



2  
2+

# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

ESTUDIO COMPARATIVO DE LOS  
METODOS DE EXPLOTACION CORTE Y  
RELLENO VS TUMBE SOBRE CARGA.  
MINA LA RICA, REAL DEL MONTE,  
HIDALGO

T E S I S

Que para obtener el título de  
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

p r e s e n t a

HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ



Director de Tesis:  
ING. MAURICIO MAZARI HIRIART

México, D. F.

1998

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN

263440



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.



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA  
DIRECCION  
60-I-019

**SR. HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ**  
**Presente**

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

**ESTUDIO COMPARATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO VS TUMBE SOBRE CARGA. MINA LA RICA, REAL DEL MONTE, HIDALGO**

- I GENERALIDADES**
  - II GEOLOGIA**
  - III METODOS DE EXPLOTACION (ESTUDIO DE CASOS)**
  - IV PLANTA DE BENEFICIO**
  - V ANALISIS COMPARATIVO TECNICO-FINANCIERO**
  - VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**
- BIBLIOGRAFIA**

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

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

Atentamente  
**"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"**  
Ciudad Universitaria, a 20 de marzo de 1997  
EL DIRECTOR

  
ING. JOSE MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

JMCS\*RLR\*518.

## DEDICATORIA

**GRACIAS A DIOS. POR TU AMOR  
Y BENDICIÓN. POR PERMITIR  
REALIZARME COMO PROFESIONISTA.  
GRACIAS SEÑOR.**

**PARA MARÍA DE JESÚS GÓMEZ ALONZO.  
GRACIAS POR TU CONFIANZA, ESFUERZO  
E INCONDICIONAL APOYO.  
PARA TI MAMA DEDICO MI EDUCACIÓN,  
JUSTO A TI, A QUIEN LE DEBO TODO.**

**A MI PADRE.  
RAFAEL A. MELÉNDEZ SEVILLA (+)  
POR TU AMOR, TU PALABRA  
Y TU SABIO CONSEJO.  
A TU MEMORIA.**

**POR TI. POR HABERME AYUDADO EN  
MOMENTOS DIFÍCILES Y CONSEGUIR  
LO QUE ANHELAMOS. GRACIAS DALILA  
ARROYO OLMEDO. MI ESPOSA.**

**A MIS HERMANOS:  
RAFAEL A. MELÉNDEZ GÓMEZ  
ELISA M. MELÉNDEZ GÓMEZ  
JUAN CARLOS MELÉNDEZ GÓMEZ  
GRACIAS POR SU AYUDA  
Y SU SIEMPRE FIEL CONSEJO.**

**AL ING. MAURICIO MAZARI HIRIART.  
AGRADEZCO LA DIRECCIÓN DE LA TESIS,  
SU ENSEÑANZA ACADÉMICA Y  
FORMACIÓN PROFESIONAL.**

**A LA UNAM  
QUIÉN ME FORMÓ Y A QUIEN  
TENGO QUE ENALTECER.**

# **ESTUDIO COMPARATIVO DE LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN, CORTE Y RELLENO CONTRA TUMBE SOBRE CARGA, MINA LA RICA , REAL DEL MONTE , HGO.**

## **TEMARIO.**

**I. GENERALIDADES**

**II. GEOLOGÍA**

**III. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN. ( ESTUDIO DE CASOS )**

**IV. PLANTA DE BENEFICIO**

**V. ANÁLISIS COMPARATIVO TECNICO-FINANCIERO**

**VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

**BIBLIOGRAFÍA**

**ANEXO**

## CONTENIDO.

	Pag
<b>I. INTRODUCCION.</b>	1
1.1 GENERALIDADES.	2
1.2 LOCALIZACIÓN	2
1.3 ACCESO Y COMUNICACIONES	3
1.4 TOPOGRAFÍA Y DESAGÜE	3
1.5 CLIMA Y VEGETACIÓN	4
1.6 RESEÑA HISTÓRICA	4
<b>II. GEOLOGÍA.</b>	7
II.1 PARAGENESIS	7
II.2 MINERALOGÍA	7
II.3 ESTRATIGRAFIA	8
II.4 YACIMIENTOS MINERALES	10
II.5 SISTEMA DE VETAS	10
II.5.1 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	11
II.5.2 RESERVAS MINERALES	12
<b>III. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN. ( ESTUDIO DE CASOS )</b>	16
III.1 OBRAS DE DESARROLLO	16
III.2 DESCRIPCIÓN . CORTE Y RELLENO.	17
III.2.1 CON DESMONTE DE LA VETA. ( TUMBE SELECTIVO).	17
III.2.2 SUGERENCIAS	20
III.3 DESCRIPCIÓN. TUMBE SOBRE CARGA :	20
III.3.1 CORTES HORIZONTALES	20
III.3.2. BANQUEO ASCENDENTE	23
III.3.3. SUGERENCIAS	24
III.4 PROPUESTA. TUMBE SOBRE CARGA CON CRUCEROS DE EXTRACCIÓN.	25
III.5 ACARREO Y MANTEO.	28
III.6 BOMBEO	30
<b>IV. PLANTA DE BENEFICIO</b>	31
IV.1 TRITURACIÓN	31
IV.2 MOLIENDA	32
IV.3 FLOTACIÓN	33
IV.4 CIANURACIÓN	34
IV.5 PRECIPITACIÓN	36
IV.6 FUNDICION	37
IV.7 REFINACION	37
IV.8 COSTOS	39

<b>V. ANÁLISIS COMPARATIVO TÉCNICO-FINANCIERO</b>	<b>40</b>
V.1 COSTOS DE MINADO PARA CADA MÉTODO	40
V.2 COSTOS COMPARATIVOS	54
V.3 LEY MÍNIMA DE CORTE PARA CADA MÉTODO	57
V.4 RENTABILIDAD	59
V.5 ELECCION DEL METODO	70
V.6 FLUJO NETO DE EFECTIVO	71
V.7 VALOR PRESENTE NETO	72
V.8 TASA INTERNA DE RETORNO.	73
V.9 INDICES FINANCIEROS	74
V.10 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD	75

<b>VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>76</b>
---	-----------

<b>BIBLIOGRAFIA.</b>	<b>78</b>
----------------------	-----------

#### **ANEXOS**

ANEXO 1 .- COSTOS UNITARIOS	79
ANEXO 2 .- CANTIDADES DE EXPLOSIVOS BARRENOS 1.80 m.	95
ANEXO 3 .- CANTIDADES DE EXPLOSIVOS BARRENOS 2.40 m.	96
ANEXO 4 .- DEPRECIACIÓN POR LÍNEA RECTA.	97
ANEXO 5 .- DEPRECIACIÓN ACELERADA.	98

## I. INTRODUCCION.

El principal problema que ha sostenido la mina "La Rica" es que no tiene un control sobre la producción diaria, sus diferencias se han observado siempre. Existen diferentes razones que afectan directamente a la producción, como largas distancias de acarreo, vías en mal estado, falta de programas de mantenimiento preventivo a equipo mecánico y eléctrico, constantes encampanes en chutes provocado por plantillas de barrenacion inadecuadas, insuficiente exploración que refleja un bajo cumplimiento con los programas de preparación de blocks para minar, pero lo mas importante radica precisamente en los métodos de explotación aplicados.

Actualmente, la administración canadiense ha tomado la decisión de dejar fuera el sistema de minado altamente selectivo como lo es el Corte y Relleno ( descostre ) y al Tumbe Sobre Carga convencional y ha implantado al Tumbe Sobre Carga con la variante de Banqueo Ascendente con el objetivo de elevar y controlar la producción. Este cambio fue repentino porque no existió capacitación al personal, ni justificación de tipo técnico que debería conocer la supervisión mina.

En la presente tesis se analiza a cada método de explotación en particular, considerando una nueva variante propuesta y presenta información técnico - financiera como resultado de una comparación entre los mismos métodos.

Se propone al Tumbe Sobre Carga con Cruceros de Extracción como un método de minado alternativo a los ya implantados. Debido a que la mina necesita una pronta modernización, el método se propone tomando en cuenta los problemas actuales de operación y la presencia de unidades de acarreo disponibles tipo diesel . La finalidad es establecer un método de explotación que garantice la mecanización de las operaciones de explotación y ofrezca calidad, continuidad y consistencia en la producción.

## **I.1 GENERALIDADES.**

La compañía Real Del Monte y Pachuca está integrada por tres unidades mineras en operación : La Rica, Purísima Concepción y San Juan Pachuca.

La unidad " La Rica " tiene dos zonas principales de producción, el nivel 550 y nivel 625. En N-550 se tienen desarrollando y explotando vetas principales como Dios Te Gule (DTG), La Rica y Alfredo, con un ancho promedio de 1.20 m y una ley media de 340 gr/ton de Ag y 1.7 gr/ton de Au. En el N-625, se desarrollan y explotan vetas principales como Dios Te Gule Principal (DTGP), Dios Te Gule Del Bajo Dos (DTGFW2), Sorpresa y Ures, con anchos promedio de 1.0 m o menos y leyes media de 320 gr /ton de Ag y 1.0 gr /ton de Au.

Existen zonas de rebajes antiguos en N-550, que muestran leyes favorables de cabeza de 150 a 180 gr/ton de Ag ( ley de mina ), estos retajes son extraídos por la explotación de ruinas donde existe la recuperación de pilares de buena ley con 220 gr/ton de Ag y 0.8 gr/ton de Au.

Mina "La Rica" tiene una producción actual de 350 ton/día, y una producción programada para 1997 de 540 ton/día. La diferencia en la producción será alcanzada por la reciente introducción a la operación de equipo diesel para rezagado, cargar, acarrear y descargar.

El método de minado recientemente implantado es el Tumbé Sobre Carga por Banqueo ascendente.

Las leyes de cabeza son de 213 gr/ton de Ag y 1 gr/ton de Au. Se tiene una productividad de 16 ton/hombre, pretendiendo alcanzar las 21 ton/hombre.

A nivel compañía se estima una producción mensual de 27 kg de Au y 6 ton de Ag. El producto comercial final son barras de plata de 99.93 % de ley, y de 99.9 % de Au, además de concentrado Zn-Pb de 40 y 28 % respectivamente y productos terminados en artesanía de plata y galvanoplastia.

## **I.2 LOCALIZACIÓN.**

El distrito minero Pachuca-Real Del Monte, esta situado en la parte centro oriental de la república mexicana y en la zona centro meridional del estado de Hidalgo. Localizado a 100 Km al NE de la ciudad de México D.F., con las siguientes coordenadas geográficas :

20° 07' 30" Latitud Norte.  
98° 44' 00" Longitud Oeste.

El distrito abarca un área aproximada de 130 Km cuadrados, siendo el mas grande en extensión dentro de un grupo de áreas mineralizadas que se encuentran con rumbo NW 45° de Pachuca, a través de los estados de Hgo. y Qro. Ver figura 1.

### **I.3 ACCESO Y COMUNICACIONES.**

El distrito prácticamente no tiene problemas de comunicación y acceso. Por carretera está comunicado con la ciudad de México por la autopista México-Pachuca y por la carretera federal No 105 México-Tampico. Al Oeste se comunica con la ciudad de Tula , al Sureste con Tlaxcala y al Este con Tulancingo.

Por ferrocarril se comunica a la ciudad de México por medio de servicio diario. Por vía aérea, cuenta con un aeropuerto a 4 km al sur de Pachuca, en el que hay vuelos particulares y comerciales.

En el área de telecomunicaciones no tiene deficiencia alguna debido a la relativa cercanía con la ciudad capital.

### **I.4 TOPOGRAFÍA Y DESAGÜE.**

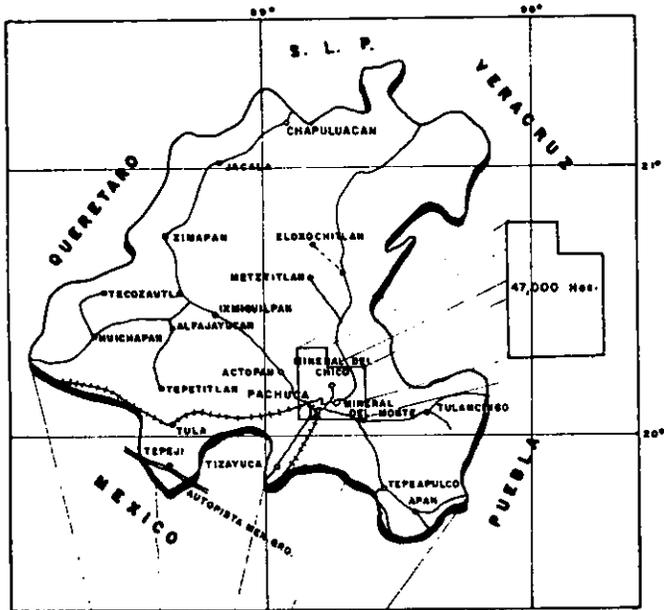
El distrito esta situado en la sierra de Pachuca, se encuentra en el borde septentrional de la provincia fisiográfica denominada por Raisz (1959) Altiplanicie Neovolcánica. La provincia fisiográfica denominada sierra madre oriental comienza a poca distancia al norte de la sierra de Pachuca.

Pachuca esta situada a 2425 m snm, sobre terreno ligeramente inclinado en la entrada de un valle al borde nororiental de la cuenca de México.

Se observan tres clases principales de superficies topográficas, que son : 1. Superficie erosionada hasta la fase de madurez, se extiende a lo largo de la cresta de la sierra de Pachuca. 2. Pendientes erosionadas juvenilmente a los flancos de la sierra. 3. Superficie relativamente poco erosionada de la cuenca de México.

El sistema de desagüe es de régimen endorréico (desagüe interior) y se presenta al sur de Pachuca. El desagüe exterior se presenta al norte., noreste y noroeste de la cuenca de Pachuca con descarga al golfo de México.

# ESTADO DE HIDALGO



## EXPLICACION

- CARRETERA PAVIMENTADA ———
- CARRETERA REVESTIDA - - - - -
- VIA FERREA \_ \_ \_ \_ \_
- POBLADO •
- DISTRITO MINERO □



<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>CROQUIS DE LOCALIZACION</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
ESCALA:	FIGURA:
<b>SIN</b>	<b>1</b>

## **I.5 CLIMA Y VEGETACIÓN.**

Se caracteriza por su semiaridez, mientras que en Real Del Monte (Poblado a 9 km. de Pachuca) y a lo largo del flanco nororiental de la sierra es húmedo. La temperatura anual media es de 14.5 °C.

La vegetación de la sierra de Pachuca consiste en varias especies de gramíneas de clima árido, de ciertas variedades de cactus y yucas. Una zona de transición de cedro, piñón, encino y otros árboles se extienden al eje de la sierra de Pachuca. Predominan bosques variables de densos a abiertos. Durante tres siglos estos bosques suministraron madera para las minas del distrito, así como carbón para la reducción del mineral argentífero.

## **I.6 RESEÑA HISTORICA.**

El distrito minero Pachuca-Real Del Monte ha producido el 16% de la producción total mexicana, o sea el 6 % de la plata extraída de las minas en todo el mundo durante los últimos cuatro siglos y medio.

La historia del distrito se ha dividido en seis periodos principales ( Probert Alan, 1952 ) :

1. Los primeros 200 años posteriores a la conquista.
2. De el proyecto de desagüe (1738) hasta las guerras de independencia (1810).
3. La modernización bajo la gerencia de dueños particulares ingleses, mexicanos, norteamericanos, hasta (1906).
4. La explotación privada de 1906 a 1947.
5. Prolongación de la vida productiva por el gobierno mexicano de 1947 a 1960.
6. Consolidación como Empresa Paraestatal, 1960 - 1990.
7. La actualidad 1997.

1. Los primeros 200 años posteriores a la conquista. El español Bartolomé de Medina obtuvo de un alemán un secreto para la extracción de la plata de sus menas sin el gasto de la fundición a costo alto.

Su sistema consistía en la trituración del mineral en arrastres, hasta un lodo fino seguido por el traspaso de lodos a patios pavimentados con lajas, en donde se drenaba hasta la consistencia deseada y se extendía en "tortas" circulares con menos de 30 cm. de espesor las cuales eran rociadas con mercurio o azogue. La preparación para la amalgamación consistía en la conversión de los minerales de plata a cloruros por medio del rocío de la torta con sal cruda, con la adición de

sulfato de cobre crudo y a veces cal. El íntimo contacto entre mineral, reactivos químicos y el mercurio se lograba por medio de la pisada, al principio por los indios descalzos que luego fueron cambiados por caballos.

Esta invención causó una revolución en la metalurgia. el sistema de patio duró 350 años hasta la llegada de la cianuración.

2. De el proyecto de desagüe (1738) hasta la guerra de independencia (1810). El español Don Alejandro Bustamante y Bustillo propuso la consolidación de todas las minas abandonadas a lo largo de la veta vizcaína, para justificar el gran desembolso en el cuele de un socavón de desagüe a bajo nivel.

El desagüe de la veta vizcaína dio acceso a las frentes inundadas desde hacia 30 años. La producción comenzó a subir a cifras fabulosas.

En 1795 y 1801 fuertes lluvias aumentaron las corrientes de agua subterránea y el desagüe no pudo mantener el mismo ritmo. Hubo entonces 28 malacates en servicio continuo con un costo de operación anual de 250,000 pesos. El español Pedro Romero de Terreros tuvo que abandonar el proyecto de desagüe que le había dejado Bustamante.

3. Modernización bajo la gerencia de dueños privados, ingleses, mexicanos y norteamericanos.

Don Pedro, el tercer conde, ordenó a Castelazo que preparara un informe para la organización de una compañía a base de acciones de participación. Los suscriptores comprarían acciones de 10,000 pesos cada una para reunir 438,000 pesos, el conde recibiría el 50%, sin embargo no se presentó comprador alguno.

Rivafinoli, minero italiano experimentado llevó a Londres el informe de Castelazo; el y Kinder interesaron a John Taylor para formar la Compañía de Caballeros Aventureros en las minas de Real Del Monte a fines de 1823.

Durante año tras año los directivos ingleses suministraban fondos sin recibir utilidad alguna. En 1848 se le ordenó a Buchan ( gerente inglés) que liquidara la compañía inglesa original. Los capitalistas mexicanos Don Manuel Escandón y Don Nicanor Béistegui suministraron fondos a Buchan., quien hizo la venta a los propietarios mexicanos en octubre de ese año.

Las operaciones fueron bonancibles, especialmente después de la introducción del proceso de cianuración y del abandono de la amalgamación. A principio de siglo veinte iniciaron a operar pequeñas compañías como Cía. minera La Blanca y Anexas, Cía minera y beneficiadora de Maravillas y Cía. Explotadora de minas.

4. La explotación privada, de 1906 a 1947. Cambios notables en este periodo como la invención de la bomba centrífuga que hizo anticuadas las bombas cónicas de vapor traídas por los ingleses, facilitaron el desagüe y permitieron trabajar los laboríos a profundidad a menos costo.

La gran Sociedad Aviadora de Minas de Mineral Del Monte y Pachuca fue adquirida en 1906 por la United States Smelting, Refining and mining Company y en 1920 se cambia oficialmente al actual nombre de Compañía de Real Del Monte y Pachuca.

5. prolongación de la vida productiva por el gobierno mexicano, 1947 a 1960. La explotación del distrito pasó totalmente a manos de mexicanos con la compra de la compañía en 3,500,000 dólares por Nacional Financiera.

6. En esta etapa la compañía se consolida económicamente, convirtiéndose en la primera Empresa Paraestatal de México. se formalizo la extracción de ruinas, es decir rellenos de antiguos rebajes, así como los pilares no extraídos y se aumento el numero de barrenos exploratorios en busca de ramales y vetas.

7. Actualidad. La compañía Real Del Monte se desincorpora del sector público en 1990 y es entonces adquirida por el Grupo Acerero del Norte ( GAN). A finales de 1996 participa como actual accionista la empresa minera canadiense Consolidated Nevada Goldfield Corporation.

## II. GEOLOGIA.

### II.1 PARAGENESIS.

El periodo de formación de las vetas fue relativamente corto y brusco y el proceso fue sencillo y uniforme a través del distrito.

La figura 2 presenta una secuencia paragenética para el distrito. La longitud total de cualquier línea de la secuencia denota el tiempo durante el cuál se cristalizó un determinado mineral, pero no indica el tiempo absoluto, por lo tanto, una línea larga podría abarcar un tiempo mas corto que una línea corta. El tiempo relativo del depósito de un mineral determinado, con respecto a otros minerales, queda indicado por la posición horizontal de la línea dentro de la figura, siendo las líneas de la izquierda de edades mas antiguas que las de la derecha.

Cantidades de cuarzo granular de grano fino fueron de origen magmático o se debió a la desvitrificación de los derrames de lava. Siguiendo el primer flujo de cuarzo vino un influjo menor de calcita. Localmente la calcita fue depositada antes del cuarzo y fue cortada por éste, con la formación de cantidades menores de wollanstonita y antofilita.

( Black R. F 1963 ) . La mayor parte de los sulfuros de metales innobles precedió a los sulfuros argentíferos. En la mayoría de las vetas la calcopirita traslapó a la galena. La polibasita y la estefanita precedieron a la calcopirita y fueron reemplazados por esta, tanto la acantita y la argentita están presentes. Los otros sulfuros argentíferos, tales como la miargirita, la pirargirita y la proustita siguieron a la calcopirita y fueron de los últimos minerales hipogenéticos en formarse. La plata nativa, en donde no es secundaria o supergenética, es de origen hipogenética muy tardía. El oro nativo está incluido en la argentita como mineral hipogenético tardío.

### II.2 MINERALOGIA.

Los minerales primarios y secundarios en las vetas llegan a 25 especies. Las mas comunes son los sulfuros innobles primarios, sulfuros argentíferos primarios, cuarzo, calcita, albita y rodonita . Entre los sulfuros innobles la piritita es el mineral mas difundido, seguido por esfalerita, galena y calcopirita. Los sulfuros argentíferos son predominantemente la acantita y la argentita; la polibasita y la estefanita se encuentran en menos de la mitad de las vetas.

El cuarzo incluyendo la amatista, el ópalo y la calcedonia son el mineral de ganga mas abundante ( Black R. F 1963 ).

**SECUENCIA DE LA PARAGENESIS DEL DISTRITO MINERO  
DE PACHUCA-REAL DEL MONTE, HGO.**

<b>MINERAL</b>	<b>PRIMARIO</b>	<b>SECUNDARIO</b>
----------------	-----------------	-------------------

**MENA**

PIRITA ( $FeS_2$ )	_____	
CALCOPIRITA ( $CuFeS_2$ )	_____	
BLENDA ( $ZnS$ )	_____	
GALENA ( $PbS$ )	_____	
ARGENTITA ( $Ag_2S$ )	_____	
ESTROMEYERITA ( $CuAgS$ )	_____	
ACANTITA ( $Ag_2S$ )	_____	
CALCOCITA ( $Cu_2S$ )		_____
COVELITA ( $CuS$ )		_____
ORO ( $Au$ )		_____
PLATA ( $Ag$ )		_____

**SANGA**

CUARZO ( $SiO_2$ )	_____	
ADULARIA ( $K(AlSi_3O_8)$ )	_____	
BUSTAMITA ( $CoFeMn(Si_3O_8)$ )	_____	
CALCITA ( $CaCO_3$ )	_____	
RODOCROSITA ( $MnCO_3$ )	_____	
RODONITA ( $CaMn_4Si_6O_{18}$ )	_____	
HEMATITA ( $Fe_2O_3$ )		_____
MALAQUITA ( $[(Cu_2OH)_2CO_3]$ )		_____
LIMONITA ( $H_2Fe_2O_4(H_2O)$ )		_____

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>PARAGENESIS</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA:</b>	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
SIN	2

### II.3 ESTRATIGRAFIA.

Según Geyne A. R. 1955. Las rocas del distrito consisten en productos volcánicos interestratificados y ligeramente inclinados y cuya edad varía desde el oligoceno temprano hasta el plioceno tardío. Estas rocas yacen discordantemente encima de formaciones marinas mesozoicas intensamente plegadas y erosionadas cuya dirección estructural es hacia el NE.

La sucesión volcánica terciaria esta dividida en diez formaciones posteriores a el grupo El Morro, comenzando por la más antigua se denominan : F. Santiago, F. Corteza, F. Pachuca, F. Real Del Monte, F. Santa Gertrudis, F. Vizcaina, F. Cerezo, F. Tezuantla, F. Zumate y F. San Cristóbal.

Estas rocas varían en composición desde riolita a basalto con predominancia de dacita y andesita. Estas formaciones están separadas entre si por discordancias erosionales menores.

Es importante notar que casi todas las rocas han estado en grado variable a uno o mas procesos de alteración.

**Grupo El Morro.** Localmente contienen mezclados material tobáceo y derrames de lava contemporáneos, principalmente de composición variable de basáltica a andesítica ( Segerstrom, 1956 ).

**Formación Santiago.** Formación volcánica terciaria mas antigua, constituida principalmente por tobas, brecha y derrame de lavas de composición variable de riolítica a dacítica. El espesor expuesto es de 480 m su base no se ha alcanzado en los laborios mineros. Según indicios geológicos esta formación descansa discordantemente sobre el grupo El Morro.

**Formación Corteza.** Constituida por derrames andesíticos y basálticos con un miembro tobáceo basal. Única formación de andesita no porfídica en el distrito..El espesor de la formación es variable de 50 m a 300m y es la de menor resistencia al intemperismo y a la erosión de todas las formaciones.

**Formación Pachuca.** Consiste en un miembro clástico tobáceo cubierto por derrames andesíticos y dacíticos interestratificados con miembros tobáceos lenticulares. Su espesor varía en un promedio de 300 y 500 m. La alteración tipo es de origen deutérico y otra es de origen hidrotermal. La propilitización fué el proceso deutérico más común y la sericitización y silicificación fueron los procesos hidrotermales mas comunes.

**Formación Real Del Monte.** Consiste en una interestratificación de brecha de derrame, roca de derrame masivo y capas tobáceas de composición andesítica y dacítica que cubre concordantemente a la formación Pachuca.. Aflora en el NW con anchura media de 700 m. Su espesor máximo es de 350 m adelgazándose hasta un espesor mínimo de 120 m.

**Formación Santa Gertrudis.** Consiste en rocas de derrame masivo de composición andesítica predominante. Se distingue por sus derrames gruesos de andesita y dacita de piroxena, porfídicas, que son de grano grueso en comparación con otros derrames del distrito..

**Formación Vizcaína.** Es la que presenta una distribución superficial mas amplia de todas las formaciones. Comprende derrames de lavas, capas de brecha y toba y un miembro clástico basal extenso. La composición de su roca tipo es andecítica. La formación oscila en espesor entre 200 y 400 m. Estas rocas de derrame están alteradas en grado variable con cantidades menores de sericita, óxidos de hierro y epidota.

**Formación Cerezo.** Consta principalmente de derrames, brecha de derrame y capas volcánicas epiclásticas. Esta formación es la primera roca extrusiva sílica del distrito. Aflora en áreas aisladas diseminadas. Comprende tres tipos litológicos principales : 1) Material volcánico epiclástico bien estratificado. 2) Lava masiva con estructura fluidal y 3) Capas de brecha de derrame.

**Formación Tezuantla.** Consta de una sucesión de derrames de lava dacítica que aflora al SW del distrito, presenta un espesor máximo de 150 m. El conjunto mineralógico indica que la roca tipo es dacita.

**Formación Zumate.** Consiste de una sucesión de derrames, brechas de derrame aglomerados y ricas volcánicas epiclásticas de composición dacítica que sobreyacen con discordancia erosional y angular de grado variable a la formación Cerezo y Vizcaína. Su espesor máximo no se conoce. Un miembro clástico basal se presenta localmente. Un rasgo clásico que distingue la roca de derrame de esta formación con el resto es la presencia de fenocristales de feldespatos.

**Formación San Cristobal.** Consta de derrames densos de andesita olivinica. con pequeñas cantidades de capas tobáceas basales e intercaladas. Su espesor es variable, de 60 a 120 m. La erosión ha removido gran parte de la formación.

Los depósitos aluviales se distribuyen en abanicos y sobre las llanuras de inundación. Los depósitos varían desde masivos a bien estratificados de color gris amarillento.. En las tierras bajas y casi planas son de tamaño de arenas, limo y arcillas y al pie de las sierras se forman gravas. En los afloramientos el aluvi6n está cementado por caliche y por 6xidos de hierro hidratados. El valle tiene un relleno de aluvi6n con espesor de hasta 200 m. ( Geyne A. R. 1955 ).

Columna Estratigráfica, ver figura 3.

ERA	PERIODO	EPOCA	UNIDAD LITOLOGICA		ESPESOR	LITOLOGIA	
CENOZOICA	CUATERNARIO	PLEISTOCENO Y RECIENTE	DERRAMES LAVICOS DE BASALTO DE OLIVINO	ALUVION	TRAQUITA GUAJOLOTE	0 - 800	
			TERCIARIO	PLIOCENO	F. SAN CRISTOBAL	F. ATOTOMILCO EL GRANDE F. TARANGO	RIOLITA NAVAJAS
	FORMACION ZUMATE				0 - 360		
	FORMACION TEZUANTLA				0 - 160		
	FORMACION CEREZO				0 - 220		
	FORMACION VIZCAINA				0 - 600		
	MIOCENO	GRUPO PACHUCA			0 - 350		
		FORMACION SANTA GERTRUDIS			0 - 350		
		FORMACION REAL DEL MONTE			0 - 350		
		FORMACION PACHUCA			110 - 620		
		FORMACION CORTEZA			50 - 300		
	OLIGOCENO	FORMACION SANTIAGO			480		
		EOCENO	GRUPO EL MORRO			0 - 200	
MESOZOICA			CRETACICO	TARDIO	FORMACION MEZCALA/ MENDEZ		0 - 600
	TEMPRANO	FORMACION EL DOCTOR		100 - 1000			

**U. N. A. M.**

FACULTAD DE INGENIERIA

COLUMNA ESTRATIGRAFICA

TESIS PROFESIONAL

PRESENTA:

HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ

ESCALA:

SIN

FIGURA:

3

## 11.4. YACIMIENTOS MINERALES

Según Lindgren, 1933, los yacimientos minerales locales son de origen epigenético, ya que se presentan como rellenos de fisura. Se formaron como incrustaciones sobre los respaldos de cavidades abiertas, y solo en menor escala reemplazaron las rocas de los respaldos y los minerales formados con anterioridad.

El conjunto de minerales que forman los rellenos de veta, indican una temperatura baja de depósito, probablemente inferior a 200 ° C para casi todos los minerales y quizás inferior a 100 ° C hacia el final del depósito.

El contenido de metales innobles, en conjunto es errático en leyes, ya que no excede del 3 o 4 %. Los cuerpos minerales fueron formados en áreas ubicadas encima de los conductos utilizados por los fluidos mineralizantes ascendentes. Se formaron dentro de límites máximo y mínimo de temperatura que determinaron aberturas por movimientos estructurales antes y durante el periodo de mineralización.

Según Bateman (1950, p. 363) este tipo de yacimiento lo define como vetas de fisuras que se formaron por el relleno de cavidades por medio de procesos hidrotermales, o sea, rellenos hidrotermales de fisura del tipo epitermal.

## II.5 SISTEMA DE VETAS

Las vetas en el distrito se agrupan en un sistema oriental y un sistema norte. (Geyne A. R. 1955).

**Sistema Oriental.** Consiste de 16 vetas en el área de Pachuca y 10 vetas principales en el área de Real Del Monte, además de numerosas vetas y otras fracturas mas pequeñas en ambas áreas.

Las vetas individuales de este sistema tienen rumbos variables del NE45° al SE45°, muchas de ellas tienen un rumbo al SE. Estas vetas son sinuosas en echado, la mayoría buzando de 35° a 75°. Los rellenos de veta varían en anchura, de menos de 0.5 m hasta varios metros. La potencia promedio de las zonas productivas oscila entre 1.2 y 6.0 m.

Generalmente en este sistema., los cuerpos minerales tienen longitudes mayores según su rumbo que según su buzamiento, en donde ocurren cambios en rumbo o en buzamiento son comunes los ramales productivos.

## **YACIMIENTO MINERAL EN ESTUDIO :**

**Sistema Norte.** Este sistema se localiza en el área de Real Del Monte. Esta compuesto por 6 vetas principales y otras muchas menores que son ramales de las vetas principales. El sistema ocupa una zona de 4.5 km al norte y 3.0 km de oriente a poniente.

Las vetas principales en estudio y en explotación son La Rica, DTGP y Alfredo ( ver figura 4 ) que tienen variaciones de rumbo de veta, los buzamientos son fuertes, variando de 70 a 90 grados. La potencia de veta es variable, desde menos de 0.5 m hasta 2.0 m. metros. El ancho medio de las zonas productivas oscila entre 0.5 m. y 1.5 m. Las vetas generalmente se angostan donde se atraviesan los diques de pórfido cuarcífero, pero son menos afectados por los diques dacíticos.

La zona en estudio tiene un rasgo significativo, que los sulfuros innobles son mucho mas abundantes, especialmente a profundidad y se presentan diseminados en las rocas encajonantes.

## **II.6 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.**

Según Anderson, 1951 las rocas terciarias han sido deformadas por movimientos de intensidad variable, entre ligera y fuerte, acompañados por el desarrollo de fallas normales con buzamientos inclinados. Después del movimiento existe una intrusión de numerosos diques de pórfido dacítico y cuarcífero. El emplazamiento de diques fue seguido por fuertes fallamientos con separaciones verticales de 480 m y por movimientos locales con buzamientos de 40 grados. La deformación estuvo relacionada con el hundimiento de la zona central de la masa de rocas volcánicas hacia el final de la intrusión de los diques.

Las rocas intrusivas consisten en numerosos diques y cuerpos irregulares, que en la superficie varían en longitud, desde unos cientos de metros hasta 4 km, y de ancho desde unos metros hasta mas de 100 m. Varios cuerpos en forma de embudo parten de los diques, ensanchándose hacia arriba.

Existen tres tipos mayores de fallas : 1) Normales, 2) Laterales o a rumbo, 3) Cabalgadura. Otras fracturas y fallas se forman en los respaldos de cuerpos ígneos intrusivos.

Las fallas normales generalmente buzán a un ángulo mayor a 45° y han tenido movimiento según su buzamiento. Las fallas laterales o a rumbo son casi verticales y han tenido movimiento según su rumbo, pueden ser derechas (dextrales) o izquierdas (sinistrales). Las fallas de cabalgadura tienen

buzamientos menores a 45° y tienen su respaldo del alto desplazado hacia arriba por encima del respaldo del bajo.

Existen pliegues de diferentes longitudes que varían en amplitud de unos metros hasta más de 3 km. Tectónicamente la región pasó desde una fase de plegamiento hasta una de fracturamiento y fallamiento normal.

### **CARACTERÍSTICAS EXSTRUCTURALES CLAVE :**

Dentro de la zona de la mina nivel 625 la presencia de fallamiento es de tipo lateral siendo generalmente problema para la fortificación, en menor cantidad se observan abras de cuarzo que provocan inestabilidad en la obra.

La inconsistencia de la roca encajonante al alto de la veta no es común pero sí se presenta, en la etapa de desarrollo se fortifica con postes y tupido. En la etapa de Tumbé se procede a barrenar en arco para generar una bóveda y se repartan esfuerzos verticales y se puedan controlar los relizos.

La característica geológica estructural de difícil control es la variación en rumbo y echado de la veta que tiende a cambiar lo que provoca una alta dilución.

Se observan las principales vetas y fallas del distrito en la figura 4.

## **II.7 RESERVAS DE MINERAL.**

La clasificación y el cálculo de reservas es realizado por la gerencia de geología. Se presenta el inventario de mineral actualizado a diciembre de 1996.

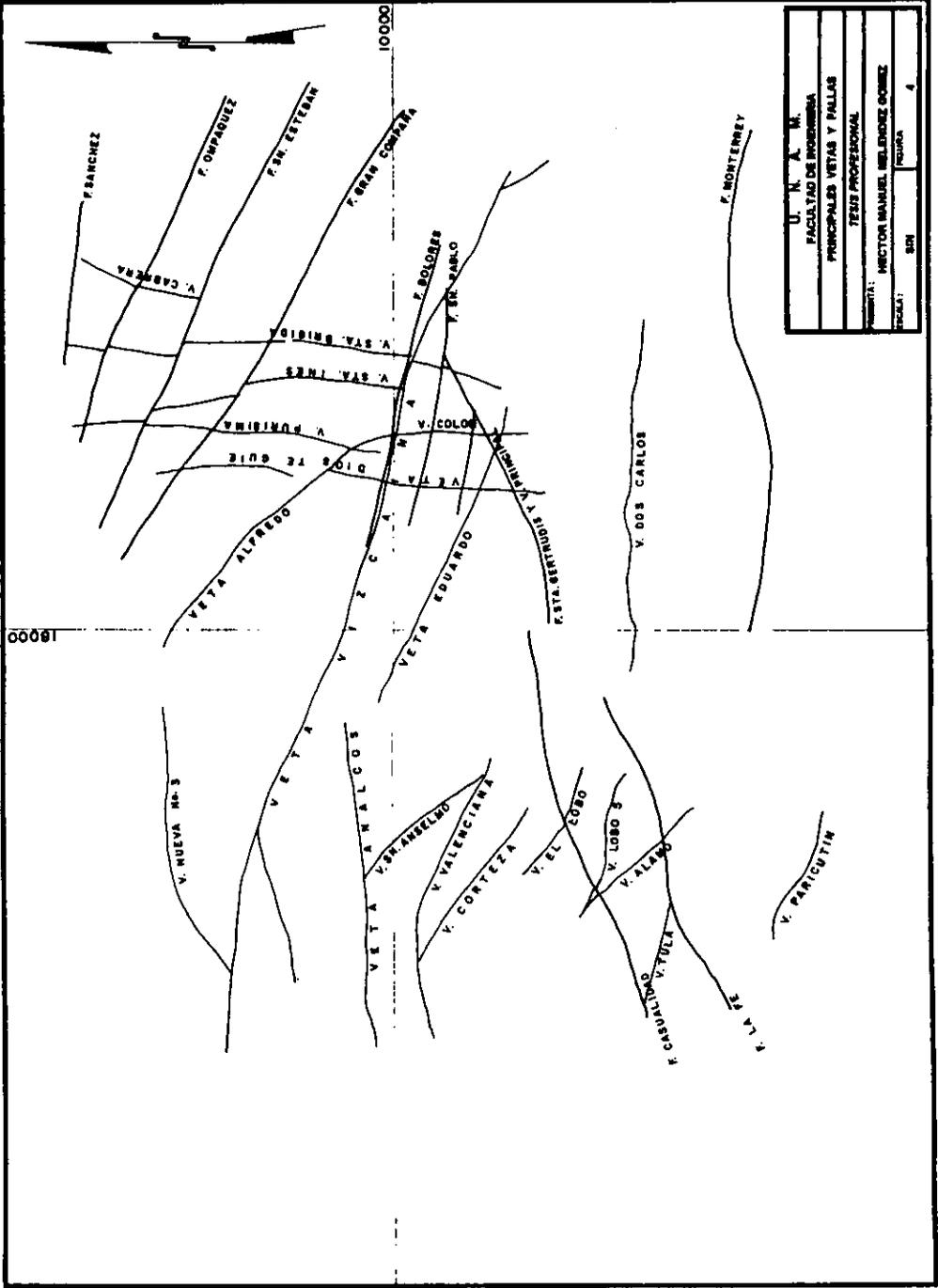
El método utilizado en el cálculo de reservas es el de "Bloques Minables", clasificado como método geométrico.

### **CLASIFICACIÓN DE RESERVAS.**

Se consideran por su importancia, tres tipos de clasificación de acuerdo a su grado de conocimiento :

#### **1.- GRADO DE CONOCIMIENTO.**

- **MINERAL PROBADO.** Block mineral que se encuentra delimitado y comprobado en tres de sus lados, pueden ser dos niveles y un contrapozo ó dos contrapozos y un nivel. Tiene un margen de error de 10%.



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
PRINCIPALES VETAS Y FALLAS	
TESIS PROFESIONAL	
AUTORIA: INGENIERO MANUEL MELLENDEZ GOMEZ	
ESCALA:	1:5000
FECHA:	1964
NO.:	4

- **MINERAL PROBABLE.** Conocido por una sola obra. Se estima un margen de error de 11 a 30 %.

- **MINERAL POSIBLE.** Se caracteriza por estar definido por criterios geológicos y mineralógicos, como comportamiento, alteración y continuidad de los yacimientos.

## 2.- ESTADO FÍSICO.

- **IN SITU.** Mineral que no ha sido tocado por ningún tipo de obra minera.
- **PILARES.** Mineral in situ que forma parte de la protección de cualquier obra.
- **RESERVAS QUEBRADAS.** Mineral quebrado disponible dentro de los rebajes o libre ( ruinas).

## 3.- SERVICIOS.

Clasificación en base a la ausencia o presencia de servicios como aire, agua y vía.

- **Todos los servicios.** Block mineral que cuenta con todos sus servicios.
- **Aire, agua pero sin vía.**
- **Vía pero sin aire y agua.**
- **Sin servicios.**

## 4.- ACCESIBILIDAD.

Numero de obras necesaria para lograr acceder a zonas de explotación.

- **INMEDIATAS.** Block explotable con obra no mayor a 50 m.
- **MEDIANO PLAZO.** Block explotable con obras mayores de 50 m y menores de 100 m.
- **LARGO PLAZO.** Block explotable con obras mayores a 100 m.

## **MÉTODO DE BLOQUES MINABLES :**

El principio se basa en la delimitación de los bloques en tamaño y forma, a través de obras mineras existentes, así como de rasgos geológicos y factores de tipo técnico - financiero como zonas de baja o alta ley y potencia del cuerpo.

La delimitación de los bloques es rectangular, existen bloques expuestos por sus cuatro lados definidos como mineral probado. Con tres lados expuestos se define como mineral probable y con dos lados expuestos como mineral posible. Cuando se tiene un solo lado con una combinación de barrenación a diamante se define como mineral posible.

El procedimiento de cálculo es por promedios aritméticos que buscan en todo momento la mejor representación de cada bloque, por el cual, se tiene un especial seguimiento a la cantidad y distribución de datos.

**EFFECTIVIDAD.** Una excelente representación por bloque involucra información de tipo genético del yacimiento, muestreo, análisis confiable y tamaño de bloques de 50 x 50 m. Se estima una efectividad porcentual por categoría :

Reservas probadas 90 %.

Reservas probables 70 %.

Reservas posibles 50 %.

Los resultados han sido favorables y la información de tonelaje y ley por block se han confirmado mediante la explotación del mismo.

## **RESULTADOS.**

Se presenta la estimación de reservas en base a su grado de conocimiento. Para mina " La Rica ", Ver tabla 1 y 2 y a nivel global , Ver tabla 3.

UNIDAD LA RICA

RESUMEN DE RESERVAS

TABLA No. 1

VETA	MINA	PROBADAS			PROBABLES			POSIBLES			TOTAL		
		TONS	LEY gr/ton.	Au	TONS	LEY gr/ton.	Au	TONS	LEY gr/ton.	Au	TONS	LEY gr/ton.	Au
		0											
LA RICA	LA RICA	54,349	480	0.00	43,555	342	0.00	32,952	235	0.00	130,856	372	0
ALFREDO	LA RICA	15,517	258	0.00	60,125	268	0.00	26,696	268	0.00	102,338	266	0.00
S.SABAS SECC. A	LA RICA Y PUR	46,176	296	0.00	84,780	293	0.00	24,236	289	0.00	155,191	294	0.00
S.SABAS SECC. B	LA RICA	35,399	246	0.00	14,427	251	0.00				49,826	247	0.00
S.SABAS SECC. C	S.S. JOSE	19,019	322	0.00	16,905	281	0.00				35,923	303	0.00
COLON No. 1	COLON	15,510	383	0.00	10,654	439	0.00				26,164	406	0.00
COLON No. 2	COLON	88,331	379	0.00	109,811	413	0.00				198,142	398	0.00
COLON No. 3	COLON	63,808	477	0.00	85,798	447	0.00	57,335	373	0.00	206,941	436	0.00
D.T.G.P.	SR.SN.JOSE	10,279	398	2.32	57,041	325	1.72	33,953	441	2.57	101,273	371	2.07
D.T.G. HILO FW	SR.SN.JOSE	14,980	369	2.27	25,374	310	2.04	30,240	219	1.38	70,594	284	1.81
D.T.G. HILO HW	SR.SN.JOSE	3,788	245	2.26	10,706	245	2.25	26,372	246	2.26	40,866	246	2.26
D.T.G. FW 1	SR.SN.JOSE	4,127	478	3.10	13,284	477	3.23	20,779	374	2.51	38,190	421	2.83
D.T.G. FW 2	SR.SN.JOSE	10,713	273	1.81	21,569	216	1.53	29,545	211	1.09	61,827	224	1.37
JURES	SR.SN.JOSE	34,452	398	0.75	44,713	423	0.48	23,739	349	1.24	102,904	398	0.75
JURES FW	SR.SN.JOSE	22,892	618	0.00	22,062	690	0.00	8,869	655	0.00	55,823	654	0.00
SORPRESA	SR.SN.JOSE	5,673	374	1.11	10,368	360	1.47	19,332	360	1.47	35,373	354	1.41
LA RICA	PURISIMA	42,026	332	0.00	33,080	298	0.00	26,655	254	0.00	101,761	301	0.00
LA PINTA	LA PINTA	3,402	360	0.00	16,931	268	0.00	24,236	268	0.00	44,569	275	0.00
LA PINTA FW	LA RICA	2,372	361	0.00	6,820	297	0.00	14,516	300	0.00	23,708	305	0.00
D.T.G.	LA RICA	14,333	321	1.71	43,841	314	1.64	47,585	289	1.45	105,759	304	1.56
INTERMEDIA	LA RICA	2,633	250		3,949	250					6,582	250	0.00
SUR No. 1	LA RICA	2,632	300		3,949	300		18,428	300		25,009	300	0.00
<b>TOTAL</b>		<b>512,411</b>	<b>382</b>		<b>739,741</b>	<b>355</b>		<b>465,467</b>	<b>308</b>		<b>1,717,619</b>	<b>350</b>	

# UNIDAD LA RICA

## RESUMEN DE RESERVAS

TABLA No. 2

ESTADO	TONELADA	LEY gr/ton.	
		Ag	Au
PROBADAS	512,411	382	1.2
PROBABLES	739,741	355	1.09
POSIBLES	465,467	308	1.00
TOTAL	1,717,619	350	1.14

## RESUMEN GLOBAL DE RESERVAS (POR CONOCIMIENTO)

TABLA No. 3

CLASIFICACION	TONELADAS	LEYES		CONTENIDOS	
		Ag grstan	Au grstan	Ag TONELADAS	Au KILOGRAMOS
PROBADAS	2,332,993	285	1.36	665	3178.66
PROBABLES	3,177,323	294	1.35	935	4276.36
POSIBLES	1,984,242	302	1.29	598	2558.46
SUBTOTAL	7,494,558	293	1.34	2,197	10013.48

## **11.6 COMENTARIOS.**

En la tabla 1 figuran por su importancia en altas leyes veta La Rica con 480 gr / ton. de Ag con 54,344 ton probadas y de inmediato plazo debido a su accesibilidad.

También figura Dios Te Gule del bajo 1 ( DTGFW 1 ) con 478 gr / ton Ag con 4,127 ton probadas.

La que presenta mejores leyes son Ures del bajo con 618 gr / ton de Ag con 22,892 ton probadas.

Están vetas son indicadores de una alta potencialidad de reservas en tonelaje y ley además que son estructuras de fácil acceso y con servicios.

En la figura 2 se precisan las reservas minables a corto plazo 512,411 ton con 382 gr / ton de Ag. Sus leyes pronosticadas son favorables que permiten establecer 8 años de operación bonancibles, mientras se genera mas información con obra directa para clasificar los actuales reservas probables a probadas.

La tabla 3 presenta las reservas a nivel global considerando las tres minas en operación. mina La Rica tiene el 22 % de toneladas probadas del total con ley media de 350 gr / ton de Ag y 1.14 gr/ ton de Au. El 23 % de toneladas probables y el 24 % de toneladas posibles.

### III. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN. ( ESTUDIO DE CASOS )

#### III.1 OBRAS DE DESARROLLO.

El desarrollo de la mina consiste en el cuele de frentes de desarrollo y exploración, que se cuelean a rumbo de veta, llevándose esta al centro de la misma. Estas obras tienen una sección de 2.0 x 2.20 m y una pendiente de ( + - ) 0.5 m.

A medida que avanza la frente, se van proporcionando los servicios ,como tubería de agua de 2.54 cm ( 1" ) y aire de 5.08 cm ( 2" ) de diámetro y vía.

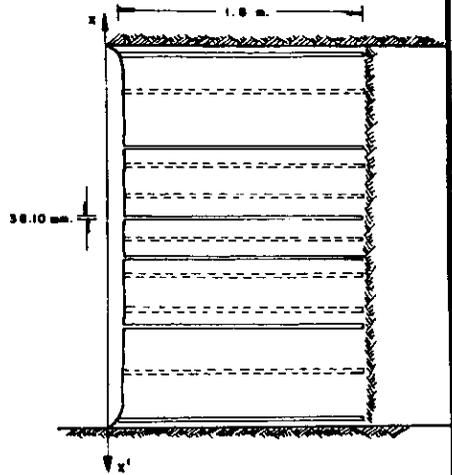
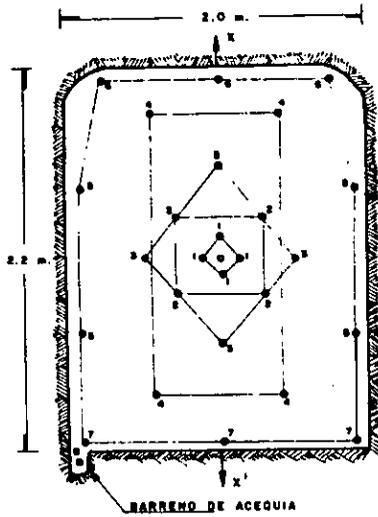
Para operaciones de cuele, la plantilla de barrenación consta de 28 barrenos totales, los cuales 27 se cargan y 1 barreno de alivio o quemado , tomando en cuenta que la cuña tipo utilizada es la " Cinco de oros ". Estas características de barrenación son las estandar, debido a una aceptable eficiencia por disparo para el tipo de roca existente. Ver figura 5.

Se utilizan máquinas perforadoras de pierna neumática,tipo Jackhammer (pistola ) marca Boart, con acero cónico de 1.80 m (6') con brocas desechables de tipo cruz con pastillas de carburo de tungsteno de 38 mm. ( 1 1/2" )

La dimensión de la obra, se debe básicamente a las características de operación del equipo de rezagado existente.

El rezagado se realiza mediante palas neumáticas montadas sobre vía, marca Eimco, modelo 12B, la cuál descarga sobre carros mineros o "conchas" de 1.3 ton de capacidad. El llenado se hace por medio de un giro del cucharón sobre el cuerpo de la pala.

Cada 50 m de desarrollo de la frente, se procede a dar cuele a un "escape"., el cual es una obra de las mismas características que la frente y que se cuele como crucero con un desarrollo de 7.0 m aproximadamente, con el objeto de escapar o hacer los cambios correspondientes de conchas llenas por vacías cada 50 m, se define la sección longitudinal de un block.



-  BARRENOS QUEMADOS
-  BARRENOS CARGADOS
- (1, 2, ..., 8) SECUENCIA DE DISPARO

BARRENOS QUEMADOS	1
BARRENOS CARGADOS	27
<b>TOTAL</b>	<b>28 BARRENOS</b>

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>PLANTILLA DE BARRENACION EN FRENTES DE DESARROLLO</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA: HECTOR MANUEL MELÉNDEZ GÓMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
SIN	5

## **III.2 DESCRIPCIÓN CORTE Y RELLENO.**

### **III.2.1 CORTE Y RELLENO CON DESMONTE DE LA VETA. CRDV. TUMBE SELECTIVO.**

Una variante del método es el CORTE Y RELLENO CON DESMONTE DE LA VETA, conocido también como " Descostre ". Es un sistema altamente selectivo e ideal para la explotación de vetas angostas como las existentes localmente ( menos de 1.0 m ).

El método consiste básicamente en minar primero la veta, extraerla del rebaje y levantar partidos para luego rellenar con tepetate el volumen faltante y tener un nuevo piso para alcanzar el siguiente corte ascendente.

El aspecto base e interesante es el ciclo del sistema. El objetivo principal es siempre tener carga disponible en los chorreaderos o metaleras.

El método se aplica a vetas angostas, de 0.30 m y 1.0 m de potencia, teniendo respaldos al bajo y al alto a roca como la andesita, de consistencia media a fuerte. El buzamiento de las vetas es de 70 grados promedio, con alta ley de 450 a 480 gr/ton de Ag y 1.7 a 2 gr/ton de Au.

### **OBRAS DE PREPARACIÓN.**

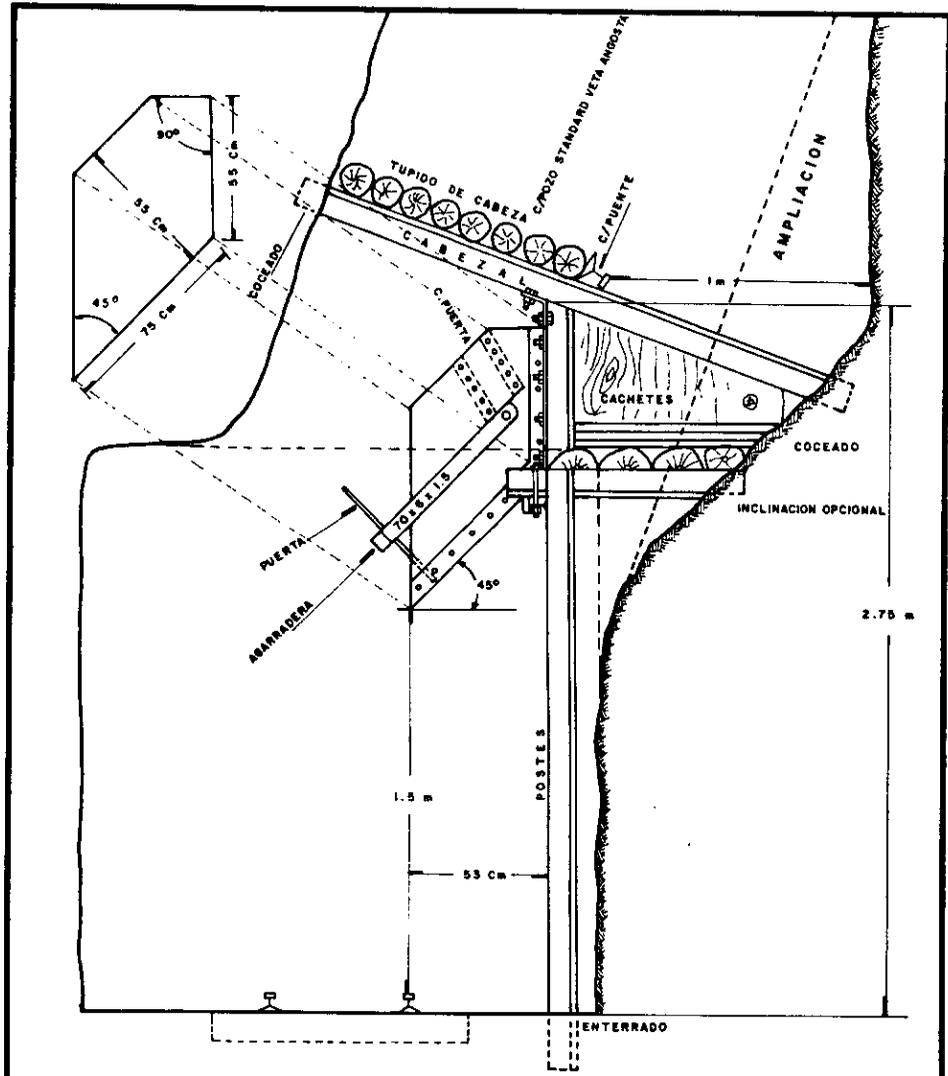
Las dimensiones del block a minar son de 50 .0 x 50.0 m. Planeando un pilar de piso y de cabeza final del rebaje de 3.0 m cada uno, siendo finalmente el terreno quién determine el ancho del pilar.

El block se prepara mediante el cuele de dos contrapozos extremos, con un desarrollo de 48.0 m verticales para comunicar nivel inferior con superior. Y un contrapozo central al block a 25.0 m, medidos de centro a centro con los contrapozos extremos.

Aunque no es común comunicar los contrapozos extremos en una primera etapa, si se desarrollan largos, a 25 o 30 m. Esto se hace cuando se quiere dar agilidad y rapidez a la preparación para empezar a proceder a los primeros cortes del rebaje.

Los contrapozos extremos son convencionales , con sección de 1.0 x 2.10 m. Los 2.10 m medidos longitudinalmente a la veta son porque se deja 1.0 m para el camino y 1.10 m para la metalera o chorreadero. Esta división se hace por medio de un "partido" de madera, utilizando rollizos de madera ( varillas ) y medias caña de encino ( rajas ). Ver figura 6 .

El contrapozo central es de sección 1.5 x 1.5 m y se desarrolla de 5.10 m (3.0 m verticales). Esta obra se cuele primero de 3.0 o 3.5 m al bajo de la veta a 45 grados, luego se endereza la barrenación para cortar o comunicar nuevamente



<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>ALCANCIA Y PARTIDO</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA:</b>	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
1: 20	6

veta. Este contrapozo se puede considerar "artificial" (después de tener la altura del pilar de piso), pues crecerá con los cortes del rebaje mediante un partido de madera. El objetivo es., ser utilizado solo como metalera.

Posteriormente o simultáneamente al cuele de los 3 contrapozos, se desarrolla un subnivel colado al bajo de la veta para dar estabilidad a la misma en el momento del tumbe de mineral. El subnivel se colará a lo largo del block comunicando los tres contrapozos. El ancho de la obra corresponderá al ancho del rebaje que está en función de la potencia de la veta. La altura es de 2.10 m (1.50 m para la maquina perforadora más 0.60 m del rompedor ).Ver figura 7.

**CASOS PARTICULARES.** Existen tres casos especiales que determinan un ancho distinto de minado.

Caso 1. Se presenta cuando se tiene una potencia de veta mayor a 0.40 m pero menor a 0.80 m. De esta manera se establece una relación 3:1 entre el ancho de minado y la veta.

caso 2. Se presenta si se tiene una potencia de veta mayor a 0.80 m pero menor a 1.50 m. Se observa una relación 1.5:1 entre el ancho de minado y potencia de veta.

caso 3. Su importancia es clave e indicador para cambiar al método de Tumble Sobre Carga. De esta manera si un rebaje se lleva por Corte y Relleno puede terminarse en un momento dado como Tumble Sobre Carga. La extracción de las demasías se hace con winche y se escrepea una tercera parte del corte tumbado a la metalera.

En la figura 7 se ilustran los tres casos mencionados y se describen de la siguiente manera:

Caso No. 1 . El ancho de minado es :  $A + B = 3A$

Siendo :  $A =$  Potencia de la veta.  
 $B =$  Ancho del tepetate.

Donde :  $0.4 \text{ m.} < A < 0.8 \text{ m.}$

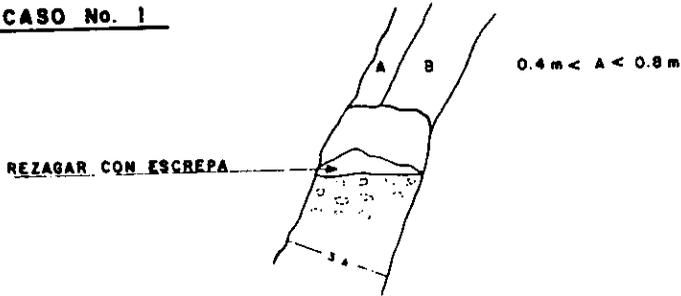
El volúmen de tepetate para rellenar el ancho de minado ( mineral + Tepetate ) será cuando :  $B = 2A$ . Significa que el ancho del tepetate debe ser el doble del ancho o potencia de la veta.

Caso No. 2 . El ancho de minado es :  $A + B = 1.5 A$ .

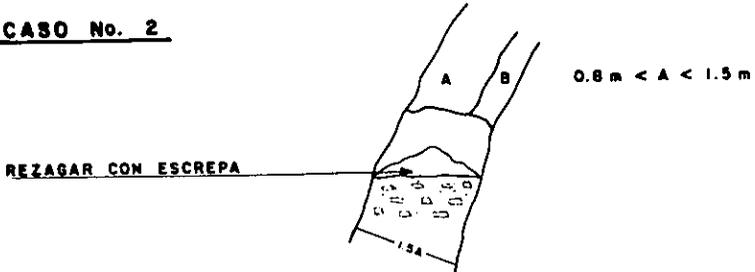
Donde :  $0.8 \text{ m.} < A < 1.5 \text{ m.}$

## SECCIONES TRANSVERSALES

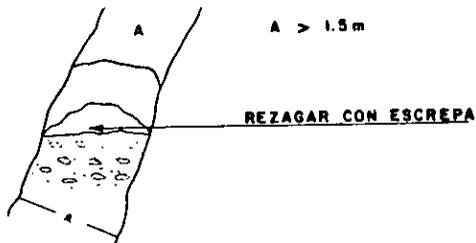
### CASO No. 1



### CASO No. 2



### CASO No. 3



#### LEYENDA

- A POTENCIA PROMEDIO DE LA VETA
- B ANCHO TEPETATE

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>ANCHOS DE MINADO EN EL CORTE Y RELLENO CON DESMONTE DE LA VETA</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
ESCALA:	FIGURA:
SIN	7

El ancho del tepetate deberá ser :  $B = 0.5 A$  . Así se lograra irrellenar todo el ancho de minado.

Caso No. 3 . El ancho de minado es simplemente la medida de la potencia de la veta. Para vetas arriba de 1.5 m.

El caso general es el número 1. Por ejemplo, para una veta de 0.50 m, se tiene :

$$A = 0.50 \text{ m}$$

$$B = 2A = 2 ( 0.50\text{m} ) = 1.0 \text{ m.}$$

Por lo tanto, el ancho del rebaje ( ancho del subnivel ) es :

$$A + B = 0.50 + 1.0 = 1.50 \text{ m-}$$

La preparación final del rebaje se observa en la figura 8.

### **MINADO.**

El subnivel preparado es el sill o nivel de desplante para el tumbé. A partir del cuál se empieza a barrenar de corte vertical ascendente a  $70^\circ$  (según el echado de la veta).

Para el tumbé se necesita utilizar una "parada" de barrenación o escala de fierros, debido a la altura del subnivel. La parada consiste en tres barrenas : de 0.60 m ( rompedor ), de 1.20 m. y de 1.80 m., con diámetros de brocas de 38 . 36 y 34 mm. respectivamente.

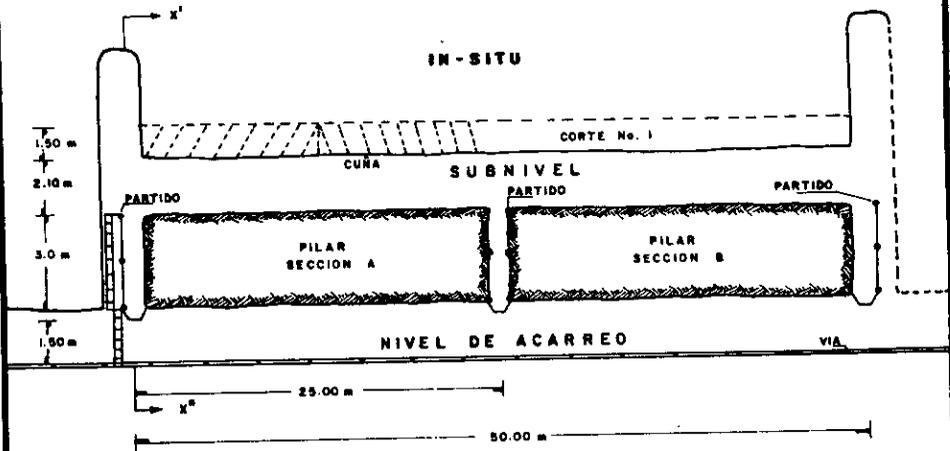
Una plantilla de barrenación para vetas angostas se observa en la figura 9 y 9A. La barrenación de veta y tepetate se da simultáneamente con patrones distintos y la disparada por separado.

Para iniciar un corte es necesario dar una cuña, se puede dar al centro de una sección o al extremo. El propósito de la cuña es generar una cara libre mas a los siguientes barrenos de corte. La cuña se da siempre sobre veta.

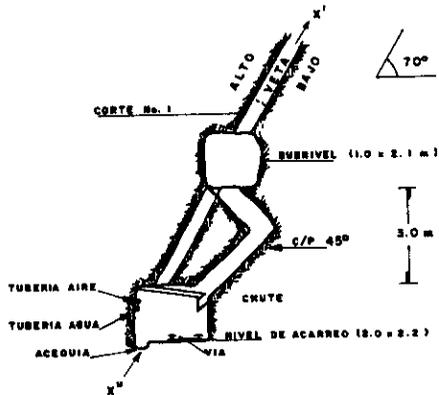
El ciclo es importante para el éxito del sistema. Una vez iniciado el tumbé. mientras se barrena en una sección del rebaje, al otro lado se debe escrepear carga. Terminado el escrepeo, se suben los partidos ( contrapozos artificiales) y se dispara tepetate para rellenar el rebaje, de manera tal que nos proporcione piso para el siguiente corte. El tepetate tumbado se aplanilla con escrepa o cuchilla de arrastre. El propósito del aplanille es dar un "nivel" entre tepetate y altura del partido, lo cuál facilitara el escrepeo de carga disminuyendo la probabilidad de dilución.

Si dividimos el rebaje a partir del contrapozo central, el ciclo se repite en ambos lados.

**SECCION LONGITUDINAL**



**SECCION TRANSVERSAL**

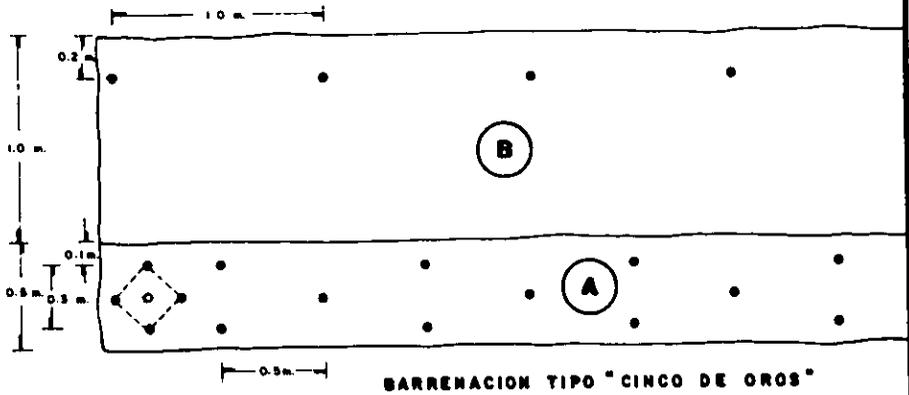


<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
PREPARACION FINAL DE UN REBAJE CRDV	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	
HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ	
ESCALA:	FIGURA:
SIN	8

**PLANTA**

VELA DE 0.50 m.

ESC. 1:25

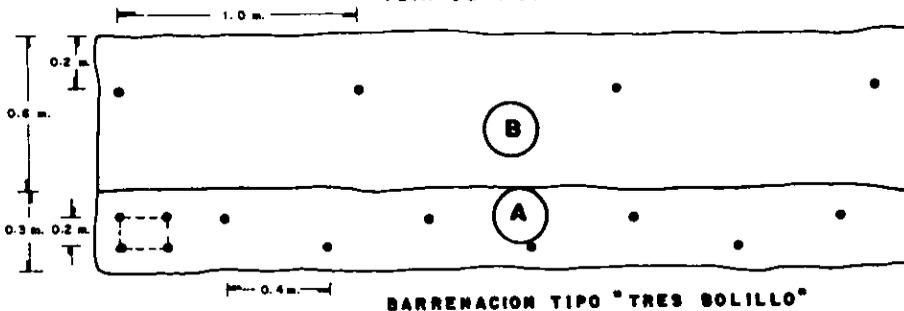


**BARRENACION TIPO "CINCO DE OROS"**

**PLANTA**

VELA DE 0.30 m.

ESC. 1:20



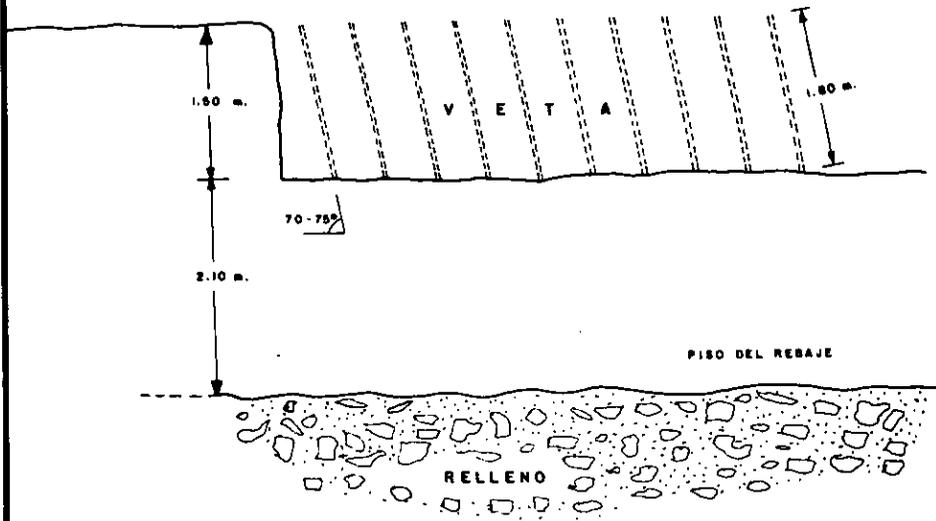
**BARRENACION TIPO "TRES SOLILLO"**

**LEYENDA**

- BARRENOS CARGADOS
- BARRENO DE ALIVIO
- A VETA
- B TEPETATE

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
DISEÑO DE PLANTILLAS DE BARRENACION EN VETAS ANGOSTAS C.R.D.V.	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	
HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ	
ESCALA:	FIGURA:
INDICADAS	9

SECCION LONGITUDINAL



<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
DISEÑO DE PLANTILLAS DE BARRENACION EN VETAS ANGOSTAS C.R.D.V.	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA: <b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
ESCALA: <b>1:50</b>	FIGURA: <b>9-A</b>

Este sistema puede tener otra variante, que consiste en sacar primero el tepetate y acumular como relleno el mineral económico que se queda en calidad de reservas quebradas. La manera de extraer la carga es quitando los partidos superiores y escrepeando carga a los chorrreaderos, ver figura 10.

El equipo utilizado para el tumbe es :

- Maquina perforadora tipo Stoooper marca Gardner Denver.
- Escrepa o cuchilla de 24", capacidad de cucharón de 0.072 m cúbicos (0.09 yd<sup>3</sup>)
- Motor o winche de 5 HP. Gardner Denver, modelo HEE .
- Motor o winche 5 HP: Ingersoll Rand de doble tambor.

### **III.2.2 SUGERENCIAS.**

Un punto clave en el ciclo del sistema es el tiempo de escrepeo de carga y el tiempo de aplanille de tepetate.. El equipo utilizado para esta etapa del ciclo es el winche, el cuál tiene acoplado dos tambores, que contiene enrollado el cable de acero que jala y empuja la escrepa. Por especificaciones técnicas, el winche alcanza su máxima eficiencia de escrepeo con un cable de 20.0 m de longitud. En la práctica ,el cable rebasa los 25.0 m., lo cuál disminuye notablemente dicha eficiencia. Esto es porque constantemente se enreda el cable al tambor ( de hecho no cabe) y hay demasiadas uniones de cable por nudos.

Por lo anterior, se puede formar un block de 60.0 m, de tres secciones, 20.0 m cada una. Llevando implícito el cuele de dos contrapozos artificiales.

De esta manera, el ciclo será mas eficiente pues en cada sección se operará así :

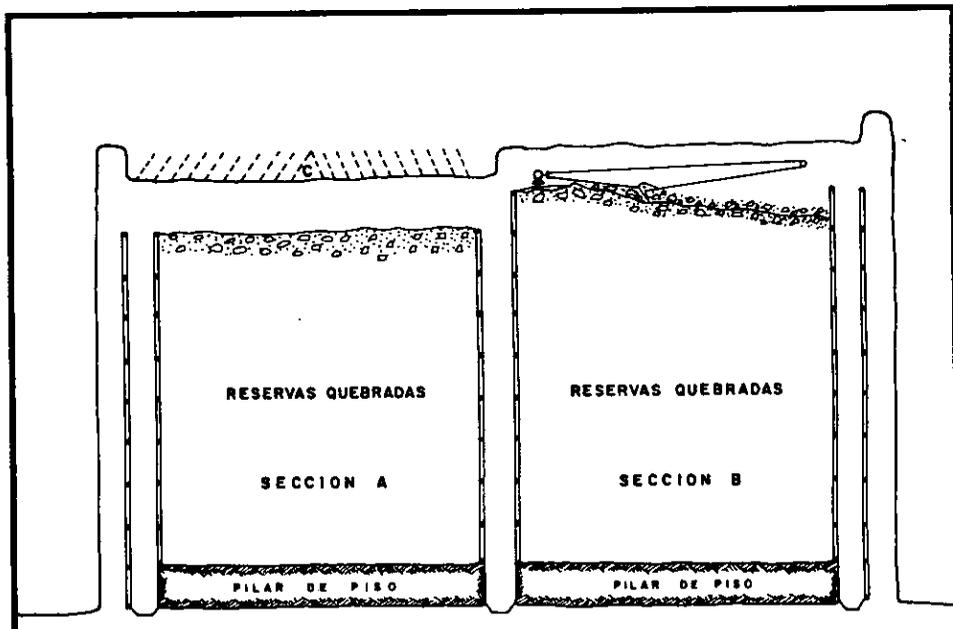
Sección 1.	Barrenación
Sección 2.	Escrepeo.
Sección 3.	Relleno y aplanille..

La figura 11 presenta una propuesta para el minado por Corte y Relleno con Desmonte de la Veta, mostrando las secciones para cada actividad del ciclo de trabajo

### **111.3 DESCRIPCION TUMBE SOBRE CARGA.**

#### **III.3.1 CORTES HORIZONTALES. TSCCH.**

El método es el TUMBE SOBRE CARGA CON CORTES HORIZONTALES y consiste en minar vetas con cortes horizontales producidos por barrenaciones verticales a rumbo y echado de la veta.



**C CUÑA EN TEPETATE**

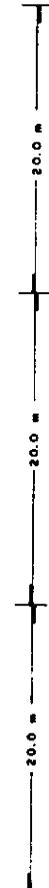
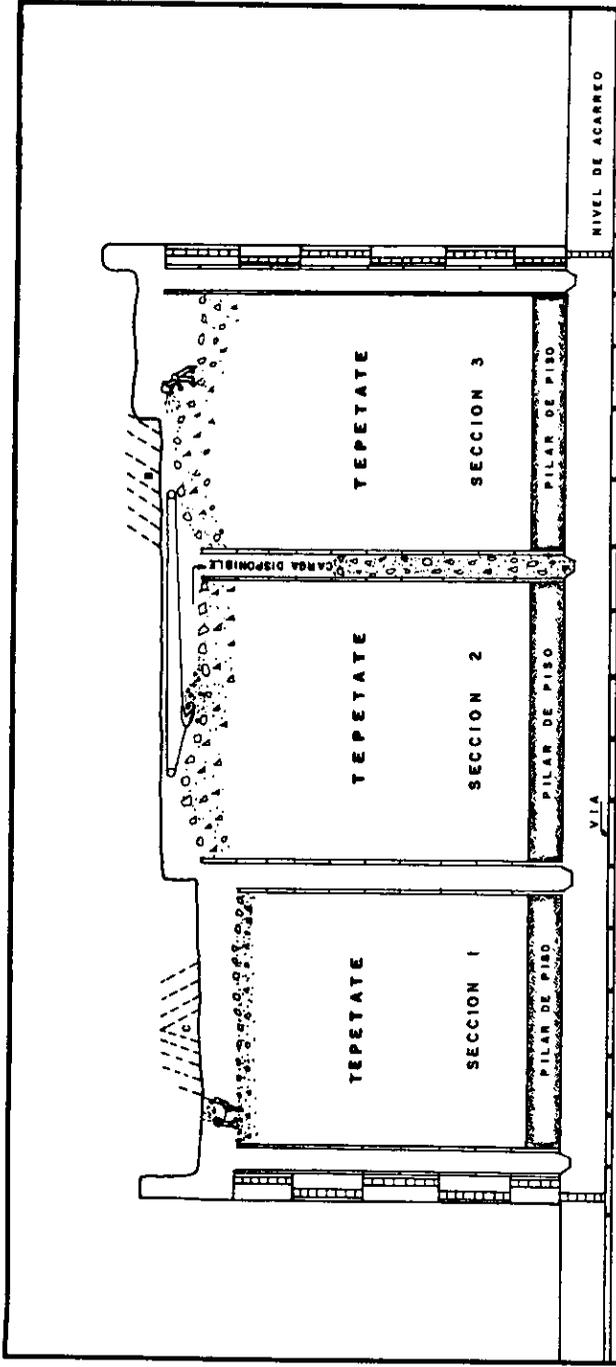
**TURNO 1**  
 BARRENACION TEPETATE A  
 APLANILLE MINERAL B  
 CAMBIO DE WINCHE B - A  
 DISPARAR TEPETATE EN A

**TURNO 3**  
 BARRENACION TEPETATE B  
 APLANILLE MINERAL A  
 CAMBIO DE WINCHE A - B  
 DISPARAR TEPETATE EN B

**TURNO 2**  
 ESCREPEAR EN A  
 SUBIR PARTIDO EN A  
 DISPARAR MINERAL EN A

**TURNO 4**  
 ESCREPEAR TEPETATE EN B  
 SUBIR PARTIDO EN B  
 DISPARAR MINERAL EN B

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
REBAJE CRDV CON MINERAL COMO RELLENO	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>
ESCALA:	SIN
FIGURA:	10



C CURA EN VETA  
 ■ BARRENO SOBRE TETEPATE

SECCION 1 BARRENO EN VETA.  
 SECCION 2 ESCREPO DE CARGA.  
 SECCION 3 OMPARANDO TETEPATE PARA RELLENO.

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CICLO DE INIADO EN TRES SECCIONES PARA CROY	
TESIS PROFESIONAL	
PRESENTA: HECTOR MANUEL BLENDEZ GOMEZ	
ESCALA:	PLANA
BIN	11

El sistema se considera flexible dado que puede en un momento dado cambiarse de variante o de sistema de minado.

El Tumbe Sobre Carga con Cortes Horizontales se adoptó como un método productivo y alternativo al Corte y Relleno con Desmante de la Veta. Principalmente cuando se presentan vetas anchas (igual o mayor a 1.5 m ) con leyes consistentes.

El sistema se aplica a cuerpos minerales con echado fuerte, superiores a los 70° y con leyes promedio de 320 a 360 gr/ton de Ag.

La dilución se presenta generalmente en la extracción de la carga, debido a el desprendimiento o caídos de los respaldos de la roca encajonante y cuando la barrenación del tumba no guarda paralelismo, esto provoca barrenamientos abiertos al fondo de los barrenos que llegan a tocar al tepetate.

Debido a la naturaleza del sistema, los pilares de piso, cabeza y costilla del rebaje, influyen directamente en la recuperación del mineral económico. Se considera un 83% de recuperación.

La alta dilución , el exceso de obras de preparación y la disposición del 33% de la producción, son las desventajas mas significativas de este método.

## **OBRAS DE PREPARACION.**

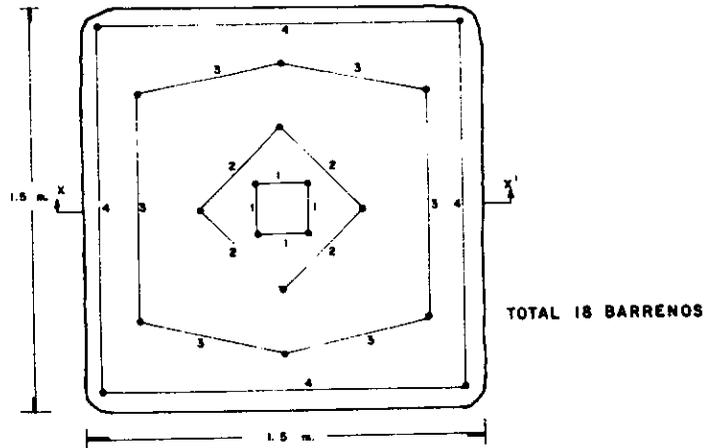
El tamaño del block a minar es de 50 x 50 m. El bloqueo horizontal del rebaje se va generando a través de los contrapozos extremos y se van desarrollando a medida que los cortes horizontales ascienden.

Basicamente la preparación consiste en tres etapas :

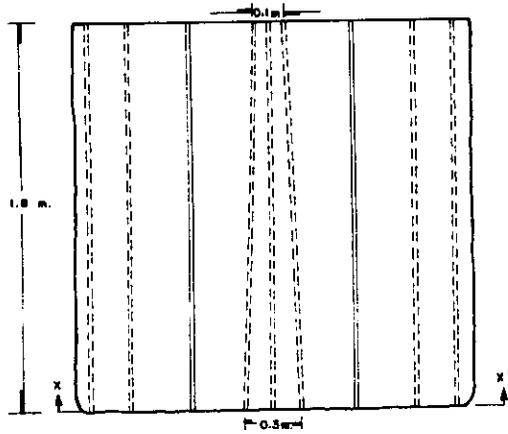
- Desarrollo de dos contrapozos extremos para acceso.
- Desarrollo de seis contrapozos de extracción y colocación de alcancias.
- Cuele de embudos de los contrapozos de extracción.

Desarrollo de contrapozos extremos.- Son contrapozos convencionales que se cuelan a 50 m de centro a centro, con sección de 1.0 x 1.5 m., cuya finalidad es el acceso, servicios, ventilación y muestreo del block. Para el cuele de estos contrapozos se dan 18 barrenos , todos cargados. La cuña estándar en estas obras es la " V " ( conocida localmente), como se observa en la figura.12.

**SECCION TRANSVERSAL**



**SECCION LONGITUDINAL**



**LEYENDA**

- BARRENOS CARGADOS
- (1,2,...4) SECUENCIA DE DISPARO

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
PLANTILLA TIPICA DE BARRENACION EN CONTRAPOZOS 1.50 X 1.50 m, CUÑA TIPO DE ANGULO	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
ESCALA:	FIGURA:
SIN	12

Los contrapozos se cuelan, de forma tal, que entre el camino y el rebaje se forme un pilar de costilla de 1.0 m. El acceso a el rebaje se hace por medio de "ventanas" de 1.0 x 0.60 m de sección.

**Desarrollo de contrapozos de extracción.-** Son contrapozos convencionales que se dan en 45°, con sección de 1.5 x 1.5 m., el cuele de estas obras tiene el mismo procedimiento de desarrollo que para el cuele del contrapozo central en el Tumble Selectivo. Estas obras son equidistantes a 7.0 m medidos centro a centro. Son 6 contrapozos con las mismas características.

Cada vez que se dan 2 disparos por contrapozo, se procede a dar coses o carceles para la colocación de alcancias o chutes de extracción. El propósito de este procedimiento es evitar rezagar del piso del nivel las siguientes disparadas del contrapozo y embudos.

**Cuele de embudos .-** Cuando los contrapozos de extracción tienen 3.0 m verticales del pilar de piso, se procede a desbocar o desbocinar hacia el centro y en forma cilíndrica, para generar un embudo por contrapozo, el cuál aumentará el grado de extracción. Los embudos se preparan en forma tal que sus perímetros coincidan.

Esta es la etapa mas tardada y costosa del sistema. La preparación final se observa en la figura 13.

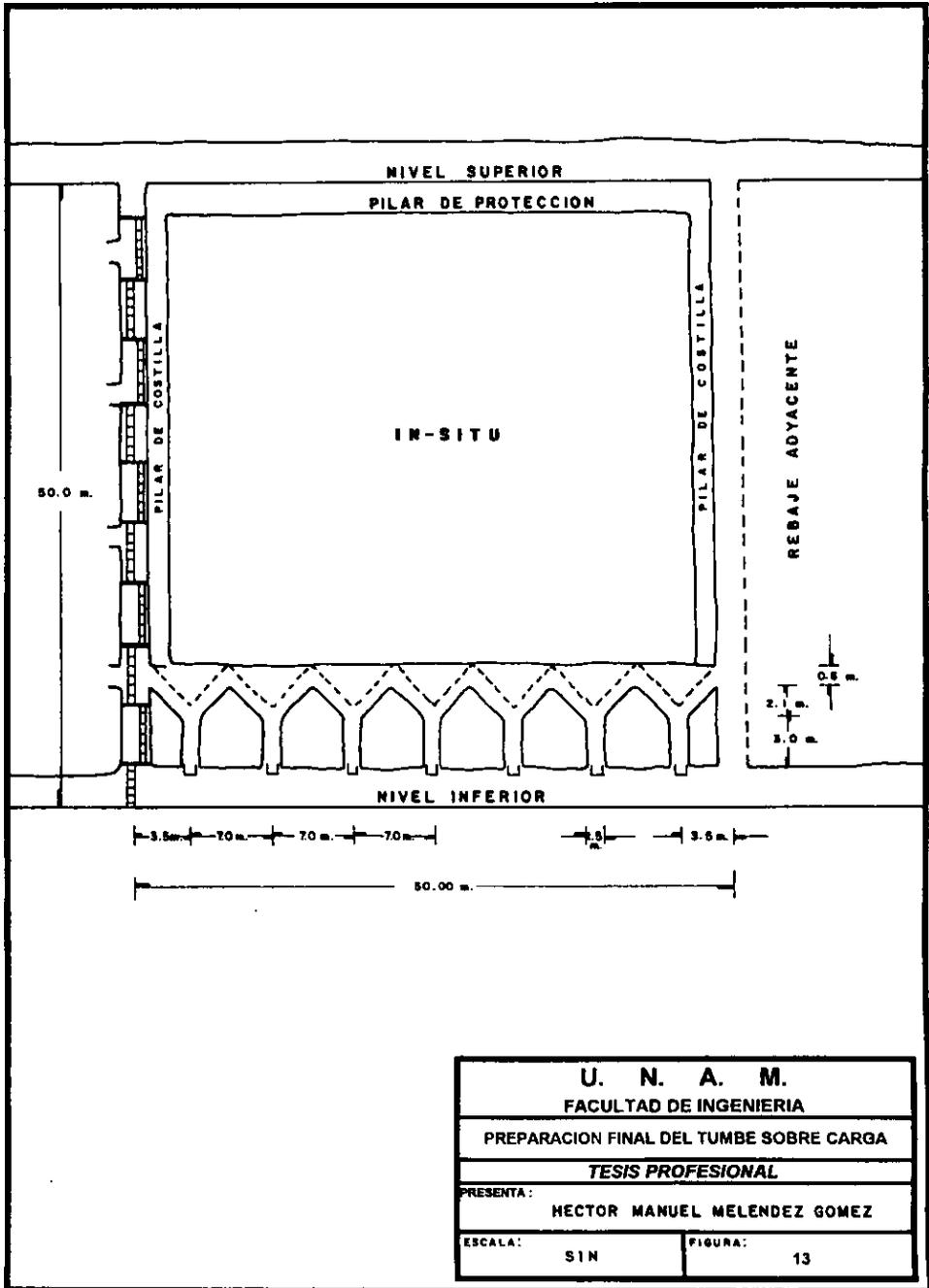
## **MINADO.**

El tumble se inicia barrenando en forma vertical ascendente. El inicio del primer disparo se hace dando una cuña. para generar caras libres y posteriormente seguir el corte en direcciones opuestas.

Este sistema tiene considerado utilizar dos maquinas perforadoras por turno ( 2 perforistas + 1 ayudante ). Lo anterior nos indica que la cuña debe darse al centro del rebaje para que el corte se vaya desarrollando hacia los extremos.

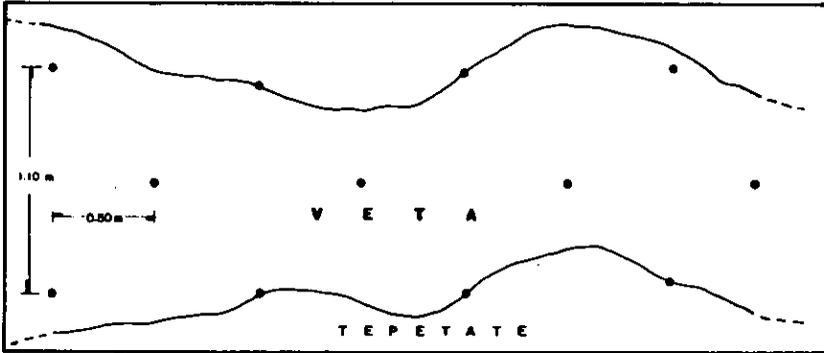
Normalmente se tienen dos tipos de plantillas de barrenación. En vetas angostas o presencia de ramaleos se aplica la barrenación en zig-zag o al tresbolillo, todos cargados. En vetas anchas (igual o mayor a 1.5 m ) la barrenación es en triángulo o cinco de oros. Diseño de plantillas de barrenación en tumble se observan en la figura 14.

Una vez que el corte llega a un extremo se deja el pilar de costilla y se cuele un contrapozo vertical al principio (3.0 m) y luego se desvía a 45° para "ventanear" el rebaje. Esta obra es de 1.0 x 1.5 m con una altura vertical de 6.0 m con la finalidad de rendir para 4 cortes ascendentes aproximadamente.

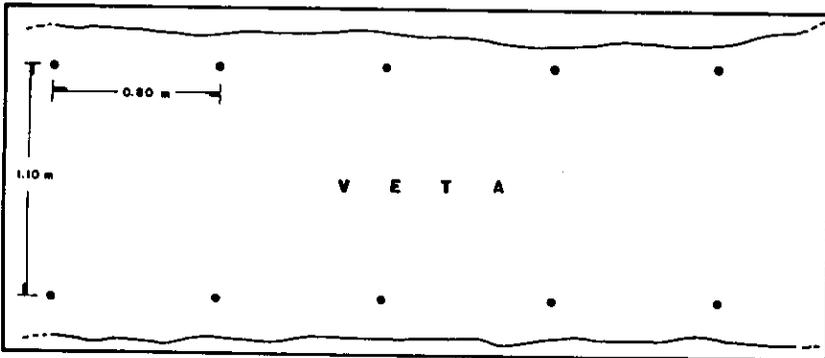


<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>PREPARACION FINAL DEL TUMBE SOBRE CARGA</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA:</b>	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
<b>S1N</b>	<b>13</b>

VETA INCONSISTENTE EN ANCHO. POTENCIA PROM. 1.5 m.  
 BARRENACION TIPO " CINCO DE OROS "



VETA INCONSISTENTE EN ANCHO. POTENCIA PROM. 1.5 m.



<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>PLANTILLAS DE BARRENACION EN TSCCH</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA:</b>	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
1: 25	14

El equipo utilizado en el tumbado son máquinas perforadoras Jackhammer tipo pistolas y Carabinas (Stoopers). Se usa acero cónico de 1.80 m con broca desechable tipo de cruz o a veces brocas de botones de cinco insertos, ambas de 38 mm. ( 1 1/2" ). La eficiencia de disparo es del 85 %.

La etapa del tumbado es dinámica, produciendo una aceptable pero no deseada productividad y selectividad.

### **III.3.2. BANQUEO ASCENDENTE. TSCBA.**

Otra variante del Tumbado sobre Carga es el BANQUEO ASCENDENTE. Este método es similar al de Cortes Horizontales, la diferencia radica en la etapa del tumbado.

El Banqueo Ascendente se aplica bajo las mismas condiciones geoestructurales que para el Tumbado Sobre Carga con Cortes Horizontales

Un inconveniente en la aplicación de este método es la presencia de vetas ramaleadas, la inconsistencia en rumbo y zonas donde la veta abre y cierra. El problema se minimiza, dado que los cuerpos presentan una consistencia en leyes.

El factor a controlar en la etapa de minado es el ancho del rebaje y la dilución.

El sistema es considerado altamente productivo, principalmente porque la eficiencia por disparo es del 90% aproximadamente, considerando una longitud de barrenación mayor que para el de Cortes Horizontales.

Las obras de preparación son prácticamente las mismas que para el Tumbado Sobre Carga con Cortes Horizontales.

### **MINADO.**

El tumbado puede iniciarse de dos maneras, a partir de : 1) Un contrapozo extremo al rebaje ó 2) Un contrapozo central.

1.- Contrapozo extremo al rebaje.- Se realiza a partir de un contrapozo convencional a 45°, con sección 1.5 x 3.0 m , localizado al extremo del rebaje. El objetivo de esta obra es dar ventanas para el acceso, servicios y ventilación al rebaje. Estas ventanas comunicaran cada 9.0 m aproximadamente, suficientes para terminar tres cortes ascendentes.

2.- Contrapozo central.- Se parte de un contrapozo convencional de 1.5 x 3.0 m., con la finalidad de comunicarlo al nivel superior. A partir de esta obra se inicia el tumbado hacia los extremos del rebaje.

En la actualidad el inicio del tumbado se hace como en el punto 1.

La barrenación es horizontal con respecto a la sección longitudinal del rebaje. Este tipo de barrenación se le conoce localmente como de "banco".

El minado será secuencial, de forma tal que, se van formando bancos. Los mas altos (medida vertical del piso del rebaje a el banco) se ubican donde se inicia el tumbe y los mas bajos están hacia donde termina.

Es un tumbe dinámico , ya que una vez formado el primer banco se tienen varias frentes de ataque para la barrenación.

Para la barrenación de bancos se utilizan dos maquinas perforadoras tipo pistola ( 2 perforistas + 1 Ayudante )con escala de fierros de 1.80 m ( 6' ) y 2.40 m ( 8' ), utilizando broca desechable tipo cruz de 38 y 36 mm. respectivamente.

Los bancos formados tienen 3.0 m de alto x Ancho de la veta . La plantilla de barrenación utilizada en el banqueo varia de acuerdo a la potencia de la veta, en general una plantilla típica es cuadrangular con potencia de 1.0 m y existe consistencia en las tablas. Cuando hay presencia de ramaleos o respaldos débiles la barrenación es triangular. Ver figura 15.

Un aspecto básico a controlar, es la extracción del mineral. Se dispone de menos del 30% de carga, puesto que el ángulo de reposo de mineral quebrado es de 40°, por lo tanto la pendiente es alta y está en función directa del tamaño del mineral ( menor a 40 cm. ) y el factor de abundamiento considerado ( 0.56 ).

Una característica de este tipo de banqueo, es que se tienen dos caras libres para efectos de voladura de bancos, lo cuál es una ventaja importante que se refleja en la eficiencia del corte y por lo tanto en la productividad.

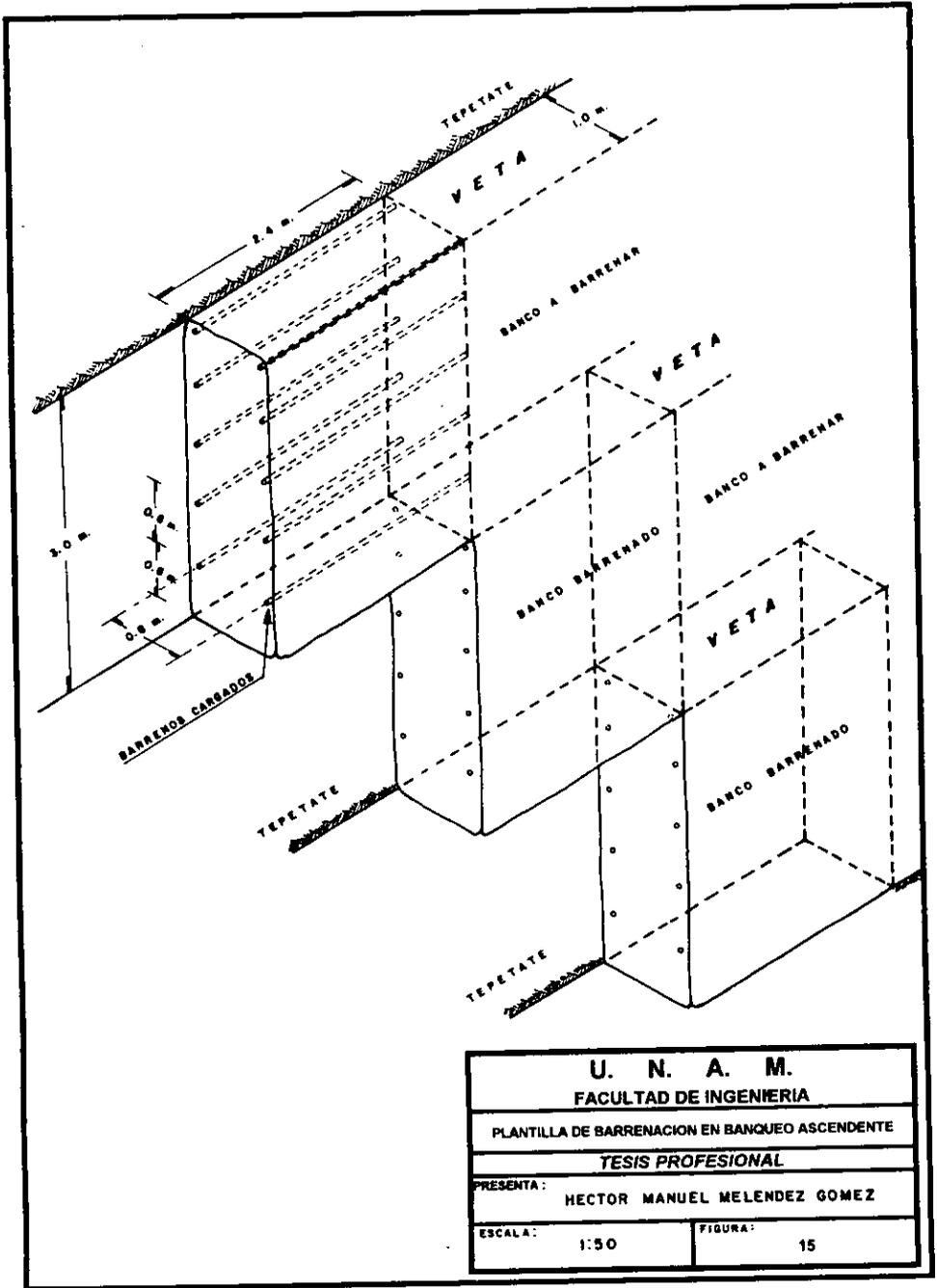
En la figura 16 se observa el diseño final de un rebaje explotado por Banqueo Ascendente.

### **III.3.3. SUGERENCIAS.**

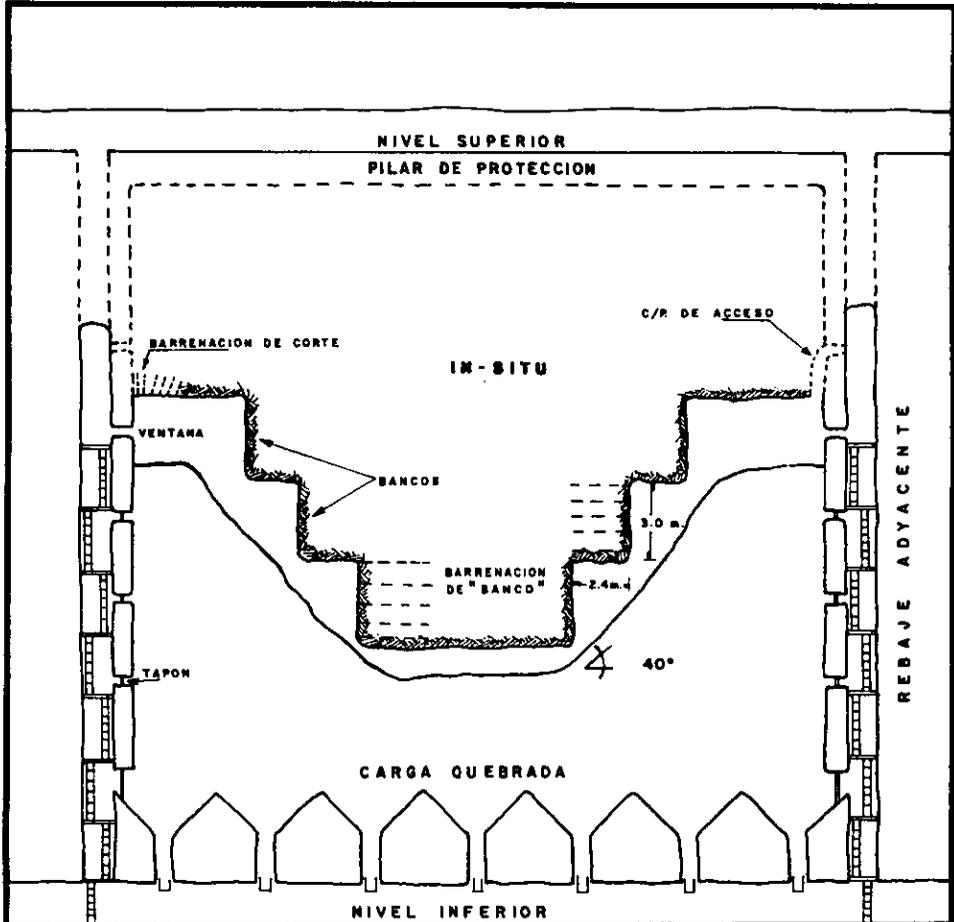
A) Debido a la naturaleza del sistema, 2/3 de la carga quebrada se mantiene dentro del rebaje. Durante ese periodo, la carga se llega a compactar, al momento de la extracción existen caídos o desprendimientos de los respaldos del encajonante, el cuál es no controlable. La consecuencia es constantes encampanamientos y lo mas importante, se incrementa la dilución.

Una manera de controlar los desprendimientos es por medio del anclaje. Solo en las áreas críticas de inestabilidad de terreno, no formando parte integral de la operación de tumbe.

El tipo de anclaje sugerido es con varilla corrugada de 2.10 m de longitud (7") y 0.62 cm (5/8") de diametro, que varia de acuerdo a las condiciones existentes.



<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
PLANTILLA DE BARRENACION EN BANQUEO ASCENDENTE	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
PRESENTA:	
HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ	
ESCALA:	FIGURA:
1:50	15



SECCION LONGITUDINAL

<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>DISEÑO ESQUEMATICO DE UN REBAJE POR TUMBE SOBRE CARGA EN BANCOS ASCENDENTES</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA:</b>	
<b>HECTOR MANUEL MELENDEZ GOMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
SIN	16

Deberá de analizarse los costos de anclaje, comparados con los costos de plasteo ( que sin darse cuenta , ha pasado a ser parte operativa en los costos de acarreo). Aun siendo mas costoso el anclaje, deberá tomarse en cuenta el factor de dilución total.

B) En El Banqueo Ascendente. Se puede aplicar la técnica de **Barrenos de Precorte** para evitar la dilución en operaciones de tumbe. Es una técnica de voladuras que consiste en colar una serie de barrenos mas cercanos entre sí, dentro de una hilera o columna de barrenos, guardando siempre una relación de paralelismo y espaciamiento entre barrenos.

Los barrenos de precorte deben cargarse en forma habitual, se sugiere utilizar bombillo 2.54 cm. x 100.0 cm. ( 1" x 39" ) especial para voladuras controladas, obteniendo como resultado un corte preciso y parejo, sin dañar o lastimar los respaldos del encajonante, disponiendo de carga con una menor dilución

La desventaja notable es un incremento en el número de barrenos por banco y un mayor consumo de explosivo. Ver figura 17.

#### **III.4 PROPUESTA. TUMBE SOBRE CARGA CON CRUCEROS DE EXTRACCION. TSCCE.**

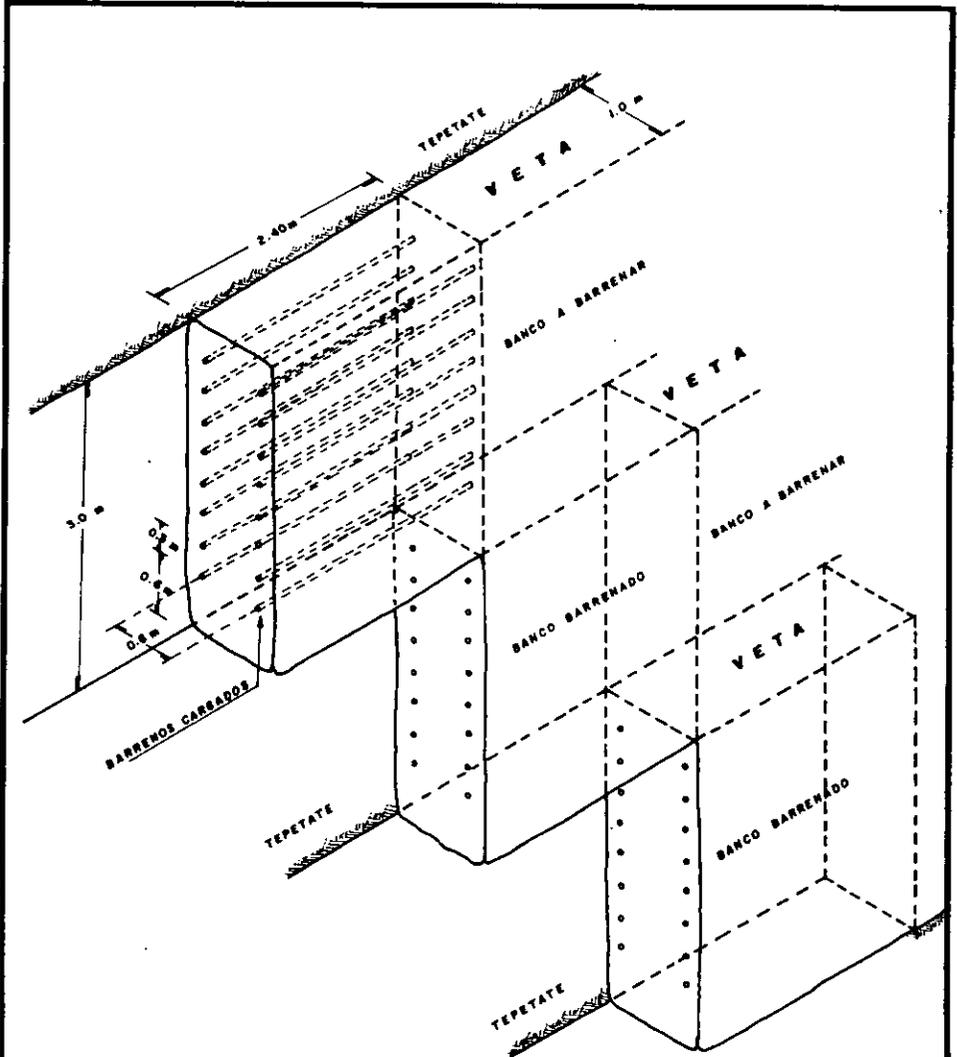
Se propone un sistema de minado productivo que aporta calidad y seguridad en toda su operación. Garantiza producción a bajos costos y optimización del personal.

El TSCCE se presenta como un método dinámico en toda su operación y en el tiempo para minar un rebaje. Además involucra equipo altamente mecanizado como lo son las unidades de rezagado Scoop Tram.

La modernización en la minería es indispensable e inevitable para subsistir y competir. Esta mina ha sido tradicionalista en el uso de equipo y maquinaria. Este Método, implica la presencia de equipo moderno, precisamente en la etapa donde se tienen deficiencias: la extracción.

Se proponen 2 alternativas. A).- Tumbe Sobre Carga con scoop tram cautivo y B).- Tumbe Sobre Carga con Cruceros de Extracción.

**Alternativa A.** El Tumbe Sobre Carga con equipo Scoop Tram cautivo dentro del rebaje. El principal inconveniente es el ancho del rebaje, ya que se tiene que adaptar al ancho requerido para la introducción del equipo ( 1.8 m mínimo). El resultado de esta acción provoca dilución , que repercute en las leyes de minado como se muestra en seguida :



<b>U. N. A. M.</b>	
<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
<b>BARRENOS DE PRECORTE EN VOLADURA DE BANCOS</b>	
<b>TESIS PROFESIONAL</b>	
<b>PRESENTA:</b>	
<b>HECTOR MELENDEZ GOMEZ</b>	
<b>ESCALA:</b>	<b>FIGURA:</b>
1:50	17

La potencia promedio de veta es 0.5 m con ley media de 220 gr Ag/ton, si el rebaje se abre a 1.8 m y teniendo la información proporcionada por el departamento de geología que los ramaleos de veta llevan un promedio de 20 gr Ag/ton, se procede a realizar un compuesto para conocer su ley de minado.

<b>composito.</b>	
<b>ancho ( m )</b>	<b>ley media ( grs. Ag / ton. )</b>
0.65	20
0.50	220
0.65	20
<b>m.</b>	<b>136 gr Ag / ton.</b>

La ley de minado 136 gr Ag/ton, esta por debajo de la ley mínima de corte de 140 gr Ag/ton (ver pagina 59) para una explotación por TSCCH. Significa que la alternativa del Tumble Sobre Carga con Scoop Tram cautivo no es viable.

#### **Alternativa B .-**

Se describe a continuación el TSCCE.

#### **OBRAS DE DESARROLLO.**

Se desarrollan 50 m lineales de frente con sección de 2 x 2.5 m, puesto que el rezagado se hará con Scoop Tram 0.38m<sup>3</sup> ( ½ yd<sup>3</sup>) disponible.

El equipo en la barrenación será con máquina perforadora tipo "pistola", marca mid western modelo MW -583, utilizando acero cónico de 2.4 m ( 8') de longitud con brocas desechables tipo cruz de 38 mm ( 1 ½ ") de diámetro.

#### **OBRAS DE PREPARACIÓN.**

Las obras se desarrollan en la siguiente secuencia:

1.- Contra pozos de sección 1.5 x 1.5m. Se cuegan a 50 m de distancia, uno de otro, medidos de centro a centro. Su rompimiento es sobre veta en la frente de desarrollo. El objetivo es el acceso y servicios y exploración directa de la veta.

El equipo utilizado en la barrenación son máquinas perforadoras Jackleg de pierna neumática tipo pistola, utilizando acero cónico de 1.2 m y 1.8 m (utilizando paradas de barrenación), con brocas desechables 38 y 36 mm respectivamente tipo de cruz.

2.- Contrafrente de sección 2 x 2.5 m. Simultáneamente al cuele de los Contra pozos, se puede estar desarrollando la contrafrente. Su rompimiento es al bajo de la veta ( frente al primer Contra pozo de acceso. Se cuelan 7 m a 45°, para dejar un pilar de 5 m entre esta obra y la frente. Posteriormente se cuelan 40 m de contrafrente paralela a la frente. A los 40 m, la contrafrente se carga al alto de la veta para cortar a 7 m el segundo Contra pozo de acceso.

El equipo utilizado para el cuele, es el mismo que en la frente.

3.- Cruceros de extracción de sección 2 x 2.5m. Terminado el desarrollo de la contrafrente, se procede a colar 4 cruceros de 5 m cada uno, Su rompimiento será a cada 10 m de separación, medidos de centro a centro. El cuele de estas obras será en retirada para agilizar la preparación.

El equipo utilizado para su cuele es el mismo que para las frentes. En la figura 18 se presentan las obras de preparación en TSCCE.

## **MINADO**

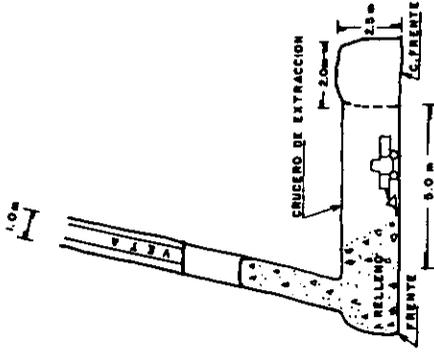
El tumbe se desarrolla como un Tumble Sobre Carga con Cortes Horizontales. La variante es que no se dejará pilar de piso. El tumbe inicia desde la frente de desarrollo con cortes longitudinales. A medida que se dan estos cortes , se procede a dar una ventana de acceso, comunicando rebaje y C/Pozo de acceso.

La extracción de la carga se hace por los cruceros, mediante equipo de rezagado Scoop Tram  $\frac{1}{2}$  yd<sup>3</sup> Marca Wagner, Modelo HST-05. La extracción se respeta a 1/3 parte del tonelaje disparado en un turno. Bajo esta modalidad se agilizará la barrenación en el tumbe, como la extracción de la carga evitando los encampanamientos . El Scoop Tram siempre tendrá carga disponible, puesto que tiene 4 cruceros por rebaje que rezagar.

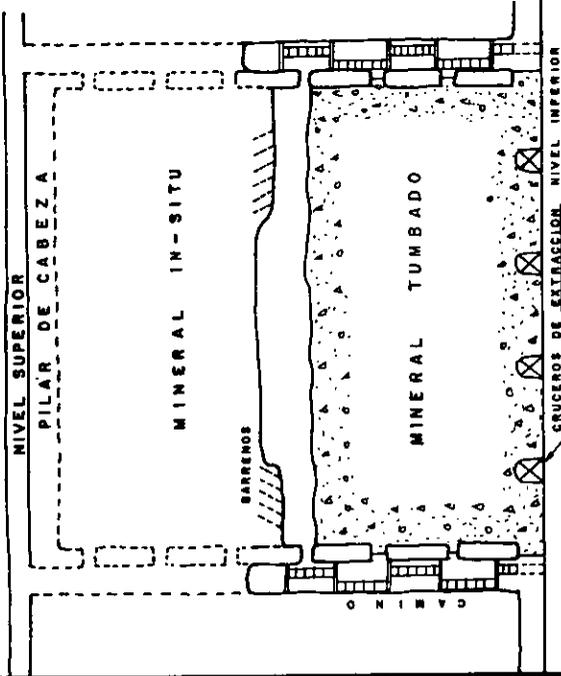
La extracción será todavía más dinámica al final de la vida de un rebaje, se tendrá disponible de las  $\frac{3}{4}$  partes de la carga total. En esta etapa, el Scoop Tram alcanza su eficiencia máxima de rezagado, los resultados serán notables comparados con las alcancías o chutes de extracción.

El Scoop Tram siempre concluye su ciclo LHD ( Load, Haul and Dump) carga, acarreo y descarga, lo que representa una alta producción. El equipo carga en los cruceros, acarrea en la contrafrente ( no más de 50 m) para vaciar a conchas accionadas por mancha localizadas sobre la frente al inicio del rebaje

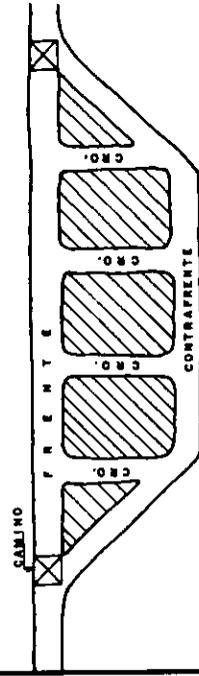
**SECCION TRANSVERSAL**



**SECCION LONGITUDINAL**



**PLANTA**



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
OBRAS DE PREPARACION EN TECNICO	
TESIS PROFESIONAL	
AUTOR: HECTOR MANUEL MELLENDE GOMEZ	
ESCALA: SIN	FIGURA: 18

### **III.5 ACARREO Y MANTEO.**

**ACARREO.** Se establece como local y general. El acarreo local se tiene en el nivel 625 y nivel 540 ( ubicados a 2 Km del tiro La Rica ) y el acarreo general es en el nivel 550 ( zona comprendida en Tiro La Rica).

El acarreo local es en distancias cortas y se ubica en las zonas principales de producción, N-625 y N-550. Ambas zonas se encuentran separadas,. El acarreo de N-540 comunica las dos zonas de producción.

En una primera etapa, el mineral extraído de los laboríos de N-625 recorren una distancia promedio de 600 m para vaciar en dos tolvas naturales ( para clasificar el tipo de mineral : carga o desarrollo ) de 100 ton de capacidad cada una, ubicadas a un costado del despacho del contratiro ( C/T ) 90 E.

A través del manto por el C/T . la carga se deposita en una segunda tolva natural de 120 ton de capacidad en el N-540. Aquí existe un segundo acarreo de m. Nuevamente la carga se vacía en 4 tolvas naturales ( Tolvas Colón ) de 60 ton cada una de capacidad. El tercer movimiento de la carga se realiza en el N-550 .

La carga en tolvas Colón es proveniente del N-625 y es extraída en N-550 por medio de un acarreo auxiliar del nivel general de acarreo .

El acarreo general es en distancias largas, esto es, porque la producción de mina La Rica tiene que ser transportada 6 Km por interior mina a la unidad San Juan Pachuca, donde se localiza la planta de beneficio Loreto.

El acarreo local es turno a turno, mientras el general opera solo en un turno establecido al día.

#### **Equipo Utilizado.**

**N-625 :** Se usan manchas o locomotoras de baterías de 3 HP marca Goodman, montadas sobre vía. Cada mancha opera con 5 conchas de 0.5 m cúbicos ( 1.3 ton ) de capacidad. La descarga de las conchas es por volteo lateral realizada manualmente.

**N-540 :** Se utiliza una máquina locomotora de corriente directa, marca General Electric de 16 HP, utiliza trolley de 250 voltz. El motor opera solo con un tren de conchas de 0.5 m cúbicos de 12 unidades.

**N-550:** A) Acarreo local. Opera una máquina auxiliar de corriente directa de 60 HP, marca Goodman, utiliza trolley de 500 voltz. Esta unidad opera con góndolas de 4 m cúbicos ( 10 ton ) de capacidad. Utiliza 6 góndolas por motor.

B) Acarreo general. Se utilizan dos motores acoplados. Son locomotoras de corriente directa de 90 HP cada una , Marca Goodman. utiliza corriente general de 500 voltz. Esta unidad opera con un tren de 20 góndolas máximo.

La descarga de las góndolas es por medio de una puerta lateral accionada manualmente.

**MANTEO.** Se consideran dos tipos de manto, local y general. En mina La Rica se opera localmente a través del contratiro ( C/T ) 90 E , y el manto general es en el tiro de la unidad San Juan Pachuca.

**Manto local.** El mineral se manta de la tolva N-625 y descarga a otra tolva sobre el N-540. La operación de manto se realiza con un bote de 1.2 ton de capacidad. El cargado se hace en la zona de cartuchos por el accionamiento de una puerta neumática operada por un hombre ( mantedor ). La descarga es automática, se tiene una placa de descarga o " maroma " en forma de "ese". El mecanismo permite que al pasar las rodadas del bote dentro de la ranura de la "ese", el bote empieza a realizar un movimiento lateral, provocando que abra una placa inferior que permite la descarga de mineral dentro de la tolva.

La operación de manto es en dos puntas. Mientras una punta carga, la otra descarga. El C/T es accionado por un malacate de tipo doblemente balanceado con un motor de 100 HP.

El manto local es turno a turno. Dentro de su operación se tiene un tiempo real de manto del 85 %, que se debe por el movimiento de personal y materiales. Sus principales características de operación son :

- \* Tiempo promedio de manto / viaje = 2:13 min.
- \* Viaje / hora =  $60 / 2:13 = 28$  viajes / hora.
- \* Toneladas / hora =  $28 \times 1.2 = 34$  ton /hora.
- \* Ton mantedas / Tno =  $34 \times 5 = 170$  ton.

El C/T 895 no está en actual operación. Localizado en N-500 a 50 m de distancia del C/T 90 E. Tiene una profundidad de 90 m y comunica a los niveles 540 y 580, es una obra con sección de 1.5 x 1.5 m, operado por un malacate de una punta con motor de 70 HP.

### III.6 BOMBEO.

La presencia de agua esta en N-625. Para desaguar el nivel, se cuenta con una estación de bombeo, localizado en el despacho N-625 del C/T 90 E.

La estación de bombeo cuenta con 4 bombas verticales y esta calculada para bombear los 1,300 gpm, que son producto de los cauces acumulados en esta área.

En la figura 19 se observa una sección longitudinal esquemática del circuito de bombeo, de N-625 hasta su descarga en San Juan Pachuca.

Principales características de las 4 bombas verticales :

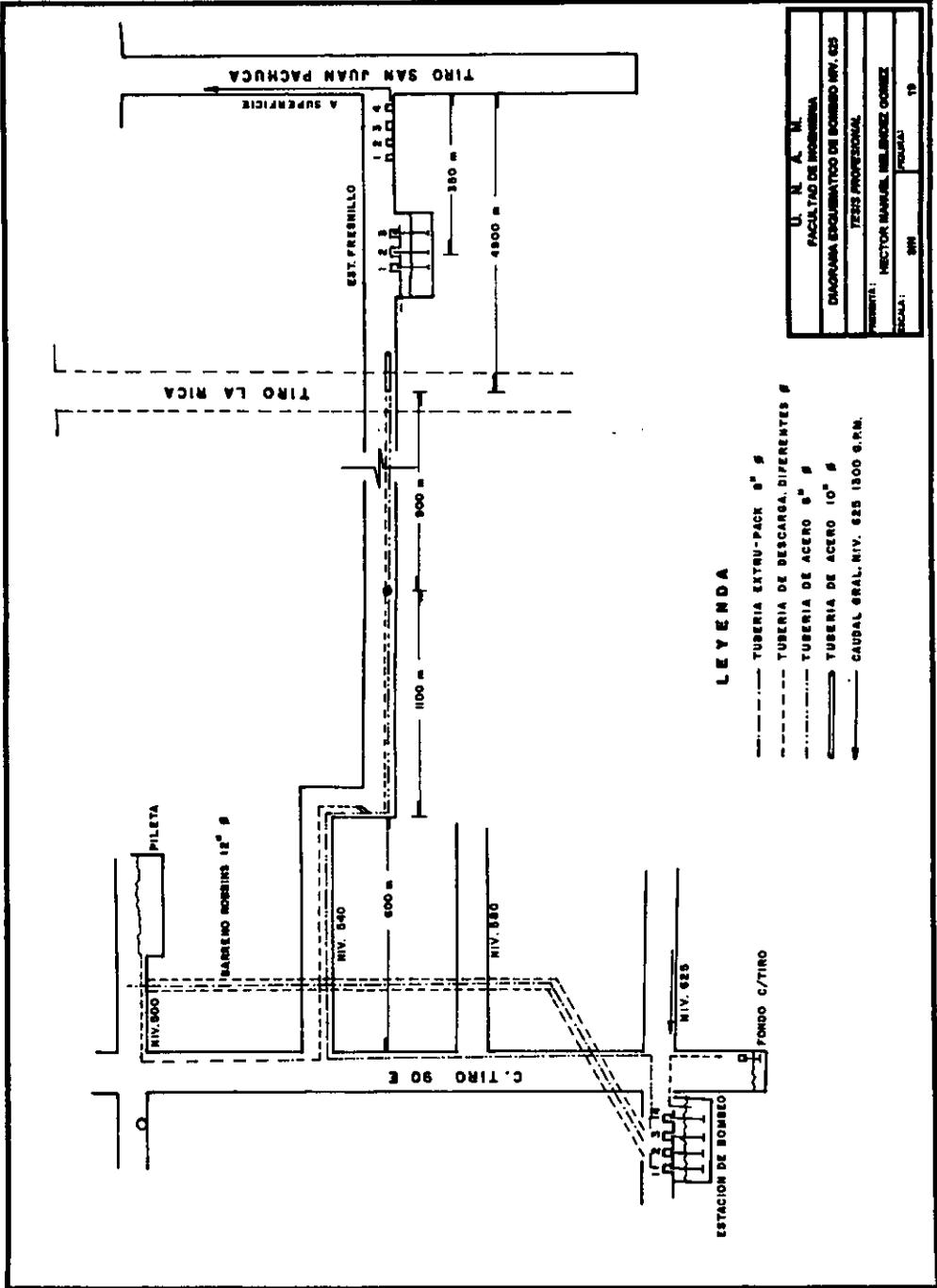
BOMBA No.	MARCA	HP	GPM	CABEZA HIDRAULICA.
1	fairbanks.	200	1200	85.00 m
2	pomona	125	700	125.0 m
3	pomona	125	700	125.0 m
4	KSB	85	600	85.0 m
5	pomona	30	250	30.0 m

La bomba No. 5 es sumergible tipo fly, y su uso se restringe al desagüe del fondo del C/T.

El bombeo opera por etapas. Puede arrancar la bomba No.1, mientras la Bomba No. 2 y 3 se quedan en Stand By o viceversa. Las bombas No. 1 y 2 siempre operan juntas.

La bomba No.4 opera solo en condiciones de emergencia.

El agua necesaria para operaciones de barrenación, es bombeada a través de esta estación. Primero por tubería de acero 4" hasta el nivel. La tubería que sube a los rebajes o que llega a las frentes de desarrollo es de 1".



**LEYENDA**

- TUBERIA EXTRU-PACK 8" Ø
- - - TUBERIA DE DESCARGA, DIFERENTES Ø
- · - · TUBERIA DE ACERO 6" Ø
- TUBERIA DE ACERO 10" Ø
- CAUDAL GRAL. NIV. 625 1300 G.P.M.

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
DIAGRAMA ESQUEMATICO DE BOMBEO NIV. 625	
TIPO PROVISIONAL	
PROYECTISTA:	HECTOR MARQUEL MELANDEZ GOMEZ
ESCALA:	3/4" = 1'

## **IV. PLANTA DE BENEFICIO**

La planta de beneficio Loreto tiene una capacidad instalada de 2400 ton/día. Para el beneficio del mineral, recibe leyes de cabeza promedio de 213 gr/ton de Ag y 1.0 gr/ton de Au. Las recuperaciones son de 84 % para la plata y 79% de oro.

El producto final del proceso es plata en presentación de granalla de 99.93 de pureza y oro en presentación de lingotes de 99.99 de pureza. Además de concentrado de plomo - zinc con: 28% de Pb y 40% de Zn. La producción en plata y oro refinados es de: 6 ton/mes de Ag y 27 kg/mes de Au.

El proceso de la planta opera en etapas, desde la trituración producto de la mina, hasta la obtención del metal por refinación electrolítica. Las etapas se desarrollan de la siguiente manera :

### **IV.1 TRITURACIÓN.**

El mineral de mina se clasifica en lotes de acuerdo a la mina proveniente. Ya clasificado pasa a una tolva de paso de 10 ton de capacidad.

De esta tolva el mineral se extrae por un alimentador de placas a una banda transportadora de 114 cm ( 45" ) que vacía a una tolva de gruesos. Por medio de una banda 114 cm ( 45" ), el mineral pasa por una quebradora de quijada marca PIONNER 0.8 X 1 m ( 30" x 42" ), donde se lleva la trituración primaria. La descarga quebrada pasa a clasificación en dos cribas marca ALLIS CHALMERS 1.8 X 4.8 m ( 6'x 16' ) de doble cama. La descarga de la criba tiene dos productos clasificados : un producto a + 1.90 cm ( 3/4" ) que se conduce por banda a la trituración secundaria, que consta de una quebradora estándar Marca SYMONS 14 cm ( 5 1/2" ). Y el producto - 1.90 cm ( 3/4" ) que se conduce por la banda general hasta la tolva de finos.

La descarga de la quebradora SIMONS se transporta por banda a una criba ALLIS CHALMERS de 1.8 X 4.8 m ( 6'x 16' ), que también clasifica el mineral en dos productos : producto + 1.90 cm ( 3/4" ) que es alimentado a dos quebradoras

terciarias SYMONS 14.0 cm ( 5 1/2" ) cabeza corta,y el producto - 1.90 cm ( 3/4" ) que se une al circuito de la banda general para depositarlo en la tolva de finos.

El producto de la trituración terciaria pasa a clasificarse por una criba ALLIS CHALMERS de 1.8 X 2.4 m ( 6'x 8' ). El producto + 1.90 cm ( 3/4" ) pasa por banda hasta juntarse a la descarga de la trituración primaria. De este modo, se tiene un circuito cerrado de trituración, donde se pretende obtener un mineral 100% a - 1.90 cm( 3/4" ). El producto -1.90 (-3/4") se une a la banda general para depositarlo en la tolva de finos.

La banda general de finos -1.90 cm ( 3/4" ) tiene integrada una báscula electromecánica MERRICK, para registrar el tonelaje alimentado a la planta y tiene un sistema acoplado de muestreo automático.

#### **IV.2 MOLIENDA.**

El mineral extraído de la tolva de finos se pesa y se manda por bandas transportadoras para la alimentación de tres circuitos de molienda que están constituidos de la siguiente manera :

Circuito No. 1 . Constituido por un molino KENNEDY VAN SUAN 2.7 X 3.9 m ( 9'x 13' ) como primario. Con un molino similar como secundario. Ambos están en circuito cerrado de clasificación con una bomba DENVER SRL-C 20.2 X 15.2 m ( 8" x 6" ) y un hidrociclón D-20.

Circuito No. 2. Constituido por un molino ALLIS CHALMERS 2.7 X 3.6 m ( 9'x 12' ) como primario, y un molino KENNEDY VAN SUAN 2.7 X 3.9 m ( 9'x 13' ) como secundario. En circuito cerrado de igual forma.

Circuito No.3 Constituido por un molino MARCY 3 X 3.9 m ( 10'x 13' ) como primario y un molino ALLIS CHALMERS 2.7 X 3.6 m ( 9'x12' ), como secundario. En circuito cerrado de igual manera.

La descarga de los molinos llega a un depósito de pulpa, donde se bombea a los hidrociclones para su clasificación., obteniendo dos productos :

A) - 200 mallas. Se envía a flotación a través de un canal de concreto. Se toman muestras cada 20 minutos.

B) + 200 mallas. Se descarga como alimentación al molino secundario, donde existe una etapa de remolienda.

La alimentación de los molinos es de 40 a 42 ton/hr y su descarga de sólidos es de 1150 - 1170 gr/lt.

La molienda es húmedo, agregando agua al 65% de sólidos. El grado de molienda requerido es de 75% a - 200 mallas.

### **IV.3 FLOTACIÓN.**

Consta de dos etapas : A) Acondicionamiento y B) Flotación Bulk.

A) Acondicionamiento. La pulpa proveniente de molienda es recibida en dos tanques acondicionadores de 3 X 3 m ( 10'x 10' )( diámetro x altura). Aquí se agregan reactivos como colectores, promotores y espumantes para preparar las partículas que serán flotadas.

B) Flotación bulk o todo en uno. La flotación no puede ser selectiva, ya que en un solo tipo de concentrado la plata se deprime y en las colas finales se observan buenas leyes recuperables. En flotación bulk la plata alcanza mayores resultados en su recuperación, esto se logra a través del proceso.

La pulpa acondicionada se alimenta por gravedad al circuito de flotación que está integrado de 8 celdas DENVER DR-10 m<sup>3</sup> ( 500' ) y 4 celdas DENVER DR-6 m<sup>3</sup> ( 300' ) conectadas en serie.

Durante la flotación las partículas se mantienen en suspensión mediante agitación mecánica e inyección de aire a presión para crear una corriente hacia arriba de burbujas de aire, las cuales atrapan las partículas minerales valiosas (sulfuros) y las flotan en la superficie de cada celda donde son extraídas por derrame libre de las espumas ( concentrado) y colectados en canales que llevan a un depósito del

cuál son mandados por una bomba DENVER SRC - L 20.3 X 15.2 cm ( 8" x 6" ) al área de sedimentación .

Las dosificaciones del reactivo en flotación son :

Xantato = 20 - 25 gr/ton.  
Promotor = 10 - 15 gr/ton.  
Espumante = 60 - 70 gr/ton.

Las colas de flotación son conducidas hasta un tanque de paso y posteriormente a la presa de jales a 8 Km de la planta mediante un jaleoducto 48 cm ( 18" ) de diámetro .

#### **IV.4 CIANURACIÓN.**

Los concentrados producto de flotación se reciben en dos tanques espesadores marca DORR de 9.1 m ( 30' ) de diámetro para su sedimentación, éste proceso se hace para aumentar el % de sólidos en suspensión, de 8 ( que sale de flotación) a 25 o 30% mínimo. El derrame de aguas es recuperada para la molienda.

Para mantener el 30% de sólidos se muestrea el concentrado por medio de una bomba de diafragma y se procede a ajustar la dosificación de floculante.

La pulpa de sedimentación se manda a los tanques de agitación con el 30% de sólidos aquí es donde se añade el cianuro de sodio para llevar a cabo el proceso de cianuración.

La cianuración consiste en la lixiviación o disolución de contenidos de oro y plata por medio de soluciones de cianuro de sodio (NACN) y lechadas de cal.

La etapa de agitación consta de 13 tanques agitadores tipo DORR de 9.0 m ( 30' ) de diámetro x 6.0 m ( 20' ) altura. El proceso se divide en dos circuitos : Circuito Primario. Integrado de 6 tanques y el secundario de 7 tanques. La razón de tener 2 circuitos de agitación es que las colas del primer circuito llevan valores de Au y Ag, por lo que se hace necesario un reprocesamiento con soluciones nuevas de NaCN y CaO.

La pulpa alimentada al segundo circuito es tratada por el sistema de decantación a contracorriente.

Los tanques agitadores cuentan con agitación neumática y transmisión mecánica, los cuales se comunican entre sí por derrame directo, por lo que el concentrado pasa de tanque a tanque con un tiempo de agitación de 72 hr.

La solución ideal de NaCN es al 10% y su dosificación está en el rango :

NaCN	1100 a 1300 gr/m <sup>3</sup> .
CaO	900 a 100 gr/m <sup>3</sup> .

La pulpa cianurada del segundo circuito se envía a filtración y lavado en filtros BUTTERS tipo de hojas.

**Lavado a contracorriente.** Proceso que tiene dos circuitos :

Circuito primario.- Consta de 5 tanques espesadores de 15 X 3.6 m ( 50' x 12' ) ( diámetro x altura) y una bomba para pulpa DENVER SRL 12.7 X 10.1 m ( 5" x 4" ) en cada tanque.

La pulpa cianurada se alimenta a este circuito junto con la solución decantada de la segunda etapa de agitación, formándose una pulpa homogénea que se decanta en el primer espesador, de aquí se bombea de tanque a tanque hasta el espesador 5. La pulpa deberá contener un mínimo de 20% de sólidos para su bombeo entre tanques.

Al tanque 5 se le agrega **solución barren** (Solución estéril obtenida después de despojar la plata y el oro de la solución rica durante el proceso de precipitación con zinc) para el lavado de la pulpa, la cual irá en sentido contrario y por gravedad enriqueciéndose de valores Au y Ag hasta llegar al espesador 1. La solución rica que derrama este tanque pasa por gravedad al tanque clarificador .

Circuito secundario.- Consta de 4 tanques espesadores y un a bomba para pulpa en cada uno. Su operación es similar.

El lavado a contracorriente consiste en un continuo lavado de los sólidos por decantación en 5 y 4 etapas. En este proceso se obtienen 2 productos : Las colas lavadas sin plata disuelta y la solución rica contenida en dos tanques clarificadores.

**Filtración y desoxigenación.** La solución rica se envía por gravedad a los filtros BUTTERS para eliminar las partículas finas en suspensión. La solución es clasificada a menos de 40 ppm de sólidos en suspensión. luego se manda a 2 torres de desoxigenación, estas trabajan a un vacío inducido de 56.0 cm. ( 22" ) de mercurio. La solución producto de menos de 0.5 ppm de oxígeno disuelto es removida por una bomba centrífuga horizontal hacia los filtros prensa. La solución filtrada pasa a su precipitación.

#### **IV.5 PRECIPITACIÓN.**

Es un proceso fisicoquímico para obtener oro y plata mezclados (doré) en fase sólida a partir de soluciones ricas ( Solución constituida principalmente por iones CN, Na, Au, Ag, y Cu ; así como NaCN y CaO libres).

La solución rica producto del filtro prensa se precipita por el proceso Merrill Crowe.

La solución rica, antes de alimentarse a los filtros, se le inyecta una emulsión de polvo de zinc metálico. Las cantidades varían de acuerdo a una prueba calorimétrica con NaSO<sub>2</sub>.

El precipitado obtenido es retenido en los filtros mientras que la solución estéril (solución barren)se evacua a una pileta.

Cuando el filtro prensa indica una baja en el flujo de solución barren, entonces se procede a la descarga del precipitado sobre carros colectores para ser pesados y trasladados a los hornos de reverbero donde serán fundidos.

## IV.6 FUNDICIÓN.

Los precipitados obtenidos se mezclan con fundentes antes de introducirlos a los de reverbero. La mezcla se realiza se acuerdo a los siguientes parámetros :

FUNDENTE.	PROPORCIÓN RESPECTO AL PESO DE PRECIPITADOS.
Carbonato de sodio	5 - 8 %
Bórax	5 - 8 %
Cuarzo o vidrio	5 - 8 %

La característica de un horno de reverbero es que la carga es calentada por radiación a partir de la flama y de los gases calientes, Sus quemadores trabajan con una mezcla de diesel y chapopote.

En la etapa de fundición se distinguen 2 fases : Fusión, que dura un periodo de 30 hrs y afinación, con periodo de 24 hrs.

Los productos finales de fundición son escorias y placas o ánodos doré. Las escorias se someten a un análisis químico para recuperar parte de plata y oro contenido que se mandan a fundición externa. Los ánodos doré se mandan a la etapa de refinación electrolítica.

## IV.7 REFINACIÓN.

Los ánodos doré son contados, cepillados, rebabeados y pesados. Se colocan en el compartimiento anódico de cada celda BALBACH-THUM y se unen al polo positivo de la corriente eléctrica. La plata se desprende del ánodo y se precipita sobre el cátodo en el fondo de la celda, usando como electrolito nitrato de plata ( $\text{AgNO}_3$ ).

Los metales aleados se depositan como lodos anódicos ( oro) y una parte se disuelven en el electrolito (cobre).

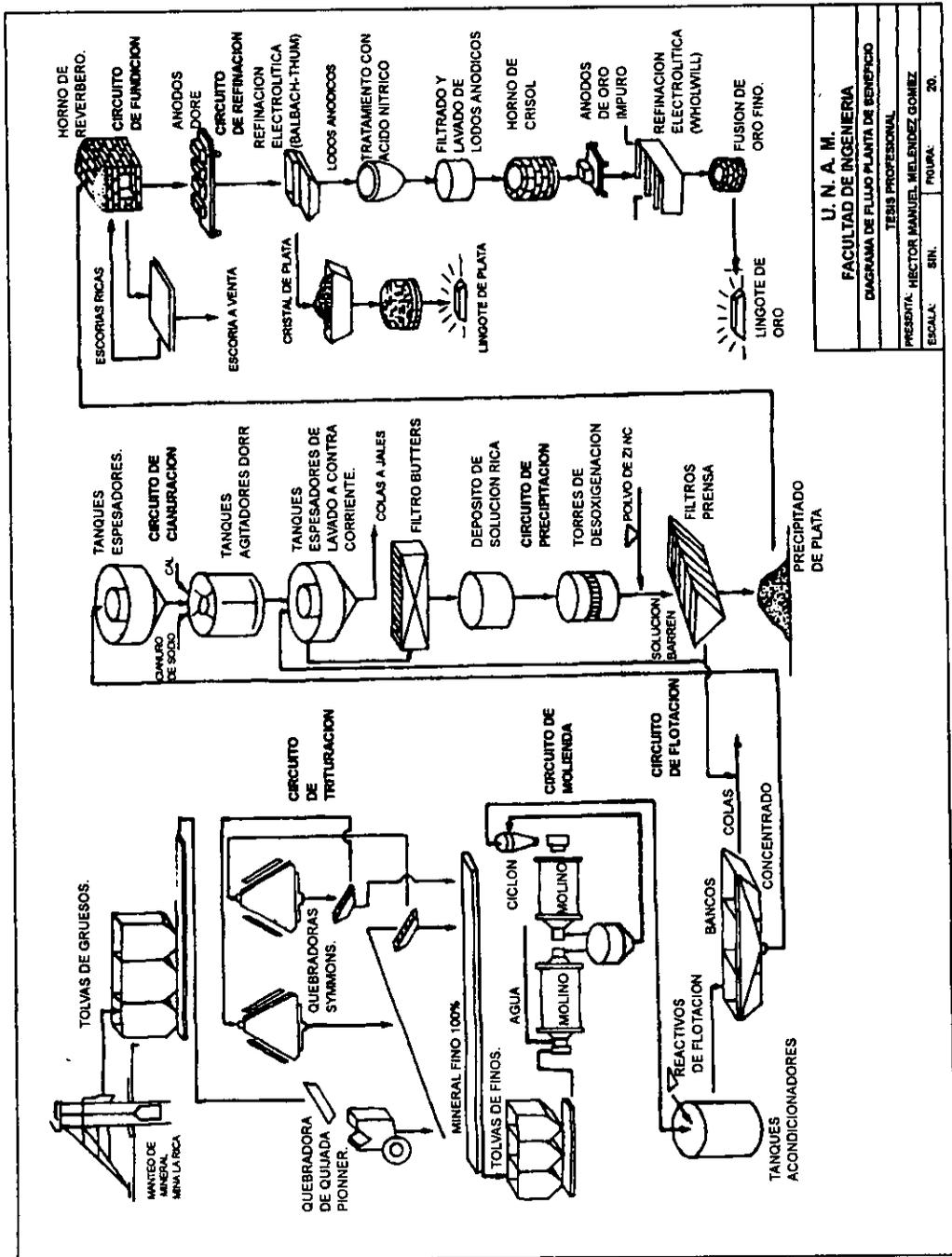
Los cátodos obtenidos son cristales de plata fina que se depositan en una tina filtro de acero inoxidable. Los cristales se lavan y se soplan con aire para su secado. La solución de escurrimientos son mandadas a tanques almacenadores.

Los cristales de plata se introducen a un horno de crisol para su fusión. Su vaciado se hace sobre recipientes con agua a temperatura ambiente, la plata fundida sufre un choque térmico para adoptar la forma física de granalla de plata. El producto final es plata fina de ley 99.93 de pureza.

El oro se obtiene a partir de los lodos anódicos. Los lodos tienen un tratamiento en ollas con ácido nítrico, las arenas de oro se lavan y se filtran. Las arenas se funden en un horno de combustión diesel para obtener oro anódico.

Los ánodos obtenidos son afinados en celdas WHOLWILL. Durante la refinación electrolítica el oro se deposita en el cátodo adyacente. Estos cátodos se lavan para su fusión y luego se moldean en lingoteras. El producto final es oro fino de ley 99.99 de pureza.

En la figura 20 se ilustra el diagrama de flujo del proceso de mineral.



U. N. A. M.  
 FACULTAD DE INGENIERIA  
 DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA DE BENEFICIO  
 TESIS PROFESIONAL  
 PRESIDENTE: HECTOR MANUEL MELÉNDEZ GÓMEZ  
 ESCALA: SIN.  
 PÁGINA: 20.

#### IV.8 Costos Planta de Beneficio

Se presenta un resumen de costos por etapa del proceso. Los costos son un promedio de 1996 a Febrero de 1997.

concepto.	pesos
Trituración.	62,967
Molienda.	214,506
Flotación.	578,066
Cianuración.	196,587
Fundición.	40,000
Refinería.	36,513
Presa de Jales.	39,128
Compra de Metales	99,000
Jales Coscotitlan.	38,270
<b>total =</b>	<b>923,592</b>

Toneladas Molidas = 27,105 ton  
**Costo Unitario de Operación = \$103.25/ton**

## V. ANÁLISIS COMPARATIVO TÉCNICO - FINANCIERO.

El presente análisis tiene como finalidad determinar el costo por tonelada tumbada para cada sistema de explotación para poder establecer cual es el método óptimo.

Este análisis se basa en las características de minado, análisis de tiempos y costos de materiales. se realiza el desarrollo en etapas siguiendo el ciclo de minado, para final mente llegar a un resumen global de costos y establecer el costo unitario.

El procedimiento que se utiliza tiene la ventaja de permitir, identificar de entre las variables relevantes la de mayor costo y así tomar un control inmediato sobre dichos aspectos. Todo esto nos lleva a una mejor atención de las variables y a predecir anticipadamente su posible comportamiento.

### V.1.- COSTOS DE MINADO. PARA CADA MÉTODO.

Los costos resultantes solo se aplican a la etapa del tumbado. Los costos por concepto de desarrollo y preparación se presentan en el anexo 1.

#### **Corte y Relleno con Desmonte de la Veta. CRDV.**

##### **Análisis.**

Características de minado.

- \* Ancho de rebaje = 1.50 m
- \* Ancho de veta = 0.50 m
- \* Ancho de tepetate = 1.0 m
- \* Perforadoras / tno = 2
- \* Tnos/barrenación = 2
- \* Eficiencia de corte = 83% o sea 1.50m Debido a la inclinación de la veta.
- \* Dimensión del block a minar = 40.0 x 46.0 m
- \* Ton. a minar in-situ :
  - Veta = 2300 ton
  - Tepetate = 4600 ton
  - TOTAL = 6900 ton
  
- \* Dilución 10%
- \* Ton. total veta = 2530 ton

### Análisis de tiempos

Tiempo total / tno = 8 hr.

Tiempo muerto de trabajo = 190 min.

Incluye: Tiempo para llegar a su laborío y salida, comida, etc.

Tiempo efectivo de trabajo = 290 min

Tiempo para conectar y lubricar	15 min.
Tiempo de barrenación	215 min
Tiempo para cargar y disparar	60 min.

Análisis de barrenación :

\* Longitud de barrenación = 1.8 m Con escala de fierros, barrena 1.20 m.

\* Velocidad de penetración = 0.30 m/min (1 ft/min)

\* Tiempo barrenación / bno = 6 min. Incluye cambio de escala y de barreno.

\* Bnos / tno =  $215/6 = 35.0$  bnos. x 2 = 70 bnos.-

\* Longitud de corte / tno = 15 m ( incluye bnos de tepetate).

\* Ton / tno ( mineral + tepetate ) = 84.3 ton total.

\* Ton. total mineral / tno. = 28.10 ton.

### Costos

Todos los datos y costos relacionados con la operación fueron proporcionados por el departamento de planeación y cotizados a enero de 1996. Todos los costos fueron calculados con base en un análisis técnico de apoyo su desarrollo y resultado se observan en el anexo 1.

### Barrenación y voladura

**Mano de obra.**

1 Perforista. Encargado = \$95.00

1 Perforista . sin cargo. = \$90.00

1 Ayudante general = \$85.00

TOTAL = \$270.00 \*

\* Incluye Sueldo, prestaciones, bonificacion/tumbe, por turno de trabajo.

\$270/84.3 ton = \$3.20/ton.

### Aire comprimido.

- Barrenación =  $4.24 \text{ m}^3/\text{min} (150 \text{ ft}^3/\text{min}) \times 2 \times 215 \text{ min} = 1826.6 \text{ m}^3 \times \$0.106/\text{m}^3 (64500 \text{ ft}^3 \times \$0.003/\text{ft}^3) =$

\$193.50

- Soplado + cargado =  $254.8 \text{ m}^3 (9000 \text{ ft}^3) \times \$0.106/\text{m}^3 (\$0.003/\text{ft}^3) = \$27.00$   
(193.5 + 27)/84.3 = \$2.61 ton.

### Materiales.

\$35.02/84.3 ton = \$0.41/ton.

### Explosivo.

\$10.02/bno x 70 bnos = \$701.40

\$8.32/ton.

### Mantenimiento.

20% del costo de mano de obra mas aire comprimido. : \$1.16/ton.

### Depreciación ( ver anexo 4 ).

2 máquinas perforadoras + lubricantes :  $\$1,115 \times 2 = \$2,230$   
\$0.26/ton.

### Acero de barrenación.

	<u>Acero 0.60m.</u>	<u>Acero 1.80m</u>
Costo	\$ 183.28	\$ 279.52
Vida útil	120 m	120 m
mts barrenados	42	84
\$/m	1.52	2.32

$1.52 + 2.32 = 3.84 \times 2 = \$7.68/\text{m} (42 + 84) = \$967.68$   
\$11.49/ton

- Brocas desechables. 38 y 36 mm.

Ambas tienen el mismo costo = \$70.61

$\$70.61/54\text{m} = \$1.30 \times 2 = \$2.60 \times 106 \text{ m} = \$275.60$   
\$3.26/ton

- Total =  $11.49 + 3.26 = \$14.75/\text{ton}$

## RESUMEN COSTOS BARRENACION Y VOLADURA.

Concepto	\$/ton
Mano de obra	3.20
Aire comprimido	2.61
Acero de barrenación	14.75
Explosivo	8.32
Materiales	0.41
Mantenimiento	1.16
Depreciación	<u>0.26</u>

TOTAL = \$30.71/ton.

### Escrepeo.

#### Análisis

Para obtener el tiempo del ciclo de escrepeo , se usa la formula :

$$t = d / v + k$$

Donde : t = tiempo del ciclo de escrepeo.

d = distancia escrepeo.

V = velocidad / Ton movida.

k = tiempo de operación.

Los valores v y k son obtenidos en el anexo 1, inciso D. La única variante es d =12.5 m, puesto que el escrepeo se realiza en ambos lados de una sección.

$$t = 12.5 / 0.14 + 132$$

$$t = 3.70 \text{ min/ciclo.}$$

\* Tiempo de escrepeo = 170 min/tno

\* Número ciclos/tno = 170/3.70 = 45

\* Ton escrepeado /tno = 45 x 0.9 = 40.5 ton.

\* Ton / corte = 46 x 1.5 x 0.5 x 2.5 = 86 ton.

Significa que un turno bien operado, se escrepea carga equivalente a medio corte.  
Se dispone de 40.5 ton/tno para extracción (31 conchas ).

### Costos

**Mano de obra.**

\$ 2.70 / 40.5 ton = \$ 6.6 / ton.

**Aire comprimido.**

170 min x 5.66 m<sup>3</sup> /min (200 ft<sup>3</sup>/min) x \$0.106/ m<sup>3</sup> (\$0.003/ft<sup>3</sup>) = \$102.00  
\$2.51/ton.

**Materiales.**

\$30.40/40.5 ton = \$0.75 / ton.

**Mantenimiento.**

\$1.82 / ton.

**Depreciación.**

\$10.00 / 40.5 ton = \$ 0.24 / ton.

### RESUMEN COSTOS DE ESCREPEO.

Concepto	\$/ton
Mano de obra	6.60
Aire comprimido	2.51
Materiales	0.75
Mantenimiento	1.82
Depreciación	<u>0.24</u>

TOTAL = \$11.92 / ton

### APLANILLE.

Los costos de aplanille representan el 35% del costo de escrepeo. ( según dato de planeación ).

\$4.17 / ton.

### PARTIDOS.

El partido se considera como parte integral del ciclo de minado. Los costos inician con el transporte de material de superficie hasta el laborío y subirlo hasta el desplante del partido.

### Análisis.

Sección del partido . 1.70 m x 1.50 m.

MATERIAL	CANTIDAD.	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL
Estribo	4 pza	\$ 40.00	\$ 160.00
Rollizos de madera 7"	2 pza	\$ 11.22	\$ 22.44
Medias caña.	6 pza	\$ 40.78	\$ 244.60
Clavo 8".	3 kg..	\$ 3.74	\$ 11.22
<b>TOTAL</b>			<b>\$438.26</b>

\* Número de trnos en construcción = 2

\* Núm. total tramos de partido = 25

### Costos

#### Mano de obra.

Por transporte : 2 ayudantes grales. = \$74.40

Por construcción : 1 perforista + 1 ayte. = \$157.60

\$232.00

#### Costo /tramo de partido .

\$438.10 + \$232.00 = \$ 670.10

\$ 7.94 / ton.

### RESUMEN GLOBAL DE COSTOS " CRDV".

CONCEPTO.	\$/ ton
Barrenación y voladura.	30.71
Escrepeo.	11.92
Aplanille.	4.17
Partido.	7.94
<b>TOTAL =</b>	<b>54.74</b>

## TUMBE SOBRE CARGA CON CORTES HORIZONTALES TSCCH

### Análisis

#### Características de minado :

- \* Ley de veta = 220 gr / ton. de Ag.
- \* Ancho de veta = 0.5 m.
- \* Ancho de rebaje 1 m.
- \* Perforadora / tno = 2
- \* Tnos de barrenación = 2
- \* Eficiencia del corte = 83% (1.5 m).
- \* Dimensión del block a minar = 43 x 40 m (sin pilares).
- \* Ton. A minar in-situ = 6,450 ton.
- \* Dilución = 15%.
- \* Ton. Total a obtener = 7,945 ton.

#### Análisis de tiempos :

Se consideran los mismos tiempos de operación que para CRDV.

#### Análisis de barrenación :

- \* Longitud de barrenación = 1.80 m
- \* Velocidad de penetración = 0.30m/min (1 ft / min)
- \* Tiempo de barrenación / bno = 6 min. Incluye cambio de escala y de bno.
- \* Núm. Bnos / tno =  $215/6 = 35$  bnos.

Debido a que existen deficiencias en la extracción de la carga provocando retraso en la barrenación, se aceptan 30 bnos/tno.

- \* Total de bnos / tno =  $30 \times 2 = 60$  bnos.
- \* Longitud del corte / disparo / tno = 19 m.
- \* Tons. / tno = 106 ton.
- \* Tons. / bno = 1.7 ton.
- \* Extracción / tno = 35 ton. Equivalentes a 27 conchas.
- \* Extracción día = 70 ton.
- \* Extracción / mes = 1750 ton.
- \* Vida del rebaje =  $4,945 \text{ ton.} / 106 \text{ ton.} / \text{tno.} = 46 \text{ tnos.} = 25 \text{ días.}$

### Costos

**Mano de obra.**

1 perforista . Encargado = \$73.00  
 1 Perforista. S/cargo . = \$70.00  
 Ayudante General = \$ 65.00  
 Incluye bonificación + sueldo /tno = \$208.00

\$208 / 106 ton = \$1.96/ton.

**Aire comprimido.**

\$220.50 /106 ton = \$2.08/ton.

**Acero de barrenación.**

Barrenas : \$7.68 / m x 108 m = \$829.44  
 Brocas : \$2.60 / m x 108 m = \$280.80

\$10.47/ton.

**Explosivo ( ver anexo 2, 3 ).**

\$10.02/bno x 60 bnos = \$60.20

\$5.67/ton.

**Mantenimiento.**

\$0.80/Ton.

**Materiales.**

\$0.33/Ton.

**Depreciación.**

\$0.21/Ton.

### RESUMEN COSTOS DE BARRENACIÓN Y VOLADURA. TSCCH

CONCEPTO.	\$ / ton
Mano de obra.	1.96
Aire comprimido.	2.08
Acero de barrenación.	10.47
Explosivo.	5.67
Mantenimiento.	0.80
Materiales.	0.33
Depreciación.	0.21
<b>TOTAL =</b>	<b>21.52</b>

## TUMBE SOBRE CARGA CON BANQUEO ASCENDENTE TSCBA

### Análisis

Características de minado :

- \* Ancho de veta = 0.8 m.
- \* Ancho de rebaje = ancho de veta = 1.0 m.
- \* Perforadora / tno = 2.
- \* Tnos. De barrenación = 2.
- \* Eficiencia del corte = 90% (2.15 m)
- \* Dimensión del block a minar = 43 x 40 m.
- \* Ton. A tumbar in-situ = 4,300 ton.
- \* Dilución = 10%.
- \* Ton. Total a obtener = 4,730 ton.

Análisis de tiempos : Se considera el mismo que para CRDV y TSCCH.

Análisis de barrenación :

- \* Longitud de barrenación = 2.40 m.
- \* Velocidad de penetración = 0.42 m/min (1.40 ft/min)
- \* Tiempo de barrenación/bno. = 11.00 min. Incluye tiempo de cambio de escala
- \* Número de barrenos/turno = 215/11 = 20 bnos.
- \* Total de barrenos/turno = 20 x 2 = 40 bnos.
- \* Volumen/banco = 7.2 m<sup>3</sup>
- \* Número de bnos/banco = 10
- \* Número de bancos/turno = 4
- \* Toneladas/banco = 16.20 ton.
- \* Toneladas/turno = 64.80
- \* Toneladas/bno. = 1.6
- \* Extracción/turno = 21.60 ton., equivalentes a 17 conchas
- \* Extracción/día = 43.20 ton.
- \* Extracción/mes = 1,080 ton.
- \* Vida del rebaje = 4,730 ton / ( 64.8 ton / tno ) = 73 tnos. = 37 días.

### Costos

#### Mano de Obra

1 Perforista encargado	= \$ 60
1 " s/cargo	= \$ 57
1 Ayte. General	= \$ 52
	\$ 169 Incluye sueldo más bonificación
	\$169/64.80 ton = \$ 2.60/ton

**Aire comprimido** $\$ 220.50/64.80 \text{ ton} = \$ 3.40/\text{ton}$ **Acero de barrenación**

	Acero 1.80 m	Acero 2.40 m
costo/barrena =	\$ 279.52	\$ 279.52
Vida útil =	120 m	120 m
Metros barrenados =	72 m	24 m
\$/m =	7.68	7.68

 $7.68 (72 + 24) = \$ 737.25$ **Brocas :**

$\$ 2.60/\text{m} \times 96 \text{ m} = \$ 249.60$   
 $\$ 15.22/\text{ton}$

**Explosivo ( ver anexo 2, 3 )**

$\$ 11.91/\text{bno}$   
 $\$ 11.91/\text{bno} \times 40 \text{ bnos} = \$ 476.40$   
 $\$ 7.35/\text{ton}$

**Mantenimiento** $\$ 1.20/\text{ton}$ **Materiales** $\$ 0.54/\text{ton}$ **Depreciación** $\$ 0.34/\text{ton}$ 

**RESUMEN COSTOS DE BARRENACIÓN Y VOLADURA  
TSCBA**

CONCEPTO.	\$/ ton
Mano de obra.	2.60
Aire comprimido.	3.40
Acero de barrenación.	15.22
Explosivo.	7.35
Mantenimiento.	1.20
Materiales.	0.54
Depreciación.	0.34
<b>TOTAL =</b>	<b>30.65</b>

## **TUMBE SOBRE CARGA CON CRUCEROS DE EXTRACCION TSCCE**

Características de barrenacion y minado. Bajo las mismas condiciones y resultados que para el TSCCH

- \* Ancho del rebaje = 1.0 m
- \* Ancho de veta = 0.5 m
- \* Ley media de plata = 220 gr/ton
- \* Perforadoras/tno. = 2
- \* Turnos de barrenación = 2
- \* Eficiencia de corte = 83 %
- \* Dimensión del block a minar = 43 x 44 m
- \* Ton. a minar in-situ = 4730 ton
- \* Dilución = 15 %
- \* Ton. total a minar = 5440 ton
- \* Vida de un rebaje =  $5440 \text{ ton} / (106 \text{ ton} / \text{tno}) = 52 \text{ turnos} = 26 \text{ días.}$

### **costos**

#### **OBRAS DE DESARROLLO**

Se cuelean con un diseño de plantilla de barrenación similar al descrito en la figura 5, sólo que requiere de tres barrenos de cabeza más.

#### **BARRENACION Y VOLADURA TSCCE**

- \* Barrenos cargados = 29
- \* Barrenos de alivio = 1
- \* Total de barrenos = 30
- \* Longitud de barrenación = 2.4 m
- \* Avance/disparo = 2.1 m
- \* Eficiencia/ disparo = 88 %

El cálculo de costos es similar al realizado en el anexo 1. Se llega a los siguientes resultados.

**RESUMEN DE COSTOS BARRENACION Y VOLADURA  
TSCCE**

<b>CONCEPTO.</b>	<b>\$/ m</b>
Mano de obra.	37.52
Aire comprimido.	81.00
Acero de barrenación.	177.67
Materiales.	11.67
Explosivo.	164.47
Mantenimiento.	23.70
Depreciación.	5.31
<b>TOTAL =</b>	<b>501.34</b>

**REZAGADO DE FRENTEROS**

El equipo a utilizar es un scoop tram marca Wagner modelo HST - 05 de 0.38 m<sup>3</sup> ( 1/2 yd<sup>3</sup> )

- \* Volumen a rezagar = 10.5 m<sup>3</sup>
- \* Ton a rezagar = 26 ton
- \* Número de cucharones/rezagar =  $10.5 / 0.38 = 27$
- \* Ciclo scoop tram : cargar, acarrear y vaciar
- \* Tiempo de ciclo ( distancia máxima = 50.0 m) = 3 min
- \* Tiempo de rezagado = 81.0 min (1.20 hr)

Debido al tamaño de la obra el acarreo será por mancha y conchas. Se estima un 30% más en el tiempo de rezagado por la disposición de conchas vacías, entonces :

- \* Tiempo total de rezagado = 1.35 hr
- \* Número de cucharones por concha cargada =  $0.58 / 0.38 = 1.5$
- \* Número de conchas rezagadas =  $27 / 1.5 = 18$

El costo unitario de rezagado del scoop tram es proporcionado por el departamento de planeación (febrero de 1997) :

\$ 11.71 / ton

Incluye soldos, bonificaciones, materiales de operación, mantenimiento y depreciación.

**RESUMEN DE COSTOS DE DESARROLLO  
TSCCE**

<b>CONCEPTO.</b>	<b>\$ / m</b>
Barrenación y voladura.	501.34
Rezagado.	11.71
<b>TOTAL =</b>	<b>513.05</b>

**OBRAS DE PREPARACIÓN**

1.- Contra pozo sección 1.5 x 1.5 m

La barrenación y voladura bajo las mismas características referidas en el anexo 1 teniendo un costo unitario de :

\$ 356.50 / m.

Costo unitario de taranguela . ver anexo 1 = \$ 128.97 / m.

**REZAGADO**

Equipo a utilizar scoop tram 0.38 m<sup>3</sup> ( ½ yd<sup>3</sup> )

\* ton a rezagar = 8.15 ton

\* Número de cucharones/rezagar = 8

\* Número de conchas cargadas = 8/1.5 = 6

**RESUMEN DE COSTOS EN CONTRA POZO 1.5 X 1.5 m.  
TSCCE**

concepto	\$
barrenación y voladura	356.5
taranguela	128.97
Rezagado	<u>11.71</u>
total =	497.18

2.- Contrafrente sección 2 x 2.5 m.

El mismo costo unitario que en la frente de desarrollo:

\$513.05/ton

3.- Cruceros de extracción 2 x 2.5 m.

El mismo costo unitario que en la frente de desarrollo:

\$513.05/ton.

## MINADO ( TUMBE ).

La etapa de tumbe es similar al Tumble Sobre Carga con Cortes Horizontales, el costo unitario se obtuvo en la pagina 50 .

\$21.52/ton

### RESUMEN TOTAL DE COSTOS

#### Costos de explotación :

Método de Explotación.	\$ / ton.
CRDV	54.74
TSCCH	21.52
TSCBA	30.65
TSCCE	21.52

#### Costos de acarreo (mensual) :

COSTO LOCAL + GENERAL	211,250
TON. TOTAL ACARREADO.	9,500 TON.
COSTO DE ACARREO.	\$ 22.23 / TON.

#### Costo de manteo (mensual) :

COSTO LOCAL + GENERAL.	\$ 88,545
TON. TOTAL MANTEADO.	9,500 TON.
COSTO DE MANTEO.	\$ 9.32 / TON.

#### Costo de beneficio (mensual) :

\$ 103.25 / ton.

#### Costo de servicios auxiliares (mensual) :

Incluye bombeo, compresores, ventilación, supervisión (\$ 380,000)

\$ 40.0 / ton.

## V.2 COSTOS COMPARATIVOS.

Se presenta un cuadro de resumen de costos comparativos que resultan del análisis para cada sistema de explotación, tomando en cuenta el tonelaje total a minar por block de mineral.

### COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS PARA CADA MÉTODO ( \$ / ton. )

CONCEPTO.	CRDV	TSCCH	TSCBA	TSCCE
Obras de desarrollo	131.31	131.31	131.31	41.04
Obras de preparación.	15.18	8.84	9.25	15.66
Explotación. ( tumbe )	54.74	21.52	30.65	21.52
Servicios generales y auxiliares.	174.80	174.80	174.80	174.80
Costo total de minado.	295	205	215	212

TABLA No. 4

### COMENTARIOS

El concepto servicios generales y auxiliares, incluye el costo de acarreo manto, beneficio, bombeo, compresores, ventilación y supervisión.

Se presenta un alto costo en el tumbe para el Corte y Relleno con Desmonte de la Veta ( CRDV ) debido a que en esta etapa se contempla un ciclo de minado que consiste en escrepeo, relleno, planilla y construcción de partidos, que no se presenten en otros sistemas de explotación.

Una reducción significativa en los costos por concepto de desarrollo se presenta en el Tumbe Sobre Carga con Cruceros de Extracción ( TSCCE ), debido a que no se utilizan equipos de acarreo por locomotora los cuales generan un alto costo en el tendido de la vía.

El TSCCE es el sistema con menor costo total de minado.

La dilución se toma en cuenta para determinar tonelajes reales para el calculo de cada uno de los costos unitarios.

A continuación se presenta el desarrollo de los resultados para cada método que se presenta en la tabla anterior.

## CRDV

Obras de desarrollo.

\* 1 frente de desarrollo =  $\$1444.5/m \times 50m = \$72,225$

\* Ton. Total a desarrollar = 550 ton.

\* Costo unitario =  $\$131.31/ton$

Obras de preparación.

\* 1 C/pozo 1.5 x 1.5m. =  $\$622.55/m \times (2.10 + 3 m) = \$3175$

\* 2 C/pozo 1.2 x 2.1 m. =  $\$144/m \times 2 \times 48 m =$   $\$13824$

\* 3 chutes o alcancias =  $\$1360 \times 2 =$   $\$2720$

\* 1 Subnivel 1 x 2.1 m =  $\$467.5/m \times 40 m =$   $\$18700$

Total =  $\$38419$

Ton. Total a minar = 2530 ton.

Costo/ton. En preparación =  $\$15.18 / ton.$

Costo total de acarreo, manteo, beneficio y servicios auxiliares =  $\$174.80/ton$

Costo total de minado en CRDV =  $\$295.54/ton$

## TSCCH

Costos de desarrollo =  $\$131.31/ton$

Costos de preparación .

\* 6 C/Pozos 1.5 x 1.5m =  $\$622.55/m \times 5.10m \times 6 = \$19,050$

\* 8 chutes =  $\$1,360 \times 8 =$   $\$10,880$

\* 2 C/Pozos 1.2 x 2.1 m =  $\$144/m \times 48 m \times 2 =$   $\$13,824$

Total =  $\$43,754$

Ton. Total a minar = 4,945 ton

Costo/ton en preparación =  $\$8.84/ton$

Costos de explotación (Tumbe).

$\$21.52 / Ton$

Costo total de acarreo, manteo, beneficio y servicios auxiliares = \$174.80/ton

Costo total de minado TSCCH = \$205.16/ton.

### **TSCBA**

Costos de desarrollo = \$131.31/ton

Costos de preparación :

- Costos similares al TSCCH = \$43,754

Ton total a minar = 4,730 ton

Costo/ton en preparación = \$ 9.25/ton

Costos de explotación (Tumbe).

\$30.65/Ton

Costo total de acarreo, manteo, beneficio y servicios auxiliares = \$174.80/ton

Costo total de minado TSCBA = \$214.80/ton

### **TSCCE**

Costos de desarrollo.

\$513.05/m x 50 m = \$25,652

Ton. Total a desarrollar = 625 ton

Costo unitario de desarrollo = \$41.01/ton

Costos de preparación.

\* 2 C/Pozos 1.5 x 1.5m = \$497.18/m x 47.5m x 2 = \$ 47,232

\* 1 C/frente de 2 x 2.5 m = \$513.05/m x 54 m = \$ 27,704

\* 4 cruceros de extracción 2x 2.5m = \$513.05 /m x 5m x 4 = \$ 10,261

Total = \$85,197

Ton total a minar = 5,440 ton.

Costo/ton en preparación = \$15.66/ton.

Costos de explotación (tumba).

\$21.52/Ton.

Costo total de acarreo, manto, beneficio y servicios auxiliares = \$174.8/ton.

Costo total de minado TSCCE = \$212 /ton.

### V.3 LEY MÍNIMA DE CORTE PARA CADA MÉTODO

La cotización de los metales y del dólar americano es con fecha del mes de febrero de 1997. Promedio mensual proporcionado por depto. de planeación.

\* Cotización onza troy de plata = U.S. \$5.19/oz

\* Cotización onza troy de oro = U.S. \$351.7 /oz

\* Cotización U.S. dólar = \$7.9 M/N

#### CRDV

Costo calculado = \$295 (U.S.\$37.3)

$US\$37.3 / US\$5.19/oz = 7.2 \text{ oz}$

Recuperación de plata = 84%

$7.2 \times 100 / 84 = 8.6 \text{ oz.}$

Ley mínima de corte equivalente.

$8.6 \text{ oz} \times 31.1035 \text{ gr/oz} = 266.7 \text{ gr/ton}$

Se considera una ley media de oro = 1.3 gr/ton

Relación oro plata =  $351.7 / 5.19 = 67.76$

La ley mínima de corte es :

$$\text{oro} = 1.3 \text{ gr/ton} \times 67.76 = 88 \text{ gr/ton}$$

$$\text{Plata} = 266.7 \text{ gr/ton} - 88 \text{ gr/ton} = 178 \text{ gr/ton}$$

#### **TSCCH**

Costo calculado = \$205 (US\$26 )

Se considera una ley media de oro = 0.7 gr/ton

Haciendo el mismo procedimiento se llega a :

Ley mínima de corte .

$$\text{Oro} = 47.4 \text{ gr/ton}$$

$$\text{Plata} = 140 \text{ gr/ton}$$

#### **TSCBA**

Costo calculado = \$ 215 ( US\$27.2 )

Se considera una ley media de oro = 0.7 gr/ton

Haciendo el mismo procedimiento se llega a :

Ley mínima de corte.

$$\text{Oro} = 47.43 \text{ gr/ton}$$

$$\text{plata} = 146 \text{ gr/ton}$$

#### **TSCCE**

Costo calculado = \$212 (US\$27 )

Se considera una ley media de oro = 0.7 gr/ton

Haciendo el mismo procedimiento se llega a :

Ley mínima de corte :

Oro = 47.43 gr/ton.

Plata 145 gr/ton.

**RESUMEN LEY MINIMA DE CORTE PARA CADA MÉTODO. ( gr / ton. )**

METAL	CRDV	TSCCH	TSCBA	TSCCE
ORO	0.88	0.47	.47	.47
PLATA	178	140	146	145

**TABLA No. 5**

**V.4 RENTABILIDAD**

**CRDV**

**INGRESOS POR EXPLOTACIÓN.**

**Se consideran todos los ingresos por desarrollo, preparación y explotación :**

Toneladas totales =  $550 + (28 + 210 + 302) + 2530 = 3620$  ton.

Contenidos de plata =  $3620 \text{ ton} \times 0.4 \text{ kg Ag/ton} = 1448 \text{ kg Ag}$

Contenidos de oro =  $3620 \text{ ton} \times 1.3 \text{ gr Au/ton} = 4.7 \text{ kg Au}$

Ag =  $1.44 \text{ ton} \times 0.84 \times \text{US}\$5.19/\text{oz} \times 32,151 \text{ oz/ton} \times \$7.9/\text{US}\$ = \$1'594,522$

Au =  $4.7 \text{ kg} ( 0.74 ) ( 351.7 ) ( 32.15 ) ( 7.9 ) = \$310,678$

Ingreso total / block = \$ 1'905,201

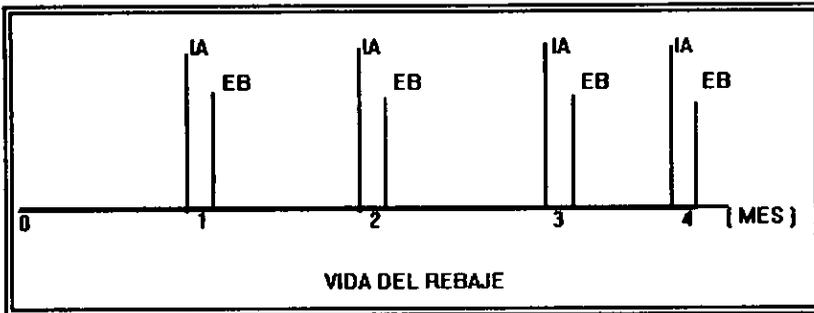
Ingreso mensual =  $\$1'905,201 \times 25 \text{ días} / 90 \text{ días} = \$ 529,222$

**EGRESOS POR EXPLOTACIÓN.**

$\$131.31 + \$295 = \$426.3 / \text{ton} \times 3620 \text{ ton} = \$1'543,242$

Egreso mensual = \$428,678

1.- Flujos que resultan del análisis.



IA = Ingresos por explotación = \$529,222

EB = Egresos por explotación = \$428,678

IC = Ingresos por extracción = 0

ED = Egresos por extracción = 0

$i = 30\% = 30/12 = 2.5\%$  mensual.

2.- Inversión total en el año cero.

$$P = A \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n}$$

Donde : P = Valor Presente

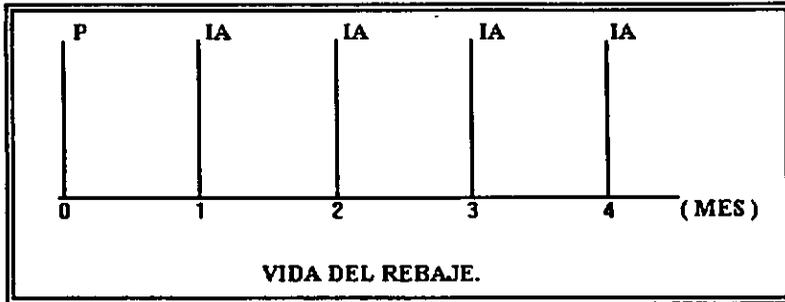
A = Serie Uniforme de pagos

i = Tasa de interés

n = Número de períodos

$$P = 428,678 (1.025)^{3.5} - 1 / 0.025 (1.025)^{3.5} = \$1'415,817$$

3.- Los flujos se transforman en :



4.- Ingresos a valor presente. VPI.

$$VPI = 529,222 \times (1.025)^{3.5} - 1 / 0.025 (1.025)^{3.5} = \$1'753,107$$

5.- Rentabilidad a año cero.

$$R = VPI / P$$

$$R = 1'753,107 / 1'415,817 = 1.238$$

$$\text{RENTABILIDAD CRDV} = 123.8\%$$

### TSCCH

Ingresos por desarrollo.

$$\text{Tiempo de desarrollo} = 150 \text{ m} / 1.5 \text{ m/tno} = 34 \text{ tnos (17 días)}$$

$$\text{Contenidos de plata} = 215 \text{ gr Ag/ton} / 1.25 = 172 \text{ gr/ton} \times 550 \text{ ton} = 94.6 \text{ kg } \overset{\text{Ág}}{\text{Ag}}$$

$$\text{Contenidos de Oro} = 1.4 \text{ gr Au/ton} / 1.25 = 1.12 \text{ gr/ton} \times 550 \text{ ton} = 0.616 \text{ kg Au}$$

$$\text{Ag} = 94.6 \text{ kg Ag } (0.84) (5.19) (32.15) (7.9) = \$ 104,748$$

$$\text{Au} = 0.616 \text{ kg Au } (0.74) (351.70) (32.15) (7.9) = \$ 40,718$$

\$145,466

Ingreso por preparación.

Tiempo de preparación = 1 ½ mes

Toneladas totales : Contrapozo = 172 ton + 605 = 777 ton

Contenidos Plata = 187 gr Ag/ton x 777 ton = 145.3 kg Ag

Contenidos Oro = 1.12 gr Au x 777 ton = 0.87 gr Au

$$\text{Ag} = 145.3 \text{ kg Ag } (0.84) (5.19) (32.15) (7.9) = \$ 160,886$$

$$\text{Au} = 0.870 \text{ kg Au } (0.74) (351.7) (32.15) (7.9) = \$ 57,508$$

\$218,394

Ingreso por tumbe .

Tiempo de tumbe = 24 días ( 1 mes)

Contenidos plata = 187 gr/ton x 4945 ton = 924.7 kg Ag

Contenidos Oro = 1.0 gr/ton x 4945 ton = 4.9 kg Au

$$\text{Ag} = 924.7 \text{ kg Ag } (0.84) (5.19) (32.15) (7.9) = \$ 1'023,895$$

$$\text{Au} = 4.9 \text{ kg Au } (0.74) (351.7) (32.15) (7.9) = \$ 326,542$$

\$1'350,437

Tiempo de extracción = 4945 ton - (106 x 0.33 x2) ton/día x 25 días = 3196 ton

3196 ton/100 ton/día =31 días ( 1 mes)

Egresos por desarrollo = \$72,220

Egresos por preparación = \$8.84/ton x 777 ton = 6,868 + \$10,880 (chutes) =  
\$17,748

Egresos por tumbe = \$ 205/ton x 4945 ton = \$1'001,372

1.- Ingreso mensual.

$$\text{mes 1} = (218,394 \times 0.5 \text{ mes}) / 1.5 \text{ mes} = \$72,298 + \$145,466 = \$218,264$$

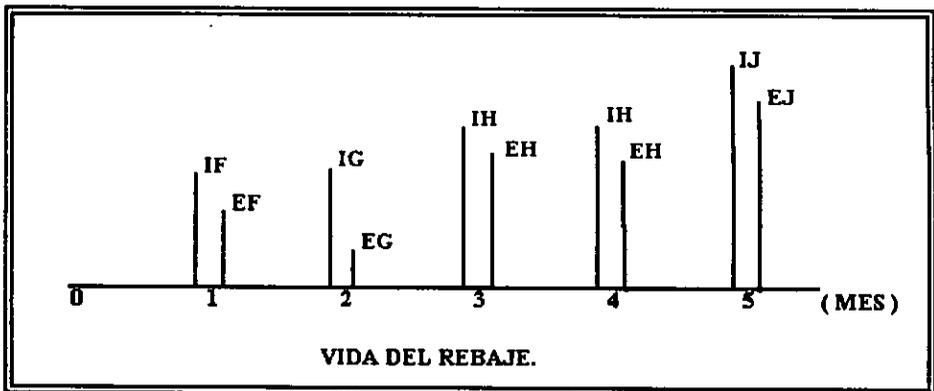
$$\text{mes 2} = \$218,394 - 72,298 = \$145,596$$

$$\text{mes 3} = 1'350,437 \times 0.33 = \$450,310$$

$$\text{mes 4} = \$450,310$$

$$\text{mes 5} = \$682,904$$

Análisis de flujos :



$$\text{IF} = \text{Ingreso por desarrollo} + \text{preparación} = \$218,264$$

$$\text{IG} = \text{Ingreso por preparación} = \$145,596$$

$$\text{IH} = \text{Ingreso por tumbe} = \$540,310$$

$$\text{IJ} = \text{Ingreso por extracción} = (\$20,706/\text{ag} + \$6,610/\text{Au}) \times 25 \text{ días} = \$682,904$$

$$\text{EF} = \text{Egreso generado por IF} = \$72,220$$

$$\text{EG} = \text{Egreso generado por IG} = \$17,748$$

$$\text{EH} = \text{Egreso generado por IH} = \$1'001,372 \times 0.33 = \$330,453$$

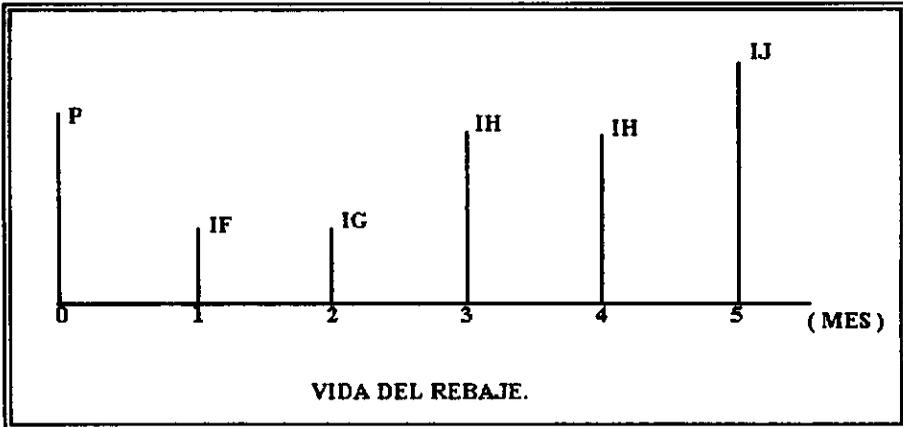
$$\text{EJ} = \text{Egreso generado por IJ} = \$174.8/\text{ton} \times 3196 \text{ ton} = \$558,660$$

2.- Inversión total en el año cero.

Aplicando la formula de valor presente y procediendo de igual forma, punto 2, CRDV, se tiene :

$$P = \$1'270,247$$

3.- Los flujos se transforman a :



4.- Ingresos a Valor Presente . VPI.

Operando de igual forma que en el punto 4 de CRDV, se tiene:

$$VPI = \$1'888,962$$

5.- Rentabilidad a año cero .

$$R = VPI / P = 1'888,962 / 1'270,247 = 1.487$$

$$\text{RENTABILIDAD TSCCH} = 148.7$$

## TSCBA

Los ingresos por desarrollo y preparación son los mismos que en TSCCH.

Ingresos por tumbe.

Tiempo de tumbe = 37 días ( 1 1/2 mes)

Contenidos Plata = 198 gr/ton x 4730 ton = 936.5 kg Ag

Contenidos Oro = 1.0 gr/ton x 4730 ton = 4.7 kg Au

Ag = 936.5 kg Ag (0.84) (5.19) (32.15) (7.9) = \$1'037,005

Au = 4.7 kg Au (0.74) (351.7) (32,15) (7.9) = \$ 310.678

\$ 1'347,683

Egresos por tumbe = \$215/ton x 4730 ton = \$ 1'016,950

1.- Ingreso mensual.

mes 1 = \$218,264

mes 2 = \$145,546

mes 3 = (\$9,428/Ag + \$2842/Au) x 25 días = \$306,759

mes 4 = \$306,759

mes 5 = (\$21,924/Ag + \$7,503/Au ) x 25 días = \$735,685

mes 6 = \$735,685

Tiempo de extracción = 4,730 ton - ( 43x25) = 3655 ton / 100 ton/día = 47 días (2 meses)

Ton/día = 65 ton/tno x 0.33 = 21.5 x 2 = 43 ton

IF = Ingresos por desarrollo + Preparación = \$ 218,264

IG = Ingresos por preparación = \$ 145,546

IH = Ingresos por Tumble = \$ 306,759

IJ = Ingresos por extracción = \$ \$735,685

EF = Egresos generados por IF = \$72,220

EG = Egresos generados por IG = \$17,748

EH = Egresos generados por IH =  $(1'016,950 \times 1) / 1.5 \text{ mes} = \$677,966$

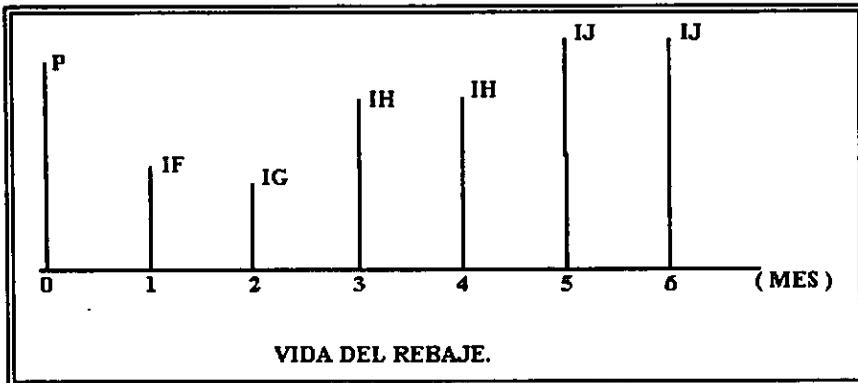
EJ = Egresos generados por IJ =  $\$174.8/\text{ton} \times 3655 \text{ ton} = \$638,894 / 2 \text{ meses} = \$319,447$

2.- Inversión total en año cero.

Operando de igual forma, punto 2, TSCCH. se tiene :

$$P = \$2022,249$$

3.- Los flujos se transforman :



4.- Ingresos a Valor Presente. VPI.

Operando de igual forma, punto 4, TSCCH, se tiene :

$$VPI = \$2375,237$$

5.- Rentabilidad a año cero.

$$R = VPI / P = 2'375,237 / 2'022,249 = 1.175$$

**RENTABILIDAD TSCBA = 117.5%**

## TSCCE

Ingresos por desarrollo.

Tiempo de desarrollo =  $50 \text{ m} / 2.10 \text{ m/tno} = 24 \text{ días} (1 \text{ mes})$

Contenidos Plata =  $172 \text{ gr/ton} \times 625 \text{ ton} = 107.5 \text{ kg Ag}$

Contenidos Oro =  $1.12 \text{ gr/ton} \times 625 \text{ ton} = 0.7 \text{ kg Au}$

Ag =  $107.5 \text{ kg Ag} (0.84) (5.19) (32.15) (7.9) = \$119,031$

Au =  $0.7 \text{ Kg Au} (0.74) (351.7) (32.15) (7.9) = \$46,271$

**\$165,302 / mes**

Ingresos por preparación .

Tiempo de preparación = 2 meses.

Tonelaje total : Contrapozo largo = 529 ton

Contenidos Plata =  $172 \text{ gr/ton} \times 529 \text{ ton} = 91 \text{ kg Ag}$

Contenidos Oro =  $1.12 \text{ Gr/Ton} \times 529 \text{ ton} = 0.59 \text{ Kg Au}$

Ag =  $91 \text{ kg Ag} (0.849) (5.19) (32.15) (7.9) = \$100,762$

Au =  $0.59 \text{ kg Au} (0.74) (351.7) (32.15) (7.9) = \$39,163$

**\$139,925/ 2 meses**

**\$69,962/Mes**

Ingreso por tumbe .

Tons. extraídas en tumbe =  $5440 \times 0.33 = 1795 \text{ ton}$

Tiempo de Tumbe = 26 días ( 1 mes)

Contenidos Plata =  $187 \text{ gr/ton} \times 1795 \text{ ton} = 336 \text{ kg Ag}$

Contenidos Oro =  $1 \text{ gr/ton} \times 1795 \text{ ton} = 1.8 \text{ kg Au}$

Ag =  $336 \text{ kg Ag} (5.19) (0.84) (32.15) (7.9) = \$372,043$

Au =  $1.8 \text{ kg Au} (0.74) (351.7) (32.15) (7.9) = \$118,983$

**\$491,027 / mes**

Tiempo de extracción =  $5440 \text{ ton} - (106 \times 0.33 \times 2 \times 25) = 3691 \text{ ton} / 150 \text{ ton/día} = 25 \text{ días} (1 \text{ mes})$

1.- Ingresos y Egresos mensuales.

IF = Ingreso por desarrollo = \$165,302

IG = Ingreso por preparación = \$69,962

IH = Ingreso por Tumble = \$ 491,027

IJ = Ingreso por extracción =  $(\$31,059/\text{Ag} + \$9,915/\text{Au}) \times 25\text{días} = 1'024,356$

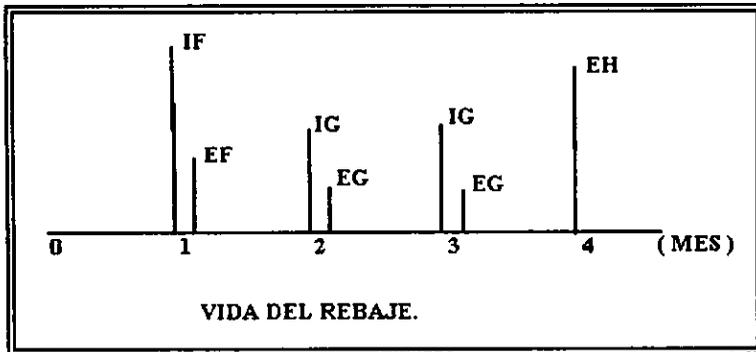
EF = Egresos generados por IF =  $\$41.04/\text{ton} \times 625 \text{ ton} = \$25,650$

EG = Egresos generados por IG =  $\$15.66/\text{ton} \times (529 + 675 + 250) / 2 = \$11,385$

EH = Egresos generados por IH =  $\$21.52/\text{ton} \times 5440 \text{ ton} = \$ 117,068$

EJ = Egresos generados por IJ =  $\$152.5/\text{ton} + \$11.7/\text{ton} = \$164.2/\text{ton} \times 3691 \text{ ton} = \$ 606,062$

Análisis de flujos:

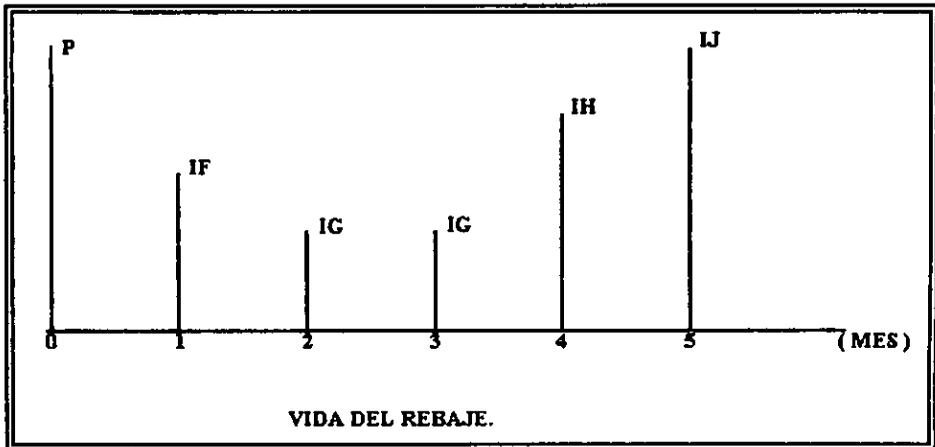


2.- Inversión total en el año cero.

Operando de igual forma que en el punto 2, TSCCH, se tiene :

P = \$748,40

3.- Los flujos se transforman en :



4.- Ingresos a Valor Presente. VPI.

Operando de igual forma, punto 4, TSCCH, se tiene :

$$VPI = \$1'761,030$$

5.- Rentabilidad a año cero.

$$R = VPI / P = 1'761,030 / 748,403 = 2.353$$

$$\text{RENTABILIDAD} = 235.3\%$$

#### RESUMEN PORCENTAJES DE RENTABILIDAD PARA CADA METODO

MÉTODO DE MINADO.	RENTABILIDAD ( % )
CRDV	123.80
TSCCH	148.70
TSCBA	117.50
TSCCE	235.50

**TABLA No. 6**

## V.5 ELECCIÓN DEL MÉTODO.

Para el cumplimiento de los programas de producción, el método de explotación más conveniente es aquél que produzca más a menor costo ofreciendo calidad y seguridad en el proceso.

Con referencia en la tabla No 7 , se hace un análisis técnico para cada método de explotación :

CRDV. Sus principales ventajas son : Excelente selectividad, disponibilidad inmediata de carga con altos contenidos de plata. Sus principales desventajas son : Bajo tonelaje de mineral extraído por turno. Baja productividad , 28 toneladas/hombre , excesivo tiempo para minar un rebaje, 90 días.

TSCCH. Sus principales ventajas son : En la etapa del tumba se tiene mayor tiempo disponible para barrenar, que se refleja en las toneladas por turno, lo anterior indica que tiene una alta productividad, 35 toneladas/hombre y 1.7 toneladas/barreno, además que ofrece poco tiempo para minar un rebaje, 24 días. Sus principales desventajas son : Tiempo prolongado para la terminación de la preparación, en el tumba, baja eficiencia en el corte por barreno disparado, 80%.. Debido a su dilución del 15%, provoca baja producción expresada en contenidos de plata (comparada con los otros métodos) . Disponibilidad de 1/3 parte de la carga tumbada y existen constantes encampanamientos en los chutes.

TSCBA. Sus principales ventajas son : Buena eficiencia de corte (90%) por barreno disparado, teniendo en cuenta que la longitud de barrenación es de 2.4 m. Buena productividad, 1.6 toneladas/barreno. Sus principales desventajas son : Tiempo prolongado para la culminación de la preparación. En el tumba, disponibilidad de menos de 1/3 parte de la carga (debido a la pendiente) tumbada. Mucho tiempo por barreno dado, 10 min , produciendo bajo tonelaje por turno, 65 ton.

TSCCE. Sus principales ventajas son : Tiene un alto índice de barrenos por turno, (60) que se reflejan en una alta productividad de 35 toneladas/hombre y 1.7 toneladas/barreno. La producción en contenidos de plata es la más alta, debido a que se recupera el 81% del block mineral. Lo importante es el ciclo de extracción, es eficiente debido a el equipo mecanizado y obras adecuadas para tal propósito. Sus principales desventajas son : Tiempo prolongado para la preparación, las obras de preparación van coladas sobre tepetate.

Desde el punto de vista económico, ver tabla No 4 , el método más económico es el TSCCH y el TSCCE, con \$205/ton y \$212/ton respectivamente. Los mismos métodos siguen siendo los favorables en el análisis de la ley mínima de corte, 140 gr Ag/ton para TSCCH y 146 gr Ag/ton para TSCCE.

La etapa de tumba en ambos métodos es lo mismo , su diferencia radica en la preparación y extracción. De la tabla No. 4, se tiene que el costo unitario por

**V.5 ELECCIÓN DEL MÉTODO**  
COMPARACIÓN TÉCNICA DE LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN

CONCEPTO	CRDV	TSCCH	TSCBA	TSCCE (Propuesta)
Selectividad	Muy Buena	Buena	Regular	Buena
Disponibilidad de Carga	Inmediata	1/3	- 1/3	1/3
Ciclo de Minado	Buena	Buena	Buena	Buena
Dilución	10%	15%	10%	15%
Eficiencia del Corte	83%	80%	90%	80%
Recuperación de Mineral	75%	68%	68%	81%
Longitud de Barrenación (Mts.)	1.80	1.80	2.40	1.80
	49	60	40	60
	21			
Toneladas por Turno (Veta)	28	106	65	106
Toneladas por Turno (Tepetate)	56			
Toneladas por Barreno	1.2	1.70	1.60	1.70
Toneladas Total a Minar	2530	4945	4730	5440
Ley de Minado (gr Ag/Ton)	400	187	198	187
Contenidos de Plata (Kilogramos)	1012	925	936	1017
Tiempo para Minar en Rebaje(Días)	90	24	37	26
Productividad(Ton/Hombre)	28	35	22	35

TABLA No 7

Considerando dos Maquinas por Turno

Aplica solo etapa del tumba

concepto de desarrollo es para TSCCH de \$131/ton, mientras que el TSCCE es de \$41.01/ton. El costo unitario por concepto de preparación es para TSCCH de \$8.8/ton y para el TSCCE \$15.6/ton. Considerando desarrollo + preparación se tiene :

$$\text{TSCCH} = \$ 140.15/\text{ton}$$

$$\text{TSCCE} = \$ 56.7 /\text{ton}$$

La propuesta TSCCE es la económica y ofrece las ventajas técnicas ya mencionadas que en este momento la mina requiere para cumplir sus programas de producción.

Un factor mas y decisivo en la elección son los contenidos de plata. De los 4 métodos, el TSCCE ofrece mayor cantidad de kilogramos de plata, confirmándose así como el método de explotación electo.

El TSCCE tiene un costo de operación total / rebaje de :

$$\$212/\text{ton} \times 5440 \text{ ton} = \$1'153,280$$

## V.6 FLUJO NETO DE EFECTIVO

Se calcula para el método de explotación electo, TSCCE.

### Costos de operación anual.

212 toneladas/día x 0.33 (extracción) = 70 toneladas/día

70% de la producción es por rebajes y el 30% restante por explotación de minas.

\* Numero de rebajes para satisfacer la producción diaria =  $380/70 = 6$  rebajes

\* Vida util por rebaje = 26 dias.

\* Toneladas extraidas por rebaje =  $70 \times 26 = 1820$  ton.

\* Tiempo de extracción/rebaje =  $5440 - 1820 = 3620$  ton. /  $70$  ton/día = 52 dias + 26 dias = 78 dias (3 meses).

\* Numero de rebajes anuales para mantener la producción diaria =  $6$  rebajes x 12 meses/3 meses = 24 rebajes por año.

\* Costos de operación total por rebaje = \$1'153,280.

- Costo total de operación anual = 27'678,720.

\* Vida útil de la mina = 1'252,152 ton. (reservas probadas mas probables)/162,000 ton/año(producción)= 8 años.

\* Inversión: se tiene planeado la adquisición de 4 Scoop Tram, 2 de ½ yd³ y 2 de 2 yd³, con una inversión de \$3'950,000.

**- Ingresos por ventas.**

La producción de plata y oro corresponde al 30% de mina la rica.

Plata = 1.8 ton/mes x 12 mes/año x US\$5.19/oz x 32.151 oz/ton x \$7.90/US\$ = \$28'473,374.

Oro = 8.1kg/mes x 12 mes/año x US\$351.70/oz x 32.15 oz/kg x \$7.90/US\$=\$8'682,733

**Ingreso total por ventas = \$37'156,107**

**V.7 VALOR PRESENTE NETO. V P N**

AÑO	F N E	5 %	10 %	15 %	20 %	25 %
1	4'715,096	4'490,568	4'286,450	4'100,083	3'929,247	3'772,077
2	4'523,243	4'307,850	4'112,039	3'933,254	3'769,369	3'618,594
3	4'314,707	4'109,244	3'922,461	3'751,919	3'595,589	3'451,766
4	4'106,170	3'910,638	3'732,881	3'570,583	3'421,801	3'284,936
5	3'897,634	3'712,032	3'543,304	3'389,247	3'248,028	3'118,107
6	3'689,098	3'513,427	3'353,725	3'207,911	3'074,248	2'951,278
7	3'480,561	3'314,820	3'164,146	3'026,575	2'900,467	2'784,449
8	3'272,025	3'116,214	2'974,568	2'845,239	2'726,687	2'617,620
	31'998,534	30'474,793	29'089,574	27'824,811	26'665,443	25'598,882

**INVERSIÓN**

	3'950,000	3'950,000	3'950,000	3'950,000	3'950,000	3'950,000
<b>V P N</b>	28'048,534	26'524,793	25'139,574	23'874,811	22'715,443	21'648,827

**TABLA NO. 8**

La propuesta TSCCE es rentable debido a una diferencia positiva, producto de los flujos de caja anual.

**FLUJO NETO DE EFECTIVO**  
PESOS M/N

CONCEPTO	ANO 1	ANO 2	ANO 3	ANO 4	ANO 5	ANO 6	ANO 7	ANO 8
Ingresos por ventas	37'156,107	37'156,107	37'156,107	37'156,107	37'156,107	37'156,107	37'156,107	37'156,107
Costos de operación	27'678,720	27'678,720	27'678,720	27'678,720	27'678,720	27'678,720	27'678,720	27'678,720
Utilidad bruta	9'477,387	9'477,387	9'477,387	9'477,387	9'477,387	9'477,387	9'477,387	9'477,387
Gastos de administración	4'320,000	4'320,000	4'320,000	4'320,000	4'320,000	4'320,000	4'320,000	4'320,000
Costos de depreciación	4'068,000	3'595,455	3'081,818	2'568,182	2'054,545	1'544,909	1'027,272	513,636
Utilidad de operación	1'089,387	1'561,932	2'075,569	2'582,205	3'102,842	3'616,478	4'130,115	4'643,751
I.S.R. (34%)	370,392	531,057	705,693	880,330	1'054,966	1'229,602	1'404,239	1'578,875
	718,995	1'030,875	1'361,876	1'708,875	2'047,876	2'386,876	2'725,876	3'064,876
P.T.U. (10%)	71,899	103,087	136,987	170,887	204,787	238,687	272,587	306,487
Utilidad neta	647,096	927,788	1'232,889	1'537,988	1'843,089	2'148,169	2'453,289	2'758,389
Costo de depreciación	4'068,000	3'595,455	3'081,818	2'568,182	2'054,545	1'540,909	1'027,272	513,636
Flujo neto de efectivo	4'715,096	4'523,243	4'314,707	4'106,170	3'897,634	3'689,098	3'480,561	3'272,025

Tabla No. 9

## V. 8 TASA INTERNA DE RETORNO. T I R .

$$\boxed{TIR = FNE / (1+i)^n = 0}$$

Donde : F N E = flujo neto de efectivo.

i = T I R.

n = numero de periodos.

$$T I R = - 3'950,000 + 4'715,096 / (1+i) + 4'523,243 / (1+i)^2 + \dots + 3'272,025 / (1+i)^8 = 0$$

Dando valores a : i. se tiene :

i	T I R
85 %	1'294,982
150 %	- 896,119

Interpolando :

$$\frac{150 - i}{150 - 85} = \frac{- 896,119 - 0}{- 896,119 - 1'294,982}$$

$$i = 126.6 \%$$

### V.9. INDICES FINANCIEROS

FORMULA DE VALOR PRESENTE (VP) :  $VP = F / (1+i)^n$

DONDE : F=cantidad futura

i=tasa de interés (30%)

n=numero de periodos

#### EGRESOS

AÑO	PRODUCCION	INVERSION	VP	VP
	(miles de tons)	(miles de \$)	PRODUCCIÓN (millones de tons)	TOTAL DE EGRESOS (millones de \$)
1	162	-	0.125	21.29
2	162	3.95	0.096	18.71
3	162	-	0.074	12.59
4	162	-	0.057	9.69
5	162	-	0.044	7.45
6	162	-	0.033	5.73
7	162	-	0.026	4.41
8	162	-	0.02	3.39
			0.475	83.26

Costo neto actualizado = \$83'260.00

#### INGRESOS

AÑO	TOTAL INGRESO	VP
	(Millones de \$)	TOTAL INGRESOS (Millones de \$)
1	37.156	28.58
2	37.156	21.98
3	37.156	16.91
4	37.156	13
5	37.156	10
6	37.156	7.7
7	37.156	5.92
8	37.156	4.55
		108.84

Beneficio neto actualizado (BNA) = \$108'064.000

Porcentaje de Ganancia sobre la Inversión (PGI) =  $BNA - Capital / capital = 26.5\%$

## V. 10 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.

### PARA COSTO NETO ACTUALIZADO.

#### VARIANDO PRODUCCIÓN.

20 %	- 10 %	0 %	10 %	20 %
A = 219.5	B = 195.1	C = 175.7	D = 159.6	E = 146.3
24.4	19.5	16.0	13.3	
43.9		29.3		

#### VARIANDO EGRESOS.

20 %	- 10 %	0 %	10 %	20 %
F = 140.5	G = 158.0	H = 175.6	I = 193.2	J = 210.7
17.5	17.6	17.6	17.5	
35.1		35.1		

#### Donde.

$$A = 83'260,000 / ( 474,000 \times 0.8 ) = 219.5$$

$$B = 83'260,000 / ( 474,000 \times 0.9 ) = 195.1$$

$$C = 83'260,000 / ( 474,000 ) = 175.6$$

$$D = 83'260,000 / ( 474,000 \times 1.1 ) = 159.6$$

$$E = 83'260,000 / ( 474,000 \times 1.2 ) = 146.3$$

$$F = 83'260,000 \times 0.8 / 474,000 = 140.5$$

$$G = 83'260,000 \times 0.9 / 474,000 = 158.0$$

$$H = 83'260,000 \times 1.0 / 474,000 = 175.6$$

$$I = 83'260,000 \times 1.1 / 474,000 = 193.2$$

$$J = 83,260,000 \times 1.2 / 474,000 = 210.7$$

En base al análisis, la variación en la producción es un aspecto clave que se debe mantener bajo control, de lo contrario se incrementa el costo neto actualizado. La variación en los egresos no afectan de forma significativa a dicho costo.

## **VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.**

### **CONCLUSIONES.**

La comparación técnica financiera determina que de los métodos de explotación empleados en mina " La Rica", el Tumble Sobre Carga con Cortes Horizontales, TSCCH, es el mas económico con un costo unitario total de \$205/ton, y el más rentable 148.5 %. Se afirma que el Banqueo Ascendente variante del Tumble Sobre Carga, TSCBA, no es óptimo en la aplicación a vetas angostas.

La propuesta Tumble Sobre Carga con Cruceros de Extracción, TSCCE, supera al TSCCH, principalmente por los bajos costos de desarrollo y de preparación con \$56.7/ton, contra 140.15/ton del TSCCH, además presenta una rentabilidad mayor con 235.5%.

El TSCCE tiene como principal ventaja, que ofrece la mayor cantidad de contenidos de plata y oro por rebaje, generando grandes ingresos económicos.

De esta manera, se concluye que el método de minado TSCCE es idóneo para implantarlo, es un método productivo con 35 ton/hombre superando al doble el promedio que se maneja actualmente, además opera bajo condiciones de seguridad y calidad mineral, tiene eficiencia en la extracción de la carga debido al uso de equipo mecanizado, permitiendo terminar en un mes el tumble de un rebaje, así como minimiza el tiempo de almacenamiento de la carga quebrada.

Si el TSCCE entra en operación para minar 540 ton/día, genera flujos de caja positivos para los 8 años de la vida productiva de la mina. La TIR encontrada es de 126.6%, que representa 4 veces mas que la tasa de interés bancaria manejada por la empresa (30%). El porcentaje de ganancia sobre la inversión es de 26.5%.

Según el análisis de sensibilidad, la variación en la producción es un punto crítico a controlar, ya que una disminución de la misma incrementa los costos.

## **RECOMENDACIONES.**

1. Cuando se prepare un block mineral por TSCCE es necesario introducir 2 contratos. Uno se dedicará al desarrollo de contrapozos y el otro al desarrollo de la contrafrente o contracañon y cruceros. Todo esto para minimizar el tiempo total de preparación.
2. El principal problema en mina "La Rica" es la preparación de rebajes, necesita preparar rápido para entrar a producción por tumbe cuanto antes. La implantación del TSCCE en estos momentos no es adecuado debido a que su preparación es de 2 meses. El mejor momento será cuando exista estabilidad en la producción.
3. Se insiste en la poca importancia que se la ha dado a la exploración. Debe de existir un programa de barrenación a diamante, los lugares sugeridos son Ures y DTGP en N-625 y La Rica al sur en N-550. Así también proyectar barrenos negativos para incrementar las reservas a profundidad.
4. Dos factores a controlar en la influencia del ingreso económico son : Disminuir la dilución en el tumbado produciendo mejor ley de cabeza (aspecto minero) e incrementar las recuperaciones de plata y oro en la planta de beneficio (aspecto metalúrgico).

## BIBLIOGRAFIA.

**CONSEJO DE RECURSOS NATURALES NO RENOVABLES.** GEOLOGÍA Y YACIMIENTOS MINERALES DEL DISTRITO PACHUCA - REAL DEL MONTE. PUBLICACION 5 E. JUNIO 1963. ESTADO DE HIDALGO MEXICO.

**COMPAÑIA REAL DEL MONTE Y PACHUCA S. A. DE C. V.** MANUAL DE INDUCCION, PLANTA DE BENEFICIO. 1987 ESTADO DE HIDALGO MEXICO.

**COMPAÑIA REAL DEL MONTE Y PACHUCA S. A. DE C. V.** REPORTE MENSUAL DE COSTOS. FEBRERO 1997 ESTADO DE HIDALGO MEXICO.

**M. C. CERVANTES SILVA JUAN J.** EVALUACION DE PROYECTOS MINEROS. ESCUELA DE INGENIEROS DE MINAS, METALURGIA Y GEOLOGÍA. UNIVERSIDAD DE ZACATECAS . NOVIEMBRE DE 1994 ZACATECAS, ZAC. MEXICO.

**INDUSTRIAL MINERA MEXICO S. A. DE C. V.** PLANEACIÓN Y PROGRAMAS DE PROYECTOS MINEROS. 1975, MEXICO, D. F.

### FUENTES DE CAPITULO DE GEOLOGÍA.

**RAISZ, E.** LANDFORM OF MEXICO, MAP OF THE SHORT TEXT. 1955. CAMBRIDGE, MASS. E. U. A.

**PROBERT A.** NOTAS EXTRACTADAS DE LA HISTORIA MINERA MEXICO, CONVENCION INTERAMERICANA DE RECURSOS MINERALES. 1952. MEXICO, D. F.

**WISSER A.** FORMATION OF THE NORTH - SOUTH FRACTURES OF THE REAL DEL MONTE ÁREA, 1960. PACHUCA, HIDALGO, MEXICO.

**ANDERSON E. M.** THE DYNAMICS OF FAULTING AND DYKE FORMATION WITH APPLICATION TO BRITAIN. OLIVER AND BOYD, 2ª EDITION. LONDON G. B.

**BATEMAN A. M.** ECONOMIC MINERAL DEPOSITS. JHON WILEY AND SONS INC. 2ª EDITION. NEY YORK, E. U. A.

**GEYNE A. R.** METALLIC ORE RESERVES OF MEXICO. UNIVERSITY OF TEXAS. 1955. TEXAS, E. U. A.

**LINDGREN W.** MINERAL DEPOSITS. HARPER AND BROTHERS, 4 th EDITION. 1963. NEY YORK, E. U. A.

## ANEXO 1.

### COSTOS UNITARIOS.

Los costos de materiales están cotizados con fecha de Enero de 1996. Los costos unitarios obtenidos son precedidos de un analisis tecnico de apoyo. Los costos se calculan de la siguiente manera:

- a).- costos en obra de desarrollo.
- b).- costos en obra de preparación.
- c).- costos de minado. para cada método.

ESTA TESIS NO DEBE  
SALIR DE LA BIBLIOTECA

#### a).- COSTOS EN OBRAS DE DESARROLLO.

##### Análisis técnico.

##### Barrenación y voladura.

Parámetros de barrenación y voladura para una plantilla de barrenación en frentes de sección 2.0 x 2.2 m.

- Barrenos Cargados = 27
- Barrenos de alivio = 1
- Total barrenos = 28
- Longitud de barrenación = 1.80 m.
- Avance por disparo = 1.50 m.
- Eficiencia por disparo = 83%.

##### Costos unitarios.

##### Mano de obra.

1 Perforista + Prestaciones / turno = \$ 41.60

1 Ayudante perforista + Prestaciones / turno = 37.20

\$ 78.80/1.5 m = \$52.53/m

### Aire comprimido.

- Consumo / perforadora = 150 ft<sup>3</sup>/min.
- Tiempo promedio de barrenación = 4 min/bno.
- Tiempo total de barrenación = 28 x 4 = 112 min.

$$4.24 \text{ m}^3/\text{min} (150 \text{ ft}^3/\text{min}) \times 112 \text{ min} = 474.8 \text{ m}^3 (16800 \text{ ft}^3).$$

- Consumo / soplado de barrenos = 360 ft<sup>3</sup>/min
- Tiempo de soplado = 15 min.

$$10.17 \text{ m}^3/\text{min} (360 \text{ ft}^3/\text{min}) \times 15 \text{ min} = 152.6 \text{ m}^3 (5400 \text{ ft}^3)$$

- Consumo / cargar ANFO. = 4.24 m<sup>3</sup>/min (150 ft<sup>3</sup>/min)
- Tiempo de cargado = 30 min.

$$4.24 \text{ m}^3/\text{min} (150 \text{ ft}^3/\text{min}) \times 30 \text{ min} = 127.2 \text{ m}^3 (4500 \text{ ft}^3)$$

- Consumo total.

$$474.8 \text{ m}^3 (16800 \text{ ft}^3) + 152.6 \text{ m}^3 (5400 \text{ ft}^3) + 127.2 \text{ m}^3 (4500 \text{ ft}^3) = 754.7 \text{ m}^3 \\ 26700 \text{ ft}^3.$$

$$754.7 \text{ m}^3 \times \$0.106/\text{m}^3 (\$0.003/\text{ft}^3) = \$80.10$$

$$\$80.10/1.5 \text{ m} = \$53.40/\text{m}.$$

### Acero de barrenación.

- Barrena cónica hexagonal 0.87 cm de diámetro (7/8") de 1.80 m de long. ( 6 ft)
- Vida útil = 120 m.
- Costo / barrena = \$279.52
- Metros barrenados = 50.40 m.
- Costo / m. Barrenado = \$ 2.32/m.

$$\$2.32/\text{m} \times 50.40 \text{ m} = \$117.40$$

- Broca desechable tipo de cruz 1 1/2" ( 38 mm.).
- Costo / broca = \$70.61
- Vida útil / broca = 54.00 m.
- Costo / m. barrenado = \$1.30/m.

$$\$1.30/\text{m} \times 50.40 \text{ m} = \$65.52$$

- Costo total = 117.40 + 65.52 = \$182.92

$$\$182.92 / 1.5 \text{ m} = \$121.94/\text{m}.$$

### **Materiales.**

- Aceite = \$6.50/lt.

- Consumo / tno = 2 lt.

$$6.50 \times 2 = \$13.00/\text{tno}.$$

- Mangueras :

Aire 2.54 cm de diámetro ( 1" ) = \$23.72/m x 25 = \$593.00

Agua 0.37 cm de diámetro ( 3/8" ) = \$7.82/m x 25 = \$195.50

Conexiones ( aire y agua ) = \$115.00

TOTAL = \$903.50

- Vida útil .( 4 meses).

$$\$903.50/4 \times 25 \times 2 = \$4.51/\text{tno}.$$

-Consumo total = 13 + 4.50 = \$17.51

$$\$17.51/1.5\text{m} = \$11.67/\text{m}.$$

**Explosivo.** Ver anexo 2 y 3.

$$\$10.02 / \text{bno} \times 27 \text{ bnos} = \$270.54$$

$$\$270.54/1.5 \text{ m} = \$180.36/\text{m}.$$

### **Mantenimiento.**

Se considera el 20% del costo de mano de obra mas aire comprimido.

$$( 52.53 + 53.40 ) 0.2 = \$21.18/\text{m}.$$

**Depreciación ( ver anexo 4 ).**

- Maquina perforadora + pierna neumática + lubricador = \$20000.00

- Pistola de inyección ANFO. = \$ 80.00

TOTAL = \$20080.00

Depreciación a 3 años , 2 tnos. = \$20080 / 3 x 12 x 25 x 2 = \$ 11.15/tno.

$$\$11.15 / 1.5\text{m} = \$ 7.43/\text{m}.$$

## RESUMEN BARRENACION Y VOLADURA.

Concepto	\$/m.
Mano de obra.	52.53
Aire comprimido	53.40
Acero de barrenación	121.94
Materiales	11.67
Explosivo	180.36
Mantenimiento	21.18
Depreciación	<u>7.43</u>
TOTAL	= \$ 448.51/m

### Rezagado de frentes.

- Volumen a rezagar =  $2 \text{ m} \times 2.2 \text{ m} \times 1.8 \text{ m} = 7.9 \text{ m}^3$ .
- Tonelaje a rezagar =  $7.9 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ ton/m}^3 = 19.8 \text{ ton}$ .
- Tonelaje real a rezagar =  $19.9 \times 0.83 = 16.4 \text{ ton}$ .
- Cap. / concha = 1.3 ton.
- Núm. de conchas por llenar = 13.

### Costos

#### Mano de obra.

Los mismos hombres que barrenan, rezagan .

$$\text{\$}78.80/16.4 \text{ ton} = \text{\$}4.80/\text{ton}.$$

#### Aire comprimido.

- Consumo pala Eimco 12-B =  $8.48 \text{ m}^3$  ( $300 \text{ ft}^3/\text{min}$ ).
- Capacidad de carga = 42 kg/ciclo.
- Ciclos/min = 4

$$42 \times 4 = 168 \text{ kg./min.}$$

- Tiempo para cargar/concha =  $13000/168 = 8 \text{ min/concha}$ .
- Tiempo efectivo de rezagado =  $8 \times 13 = 104.0 \text{ min}$   
 $104 \times 300 = 875.6 \text{ m}^3$  ( $31200 \text{ ft}^3$ .)

- Costo total de rezagado :  $875.6 \text{ m}^3 (31200 \text{ ft}^3) \times \$0.106/ \text{ m}^3 (\$0.003/ \text{ ft}^3) =$   
 $\$ 93.60$   
 $\$93.60/16.4 \text{ ton} = \$5.70 /\text{ton}$

**Materiales.**

- Aceite almo (mobil) = \$7.67/lt
- Consumo /tno = 2 lt

$\$15.34/\text{tno.}$

- Mangueras :

Manguera 2.54 cm (1" ) = \$593.00  
 Conexiones = \$68.85  
 TOTAL \$661.85

Depreciar a 4 meses ,2 turnos.

$\$661.85 /4 \times 25 \times 2 = \$3.30/\text{tno.}$

$15.34 + 3.30 = \$18.64$

$\$18.64/16.4 = \$1.13/\text{ton}$

**Mantenimiento.**

20% del costo de mano de obra mas aire comprimido.

$( 4.8 + 5.70 ) 0.2 = \$2.10/\text{ton}$

**Depreciación.**

- Costo estimado pala Eimco 12-B = \$93000.00
- A depreciar 5 años, 2 tnos.

$\$93000/5 \times 12 \times 25 \times 2 = \$31.00/\text{tno}$

$\$31.00/16.4 = \$1.89 /\text{ton.}$

### RESUMEN REZAGADO

Concepto	\$/ton	\$/m
Mano de obra	4.80	52.53
Aire comprimido	5.70	62.40
Materiales	1.13	12.42
Mantenimiento	2.10	22.98
Depreciación	<u>1.89</u>	<u>20.6</u>
<b>TOTAL</b>	<b>\$15.62/ton</b>	<b>\$170.99/m</b>

### RESUMEN GLOBAL DE COSTOS EN DESARROLLO.

concepto.	\$/ton.
Barrenación y voladura.	448.51
Rezagado.	170.99
Servicios. ( via y tubería ). <sup>1</sup>	825.00
<b>total =</b>	<b>1,444.50</b>

<sup>1</sup> Dato proporcionado por depto. de planeación.

### **b).- COSTOS EN OBRAS DE PREPARACIÓN.**

Se calcula el costo unitario de todas las obras necesarias para preparar un rebaje, para cualquiera de los 3 sistemas de minado en estudio.

Las obras de preparación se dividirán en :

- 1) Contrapozo. 1.5 m x 1.5 m
- 2) Instalación de chutes o alcancías.
- 3) Contrapozo. 1.2 m x 2.1 m.
- 4) Subnivel . 1 m x 2.1 m.

**1) Contrapozo. 1.5 m x 1.5 m.**

**Análisis.**

**Barrenación y voladura.**

- Longitud de barrenación = 1.80 m
- Avance / disparo = 1.45 m
- Tiempo / Bno = 4.0 min.
- Consumos de aire comprimido :

Barrenación	4.24 m <sup>3</sup> /min (150 ft <sup>3</sup> /min).
Soplado	10.17 m <sup>3</sup> /min (360 ft <sup>3</sup> /min)
Cargado	4.24 m <sup>3</sup> /min (150 ft <sup>3</sup> /min).
- Tiempos :

Soplado	10 min.
Cargado	30 min.
- Barrenos cargados = 18
- Barrenos de alivio = 0 ( cufa de ángulo)

**Costos.**

**Mano de obra.**

Mismas consideraciones en los sueldos de los perforistas.

$$\$78.80/1.45m = \$54.34/m$$

**Aire comprimido.**

- Barrenación : 4.24 m<sup>3</sup>/min (150ft<sup>3</sup>/min) x (18 x 4) = 305.28 m<sup>3</sup>(10800 ft<sup>3</sup>).  
305.28 m (10800 ft<sup>3</sup>) x \$0.106/ m<sup>3</sup>(\$0.003/ft<sup>3</sup>) = \$32.40  
\$22.34/m
- Soplado : 10.17 m<sup>3</sup>/min (360 ft<sup>3</sup>/min) x 10 min = 101.76 m<sup>3</sup> (3600 ft<sup>3</sup>)  
101.76 m<sup>3</sup> (3600 ft<sup>3</sup>) x \$0.106/ m<sup>3</sup>(\$0.003 ft<sup>3</sup>) = \$10.80  
\$7.44/m.
- Cargado : 4.24 m<sup>3</sup>/min (150 ft<sup>3</sup>/min) x 30 min = 127.2 m<sup>3</sup> (4500 ft<sup>3</sup>)  
127.2 m<sup>3</sup> (4500 ft<sup>3</sup>) x \$0.106/ m<sup>3</sup> (\$0.003 ft<sup>3</sup>) = \$13.50  
\$9.31/m.
- Consumo total :  
\$39.09/m.

### Acero de barrenación.

Se utiliza una escala de fierros. 1.20m y 1.80m.

	Acero cónico 1.20m	Acero cónico 1,80m.
- Costo/bna.	\$183.28	\$279.52
- Vida útil/Bna.	120 m	120 m
- metros barrenados.	21.60 m	10.80
- Costo/m.	1.52	2.32
	\$32.83/m	\$25.05/m
- Brocas desechables, tipo de cruz 38 mm.		
- \$ / broca = \$70.61		
- Vida útil / broca = 54m.		
- \$ / m = \$70.61/ 54m = \$1.30/m		
	\$1.30/m (21.6 +10.80) = \$42.36/m	
- Costo total :	32.83 + 25.05 + 42.36 = \$100.24/m	

### Materiales.

- Aceite = \$6.50/lt
- Consumo = 2 lt/tno.  
\$13.00/tno
- Mangueras :  
Aire + Agua + conexiones = \$903.50

A depreciar a 4 meses. = \$ 4.51/tno.

- Costo total = 13 + 4.51 = \$17.51.  
\$12.08/m.

### Explosivo.

\$10.02/bno x 18 bnos = \$180.36  
\$124.38/m

### Mantenimiento.

20% del costo de mano de obra mas aire comprimido.

\$18.68/m.

### Depreciación.

- Maquina perforadora + pierna neumática + lubricador : \$11.15/tno.  
\$7.69/m.

## RESUMEN DE COSTOS BARRENACION Y VOLADURA.

Concepto	\$/m.
Mano de obra	54.34
Aire comprimido	39.09
Acero de barrenación	100.24
Materiales	12.08
Explosivo	124.38
Mantenimiento	18.68
Depreciación	<u>7.69</u>

**TOTAL = \$ 356.50/m**

### Taranguela.

Instalar taranguela para contrapozo, incluye mano de obra de ayudantes generales, quienes llevan la madera de superficie a su laborio.

**Mano de obra .**

$\$37.20 \times 2 = \$74.40$

**Madera utilizada.**

Concepto	Cantidad	Costo unitario	Costo total.
Varilla de encino ( Secc. circular)	2 pza	\$11.22	\$22.44
Tablón de madera ( cuartón)	2 pza	\$44.15	\$88.30
Clavo 15.2 cm 6"	1/2 kg	\$3.74	<u>\$ 1.87</u>
			\$112.61

$\$74.40 + \$112.61 = \$187.01$

**TOTAL \$128.97/m.**

### Rezagado.

- Volumen a rezagar.

$1.5 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} \times 1.45 \text{ m} = 3.26 \text{ m}^3$

- Tonelaje a rezagar.

$3.26 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ ton/ m}^3 = 8.15 \text{ ton.}$

- Número de cochas por cargar . = 7

### Costos.

#### Mano de obra.

\$78.80/8.15 ton = \$9.66/ton

#### Aire comprimido.

- Tiempo de carga/concha = 1300 kg./168 kg/min = 8 min.
- Tiempo total de rezagado = 8 x 7 = 56.0 min.
- Consumo total de aire = 8.48 m<sup>3</sup> / min (300 ft<sup>3</sup>/min) x 56 min = 474.88 m<sup>3</sup>(16800 ft<sup>3</sup>)

$474.88 \text{ m}^3(16800 \text{ ft}^3) \times \$0.106/ \text{m}^3 (\$0.003/\text{ft}^3) = \$50.40$   
\$6.18/ton.

#### Materiales.

- Aceite \$7.70/lt
- Consumo 2 lt \$15.40/tno.
- Manguera. \$3.30/tno  
\$1.89/ton.

#### Mantenimiento.

20% de mano de obra mas aire comprimido. \$3.16/ton.

#### Depreciación.

Pala Eimco 12-B. depreciar 5 años, 2 tnos. \$31.00/tno  
\$3.80/ton.

### RESUMEN DE REZAGADO

Concepto	\$/ton.	\$/m.
Mano de obra	9.66	54.34
Aire comprimido	6.18	33.24
Materiales	1.89	10.62
Mantenimiento	3.16	17.51
Depreciación	<u>3.80</u>	<u>21.37</u>
TOTAL	\$24.69/ton	\$137.08/m

**RESUMEN GLOBAL DE COSTOS EN C/P 1.5m X 1.5m**

concepto.	\$
Barrenación y Voladura.	356.50
Taranguela.	128.97
Rezagado.	137.08
<b>total =</b>	<b>622.55</b>

**2) INSTALACIÓN DE CHUTES O ALCANCIAS.**

**Análisis.**

MATERIALES.	CANTIDAD.	COSTO UNITARIO.	COSTO TOTAL.
Media Caña 8" ( rollizo de madera ).	10 pza	40.78	407.80
Alcancia ( placa de 1/16" )	1 pza	65.00	65.00
Tablon ( contrapuerta )	1 pza	44.15	44.15
Viguetas 8" ( 2.8 mts. )	2 pza	1.32 kg.	202.39 <sup>2</sup>
		<b>TOTAL</b>	<b>730.46</b>

<sup>2</sup> Viguetas = 27.38 kg./m x 2.8 m x \$1.32/kg. x 2 = \$202.39

**Costos.**

Mano de obra.

- Tnos en construcción = 2

- Número de gente/chute = 4

Ademador + sopletero + 2 ayudantes = \$78.80 x 4 x 2 = \$630.40

- Costo total/chute = \$1360.96

### 3) CONTRAPOZO 1.2 m X 2.1 m.

#### Barrenación y voladura.

- Barrenos cargados = 18
- Barrenos de alivio = 1 ( cuña tipo "cinco de oros" )
- Total bnos/plantilla = 19
- Longitud de barrenación = 1.80 m (6 ft)
- Avance /disparo = 1.45m.
- Tiempo de soplado = 12 min.

El procedimiento de cálculo es similar al inciso A. Se presentan los siguientes resultados:

#### COSTOS DE BARRENACION Y VOLADURA

Concepto	\$/m
Mano de obra	54.34
Aire comprimido	43.82
Acero de barrenación	100.24
Materiales	12.08
Explosivo	190.38
Mantenimiento	19.63
Depreciación	<u>7.69</u>

TOTAL = \$428.18/m

#### COSTOS DE REZAGADO DE CONTRAPOZO.

Concepto	\$/ton	\$/m
Mano de obra	8.63	54.34
Aire comprimido	6.30	39.66
Materiales	1.68	10.57
Mantenimiento	2.98	18.76
Depreciación	<u>3.39</u>	<u>21.34</u>
TOTAL	\$22.98/ton	\$144.70/m

**RESUMEN GLOBAL DE COSTOS CONTRAPOZO 1.20 m X 2.10 m**

<b>CONCEPTO.</b>	<b>\$ / m</b>
Barrenación y Voladura.	428.18
Taranguela.	128.97
Rezagado.	144.70
<b>TOTAL =</b>	<b>701.85</b>

**4) SUBNIVEL. 1.0 m X 2.10 m.**

**Barrenación y voladura**

La plantilla de barrenación en subniveles es similar que para los c/p de preparación. Se utiliza cuña quemada tipo "cinco de oros" para asegurar una eficiencia del 85%.

- Barrenos cargados = 18
- Barrenos de alivio = 1
- Barrenos / plantilla = 19
- Longitud de barrenación = 1.80 m No hay escala de fierros.
- Avance / disparo = 1.60 m

**Costos.**

El procedimiento de cálculo de costos es similar a los anteriores, se presentan los siguientes resultados :

**COSTOS DE BARRENACIÓN Y VOLADURA.**

Concepto	\$ / m.
Mano de obra.	49.28
Aire comprimido	39.71
Acero de barrenación	77.37
Materiales	10.94
Explosivo	112.72
Mantenimiento	17.79
Depreciación	<u>6.96</u>
<b>TOTAL =</b>	<b>\$314.77/m</b>

## Rezagado.

### Análisis

- Ton. a rezagar / tno = 8.4 ton.
- Tiempo de rezagado / tno :

$$t = d / v + k$$

Donde : t = Tiempo del ciclo de escrepeo.  
d = Distancia de escrepeo.  
v = Velocidad / ton. movida.  
k = Tiempo fijo de operación.

Para la escrepa de 24" : v = 0.76 m/seg.  
Capacidad =  $0.072 \text{ m}^3 = 0.19 \text{ ton.}$   
25 m. Dist. entre metaleras.  
d = 10 m Distancia promedio de escrepeo.

Núm. ciclos para escrepear toda la carga =  $8.14 / 0.19 = 45 \text{ ciclos.}$   
Se tiene entonces : v =  $0.76 \text{ m/seg} \times 0.19 \text{ ton} = 0.14 \text{ m/seg (vel/ton).}$   
k =  $25 / 0.19 = 132 \text{ seg.}$

Por lo tanto : t =  $10 / 0.14 + 132 = 203.42 \text{ seg}$   
= 3.40 min / ciclo.

Tiempo total de rezagado =  $3.40 \text{ min} \times 45 \text{ ciclos} = 152 \text{ min.}$   
= 2.5 hr.

### Costos

#### Mano de obra.

$$\$78.80 / 8.14 \text{ ton} = \$9.68 / \text{ton}$$

#### Aire comprimido.

$$152 \text{ min} \times 5.6 \text{ m}^3 (200 \text{ ft}^3) = 860 \text{ m}^3 / \text{min} (30400 \text{ ft}^3 / \text{min})$$
$$860 \text{ m}^3 / \text{min} (30400 \text{ ft}^3 / \text{min}) \times \$0.106 / \text{m}^3 (\$0.003 / \text{ft}^3) = \$91.20$$
$$\$11.20 / \text{ton.}$$

#### Materiales .

$$\text{Aceite} + \text{manguera} = \$30.40$$
$$\$3.73 / \text{ton}$$

#### Mantenimiento.

$$\$4.17 / \text{ton.}$$

#### Depreciación.

Para un Winche ( incluye escrepa, cables, lubricador):

- Valor estimado = \$30000.00. A depreciar 5 años, 2 tnos.

$$\$30000 / 5 \times 12 \times 25 \times 2 = \$10.0 / \text{tno}$$
$$\$1.22 / \text{ton}$$

### RESUMEN COSTOS DE REZAGADO.

Concepto	\$/ton	\$/m
Mano de obra	9.68	49.24
Aire comprimido	11.20	57.00
Materiales	3.73	19.00
Mantenimiento	4.17	21.24
Depreciación	1.22	<u>6.25</u>
TOTAL	= \$20.32/ton	\$152.73/m.

### RESUMEN GLOBAL DE COSTOS SUBNIVEL 1.0 m X 2.1 m

CONCEPTO.	\$/m
Barrenación y Voladura.	314.77
Rezagado.	152.73
<b>TOTAL =</b>	<b>467.50</b>

### CUADRO FINAL DE RESULTADOS DEL ANEXO 1.

CONCEPTO.	\$ / m
costo unitario en obras de desarrollo.	1,444.00
costo unitario en obras de preparación :	
▷ C/P 1.5 x 1.5 mts.	622.55
▷ Chutes o Alcancias.	1,360.00
▷ C/P 1.20 x 2.10 mts.	144.00
▷ Subnivel 1.20 x 2.10 mts.	467.50

## ANEXO 2

### CANTIDADES DE EXPLOSIVO. BARRENOS 1.80 m.

- Alto explosivo. bombillo 2.5 x 12.7 cm (1" x 5") ASA ( p. e. = 1.10 gr / cm<sup>3</sup> )
- Agente explosivo. ANFOASA ( p.e. = 0.85 gr / cm<sup>3</sup> )
- Longitud / barreno = 180.00 cm.
- Taco = 20.0 cm.
- Longitud / bombillo = 12.7 cm. ( 5" )

- Longitud de la carga de columna ( L ) = 147.3 cm.
- Diametro / barreno = 3.8 cm.

- Volumen / barreno =  $3.14 r^2 \times L = 1670.5 \text{ cm}^3$
- Cantidad de ANFOASA / barreno =  $0.85 \times 1670.5 = 1.4 \text{ kg / Bno.}$

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	COSTO UNITARIO ( \$ )	COSTO TOTAL ( \$ )
Bombillo ASA	1 Pza.	1.23	1.23
ANFOASA	1.4 kg..	2.8	3.92
Fulminante No. 6	1 Pza.	0.8	0.8
Conector	1 Pza.	0.8	0.8
Termalita.	0.5 m	2.86	1.41
Cafueta.	2 m	0.93	1.86
<b>TOTAL</b>			<b>10.02</b>

### ANEXO 3

#### CANTIDADES DE EXPLOSIVO. BARRENOS DE 2.40 m.

- Longitud / barreno = 2.40 m.
- Taco = 0.3 m.
- Longitud / bombillo = 0.12 m. ( 5" )
- Longitud de la carga de columna = 1.97 m.
- Diametro / barreno = 38 mm.
- Volumen / barreno = 2234.0 cm<sup>3</sup>.
- Cantidad ANFOASA / barreno = 0.85 X 2234.0 = 1.9 kg/ bno.

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (\$)	COSTO TOTAL (\$)
Bombillo	1 pza.	1.23	1.23
ANFOASA	1.9 kg	2.8	5.32
Fulminante No. 6	1 pza.	0.8	0.8
Conector.	1 pza.	0.8	0.8
Termalita.	0.5 m	2.82	1.41
Cafueta.	2.5 m	0.93	2.35
<b>TOTAL</b>			<b>11.91</b>

## ANEXO 4

### DEPRECIACION POR LÍNEA RECTA.

Toda depreciación de un activo productivo ( bien inmueble ), se amortiza por medio de una fracción depreciable por la misma cantidad cada año.

Todo el equipo como scoop tram, perforadoras de pierna neumática, winches, palas neumáticas, etc; se deprecian por el método de línea recta que por cada año ofrece el mismo costo de depreciación.

Depreciacion de maquinas perforadoras:

$$Dt = ( B - Vs ) / N$$

Dt = Carga de depreciacion anual.

t = año ( t = 1,2,3... n )

B = Costo inicial del activo.

Vs = Valor de salvamento.

n = Vida útil.

$$Dt = ( 30,000 - 13,275 ) / 15 = \$ 1,115.00 \text{ anuales para cada uno de los 15 años.}$$

De esta manera se deprecio la herramienta y equipo utilizado en las distintas operaciones.

## ANEXO 5

### DEPRECIACIÓN ACELERADA.

Para obtener el flujo neto de efectivo es necesario tener un costo de depreciación anual. puesto que se trata de un análisis económico se utiliza la depreciación acelerada a través del método de suma de los años dígitos, de esta manera la inversión de capital ( activo ) se amortiza en el primer tercio de su vida útil.

Costo total de activos a depreciar = 18,490,909

Suma de años = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6 + 7 + 8 = 36

AÑO	ACTIVOS	FRACCIÓN DE DEPRECIACIÓN	DEPRECIACIÓN
1	18'490,909	8/36 = 0.222	4'068,000
2	18'490,909	7/36 = 0.194	3'595,000
3	18'490,909	6/36 = 0.167	3'081,818
4	18'490,909	5/36 = 0.139	2'568,182
5	18'490,909	4/36 = 0.111	2'054,545
6	18'490,909	3/36 = 0.083	1'540,909
7	18'490,909	2/36 = 0.056	1'027,272
8	18'490,909	1/36 = 0.028	513,636