecto comparándolos así con el total de egresos (inversión y costos de operación), y dimensionar las perspectivas económicas del presente trabajo.

Para el cálculo de los ingresos se tomará en cuenta lo siguiente:

Las condiciones de pago (proformas de liquidación) de los concentrados por parte de las refineras y plantas, en función a los contenidos metálicos de los concentrados, así como al precio de los metales en el mercado internacional los cuales se muestran a continuación así como su conversión al sistema internacional

Oro	292.270 DII / oz Troy	=	9.411094 DII/g
Plata	5.267 DII / oz Troy	=	0.169597 DII/g
Plomo	0.240 Cvo de dli / libra	=	0.5291 DII/Kg
Cobre	0.753 Cvo de dli / libra	=	1.6600 DII/Kg
Zinc	0.472 Cvo de dli / libra	=	1.0410 DII/Kg

Las leyes de los diferentes concentrados que se observan a continuación, son el resultado de las leyes promedio que han registrado las plantas de beneficio durante los últimos seis meses.

Concentrado	Au	Ag	Pb	Cu	Zn
	gm		%		
Pb	2.1	6,125	37.4	12.2	11.1
Cu	1.0	3,214	11.1	24.9	11.2
Zn	---	113	0.25	0.79	58.6

### 5.2.1. Liquidación de concentrados.

#### Ingresos por concentrado de Pb:

Oro.- se paga el 95% del contenido	2.1(.95) (9.411094)	=18.78 DII
Ag.- se paga el 95% del contenido	6,125(.95) (0.169597)	=985.33 DII
Pb.- se reducen 30 Kg por tonelada	(374-30) (0.5291)	=182.01 DII
Cu.- se reducen 10 Kg y se paga el 90%	(122-10) (0.9) (1.66)	=167.32 DII
Zn.- no se paga.		
<b>Total valor</b>		<b>= 1,353.41 DII</b>

Costos de maquila	=157.26 DII
Refinación y entrega de la plata.- 4.49 DII por Kg pagado $6125 \cdot 95 \cdot 4.49$	= 26.13 DII
Refinación y entrega del Cu.- 1.55 DII por Kg pagado $(122-10) \cdot 1.55 \cdot 9$	=156.24 DII
Flete.-	= 13.52 DII
<b>Total</b>	<b>= 353.15 DII</b>
Utilidad neta por tonelada de concentrado de Pb: $1,353.41 - 353.15$	<b>=1,000.25 DII</b>

### Ingresos por concentrado de Cu.

Oro.- Se reduce un gramo al contenido: (1-1) (9.411094)	= -----
Ag.- Se paga el 95% del contenido: $3,214 \cdot 95 \cdot 0.169597$	= 517.83 DII
Pb.- No se paga.	
Cu.- Se paga el 95% del contenido, menos 13 Kg: $(249-13) \cdot 95 \cdot 1.66$	= 372.17 DII
Zn.- No se paga.	
<b>Total</b>	<b>= 890.00 DII</b>

Costos de maquila:	= 125.00 DII
Refinación Ag.- 11.25276 DII por Kg pagado: $3,214 \cdot 95 \cdot 1125276$	= 34.36 DII
Refinación Cu.- $(249 - 13) \cdot 0.27778$	= 65.56 DII
Castigo Pb en Cu.- Se paga 0.14595 por Kg de Pb en Cu	= 16.20 DII
Castigo Zn en Cu.- " " 0.14285 " " " Zn " "	= 16.40 DII
Flete:	= 5.76 DII
<b>Total</b>	<b>= 263.28 DII</b>

Utilidad neta por tonelada de concentrado de Cu:  $890 - 263.28$  = **626.72 DII**

### Ingresos por concentrado de Zn.

Oro.- No se paga.	
Ag.- Se paga el 65% menos 93.3 gm: $(113 - 93.3) \cdot 65 \cdot 0.169597$	= 2.17 DII
Pb.- No se paga.	
Cu.- No se paga.	
Zn.- Se paga el 85% del contenido: $586 \cdot 85 \cdot 1.041$	= 518.52 DII
<b>Total</b>	<b>= 520.69 DII</b>

Costo por maquila:	= 186.48 DII
Flete (Planta Electrolítica de Zn en S.L.P.):	= 5.76 DII

**Total** = 192.24 DII

Utilidad neta por tonelada de concentrado de Zn:  $520,69 - 192.24$  = **328.45 DII**

### 5.2.2. Cálculo de las toneladas de concentrado a extraer.

Para saber las toneladas totales de concentrado que se producirán del proyecto "Las Eulalias", se tomarán en cuenta sus leyes de cabeza, así como las leyes promedio de los concentrados que se han registrado de las plantas de beneficio en los últimos seis meses de operación. Esto es:

	Ag (gm)	Pb	Cu ----- %	Zn
Cabeza (F)	42.68	1.2	0.17	6.89
Conc. De Pb (C1)	6,125	37.4	12.2	11.1
Conc. De Cu (C2)	3,214	11.1	24.9	11.2
Conc. De Zn (C3)	113	0.25	0.79	58.6

Resolviendo por sistema de ecuaciones, tenemos:

$$\begin{array}{rcl}
 F & = & C1 + C2 + C3 \\
 1.2 F & = & 37.4C1 + 11.1C2 + 0.25C3 \\
 0.17 F & = & 12.2C1 + 24.9C2 + 0.79C3 \\
 6.89 F & = & 11.1C1 + 11.2C2 + 58.6C3
 \end{array}$$

$$C1 = \frac{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 1.2 & 11.1 & 0.25 \\ 0.17 & 24.9 & 0.79 \\ 6.89 & 11.2 & 58.6 \end{array}}{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 37.4 & 11.1 & 0.25 \\ 12.2 & 24.9 & 0.79 \\ 11.1 & 11.2 & 58.6 \end{array}}$$

$$C1 = \frac{1,646}{52,188} = 0.031 \%$$

$$C2 = \frac{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 37.4 & 1.4 & 0.25 \\ 12.2 & 0.17 & 0.79 \\ 11.1 & 6.89 & 58.6 \end{array}}{52,188}$$



$$C2 = \frac{426.12}{52,188} = 0.0082 \%$$

1	1	1
37.4	11.1	1.2
12.2	24.9	0.17
11.1	11.2	6.89

$$C3 = \frac{5,184}{52,188}$$

$$C3 = \frac{5,184}{52,188} = 0.10 \%$$

Por tanto, la producción anual de los concentrados es la siguiente:

Año	Cabezas	Conc. Pb	Conc. Cu	Conc. Zn	Colas
1					
2	97,500	3,023	799	9,750	83,928
3	195,000	6,045	1,599	19,500	167,856
4	195,000	6,045	1,599	19,500	167,856
4.58	112,500	3,487	922	11,250	96,841
<b>Total</b>	<b>600,000</b>	<b>18,600</b>	<b>4919</b>	<b>60,000</b>	<b>516,481</b>

En un punto anterior ya se calculó el valor por tonelada de concentrado, por tanto ya se podrá calcular los ingresos anuales totales. Actualmente el precio del cobre se ha bajado en más de un 50 % por lo que no consideraremos los ingresos del concentrado de cobre para efecto de este proyecto.

Año	Conc. Pb	Conc. Zn	Total	Total pesos
1				
2	3'023,755	3'202,387	6'226,142	59'148,349
3	6'046,511	6'404,775	12'451,286	118'287,000
4	6'046,511	6'404,775	12'451,286	118'287,000
4.58	3'487,871	3'695,062	7'182,933	68'237,864
<b>Total</b>				<b>363'960,000</b>

### 5.3. Depreciación.

Depreciación es la disminución del valor de un activo fijo con el transcurso del tiempo o durante la vida útil de ese activo.

El proceso de depreciar algún activo, es con el fin de medir el valor de los servicios que ha proporcionado ese activo durante el periodo contable.

En este caso el total de costos de inversión realizados en el año uno y dos, suman un total de 227,120 pesos, y se aplicará el métodos de depreciación de Línea Recta tanto para la inversión realizada en el año uno como para la inversión en el año dos. Estas inversiones y su depreciación se identificarán como sigue y se aplicarán a partir del año dos, que es cuando el proyecto comienza a generar utilidades:

Cantidad a Depreciar = 151,415 pesos (inversión uno)

Método = Línea recta

Plazo = 4 años

Cantidad a Depreciar = 75,704 pesos (inversión dos)

Método = Línea Recta

Plazo = 4 años

Año	Depreciación Inversión uno	Depreciación Inversión dos	Total Depreciación
1	-----	-----	-----
2	37,854	18,926	56,780
3	37,854	18,926	56,780
4	37,854	18,926	56,780
4.58	37,854	18,926	56,780

### 5.4. Estado de Resultados.

El estado de resultado es el movimiento financiero del proyecto en donde se puede apreciar si éste alcanzó o no la generación de utilidades netas o ganancias.

Se elaboró un Estado de Resultado a 4.58 años, tiempo en el que se extraerán las reservas minables del proyecto y en donde ésta información nos servirá para calcular el Periodo de Cancelación, Tasa de Rentabilidad y la Ganancia que tendrá el proyecto.

## Estado de Resultado

Concepto	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 4.58
Ingresos brutos	-----	59'148,349	118'287,000	118'287,000	68'237864
Costos de op.	-----	2'919,189	5'838,377	5'838,377	2'919,189
Utilidad de op.	-----	56'229,160	112'448,633	112'448,633	65'318,675
Depreciación	-----	56,780	56,780	56,780	56,780
Utilidad gravable	-----	56'169,380	112'391,850	112'391,850	65'261,895
ISR (35 %)	-----	19'659,283	39'337,148	39'337,148	22'841,663
Rep. Util. (10 %)	-----	5'616,938	11'239,185	11'239,185	6'526,190
Utilidad neta	-----	30'893,159	61'815,520	61'815,520	35'890,042
Util. Neta acum.	-----	30'893,159	92'709,679	154'515,199	190'415,141

## 5.5. Periodo de cancelación.

Es el tiempo que tardan los ingresos netos reducidos al valor actual en igualar la inversión inicial o capital, y donde la fórmula se expresa como sigue:

$$C = \sum_{k=1}^x I_k (1+i)^{-k}$$

Donde: C = Inversión inicial  
 X = Periodo de cancelación  
 I<sub>k</sub> = Ingresos netos en el periodo de tiempo k

Dato: i = Tasa de interés = 19 %

$$\text{Despejando: } P_c = \frac{227,123}{21'815,662} = 0.011 \text{ años}$$

Esto quiere decir, que el proyecto una vez que comienza a generar utilidades, la inversión inicial se paga desde el primer mes de operaciones.

### 5.6. Ganancia.

La ganancia es la diferencia obtenida entre la suma de los ingresos netos reducidos al valor actual, menos la inversión original ó capital invertido, y se expresa así:

$$G = \sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{-k} - C$$

Sustituyendo valores:

$$G = [30'893,159(1+0.19)^{-2} + \dots + 35'890,042(1.19)^{-4.58}] - 227,123$$

$$G = 105'503,000 - 227,123$$

$$G = 105'275,877$$

### 5.7. Tasa de ganancia o rentabilidad.

$$R = [\sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{n-k} / C]^{1/n} - 1$$

Donde :  
 R = rentabilidad de la inversión  
 C = inversión inicial  
 I<sub>k</sub> = ingresos netos en el periodo de tiempo k

Datos :  
 n = vida económica del proyecto = 4.58 años  
 i = tasa de interés (CETES 1999) = 19 %

Sustituyendo valores:

$$R = [(234'604,000 / 227,123)]^{1/4.58} - 1$$

$$R = 361 \% \text{ de renta anual.}$$

Como se puede observar, la rentabilidad del proyecto es bastante atractiva, por lo que se recomienda ponerlo en marcha ya que es económicamente viable.

Esto se explica porque la mayor parte del equipo y maquinaria ya se tiene, por lo que no se generan grandes cantidades de inversión. Por otro lado, el valor del mineral es bastante aceptable debido a sus buenas leyes de cabeza.

## CAPITULO VI: PLANTAS DE BENEFICIO

La Unidad de Charcas cuenta con dos Plantas Concentradoras para el beneficio del mineral, y operan con el proceso de flotación diferencial para obtener concentrados de Plomo, Cobre, Zinc y Hierro. Actualmente por la insuficiencia de alimentación de mineral a la Planta I, se está subsidiando con material de la Planta II, aunque algunas veces esto ocasiona problema de desabasto a la misma Planta II. Por tanto, este problema tiende a resolverse al poner en marcha el proyecto "Las Eulalias", ya que la Planta I sería alimentada por material que saldría de la mina San Bartolo (500 t) y se completaría con el mineral de producción del proyecto (670 t). Así, la Planta II podrá ser alimentada sin desabasto por material producto de la mina La Aurora y la mina Rey-Reyna.

### 6.1. Operaciones Metalúrgicas

Actualmente la Planta I tiene una capacidad nominal de 1,250 toneladas métricas secas por día (tmspd), en la cual se procesa mineral del área de San Bartolo y Rey-Reina (nivel 12) y la Planta II con capacidad de diseño de 3,400 tmspd. recibe el 32 % de mineral de la mina Aurora y el 68% restante del mineral de la mina Rey-Reina.

Para el beneficio del mineral se siguen tres fases de operación:

#### 6.1.1. Trituración

En la Planta I, el mineral grueso se recibe con 3% de humedad promedio a un tamaño de menos 25cm, en una tolva de concreto con capacidad de 400 ton. Esta descarga por medio de un plano inclinado a una quebradora de quijada Pettibone de 50cm x 90cm en la cual el mineral es reducido un 85% a -7.6cm con un ritmo de 100 t/h., y llevado en un transportador de banda de 61cm a una tolva metálica con capacidad de 1,000 t.

El mineral se descarga de la tolva por medio de un alimentador de banda de 0.91m x 4.5m dotado de velocidad variable, el cual conduce a un sistema de transportadores de banda que lo llevan a una criba vibratoria Pettibone de 1.8m x 4.8m doble cama, la superior de 3.8cm y la inferior de 1.5cm.

El producto clasificado, es enviado por transportadores de banda hacia 3 Tolvas de Finos con capacidad de 450 toneladas cada una, mientras el producto rechazado es descargado a una quebradora de cono Symons 1.2m cabeza corta, calibrada a una abertura de 3.8cm. El producto triturado es reciclado en circuito cerrado a la criba vibratoria.

En la Planta II, el mineral a -12.7cm es mantenido y descargado a un almacén subterráneo tipo Bunker, con capacidad de 2,000 toneladas de mena en bruto, la cual es descargada por dos tolvas neumáticas con alimentadores vibratorios magnéticos de 1.2m x 1.5m, con velocidad variable para capacidad de 0 a 180 toneladas por hora cada uno.

El mineral es recibido por un transportador de banda de 60cm de 200 m e inclinado 15 grados, que a su vez alimenta a un segundo transportador complementado con un electroimán de banda autolimpiable y un integrador de peso.

El material es conducido a una criba vibratoria Allis Chalmers 1.5m x 3.6m doble cama, con telas de 2.5cm x 2.5cm superior y 1.5cm x 1.5cm inferior.

El producto fino es descargado y conducido por dos transportadores de banda, uno de 61cm y otro de 76cm (reversible) a dos silos para finos con capacidad de 1,500 toneladas cada uno.

El producto rechazado a +1.5cm es descargado a una quebradora de cono Symons 1.6m standard con abertura calibrada a 2.2cm que a su vez alimenta a una criba vibratoria Allis Chalmers de 1.5m x 3.6m de una cama y tela de alambre de acero de 47mm y abertura de 1.5cm x 1.5cm, donde el material clasificado es conducido por los transportadores de banda por finos, mientras que el rechazo se integra al circuito de reciclaje, el cual se conduce por tres transportadores de banda de 61cm a una quebradora de cono Symons de 1.6m cabeza corta, calibrada a 1.3cm, que opera en circuito cerrado.

El producto de la quebradora cae a una criba vibratoria Allis Chalmers 1.8m x 4.8m de una cama, con telas similares en material y abiertas también a 1.5cm x 1.5cm, donde el mineral se clasifica de nuevo y en el cual el rechazado se integra al reciclaje.

### **6.1.2. Molienda y Flotación**

El mineral depositado en las tolvas de finos descargan en bandas transportadoras, y éstas a su vez alimentan a los molinos de bola, los cuales realizan su función de molienda con bolas forjadas de 7.6cm de diámetro y han sido instalados para operar en circuito cerrado en forma paralela con hidrociclones Krebs D-20, para obtener un punto de corte de tamaño de 90% a -65 mallas con 58% a -200 mallas en el derrame, los cuales son enviados a flotación, mientras que las descargas son retornadas a sus respectivos molinos.

El proceso de concentración aplicado a la Unidad es el de flotación selectiva para polimetálicos y consiste en lo siguiente:

Los finos producto de la clasificación en la sección de molienda, son enviados a un banco de 7 celdas para la flotación primaria de Pb-Cu. El residuo de esta fase se bombea a un siguiente banco en serie con el anterior, de 7 celdas para obtener en el derrame un concentrado sucio de Pb-Cu, el cual se integra a la pulpa de finos que alimenta a la flotación primaria y los residuos se bombean a un banco de 7 celdas para el agotativo Pb-Cu, el derrame se integra a la flotación primaria y el residuo constituirá la cabeza para la flotación de Zn.

El concentrado primario Pb-Cu es bombeado a tres fases de limpieza, consistentes en un banco de 9 celdas limpiadoras con arreglo 3,2,4, y flujo de arenas a contra-corriente, obteniendo en el derramen un concentrado Bulk, el cual es enviado a un tanque espesador y de ahí proceder a la separación Pb-Cu, mientras que el residuo se recolecta con el derrame del agotativo e integrarse a la flotación primaria.

El residuo del agotativo Pb-Cu, constituye la cabeza para flotación de Zn, se canaliza a dos tanques acondicionadores para adicionar los reactivos y proceder a la flotación de Zn. De estos dos tanques acondicionadores, la pulpa se bombea al primer banco de 10 celdas para la flotación primaria de Zn, donde el concentrado del derrame es conducido a la fase de limpieza, mientras el residuo alimenta al segundo banco de 10 celdas dispuesto en serie con el anterior, de la misma flotación primaria. El derrame se envía a un banco de 8 celdas para la reflotación de Zn, mientras que el residuo, junto con el residuo del banco de reflotación antes mencionado, alimenta al banco de 8 celdas del agotativo de Zn, de aquí el derrame se bombea a un banco de 4 celdas para una segunda reflotación,

el derrame se integra con el derrame de las 8 celdas de refluencia para alimentar a la flotación primaria de Zn, mientras que el residuo se recolecta con el residuo del agotativo y bombearse al Sistema de Jales.

El concentrado primario de Zn se bombea a un banco de 18 celdas para la limpieza del concentrado, con flujo de arenas a contra-corriente; el derrame constituye el concentrado final de Zn, el cual es enviado a un tanque espesador para luego proceder a la filtración, en tanto el residuo se integra con el derrame del segundo banco de flotación primaria.

La sección de Tanques Espesadores y Filtros, fue diseñado y acondicionada para manejar la producción de ambas Plantas, y se dispone del siguiente equipo:

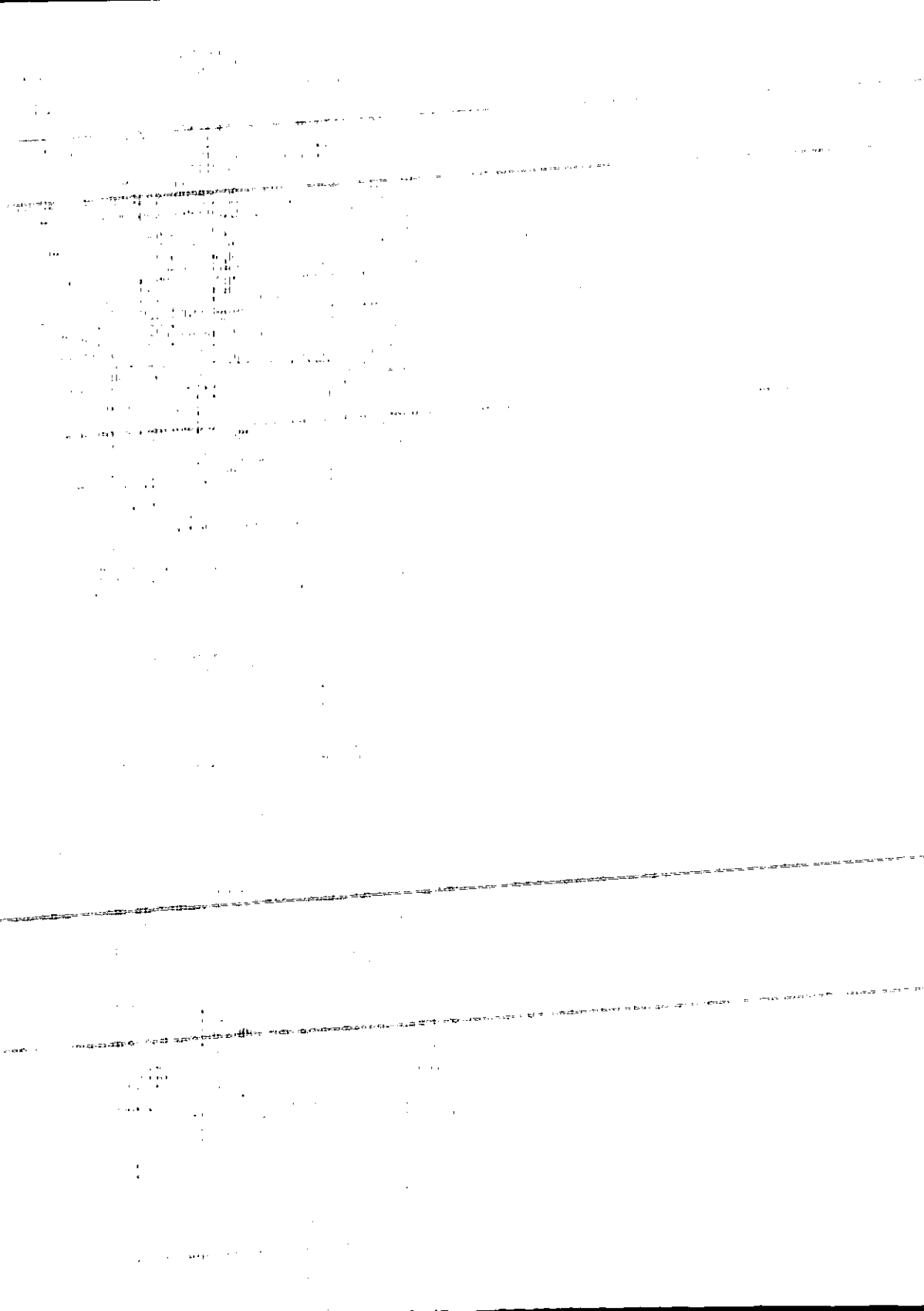
Espesador 15m de diámetro	Concentrado de Zn
Espesador 12m de diámetro	Concentrado de Pb
Espesador 9m de diámetro	Concentrado de Fe
Espesador 4.8m de diámetro	Concentrado de Cu
Filtro 3.0m de diámetro x 4.2m	Concentrado de Zn
Filtro 2.4m de " " 3.3m	Concentrado de Zn
Filtro 2.4m de " " 3m	Concentrado de Pb
Filtro 2.4m de " " 3.3m	Concentrado de Pb
Filtro 1.8m de " " 1.8m	Concentrado de Cu
Filtro 1.8m y 3 discos	Concentrado de Fe

Todos los concentrados se bombean a los tanques con una densidad de sólidos del 20%, y son espesados hasta un rango del 60 - 65% para ser alimentados a los filtros en donde se obtienen los siguientes grados de humedad:

Concentrado de Zn:	8%
Concentrado de Pb	10%
Concentrado de Cu	9%
Concentrado de Fe	11%

### 6.1.3. Sistema de Jales

Los jales constituyen el residuo final del proceso de concentración, los cuales entran a una fase de clasificación de partículas para alimentar el sistema de relleno a interior mina. Las colas finales o jales, se bombean a una estación de hidrociclones, donde las partículas se separan en arenas y lamas. Las arenas constituyen la parte gruesa para el relleno interior mina con una granulometría +200 mallas a 80% y 74% de sólidos, mientras que las lamas forman la parte fina y son depositadas en la Presa de Jales con una granulometría de -200 mallas a 85% y 10% de sólidos.





La presa de jales está diseñada para el método de aguas arriba y recibe alrededor del 60% del volumen total de colas finales, mientras el 40% restante, es enviado al relleno.

La presa tiene dos funciones principales:

- Almacenar las lamas
- Recuperación de agua para reintegrarla al proceso.

Las descargas de las lamas se disponen en la periferia de la presa con la finalidad de que al momento de la descarga, las partículas más gruesas van quedando hacia atrás, mientras que las finas se van acentando hacia el centro de la presa donde se constituye el vaso de la misma. Para recuperar el agua, se ha dispuesto un drenaje central donde se van desplantando las torres de decantación o "chinos" de 55cm de diámetro, con tubo de 10cm conectados perpendicularmente a la torre y por donde fluirá el agua ya clarificada. A medida que el nivel de la presa aumenta, se van tapando los tubos de 10cm y levantando nuevas torres de decantación, así como el drenaje central va creciendo en longitud. El agua recuperada pasa del drenaje central a una pileta de recolección con capacidad para 2,000 m<sup>3</sup> y dotada de dos bombas para 95 litros por segundo. el agua es bombeada a dos nuevas piletas de decantación de 1,000 m<sup>3</sup> cada una para luego bombearse a los tanques de agua recuperada y reintegrarse nuevamente al proceso.

## 6.2. Índices Operacionales

Los índices con los que actualmente operan Las Plantas son los siguientes:

Consumo de bolas de 7.6 cm: 0.462 kg/ton molida

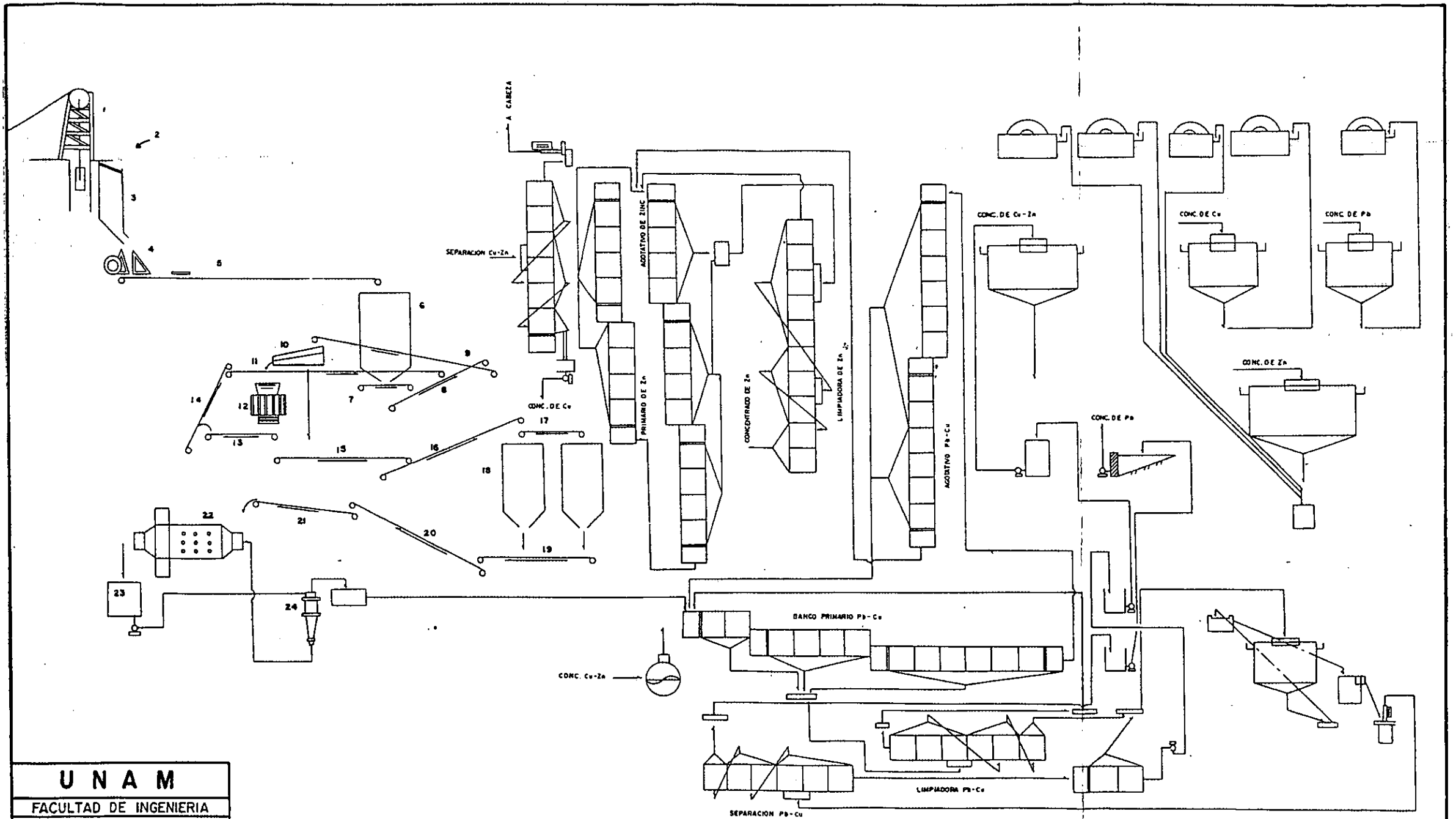
	Consumo de reactivos
Sulfato de Zn	1.952 kg/ton molida
Sulfato de Cu	0.192 " " "
Cal hidratada	0.625 " " "
Cianuro	0.119 " " "
Xantato	0.054 kg/ton molida
Espumante Teutón	0.018 " " "
Aerofloat	0.001 " " "
Bisulfito de Sodio	0.145 " " "
Aceíato de Pb	0.003 " " "

Estos datos son el promedio de consumo en los primeros 6 meses del año 1998<sup>10</sup>

<sup>10</sup> Información proporcionada por el departamento de Ingeniería de la Unidad.

Esto es en resumen la operación metalúrgica de la Unidad, la cual ha sufrido modificaciones en su diseño por incremento de producción así como modificaciones en su operación por mejorar las recuperaciones metalúrgicas de los diferentes concentrados.

Finalmente, la Compañía también se ha preocupado por el aspecto ecológico, creando un departamento exclusivo para atender problemas de ese tipo, así como la prevención de los mismos mediante el análisis periódico de aguas residuales, control en el manejo de residuos tóxicos y control en todo tipo de contaminante del medio ambiente. Un ejemplo de esto es la reforestación de las presas de jales con plantas tipo enredaderas con el fin de proteger el jal seco de la erosión eólica o fluvial y así evitar contaminación de los alrededores.



<b>U N A M</b>	
FACULTAD DE INGENIERIA	
<b>DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA I</b>	
TESIS PROFESIONAL	FECHA: ENE. 2000
MIGUEL A. MARTINEZ	FIGURA No. 21

### Leyenda de la Planta I.

- 1.- Tiro San Bartolo
- 2.- Alimentación de mineral de la mina "Las Eulalias"
- 3.- Tolva de gruesos de 400 ton. de capacidad
- 4.- Quebradora primaria Pettibone de 50 cm x 90 cm
- 5.- Transportador de banda de 61 cm de ancho.
- 6.- Tolva de 1,000 ton. de capacidad
- 7.- Alimentador de banda de 91 cm de ancho por 4.5 m
- 8.- Transportador de banda de 91 cm de ancho
- 9.- " " " " "
- 10.- Criba vibratoria Pettibone de 1.8 m x 4.8 m doble cama
- 11.- Transportador de banda de 61 cm de ancho
- 12.- Quebradora de cono Symons 1.2 m cabeza corta
- 13.- Transportador de banda de 61 cm de ancho
- 14.- " " " "
- 15.- " " " "
- 16.- " " " "
- 17.- " " " "
- 18.- Tolvas de finos de 450 ton de capacidad cada una
- 19.- Banda transportadora de 61 cm de ancho
- 20.- " " " "
- 21.- " " " "
- 22.- Molino de bolas de 2.5 m de diámetro
- 23.- Tanque acondicionador
- 24.- Hidrociclón Krebs D-20

Posteriormente, el mineral pasa por el circuito de flotación selectiva como se describe en el mismo diagrama.

## Conclusiones.

- Uno de los objetivos más importantes del presente trabajo, fue complementar las características del depósito mineral "Las Eulalias" para tener un soporte más sólido que permita ante los ojos de directivos e inversionistas la generación y desarrollo de dicho proyecto.
- Haciendo una interpretación del yacimiento en cuanto a su forma y tamaño mediante la información que dieron los barrenos de diamante, se pudo determinar que se trata de un cuerpo de reemplazamiento pero con una forma geométrica de manto, por lo que se propone un sistema de explotación que se adecua al yacimiento mineral como es el Sistema de Salones y Pilares con Bancos Descendentes. Esta decisión no fue muy complicada porque en la Unidad se cuenta con otros yacimientos minerales con las mismas características físicas y geológicas en donde el sistema ha dado óptimos resultados.
- Otro objetivo que se cumple con la puesta en marcha de éste proyecto, es la de un estudio realizado de mecánica de rocas, en donde se confirma que el diseño de pilares tanto para el proyecto como los existentes en las otras minas, son lo suficientemente seguros y no presentan el riesgo de colapsarse.
- De igual modo, con el proyecto se puede mantener el ritmo de producción de la Unidad, ya que el mineral de "Las Eulalias" alimentaría a la Planta I y se evitaría que la Planta II la siguiera subsidiando evitando así los constantes desabastos en ambas Plantas.
- La decisión de aprovechar el equipo mecanizado de otras áreas, fue bastante ventajoso para reducir al máximo los costos de inversión que se tendrían que hacer si todo el equipo fuera comprado. Esto se reflejó en la inmediata recuperación del capital desde los primeros meses de operación en el tumbé y producción del mineral.

## Recomendaciones.

- Una de las recomendaciones importantes, es la de diseñar proyectos en donde se ubiquen estaciones de barrenación a diamante que permitan explorar el área y verificar si el yacimiento "Las Eulalias" se encuentra aislado o presenta algún desprendimiento que pudiera dar origen a otro yacimiento mineral.
- El sistema de explotación de Bancos Descendentes es sin duda alguna uno de los métodos más productivos aplicados en la minería subterránea, y si aunado a esto se cuenta con leyes como las que se presentaron en este proyecto, se justificaría muy bien el pago de un sistema de anclaje que incrementara en mucho la seguridad del personal y equipo. En éste sistema desde el primer corte de banco, ya se tienen salones de hasta 9.0 m de altura, por lo que sería muy difícil visualizar algún posible

desprendimiento del cielo, tablas o pilares. Por tanto, se recomienda que al estar desarrollando el sill, se refuerce el anclaje que se propone de varilla corrugada y cementada con malla ciclónica y forrar así todo el cielo, tablas y pilares del sill iniciador, ya que sería el mismo cielo durante toda la vida del rebaje.

- Una vez delimitado el yacimiento tanto del lado oriente como del poniente, se recomienda reforzar la ventilación proyectando contrapozos Robbin's en los extremos del yacimiento y optimizar el flujo de aire de los extremos hacia el centro del rebaje.
- La Planta I deberá tener en buenas condiciones la tolva que recibirá el mineral del yacimiento "Las Eulalias", ya que en ella descargarán directamente camiones de volteo y es importante que se eviten las demoras por atragante de material.
- Otra recomendación no menos importante, es que por medio del departamento de Ecología se capacite a todo el personal sindicalizado y no sindicalizado en el conocimiento de normas oficiales así como de técnicas de prevención de desastres ecológicos y así evitar daños irreversibles en el medio que nos rodea.

**ANEXO : Calculo de la plantilla de barrenación para obras de desarrollo y tumba de mineral.**

Considerando que toda la barrenación para obras de desarrollo la haremos con barrenas de 3.8 m (14'), comenzaremos por el diseño de la cuña calculando el diámetro del barreno vacío mediante la siguiente formula:

$$DH = H(41.63) - 16.51$$

Donde: DH= Diámetro del barreno vacío  
H= Profundidad del barreno = longitud de la barrenación

Sustituyendo:  $DH = 3.6(41.63) - 16.51$   
DH= 133 mm

Debido a que el diámetro del barreno vacío de 133 mm no es comercial, calcularemos el número de barrenos de 48 mm (broca de 1.87" y que si es comercial), que sea equivalente al diámetro deseado mediante la siguiente formula:

$$DH = dh(N)/2$$

Donde: DH= Diámetro del barreno vacío equivalente  
dh= Barreno vacío tamaño comercial  
N= Número de barrenos

Despejando y sustituyendo:  $N = (DH/dh)2$   
 $N = (133/48)2$   
 $N = 7.67 = 8$  barrenos

Por tanto, al barrenar con jumbo y barrenas de 3.8 m de longitud para obras de desarrollo, en las cuñas tendremos que emplear un mínimo de 8 barrenos vacíos para poder garantizar un 96% de eficiencia en la salida.

La separación que tendrán los barrenos de la cuña estará dada dentro del rango de la expresión siguiente:

$$(dh+DH)/2 \leq B \leq 1.5 DH$$

Donde B es la separación entre centro y centro del barreno vacío y el barreno cargado, y en la práctica se ha registrado voladuras limpias cuando B está dentro de ese rango.

Si empleamos la expresión:  $B = 1.5 DH$

Entonces:  $B = 1.5(133 \text{ mm})$

$$B = 200 \text{ mm}$$

Además la distancia entre barrenos cargados será:

$$C = B(2)^{1/2}$$

$$C = 200(2)^{1/2}$$

$$C = 282 \text{ mm}$$

Simplificando, para los demás cuadros auxiliares de la cuña, nos basaremos en la siguiente tabla:

Cuadro No. ----->	1	2	3	4
B	1.5(DH)	2.12(DH)	4.5(DH)	9.5(DH)
R	1.5(DH)	3.18(DH)	6.7(DH)	14.3(DH)
C	2.1(DH)	4.50(DH)	9.5(DH)	20.2(DH)

$$\text{Donde: DH} = 133 \text{ mm}$$

sustituyendo:

B =	200	282	598	1,263
R =	200	423	891	1,902
C =	282	598	1,263	2,686

Para el resto de los barrenos se aplicará la fórmula para calcular el bordo de los barrenos de producción, por tanto:

$$B = 0.012[2(\text{de})/\text{dr} + 1.5] \text{ De}$$

Donde: B = Bordo

de = densidad del explosivo en el barreno

dr = densidad de la roca

De = diámetro del explosivo dentro del barreno

$$\text{Sustituyendo : } B = 0.012[2(0.8)/3.0 + 1.5] 3'$$

$$B = 0.93 \text{ m}$$

Que será el bordo que tendrá la plantilla para el resto de los barrenos.

Para calcular el espaciamiento, con la proporción de rigidez que se expresa así:

$$PR = Lb/B$$

Donde: PR = proporción de rigidez

Lb = longitud de barrenación

B = bordo

Si  $PR < 4$ , se emplea la fórmula:  $S = (Lb + 2B)/3$  para disparo instantáneo

$S = (Lb + 7B)/8$  para disparo con retardo

Si  $PR \geq 4$ , entonces se emplea :  $S = 2B$  para disparo instantáneo

$S = 1.4B$  para disparo con retardo



Por tanto :

$$PR = 2.4/0.93$$

$$PR = 2.58 < 4 \text{ y si empleamos retardo:}$$

$$S = (Lb + 7B)/8$$

$$S = (2.4 + 6.51)/8$$

$$S = 1.11 \text{ m}$$

Para el diseño final se debe considerar la sección de la obra, la cual determina el arreglo final.

Con la información generada y aplicando el criterio, se lleva a que conviene marcar una retícula rectangular de 1.0 x 1.11 m tal como se observa en la figura 11 bis para el diseño de una sección de 4.0 x 3.50 m.

Plantilla propuesta para los desbordes en el sill iniciador

Para la plantilla de desborde, se consideraron los siguientes datos:

longitud de barrenación (LB) = 3.8 m  
 diámetro del barreno (DB) = 48 mm  
 tipo de voladura = de retardo  
 densidad de la roca (dr) = 3.0 t/mc

Como se empleará el mismo equipo de barrenación que para las obras en desarrollo, el calculo de nuestra plantilla para los desbordes tendrá el mismo bordo y espaciamiento de 1.0 x 1.1 m respectivamente tal como se muestra en la figura 16.

Plantilla de tumbe en bancos de producción

De igual manera, comenzaremos por tomar en cuenta los siguientes datos:

longitud del barreno (LB) = 3.8 m  
 diámetro del barreno (DB) = 48 mm  
 densidad de la roca (dr) = 3.0 g/cc  
 densidad del explosivo (de) = 0.8 g/cc

Para calcular bordos y espaciamientos se emplearán las siguientes fórmulas utilizadas anteriormente:

$$B = 0.012[2(de)/dr + 1.5] * De$$

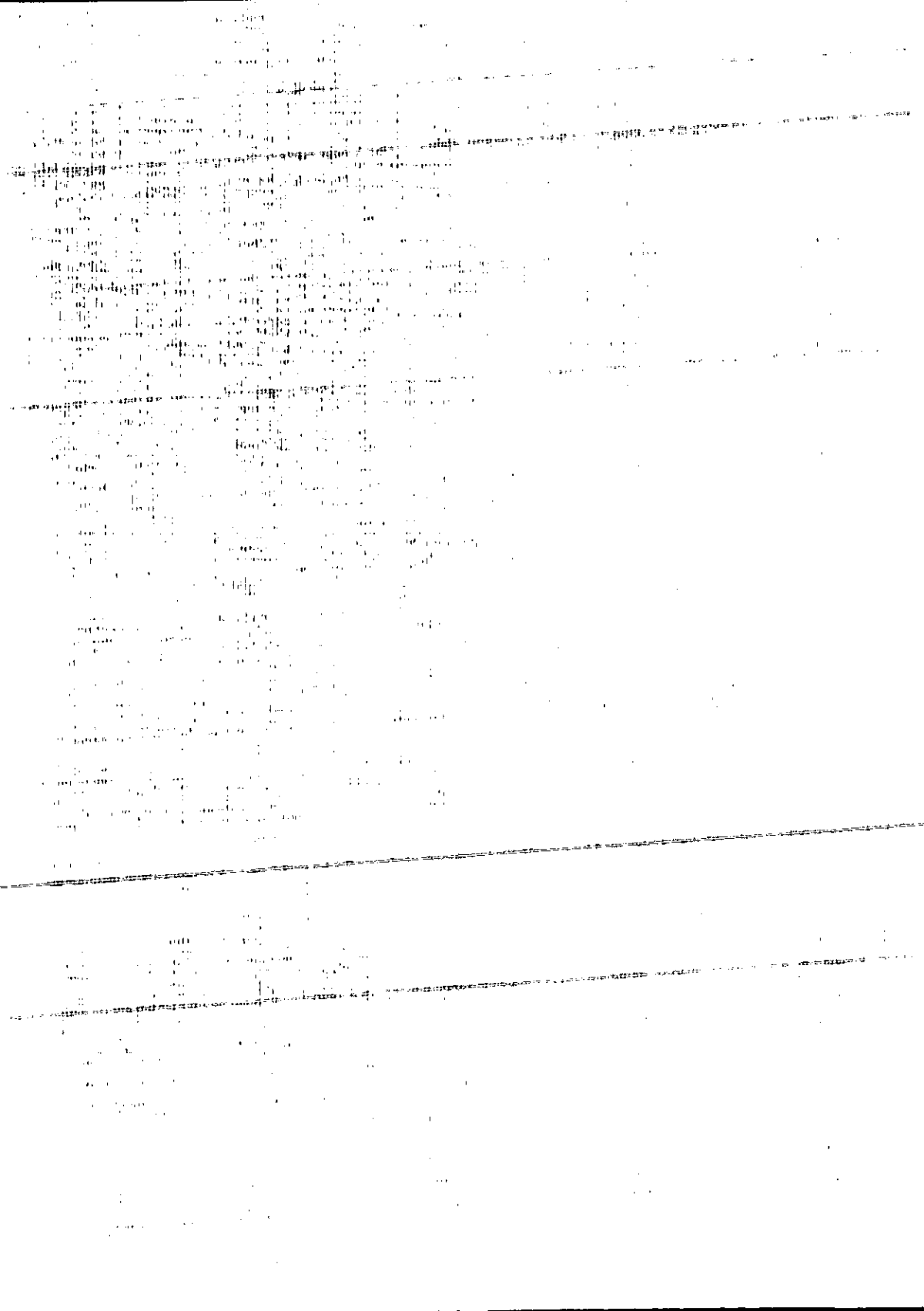
sustituyendo y calculando:  $B = 1.17 \text{ m}$

para el espaciamiento :  $PR = LB/B$   
 $PR = 4.2/1.17$   
 $PR = 3.6$

en donde :  $3.6 < 4$

por tanto, si utilizamos voladura con retardo utilizaremos la fórmula:

$$S = (LB + 7B)/8$$



sustituyendo y calculando:

$$S = 1.54 \text{ m}$$

Debido a que en un extremo del manto los pilares pueden alcanzar hasta los 30 m, será necesario tener esos pilares con sus caras lo mas regulares posibles, por tanto aplicaremos una de las técnicas de voladuras controladas como es la de "precorte", y que está dada por la siguiente expresión para calcular el espaciamiento entre barrenos:

$$E = 10DB$$

$$E = 10 \cdot 48 \text{ mm}$$

$$E = 0.480 \text{ m} = 0.5 \text{ m}$$

Por último, el diseño se ajustará a las dimensiones del banco, tal como se presenta en la figura 17.

**BIBLIOGRAFIA**

1. CASTAÑEDA Enrique                      Estudio Geofísico en las áreas Tiro General  
y Las Eulalias Unidad Charcas, S.L.P. 1994
2. MUÑOZ C. F.                              Estudio geológico y mineralógico del Distrito  
Minero de Charcas. 1985
3. NAVA Rodolfo                            Mecánica de Rocas en Minas Subterranas  
Apuntes de la UAZ, México. 1993
4. SERVANDO Armando                    Mecánica de Rocas Práctica para Mineros  
C.R.M. México, D.F. 1992
5. Cía DuPont, S.A.                        Uso y Manejo de Explosivos  
Manual Ed. Limusa, México. 1995
6. CUMMINS and Given                    Mining Engineering Handbook.  
SME/AIME. N.Y. 1973
7. OBREGON Andría Juan J.                Programación con Ruta Crítica  
Manual de la UNAM, México. 1978
8. Dirección de Minas                    Reglamento de Seguridad en Minas  
Subterranas. Ed. Porrúa. 1995
9. TILLSON Benjamin                      Mine Planet.  
SME/AIME. N. Y. 1976
10. VON Wahl                                Investment Appraisal and Economic Evaluation  
of Mining Enterprise.  
Transtech Publications, 1983