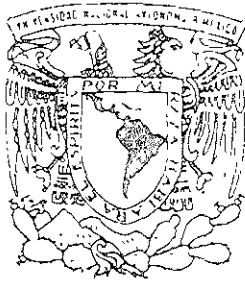


2



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA  
DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

IMPLANTACION DEL SISTEMA DE TUMBE POR  
SUBNIVELES CON BARRENACION EN ABANICO  
EN LA "VETA SAN ALBINO CABRESTANTES"  
DE LA UNIDAD SANTA BARBARA, CHIHUAHUA

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A :

JUAN MANUEL FARFAN RANGEL



ASESOR: ING MAURICIO MAZARI HIRIART

MEXICO, D. F.

2001



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.

## A G R A D E C I M I E N T O S

Nunca podré agradecer la constante comprensión , paciencia y ayuda de mis padres JOSE CRUZ FARFAN C. † Y MARIA DE JESUS RANGEL; a mi esposa CRISTINA que siempre me ha impulsado en todo momento; a mis tías MARIA EUGENIA Y DOLORES GARCIA que en todo este tiempo me han apoyado; a mi abuela MANUELA CERVANTES por todo lo que me ha dado.

A todos los maestros y compañeros de la carrera de INGENIERIA de minas especialmente, a los INGENIEROS MAURICIO MAZARI HIRIART por su atinada dirección en este trabajo, GUSTAVO CAMACHO ORTEGA y JESUS SANTOS por su cuidadosa revisión del manuscrito.

Finalmente, quiero agradecer a Grupo México en especial a los Ingenieros EDUARDO NAVA, EPIGMENIO PUGA Y FELIPE CAMPOS por que con su valiosa orientación y a través del duro trabajo en el interior de la mina, me motivaron para finalizar este trabajo.

Juan Manuel Farfan Rangei

# INDICE

	PAGINA
RESUMEN	1
<b>I.- INTRODUCCIÓN</b>	4
<b>I.1 GENERALIDADES</b>	4
I.1.2 Localización	4
I.1.3 Vías de acceso	4
I.1.4 Servicios	4
I.1.5 Historia minera del distrito de Santa Bárbara	4
I.1.6 Clima, flora y fauna	6
<b>I.2 ACTIVIDAD ECONÓMICA</b>	6
<b>I.3 INFRAESTRUCTURA</b>	6
<b>II.- GEOLOGÍA</b>	
II.1 Fisiografía	8
II.2 Litología	8
II.3 Columna estratigráfica	8
II.4 Geología estructural	10
II.5 Metalogenia	10
II.6 Mineralogía	11
II.7 Hipótesis genética	
<b>III.- RESERVAS DE MINERAL</b>	
III.1. Clasificación de reservas en minas subterráneas	13
III.2. Proyectos de exploración	14
III.3. Clasificación de reservas de mineral en la Veta San Albino Cabrestantes	14
III.4. Distribución de tonelaje y ley por bloque y el sistema de explotación que será utilizado	14
<b>IV.- CONDICIONES ACTUALES DE LA UNIDAD</b>	15
IV.1 Descripción del complejo minero Tecolotes – Hidalgo	15
IV.2 Sistemas de minado	17
IV.2.1 Tumba sobre carga	17
IV.2.2 Corte y relleno	19
IV.2.3 Bancos descendentes	22
<b>V.- DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO</b>	25
<b>V.1 Primera fase</b>	25
V.1.1 Apertura de niveles	27
Frente 530-180	27
Frente 650-445	27
V.1.2 Comunicación de la rampa del nivel 16 al nivel 19	27
V.1.3 Desarrollo del "Sill" para apertura de rebaje	27
V.1.4 Requerimiento de equipo para el desarrollo de estas obras	28
V.1.5 Explotación del rebaje con corte y relleno con tepetate	33
V.1.6 Requerimiento de equipo de barrenación	33
V.1.7 Requerimiento de equipo para rezagado de mineral y relleno con tepetate	36
<b>V.2.- Segunda fase</b>	39
V.2.1 Apertura de Subniveles.	41
V.2.2 Contra cañón para acarreo de mineral y cruceros de extracción	41
V.2.3 Requerimiento de equipo para las obras de preparación	41

<b>V.3.- Sistema de tumbe por subniveles con barrenación en abanico</b>	4 6
V 3 1 Aplicación del sistema	4 6
V 3.2 Implantación del sistema	4 8
V.3 3 Ranura	4 9
V 3 4 Parámetros en la barrenación de la ranura	5 0
V 3 5 Diseño de pilares	5 0
V 3 6 Plantilla de barrenación en abanico	5 1
V.3.7 Cálculo de la carga de los barrenos en el abanico del primer subnivel	5 5
V 3 8 Volumen de carga y tonelaje	5 9
V 3 9 Cálculo de la carga de los barrenos en el abanico del segundo subnivel	6 0
V.3.10 Volumen de carga y tonelaje	6 0
V 3 11 Requerimiento de equipo	6 1
V 3 12 Vida productiva del rebaje	6 5
V.3.13 Obras auxiliares	6 6
V 3 14 Ruta crítica	6 9
<b>VI.- PLANTA DE BENEFICIO</b>	7 2
VI 1 Recepción de material	7 2
VI 2 Trituración	7 2
VI.3 Molienda	7 3
VI.4 Flotación	7 5
VI 5 Filtración	7 6
VI.6 Embarque	7 6
VI.7 Disposición de jales	7 6
<b>VII.- EVALUACION FINANCIERA</b>	7 8
VII 1 Estimación de la inversión del proyecto	7 8
VII 2 Análisis de costos	8 0
VII.3 Ingresos	8 2
VII.3.1 Cotización de los metales	8 2
VII 3 2 Liquidación de los concentrados	8 3
VII 3 3 Cálculo de la producción anual de concentrado	8 6
VII 3 4 Cálculo de los ingresos anuales por la venta de concentrado	8 8
VII 4 Amortización	8 8
VII.5 Estado de resultados	8 9
VII 6 Periodo de cancelación de la inversión	8 9
VII 7 Tasa interna de retorno	9 0
VII 8 Ganancia	9 1
VII 9 Porcentaje de ganancia sobre la inversión	9 2
<b>VIII.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	9 3
<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	9 6

## **RESUMEN**

Elevar la productividad en la actualidad, es determinante para todo tipo de industria en especial la minera, debido a los fuertes incrementos en los costos de mano de obra, la competencia en el mercado y la recesión internacional.

Lo anterior ha propiciado una tendencia en este campo a utilizar mejor tecnología y maquinaria, siendo estos los principales medios para reducir costos y alcanzar una mayor productividad en términos de tonelada producida por hombre - turno, lo que es una condición esencial para una operación racional y segura.

Como una opción para elevar la productividad, la unidad Santa Bárbara en el complejo Tecolotes – Hidalgo utiliza uno de los sistemas de explotación más productivos que es el Tumble por Subniveles con Barrenación Larga el que exige una alta mecanización y una etapa de preparación muy costosa por la gran cantidad de obras que son realizadas antes de empezar la etapa de producción.

Actualmente, el complejo tiene un plan de producción de 2,750 ton de mineral por día, extraída de los niveles 10, 12, 14, y 16, utilizando para ello los siguientes sistemas de explotación: Tumble sobre Carga, Bancos Descendentes, Corte y Relleno con Tepetate y Tumble por Subniveles con Barrenación Larga, aportando éste último el 29% del mineral que es enviado a molino.

De acuerdo con el programa de expansión para este complejo, es necesario implementar el Sistema de tumble por subniveles con barrenación en abanico en la Veta San Albino Cabrestantes a la altura de la elevación del nivel 16, teniendo como objetivo incrementar la producción a futuro con menores costos y una alta productividad, el presente trabajo propone que este proyecto sea realizado en las dos fases siguientes:

### **PRIMERA FASE**

Esta fase consistirá en delimitar un bloque de 700 m de longitud por 100 m de altura, por lo que es necesario terminar de desarrollar 300 m de frente en el nivel 16 (frente 530-180) y 824 m de frente en el nivel 19 (frente 650-445). Simultáneamente al cule de estas frentes se desarrollará una rampa de 643 m de longitud para comunicar los niveles 16 y 19 y tener tránsito de equipo diesel en toda la mina; posteriormente, con el fin de desalojar la enorme cantidad de material estéril generado durante la segunda fase del proyecto, se abrirá entre las secciones 150 y 160 un rebaje utilizando el sistema de corte y relleno con tepetate. Para preparar el bloque de mineral a explotar utilizando este sistema, se realizará una obra de 150 m de longitud dentro de la veta (sill) y a partir de la rampa de comunicación entre los niveles 16 y 19 se abrirán cruceros para crear accesos al rebaje a diferentes elevaciones.

## **SEGUNDA FASE**

Para tener un mejor control en la granulometría y la dilución del mineral explotado por el sistema de tumbe por subniveles con barrenación larga, en esta fase se considera dividir el bloque mineral abriendo dos subniveles, estas obras se iniciarán en la sección 160 a partir de la rampa de comunicación entre los niveles 16 y 19 y terminarán en la sección 230; el primer subnivel estará a la altura de la elevación 1,686 mientras que el segundo subnivel estará a la altura de la elevación 1,728, ambas obras tendrán una longitud de 673 m.

Simultáneo al desarrollo del primer subnivel se colará una obra paralela a la frente 650-445 (al bajo de la veta) con una longitud de 673 m que servirá como contracañón de acarreo del mineral y debido a que esta obra va sobre tepetate, el material estéril será utilizado como relleno del rebaje proyectado con el sistema de corte y relleno

Conforme vaya avanzando el contracañón se procederá a comunicarlo con la frente 650-445, para esto se abrirán 48 cruceros con una separación de 14 m de centro a centro, que servirán para la extracción del mineral, lo anterior representa desarrollar 470 m en cruceros.

## **OBRAS AUXILIARES**

Desde el inicio del proyecto, es necesario realizar contrapozos para disponer de buena ventilación, por lo que comenzando las actividades de preparación se iniciará la barrenación de cinco contrapozos robbins distribuidos a lo largo del rebaje con una separación de 150 m que serán colados al alto de la veta, estos contrapozos comunicarán del nivel 16 al nivel 19 y tendrán una longitud de 100 m, asimismo es necesaria la creación de una rampa de salida de 180 m de longitud para el equipo que queda cautivo después de ser iniciado el primer corte, utilizando el sistema propuesto

El tiempo requerido para la preparación del rebaje ha sido proyectado en 11.5 meses, y la vida productiva se estima en 5 años, con un ritmo de producción de 183,714 ton de mineral al año.

La finalidad de este trabajo es analizar la factibilidad económica de este sistema en la veta San Albino – Cabrestantes, para lo cual serán descritas en forma detallada las obras de preparación requeridas para este sistema, los equipos necesarios para su ejecución, la plantilla de barrenación utilizada en este tipo de obras así como los consumos de acero de barrenación, explosivo y mano de obra.

Una vez iniciado el tumbe se describe la plantilla de barrenación de producción y el método de cargado de los barrenos, determinando los consumos de acero de barrenación, explosivo y mano de obra.

Por último se determina la inversión necesaria en obras, a continuación se calculan los costos de producción una vez iniciado el tumbe y los ingresos generados por la venta de concentrado lo que servirá de base para la evaluación financiera del proyecto.

El presente trabajo está estructurado en la siguiente forma:

- a) El capítulo uno da una descripción general de la unidad, localización, vías de acceso, servicios, clima, actividad económica, infraestructura etc.
- b) El capítulo dos describe la geología local del distrito minero.
- c) En el capítulo tres, es definido el concepto de reservas de mineral, así como la clasificación de reservas en minas subterráneas, se menciona cuales son los proyectos de exploración, y se realiza una clasificación de los bloques para el cálculo de reservas de mineral que intervienen en el proyecto.
- d) En el capítulo cuatro se menciona brevemente la operación minera en el Complejo Tecolotes – Hidalgo, describiendo los sistemas de explotación y los equipos utilizados.
- e) El capítulo cinco describe en forma detallada, el proyecto de aplicación del sistema de tumbe por subniveles con barrenación en abanico en el rebaje 530–180, describiendo el programa de trabajo, la secuencia y prioridad de las obras, así como el equipo a utilizar y el tiempo de realización de las obras
- f) En el capítulo seis, se describe brevemente la planta de beneficio comenzando en la etapa de recepción de mineral en las tolvas hasta la disposición de los jales.
- g) En el capítulo siete, con base a los costos generados por el proyecto y a los ingresos obtenidos por la venta de concentrado se analiza la evaluación económica del proyecto utilizando para ello varios métodos de evaluación financiera.
- h) En el capítulo ocho se dan las conclusiones y recomendaciones a las que se llegaron terminado el proyecto.



## **1.- INTRODUCCIÓN**

### **1.1 GENERALIDADES**

#### **1.1.2 Localización**

La Unidad minera Santa Bárbara pertenece a Minerales Metálicos del Norte S.A., y forma parte del Grupo México, siendo una empresa de extracción y beneficio de minerales, de los que se obtienen concentrados de Plomo, Cobre y Zinc. Está localizada en el extremo Sur del Estado de Chihuahua, cerca de los límites del Estado de Durango, aproximadamente a 25 kilómetros de la Ciudad de Parral, y a 250 kilómetros de la Ciudad de Chihuahua, Chih., a una elevación de 2,200 msnm; sus coordenadas geográficas son:

Latitud Norte 26° 48' 13"

Longitud Oeste 105° 49' 11"

La población de Santa Bárbara se encuentra en las inmediaciones de la unidad minera y cuenta con una población estimada de 20,000 habitantes

#### **1.1.3 Vías de Acceso**

**Carreteras.-** Partiendo de la Ciudad Hidalgo del Parral el trayecto se inicia por carretera hacia el Suroeste durante 20 km en donde se divide en dos ramales; uno al poniente que va a San Francisco del Oro y el otro al sur, que tiene como destino el distrito minero de Santa Bárbara.

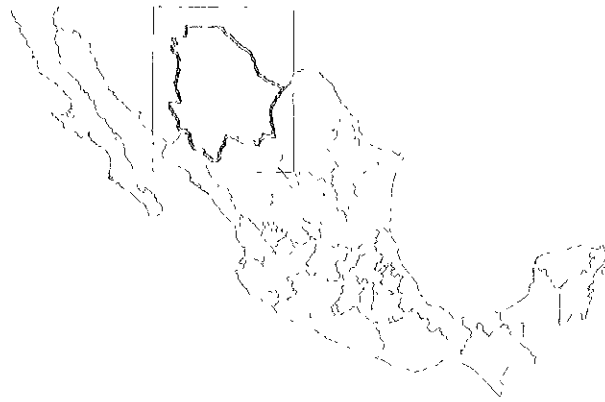
**Ferrocarril.-** Existe en Santa Bárbara una línea de ferrocarril que llega al distrito y parte del ramal Jiménez Chih. - Rosario, Dgo., de la vía troncal que va de la Ciudad de México a Ciudad Juárez, este servicio es exclusivo para el embarque y transporte de concentrados de mineral, Ver figura No 1.

#### **1.1.4 Servicios**

En la población de Santa Bárbara se dispone de los siguientes servicios educativos; jardín de niños, primaria, y secundaria. Así mismo se cuenta con agua potable, energía eléctrica y todos los medios de comunicación como teléfono, telégrafo, etc. El servicio de transporte se realiza en autobuses con corridas a las Ciudades de Chihuahua, Parral y San Francisco del Oro.

#### **1.1.5 Historia Minera del Distrito de Santa Bárbara**

En el año de 1536, fue el primer descubrimiento de las vetas de oro en el área, pero no fue sino hasta 1567 en que se hizo la exploración oficial. Durante los años de 1567 a 1616, se desarrolló el distrito minero como el más grande y más importante de los asentamientos en el Norte de la Nueva Vizcaya. En esa época, la explotación de los minerales correspondió al tipo de los óxidos. Fue en el año de 1616, cuando empezó la declinación de la minería local. En 1810 la situación se tornó insostenible, cerrando a causa de la iniciación de la Guerra de Independencia hasta 1833, cuando las minas reabrieron otra vez. A finales del siglo XIX y a principios del siglo XX, aparecieron en escena compañías organizadas con fuertes inversiones. Se estima que aproximadamente se produjeron 5,000,000 de ton métricas de mineral no tratado, durante el periodo que comprende los



CHIHUAHUA

JUAZUEZ

E.U.A. DE NOROCCIDENTE

NUEVO CASAS GRANDES

M. QJINACA

SONORA

JUAN ALDAMA

CHIHUAHUA

Hermosillo

QUAUHTEMOC

PEDRO MEOQUI

DELICIAS

COAHUILA

SANTA ROSALIA DE CAMARGO

HIDALGO DEL PARRAL

JIMENEZ

*Santa Bárbara*

SINALOA

DURANGO

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

### MAPA DE UBICACIÓN

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL FARFAN RANGEL

FIGURA No 1 S/E-SCALA

años de 1880 a 1925. En 1925 y 1926, con la implementación del método de flotación selectiva, se resolvió el problema de los sulfuros primarios, y con esto las reservas positivas de las compañías se incrementaron notablemente. De 1925 a la década de los setenta, el distrito de Santa Bárbara incrementó notablemente su producción, y se estima que durante ese periodo fueron minadas, cerca de 15,000,000 de ton métricas de mineral representando más del doble que los 300 años anteriores. En 1920 empieza a operar la Cía. ASARCO, hasta 1965 cuando la empresa fue mexicanizada y en 1974 cambia a Minerales Metálicos del Norte S.A empresa subsidiaria de Grupo México, S A de C.V.

#### **1.1.6 Clima Flora y Fauna**

**Clima.-** El clima se clasifica como seco templado, con una temperatura media anual de 17 °C y precipitación pluvial de 350 mm, comprendiendo el periodo de lluvias en los meses de julio a septiembre

**Fauna.-** Caracterizada por especies depredadoras como gato montés, coyote, coatí, zorras; entre las especies herbívoras cabe mencionar el venado, conejo y liebre. Hay aves como el correcaminos, codorniz, etc.

**Flora.-** Constituida por encinos, enebros, nogales, huizaches, madroños y gatuño, predominando en las partes altas los bosques de coníferas.

### **1.2 ACTIVIDAD ECONÓMICA**

El renglón más importante en la economía lo constituye la minería siendo la principal fuente de trabajo y gracias a la elevada producción de metales básicos y preciosos ha contribuido al crecimiento de las poblaciones de Santa Bárbara, San Francisco del Oro e Hidalgo del Parral. La industria maderera en la región es otra fuente de empleo importante, ya que se explotan los bosques en los municipios serranos. Debido a la escasez de agua y a la pobreza del suelo la agricultura y la ganadería son casi nulas

### **1.3 INFRAESTRUCTURA**

La Unidad Santa Bárbara, produce 480 toneladas mensuales de concentrados minerales, distribuidos de la siguiente forma:

<b>CONCENTRADO</b>	<b>TONELADAS</b>
Plomo	150
Zinc	250
Cobre	80
<b>TOTAL</b>	<b>480</b>

Los concentrados son transportados a las ciudades de Torreón, Coah; San Luis Potosí, S.L.P , Tampico, Tamps; Nacozari y Guaymas, Son

Para cumplir con los programas de producción, la unidad cuenta con toda la infraestructura necesaria, la que se puede dividir en:

- a) Los departamentos de operación ó producción.- Que incluye a tres grupos de Minas ó Complejos y la Planta de Beneficio.
- b) Los departamentos de servicios.- Como son Geología, Planeación, Mantenimiento, Laboratorio de Muestras, etc..

Actualmente la unidad tiene una planta laboral de 1,200 trabajadores sindicalizados y 60 empleados de confianza.

## II GEOLOGÍA

### II.1 Fisiografía

El potencial del distrito minero de Santa Bárbara cubre un área de aproximadamente 60 kilómetros cuadrados. La zona pertenece a la provincia fisiográfica de la Sierra Madre Occidental, en los límites de la subprovincia de la Mesa Central o Altiplanicie, la Sierra de Santa Bárbara presenta un sistema de montañas con pendientes suaves y mide cerca de 40 kilómetros de longitud por 15 kilómetros de ancho. Su elevación promedio sobre el nivel del mar es de 2,200 metros, sobresaliendo de los valles vecinos en unos 300 ó 400 metros. El drenaje es del tipo dendrítico, y lo constituyen arroyos tributarios del río Parral, el que a su vez es afluente del río Conchos.

### II.2 Litología

La columna estratigráfica del distrito minero de Santa Bárbara se caracteriza por una unidad de rocas sedimentarias marinas del Mesozoico y por una secuencia de rocas volcánicas y sedimentarias continentales del Cenozoico. El contacto entre ambas unidades es una discordancia erosional que hace suponer un largo periodo de quietud entre el levantamiento y plegamiento de las rocas marinas y la erupción y depósito de las continentales. Las rocas ígneas están representadas por una serie de diques félsicos (riolíticos) y algunos máficos (basálticos) de diferentes edades.

### II.3 Columna estratigráfica

**Formación Parral.-** La roca más antigua es la lutita, la que ha sido denominada localmente como "Formación Parral", regionalmente está constituida por un gran espesor de lutitas en láminas y estratos de menos de 1 cm a 25 cm que se encuentran interestratificadas con capas delgadas de calizas y areniscas. La edad se ha definido como del Cretácico Inferior con base en algunos fósiles encontrados localmente.

La lutita es una roca dura de grano fino, color gris azulado y tiene muy poca permeabilidad, su composición varía de lutita arcillosa a lutita calcárea y únicamente en la cercanía de las vetas se encuentra mineralizada; cerca de los diques félsicos tiende a estar muy silicificada. Su espesor no ha sido determinado por no conocerse sus contactos superior e inferior, el primero ha sido intensamente erosionado y el segundo no se conoce ningún afloramiento, ni en las obras ni los barrenos existentes.

**Andesita.-** Se presenta como lavas en una amplia zona al sur del distrito sobre la lutita en discordancia erosional, lo que muestra que es posterior al plegamiento y erosión.

Se considera que la edad de esta roca es del Eoceno; tomando en cuenta que el plegamiento se efectuó a principios del Terciario y que se encuentra intrusionada por uno de los diques riolíticos, es anterior a ellos. La descripción megascópica corresponde a una roca con plagioclasa sódica - cálcica de coloración verde en superficie fresca.

**Conglomerado.-** Se localiza en una zona muy restringida hacia el norte del distrito, en las cercanías de San Francisco del Oro. El rumbo de sus capas varía de N 36° E a N 85° E y el echado de horizontal hasta 40° al NW, el conglomerado rojo es más resistente a la erosión que la lutita sobre la que descansa discordantemente

Su espesor es muy variable, indicando que fue depositado cuando la lutita se encontraba erosionada midiendo en algunas partes hasta 10 m de espesor siendo su promedio 2 m.

La edad no se ha podido determinar por la ausencia de fósiles, pero por la presencia de los fragmentos que constituyen el conglomerado rojo, además de la correlación posible con otros conglomerados del país (Escandón, 1968), se le asigna edad tentativa del Oligoceno, anterior a la riolita ya que se encuentra parcialmente cubierta por ella.

El plegamiento se efectuó durante el Eoceno Inferior o Medio y como uno de sus productos; las rocas mesozoicas fueron levantadas, plegadas y falladas dando lugar a depósitos de tipo intraformacional como el conglomerado rojo.

**Riolita.-** Es una roca dura, densa y de coloración que varía de rojo claro a rosa moderado intemperizándose al color blanco, megascópicamente se distinguen fenocristales de cuarzo y ortoclasa con promedio de 3 mm de longitud que forman aproximadamente el 10% de la roca, presentando una matriz de grano fino y textura microlítica. Microscópicamente se observa una roca de textura porfídica holocristalina, constituida fundamentalmente de cristales subhedrales de cuarzo y sanadino en una matriz afanítica (Escandón, 1968). Por todo lo anterior se clasifica la roca como riolita porfídica, encontrándose sobre la lutita en forma discordante, lo que hace suponer fuerte erosión antes de la erupción de las riolitas; se puede correlacionar con los derrames riolíticos de la Sierra Madre Occidental de principios del Mioceno.

**Grava San Rafael.-** Se encuentra relleno el Valle de San Rafael, al norte del distrito, su espesor no ha sido determinado y es todavía desconocido, se han perforado pozos de más de 300 m y no se ha alcanzado la roca firme, está constituido por fragmentos rodados de caliza, lutita, riolita, andesita y cuarzo de veta, mal clasificados cuyo tamaño varía entre 2 cm y 1 m, se encuentra relleno la fosa tectónica comprendida entre las fallas de Santiago, al suroeste y Esmeralda al noreste del valle de San Rafael, su edad se considera anterior al basalto, por no contener fragmentos de él y por estar intrusionada por dos cuerpos basálticos; y posterior a las rocas anteriores, por tener fragmentos de ellas, se le designó edad del Mioceno.

**Basalto.-** Es la más abundante de todas las rocas volcánicas y la más joven en el distrito, se presenta en diques y derrames, formando mesetas horizontales que cubren las partes altas de los cerros de la región, presenta una coloración de gris oscuro a negro grisáceo, intemperizada se torna de color pardo rojizo. Su edad puede ser de fines del Terciario a principios del Cuaternario.

**Diques.-** En el área del distrito se presentan intrusiones de diques basálticos y diques riolíticos, se considera que los diques riolíticos son contemporáneos a las vetas mineralizadas siendo más grandes que los diques basálticos que llegan a 5 km de longitud.

**Diques riolíticos.-** Son los más importantes y abundantes en el distrito guardando relación con la mineralización la cual ocupó fracturas preexistentes originadas por la Orogenia Laramide. Siguen una orientación aproximada norte – sur y su espesor varía de 4 a 20 m, su longitud alcanza hasta los 5 km, estos diques en algunas ocasiones desplazan y en otras son desplazados por las vetas, por estas características se consideran contemporáneos con la mineralización. El echado es casi vertical, con excepción de los que se encuentran al poniente del distrito que tienen un ligero buzamiento hacia el oeste. Hacia el norte del distrito están cortados por la falla Santiago y se pierden bajo la grava del valle de San Rafael, hacia el sur se encuentran cubiertos por los derrames de basalto.

**Diques máficos.-** Tienen origen común con el basalto de las mesas, ya que su composición es muy semejante y la única diferencia es la textura, por haber sido emplazada en condiciones diferentes son posteriores a la mineralización y a los diques de riolita y generalmente se encuentran orientados con un rumbo este – oeste, su longitud no se aprecia fácilmente por estar cubiertos por derrames de basalto. A menudo se encuentran asociados a fallas perpendiculares a las vetas, son persistentes a profundidad y tienen un espesor promedio de 80 cm, Ver figura No. 2

#### **II.4 Geología Estructural**

Todas las estructuras de interés económico en esta región están íntimamente relacionadas con los procesos orogénicos y posiblemente también con el empuje ascendente de un intrusivo a profundidad que originaron: elevación, fallas y fracturas en la Formación Parral.

En el distrito se presentan varios tipos de fallas, entre las cuales las más importantes son las fallas anteriores a la primera y a la segunda etapa de mineralización, éstas son las ocupadas por las vetas mineralizadas de sulfuros y por diques silicoalcalinos. En Santa Bárbara se distinguen tres vetas que son consideradas como vetas principales: Veta Coyote Seca Palmar, Veta Segovedad y Veta Coyote

En ciertas ocasiones las fallas sirven como conducto a las aguas freáticas, formando cursos de aguas subterráneas.

#### **II.5 Metalogenia**

##### **Forma del Yacimiento en relación con la roca encajonante**

La forma del yacimiento corresponde al tipo característico de relleno de cavidades y pertenece a la variedad de filones de fisura y su clasificación entra dentro de los depósitos hidrotermales. Las soluciones en algunas ocasiones reemplazan parcialmente a la roca encajonante

Cuando hay un cambio de formación rocosa a otra diferente, los filones de fisura tienden a cambiar, tanto mineralógica como estructuralmente y esto se debe tanto al comportamiento físico como químico de las rocas, por las reacciones a las que está sometida la roca al contacto con las soluciones mineralizantes y por los esfuerzos que produce al fracturamiento

En el área las lutitas de la Formación Parral se encuentran como roca encajonante de las vetas y su comportamiento es de suma importancia, ya que la potencia y firmeza de las vetas depende de la posición de los estratos con respecto a las mismas. De modo que cuando el ángulo que forman las vetas (entre 50° y 90°), con las lutitas es mayor, las vetas se presentan potentes y persistentes y mantienen continuidad, tanto a la profundidad como en el rumbo; y si el ángulo es menor, tienden a seguir los planos de estratificación y se llegan a perder en forma de hilillos. Esto debido a la poca permeabilidad y a la absorción de los esfuerzos por los planos de estratificación.

## **II.6 Mineralogía**

Los elementos que constituyen la base de la explotación del distrito son: Oro, Plata, Cobre y Zinc, principalmente en forma de sulfuros primarios, la distribución en orden de abundancia no es igual en todas las vetas pero en promedio el orden es el siguiente: esfalerita, galena, calcopirita y argentita. Los minerales de ganga predominantes son cuarzo, calcita, fluorita y barita, y en menor cantidad la pirita y arsenopirita.

Las vetas presentan diferentes variedades mineralógicas a la profundidad de acuerdo con tres zonas que se mencionan a continuación: la zona de lixiviación o de óxidos, zona de enriquecimiento secundario y zona de sulfuros primarios, siendo esta última la más importante desde el punto de vista económico y por la abundancia de minerales.

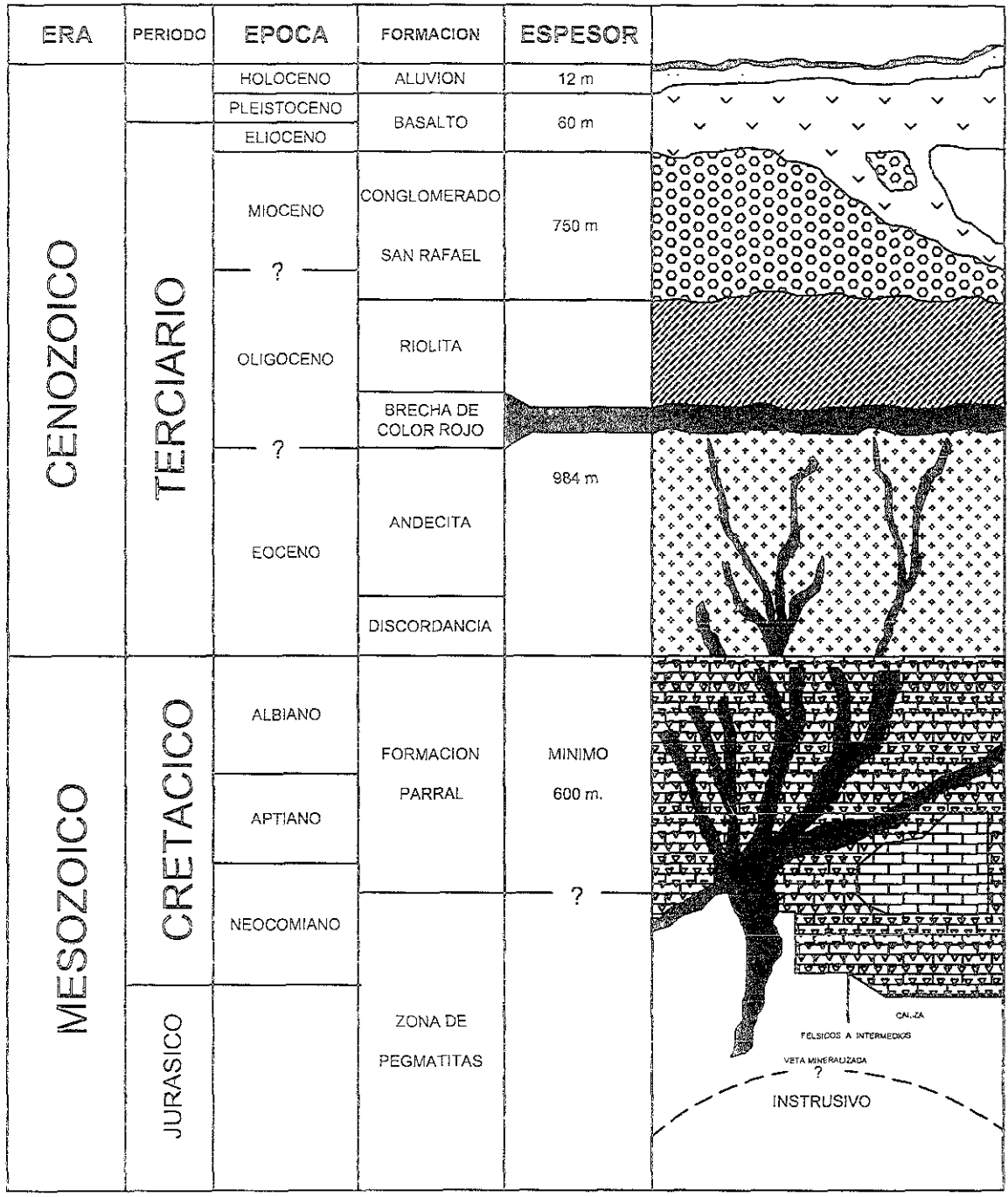
## **II.7 Hipótesis Genética**

El yacimiento mineral del distrito es del tipo característico de los depósitos hidrotermales y consiste de vetas de sulfuros que rellenan fracturas y fisuras en las rocas. En ocasiones las soluciones ascendentes ayudaron a reemplazar parcial o totalmente la roca preexistente cuando es más calcárea.

Se considera que la formación de los minerales en un ambiente determinado queda regulada por los factores de composición química, temperatura y presión bajo los cuales toma lugar la cristalización, los depósitos hidrotermales del distrito comprenden dos tipos: hipotermal, de alta temperatura (300 - 500 °C) y mesotermal de temperatura moderada (200 - 300 °C). Los medios para determinar las condiciones de presión y temperatura de los depósitos fueron la presencia de algunos minerales que sirven como termómetros geológicos.

La etapa de alta temperatura del yacimiento se demuestra por la presencia de pirrotita y pirita, asociadas con arsenopirita que sólo es posible a más de 490 °C junto con la presencia de granate que es característico de temperaturas elevadas, los depósitos de temperatura moderada forman cuerpos ricos de zinc, plomo y cobre; que son los que hacen costosa la explotación comercial del área. El distrito minero de Santa Bárbara actualmente goza de gran prestigio a nivel internacional, debido a su gran extensión (60 km<sup>2</sup>), convirtiéndolo en uno de los distritos mineros más grandes en sistemas de vetas.





UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
 FACULTAD DE INGENIERÍA

**COLUMNA ESTRATIGRÁFICA**

TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFAN RANGEL
	FIGURA No 2 S/ESCALA

### III.- RESERVAS DE MINERAL

**Definición de reservas de mineral.-** Es el mineral que se puede explotar, beneficiar y vender, obteniéndose un beneficio económico en un momento determinado. Esto implícitamente, señala lo siguiente:

- A.- Que el mineral no presente problemas en su tratamiento metalúrgico, para obtener las recuperaciones y concentraciones deseables.
- B.- Que sea económicamente explotable ya sea considerando el costo de la inversión en nuevas unidades mineras, o bien, cuando sea el caso de que cubra el costo de incorporación a las Unidades en operación.

#### III.1 Clasificación de reservas en minas subterráneas

En las minas subterráneas, todo aquel mineral que cumpla en su totalidad con los incisos A y B indicados anteriormente pasan al rango de reservas aclarando que el "Securities and Exchange Comisión" (SEC) únicamente acepta las dos primeras clasificaciones, a las que denomina "Proven y Probable":

- Reservas Probadas
- Reservas Probables
- Reservas Inferidas
- Reservas Pilares

**Reservas Probadas.-** Es aquel mineral geológica y metalúrgicamente bien definido, el cual es determinado mediante barrenación a diamante y obras mineras directas, tanto en sentido vertical como horizontal, con un grado mínimo de confiabilidad del 85%.

**Reservas Probables.-** Es aquel mineral, que con base en evidencias geológicas razonables, determinan su continuidad en cuanto a forma y contenido de la mena en las estructuras ya conocidas en explotación, pudiendo ser cuantificado a cualquier profundidad del depósito con base en barrenación a diamante, ya sea superficial o subterránea, siempre y cuando ésta no tenga una separación mayor a 30 m, tanto en sentido vertical como horizontal. Queda establecido que abajo del último nivel en las diferentes secciones de la mina, sin importar su elevación en cada sección, únicamente se podrán cuantificar Reservas Probables hasta 15 m abajo del último nivel sin barrenación a diamante. La confiabilidad debe ser de un mínimo de 70%.

**Reservas Inferidas.-** Se pueden establecer Reservas Inferidas, cuando se tengan amplios conocimientos geológicos del depósito y se cumpla con los requisitos siguientes:

El mineral se encuentre entre dos niveles, cuando no se tenga barrenación a diamante

El mineral inaccesible, cubra el 100% de los costos de operación.

El mineral esté determinado por barrenación de diamante, ya sea superficial o subterránea, a cualquier profundidad del depósito, cuando no se tenga una barrenación sistemática,

permitiéndose en la periferia de la barrenación una influencia en la mineralización de 15 m, a partir del centro del barreno en las direcciones N – S y E – W.

### III.2 Proyectos de Exploración

Con relación a los proyectos de exploración, será necesario utilizar la designación creada por el SEC para el material mineralizado "Mineralized Material", la cual establece que un "Material Mineralizado" pasará a la categoría de "Reservas de Mineral" cuando cumpla con lo siguiente.

- A.- Pruebas metalúrgicas que demuestren que no existen problemas en el tratamiento metalúrgico del mineral in-situ.
- B.- Demostrar mediante un estudio económico que el mineral es factible de explotarse y obtener un beneficio económico, lo cual involucra entre otras cosas: Sistema de explotación, análisis de costos, inversiones en equipo, instalaciones e infraestructura, etc.

Para que la evaluación financiera de un proyecto minero sea lo más confiable, es preciso contar con un inventario de reservas de mineral bien elaborado y esto se logra mediante el cálculo de reservas, por lo que a partir de las definiciones de reservas de mineral y proyectos de exploración ya mencionadas se elaboro el siguiente cuadro que presenta un resumen de las reservas de mineral para la Veta San Albino Cabrestantes.

### III.3 Clasificación de reservas de mineral en la Veta San Albino Cabrestantes.

CLASIFICACION	TONELADAS	ANCHO (m)	LEYES				
			Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
PROBADO	1,955,850	6.20	0.23	97.52	1.87	0.34	1.80
PROBABLE	220,350	5.34	0.48	123.00	1.27	0.37	1.51
INFERIDO	74,500	6.00	0.32	138.00	2.05	0.35	1.66

Con base en el cuadro anterior y la distribución del tonelaje y ley por bloque proporcionados por el Departamento de Geología, a continuación se realiza una distribución de los bloques y el sistema de explotación que será empleado.

### III.4 Distribución de tonelaje y ley por bloque y el sistema de explotación que será utilizado

BLOQUE	SISTEMA	TONELADAS	ANCHO (m)	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
I	CRT*	227,700.00	6.00	0.07	63.00	2.16	0.31	2.12
II	TSUB**	180,000.00	6.72	0.24	113.07	2.02	0.34	1.74
III	TSUB**	180,000.00	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
IV	TSUB**	180,000.00	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
V	TSUB**	180,000.00	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
VI	TSUB**	180,000.00	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
VII	TSUB**	180,000.00	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
VIII	TSUB**	180,000.00	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
<b>TOTAL</b>		<b>1,260,000.00</b>	<b>6.01</b>	<b>0.37</b>	<b>112.68</b>	<b>1.49</b>	<b>0.36</b>	<b>1.59</b>

\*CORTE Y RELLENO CON TEPETATE

\*\* TUMBE POR SUBNIVELES CON BARRENACION EN ABANICO

#### IV.- CONDICIONES ACTUALES DE LA UNIDAD

La Unidad Santa Bárbara actualmente explota tres sistemas de vetas, que se encuentran en el rango de 15 a 20 m de ancho, desde la introducción de equipo diesel para los trabajos de desarrollo, las frentes principales se han colado con una sección estándar de 4.5 metros de ancho por 3.5 metros de altura, produciendo 6,330 ton métricas diarias de mineral en tres grupos de minas o complejos. Estos son: Complejo San Diego - Coyote, Complejo Segovedad - Bronces y Complejo Tecolotes - Hidalgo, distribuidas de la siguiente manera.

<u>Complejo</u>	<u>Ton</u>
San Diego – Coyote	1,900
Segovedad – Bronces	1,680
Tecolotes - Hidalgo	<u>2,750</u>
<b>Total Unidad</b>	<b>6,330</b>

El minado, acarreo y manto se efectúa en tres turnos siete días a la semana, Las minas operan un promedio de 304 días al año, los tres principales sistemas de vetas (Coyote – Hilos, Segovedad, Coyote Seca Palmar), han sido desarrollados a lo largo de aproximadamente 4 kilómetros en el complejo San Diego, 6 kilómetros en el complejo Segovedad y 6 kilómetros en el complejo Tecolotes.

La planta de beneficio tiene capacidad para procesar 5,700 toneladas métricas diarias de mineral, trabajando tres turnos siete días a la semana operando un promedio de 328 días por año.

##### IV.1 Descripción del complejo minero Tecolotes – Hidalgo

Actualmente en el complejo Tecolotes – Hidalgo, existen seis niveles, cuatro de ellos en producción en los que se utilizan diferentes sistemas de explotación, de acuerdo al comportamiento geológico-estructural que presenta la veta; en los niveles 10 y 12 son empleados los sistemas de tumba sobre carga con cruceros de extracción y corte y relleno con tepetate, la veta en ésta elevación presenta una inclinación de 55° a 70° con un ancho promedio de 10 m, lo que hace aplicables estos sistemas.

El tumba de mineral así como las obras de preparación en estos niveles, se realiza con máquina de pierna y el rezagado de los rebajes se realiza con equipo diesel de 4 ton y palas neumáticas de 1.2 ton, el acarreo se realiza con locomotoras a "trolley", con capacidad de 32 ton arrastrando carros tipo granby de 4 ton hasta una metalera general localizada en el nivel 14, el mineral es sacado a superficie por el Tiro Tecolotes, en botes de manto de 4 ton, estos botes descargan el mineral a una tolva de paso, que alimenta una quebradora de quijadas de 81cm X 111cm (32" X 44"), reduciendo el tamaño del mineral a -10.16 cm (- 4") ya quebrado el mineral, pasa por un sistema de bandas de 91.44 cm (36"), hasta una tolva de almacenamiento con capacidad de 200

ton, en donde por medio de "chutes" son llenados camiones tipo volteo de 20 ton, para su envío a la planta concentradora

En los niveles 14 y 16 la inclinación de la veta varía de 50 a 60 grados, permitiendo utilizar sistemas de explotación más productivos, como son los sistemas de corte y relleno con tepetate, bancos descendentes y tumbes por subniveles con barrenación larga. El tumbado de mineral y los desarrollos en estos niveles se realizan con máquina de pierna, vagón perforador Rock 304, jumbos electrohidráulicos, y equipo para barrenación larga Simba, el mineral tumbado es rezagado con equipo diesel de 6 y 4 ton de capacidad, que lo transportan y vacían en cinco contrapozos metaleros, distribuidos estratégicamente a lo largo de estos niveles; estos contrapozos metaleros llegan a tolvas de almacenamiento, localizadas en el nivel 19, donde el mineral es extraído por medio de "chutes" de extracción, para ser acarreado por locomotoras a "trolley" con capacidad de 32 ton, hasta una tolva de gruesos con capacidad de 1,000 ton, debajo de la tolva se encuentra una criba vibratoria, la que alimenta el mineral a una quebradora de quijadas de 91cm X 122 cm (36" X 48"), el mineral quebrado a -10 16 cm (- 4") pasa a una tolva de finos con capacidad de 200 ton, la cual descarga en un sistema de bandas de 106 cm (42"), estas bandas alimentan botes de manto con capacidad de 8.6 ton, los botes transportan el mineral a superficie por el Tiro Los Ángeles, descargando en una tolva con capacidad de 1,000 ton, donde por medio de "chutes" de extracción son llenados camiones tipo volteo de 20 ton, para su envío a la planta concentradora. Para cumplir con los programas de trabajo, el Complejo Tecolotes Hidalgo cuenta con los siguientes equipos:

#### **Equipo de barrenación**

11 máquinas de pierna, FL-83 de Gardner Denver,

31 máquinas de pierna S 83F de Midwestern

Un vagón perforador neumático Rock 304 de Atlas Copco

Un jumbo electrohidráulico, Boomer H-226 de Atlas Copco

Un jumbo electrohidráulico, Boomer H-261 de Atlas Copco

Un jumbo electrohidráulico, Boomer H-281 de Atlas Copco

Un equipo para barrenación larga Simba modelo H-254 de Atlas Copco

#### **Equipo de rezagado**

Cuatro cargadores frontales de bajo perfil, marca TAMROCK de 4 ton (2 yd<sup>3</sup>)

Tres cargadores frontales de bajo perfil, marca TAMROCK de 6 ton (5.5 yd<sup>3</sup>)

Dos palas de viento LM70H marca Atlas Copco de 12 ton (14.1 ft<sup>3</sup>)

### **Equipo de acarreo y manto**

Siete locomotoras a "trolley" marca Goodman con capacidad de arrastre de 32 ton

Cincuenta carros tipo granby con capacidad de 4 ton (100 ft<sup>3</sup>)

Un malacate marca Hepburn de doble tambor de 298 KW (400 H.P.)

Un malacate de fricción marca Nordberg de 336 KW (450 H P )

### **IV.2 Sistemas de minado**

Debido a las características geológico-estructurales que presentan las vetas en cuanto a ancho e inclinación, así como la tendencia de mecanizar las actividades de barrenación, rezagado y acarreo para aumentar la productividad de las minas, en la Unidad Santa Bárbara son utilizados los siguientes cinco sistemas de minado:

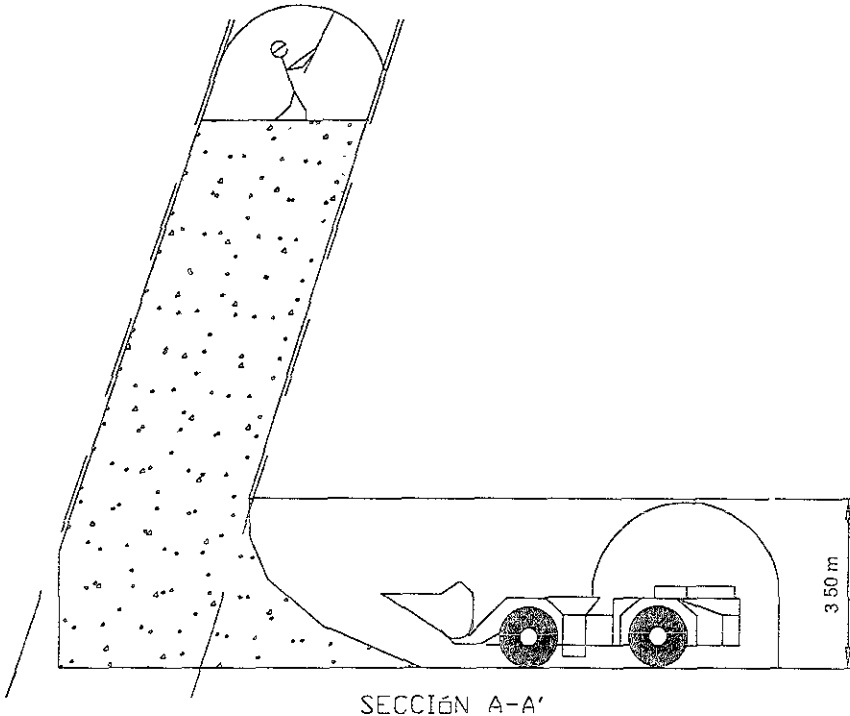
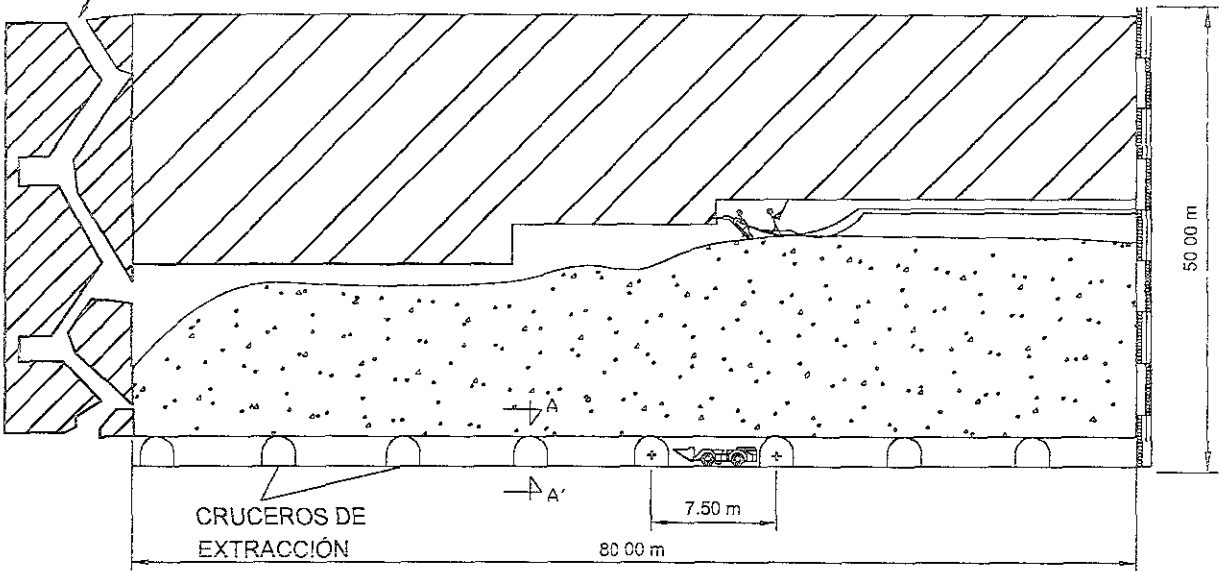
#### **IV.2.1 Tumba sobre carga**

Aplicado a vetas con un ancho de hasta 3 metros, e inclinaciones mayores de 50 grados, ya que el sistema requiere de un rodamiento de carga dentro del rebaje, por lo que la inclinación ideal es de 70 a 90 grados. Las tablas deben de ser firmes para evitar la dilución. El tumba se realiza barrenando con máquina de pierna utilizando barra de 1.8 m (6 ft) y broca de 38 mm (1½"), generalmente se utiliza la plantilla a tresbolillo con una separación que varía de 0.70 a 1 m, el cargado de los barrenos se realiza con Emulgel de ¾" X 5" y Super Mexamon "D", la voladura se inicia con cañuelas con fulminante del No 6 y se encadena con alambre Ignitacord, la extracción se efectúa ya sea por medio de chutes que descargan sobre carros tipo granby, o por medio de chorros rezagados con pala neumática o Scoop-tram. La extracción del mineral es de aproximadamente un 33 % del que se tumba ya que este mismo sirve para alcanzar la altura del siguiente corte, Ver figura No. 3.

#### **Obras mineras requeridas por el sistema**

1. Delimitar el bloque de mineral por medio de un nivel superior y un nivel inferior.
2. Se cuelan contrapozos de nivel a nivel en los extremos del bloque, que servirán para la introducción de los servicios, ventilación y acceso del personal a los lugares de trabajo
3. A partir del contracielo del nivel inferior, se cuelan los contrapozos que servirán para perfilar los conos de extracción y los pilares de protección por medio de desbordes (en el caso del sistema de tumba sobre carga con chutes de extracción).
4. Se cuele un contracañón al bajo de la veta, que servirá para el acarreo del mineral
5. A partir del contracañón se cuelan los cruceros de extracción con una separación de 7.5 m centro a centro
6. Se inicia el tumba utilizando una plantilla de barrenación a tresbolillo.

CAMINO DE EMERGENCIA Y  
CONTRAPOZO DE  
VENTILACIÓN



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

**SISTEMA TUMBE SOBRE CARGA**

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL FARFAN RANGEL

FIGURA No 3 SI ESCALA

### **Ventajas y desventajas del Sistema**

Como ventajas del sistema se tienen las siguientes. El flujo de mineral es por gravedad, alta selectividad, se requiere poca mano de obra y un mínimo de obras de preparación, además se tiene buena seguridad en los lugares de trabajo

Las desventajas que presenta son: Poca disponibilidad del mineral, ya que debe quedar en el rebaje dos terceras partes del mineral ya tumbado para alcanzar el siguiente corte. existe almacenamiento del mineral, poca oportunidad de mecanizar el sistema, en ocasiones es necesaria la ventilación forzada en los lugares de trabajo.

### **IV.2.2 Corte y relleno**

Es utilizado para la explotación de vetas minerales de gran potencia empleando las siguientes variantes:

**Corte y relleno hidráulico.-** Utilizado en vetas con anchos mayores de 3 metros y de comportamiento irregular. La longitud de los rebajes varía de 100 a 500 metros teniendo una longitud promedio de 300 metros. Los rebajes se dividen en módulos de operación con el fin de llevar ciclos en las actividades de barrenación, producción, y relleno, con base en el ancho y largo del rebaje se le asigna una cuota de producción diaria a cada módulo, desarrollando la actividad necesaria para que la producción no sea interrumpida. De esta forma un rebaje con 300 metros de longitud es dividido en tres módulos de 100 metros de largo efectuándose las siguientes actividades:

**Módulo 1.-** En etapa de barrenación que puede darse con máquina de pierna o jumbo, en el caso de darse con máquina de pierna los parámetros de barrenación y explosivo son similares a los utilizado en el Sistema de Tumbado Sobre Carga. En el caso de barrenarse con jumbo se utiliza barra de 3.65 m y 4.26 m (12 y 14 ft), con broca de 45 mm (1¾"), los cortes pueden ser en el sentido horizontal y con barrenos paralelos o en sentido vertical con barrenos en abanico, generalmente se utiliza la plantilla a tresbolillo con una separación que varía de 1 a 1.20 m, el cargado de los barrenos se realiza con Tovex Jumbo 1½" X 8" y Super Mexamon "D", como iniciadores se utiliza nonel MS-16 encadenados a cordón detonante E-Cord, disparándose normalmente un promedio de 60 barrenos por turno.

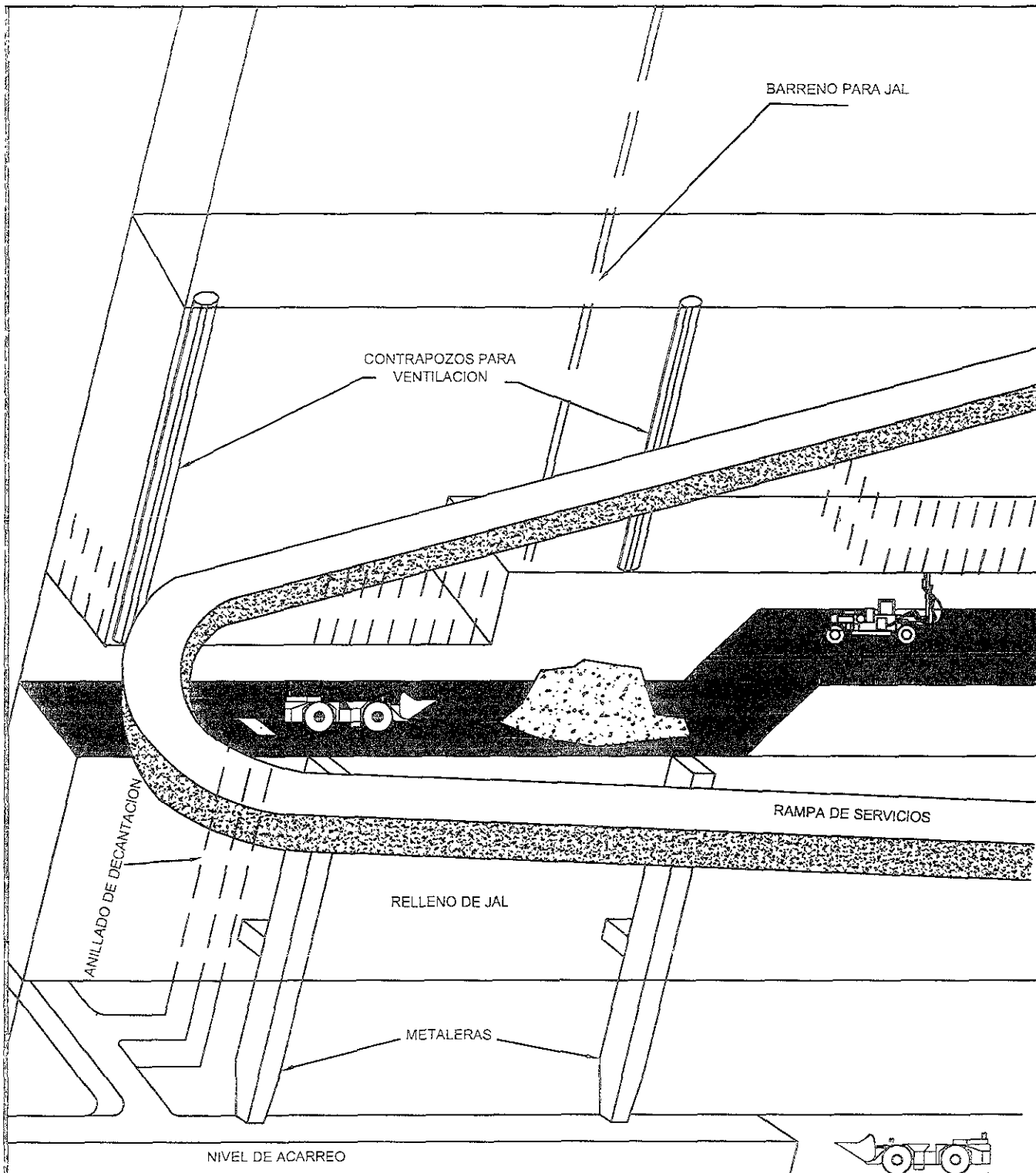
**Módulo 2.-** En etapa de producción, los cargadores frontales entran a rezagar, dando la cuota de tonelaje asignada al rebaje hasta que se termina el mineral quebrado.

**Módulo 3.-** En etapa de relleno, donde debe rellenarse el hueco equivalente al dejado por el mineral extraído, Ver figura No 4

### **Obras mineras requeridas por el sistema**

Las obras mineras necesarias en un rebaje utilizando el sistema de corte y relleno hidráulico son: Un contrapozo por módulo que además de servir para ventilación, se utiliza para bajar o subir





UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MÉXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

**SISTEMA CORTE Y RELLENO  
HIDRÁULICO**

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL FARFAN RANGEL

FIGURA No 4 S/ESCALA

materiales al interior del rebaje, esta obra generalmente se realiza con máquina contrapocera Robbins

Posteriormente se cuele una rampa ascendente de servicio al bajo de la veta, para comunicar a diferentes alturas del relleno y dar acceso al equipo diesel al interior del rebaje.

Generalmente se cuele un contrapozo metalero en el centro de cada módulo y al alto de la veta, el cual asciende conforme sube el minado.

En el relleno de los rebajes se emplean jales, que son las colas del molino clasificadas por medio de ciclones en superficie, y son enviadas a la mina con un 65% de sólidos en suspensión. La introducción del relleno al interior de los rebajes se hace con 2 barrenos de 76mm (3") de diámetro por módulo, comunicados al nivel próximo superior del rebaje. El jal es regado en forma de lluvia, procurando de inmediato formar un talud o cono alrededor de torres y anillados para evitar la acumulación de lamas que impidan la decantación. Después se cargan las tablas del rebaje tratando de tener el agua en el centro y llevarla de un anillado a otro. Conforme se va terminando de rellenar, se van dejando las torres y anillados de 0.5 a 1.00 m bajo el piso, de tal forma que queden protegidos

Para desalojar el agua proveniente del jal utilizado en el relleno son desplantados anillados de decantación en cada modulo. Estos anillados se construyen con madera de 20.3 X 10.1cm (8" X 4") de sección y de 2 m (6' 8") de longitud y forrándolos con yute, para detener el jal y solamente se filtre el agua por el anillado.

En los accesos de rampas al rebaje son instalados tapones de contención, para evitar que el jal invada los niveles y demás obras. Los tapones son diseñados de acuerdo a la presión activa que tienen que soportar, originada por el relleno. Un tapón construido para detener el relleno en un rebaje debe ser capaz de soportar satisfactoriamente después de varios cortes el material de relleno. Al comenzar el relleno, los tapones deben comportarse como una estructura con capacidad adecuada de decantación. Si se permite la retención de agua, se originará una cabeza hidrostática, aún cuando un tapón sea construido para resistir las peores condiciones, no es recomendable tener acumulaciones de jal saturado por ningún periodo de tiempo, ya que posteriormente dificultará el desarrollo normal de las operaciones del sistema. El sistema de decantación deberá continuar operando para manejar cualquier cantidad de agua que posteriormente entre al rebaje una vez rellenado. La velocidad de drenaje deberá ser cuando menos igual a la velocidad conque el agua en la pulpa entra al rebaje.

#### **Ventajas y desventajas del sistema**

Las ventajas que presenta este sistema son las siguientes.

No se tiene mineral almacenado, por lo que el disfrute del mineral es inmediato, el sistema es altamente selectivo, existe poca dilución comparado con el sistema de barrenación larga, permite

alta mecanización, con lo que se consigue elevar la productividad por hombre – turno, provee un buen soporte a la roca encajonante.

**Corte y relleno con tepetate.-** Es una variante del sistema de corte y relleno hidráulico antes descrito y es aplicable a vetas con anchos mayores de 3 metros y de comportamiento irregular. Este sistema es utilizado en rebajes de producción que se encuentran cercanos a obras o lugares que generen tepetate, lo que permite el relleno de los rebajes y el desalojo de este material de esas obras. En forma similar al sistema de corte y relleno hidráulico, la longitud de los rebajes tienen una longitud promedio de 300 metros y se dividen en módulos de operación para ciclar las actividades de barrenación, producción y relleno.

#### **IV.2.3 Bancos descendentes**

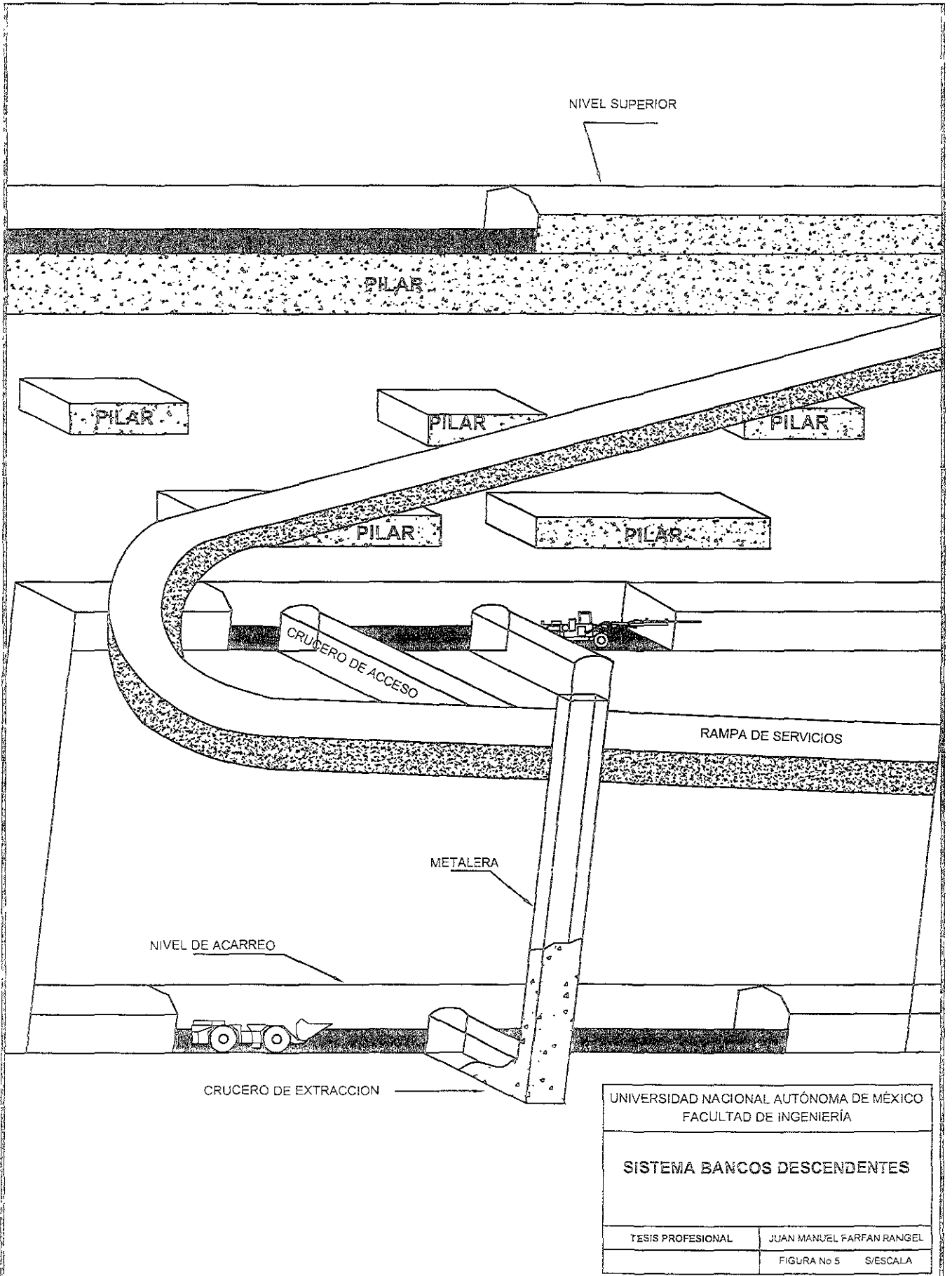
El sistema es aplicable en vetas con una potencia mayor de 4.0 metros y un echado entre 30 y 60 grados y donde la roca encajonante es competente. Inicialmente se desarrolla una rampa descendente al 15% colada al bajo de la veta, que parte del banco superior en explotación al banco por explotar para la introducción de servicios y acceso del equipo diesel, el tope de esta rampa, debe llegar a la parte central del bloque por explotar y es comunicada con un contrapozo metalero que se encuentra colado al alto de la veta, el cual llega al nivel general de acarreo, posteriormente se amplía a todo lo ancho de la estructura (se realiza un "sill"), para delimitar el banco y los pilares de protección al contrapozo, a continuación se barrena de contrapozo en ambos sentidos de la veta a fin de crear una ranura de salida de voladuras, a partir de ahí se desarrolla el minado en dos puntas, lo que permite tener una mayor disponibilidad de frentes de tumba y por consiguiente una mayor productividad. Este sistema de minado se realiza en dos etapas.

**Primera etapa.-** Consiste en sacar dos cortes verticales a lo largo del "sill", con una altura aproximada de 5 metros por banco, donde cada corte debe de llevar un anclaje sistemático, con una plantilla cuadrada de un metro de distancia.

**Segunda etapa.-** En esta se realiza el corte de pilares, estos se van dejando en forma sistemática en el tercer banco, variando solo en aquellos lugares en que las condiciones naturales del terreno lo ameriten. En el corte de pilares se debe tener cuidado de que estén intercalados entre los espacios o huecos superiores, producto del minado, para evitar posibles caídos a las labores inferiores del banco, Ver figura No. 5.

#### **Obras mineras requeridas por el sistema**

1. Desarrollar rampa descendente al bajo de la veta, con sección de 4 m de ancho por 3.5 m de alto lo más centrada posible al nuevo bloque por explotar, la que servirá para dar acceso del banco superior al nuevo banco.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO	
FACULTAD DE INGENIERÍA	
<b>SISTEMA BANCOS DESCENDENTES</b>	
TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFAN RANGEL
FIGURA No 5 S/ESCALA	

2. Realizar desbordes a todo lo ancho de la veta con el fin de delimitar el nuevo banco y los pilares de protección del contrapozo metalero (crear el "sill").
3. Contrapozo para comunicar con el banco superior para crear ranura de salida a las nuevas voladuras de producción y delimitar pilar de protección para el contrapozo metalero.
4. Al tercer corte del banco, se dejará en forma sistemática pilares de protección, para lo cual se barrenará de frente y posteriormente de contrapozo para delimitar el nuevo pilar y comenzar de nuevo el corte.

#### **Ventajas y desventajas del Sistema**

Como ventajas del sistema se tienen las siguientes. Disfrute del mineral en forma inmediata, el sistema es selectivo, existe poca dilución, permite alta mecanización, se requieren poca mano de obra y un mínimo obras de preparación lo que permite elevar la productividad por hombre – turno, provee un buen soporte a la roca encajonante por lo que se tiene buena seguridad en los lugares de trabajo.

Las desventajas que presenta son. Se va dejando mineral en el banco, por los pilares que sirven de soporte al alto; además con el fin de mantener un buen soporte de la estructura, es necesario barrenar para anclas por lo que a veces existen desfasamientos en los ciclos del sistema.

## **V.- DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO**

La veta San Albino Cabrestantes, es una estructura de tipo tabular con ancho promedio de 5 metros con rumbo Norte - Sur y una inclinación o echado que varía de 45 a 90 grados.

La mineralogía de esta veta es la siguiente Los minerales de mena son del tipo de los sulfuros y consisten en: galena (PbS), esfalerita (ZnS) y calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>), estando en estos minerales asociados la plata (Ag) y el oro (Au). El mineral de ganga predominante es el cuarzo (SiO<sub>2</sub>) que se encuentra generalmente acompañado de piroxenos, feldespatos, calcita (CaCO<sub>3</sub>) y fluorita (CaF<sub>2</sub>) encontrándose encajonada por rocas sedimentarias (lutitas) que rigen el comportamiento del fracturamiento.

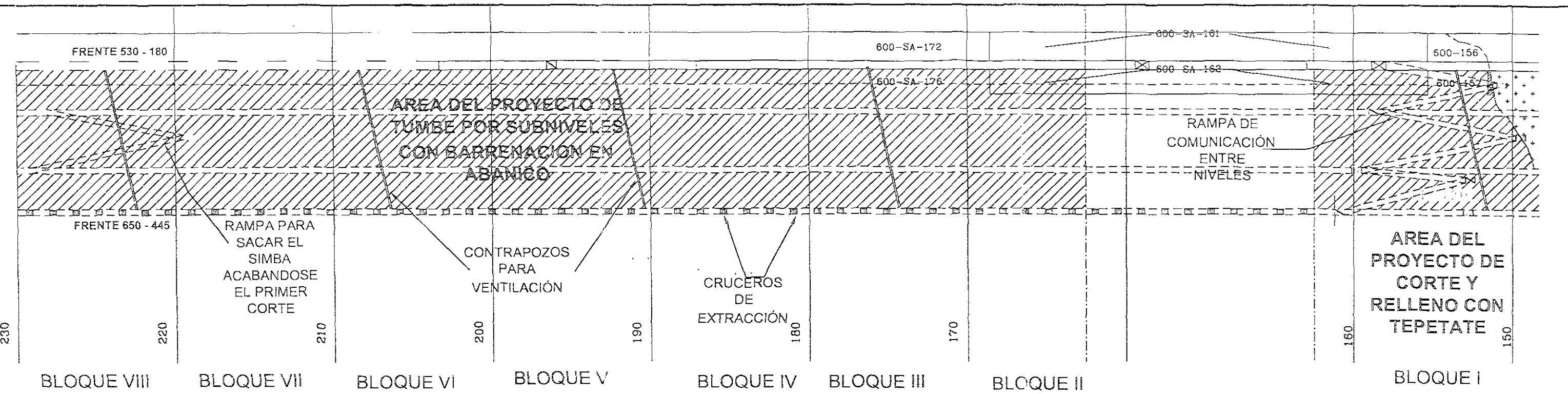
La veta se tiene expuesta en dos zonas, divididas por un dique félsico (riolítico) la zona sur mejor conocida como San Albino exhibe un horizonte geológico más bajo comparado con el de la zona norte, con cambios de echado que van de 40 a 60 grados, con menor contenido de sulfuros de plomo, cobre y zinc, manteniendo más o menos constantes los valores de plata y oro; la veta en la zona norte mejor conocida como Cabrestantes tiene mayor cantidad de sulfuros de plomo, cobre y zinc y sus echados tienden a ser más verticales variando de 70 a 90 grados, lo cual demuestra que esta veta tiene un mayor potencial que la veta del sur, basándonos para esto en evidencias geológicas dadas por los propios horizontes geológicos, Ver figura No.6

### **V.1 Primera fase**

Esta primera fase consiste en delimitar un bloque de 700 m de longitud, por 100 m de altura (considerando el echado de la veta), mediante la apertura de dos niveles por lo que es necesario colar 300 m en la Frente 530-180 San Albino Cabrestantes, y desarrollar 970 m en la Frente 650-445 como estas obras van sobre la veta el mineral extraído será vaciado en contrapozos metaleros. Simultáneamente se desarrollará una rampa que empezará a la altura del nivel 16 para comunicar 130 m abajo con la Frente 650-445. Los objetivos son comunicar esta frente con los demás niveles de la mina, lo que permitirá transitar el equipo diesel entre estos niveles y utilizarla posteriormente para crear accesos a un rebaje proyectado con el sistema de corte y relleno e iniciar el tumbado de mineral utilizando ese sistema.

### **Equipo requerido**

Para la ejecución de las obras de preparación, así como para la barrenación de producción en el rebaje proyectado, se considera utilizar la maquinaria que actualmente tiene en operación la mina, por lo que no se contempla la adquisición de equipos nuevos.



 **AREA DEL PROYECTO**  
 **INTRUSIVO**

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
AREA DEL PROYECTO	
TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFAN RANGEL
	FIGURA No 6 S/ESCALA

### **V.1.1 Apertura de niveles**

#### **Frente 530-180**

El inicio del proyecto comprende la terminación de la Frente 530-180 la cual va siguiendo la veta San Albino Cabrestantes en el nivel 16, actualmente esta obra tiene un avance de 670 m de longitud con respecto a la Frente 650-445, faltando desarrollar de la sección 200 a la 230, lo que representa un cuele de 300 m con una dimensión de 4.0 m de ancho por 3.5 m de alto. El equipo requerido para la realización de esta obra es un jumbo electrohidráulico utilizando barra de 4.26 m (14') y broca de 45 mm (1¾"), el rezagado se realiza con equipo diesel de 6 ton que vacía el mineral en contrapozos metaleros que llegan al nivel 19.

#### **Frente 650-445**

Terminar la Frente 650-445 la que va siguiendo la veta San Albino Cabrestantes en el nivel 19, actualmente falta desarrollar de la sección 150 a la 230, lo que representa un cuele de 824 m con una dimensión de 4.0 m de ancho por 3.5 m de alto. Para la realización de esta obra actualmente se encuentra cautivo en el nivel 19 un jumbo electrohidráulico utilizando barra de 4.26 m (14') y broca de 45 mm (1¾"), debido al poco espacio que existe en este nivel la actividad de rezagado se realiza en dos etapas, en la primera etapa el equipo diesel de 6 ton rezaga el tope de la frente llevando el mineral hasta un desfogue de almacenamiento el cual se va dejando invariablemente 50 m atrás de la frente, posteriormente el mineral almacenado es cargado en carros tipo granby para acarrearlo a la tolva general utilizando locomotora a "trolley" y de ahí ser llevado a superficie por el tiro Los Ángeles, debido a lo anterior conforme se vaya avanzando la frente es necesario instalar vía y cable para continuar con el sistema de acarreo. Es conveniente aclarar que la instalación de vía y cable será realizado por contratistas al no contar con el suficiente personal capacitado para la realización de este tipo de trabajos.

### **V.1.2 Comunicación de la rampa del nivel 16 al nivel 19**

Simultáneamente al cuele de los niveles se desarrollará una rampa colada al bajo de la veta, iniciándose una punta en el nivel 16 a partir de la sección 150 y otra punta en el nivel 19 a partir de la sección 160, la rampa tendrá una longitud de 643 m con sección de 4.0 m de ancho por 3.5 m de alto y pendiente del 18%.

### **V.1.3 Desarrollo del "Sill" para apertura de rebaje**

Una vez comunicada la rampa de acceso del nivel 16 al nivel 19, es necesario realizar dos obras de preparación para abrir el rebaje proyectado con el sistema de corte y relleno, estas obras consisten en:

Un crucero que se romperá aproximadamente a 8 m de la comunicación de la rampa con la Frente 650-445, el cual va en dirección perpendicular a la veta con la finalidad de entrar en la estructura y delimitar su ancho, posteriormente a partir de este crucero se llevará una frente dentro de la veta



con una longitud de 150 m para delimitar el bloque mineral a explotar ("sill"). estas obras tienen una dimensión de 4 m de ancho por 3.5 m de alto, Ver figura 7.

#### V.1.4 Requerimiento de equipo para el desarrollo de estas obras

##### Equipo de barrenación

###### Parámetros de barrenación

Diámetro de barrenación	45 mm (1¾"),
Longitud de barrenación	4.00 m (14 ft)
Número de barrenos	34
Sección de la frente	4.00 X 3.50 m
Eficiencia por disparo	87.50%

###### Productividad del equipo de barrenación

Jumbo	30 m/hr
Disponibilidad del equipo	72%
Aprovechamiento	100%
Días hábiles por año	304

De acuerdo con los parámetros de barrenación, los metros totales de barrenación son:

$$\frac{(34) (4) (2,237)}{(400) (.875)} = 86,923.428 \sim 86,923 \text{ m}$$

Donde:

<b>Cuele total</b> = Frente 530 - 180 =	300 m
Frente 650 - 445 =	824 m
Comunicación de la rampa =	643 m
Sill =	<u>470 m</u>
<b>Total =</b>	<b>2,237 m</b>

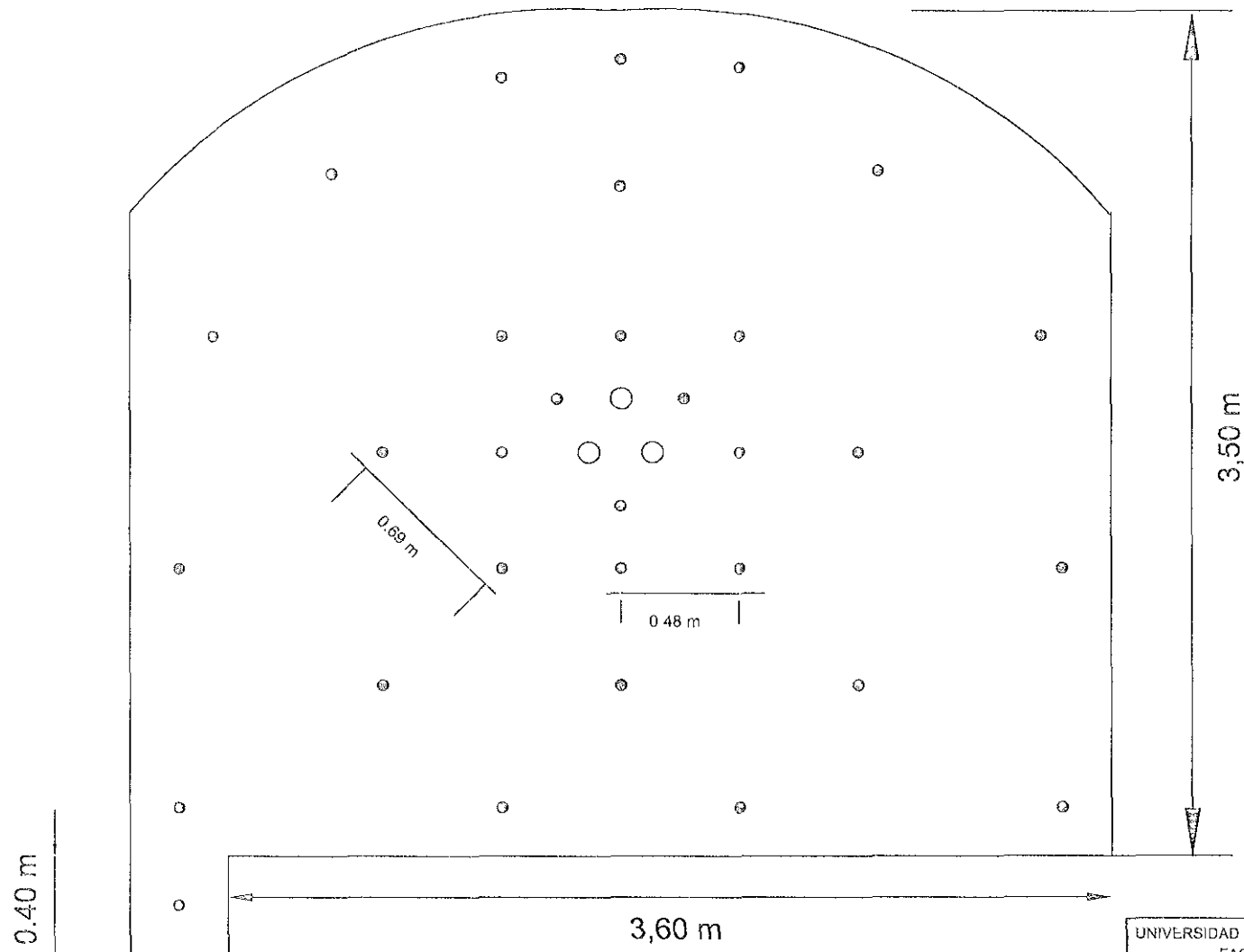
Número total de barrenos por tope = 34

Longitud de barrenación = 4 m

Cuele total = 2,237 m

Eficiencia del disparo = 87.5%

Las horas totales de barrenación empleando Jumbo son



0.40 m

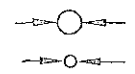
0.40 m

3,60 m

3,50 m

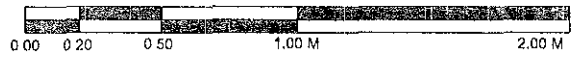
0.69 m

0.48 m



Ø0.088 m (3½")

Ø0.044 m (1¾")



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
<b>PLANTILLA DE BARRENACIÓN EN FRENTE</b>	
TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARIÁN RANGEL
	FIGURA No 7 SI/ESCALA

$$\frac{86,923 \text{ m}}{30 \text{ m/hr}} = 2,897.44 \sim 2,897 \text{ hr}$$

**Donde:**

m totales a barrenar = 86,923

Productividad del equipo = 30 m/hr

Por lo que el tiempo total en la barrenación es de:

$$\frac{2,897 \text{ hr}}{(1) (22.5) (0.72)} = 178.854 \sim 179 \text{ días}$$

**Donde:**

Horas totales de barrenación = 2,897

Horas consideradas por día = 22.5

Disponibilidad del equipo = 0.72 hr

Aprovechamiento = 100%

Los metros a ser barrenados por día son:

$$\frac{86,923}{179} = 485.603 \sim 486.00 \text{ m/día}$$

**Donde:**

m totales de barrenación = 86,923 m

tiempo requerido de barrenación = 179 días

Se considera que 486 m corresponde a barrenar 3 topes por día

Las horas de operación por día son:

$$\frac{486}{30} = 16.200 \sim 16 \text{ hr}$$

**Donde:**

m de barrenación por día = 486 m

Productividad del equipo de barrenación = 30 m/hr

El requerimiento de equipo es:

$$\frac{16}{(22.5) (0.72) (1)} = 0.987 \sim 1 \text{ jumbo trabajando durante dos turnos}$$

**Donde:**

Horas de operación por día del equipo = 16 hr

Horas consideradas por día = 22.5 hr

Disponibilidad física del equipo = 72%

Aprovechamiento = 100%

## Equipo de rezagado

### Parámetros de operación en el rezagado

Ton /m de avance	42 ton
Productividad del cargador	60 ton/hr
Disponibilidad física del equipo	75%
Aprovechamiento	80%
Distancia máxima de carga y acarreo	250 m
Pendiente máxima de operación	18%
Tiempo considerado por día	22.5 hr

Para determinar el tonelaje a mover se tiene:

$$(2,237) (42) = 93,954 \text{ ton}$$

#### Donde:

Cuele total = 2,237 m

Ton por m de avance = 42 ton

Por lo tanto para determinar las horas totales de operación del cargador, en la actividad de rezagado se tiene:

$$\frac{93,954}{60} = 1,565.9 \sim 1,566 \text{ hr}$$

#### Donde:

Material a rezagar = 93,954 ton

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Considerando tres disparos por día, el avance diario es:

$$(3) (3.5) = 10.5 \text{ m}$$

#### Donde:

Número de disparos por día = 3

m de avance por disparo = 3.5

Entonces el tonelaje a rezagar por día es:

$$(42) (10.5) = 441 \text{ ton/día}$$

#### Donde:

Toneladas por m de avance = 42 ton

Avance diario = 10.5 m

Las horas de cargador por día se determina como:

$$\frac{441}{60} = 7.35 \sim 7 \text{ hr/día}$$

Donde:

Toneladas de mineral a rezagar = 441 ton/día

Productividad del cargador = 60 ton/hr

El tiempo total de operación de cargador es.

$$\frac{1.566}{7} = 223.714 \sim 224 \text{ días}$$

Donde:

Horas totales de cargador = 1,566 hr

Horas de operación de cargador por día = 7 hr / día

Para determinar el requerimiento de equipo, se tiene:

$$\frac{7.00}{(0.75)(0.80)(22.5)} = 0.518518 \sim 1 \text{ cargador durante un turno}$$

Donde:

Horas de operación de cargador por día = 7.00 hr

Disponibilidad física del equipo. 75%

Aprovechamiento: 80%

Tiempo considerado por día: 22.5 hr

En la tabla siguiente se presenta un resumen con la maquinaria y el tiempo aproximado para el desarrollo de estas obras.

OBRA	TIEMPO (días)	MAQUINARIA
<b>Barrenación</b>		
Frente 530-180	24	Un Jumbo a un turno
Frente 650-445	66	" " " "
Rampa de comunicación entre niveles	51	" " " "
Sill	<u>38</u>	" " " "
<b>Total</b>	179	
<b>Rezagado</b>		
Frente 530-180	29	Un cargador frontal a dos turnos
Frente 650-445	83	" " " "
Rampa de comunicación entre niveles	66	" " " "
Sill	<u>46</u>	" " " "
<b>Total</b>	224	

Se puede observar que existe un desfase de 45 días del tiempo de barrenación, con respecto al de rezagado por lo que se propone utilizar un cargador durante tres turnos o dos cargadores a un turno.

#### V.1.5 Explotación del rebaje con corte y relleno con tepetate

El propósito fundamental, para la creación de este rebaje además de la producción de mineral, es formar el espacio vacío necesario para alojar la enorme cantidad de tepetate que será generado durante la segunda etapa del proyecto.

El rebaje propuesto tiene en su base mayor 165 m de longitud, en su base menor 88 m y 100 m de altura con un ancho promedio de 6.00 m lo que representa minar 227,700 ton de mineral dejando un espacio vacío de 75,900 m<sup>3</sup>.

El ancho y las leyes de mineral que se tienen en este rebaje son:

ANCHO	L E Y E S				
	Au (gr)	Ag (gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
6.00	0.07	63	2.16	0.31	2.12

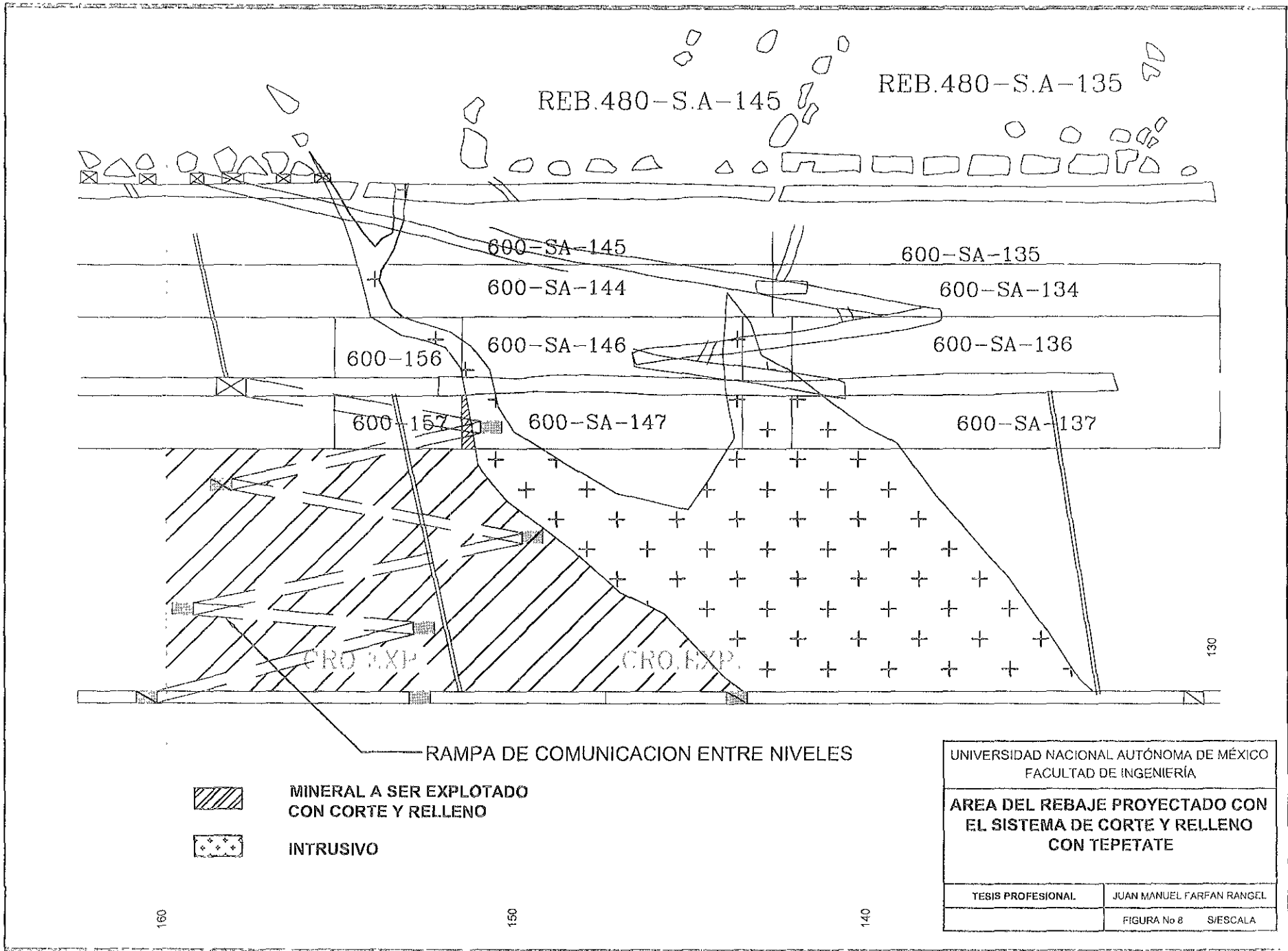
Operativamente el tumbado de mineral se iniciará a partir de la sección 150, realizando el primer corte en el contracielo del bloque mineral, los barrenos se darán en forma paralela a la estructura con una plantilla a tresbolillo de 1 X 1 m, utilizando jumbo con barra de 4.26 m (14 ft) y broca de 45 mm (1 3/4"), el cargado de los barrenos se realizará con Tovex Jumbo 1 1/2" X 8" como carga de fondo y Super Mexamon "D" como agente explosivo, los iniciadores que se utilizarán son noneles MS-12 encadenados a cordón detonante E-Cord, debido a que el rebaje se dividirá en tres módulos de operación con el fin de ciclar las actividades de barrenación, producción y relleno, se propone dividir el bloque en módulos de 50 m de longitud, Ver figura No. 8

De acuerdo con la plantilla propuesta, el módulo que se encuentre en la actividad de barrenación, necesitará de 270 barrenos de 4 m de longitud antes de comenzar a ser disparado el corte, por lo que el tiempo requerido para ser barrenado se calcula de la siguiente forma:

#### V.1.6 Requerimiento de equipo de barrenación

##### Parámetros de barrenación

Diámetro de barrenación	45 mm (1 3/4"),
Longitud de barrenación	4.00 m (14 ft)
Número de barrenos	270
Eficiencia por disparo	100%



**Productividad del equipo de barrenación**

Jumbo	30 m/hr
Disponibilidad del equipo	72%
Aprovechamiento	100%

De acuerdo con los parámetros de barrenación, los metros totales de barrenación por corte son:

$$(270 \text{ bno}) (4 \text{ m/bno}) = 1,080 \text{ m}$$

**Donde:**

Número total de barrenos por corte = 270

Longitud de barrenación = 4 m

Las horas totales de barrenación empleando Jumbo son:

$$\frac{1,080 \text{ m}}{30 \text{ m/hr}} = 36 \text{ hr}$$

**Donde:**

m a barrenar por corte = 1,080

Productividad del equipo = 30 m/hr

Por lo que el tiempo requerido para ser barrenado el módulo es de:

$$\frac{36 \text{ hr}}{(1) (22.5) (0.72)} = 2.22 \text{ días} \sim 2.5 \text{ días}$$

**Donde:**

Horas totales de barrenación = 36

Horas consideradas por día = 22.5

Disponibilidad física del equipo = 72%

Aprovechamiento = 100%

Los metros a ser barrenados por día son:

$$\frac{1,080}{2.5} = 432 \text{ m/día}$$

**Donde:**

m totales de barrenación = 1,080 m

tiempo requerido de barrenación = 2.5 días

Las horas de operación por día son:

$$\frac{432}{30} = 14.4 \text{ hr} \sim 15 \text{ hr}$$

**Donde:**

m de barrenación por día = 432 m

Productividad del equipo de barrenación = 30 m/hr



El requerimiento de equipo es:

$$\frac{15}{(22.5) (0.72) (1)} = 0.925 \sim 1 \text{ jumbo trabajando durante dos turnos}$$

**Donde:**

Horas de operación por día del equipo = 15 hr

Horas consideradas por día = 22.5 hr

Disponibilidad física del equipo = 72%

Aprovechamiento = 100%

#### V.1.7 Requerimiento de equipo para rezagado de mineral y relleno con tepetate

##### Parámetros de operación en el rezagado

Productividad del cargador	60 ton/hr
Disponibilidad física del equipo	75%
Aprovechamiento	80%
Distancia máxima de carga y acarreo	250 m
Pendiente máxima de operación	18%
Tiempo considerado por día	22.5 hr

Para determinar el tonelaje a mover se tiene:

Que el área barrenada por módulo es:

$$\text{Área} = (50) (6) = 300 \text{ m}^2$$

**Donde:**

Longitud del módulo = 50 m

Ancho de la estructura = 6 m

$$\text{Volumen} = (300) (4) = 1,200 \text{ m}^3$$

**Donde:**

Área del rebaje = 300 m<sup>2</sup>

Longitud de la barrenación = 4 m

Considerando que la densidad promedio del mineral es  $\rho = 3 \text{ ton/m}^3$ , las toneladas de mineral tumbado por cada corte en el módulo son:

$$\text{Tonelaje} = (1,200 \text{ m}^3) (3 \text{ ton/m}^3) = 3.600 \text{ ton/corte}$$

Por lo tanto para determinar las horas de operación del cargador en la actividad de rezagado de mineral, se tiene:

$$\frac{3,600}{60} = 60 \text{ hr}$$

**Donde:**

Mineral a rezagar por corte = 3,600 ton

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Considerando una cuota de producción para el módulo de 600 ton/día, entonces el tiempo requerido de cargador por día es

$$\frac{600}{60} = 10 \text{ hr/día}$$

**Donde:**

Toneladas de mineral a rezagar = 600 ton/día

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Para determinar el requerimiento de equipo, se tiene:

$$\frac{10}{(0.75)(0.80)(22.5)} = 0.740 \sim 1 \text{ cargador durante dos turnos}$$

**Donde:**

Tiempo requerido de cargador por día: 10 hr

Disponibilidad física del equipo: 75%

Aprovechamiento: 80%

Tiempo considerado por día: 22.5 hr

Para determinar las horas de operación del cargador en la actividad de relleno, se tiene que el espacio vacío a rellenar es de 1,200 m<sup>3</sup>. Entonces, a partir de la productividad del cargador y la densidad del tepetate se tiene lo siguiente:

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Se considera la densidad =  $\rho_{\text{tepetate}} = 2.7 \text{ ton/m}^3$

Convirtiendo la productividad de ton/hr a m<sup>3</sup>/hr, se tiene:

$$\frac{60 \frac{\text{ton}}{\text{hr}}}{2.7 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3}} = 22.22 \frac{\text{m}^3}{\text{hr}}$$

Por otro lado, debido a que el material para relleno ocupa un 30% más debido al abudamiento, entonces se tiene que el volumen que ocupan los espacios vacíos es de:

$$(1,200) (0.30) = 360 \text{ m}^3$$

**Donde:**

Volumen de material para relleno = 1,200 m<sup>3</sup>

Abudamiento = 30%

Entonces el volumen de material requerido para relleno es:

$$(1,200) - (360) = 840 \text{ m}^3$$

**Donde:**

Volumen de material para relleno = 1,200 m<sup>3</sup>

Volumen que ocupa los espacios vacíos = 360 m<sup>3</sup>

Para determinar las horas de operación del cargador se tiene:

$$\frac{840}{22.22} = 37.8 \sim 38 \text{ hr}$$

**Donde:**

Volumen de material para relleno = 840 m<sup>3</sup>

Productividad del cargador = 22.22 m<sup>3</sup>/hr

Se propone que la actividad de relleno en el módulo se realice en seis días, para evitar problemas de desfaseamiento, de acuerdo con esto se tendrían que mover 150 m<sup>3</sup> de tepetate por día al interior del rebaje, entonces las horas requeridas de cargador por día para mover ese material es:

$$\frac{150}{22.22} = 6.75 \sim 7 \text{ hr/día}$$

**Donde:**

Volumen de material: 150 m<sup>3</sup>

Productividad del cargador. 22.22 m<sup>3</sup>/hr

Para determinar el requerimiento de equipo, se tiene:

$$\frac{7}{(0.75) (0.80) (22.5)} = 0.510 \sim 1 \text{ cargador durante un turno}$$

**Donde:**

Tiempo requerido de cargador por día: 7 hr

Disponibilidad física del equipo: 75%

Aprovechamiento 80%

Tiempo considerado por día: 22.5 hr

Con base en los cálculos anteriores, se elabora la siguiente tabla en la que se resumen los tiempos para las actividades de barrenación, rezagado de mineral y relleno, así como el equipo necesario para ejecutarlas.

	<b>Barrenación</b>	<b>Rezagado de mineral</b>	<b>Relleno</b>
Tiempo de la actividad	2.5 días	6 días	6 días
Equipo	Un jumbo durante dos turnos	Un cargador durante dos turnos	Un cargador durante un turno

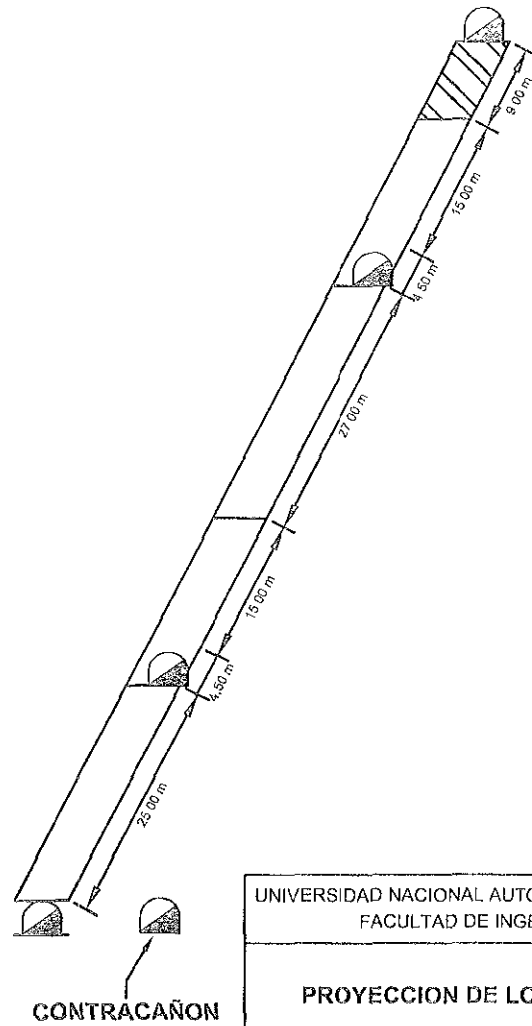
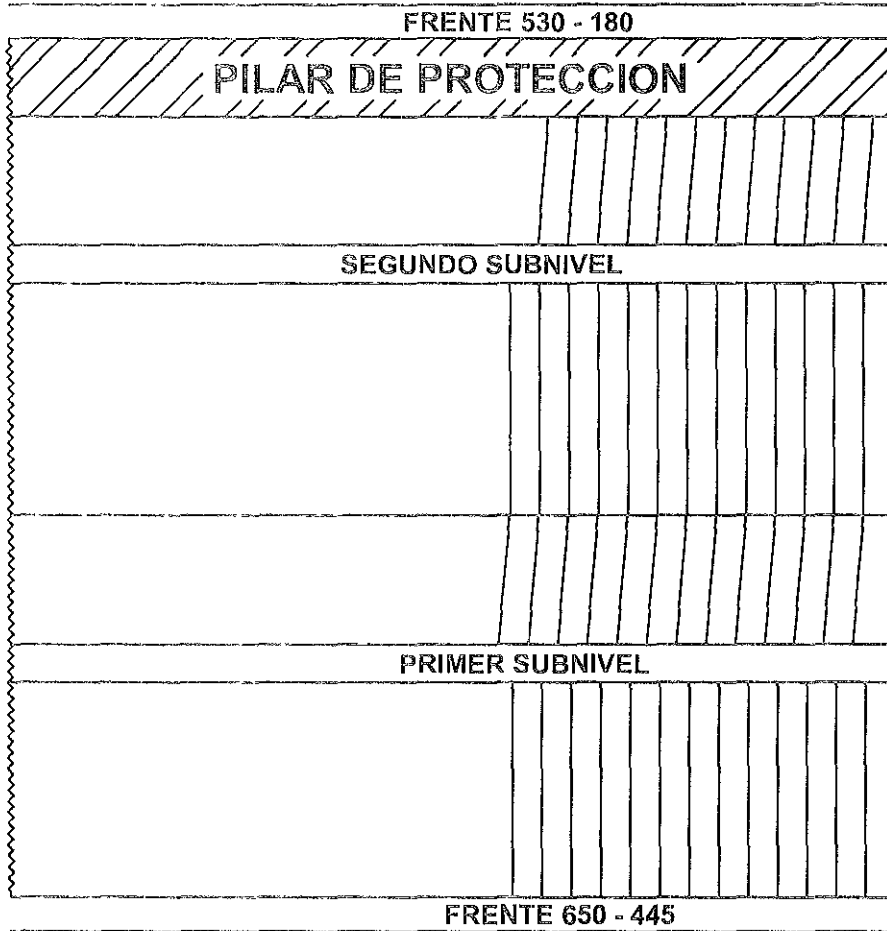
De acuerdo con el tonelaje del rebaje (227,700 ton), y la cuota de producción diaria (600 ton/día), la vida estimada de producción para este rebaje es de 380 días aproximadamente, considerando 25 cortes de 4.00 m.

## **V.2. Segunda fase**

En esta fase el bloque delimitado se subdividirá con dos subniveles, teniendo como objetivo disminuir la altura de los bancos para controlar la granulometría y dilución del mineral tumado.

De acuerdo con el echado de la veta, el primer subnivel se desarrollará 25.00 m arriba del contracielo de la Frente 650-445, con el objeto de crear un banco de 25.00 m y un banco superior de 15.00 m dejando un subnivel de 4.50 m de altura. Posteriormente se colará el segundo subnivel 42.00 m arriba del contracielo del primer subnivel, para formar un banco descendente de 27.00 m y un banco ascendente de 15.00 m, en este banco se dejará un pilar de 9.00 m, el cual servirá como protección de la Frente 530-180, ambos subniveles tendrán una sección de 4.00 m de ancho por 4.50 m de alto, Ver figura No 9.

Simultáneamente al cuele del primer subnivel se desarrollará un contracañón, colado al bajo de la veta y paralelo a la frente 650-445; conforme vaya avanzando esta obra, se darán cruces hacia la veta que servirán para la extracción de mineral, la finalidad de este contracañón es tener un nivel de acarreo seguro, para el tránsito con los equipos diesel, la sección de estas obras es de 4.00 m de ancho por 3.50 m de alto.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
<b>PROYECCION DE LOS BANCOS</b>	
TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFÁN RANGEL
FIGURA No 9 S/ESCALA	

## V.2.1 Apertura de subniveles

### Primer subnivel

Esta obra se comenzará a partir de la sección 160 a la altura de la elevación 1,686, iniciándose en la rampa de comunicación entre los niveles 16 y 19 y terminará en la sección 230, la sección será de 4.00 m de ancho por 4.50 m de alto y tendrá una longitud de 673 m.

### Segundo subnivel

Esta obra se comenzará a partir de la sección 160 a la altura de la elevación 1,728, iniciándose a partir de la rampa de acceso del nivel 16 al nivel 19 y terminará en la sección 230, la sección será de 4.00 m de ancho por 4.50 m de alto y tendrá una longitud de 673 m.

## V.2.2 Contracañón para acarreo de mineral y cruceros de extracción

Para disminuir el tiempo de preparación del rebaje y aumentar la productividad en la barrenación, simultáneamente al desarrollo del primer subnivel, se realizará el contracañón para el acarreo de mineral, lo que permitirá tener mayor flexibilidad de planear los lugares a ser barrenados y evitar retrasos por la ausencia de topes limpios, esta obra iniciará a partir de la sección 160 y se colará al bajo de la veta siendo paralela a la frente 650-445, la sección será de 4.00 de ancho por 3.50 m de alto y tendrá una longitud de 673 m, debido a que esta obra va sobre tepetate el material estéril será utilizado como relleno del rebaje que utiliza el sistema de corte y relleno con tepetate.

Conforme se vaya avanzando en el cuele del contra cañón se procederá a comunicarlo con la frente 650-445, formando los cruceros de extracción de mineral, por lo que es necesario abrir 48 cruceros con sección de 4.00 m de ancho por 3.50 m de alto y una separación de 14 m de centro a centro, lo que representa desarrollar 470 m en cruceros.

## V.2.3 Requerimiento de equipo para las obras de preparación

### Equipo de barrenación

#### Parámetros de barrenación

Diámetro de barrenación	45 mm (1¾"),
Longitud de barrenación	4.00 m (14 ft)
Número de barrenos	34
Sección de la frente	4.00 X 3.50 m
Eficiencia por disparo	87.50%

**Productividad del equipo de barrenación**

Jumbo	30 m/hr
Disponibilidad del equipo	72%
Aprovechamiento	100%
Días hábiles por año	304

De acuerdo con los parámetros de barrenación, los metros totales de barrenación son:

$$\frac{(34) (4) (2,669)}{(4.00) (.875)} = 103,709.714 \sim 103,710 \text{ m}$$

**Donde:**

<b>Cuele total =</b>	Primer subnivel =	673 m
	Segundo subnivel =	673 m
	Contracañón =	673 m
	Cruceros =	470 m
	Rampa para	
	sacar el Simba =	<u>180 m</u>
<b>Total =</b>		<b>2,669 m</b>

Número total de barrenos por tope = 34

Longitud de barrenación = 4 m

Cuele total = 2,669 m

Eficiencia del disparo = 87.5%

Las horas totales de barrenación empleando Jumbo son.

$$\frac{103,710 \text{ m}}{30 \text{ m/hr}} = 3,457 \text{ hr}$$

**Donde:**

Total a barrenar = 103,710 m

Productividad del equipo = 30 m/hr

Por lo que el tiempo total en la barrenación es de.

$$\frac{3,457 \text{ hr}}{(1) (22.5) (0.72)} = 213.395 \sim 213 \text{ días}$$

**Donde:**

Horas totales de barrenación = 3,457

Horas consideradas por día = 22.5

Disponibilidad física del equipo = 72%

Aprovechamiento = 100%

Los metros a ser barrenados por día son:

$$\frac{103,710}{213} = 486.90 \text{ m/día}$$

**Donde:**

m totales de barrenación = 103,710 m

tiempo requerido de barrenación = 213 días

Se considera que 486 m corresponden a barrenar 3 topes por día.

Las horas de operación por día son

$$\frac{486}{30} = 16.200 \sim 16 \text{ hr}$$

**Donde:**

m de barrenación por día = 486 m

Productividad del equipo de barrenación = 30 m/hr

El requerimiento de equipo es:

$$\frac{16}{(22.5) (0.72) (1)} = 0.987 \sim 1 \text{ jumbo trabajando durante dos turnos}$$

**Donde:**

Horas de operación por día del equipo = 16 hr

Horas consideradas por día = 22.5 hr

Disponibilidad física del equipo = 72%

Aprovechamiento = 100%

**Equipo de rezagado**

**Parámetros de operación en el rezagado**

Ton /m de avance	42 ton
Productividad del cargador	60 ton/hr
Disponibilidad física del equipo	75%
Aprovechamiento	80%
Distancia máxima de carga y acarreo	250 m



Pendiente máxima de operación	18%
Tiempo considerado por día	22.5 hr

Para determinar el tonelaje a mover se tiene:

$$(2,669) (42) = 112,098 \text{ ton}$$

**Donde:**

Cuele total = 2,669 m

Ton por m. de avance = 42 ton

Por lo tanto para determinar las horas de operación del cargador, en la actividad de rezagado se tiene.

$$\frac{112,098}{60} = 1,868.30 \sim 1,868 \text{ hr}$$

**Donde:**

Material a rezagar = 112,098 ton

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Considerando tres disparos por día, entonces el avance diario es:

$$(3) (3.5) = 10.5 \text{ m}$$

**Donde:**

Disparos por día = 3

Metros de avance por disparo = 3.5 m

Entonces el tonelaje a rezagar por día es:

$$(10.5) (42) = 441 \text{ ton/día}$$

**Donde:**

Avance diario = 10.5 m

Toneladas por m de avance = 42 ton

Las horas de cargador por día se determinan como.

$$\frac{441}{60} = 7.35 \sim 7.5 \text{ hr/día}$$

**Donde:**

Toneladas de mineral a rezagar = 441 ton/día

Productividad del cargador = 60 ton/hr

El tiempo total de operación de cargador es:

$$\frac{1\ 868}{7.5} = 249.06 \sim 249 \text{ días}$$

**Donde:**

Horas totales de cargador = 1,868 hr

Horas de operación de cargador por día = 7.5 hr / día

Para determinar el requerimiento de equipo, se tiene:

$$\frac{7.5}{(0.75)(0.80)(22.5)} = 0.555 \sim 1 \text{ cargador durante un turno}$$

**Donde:**

Horas de operación de cargador por día = 7.5 hr

Disponibilidad física del equipo. 75%

Aprovechamiento: 80%

Tiempo considerado por día: 22.5 hr

Se observa que el tiempo total para llevarse a cabo la actividad de barrenación es de 213 días, mientras que para la actividad de rezagado es de 249 días, por lo que se propone incrementar en un turno el uso de cargador o cuando sea necesario utilizar dos cargadores de tal forma que el tiempo total en la actividad de rezagado sea compatible con el tiempo para la barrenación y no cause retrasos por ausencia de topes limpios.

Con base en los cálculos anteriores, se elabora la siguiente tabla en la que se resumen los tiempos para las actividades de barrenación y rezagado de material, así como el equipo necesario para ejecutarlas

	Barrenación	Rezagado de mineral
Tiempo de la actividad	213 días	249 días
Equipo	Un jumbo durante dos turnos	Un cargador durante dos turnos o dos cargadores a un turno

### V.3. Sistema de tumbe por subniveles con barrenación en abanico

#### V.3.1 Aplicación del sistema

Las características principales que debe reunir un cuerpo mineral para ser explotado por este sistema y que se tienen en la Veta San Albino Cabrestantes son las siguientes.

Potencia de la veta	Variable (3 – 25 m)
Distribución de los valores	Uniforme
Rumbo de la veta:	Constante sin cambios bruscos
Echado de la veta:	Mayor de 60° y constante
Roca encajonante:	Consistente
Estructura:	Compacta, autoportante y sin ramaleos

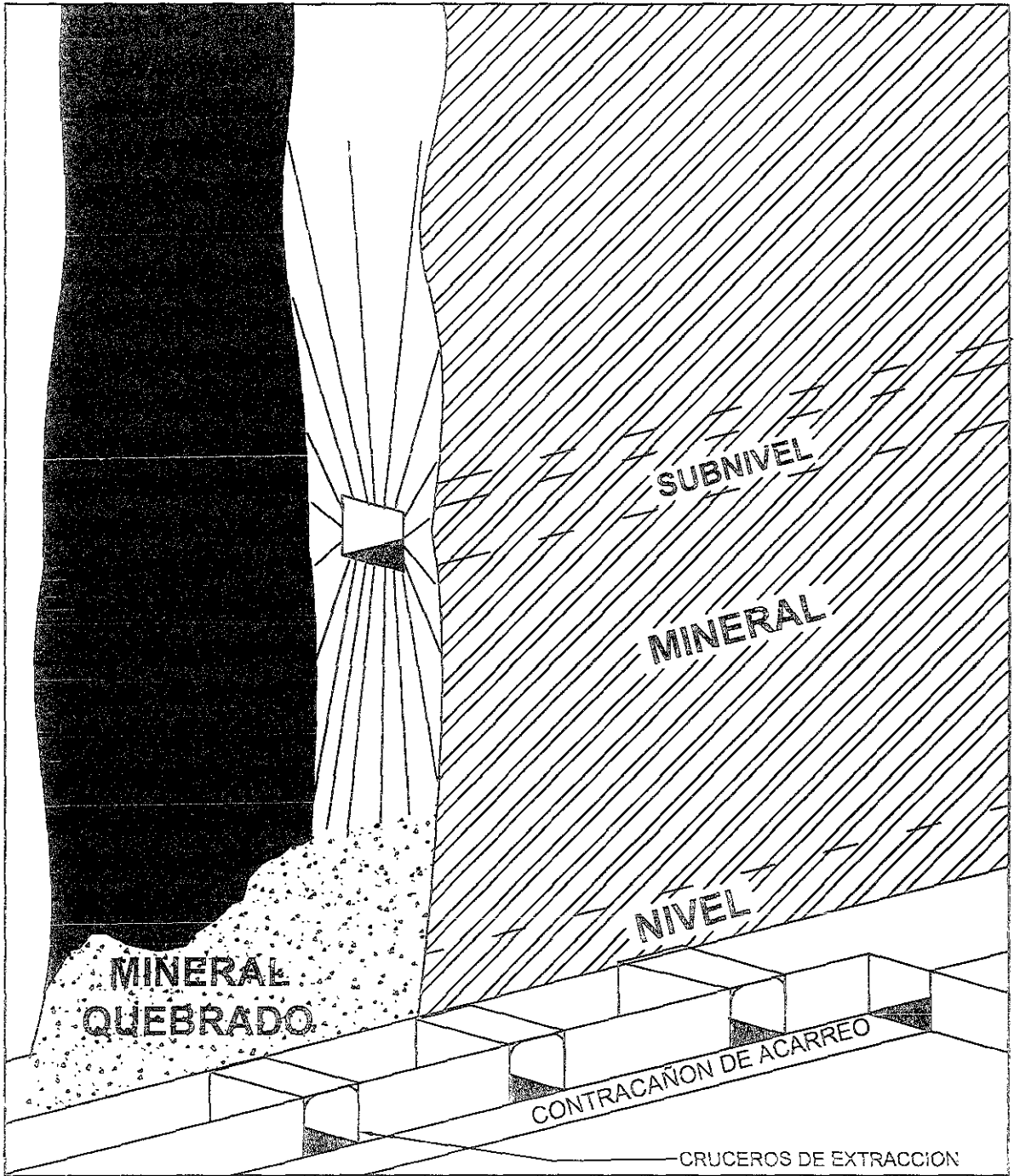
En el sistema se planean subniveles a lo largo de la veta cuya separación entre ellos depende de la capacidad de barrenación del equipo disponible, de las condiciones geológicas y del soporte de la roca encajonante. Actualmente la separación promedio entre subniveles varía entre 25 y 40 metros. En un extremo del cuerpo se cuela un contrapozo y sobre éste se barrena a desborde para hacer la ranura de salida, puede ser un contrapozo convencional, robbins o por craterización, siendo éste último el más utilizado en el complejo. A partir de la ranura, se barrenan en forma paralela y en retroceso, hasta el otro extremo del cuerpo mineralizado. La barrenación es en abanicos en forma ascendente y descendente. La plantilla de barrenación depende del ancho del rebaje, en zonas angostas se barrena a tresbolillo y en zonas más anchas en línea. La extracción se efectúa por medio de cruceros al bajo, con equipo diesel de 4 y 6 ton que vacían en metaleras generales, Ver figura No. 10

#### **Ventajas del sistema:**

- Aunque la etapa de preparación para el tumba es muy costosa, y hasta cierta punto tardada por la gran cantidad de desarrollo que amerita, es más productiva que en otros sistemas.
- Se tiene gran versatilidad en cuanto a capacidad productiva en la etapa de tumba.
- El sistema ofrece la posibilidad de una mejor planeación, control de la barrenación, disparo y extracción etc., mejorando de esa manera la productividad y seguridad de la mina.
- El costo global del tumba es más bajo comparativamente con el de tumba sobre carga. bancos descendentes, corte y relleno, etc.

#### **Desventajas del sistema:**

- El sistema no es selectivo, es un método de minado masivo que requiere un cuerpo mineral con valores uniformemente distribuidos.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
 FACULTAD DE INGENIERÍA

**SISTEMA DE TUMBE POR SUBNIVELES  
 CON BARRENACIÓN EN ABANICO**

TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFÁN RANGEL
	FIGURA No 10 S/ESCALA

- b) Aunque puede lograrse una fragmentación óptima variando la cuadrícula de barrenación y la carga específica del explosivo, puede haber una etapa en la que aquella no sea la deseada.
- c) El disparo de barrenos de gran diámetro y/o longitud, puede causar vibraciones en el terreno circundante además de la gran detonación producida por la reacción que se lleva a cabo en el explosivo, por lo tanto, en este caso se requiere de un cuidado especial para seleccionar el explosivo adecuado, efectuar el cargado de los barrenos y sobre todo para disparar los barrenos con la secuencia y tiempo adecuados.
- d) Aunque se optimice el control sobre la barrenación y pegada, siempre habrá de esperarse un mínimo de dilución que puede o no anular otras ventajas económicas.

### V.3.2 Implantación del Sistema

El tumbe de mineral se iniciará en el primer subnivel, barrenando líneas en abanico arriba y abajo de la frente formando dos bancos, el banco superior tendrá una altura de 15 m mientras que el banco inferior será de 25 m, esto debido a la inclinación de la veta, cuando se lleve ya avanzado el tumbe en el primer subnivel, se iniciará el tumbe del segundo subnivel formando dos bancos, el banco inferior tendrá una altura de 27 m mientras que el banco superior será de 15 m, procurando dejar un pilar superior de 9 m que servirá como protección de la Frente 530-180.

De acuerdo con las reservas de mineral, el tonelaje que se tiene en la Veta San Albino Cabrestantes, que se explotará por este sistema son 1,261,800 ton, debido a que se tiene que dejar el pilar de protección para la Frente 530-180, a continuación se determinará el tonelaje de mineral minable que se tiene dentro del rebaje.

El área del pilar en una de sus caras es:

$$A = (6.01) (9) = 54.09 \text{ m}^2$$

Donde:

Ancho de la veta = 6.01 m

Altura del pilar = 9 m

El volumen que ocupa el pilar es:

$$V = (54.09) (700) = 37,863 \text{ m}^3$$

Donde:

Área = 54.09 m<sup>2</sup>

Longitud del rebaje = 700 m

La cantidad de mineral que se quedará dentro del rebaje como pilar de protección de la Frente 530-180 es

$$(37,863) (3) = 113,589 \text{ ton}$$

Donde:

$$\text{Volumen} = 37,863 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad del mineral} = 3 \text{ ton/m}^3$$

Por lo que las reservas de mineral son:

$$1,261,800 - 113,589 = 1,148,211 \text{ ton}$$

Considerando una recuperación del cuerpo del 80% entonces:

$$(1,148,211) (0.80) = 918,568.80 \text{ ton} \sim 918,569 \text{ ton}$$

entonces la cantidad de mineral minable dentro del rebaje es de 918,569 ton con las siguientes leyes.

BLOQUE	ANCHO (m)	LEYES				
		Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
II	6.72	0.24	113.07	2.02	0.34	1.74
III	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
IV	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
V	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
VI	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
VII	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
VIII	5.89	0.39	112.61	1.4	0.36	1.57
<b>TOTAL</b>	<b>6.01</b>	<b>0.37</b>	<b>112.68</b>	<b>1.49</b>	<b>0.36</b>	<b>1.59</b>

### V.3.3 Ranura

Para iniciar el tumbado del bloque de mineral que iniciará su explotación, se colará un contrapozo con el objetivo de crear la cara libre o ranura para la salida de las voladuras, éste se dará por el sistema de craterización, en el cual el desprendimiento de la roca, se origina principalmente por la reflexión de la onda de choque en la cara libre, este proceso es llamado también descostramiento y fue desarrollado por C. W. Livingston (1973), quien a través de relaciones matemáticas, describió el comportamiento de la roca durante el proceso de voladuras de craterización, estas relaciones matemáticas, correlacionan las variables que involucran la mecánica de rocas, las propiedades del explosivo y la geometría del disparo. La teoría se basa fundamentalmente en la *Ecuación de la Energía de Tensión* que relaciona la energía del explosivo al volumen de material afectado por la localización de la carga explosiva y se expresa como.

$$N = EW^{1/3}$$

Donde:

N = Profundidad Crítica o profundidad de la carga a la cual el explosivo comienza a fracturar la roca en la cara libre, (como una medida de la cara libre al centro de la carga).

E = Factor de energía de tensión, el cual es adimensional y varía de acuerdo al tipo de explosivo y roca.

W = Peso de la carga explosiva

este sistema presenta las siguientes ventajas:

- a) Avances rápidos de la obra, se pueden efectuar hasta dos voladuras diarias si la ubicación y la ventilación del lugar lo permiten.
- b) Al comunicarse el último barreno, se puede disponer de los equipos para otros trabajos.
- c) Se elimina la utilización de madera y tuberías (agua y viento) en el contrapozo.
- d) Los contrapozos pueden proyectarse en lugares con temperaturas y ventilación adversa sin exposición del personal en la obra.
- e) No se expone al personal tanto operativo como de supervisión a la concentración de gases en este tipo de obras.
- f) Se elimina el amacize así como los caminos de cadena o madera.
- g) Se elimina el riesgo de un accidente en la continua subida y bajada de perforistas y supervisión.
- h) No es necesario un levantamiento topográfico para comunicarlo.

#### V.3.4 Parámetros en la barrenación de la ranura

**Paralelismo.-** Durante el desarrollo de este tipo de voladuras el paralelismo en la barrenación es uno de los factores principales para lograr una buena voladura, por lo que a continuación se dan las siguientes recomendaciones que deben ser observadas durante la barrenación:

- a) Marcar topográficamente los barrenos conforme a los datos de rumbo e inclinación.
- b) Marcar en las tablas del rebaje las líneas de Barrenación.
- c) Mantener el paralelismo entre los barrenos, mediante la ayuda de instrumentos de medición como brújula o clinómetro
- d) Es de gran importancia verificar el rumbo e inclinación deseados en el barreno, una vez que la pluma de la máquina ha sido apoyada en el terreno y se procede a romper el barreno.
- e) Comunicar todos los barrenos. Esta práctica nos permite comprobar desviaciones en los mismos así como verificar el paralelismo en la comunicación.

#### V.3.5 Diseño de pilares

Para evitar el colapso de las tablas se diseñarán pilares en las zonas críticas del rebaje, estos pueden ser

**Pilares en la parte inferior del rebaje.**- Se da un contrapozo a 45 grados en la parte inferior del rebaje, en forma convencional con rumbo a la cara libre de los barrenos largos, se desborda a todo lo ancho de la veta, de esta manera cuando llega el corte al límite del contrapozo los barrenos posteriores comunican a este dejando en la parte inferior un pilar de las dimensiones necesarias de acuerdo con la inestabilidad del terreno, Ver figura No. 11.

**Pilares en la parte superior.**- Alternativamente, en la parte superior se pueden dejar pilares en el piso del subnivel del espesor que se requiera, pegando las líneas de barrenos de diámetro mayor hasta la altura predeterminada para el pilar, una vez alcanzada la longitud del pilar se cortará este desarrollando un contrapozo ranura por el sistema de craterización, de esta manera se puede disminuir el grado de dilución del mineral el cual, de acuerdo con el sistema se toma de un 10% y que en algunos casos es mayor, Ver figuras Nos. 12 y 13.

### V.3.6. Plantilla de barrenación en abanico

El diseño de la plantilla de barrenación en abanico, es uno de los factores fundamentales en el minado de un cuerpo mineral, ya que de esto depende el obtener una buena granulometría del mineral tumbado, controlar la dilución y disminuir el riesgo de daños en las tablas del rebaje o en obras cercanas al mismo por la vibración o golpe de aire generado por las voladuras.

De acuerdo con lo anterior, una vez que se ha realizado la ranura para la salida de las voladuras, se procede a realizar la barrenación de los abanicos, perforándose en forma radial en un plano paralelo a la ranura de salida de las voladuras y en retroceso, para lo cual se utilizará el equipo de barrenación larga Simba, utilizando broca de 88 mm (3½"), y barras de extensión de 1.80 m (6 ft).

Debido a que el espaciamiento de los barrenos en los abanicos, se rigen por las mismas reglas que en la perforación de bancos en superficie, habrá una sobreperforación considerable en el nivel y por necesidad será mayor el espaciamiento en el fondo de los mismos, como consecuencia de esta diferencia de distancia entre los barrenos, hay que calcular la carga cuidadosamente para conseguir una fragmentación manejable, en este punto se propone que el espaciamiento en el fondo de los barrenos no sea mayor de 2.00 m y que la separación de estos barrenos respecto al bajo y alto de la veta no sea mayor de 0.50 m (Ver figuras Nos. 14 y 15), el bordo máximo puede ser determinado de acuerdo con la formula:

$$B_{max} = 0.046 d$$

Donde:

$B_{max}$  = Bordo en metros

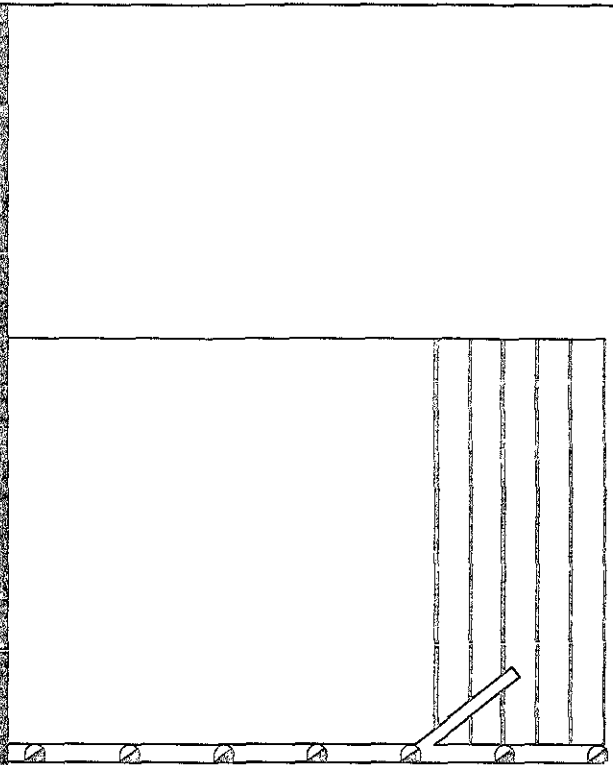
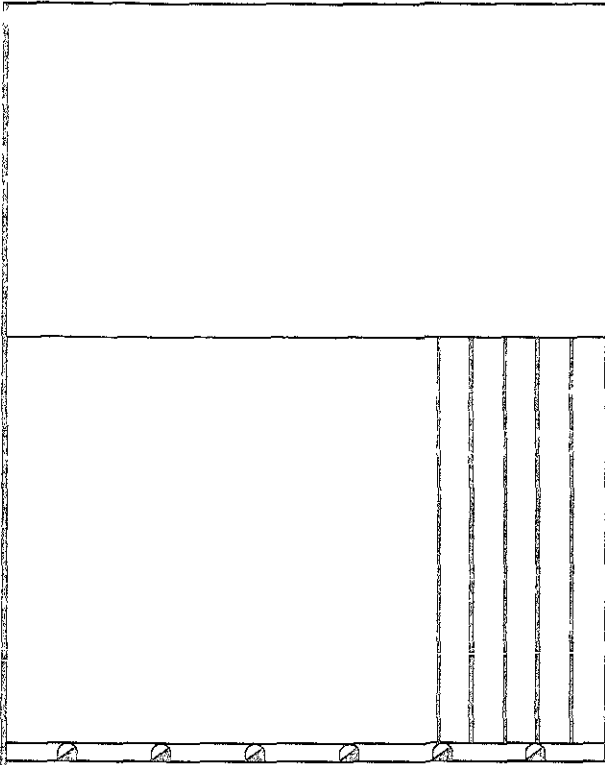
$d$  = Diámetro de barrenación en milímetros

Factor = 0.046

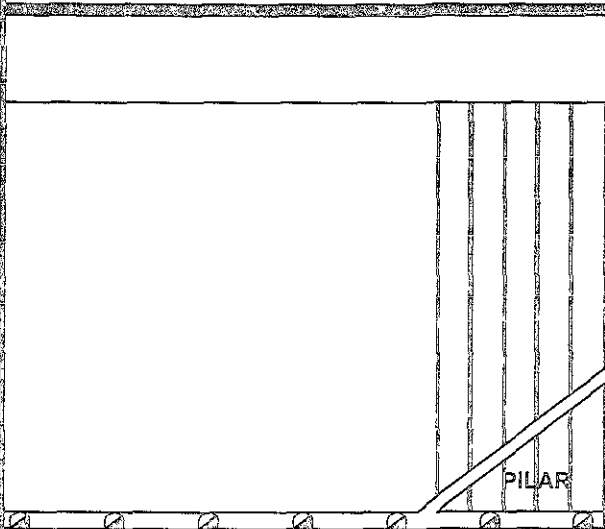
Por lo que para el diámetro de barrenación  $\Phi = 88.9$  mm ( 3½" ), el bordo máximo es:

$$B_{max} = 0.046 (88.9) = 4.0894 \approx 4.00 \text{ m}$$

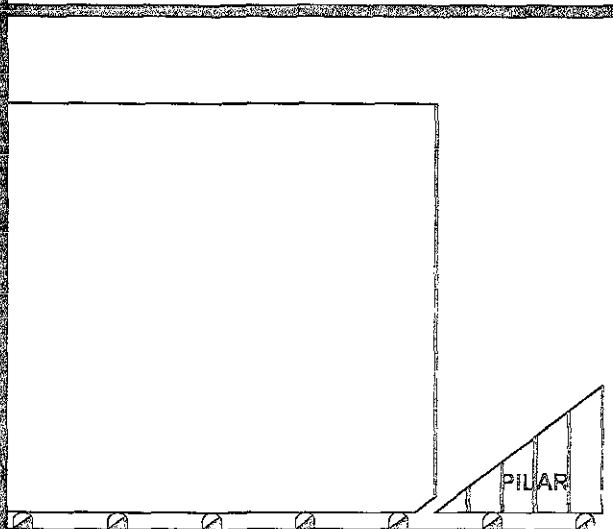




PARA DEJAR LOS PILARES INFERIORES SE INICIA EL CUELE DE UN CONTRAPOZO DE 1 80 X 1 80 m CON RUMBO A LA CARA LIBRE DEL REBAJE



EL CONTRAPOZO SE DESARROLLA HASTA COMUNICARLO CON LA CARA LIBRE



YA COMUNICADO EL CONTRAPOZO SON CARGADOS Y DISPARADOS LOS BARRENOS QUE DELIMITAN EL PILAR

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO  
FACULTAD DE INGENIERIA

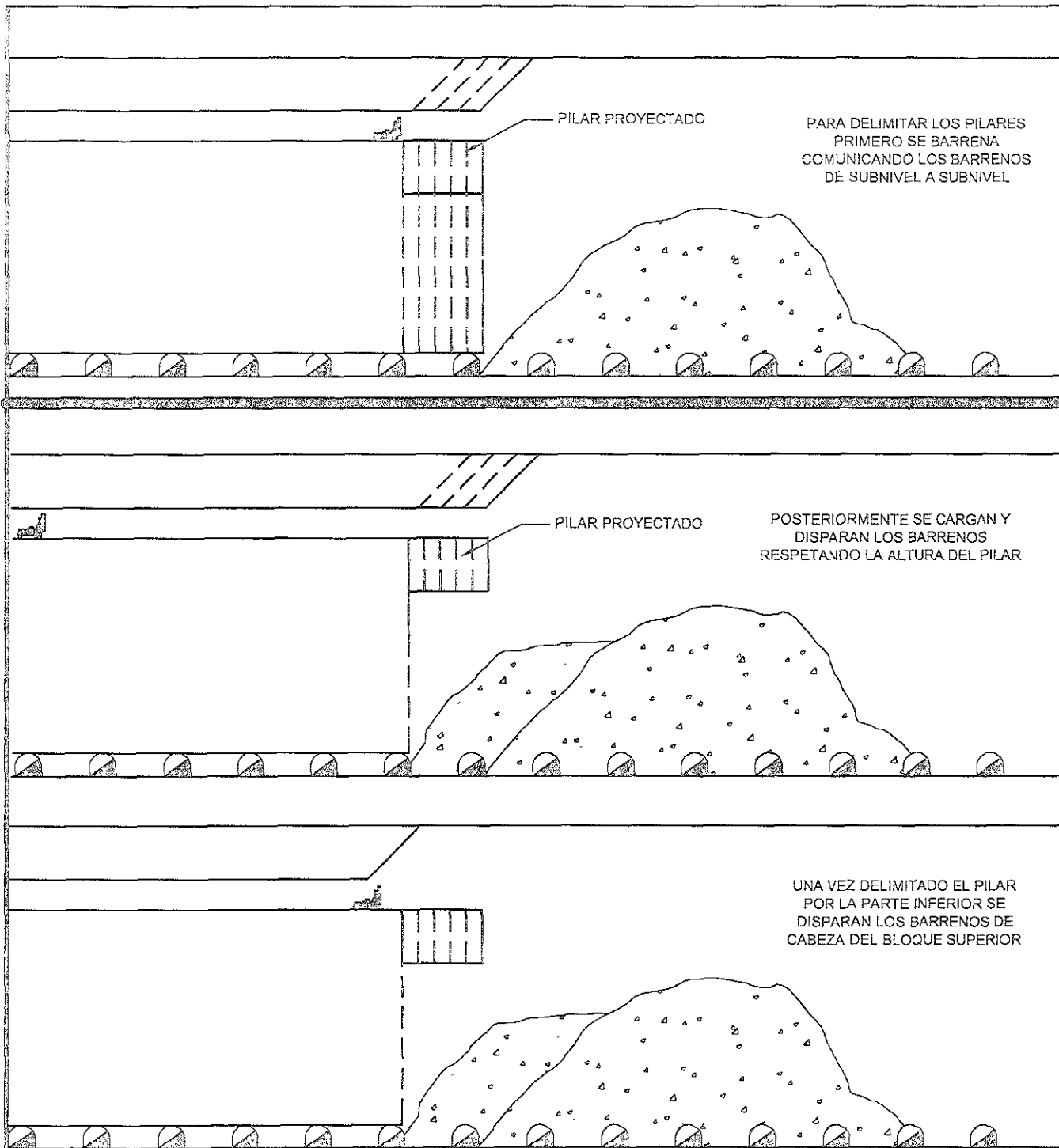
**DISEÑO DE PILARES INFERIORES**

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL FARFAN RANGEL

FIGURA No 11

S/ESCALA

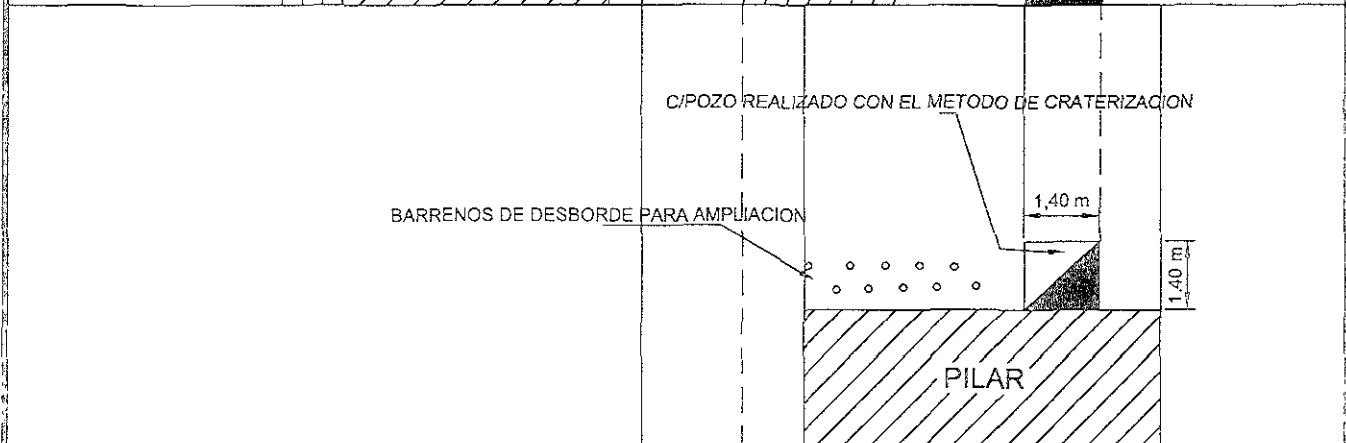
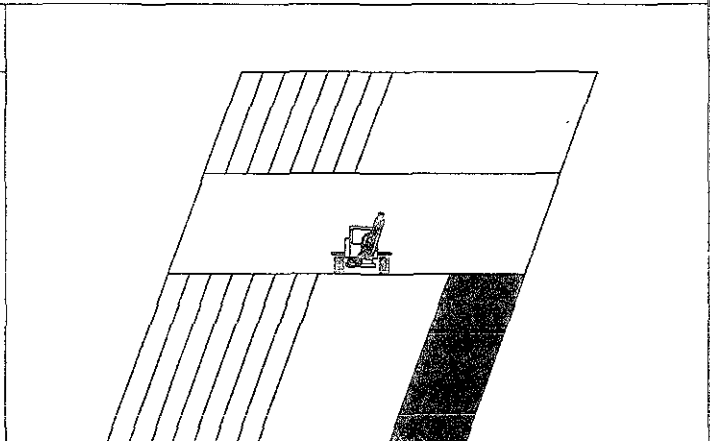
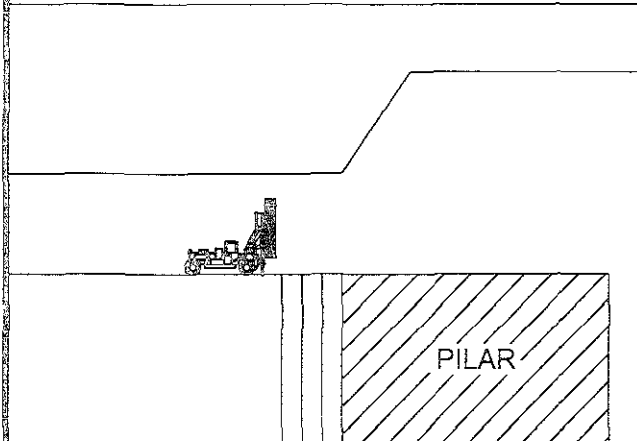
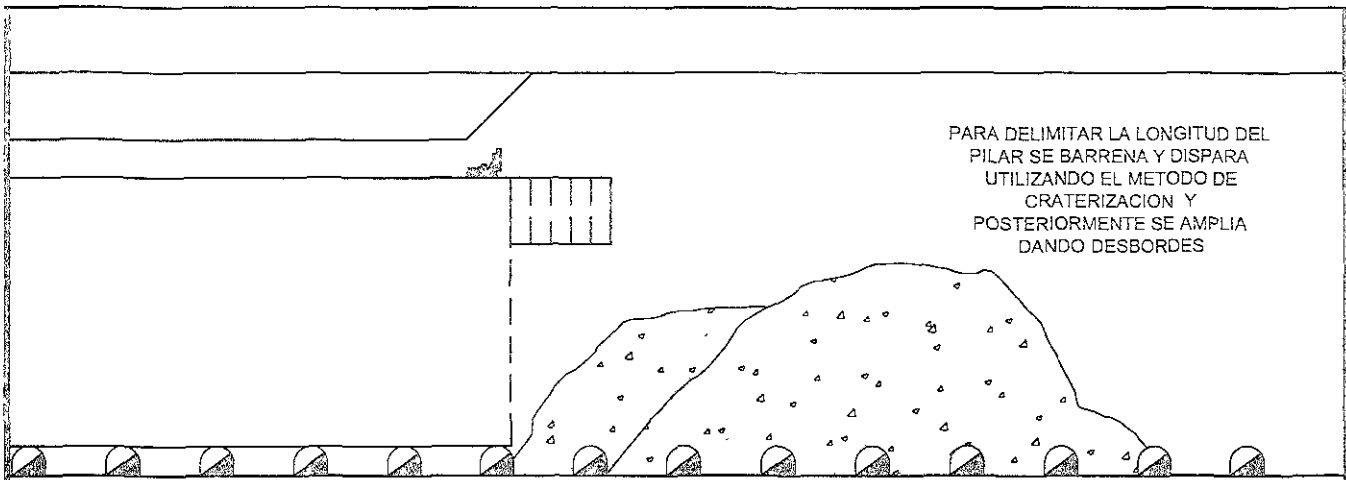


UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

**DISEÑO DE PILARES SUPERIORES**

TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFÁN RANGEL
	FIGURA No 12 S/ESCALA

PARA DELIMITAR LA LONGITUD DEL PILAR SE BARRENA Y DISPARA UTILIZANDO EL METODO DE CRATERIZACION Y POSTERIORMENTE SE AMPLIA DANDO DESBORDES



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
<b>DISEÑO DE PILARES SUPERIORES</b>	
TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFÁN RANGEL
	FIGURA No 13 S/ESCALA

Sin embargo en el diseño de una plantilla de barrenación, el valor del bordo B debe ser menor por la desviación de los barrenos, de esta forma se tiene que el bordo práctico es determinado por la siguiente fórmula

$$B_{pt} = d$$

**Donde:**

$B_{pt}$  = Bordo práctico en m

d = Diámetro en pulgadas

De esta forma, se tiene que para un diámetro de 3.5 pulgadas, el bordo práctico es de 3.5 m, este último valor de bordo, será tomado para realizar el cálculo de la carga en los barrenos.

### V.3.7. Cálculo de la carga de los barrenos en el abanico del primer subnivel

En ésta sección, se realizan las operaciones para calcular la carga explosiva del barreno No. 1 localizado en el abanico del primer subnivel, teniendo los siguientes Parámetros

Diámetro del barreno (d)	88 mm (3½")
Bordo ( $b_{pt}$ )	3.5 m
Longitud del barreno (H)	15.65 m
Densidad de la roca ( $\rho_r$ )	3 g/cm <sup>3</sup>
Densidad del alto explosivo ( $\rho_e$ )	1.10 g/cm <sup>3</sup> (especificación del fabricante)
Densidad del agente explosivo ( $\rho_c$ )	0.85 g/cm <sup>3</sup> (especificación del fabricante)

De acuerdo con la teoría, el taco se calcula con la siguiente ecuación:

$$T = (H) (d)$$

Entonces se tiene:  $(15.65) (0.088) = 1.3772 \text{ m} \approx 1.40 \text{ m}$

**Donde:**

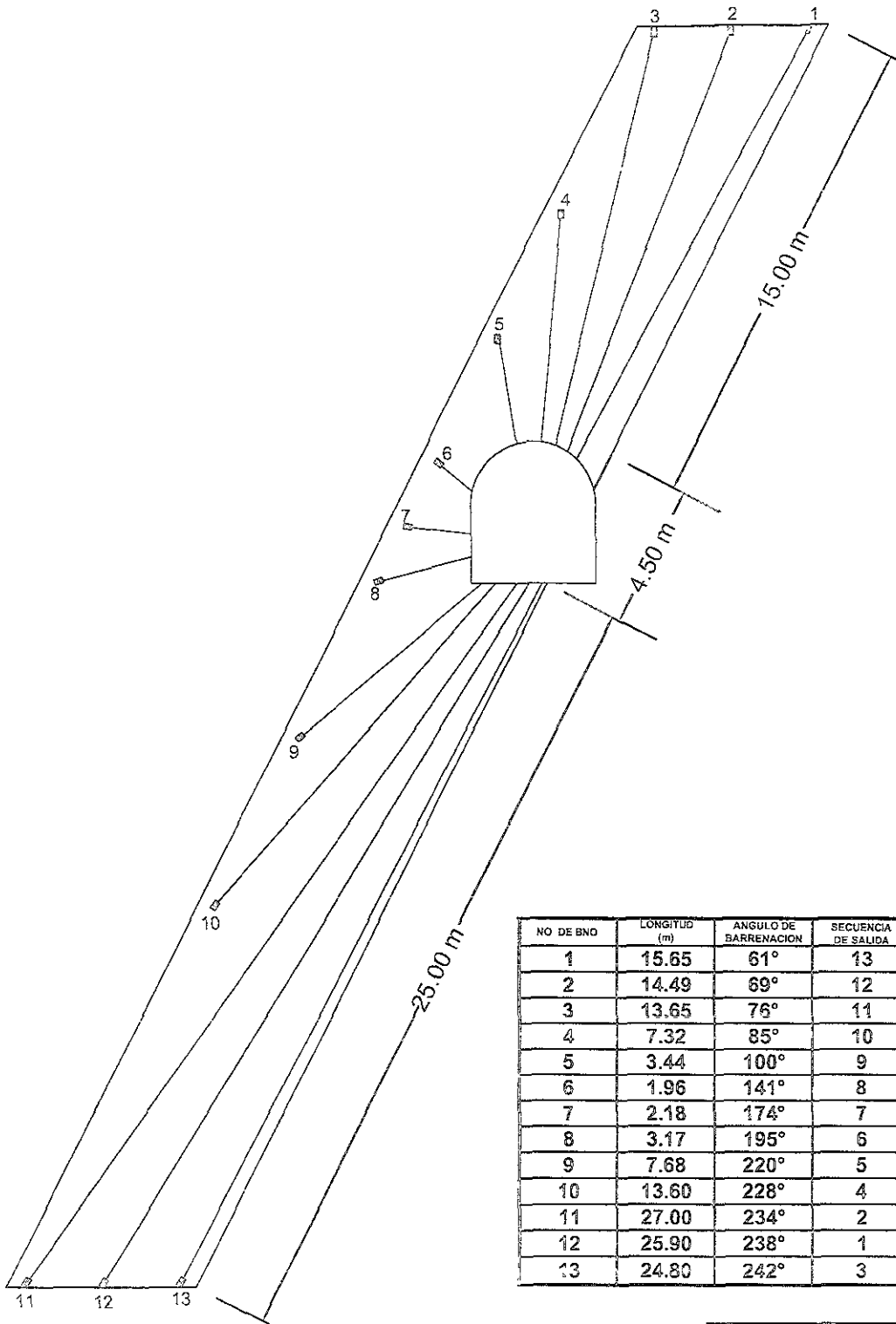
T = Taco

H = Altura del banco

d = Diámetro de barrenación

Para determinar la longitud de la carga explosiva ( $L_{ce}$ ) se tiene:

$$L_{ce} = H - T$$



NO DE BNO	LONGITUD (m)	ANGULO DE BARRENACION	SECUENCIA DE SALIDA
1	15.65	61°	13
2	14.49	69°	12
3	13.65	76°	11
4	7.32	85°	10
5	3.44	100°	9
6	1.96	141°	8
7	2.18	174°	7
8	3.17	195°	6
9	7.68	220°	5
10	13.60	228°	4
11	27.00	234°	2
12	25.90	238°	1
13	24.80	242°	3

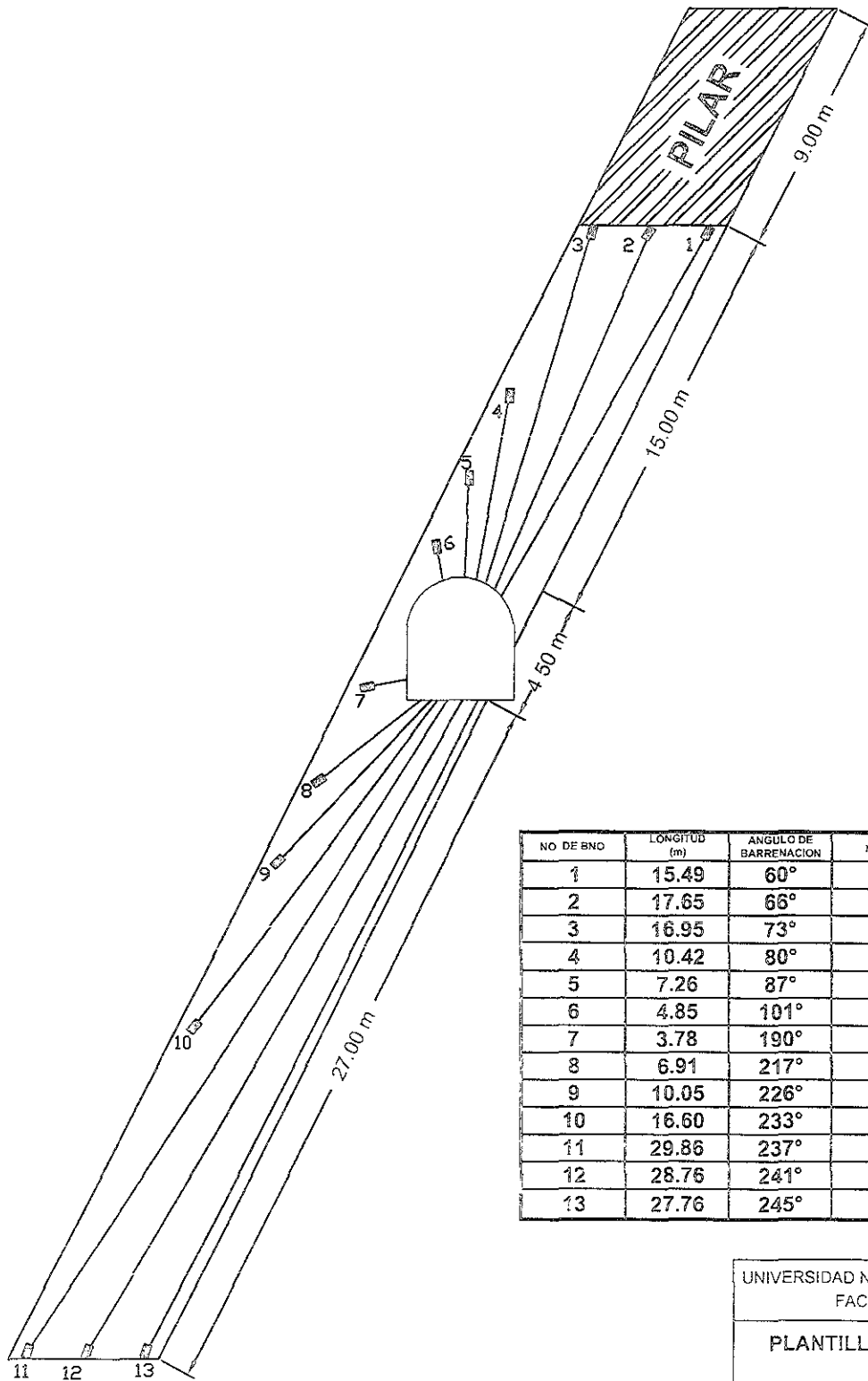
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

PLANTILLA DE BARRENACIÓN EN  
ABANICO  
PRIMER SUBNIVEL

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL FARFAN RANGEL

FIGURA No 14 S/ESCALA



NO DE BNO	LONGITUD (m)	ANGULO DE BARRENACION	NONEL
1	15.49	60°	13
2	17.65	66°	12
3	16.95	73°	11
4	10.42	80°	10
5	7.26	87°	9
6	4.85	101°	8
7	3.78	190°	7
8	6.91	217°	6
9	10.05	226°	5
10	16.60	233°	4
11	29.86	237°	2
12	28.76	241°	1
13	27.76	245°	3

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO  
FACULTAD DE INGENIERÍA

PLANTILLA DE BARRENACIÓN EN  
ABANICO  
SEGUNDO SUBNIVEL

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL FARFÁN RANGEL

FIGURA No 15 S/ESCALA

Por lo que.  $L_{ce} = 15.65 - 1.40 = 14.27 \text{ m} \approx 14.20 \text{ m}$

Considerando una distribución de carga dentro del barreno, de 20% de alto explosivo como longitud de la carga de fondo ( $L_{cf}$ ) y 80% de agente explosivo como longitud de la carga de columna ( $L_{cc}$ ) se tiene:

$$L_{cf} = (L_{ce}) (20\%) = (14.20) (0.20) = 2.84 \text{ m} \approx 2.80 \text{ m}$$

$$L_{cc} = (L_{ce}) (80\%) = (14.20) (0.80) = 11.36 \text{ m} \approx 11.40 \text{ m}$$

De tablas, para una densidad de alto explosivo ( $\rho_e$ ) = 1.10 g/cm<sup>3</sup> y un diámetro de barrenación ( $d$ ) = 88 mm (3½”), el consumo de explosivo por metro barrenado es de 6.74 kg/m, entonces se tiene que para el barreno No. 1 el consumo de explosivo es:

$$C_f = (2.80) (6.74) = 18.872 \text{ kg} \approx 19 \text{ kg de alto explosivo}$$

De la misma forma, para el barreno No. 1 la densidad del agente explosivo es ( $\rho_c$ ) = 0.85 g/cm<sup>3</sup>

$$C_c = (11.40) (5.28) = 60.192 \text{ kg} \approx 60 \text{ kg de agente explosivo}$$

El peso total del explosivo es igual a  $C_t = C_f + C_c$

Entonces el peso total de la carga explosiva para el barreno No. 1 es  $C_t = 19.00 + 60.00 = 79 \text{ kg}$

En forma similar y generalizando el cálculo para los barrenos restantes, se muestra en el cuadro No. 1 la carga de fondo, la carga de columna y carga total para cada barreno, así como el consumo total de explosivo para ese abanico

Barreno	Diámetro (m)	Bordo (m)	longitud del barreno (m)	taco (m)	Longitud de la carga explosiva (Lce) (m)	Longitud de la carga de fondo Lcf	Longitud de la carga de columna Lcc	Consumo de explosivo kg/m		Carga de fondo por barreno Ct (kg)	Carga de columna por barreno Cc (kg)	Carga total por barreno Ct (kg)
								1.1	0.85			
2	0.088	3.5	14.49	1.3	13.21	2.64	10.57	6.74	5.28	17.79	55.81	73.60
3	0.088	3.5	13.85	1.2	12.45	2.49	9.96	6.74	5.28	16.78	52.59	69.37
4	0.088	3.5	7.32	0.6	6.68	1.34	5.34	6.74	5.28	9.03	28.20	37.23
5	0.088	3.5	3.44	0.3	3.14	0.63	2.51	6.74	5.28	4.25	13.25	17.50
6	0.088	3.5	1.96	0.2	1.79	0.36	1.43	6.74	5.28	2.43	7.55	9.98
7	0.088	3.5	2.18	0.2	1.99	0.4	1.59	6.74	5.28	2.70	8.40	11.09
8	0.088	3.5	3.17	0.3	2.89	0.58	2.31	6.74	5.28	3.91	12.20	16.11
9	0.088	3.5	7.68	0.7	7.00	1.4	5.6	6.74	5.28	9.44	29.57	39.00
10	0.088	3.5	13.60	1.2	12.40	2.48	9.92	6.74	5.28	16.72	52.38	69.09
11	0.088	3.5	27.00	2.4	24.62	4.92	19.7	6.74	5.28	33.16	104.02	137.18
12	0.088	3.5	15.90	1.4	14.50	2.9	11.6	6.74	5.28	19.55	61.25	80.79
13	0.088	3.5	24.80	2.2	22.62	4.52	18.1	6.74	5.28	30.46	95.57	126.03
<b>Consumo total de explosivo por abanico</b>												<b>686.97</b>

**Cuadro No. 1**

### V.3.8. Volumen de carga y tonelaje

El volumen de la carga tumbada por abanico, se determina de la forma siguiente:

$$V = ((H_a + H_d + H_s) (A_v)) - (A_s) (B_{pt})$$

**Donde:**

H<sub>a</sub> = Altura del banco ascendente

H<sub>d</sub> = Altura del banco descendente

H<sub>s</sub> = Altura del subnivel

A<sub>v</sub> = Ancho de la veta

A<sub>s</sub> = Área que ocupa el subnivel

B<sub>pt</sub> = Bordo práctico

Entonces:

$$V = ((25.00 + 15.00 + 4.5) (6.10)) - (13.61) (3.5) = 902.44 \text{ m}^3$$

El tonelaje tumbado por abanico es:

$$\text{Tonelaje} = (V) (\rho_{min}) = (902.44) (3) = 2,707.32 \text{ ton de mineral por disparo de abanico}$$

**Donde:**

$$V = 902.44 \text{ m}^3$$

$$\rho_{min} = 3 \text{ ton/m}^3$$

El factor de carga es; FC = Carga total de explosivo por abanico / tonelaje tumbado

Entonces se tiene:

$$C_t + \text{Carga del barreno No 1} = 686.97 + 79 = 765.97 \approx 766 \text{ kg de explosivo}$$

$$FC = 766 / 2,707.32 = 0.28293 \approx 0.283 \text{ kg /ton}$$



### V.3.9 Cálculo de la carga de los barrenos en el abanico del segundo subnivel

Un proceso similar al cálculo realizado, para obtener la carga explosiva en el abanico del primer subnivel, se realiza para los abanicos del segundo subnivel, por lo que en el cuadro No. 2, se observan los resultados obtenidos en los cálculos de carga para cada barreno:

Barreno	Diámetro (m)	Bordo (m)	longitud del barreno (m)	taco (m)	Longitud de la carga explosiva (Lce) (m)	Longitud de la carga de fondo L <sub>cf</sub>	Longitud de la carga de columna L <sub>cc</sub>	Consumo de explosivo kg/m		Carga de fondo por barreno C <sub>f</sub> (kg)	Carga de columna por barreno C <sub>c</sub> (kg)	Carga total por barreno C <sub>t</sub> (kg)
								1.1	0.85			
1	0.088	3.5	15.49	1.4	14.13	2.83	11.3	6.74	5.28	19.07	59.66	78.74
2	0.088	3.5	17.65	1.6	16.10	3.22	12.88	6.74	5.28	21.70	68.01	89.71
3	0.088	3.5	16.95	1.5	15.46	3.09	12.37	6.74	5.28	20.83	65.31	86.14
4	0.088	3.5	10.42	0.9	9.50	1.9	7.6	6.74	5.28	12.81	40.13	52.93
5	0.088	3.5	7.26	0.6	6.62	1.32	5.3	6.74	5.28	8.90	27.98	36.88
6	0.088	3.5	4.85	0.4	4.42	0.88	3.54	6.74	5.28	5.93	18.69	24.62
7	0.088	3.5	3.78	0.3	3.45	0.69	2.76	6.74	5.28	4.65	14.57	19.22
8	0.088	3.5	6.91	0.6	6.30	1.26	5.04	6.74	5.28	8.49	26.61	35.10
9	0.088	3.5	10.05	0.9	9.17	1.83	7.34	6.74	5.28	12.33	38.76	51.09
10	0.088	3.5	16.60	1.5	15.14	3.03	12.11	6.74	5.28	20.42	63.94	84.36
11	0.088	3.5	29.86	2.6	27.23	5.45	21.78	6.74	5.28	36.73	115.00	151.73
12	0.088	3.5	28.76	2.5	26.23	5.25	20.98	6.74	5.28	35.39	110.77	146.16
13	0.088	3.5	27.76	2.4	25.32	5.06	20.26	6.74	5.28	34.10	106.97	141.08
Consumo total de explosivo por abanico												997.77

Cuadro No. 2

### V.3.10. Volumen de carga y tonelaje

El volumen de la carga tumbada por abanico, se determina de la forma siguiente:

$$V = ((H_a + H_d + H_s) (A_v)) - (A_s) (B_{pt})$$

Donde:

H<sub>a</sub> = Altura del banco ascendente

H<sub>d</sub> = Altura del banco descendente

H<sub>s</sub> = Altura del subnivel

A<sub>v</sub> = Ancho de la veta

A<sub>s</sub> = Área que ocupa el subnivel

B<sub>pt</sub> = Bordo práctico

Entonces:

$$V = ((15.00 + 27.00 + 4.5) (6.10)) - (13.61) (3.5) = 945.14 \text{ m}^3$$

El tonelaje tumbado por abanico es:

$$\text{Tonelaje} = (V) (\rho_{min}) = (945.14) (3) = 2,835.42 \text{ ton de mineral por disparo de abanico}$$

Donde:

$$V = 945.14 \text{ m}^3$$

$$\rho_{\text{min}} = 3 \text{ ton/m}^3$$

El factor de carga es;  $FC = \text{Carga total de explosivo por abanico} / \text{tonelaje tumbado}$

Entonces se tiene.

$$FC = 997.77 / 2,835.42 = 0.35189 \approx 0.352 \text{ kg /ton}$$

### V.3.11. Requerimiento de equipo

En forma similar, al proceso empleado para determinar la carga explosiva de los abanicos, a continuación se realiza el cálculo del equipo de barrenación, para el abanico del primer subnivel y posteriormente se generaliza el cálculo, para el abanico del segundo subnivel, por lo que los parámetros de barrenación, así como las productividades observadas en este equipo, se muestra en la siguiente tabla:

#### Equipo de barrenación

##### Parámetros de barrenación

Diámetro de barrenación	88 mm (3½"),
Longitud de barrenación	Variable
Número de barrenos	13
Eficiencia por disparo	100%
Inclinación de los barrenos	Variable

##### Productividad del equipo de barrenación

Simba	3 m/hr
Disponibilidad del equipo	72%
Aprovechamiento	100%
Días hábiles por año	304

Los metros totales de barrenación para los abanicos del primer y segundo subniveles, se muestran en los cuadros 3 y 4 respectivamente:

ABANICO PRIMER SUBNIVEL

Barreno	longitud del barreno (m)
1	15 65
2	14 49
3	13 65
4	7 32
5	3 44
6	1 96
7	2 18
8	3 17
9	7 68
10	13 60
11	27 00
12	15 90
13	24 80
<i>total</i>	<b>150.84</b>

Cuadro No. 3

ABANICO SEGUNDO SUBNIVEL

Barreno	longitud del barreno (m)
1	15 49
2	17 65
3	16 95
4	10 42
5	7 28
6	4 85
7	3 78
8	6 91
9	10 05
10	16 60
11	29 86
12	28 76
13	27 76
<i>total</i>	<b>196.34</b>

Cuadro No. 4

De acuerdo con los parámetros de barrenación para el Simba y el cuadro No 3, se tiene que las horas totales de barrenación para el primer abanico son:

$$\frac{150.84 \text{ m}}{3 \text{ m/hr}} = 50.28 \text{ hr} \approx 50 \text{ hr}$$

Donde:

m a barrenar por abanico = 150.84

Productividad del equipo = 3 m/hr

Por lo que el tiempo requerido para ser barrenado el abanico es de:

$$\frac{50 \text{ hr}}{(1) (22.5) (0.72)} = 3.0864 \text{ días} \approx 3 \text{ días}$$

Donde:

Horas totales de barrenación = 50

Horas consideradas por día = 22.5

Disponibilidad física del equipo = 72 %

Aprovechamiento = 100%

Los metros a ser barrenados por día son:

$$\frac{150.84}{3} = 50.28 \approx 50 \text{ m/día}$$

**Donde:**

m totales de barrenación = 150.84 m

tiempo requerido de barrenación = 3 días

Las horas de operación por día son:

$$\frac{50}{3} = 16.666 \approx 17 \text{ hr}$$

**Donde:**

m de barrenación por día = 50 m

Productividad del equipo de barrenación = 3 m/hr

El requerimiento de equipo es

$$\frac{17}{(22.5)(0.72)(1)} = 1.04938 \approx 1 \text{ equipo de barrenación trabajando durante dos turnos}$$

**Donde:**

Horas de operación por día del equipo = 17 hr

Horas consideradas por día = 22.5 hr

Disponibilidad física del equipo = 72%

Aprovechamiento = 100%

Siguiendo un proceso similar y de acuerdo con el cuadro No. 4, los resultados obtenidos para el abanico del segundo subnivel se presentan en el cuadro No. 5.

Metros totales de barrenación =	196.34
Horas requeridas de barrenación =	65
Tiempo requerido para barrenar el abanico =	4 días
Metros barrenados por día =	49
Horas de operación por día =	16
Equipo requerido =	Un simba durante dos turnos

*Cuadro No. 5*

## Rezagado de mineral en el primer abanico

### Parámetros de operación en el rezagado

Cuota de producción para el rebaje	600 ton/día
Productividad del cargador	60 ton/hr
Disponibilidad física del equipo	75%
Aprovechamiento	80%
Distancia máxima de carga y acarreo	250 m
Pendiente máxima de operación	18%
Tiempo considerado por día	22.5 hr

Considerando una cuota de producción para el rebaje de 600 ton/día, entonces se tiene que las horas de operación del cargador en la actividad de rezagado de mineral, es:

$$\text{Tonelaje} = 600 \text{ ton}$$

Por lo tanto:

$$\frac{600}{60} = 10 \text{ hr/día}$$

### Donde:

Mineral a rezagar = 600 ton/día

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Para determinar el tiempo total de rezagado, se tiene:

$$\frac{2.707.32}{600} = 4.5122 \text{ días} \approx 5 \text{ días}$$

### Donde:

Toneladas de mineral a rezagar en el primer abanico = 2,707.32 ton

Cuota de producción diaria = 600 ton/día

Para determinar el requerimiento de equipo, se tiene:

$$\frac{10}{(0.75)(0.80)(22.5)} = 0.74074 \approx 1 \text{ cargador durante dos turnos}$$

### Donde:

Tiempo requerido de cargador por día. 10 hr

Disponibilidad física del equipo: 75%

Aprovechamiento: 80%

Tiempo considerado por día: 22.5 hr

### Rezagado de mineral en el segundo abanico

$$\frac{600}{60} = 10 \text{ hr/día}$$

**Donde:**

Mineral a rezagar = 600 ton/día

Productividad del cargador = 60 ton/hr

Para determinar el tiempo total de rezagado, se tiene:

$$\frac{2,835.42}{600} = 4.725 \text{ días} \approx 5 \text{ días}$$

**Donde:**

Toneladas de mineral a rezagar en el segundo abanico = 2,835.42 ton

Cuota de producción diaria = 600 ton/día

Para determinar el requerimiento de equipo, se tiene:

$$\frac{10}{(0.75)(0.80)(22.5)} = 0.74074 \approx 1 \text{ cargador durante dos turnos}$$

**Donde:**

Tiempo requerido de cargador: 10 hr/día

Disponibilidad física del equipo: 75%

Aprovechamiento: 80%

Tiempo considerado por día: 22.5 hr

### Acarreo

El rezagado se realizará con equipo diesel de 6 ton, el cual cargará el mineral del rebaje en los cruceros de extracción, vaciando la carga en carros tipo granby de 4 ton, el acarreo se realizará por el contra cañón con locomotora a trolley sobre vía de 60 lb, hasta la tolva general, para de ahí mantenerlo a superficie por el Tiro Los Ángeles, para su posterior envío a la planta concentradora.

### V.3.12. Vida productiva del rebaje

Debido a que la vida productiva del rebaje, está en función de la cuota de producción la cual es de 600 ton/día y dado que las reservas minables de mineral son de 918,569 ton, entonces se tiene que la vida del rebaje es de:

$$\text{Vida productiva} = \frac{918,569}{600} = 1,530.948 \sim 1,531 \text{ días}$$

**Donde:**

Reservas de mineral en el rebaje = 918,569 ton

Cuota de producción = 600 ton/día

Como se operan 304 días por año en la mina, entonces se tiene:

$$\text{Tiempo de vida del rebaje} = \frac{1,531}{304} = 5.03 \approx 5 \text{ años aproximadamente}$$

**Donde:**

Vida productiva = 1,531 días

Días operación mina por año = 304 días

### V.3.13. Obras auxiliares

Como obras auxiliares se realizarán contrapozos para disponer de buena ventilación, por lo que comenzando las actividades de preparación, se iniciará el rimado de cinco contrapozos robbins, con un diámetro 2.44 m ( 8 pies ), distribuidos a lo largo del rebaje con una separación de 150 m, los que serán colados al alto de la veta, estos contrapozos comunicarán del nivel 16 al nivel 19 y tendrán una longitud de 100 m, este tipo de obras son planeadas y realizadas por el departamento que tiene a su cargo las máquinas contrapoceras, en la tabla siguiente son dadas las productividades promedio del barreno piloto (guía) y el rimado.

#### BARRENO PRODUCTIVIDAD

Guía	12.00 m/turno
Rimado	3.00 m/turno

Entonces, se tiene que:

Los turnos requeridos para dar el barreno guía de un contrapozo son:

$$T_{bg} = \frac{100}{12} = 8.33 \approx 9 \text{ turnos}$$

**Donde:**

Longitud del contrapozo = 100 m

Productividad de la contrapocera = 12 m / turno

Los turnos requeridos para el rimado del barreno guía son:

$$T_r = \frac{100}{3} = 33.33 \approx 34 \text{ turnos}$$

**Donde:**

Longitud del contrapozo = 100 m

Productividad de la contrapocera = 3 m / turno

Entonces, los turnos totales para realizar el contrapozo son:

$$T_t = T_{bg} + T_r = 9 + 34 = 43 \text{ turnos}$$

Por lo que las horas totales de barrenación son:

$$(43) (7.5) = 322.5 \approx 323 \text{ hr}$$

**Donde:**

Turnos totales = 43 turnos

Horas por turno = 7.5 hr/turno

El tiempo para realizar el contrapozo es:

$$\frac{323}{22.5} = 14.35 \approx 15 \text{ días}$$

**Donde:**

Horas totales de barrenación = 323 horas

Horas de operación por día = 22.5 hr/día

Dado que se tiene que mover, instalar y desinstalar la contrapocera, es necesario agregar este tiempo que en promedio es de 10 días.

Entonces:

$$15 + 10 = 25 \text{ días}$$

**Donde:**

Días totales de barrenación = 15 días

Días de instalación y desinstalación = 10 días

Por lo que el tiempo total para realizar los cinco contrapozos es de:

$$(25) (5) = 125 \text{ días}$$

**Donde:**

Días totales por contrapozo = 25 días

Número total de contrapozos = 5

El costo unitario promedio por metro de contrapozo es \$8,000/m, entonces el costo total de los contrapozos es de:

$$(8.000) (500) = \$4'000,000$$

**Donde:**

Costo unitario = \$8,000 / m

Metros totales de contrapozo = 500 m



### **Rampa de salida para el equipo de barrenación (Simba)**

Al iniciarse el corte de mineral en el rebaje propuesto, el equipo de barrenación quedó cautivo dentro del lugar de trabajo, por lo que antes de acabarse el tumbe de mineral en el primer subnivel, es necesario crear una rampa por la cual se dé la salida a ese equipo, esta rampa se colará al bajo de la veta y se comenzará a partir del segundo subnivel a la altura de la sección 230 con una pendiente del 18% y con una dimensión de 4.00 m de ancho por 3.50 m de alto

### V.3.14 Ruta crítica

#### **Definición:**

El método de Ruta Crítica es una herramienta administrativa de planeación, programación, ejecución y control de todas las actividades componentes de un proyecto que debe desarrollarse dentro de un tiempo crítico y al costo óptimo.

En el presente trabajo, se elaboró una lista en orden secuencial con las actividades de mayor importancia para realizar el proyecto, posteriormente se determinó el tiempo estándar que se necesita para la ejecución de cada una de las actividades, con esta información se creó el diagrama de ruta crítica de actividades y finalmente se calcularon el tiempo flotante total, el tiempo flotante libre y el tiempo flotante de interferencia los cuales se definen a continuación

***Tiempo flotante total.-*** Es el exceso de tiempo disponible, sobre el tiempo que requiere el proyecto para ser terminado, esto es: indica el número de semanas que puede retrasarse una actividad sin afectar la duración total del proyecto, y es de importancia para el director del proyecto quien tiene la responsabilidad de terminarlo a tiempo.

***Tiempo flotante libre.-*** Es el tiempo en exceso que puede tomarse para terminar una actividad, y que no afectará alguna otra actividad, ni en su tiempo flotante ni en la duración total del proyecto, siendo de interés para el jefe de ejecución de alguna de las obras dada su responsabilidad sobre las mismas.

***Tiempo flotante de interferencia.-*** Es el tiempo que dura en ser terminada una actividad, sin afectar la duración total del proyecto, pero que afecta los tiempos de las actividades siguientes disminuyendo sus tiempos flotantes respectivos, este tiempo es de utilidad para la persona que coordinará los trabajos del proyecto

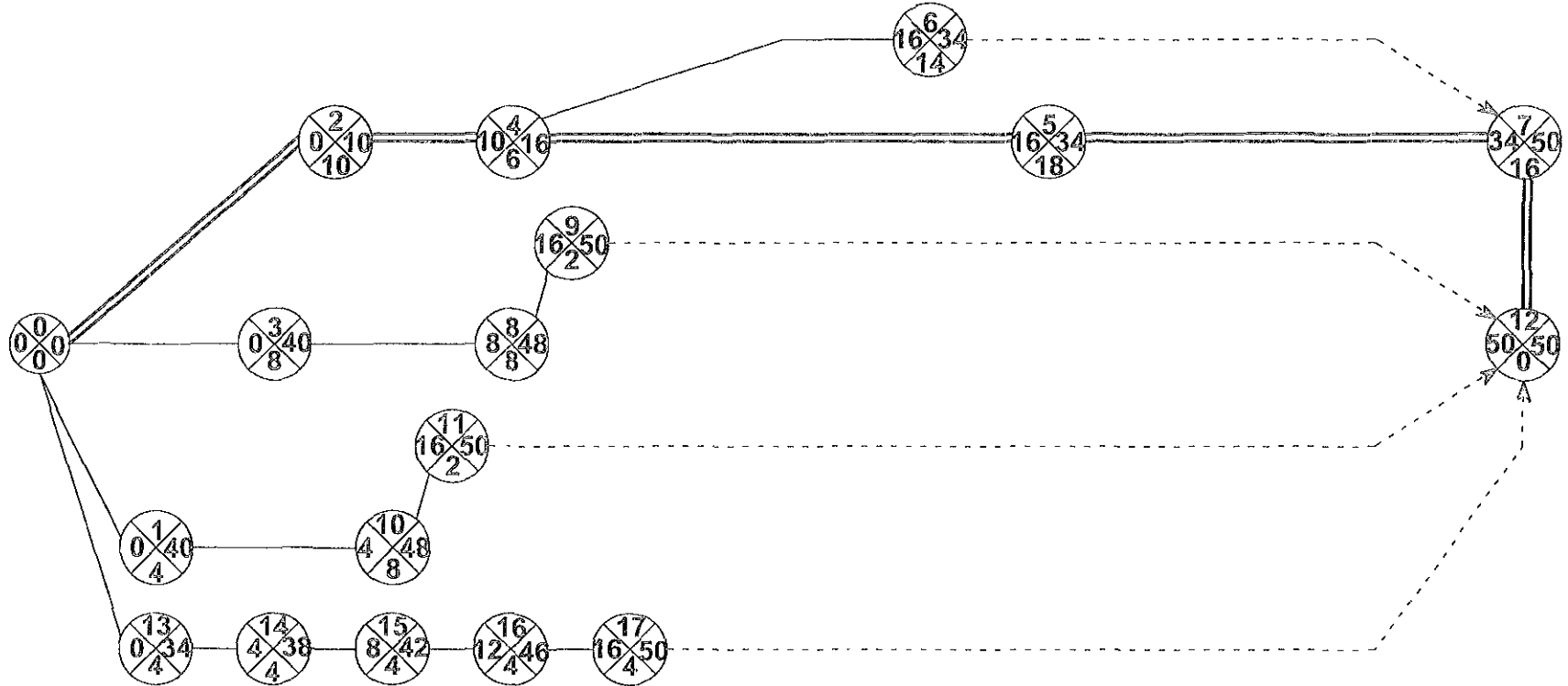
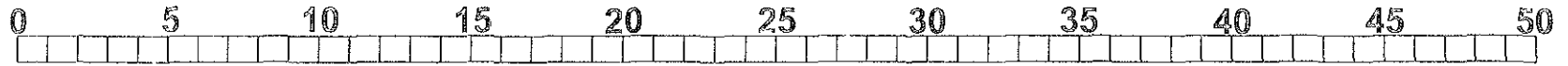
Dadas las anteriores definiciones, para el presente trabajo se elaboró una lista con 17 actividades que se tienen que realizar, antes de comenzar a disfrutar del mineral tumbado con el sistema propuesto, el tiempo en que se realizarán estas actividades es de 50 semanas, teniendo un total de 6 actividades críticas, las cuales son unidas en el diagrama con una línea doble, de retrasarse alguna de estas actividades afectarían el tiempo total de duración del proyecto

**HOJA DE PROGRAMACION DE RUTA CRÍTICA**  
**PROYECTO : IMPLANTACION DEL SISTEMA DE TUMBE POR SUBNIVELES EN LA VETA SAN ALBINO CABRESTATES**

UNIDAD DE TIEMPO: SEMANA

ACTIVIDAD	DESCRIPCION	DURACION	MAS PROXIMA		MAS ALEJADA		TIEMPO FLOTANTE			ACTIVIDAD CRITICA
			INICIA	TERMINA	INICIA	TERMINA	TOTAL	LIBRE	INTERFERENCIA	
0	INICIA PROYECTO	0	0	0	0	0	0	0	0	*
1	COLAR FRENTE 530-180	4	0	4	36	40	36	0	36	
2	COLAR FRENTE 650-445	10	0	10	0	10	0	0	0	*
3	COLAR RAMPA DE COMUNICACIÓN ENTRE NIVELES	8	0	8	32	40	32	0	32	
4	COLAR SILL	6	10	16	10	16	0	0	0	*
5	RELLENAR REBAJE CON TEPETATE	18	16	34	16	34	0	0	0	*
6	COLAR CONTRACAÑON	14	16	30	20	34	4	4	0	
7	INSTALAR VIA Y CABLE	16	34	50	34	50	0	0	0	*
8	COLAR PRIMER SUBNIVEL	8	8	16	40	48	32	0	32	
9	CREACION DE LA RANURA PARA CARA LIBRE	2	16	18	48	50	32	32	0	
10	COLAR SEGUNDO SUBNIVEL	8	4	12	40	48	36	0	36	
11	CREACION DE LA RANURA PARA CARA LIBRE	2	12	14	48	50	36	36	0	
12	INICIA EL TUMBE POR SUBNIVELES	0	50	50	50	50	0	0	0	*
13	COLAR PRIMER CONTRAPOZO	4	0	4	30	34	30	0	30	
14	COLAR SEGUNDO CONTRAPOZO	4	4	8	34	38	30	0	30	
15	COLAR TERCER CONTRAPOZO	4	8	12	38	42	30	0	30	
16	COLAR CUARTO CONTRAPOZO	4	12	16	42	46	30	0	30	
17	COLAR QUINTO CONTRAPOZO	4	16	20	46	50	30	30	0	

# DIAGRAMA DE RUTA CRÍTICA



## LEYENDA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
PROGRAMA POR RUTA CRÍTICA DEL PROYECTO DE IMPLANTACIÓN DEL SISTEMA DE TUMBE POR SUBNIVELES EN LA VETA SAN ALBINO CABRESTANTES	
TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFÁN RANGEL
	FIGURA No 16 SESCAI A

## VI.- PLANTA DE BENEFICIO

La planta de beneficio tiene capacidad para procesar 5,700 toneladas diarias de mineral, a continuación se describe brevemente el proceso que lleva el mineral desde su recepción en tolvas, hasta el manejo y depósito de jales.

### VI.1. Recepción del mineral:

El mineral proveniente de los tres complejos, es enviado a la planta de beneficio con un tamaño a 101.6 mm (- 4") utilizando para su transporte camiones tipo volteo de 20 toneladas (Tecolotes), locomotoras a trolley arrastrando carros de 10 toneladas (San Diego), y bandas transportadoras de 914.4 mm (36") (Segovedad), que llevan el mineral hasta las tolvas de gruesos, donde se almacenan temporalmente. Existen 12 tolvas de gruesos, con una capacidad de 400 toneladas cada una. La ley promedio (ley de cabezas) es de 0.34 gramos de oro por tonelada, 109 gramos de plata por tonelada, 1.39 % de Plomo, 0.51 % de Cobre y 2.82 % de Zinc.

El mineral de cada mina, tiene la siguiente distribución en las tolvas de gruesos:

TOLVAS	COMPLEJOS
1, 2, 3, 4, 5, 6	Tecolotes
7, 8, 9	Segovedad
10, 11, 12	San Diego

El mineral es recuperado de las tolvas, por medio de alimentadores de una banda móvil (oruga), la cual extrae el mineral de las 12 tolvas, la descarga de la banda móvil es depositada en las bandas No. 03-A y 03-B, y alguna de estas deposita la carga en la banda 04, conduciendo el mineral hasta el edificio de trituración.

### VI.2 Trituración

El mineral es depositado en la criba No. 1 TY-ROCK de 2.44 X 6.09 m (8' x 20') de una cama, con abertura de 12.7 mm (½") donde se lleva a cabo la clasificación.

- El mineral a -12.7 mm (- ½") cae a la banda No. 11, para ser transportado hacia las tolvas de finos, por medio de las bandas No. 12, 13, 14, 15.
- El mineral que no pasa por las telas de la criba, alimenta a la quebradora secundaria de cono, marca SYMONS de 2'13 m (7') de cabeza estándar con abertura de 38.1 mm (1½").
- El producto a -38.1 mm (-1½") es depositado sobre la banda No. 5, la cual lleva el mineral hasta la banda No. 6 y esta lo transfiere a la banda No. 7, de donde es llevado hasta dos tolvas intermedias con una capacidad total de 200 toneladas cada una.

- Para vaciar las tolvas intermedias, se cuenta con 2 alimentadores de banda en paralelo que descargan en las bandas Nos. 8 y 9, la banda No. 8 alimenta la criba No. 3 y la banda No. 9 a la criba No. 2; ambas cribas con abertura de 6.35 mm ( $\frac{1}{4}$ " ) son marca SVEDALA de 3.04 X 7.31 m (10' x 24').
- Los finos de las cribas a  $-6.35$  mm ( $-\frac{1}{4}$ " ), descargan en la banda No. 11, mientras que los gruesos alimentan a dos quebradoras terciarias, ambas son marca SYMONS de 2.13 m (7') de cabeza corta.
- El producto de las dos quebradoras descargan en la banda No. 5, cerrándose con ella el circuito.
- Los finos son enviados a una tolva, mediante un sistema de bandas de 914.4 mm (36") (bandas 11, 12, 13, y 14) en donde se encuentra colocado un pesómetro marca RAMSEY, para llevar el control del mineral triturado y revisar los tonelajes que envían los diferentes complejos.
- El mineral proveniente de la etapa de trituración finalmente llega a la banda reversible No. 15, la que puede descargar en la tolva 0 con capacidad de 2,300 toneladas ó en seis tolvas cilíndricas con capacidad de 400 toneladas cada una, ver figura 17.

### VI.3 Molienda

Esta etapa comprende tres circuitos.

**Circuito I.-** Comprende un molino de bolas de 4.41 X 5.18 m ( $14\frac{1}{2}$ ' X 17') (molino No. 9), marca ALLIS-CHALMERS, accionado por medio de un motor de 1,491.53 KW (2,000 HP) a 200 R.P.M.

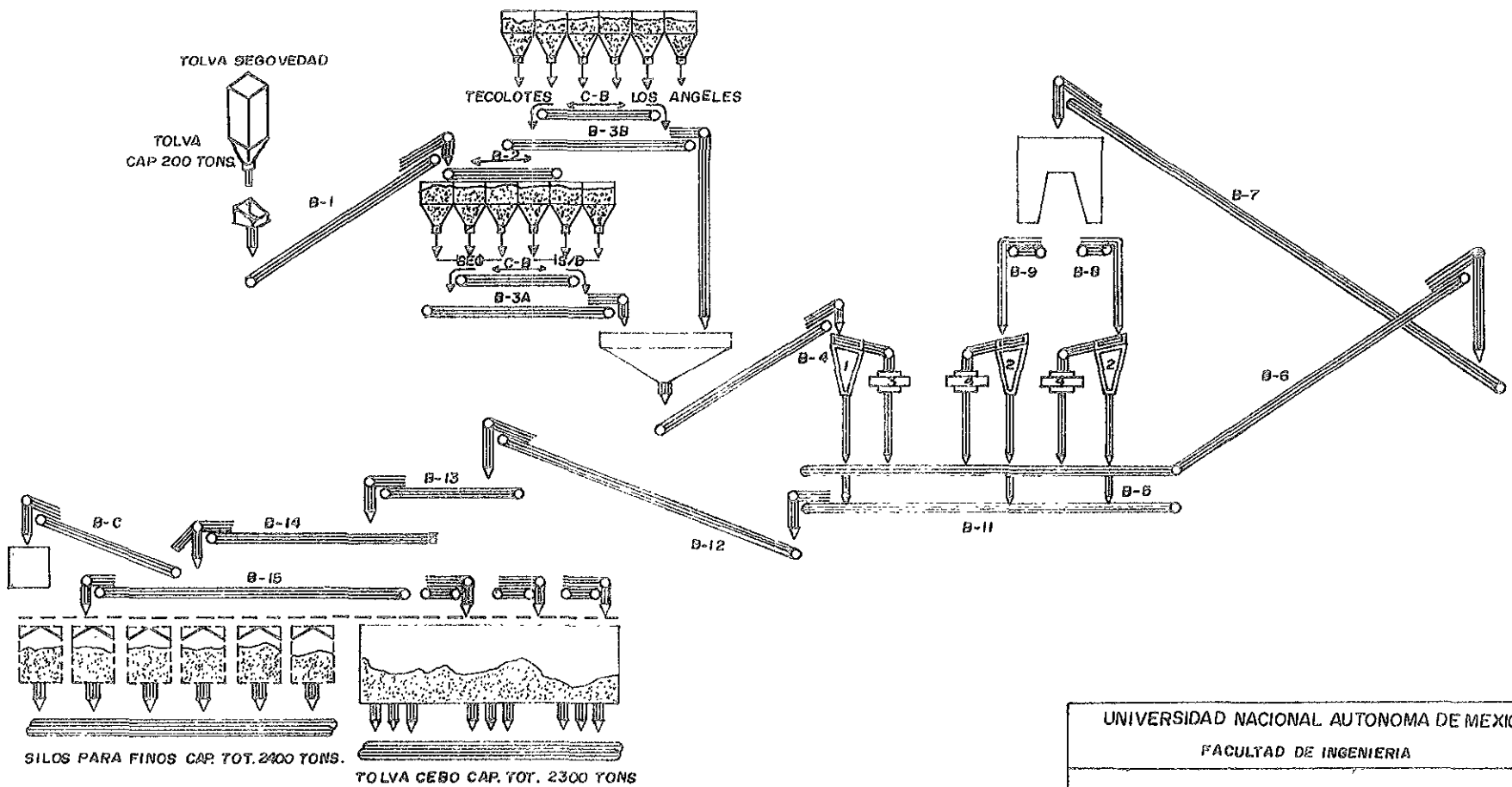
El molino es alimentado por la banda No. 20 que a su vez es alimentada por las bandas No. 16 y 18, que son de velocidad variable, estas bandas extraen el mineral de la tolva 0 por medio de tubos cebadores de descarga.

La descarga del molino con un 70 % de sólidos se envía a un cajón, para ser bombeado a un hidrociclón marca KREBBS D-26, las arenas del ciclón pasan a una celda de flotación tipo Flash, en donde se hace una flotación de Plomo - Cobre, evitando que el mineral de grano grueso sea remolido y forme lamas, lo que ocasionaría tener jales con un alto contenido metálico, lo no flotado retorna al molino cerrándose así el circuito de molienda. Los finos pasan a un cajón de una bomba marca ASH de 152.4 X 152.4 m (6" x 6") para ser bombeados a la flotación.

**Circuito II.-** Comprende un molino de bolas de 4.41 X 5.18 m ( $14\frac{1}{2}$ ' X 17') (molino No. 8), marca ALLIS-CHALMERS, accionado por medio de un motor de 1,491 53 KW (2,000 HP) a 200 R.P.M.

El molino es alimentado por la banda No. 21 que a su vez es alimentada por las bandas No. 17 y 19, que son de velocidad variable, estas bandas extraen el mineral de la tolva 0 por medio de tubos cebadores de descarga.

RECIBO DE MINERAL



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO  
 FACULTAD DE INGENIERIA

DIAGRAMA DE TRITURACION

TESIS PROFESIONAL	JUAN MANUEL FARFAN RANGEL.
	FIGURA No. 17 8/ESCALA

La descarga del molino con un 70% en sólidos, se envía a un cajón, para ser bombeado a un hidrociclón marca KREBBS D-26, las arenas del ciclón pasan a una celda de flotación tipo Flash, en donde se hace una flotación de Plomo - Cobre grueso, evitando sea remolido. lo no flotado retorna al molino, cerrándose así el circuito de molienda. Los finos pasan a un cajón de una bomba marca ASH de 152.4 X 152.4 m (6" x 6") para ser bombeados a la flotación.

**Circuito III.-** Comprende un molino de bolas de 3.40 X 4.57 m ( $11\frac{1}{8}'$  x 15') (molino No. 10), marca MARCY, accionado por un motor de 372.85 KW (500 HP). El molino es alimentado por la banda No 25 que a su vez es alimentada por la banda No. 24, la cual tiene una velocidad variable, esta banda extrae el mineral de las tolvas cilíndricas por medio de tubos cebadores de descarga.

La descarga del molino llega a un cajón para ser bombeado a un hidrociclón marca KREBBS D-15, los gruesos retornan al molino para su remolienda cerrándose así el circuito de molienda, los finos se juntan con los de los otros dos molinos para ser bombeados a la flotación.

#### **VI.4 Flotación**

##### **Concentrado de cobre**

La pulpa proveniente de la sección de molienda, pasa a dos tanques acondicionadores de 2.74 X 3.04 m (9' x 10'), que alimentan un banco de seis celdas, cada una de 8 49 m<sup>3</sup> (300 ft<sup>3</sup>) donde se efectúa la flotación primaria de Cobre, el concentrado obtenido se envía junto con los concentrados de las celdas Flash, a una limpia en una columna Bulk No. 1 de 2.28 X 10.97 m ( $7\frac{1}{2}'$  x 36') marca PYRAMID, el concentrado de esta limpia, se envía al acondicionador de Plomo-Cobre, para ser enviados a la separación Plomo-Cobre.

Las colas de la flotación primaria de Cobre, pasan a un acondicionador para ser enviados a un distribuidor de pulpa, el cual alimenta a uno de los dos bancos de seis celdas cada uno de 8.49 m<sup>3</sup> (300 ft<sup>3</sup>), en donde se efectúa la flotación primaria Bulk Plomo - Cobre, el concentrado obtenido se envía a una limpia en una columna Bulk No. 2 de 1.52 X 9.14 m (5' x 30') marca PYRAMID, el concentrado de esta limpia se envía también al acondicionador Plomo-Cobre, para ser enviados a la separación de Plomo-Cobre.

Al concentrado de Cobre producido en la separación, se le dan dos limpias en cuatro celdas, cada una de 2.83 m<sup>3</sup> (100 ft<sup>3</sup>), el concentrado obtenido se envía a una columna de Cobre de 3.35 X 9.14 m (11' x 30') marca PYRAMID, el concentrado de esta limpia es el concentrado final de Cobre.

##### **Concentrado de plomo**

El concentrado final de Plomo, se obtiene de las colas del banco No. 2, donde se efectúa una flotación primaria Bulk de Plomo-Cobre, donde pasa a la flotación agotativa Bulk. El concentrado agotativo junto con la cola de la primera limpia se envía a la cabeza de flotación primaria de Plomo-Cobre.

Las colas agotativas Bulk, pasan a un distribuidor, el cual divide la carga en cuatro flujos, y estos alimentan a su vez a cuatro bancos de seis celdas, para efectuar la flotación primaria de Zinc. El



concentrado primario pasa por la remolienda y posteriormente pasa a un distribuidor que alimenta dos columnas de limpia de Zinc de 3.04 X 10.36 m (10' x 34'), el concentrado de esta limpia pasa por acondicionadores de 2.13 X 1.82 m (7' x 6') para después alimentar a la "desplomadora" y la cola de esta es el concentrado final de Zinc.

Al concentrado de la "desplomadora", se le dan dos limpias y se envía a la cabeza de flotación primaria Bulk. Las colas primarias de Zinc se pasan a una flotación agotativa, el concentrado agotativo junto con las colas de las columnas de las limpias se envían a la cabeza de Zinc, Ver figura 18

### VI.5 Filtración

Los tres concentrados producidos en la sección de flotación, pasan a tanques espesadores para posteriormente ser enviados a filtros de tambor con el fin de separar los sólidos del agua, y así obtener un concentrado manejable, con un porcentaje de humedad del 8% al 10.5 % el cual es requisito de las fundidoras. Para bajar la humedad se tienen los siguientes filtros:

CONCENTRADO	FILTRO	TAMAÑO	BOMBA DE VACIO
PLOMO	EIMCO	3.50 X 4.26 m (11.5' X 14')	3003
COBRE	EIMCO	1.82 x 1.82 m (6' X 6')	2002
ZINC	EIMCO	3.50 X 4.26 m (11.5' X 14')	3003

### VI.6 Embarque

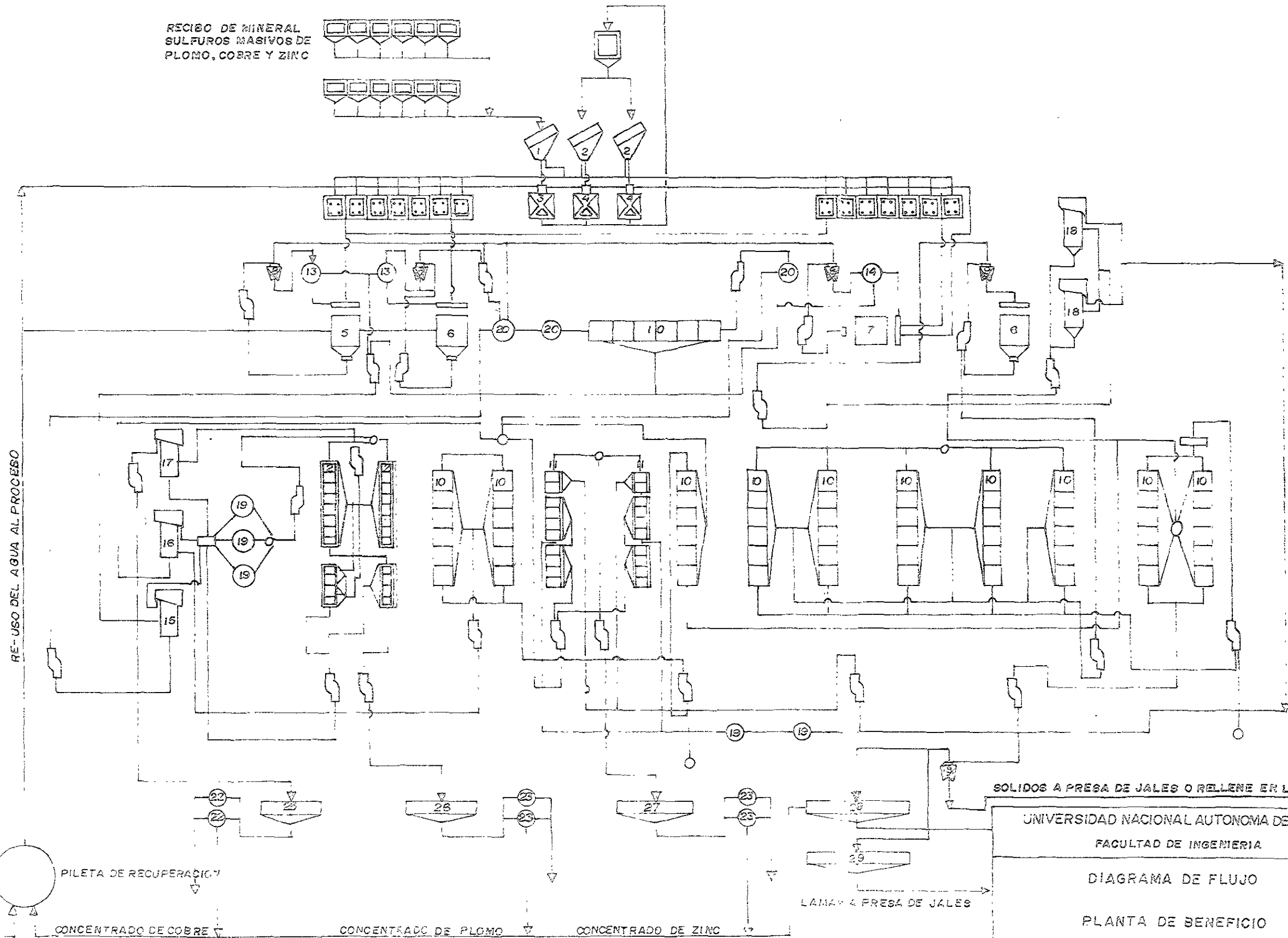
Los concentrados salen de los filtros y por medio de bandas transportadoras caen a un patio en donde es cargado a camiones y góndolas de ferrocarril, los cuales pasan a una báscula para determinar el peso de los concentrados y de ahí el concentrado sale a las plantas fundidoras.

### VI.7 Disposición de jales

Las colas producidas en la sección de flotación, se bombean a una estación de cicloneo en donde las lamas se alimentan a un tanque espesador para la recuperación de agua del proceso.

Las lamas espesadas junto con los gruesos del ciclón, se bombean a las estaciones de cicloneo de los complejos de Segovidad y de San Diego, para aprovechar las arenas en el rellene hidráulico y las lamas son enviadas a la presa de jales, en donde se recupera el agua; para retornarla al proceso. La presa de jales se encuentra localizada a una distancia de 3 kilómetros de la ciudad.

RECIBO DE MINERAL  
SULFUROS MASIVOS DE  
PLOMO, COBRE Y ZINC



SOLIDOS A PRESA DE JALES O RELLENE EN LAS MINAS

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO  
FACULTAD DE INGENIERIA

DIAGRAMA DE FLUJO  
PLANTA DE BENEFICIO

TESIS PROFESIONAL

JUAN MANUEL PARRAN RANGEL

FIGURA No. 16 S/ESCALA

## VII.- EVALUACIÓN FINANCIERA

### VII.1 Estimación de la inversión del proyecto

El análisis económico preliminar de un proyecto minero, depende de la determinación del valor de los concentrados de mineral en el mercado, del monto de la inversión y de todos los elementos del costo de producción, así por simple substracción, se puede establecer el margen de utilidad ó pérdida inherente al proyecto, en este sentido el sistema de minado propuesto requiere de un costoso capital de inversión debido a la gran cantidad de obras de preparación que se tienen que realizar y debe ser considerado en relación al de otros sistemas; sin embargo, los costos de producción en términos de costo por tonelada, son de los más bajos que se tienen comparativamente al de otros sistemas de explotación (*ejem. Corte y relleno hidráulico, Bancos descendentes, etc.*)

En este capítulo se analiza la factibilidad económica de llevar a cabo el proyecto, utilizando la relación beneficio – costo, para lo cual se determina en primera instancia la inversión requerida por el proyecto, posteriormente los costos de producción y finalmente los ingresos generados por la venta de concentrado.

Esta información se tomará como base para elaborar los cuadros analíticos de evaluación financiera los cuales son: Estado de Resultados, Flujo de Caja, Tasa Interna de Retorno y el Periodo de Cancelación de la Inversión.

Para los propósitos del presente análisis, los precios promedio y costos corrientes están referidos al mes de octubre de 1999, y son el resultado de un promedio de los precios y costos, que tuvo la Unidad Santa Bárbara durante ese año.

Para empezar, es necesario definir qué es *inversión*, por lo que a continuación se da la definición de este término.

***Inversión.***- Son todos aquellos costos o desembolsos, realizados en el tiempo presente que son necesarios para realizar un proyecto

De acuerdo con esta definición, en el cuadro No. 6 son desglosados los conceptos que intervienen para la realizar las obras de preparación del rebaje y su costo por metro de avance.

CONCEPTO	COSTO POR METRO
EXPLOSIVO	\$301.04
ACERO DE BARRENACION	\$754.01
MANO DE OBRA BARRENACION	\$54.80
MANO DE OBRA REZAGADO	\$10.79
MANO DE OBRA ACARREO	\$46.56
SUPERVISION	\$78.95
DIESEL	\$77.37
ENERGIA ELECTRICA	\$1,288.79
MANTENIMIENTO	\$557.12
MATERIALES DIVERSOS	\$127.25
<b>COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE</b>	<b>\$3,296.68</b>

Cuadro No. 6 Costo por metro de avance

Con base en el costo por metro de avance, se obtiene el costo para cada una de las obras, y el costo de cada etapa del proyecto, el cual se detalla en el siguiente cuadro.

OBRAS A REALIZAR	LONGITUD	COSTO POR METRO	COSTO POR OBRA
<b>PRIMERA FASE</b>			
FRENTE 530-180	300	\$ 3,296.68	\$ 989,004.00
FRENTE 650-445	824	\$ 3,296.68	\$ 2,716,464.32
COMUNICACIÓN DE LA RAMPA	643	\$ 3,296.68	\$ 2,119,765.24
SILL	470	\$ 3,296.68	\$ 1,549,439.60
<b>SUBTOTAL</b>			<b>\$ 7,374,673.16</b>

OBRAS A REALIZAR	LONGITUD	COSTO POR METRO	COSTO POR OBRA
<b>SEGUNDA FASE</b>			
PRIMER SUBNIVEL	673	\$ 3,296.68	\$ 2,218,665.64
SEGUNDO SUBNIVEL	673	\$ 3,296.68	\$ 2,218,665.64
CONTRACAÑON	673	\$ 3,296.68	\$ 2,218,665.64
CRUCEROS	470	\$ 3,296.68	\$ 1,549,439.60
RAMPA SALIDA EQ. BARRENACION	180	\$ 3,296.68	\$ 593,402.40
<b>SUBTOTAL</b>			<b>\$ 8,798,838.92</b>

**CUADRO No. 7 Costo por obra y por etapa del proyecto**

Además de los montos anteriores, es necesario agregar el costo del contratista el cual es de \$1,942.14/m, para realizar los trabajos de instalación de vía y cable para trolley en la frente 650 – 445 y en el contracañon general de acarreo, así como el costo generado por el cuele de los cinco contrapozos robbins que asciende a \$4,000,000.00 por lo que la inversión total por obra en el proyecto es mostrada en el cuadro No. 8

OBRAS A REALIZAR	LONGITUD	COSTO POR METRO	COSTO POR OBRA
<b>PRIMERA FASE</b>			
FRENTE 530-180	300	\$ 3,296.68	\$ 989,004.00
FRENTE 650-445	824	\$ 5,238.82	\$ 4,316,787.68
COMUNICACIÓN DE LA RAMPA	643	\$ 3,296.68	\$ 2,119,765.24
SILL	470	\$ 3,296.68	\$ 1,549,439.60
<b>SUBTOTAL</b>			<b>\$ 8,974,996.52</b>

OBRAS A REALIZAR	LONGITUD	COSTO POR METRO	COSTO POR OBRA
<b>SEGUNDA FASE</b>			
PRIMER SUBNIVEL	673	\$ 3,296.68	\$ 2,218,665.64
SEGUNDO SUBNIVEL	673	\$ 3,296.68	\$ 2,218,665.64
CONTRACAÑON	673	\$ 5,238.82	\$ 3,525,725.86
CRUCEROS	470	\$ 3,296.68	\$ 1,549,439.60
RAMPA SALIDA EQ. BARRENACION	180	\$ 3,296.68	\$ 593,402.40
<b>SUBTOTAL</b>			<b>\$ 10,105,899.14</b>

**CUADRO No. 8 Inversión total por obra y por etapa del proyecto**

Por lo que la inversión total, para realizar las obras de preparación del proyecto se muestra en el cuadro No. 9

OBRAS	INVERSION
PRIMER FASE	\$ 8,974,996.52
SEGUNDA FASE	\$ 10,105,899.14
CONTRAPOZOS	\$ 4,000,000.00
<b>TOTAL</b>	<b>\$ 23,080,895.66</b>

## VII.2 Análisis de costos

**Costos directos o de producción.-** Es el importe neto por tonelada de mineral explotada y beneficiada, que se invirtió directamente para producir concentrado; dentro de este tipo de costos se tienen los siguientes:

- Materias primas
- Mano de obra directa
- Supervisión
- Insumos (Energía eléctrica, combustibles, etc)
- Mantenimiento
- Materiales diversos
- Depreciación o amortización

**Costos Indirectos.-** Es el importe neto por tonelada de mineral explotada y beneficiada, que se invirtió indirectamente para producir concentrado, dentro de este tipo de costos se tienen los siguientes:

- Gastos de administración
- Gastos de venta
- Gastos financieros

Con base en lo anterior, el costo directo para la explotación de mineral en el rebaje propuesto, es desglosado en el cuadro No. 10

CONCEPTO	COSTO POR TONELADA
EXPLOSIVO	\$1.76
ACERO DE BARRENACION	\$1.68
MANO DE OBRA BARRENACION	\$0.07
MANO DE OBRA REZAGADO	\$1.89
MANO DE OBRA ACARREO	\$1.11
SUPERVISION	\$0.10
DIESEL	\$1.69
ENERGIA ELECTRICA	\$4.60
MANTENIMIENTO	\$15.51
MATERIALES DIVERSOS	\$0.01
<b>COSTO TOTAL POR TONELADA</b>	<b>\$28.42</b>

Cuadro No. 10 Costo por tonelada

Considerando que el costo que tiene la planta de beneficio, por tratar una tonelada de mineral para la obtención de concentrado, es de \$42.99 pesos, entonces el costo directo total es:

CONCEPTO	COSTO POR TONELADA
MINA	\$28.42
PLANTA DE BENEFICIO	\$42.99
<b>COSTO DIRECTO TOTAL POR TONELADA</b>	<b>\$71.41</b>

*Cuadro No. 11 Costo directo total*

De acuerdo con información proporcionada por el departamento de contabilidad, los gastos de administración y venta se considera que representan un 20% del costo directo total por lo que el costo indirecto es de:

$$\$71.41 \times 0.20 = \$14.282 \approx \$14.28 \text{ pesos}$$

Entonces, el costo total por tonelada de mineral explotada y beneficiada es:

CONCEPTO	COSTO POR TONELADA
COSTO DIRECTO	\$71.41
COSTO INDIRECTO	\$14.28
<b>COSTO TOTAL POR TONELADA</b>	<b>\$85.69</b>

*Cuadro No. 12 Costo total por tonelada producida*

### Gastos financieros

En este caso no serán incluidos, ya que el total de las inversiones serán financiadas con capital propio de la Empresa, por lo que no se tienen intereses por crédito o financiamiento externo

En el cuadro No 13 se presenta el monto de la inversión y los egresos anuales por procesar 183.714 ton de mineral.

TIEMPO (AÑOS)	COSTO DE LA INVERSION	COSTOS DE OPERACIÓN	TOTAL DE EGRESOS
0	23,080,895.66		23,080,895.66
1		15,742,452.66	15,742,452.66
2		15,742,452.66	15,742,452.66
3		15,742,452.66	15,742,452.66
4		15,742,452.66	15,742,452.66
5		15,742,366.97	15,742,366.97
<b>TOTAL</b>			<b>101,793,073.27</b>

*Cuadro No. 13 Egresos anuales*

### VII.3 Ingresos

A continuación se realizará el cálculo aproximado de los ingresos que se tendrán durante la vida productiva del proyecto, para lo cual se tomará en cuenta el precio de los metales en el mercado, y los contratos de liquidación de concentrado que se realizan con las plantas fundidoras o de tratamiento (Pro-forma de liquidación).

#### VII.3.1 Cotización de los metales

Los siguientes precios de metales están referidos al mes de agosto de 1999 y se toma una paridad Peso vs Dólar americano de 9 68625.

Oro = USD\$ 271.55/oz

Plata = USD\$ 4.85/oz

Plomo = USD¢ 0.223/lb

Cobre = USD¢ 0.846/lb

Zinc = USD¢ 0 498/lb

Convirtiendo estas cotizaciones al Sistema Internacional se tiene:

Oro = \$82.20/g

Plata = \$1.47/g

Plomo = \$4.76/kg

Cobre = \$18.43/kg

Zinc =\$10.63/kg

A partir de estos precios y con el promedio de ley real en los concentrados que ha ensayado la planta hasta el mes de agosto de 1999, se realiza el cálculo de la liquidación de los concentrados.

Ley promedio real en los concentrados al mes de agosto de 1999.

Concentrados.	Au (g)	Ag (g)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
Pb	6.84	4,044.00	58.23	6.12	5.49
Cu	3.46	1,235.00	6.84	29.95	3.20
Zn	0.49	160.00	0.67	1.61	53.73

*Nota: 1 Unidad es igual al 1% de 1 tonelada métrica, lo cual es equivalente a 10kg*

**VII.3.2 Liquidación de Concentrados.**

**Concentrado de Pb.**

Au, se paga el 95% del contenido.

$$[6.84 ( 0.95 )] ( 82.20 ) = \$ 534.14/\text{ton}$$

Ag, se paga el 95% del contenido.

$$[4,044 ( 0.95 )] ( 1.47 ) = \$ 5,647.45/\text{ton}$$

Pb, deducir 1.5 unidades del ensaye del plomo y se pagará el 90% del precio publicado menos una deducción de \$ 0.87/Kg de Pb pagado.

$$[( 582.30-15 ) ( 0.90 )] ( 3.89 ) = \$ 1,986.12/\text{ton}$$

Cu, deducir 1.5 unidades del ensaye de cobre y se paga el 90%

$$[( 61.2-15 ) ( 0.90 )] ( 18.43 ) = \$ 766.32/\text{ton}$$

Zn, no se paga

Entonces el valor por tonelada de concentrado de plomo es:

Au =	534.14
Ag =	5,647.45
Pb =	1,986.12
Cu =	+ 766.32
Zn =	-----
<b>Total =</b>	<b>\$ 8,934.03/ton</b>

**Costo de la fundidora**

**Cargo por tratamiento =** \$ 1,223.26/ton

**Mano de obra ( ajuste ) =** \$ 119.86/ton

**Refinación de Plata =** \$ 43.59 por Kg de plata pagado, entonces se tiene:

$$( 4,044/1000 ) ( 0.95 ) ( 43.59 ) = \$ 167.46/\text{ton}$$

**Refinación de Cobre =** \$ 14.53 por Kg de cobre pagado, entonces se tiene:

$$( 61.20 ) ( 0.90 ) ( 14.53 ) = \$ 800.31/\text{ton}$$



Costo flete = \$ 48.43/ton

Costo total fundición :

	1,223.26
	119.86
+	167.46
	800.31
	<u>48.43</u>
	\$ 2,359.32/ton

Entonces la utilidad neta por venta de concentrado de plomo es:

-	8,934.03
	<u>2,359.32</u>

Utilidad Neta por concentrado de plomo = \$ 6,574.71/ton

Concentrado de Cobre.

Cobre, deducir 1.5 unidades del ensaye de cobre y pagar el 97.5% del resto al precio publicado, menos una deducción de \$ 2.55/kg de cobre.

$$[(299.5 - 1.5) (0.975)] (18.43 - 2.55) = \$ 4,404.91/\text{ton}$$

Oro, deducir 0.7g/ton y pagar el 92.5% del resto al precio publicado, menos una deducción de \$0 30/g.

$$[(3.46 - 0.7) (0.925) (82.20 - 0.30)] = \$ 209.09/\text{ton}$$

Plata, deducir 34.0g/ton y pagar el 95% del resto al precio publicado, menos una deducción de \$ 0.0031/g.

$$[(1,235 - 34) (0.95)] (1.47 - 0.003) = \$ 1,673.77/\text{ton}$$

Pb y Zn, no se pagan.

Entonces el valor por tonelada de concentrado de Cu :

Cu	4,404.91
Au	209.09
	+
Ag	1,673.77
Pb y Zn	-----
Total =	\$ 6,287.77/ton

### Costo de la fundidora

Cargo por tratamiento = \$ 1,175.31/ton

Mano de obra ( ajuste ) = \$ 119.86/ton

Refinación de Plata = \$ 106.55 por kg de plata pagado

$$[( 1,235-34 )/1000] ( 0.95 ) ( 106.55 ) = \$ 121.57/ton$$

Refinación de Cobre = \$ 0.02 por kg de cobre pagado

$$[( 299.5-15 ) ( 0.975 )] ( 0.02 ) = \$ 5.55/ton$$

Flete = \$ 62.96/ton

### Castigo de Pb en Cu :

$$( 68.4 ) ( 0.15 ) = \$ 10.26$$

### Castigo de Zn en Cu .

$$( 32 ) ( 0.14 ) = \$ 4.48$$

### Costo total fundición :

	1,175.31
	119.86
	121.57
	5.55
	62.96
+	10.26
	4.48
	<hr/>
	\$ 1,499.99/ton

Entonces la utilidad neta por venta de concentrado de plomo es.

$$\begin{array}{r} 6,287.77/ton \\ - 1,499.99/ton \\ \hline \text{Utilidad Neta por concentrado de cobre} = \$ 4,787.78/ton \end{array}$$

### Concentrado de Zinc.

Zinc, pagar el 85% del contenido de zinc al precio publicado, menos una deducción de \$0.21/Kg de zinc.

$$[( 537.30 ) ( 0.85 )] ( 10.63 - 0.21 ) = \$ 4,758.87/ton$$

Plata, deducir 90 g del ensaye de plata y pagar el 60% del resto al precio publicado, menos una deducción de \$0.21/g.

$$[( 160-90 ) ( 0.60 )] ( 1.47 - 0.21 ) = \$ 52.92/ton$$

Pb, Cu y Au, no se pagan.

Valor por tonelada de concentrado de Zn :

$$\begin{array}{r}
 \text{Zn} = 4,758.87 \\
 \text{Ag} = + 52.92 \\
 \text{Pb, Cu y Au} = \text{-----} \\
 \text{Total} = \$ 4,811.79/\text{ton}
 \end{array}$$

**Costo de la fundidora**

$$\begin{array}{r}
 \text{Cargo por tratamiento} = \$ 1,720.45/\text{ton} \\
 \text{Mano de obra ( ajuste )} = + \$ 119.86/\text{ton} \\
 \text{Flete} = \underline{\$ 62.96/\text{ton}} \\
 \text{Total} = \$ 1,903.27/\text{ton}
 \end{array}$$

Entonces la utilidad neta por venta de concentrado de plomo es:

$$\begin{array}{r}
 4,811.79 \\
 - 1,903.27 \\
 \text{Utilidad neta por concentrado de zinc} = \underline{\$ 2,908.52/\text{ton}}
 \end{array}$$

**VII.3.3 Cálculo de la producción anual de concentrado**

Una vez obtenido el ingreso por la liquidación de los concentrados, a continuación se procede a calcular el tonelaje de los concentrados que se obtendrán anualmente durante la vida del proyecto, esto se realiza empleando la siguiente fórmula y el siguiente cuadro de ensayos de concentrado y sus recuperaciones:

$$T_c = \frac{\{ (Re/100) (A_i) (L_a) \}}{L_c} \dots \dots \dots (1)$$

Donde:

- T<sub>c</sub> = Tonelaje de concentrado a producir
- Re = Recuperación de mineral en el concentrado
- A<sub>i</sub> = Tonelaje de alimentación
- L<sub>a</sub> = Ley de la cabeza en alimentación
- L<sub>c</sub> = Ley del concentrado

CONCEPTO PESO SECO	ENSAYES					RECUPERACION					
	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	
CABEZA	183,714.00	0.37	112.68	1.49	0.36	1.59	100	100	100	100	100
PLOMO		6.84	40.44	58.23	6.12	5.49	31.43	66.52	86.46	20.71	3.88
COBRE		3.46	12.35	6.84	29.95	3.2	8.61	11.02	5.51	54.96	1.23
ZINC		0.49	1.60	0.67	1.61	53.73	4.93	5.73	2.16	11.86	82.52
COLAS		0.17	2.21	1.1	0.11	0.25	55.03	16.73	5.87	12.47	12.37

Por lo que sustituyendo valores en la fórmula 1 se tiene:

$$T_c = \text{Plomo} = 4,064.40$$

$$T_c = \text{Cobre} = 1,213.65$$

$$T_c = \text{Zinc} = 4,486.23$$

Completando el cuadro, se tiene:

CONCEPTO PESO SECO		ENSAYES					RECUPERACION				
		Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
CABEZA	183,714.00	0.37	112.68	1.49	0.36	1.59	100	100	100	100	100
PLOMO	4,064.40	6.84	4044	58.23	6.12	5.49	31.43	66.52	86.46	20.71	3.88
COBRE	1,213.65	3.46	1235	6.84	29.95	3.2	8.61	11.02	5.51	54.96	1.23
ZINC	4,486.23	0.49	160	0.67	1.61	53.73	4.93	5.73	2.16	11.86	82.52
COLAS	173,949.72	0.17	2.21	1.1	0.11	0.25	55.03	16.73	5.87	12.47	12.37

Para el quinto año de producción se tiene:

CONCEPTO PESO SECO		ENSAYES					RECUPERACION				
		Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Au (g/ton)	Ag (g/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
CABEZA	183,713.00	0.37	112.68	1.49	0.36	1.59	100	100	100	100	100
PLOMO	4,064.40	6.84	4044	58.23	6.12	5.49	31.43	66.52	86.46	20.71	3.88
COBRE	1,213.65	3.46	1235	6.84	29.95	3.2	8.61	11.02	5.51	54.96	1.23
ZINC	4,486.21	0.49	160	0.67	1.61	53.73	4.93	5.73	2.16	11.86	82.52
COLAS	173,948.74	0.17	2.21	1.1	0.11	0.25	55.03	16.73	5.87	12.47	12.37

### VII.3.4 Cálculo de los ingresos anuales por la venta de concentrado

El ingreso anual por la venta de concentrado, se obtiene multiplicando el precio de la tonelada de concentrado por la producción anual, los ingresos por tipo de concentrado para los cuatro primeros años de operación del proyecto se muestran en el siguiente cuadro.

CONCENTRADO	PRECIO POR TONELADA	PRODUCCION ANUAL (TONELADAS)	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4
PLOMO	\$6,574.71	4,064.40	\$26,722,251.32	\$26,722,251.32	\$26,722,251.32	\$26,722,251.32
COBRE	\$4,787.78	1,213.65	\$5,810,689.20	\$5,810,689.20	\$5,810,689.20	\$5,810,689.20
ZINC	\$2,908.52	4,486.23	\$13,048,289.68	\$13,048,289.68	\$13,048,289.68	\$13,048,289.68
INGRESO ANUAL TOTAL			\$45,581,230.20	\$45,581,230.20	\$45,581,230.20	\$45,581,230.20

Para el quinto año de producción se tiene:

CONCENTRADO	PRECIO POR TONELADA	PRODUCCION ANUAL (TONELADAS)	AÑO 5
PLOMO	\$6,574.71	4,064.40	\$26,722,251.32
COBRE	\$4,787.78	1,213.65	\$5,810,689.20
ZINC	\$2,908.52	4,486.21	\$13,048,231.51
INGRESO ANUAL TOTAL			\$45,581,172.03

### VII.4 Amortización

Contablemente se permite cargar sistemáticamente una parte del costo de un bien intangible a los ingresos anuales que genere el proyecto, a esta asignación de costo histórico por concepto de tiempo se llama amortización, en este análisis se utiliza por simplicidad el método de la línea recta la que está dada por la siguiente ecuación:

$$Dt = \frac{P}{n}$$

Donde:

t = año (t = 1,2,3, . .)

Dt = Depreciación anual

P = Costo inicial

N = Vida depreciable esperada o periodo de recuperación

A continuación se presenta la tabla de amortización utilizada

CONCEPTO	COSTO INICIAL	PERIODO DE RECUPERACION	AMORTIZACION TOTAL
INVERSION	\$23,080,895.66	5	\$4,616,179.13

### VII.5 Estado de resultados

El estado de resultados proporciona un resumen financiero, de los resultados operativos de la empresa durante un periodo específico, a continuación en este análisis, se presenta el estado de resultados que se obtuvo durante un periodo de 5 años, que es el tiempo en el cual se extraerán las reservas minables de este proyecto.

#### ESTADO DE RESULTADOS

CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
INVERSION	23,080,895.66					
<b>INGRESOS POR VENTA DE CONCENTRADOS</b>						
CONCENTRADO DE PLOMO		26,722,251.32	26,722,251.32	26,722,251.32	26,722,251.32	26,722,251.32
CONCENTRADO DE COBRE		5,810,689.20	5,810,689.20	5,810,689.20	5,810,689.20	5,810,689.20
CONCENTRADO DE ZINC		13,048,289.68	13,048,289.68	13,048,289.68	13,048,289.68	13,048,231.51
TOTAL INGRESOS		45,581,230.20	45,581,230.20	45,581,230.20	45,581,230.20	45,581,172.03
<b>COSTO DE LO VENDIDO</b>						
DIRECTO		13,119,016.74	13,119,016.74	13,119,016.74	13,119,016.74	13,118,945.33
INDIRECTO		2,623,435.92	2,623,435.92	2,623,435.92	2,623,435.92	2,623,421.64
TOTAL COSTO DE LO VENDIDO		15,742,452.66	15,742,452.66	15,742,452.66	15,742,452.66	15,742,366.97
AMORTIZACION		4,616,179.13	4,616,179.13	4,616,179.13	4,616,179.13	4,616,179.13
UTILIDADES BRUTAS		25,222,598.41	25,222,598.41	25,222,598.41	25,222,598.41	25,222,625.93
GASTOS FINANCIEROS		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
UTILIDADES NETAS ANTES DE IMPUESTOS		25,222,598.41	25,222,598.41	25,222,598.41	25,222,598.41	25,222,625.93
IMPUESTOS (ISR)		8,827,909.44	8,827,909.44	8,827,909.44	8,827,909.44	8,827,919.08
REPARTO DE UTILIDADES (RUT)		2,522,259.84	2,522,259.84	2,522,259.84	2,522,259.84	2,522,262.59
TOTAL IMPUESTOS MAS RUT		11,350,169.28	11,350,169.28	11,350,169.28	11,350,169.28	11,350,181.67
UTILIDADES NETAS DESPUES DE IMPUESTOS		13,872,429.13	13,872,429.13	13,872,429.13	13,872,429.13	13,872,444.26
UTILIDAD NETA MAS AMORTIZACION		18,488,608.26	18,488,608.26	18,488,608.26	18,488,608.26	18,488,623.39
FLUJO DE CAJA ANUAL		18,488,608.26	18,488,608.26	18,488,608.26	18,488,608.26	18,488,623.39
FLUJO DE CAJA ACUMULADO		18,488,608.26	36,977,216.51	55,465,824.77	73,954,433.02	92,443,056.41

NOTA: Se considera una tasa de impuestos del 35% y 10% de reparto de utilidades

### VII.6 Periodo de cancelación

Por definición el periodo de cancelación, es el número de años requeridos para que la empresa recupere su inversión inicial de acuerdo con las entradas de efectivo calculadas en el estado de resultados, el periodo de cancelación se calcula de acuerdo con la siguiente ecuación:

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

Donde:

C = Inversión inicial

Pc = Periodo de cancelación

I<sub>k</sub> = Ingresos netos en el periodo de tiempo k

i = tasa de interés que se aplica, en este caso se considera una tasa compuesta por la tasa inflacionaria registrada en 1999 igual al 9.5%, más una tasa de 12.5% como premio al riesgo, por lo que se tiene que i = 21.5%

Sustituyendo valores en la ecuación y realizando operaciones en el cuadro siguiente, se tiene el valor presente de los ingresos generados durante los cinco años que dura el proyecto

AÑO	INGRESOS	TASA DE INTERES	VALOR PRESENTE
1	18,488,608.26	21.50%	15,216,961.53
2	18,488,608.26	21.50%	12,524,248.17
3	18,488,608.26	21.50%	10,308,023.19
4	18,488,608.26	21.50%	8,483,969.70
5	18,488,623.39	21.50%	6,982,696.83

De acuerdo con el cuadro anterior, el proyecto alcanza su periodo de cancelación aproximadamente a partir del octavo mes del segundo año

### VII.7 Tasa interna de retorno

Es la tasa de descuento en la cual la suma algebraica de los egresos y los flujos netos de efectivo (ingresos), llevados a valor presente es igual a cero. En términos económicos es la tasa de interés ganada sobre el saldo no recuperado de una inversión, de tal manera que el pago o el ingreso final lleva el saldo a cero, esta tasa se considera como un porcentaje siempre positivo y se representa por la siguiente ecuación:

$$P_D = P_I \dots\dots\dots(1)$$

Donde:

P<sub>D</sub> = Valor presente de los egresos

P<sub>I</sub> = Valor presente de los ingresos

De esta forma se tiene que:

$$0 = P_I - P_D \dots\dots\dots(2)$$

De acuerdo con la ecuación anterior, en el cuadro siguiente se determina la tasa interna de retorno para el proyecto

TASA INTERNA DE RETORNO				
AÑO	INGRESOS	TASA DE INTERES	FACTOR DE ACTUALIZACION	VALOR PRESENTE
1	18,488,608.26	75.26%	1.752590062	10,549,305.66
2	18,488,608.26	75.26%	3.071571925	6,019,265.94
3	18,488,608.26	75.26%	5.383206431	3,434,497.36
4	18,488,608.26	75.26%	9.434554093	1,959,669.54
5	18,488,623.39	75.26%	16.53490574	1,118,157.17
<b>INVERSION</b>	<b>-23,080,895.66</b>		<b>SUMA V.P.</b>	<b>23,080,895.66</b>

De acuerdo con la ecuación ( 2), se tiene.

$$- 23,080,895.66 + 23,080,895.66 = 0$$

Por lo que la tasa interno de retorno del proyecto es de **75.26%**, aproximadamente lo cual lo hace muy atractivo de llevarse a cabo.

### VII.8 Ganancia.

Es la diferencia obtenida, entre la suma de los ingresos netos reducidos a valor presente menos la inversión inicial; de esta forma se tiene:

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

Entonces:

AÑO	INGRESOS	TASA DE INTERES	FACTOR DE ACTUALIZACION	INGRESOS VALOR PRESENTE
1	18,488,608.26	21.50%	0.823	15,216,961.53
2	18,488,608.26	21.50%	0.677	12,524,248.17
3	18,488,608.26	21.50%	0.558	10,308,023.19
4	18,488,608.26	21.50%	0.459	8,483,969.70
5	18,488,623.39	21.50%	0.378	6,982,696.83

<b>SUMA INGRESOS V.P.</b>	<b>53,515,899.42</b>
<b>INVERSION</b>	<b>23,080,895.66</b>
<b>ENTONCES SE TIENE QUE LA GANANCIA ES DE:</b>	<b>30,435,003.76</b>



### VII.9 Porcentaje de ganancia sobre la inversión

Este porcentaje puede ser calculado de la siguiente forma.

$$PGI = \left[ \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right] \left[ \frac{\sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{-k} - C}{C} \right] [ 100 ]$$

Sustituyendo valores:

$$PGI = 45.58\%$$

## VIII.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones

Como resultado del análisis que se realizó en este trabajo, a continuación se dan las conclusiones más sobresalientes a las que se llegaron

Por ser la Frente 650-445 (nivel 19) la de mayor profundidad que se tiene en el complejo Tecolotes – Hidalgo, con su desarrollo se abre la posibilidad de crear nuevas estaciones de exploración, que permitirán conocer mejor el cuerpo tanto a profundidad como en el sentido longitudinal a través de nuevos programas con barrenación a diamante, incrementando las reservas de mineral dando mayor vida a la mina. Asimismo se espera que al implantarse el sistema con la barrenación en abanicos, la dilución de mineral sea menor a la que se tiene (aproximadamente 10%), y que la granulometría sea más manejable, evitando realizar voladuras secundarias que puedan afectar los servicios como son tuberías para aire, agua y los cables de corriente.

El total de metros que tienen que desarrollarse en obras de preparación es de 4,906, de los cuales 2,940 m van sobre veta y 1,966 m van sobre tepetate, en este punto hay que aclarar que todo el material que sea tumbado en el desarrollo de la frente 650-445, sill y primer subnivel, se vaciará a tolvas de la metalera general por no contar con el espacio suficiente para almacenamiento.

Una vez iniciado el tumbado de mineral con el sistema propuesto, la vida productiva del rebaje es de cinco años teniendo una cuota de producción de 183,714 ton /año de mineral, incrementándose la productividad en 21%, con respecto al total de la producción en la mina utilizando otros sistemas, obteniendo una ganancia por la venta de concentrado de \$30,435,003 76 al agotarse las reservas de mineral en ese rebaje.

Cabe aclarar que durante el desarrollo del análisis financiero, no se tomó en consideración el ingreso generado por la venta de concentrado, que se obtiene del rebaje propuesto con corte y relleno con tepetate, principalmente por que de manera contable comenzarían a generarse gastos que tendrían que ser registrados en libros, y por que este rebaje se propuso como una obra auxiliar que servirá para desalojar el tepetate de las obras de preparación que son requeridas por el sistema motivo de este trabajo.

La inversión necesaria para el desarrollo de las obras de preparación, es de \$23,080,895 66 y el tiempo requerido para la preparación del rebaje es de 11 5 meses, alcanzando su periodo de cancelación a partir del octavo mes del segundo año.

Con base a la evaluación financiera realizada, se determinó que es factible de llevarse a cabo el proyecto al presentar una tasa interna de retorno igual a 75.26% y un porcentaje de ganancia sobre la inversión de 45.58%

### Recomendaciones

Una vez que haya comenzado el tumbado del mineral con el sistema propuesto, es conveniente continuar con la exploración de la veta San Albino Cabrestantes, por lo cual es necesario continuar el desarrollo de la frente 530-180, en la que se crearían nuevas estaciones de exploración con barrenación a diamante para conocer más ampliamente su comportamiento geológico – estructural tanto a profundidad como en el sentido longitudinal, con la finalidad de incrementar el inventario de reservas que actualmente se tiene en ese lugar.

Las obras de preparación del rebaje en cada fase, deben ser realizadas con un estricto control en los tiempos de realización, evitando tiempos inefectivos de personal y equipo, para no afectar la duración total del proyecto.

Es necesario llevar un estricto control en la barrenación y cargado de los abanicos, evitando con esto:

- Excesiva dilución de la carga por dañarse los respaldos de veta.
- Daños a las obras cercanas.
- Granulometría que no pueda ser manejada con los equipos disponibles.
- Voladuras secundarias como son moneo o plasteo

Mantener comunicación continua con el departamento de geología y los perforistas, con la finalidad de dejar la menor cantidad de mineral en forma de pilares dentro del rebaje, lo cual ayudará a aumentar la recuperación del cuerpo.

El acarreo general en el nivel 19, debe mejorarse para cumplir con las nuevas metas de producción que se proponen, en este punto se sugiere realizar un estudio de factibilidad financiera para un proyecto de inversión, en el cual se contemple la creación de una plancha de concreto armado, la reparación total del sistema de vías y un sistema de desagüe a todo lo largo de este nivel, para que sobre él, transiten las locomotoras a “trolley” que actualmente se tienen en operación, lo que ayudaría a elevar la productividad en esta área que es parte muy importante dentro de la mina.

Por último, es muy importante continuar con los programas de mantenimiento preventivo que se realizan a todos los equipos, lo que reducirá los tiempos muertos que se tienen por fallas.

## B I B L I O G R A F I A

- **ARANDA RODRÍGUEZ  
ARMANDO**      **GEOLOGÍA DEL DISTRITO MINERO DE SANTA BÁRBARA**  
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ  
ESCUELA DE INGENIERÍA, GEOLOGIA  
TRABAJO RECEPCIONAL 1989
  
- **CAMPOS MIRELES  
FELIPE**      **APLICACIÓN DEL SISTEMA DE BARRENACIÓN LARGA EN**  
**LA UNIDAD SANTA BÁRBARA**  
UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE ZACATECAS  
TESIS PROFESIONAL
  
- **ING. FELIPE CAMPOS  
MIRELES**      **SUPERINTENDENTE DE MINA TECOLOTES**  
**REFERENCIAS PERSONALES**
  
- **GRUPO MÉXICO S.A.  
DE C.V.**      **MANUAL PARA EL INVENTARIO DE MINERAL**  
**SERVICIOS DE APOYO ADMINISTRATIVO.**  
**DIRECCIÓN DE PLANEACIÓN Y CONTROL**  
MARZO 1998
  
- **GRUPO MÉXICO S.A.  
DE C.V.**      **ESTADÍSTICAS DE PRODUCTIVIDAD DE EQUIPOS DE**  
**BARRENACIÓN Y REZAGADO**  
DATOS DE ARCHIVO, 1999  
UNIDAD SANTA BÁRBARA
  
- **GRUPO MÉXICO S.A.  
DE C.V.**      **ESTADÍSTICAS DE RENDIMIENTO ACERO DE**  
**BARRENACIÓN**  
DATOS DE ARCHIVO, 1999  
UNIDAD SANTA BÁRBARA
  
- **GRUPO MÉXICO S.A.  
DE C.V.**      **COSTOS DE ACERO DE BARRENACIÓN, EXPLOSIVO Y**  
**ARTIFICIOS**  
DATOS DE ARCHIVO, 1999  
UNIDAD SANTA BÁRBARA

